

GÓRNICTWO, 34

P.3351/68

ANDRZEJ FRYCZ

**WPŁYW KONCENTRACJI WYDOBYCIA
NA WĄRUNKI PRZEWIETRZANIA KOPALŃ**

P O L I T E C H N I K A Ś L Ą S K A
ZESZYT NAUKOWY Nr 226 – GLIWICE 1968

SPIS TREŚCI

| | Str. |
|---|------|
| 1. Wstęp | 3 |
| 2. Cel i metoda pracy | 4 |
| 3. Warunki przewietrzania nowoczesnej kopalni | 6 |
| 3.1. Analiza warunków przewietrzania pól eksploatacyjnych | 7 |
| 3.1.2. Eksploatacja do pola | 13 |
| 3.2. Badani stosunków depresyjnych w piętrze wybieranym jedną ścianą | 18 |
| 3.2.1. Dane szczegółowe i wyniki | 19 |
| 3.2.2. Analiza wyników obliczeń | 27 |
| 3.3. Badanie stosunków depresyjnych w piętrze wybieranym dwoma ścianami | 28 |
| 3.4. Badanie stosunków depresyjnych w całej sieci wentyla- cyjnej elementarnej kopalni | 40 |
| 3.4.1. Założenia ogólne | 40 |
| 3.4.2. Założenia szczegółowe | 42 |
| 3.4.3. Zmiany parametrów wentylatora głównego w zależ- ności od położenia ścian w polach eksploatacyjnych | 60 |
| 3.4.4. Analiza zmian oporów tam regulacyjnych | 76 |
| 3.4.5. Określenie podstawowych parametrów wentylatora głównego | 85 |
| 3.4.6. Synchronizacja zmian oporów tam regulacyjnych ze zmianami spiętrzenia i wydatku wentylatora głów- nego | 89 |
| 4. Wpływ intensyfikacji i koncentracji wydobywania na zagrożenie pyłowe, gazowe, klimatyczne i pożarowe | 91 |
| 4.1. Zagrożenie pyłowe | 92 |
| 4.2. Zagrożenie gazowe | 94 |
| 4.3. Zagrożenie klimatyczne | 96 |
| 4.4. Zagrożenie pożarowe | 99 |
| 5. Zakończenie | 102 |
| Oznaczenia | 104 |

POLITECHNIKA ŚLĄSKA

ZESZYTY NAUKOWE

Nr 226

ANDRZEJ FRYCZ

**WPŁYW KONCENTRACJI WYDOBYCIA
NA WARUNKI PRZEWIETRZANIA KOPALŃ**

PRACA HABILITACYJNA Nr 79

Data otwarcia przewodu habilitacyjnego 29. IV. 1968 r.

GLIWICE 1968

REDAKTOR NACZELNY ZESZYTÓW NAUKOWYCH
POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

Fryderyk Staub

REDAKTOR DZIAŁU

Jerzy Nawrocki

SEKRETARZ REDAKCJI

Tadeusz Matula

Dział Nauki — Sekcja Wydawnictw Naukowych — Politechniki Śląskiej
Gliwice, ul. Konarskiego 23

P229/68

Nakł. 100+160 Ark. wyd. 5,4 Ark. druk. 7,0 Papier offsetowy kl. III. 70x100, 80 g
Oddano do druku 30. 5. 1968 Podpis. do druku 21. 6. 1968 Druk ukończ. w czerwcu 1968
Zam 1013 28. 5. 1968 K-23 Cena zł 7,—

Skład, fotokopie, druk i oprawę
wykonano w Zakładzie Graficznym Politechniki Śląskiej w Gliwicach

WSTĘP

W okresie ostatniego dwudziestolecia postęp techniczny w górnictwie światowym spowodował istotne zmiany w technologii produkcji oraz w udostępnianiu złóż. Zmieniły się poglądy dotyczące optymalnych wielkości kopalń, pól górniczych czy oddziałów produkcyjnych [2, 4, 5, 10, 20, 25, 27, 28, 44, 51]. Ogólną tendencją było w tym okresie stałe zwiększenie wydobycia z jednoczesnym zwiększaniem wydajności i obniżaniem kosztów własnych produkcji [6, 7, 24, 25, 56, 59]. Jedyną drogą do realizacji tych założeń jest wzrost koncentracji wydobycia [34, 45, 46, 48, 49]. Ukazała się pokaźna ilość prac naukowych dotyczących badań nad czynnikami wpływającymi na wzrost koncentracji wydobycia [60, 63, 65, 66, 68].

W pracach tych zajmowano się głównie takimi zagadnieniami jak:

- ustaleniem zależności między koncentracją wydobycia a wynikowymi wskaźnikami produkcji,
- analizą związku między mechanizacją, a wydajnością pracy,
- analizą wpływu organizacji na wydajność i koszty,
- ustaleniem zależności efektów koncentracji wydobycia od wymiarów przodków wybierkowych.

Studiując prace dotyczące zagadnień związanych z koncentracją wydobycia a szczególnie traktujące o wymiarach przodków ścianowych oraz o nowoczesnych metodach udostępniania złóż można zauważać, że zagadnieniami związanymi z przewietrzaniem zajmowano się tylko marginesowo. Ponieważ jednak w całym świecie w górnictwie węglowym osiąga się coraz większe głębokości wybierania, a jednocześnie rosną wymagania stawiane warunkom klimatycznym w kopalniach, a sprawa zbadania wpływu koncentracji wydobycia na warunki przewietrzania kopalń wydaje się być istotnie ważną.

Praca niniejsza ma częściowo odpowiedzieć na pytania, czy istotnie koncentracja wydobywania wywierać będzie wpływ na warunki przewietrzania w nowoczesnej kopalni oraz jak ten wpływ będzie się wyrażał.

2. CEL I METODA PRACY

Celem pracy jest próba analizy wpływu koncentracji wydobywania w kopalniach węgla na warunki ich przewietrzania. Koncentracja wydobywania jest kierunkiem wytyczonym dla górnictwa węglowego w całym świecie, w którym węgiel konkuruje z innymi paliwami. Zmieniają się kopalnie stare, zmieniają się projekty nowych kopalń. Postanowiono przeanalizować te zmiany aby stwierdzić, jakie są lub będą ich konsekwencje odnośnie zagadnień związanych z przewietrzaniem kopalń. Postanowiono zbadać, czy obecnie stosowane metody rozprowadzenia powietrza w kopalniach oraz gospodarka spiętrzeniem wentylatorów głównych mogą być zastosowane i dla nowoczesnych kopalń, czy też nie. Specjalnie postanowiono zająć się sprawą ewentualnych zagrożeń w przewietrzaniu kopalń, które mogłyby powstać w wyniku koncentracji wydobywania z jednoczesnym wskazaniem sposobów eliminacji tych zagrożeń. W oparciu o przeprowadzone studia nad dokumentacjami technicznymi nowo projektowanych kopalń, kopalń rekonstruowanych i starych postanowiono przyjąć następującą metodę pracy. Założyć, że

1. Ilość powietrza doprowadzanego do ścian ma być w nowoczesnej kopalni wielkością stałą, niezależną od położenia ozoła ściany w polu i ustaloną w oparciu o przyjęcie minimalnej i maksymalnej prędkości powietrza w wyrobisku ścianowym. Jako minimalna prędkość przyjęto $w = 2 \text{ m/s}$, a jako maksymalną $w = 4 \text{ m/s}$.

2. Opory tam rejonowych regulacyjnych będą się zmieniać w sposób ciągły w zależności od zmian strat naporu w rejonach.

Przy tych założeniach przeanalizować warunki przewietrzania ścian i pól górniczych w zależności od kierunku wybierania i długości wybiegu z uwzględnieniem gospodarki spiętrzeniem wentylatorów głównych. Stwierdzić, czy ewentualne różnice w potrzebnym spiętrzeniu są istotne i czy mogą wpływać na zaburzenie w całym systemie wentylacji nowoczesnej kopalni.

Analizę tę przeprowadzić w oparciu o obliczenia teoretyczne z tym, że do obliczeń zastosuje się maszynę cyfrową UMC-1.

W pracy rozważone zostaną kolejno:

- 1) warunki przewietrzania elementarnych pól górniczych, w których eksploatację prowadzi się będzie jednoskrzydłowo systemem ścianowym podłużnym od pola 1 do pola,
- 2) warunki przewietrzania elementarnych pól górniczych, w których eksploatację prowadzi się będzie systemem ścianowym podłużnym od 1 do pola dwuskrzydłowo,
- 3) warunki przewietrzania nowoczesnej kopalni jednostkowej przy czterech różnych stopniach koncentracji wydobycia. Założono eksploatację w 2 pokładach z jednego poziomu oraz w każdym z czterech przykładów przyjęto to samo docelowe dobowe wydobywanie. Takie dodatkowe założenie ułatwi przeprowadzenie porównania warunków przewietrzania w kopalniach o różnym stopniu koncentracji wydobywania,
- 4) zagrożenia pyłowo gazowe, pożarowe i klimatyczne na tle warunków przewietrzania w kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobywania,
- 5) podsumowanie wyników obliczeń i rozważań łącznie z wyciągnięciem ogólnych wniosków wynikających z pracy.

Przeprowadzając rozważania wymienione w punktach 1, 2 i 3 postanowiono, że

- a) straty wewnętrzne powietrza przy systemie eksploatacji do granic obliczone będą w oparciu o znane wzory Miletiotza [42, 43] w zależności od sposobu kierowania stropem, grubości pokładu i odległości czoła ściany od pochylnej wentylacyjnej,

- b) straty wewnętrzne powietrza na spięciach wentylacyjnych przy systemie eksploatacji dwuskrzydłowej obliczone będą każdorazowo w zależności od strat naporu w rejonie, który jest zależny od położenia ozoła ścian w polu. Opory tam przyjęto jako stałe,
- c) straty wewnętrzne na spięciach pomiędzy prądami grupowymi powietrza świeżego i zużytego przyjęte będą jako stałe, niezależnie od różnicy spiętrzeń. Przewidziano tu zmianę oporów tam w czasie prowadzenia eksploatacji, podobnie jak przy tamach regulacyjnych rejonowych.

3. WARUNKI PRZEWIETRZANIA NOWOCZESNEJ KOPALNI

Kopalnia nowoczesna czyli założona według najnowszych zasad techniki górniczej będzie kopalnią jednopoziomową lub najwyższą dwupoziomową. Na poziomach roboty skoncentrowane będą w możliwie małej ilości pokładów w jednym lub dwóch polach eksploatacyjnych [46, 60, 66, 67, 68]. Rozmieszczenie szybów odgrywać tu będzie zasadniczą rolę. Przy centralnym zlokalizowaniu szybów i założeniu planowej eksploatacji od pola potrzebne spiętrzenie wentylatora dla zapewnienia właściwej wentylacji kopalni będzie się prawdopodobnie zmieniać w zależności od odległości pola od szybów. Zależność ta będzie tym większa, im większe będą wymiary poszczególnych pól. Stan ten może sprawiać trudności w rozprowadzeniu powietrza w kopalni lub też przesunięciu się punktu pracy wentylatora poza pole stabilnej i ekonomicznej pracy. Przy skrzydłowym rozmieszczeniu szybów nie powinno być różnic w potrzebnym spiętrzeniu wentylatora głównego w czasie eksploatacji całego poziomu. Długość dróg wentylacyjnych, które trzeba utrzymywać jest w tym przypadku duża i prawie stała w czasie istnienia poziomu, gdy tymczasem w przypadku centralnego rozmieszczenia szybów będzie stałe się zmieniać. Tak w jednym, jak i drugim przypadku spiętrzenia wentylatorów będą prawdopodobnie wysokie a to z powodu konieczności

ści przeprowadzania dużych ilości powietrza przez małą ilość wyrobisk. Z problemem tym wiąże się zagadnienie prędkości powietrza w poszczególnych wyrobiskach. Nie ulega wątpliwości, że ograniczenia dotyczące prędkości powietrza w szybach będą musiały być zmienione wzorem innych krajów (Anglia, Belgia, NRF, Holandia) bowiem nie stanowią one zagrożenia a utrudniają realizację planów wentylacji kopalń. W wyrobiskach poziomych natomiast, graniczne prędkości ustalone przepisami powinny być utrzymane, co zmusi do projektowania w wielu przypadkach podwójnych czy nawet potrójnych równoległych przekopów głównych. W wyrobiskach głównych jak szyby, przecznice czy przekopy należy przewidywać wprowadzanie specjalnych kształtek aerodynamicznych dla zmniejszenia oporności wyrobisk [9, 19, 23]. Straty wewnętrzne powietrza w sieci wentylacyjnej powinny zmaleć a to z powodu braku połączeń wentylacyjnych, na których mogłyby w ogóle zachodzić. Otwory równoznaczne kopalń powinny w efekcie również zmaleć a to dzięki eliminacji całej masy boczno równoległych. Kopalnia przyszłości będzie miała w stosunku do kopalń dzisiejszych sieć wentylacyjną prostą i prawie szczelną, wszelkie spięcia wentylacyjne muszą zostać wyeliminowane i tym samym straty wewnętrzne powietrza będą poważnie ograniczone.

3.1. Analiza warunków przewietrzania pól eksploatacyjnych

Do rozważań postanowiono przyjąć zgodnie z nowoczesnymi poglądami na koncentrację wydobywania pole o stosunkowo dużej powierzchni w kształcie prostokąta. Długość pola wynosi L metrów a jego szerokość po upadzie wynosi S metrów.

Przyjęto następujące oznaczenia:

r'_{ch} - opór 1 m chodnika podścianowego (kM),

r''_{ch} - opór 1 m chodnika nadścianowego (kM),

r_{ch} - sumaryczny opór jednostkowy chodników nad- i podścianowego,

r_s - opór 1 m ściany (kM),

l - długość ściany (m),

- \dot{V}_s - ilość powietrza dopływającego do ściany (m^3/s),
 x - współrzędna długości chodnika podścianowego (od miejsca położenia ściany),
 W_x - strata naporu w funkcji długości chodników przyścianowych.

3.1.1. Eksploatacja od pola

W tym systemie, przy przewietrzaniu wyrobisk ścianowych, nie zachodzą wewnątrzrejonowe straty powietrza (rys. 1). Strata naporu przy przepływie powietrza przez chodnik podścianowy, ścianę, chodnik nadścianowy (można byłoby uznać ten prąd niezależny za rejon wentylacyjny) będzie wynosiła

$$\begin{aligned}
 W_x &= r'_{oh} \cdot x \cdot \dot{V}_s^2 + r''_{oh} \cdot x \cdot \dot{V}_s^2 + r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 = \\
 &= r_g \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + r_{oh} \cdot x \cdot \dot{V}_s^2
 \end{aligned} \tag{1}$$

gdym: $0 \leq x \leq \frac{1}{2} L$

dla $x = 0$ $W_0 = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2$

dla $x = \frac{1}{2} L$ $W_{\frac{1}{2}L} = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + \frac{1}{2} L \cdot r_{ch} \cdot \dot{V}_s^2$

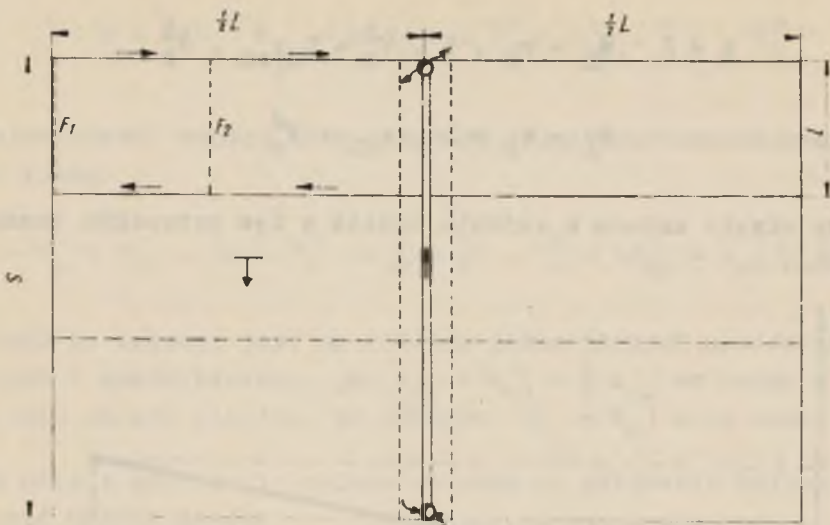
a więc $W_{\frac{1}{2}L} - W_0 = \frac{1}{2} L \cdot r_{oh} \cdot \dot{V}_s^2$

Ze wzoru (1) widać, że strata naporu jest liniową funkcją długości chodników przyścianowych i będzie zmieniała się od wartości $W_{\frac{1}{2}L}$ do wartości W_0 (rys. 2).

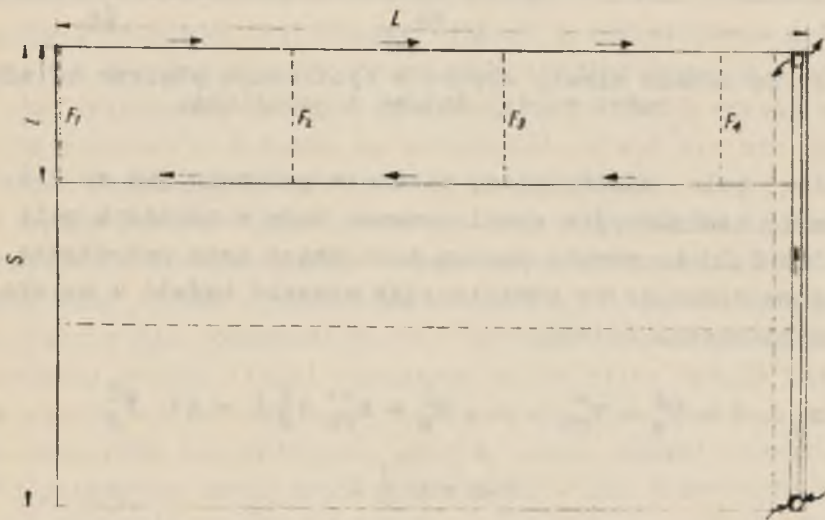
W przypadku udostępnienia tego samego pola przy jego granicy a nie w środku (rys. 3) strata naporu zmieniała się będzie w czasie przesuwania ściany zgodnie z zależnością (1) ale dla x przebiegającego wartości $0 \leq x \leq L$.

Otrzymujemy wtedy:

dla $x = 0$ $W_0 = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2$



Rys. 1. Szkic rozciągki pola udostępnionego w środku

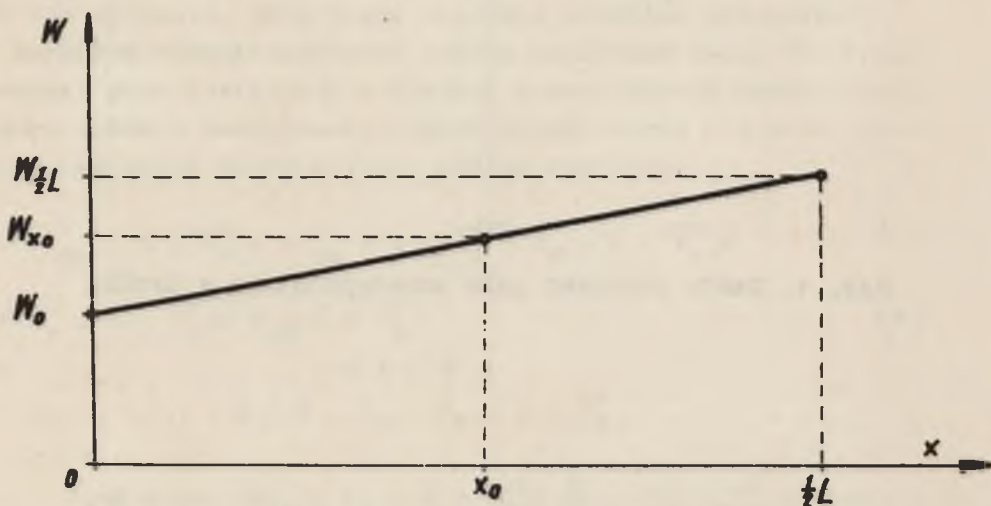


Rys. 3. Szkic rozciągki pola udostępnionego przy granicy

dla $x = L$ $W_L = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + L r_{ch} \cdot \dot{V}_s^2$

a więc $W_L - W_0 = L \cdot r_{ch} \cdot \dot{V}_s^2$

Zmiana straty naporu w rejonie będzie w tym przypadku jeszcze większa.



Rys. 2. Zależność straty naporu w wybieranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią.

Jeżeli pole udostępnione zostanie podobnie jak na rys. 1 ale szyby wentylacyjne rozmieszczone będą w narożach pola (A,B lub C,D) to strata naporu zachodząca przy przepływie \dot{V}_s powietrza przez rejon wentylacyjny wynosić będzie w zależności od położenia ściany

$$W_x = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + r'_{ch} \cdot x \cdot \dot{V}_s^2 + r''_{ch} \left(\frac{1}{2}L - x\right) \dot{V}_s^2 \quad (2)$$

gdym $0 \leq x \leq \frac{1}{2}L$

dla $x = 0$ $W_0 = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + r''_{ch} \cdot \frac{1}{2}L \cdot \dot{V}_s^2$

dla
$$x = \frac{1}{2} L \quad W_{\frac{1}{2}L} = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + r'_{ch} \cdot \frac{1}{2} L \cdot \dot{V}_s^2$$

Różnica straty naporu może osiągnąć najwyższą bezwzględną wartość równą:

$$W_{\frac{1}{2}L} - W_0 = r'_{ch} \cdot \frac{1}{2} L \cdot \dot{V}_s^2 - r''_{ch} \cdot \frac{1}{2} L \cdot \dot{V}_s^2 = (r'_{ch} - r''_{ch}) \cdot \frac{1}{2} L \cdot \dot{V}_s^2$$

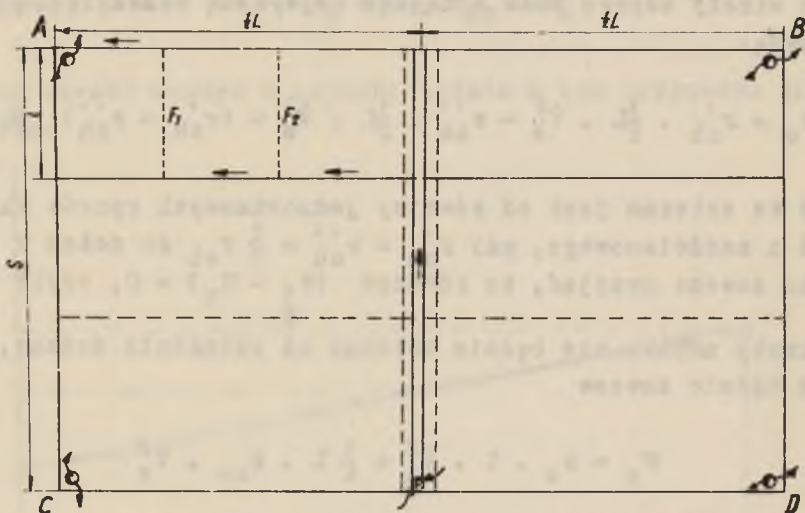
Wartość ta zależy jest od różnicy jednostkowych oporów chodników pod i nadścianowego, gdy $r'_{ch} = r''_{ch} = \frac{1}{2} r_{ch}$ co można w przybliżeniu zawsze przyjąć, to różnica $(W_{\frac{1}{2}L} - W_0) = 0$, czyli wartość straty naporu nie będzie zależna od położenia ściany, i wynosić będzie zawsze

$$W_x = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + \frac{1}{4} L \cdot r_{ch} \cdot \dot{V}_s^2 \quad (2a)$$

Jest to bardzo ważną zaletą tego systemu eksploatacji pola. Drugą zaletą jest to, że maksymalna strata naporu jest w tym przypadku zawsze mniejsza lub co najwyżej równa stracie naporu przy stosowaniu centralnego systemu przewietrzania pola (rys. 1 i 3). Rozpatrując rejon wentylacyjny łącznie z pochylnią czy ewentualną przezością widać, że wielkość straty naporu będzie oczywiście zależeć od szerokości pola S ale nie zależy od tego, które piętro jest aktualnie wybierane.

W pracy postanowiono ograniczyć się do analizowania trzech powyższych sposobów rozcięcia pola i przewietrzania ścian. Jednak przy sposobie pokazanym na rys. 4, wymagane spiętrzenie wentylatora dla pokonania straty naporu w czasie przepływu określonej stałej ilości powietrza przez rejon będzie niezmiennie w czasie wybierania nawet całego pola. Postanowiono więc tego przypadku nie rozważać, gdyż w czasie przewietrzania kopalni potrzebne spiętrzenia wentylatorów dla utrzymania wymaganych wydatków prądów powietrza w ścianach będzie prawie stałe. Biorąc jednak pod uwagę niewielkie możliwości stosowania tego sposobu w praktyce, w szerszym stopniu postanowiono rozpa-

trzyś stosunki depresyjne w polach, gdy ściany przewietrzane będą przy centralnym położeniu szybów.



Rys. 4. Szkic rozcińki pola udostępnionego w środku przy skrzydłowym rozmieszczeniu szybów wydechowych

W nowoczesnej kopalni węgla przewiduje się skoncentrowanie robót eksploatacyjnych możliwie w jednym pokładzie i na jednym poziomie. Główne wyrobiska górnicze, jak szyby, szybiki, przecznice, tworzyć mają szkielec kamienny, który przez cały czas istnienia poziomu nie będzie ulegał zmianie. Pole eksploatacyjne będzie musiało być duże, czyli drogi przewozowe i wentylacyjne wewnątrz pola będą również stosunkowo długie oraz co ważniejsze, łączna ich długość będzie się zmieniać w czasie eksploatacji pola zgodnie z sytuacją pokazaną na rys. 1 i 3. Biorąc jeszcze pod uwagę fakt, że oporność głównych dróg przewozowych i wentylacyjnych przeważnie nie ulega zmianie, natomiast oporność chodników eksploatacyjnych zmieniać się może w dość znacznych granicach – można wnioskować, że wypadkowy sumaryczny opór sieci wentylacyjnej będzie zależał tylko

od tych zmian i zachodził będzie szczególnie przy sposobie udostępnienia pokazanym na rys. 1 i 3.

Ilość powietrza doprowadzanego do ścian powinna być duża, aby zapewnić bezpieczne warunki pracy w atmosferze metanowej oraz dobre warunki klimatyczne. Obecnie ilości powietrza doprowadzanego do ścian są małe z powodu znacznej dekoncentracji robót, a prędkości przepływu powietrza przez wyrobiska ścianowe są przeważnie mniejsze od 1 m/s [12, 13, 14, 15, 16, 17].

Fakt ten powoduje, że straty naporu wewnątrz pól eksploatacyjnych są bardzo małe a zmiany położenia frontu wybierania nie wprowadzają istotnych zmian w układzie stosunków depresyjnych w polu. Wydaje się, że sytuacja ta ulegnie jednak istotnej zmianie z chwilą, gdy do pola eksploatacyjnego doprowadzimy większą ilość powietrza a wymiary samego pola wzrosną.

3.1.2. Eksploatacja do pola

Przy tym systemie eksploatacji trzeba się liczyć z ucieczkami powietrza wzdłuż starych zrobów. Dla ich obliczenia posłużono się wzorami A.F. MILETICZA [41, 42].

Rozkład ucieczek powietrza przy systemie ścianowym i eksploatacji prowadzonej do pola określić można równaniem różniczkowym,

$$r_x \frac{1}{m} \left(\frac{d\dot{V}}{dx} \right)^n = r_{oh} \cdot x \cdot \dot{V}_x \cdot \dot{V}_s + r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 \quad (3)$$

gdzie:

r_x - funkcjonalna zależność jednostkowego oporu aerodynamicznego zrobów od x ,

x - długość chodnika podścianowego wzdłuż zrobów liczona od ściany do pochylni (m),

l - długość ściany (m),

m - grubość pokładu (m),

r_{oh} - sumaryczny opór jednostkowy chodników pod- i nadścianowego (kM),

\dot{V}_x - wydatek prądu w odległości x od ściany (m^3/s),

\dot{V}_s - wydatek prądu dopływającego do ściany (m^3/s),

n - wykładnik charakteryzujący ruch powietrza (za A.F.

Mileticzem przyjęto w obliczeniach $n=1$ czyli przepływ laminarny powietrza przez zroby).

Przyjmując $n = 1$, $\frac{\dot{V}_s r_{0h} \cdot m}{l} = X$, $r_s \cdot \dot{V}_s^2 \cdot m = Y$ można równanie (3) przekształcić do następującej postaci

$$\frac{d \dot{V}_x}{dx} = X \cdot \dot{V}_x \cdot \frac{x}{r_x} + \frac{Y}{r_x} \quad (4)$$

Wielkość jednostkowego aerodynamicznego oporu zrobów określa się [42] z zależności:

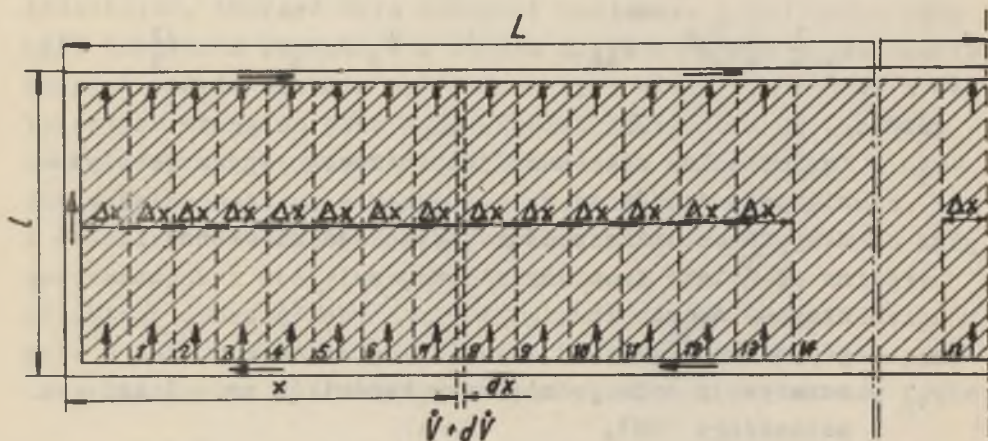
$$r_x = r_0 + ax^b \quad (5)$$

gdzie:

r_0 - jednostkowy opór świeżo powstałych zrobów (kM),

a, b - stałe, zależne od sposobu kierowania stropem.

Równanie (3) w obecnej postaci nie da się scałkować. A.F. Mileticz podaje [41] własną metodę, za pomocą której można w przybliżeniu określić wielkość ucieczek powietrza przez zroby przy różnorodnych sposobach kierowania stropem.



Rys. 5. Model przepływu powietrza przez zroby ściany prowadzonej do pola.

Na rys. 5 pokazano schematycznie ruch powietrza w zrobach. Dla rozwiązania równania (3) w oparciu o model z rys. 5 należy przejść od nieskończonego małego przyrostu d_x do skończonego Δx ; wtedy

$$x = n \cdot \Delta x,$$

gdzie:

n - ilość przedziałów Δx , mieszczących się w długości x .

Ilość uciekającego powietrza przez pierwszy odcinek zrobów Δx można w oparciu o wzór (4) wyrazić wzorem

$$\frac{\dot{V}_{x1} - \dot{V}_s}{\Delta x} = X \dot{V}_{x1} \cdot \frac{\Delta x}{r_{x1}} + \frac{Y}{r_{x1}} \quad (6)$$

gdzie:

\dot{V}_{x1} - ilość powietrza w pierwszym odcinku podziału chodnika podłożianowego,

$\dot{V}_{x1} - \dot{V}_s$ - wielkość ucieczek powietrza przez zroby na tym odcinku.

Przekształcając równanie (6) otrzymamy

$$\dot{V}_{x1} = \frac{Y \cdot \frac{\Delta x}{r_{x1}} + \dot{V}_s}{1 - X \cdot \frac{(\Delta x)^2}{r_{x1}}} \quad (7)$$

Dla drugiego odcinka podziału ilość uciekającego przez zroby powietrza wynosi $\dot{V}_{x2} - \dot{V}_{x1}$, którą można określić z wyrażenia

$$\frac{\dot{V}_{x2} - \dot{V}_{x1}}{\Delta x} = X \dot{V}_{x2} \frac{\Delta x}{r_{x2}} + \frac{Y}{r_{x2}} \quad (6')$$

skąd

$$\dot{V}_{x2} = \frac{Y \frac{\Delta x}{r_{x2}} + \dot{V}_{x1}}{1 - X \frac{(\Delta x)^2}{r_{x2}}} \quad (7')$$

i ogólnie dla n-tego odcinka podziału otrzymamy

$$\dot{V}_{xn} = \frac{Y \frac{\Delta x}{r_{nx}} + \dot{V}_{x(n-1)}}{1 - X \frac{(\Delta x)^2}{r_{xn}}} \quad (8)$$

czyli jest to ilość powietrza, jaką należy doprowadzić do początku chodnika podścianowego przy eksploatacji do pola aby w ścianie oddalonej od pochylni o $n \cdot \Delta x$ wydatek prądu powietrza wynosił \dot{V}_s .

Wielkości $r_{x1}, r_{x2} \dots r_{xn}$ można zgodnie z (5) przedstawić następująco:

$$r_{x1} = r_0 + a \cdot (\Delta x)^b$$

$$r_{x2} = r_0 + a \cdot (2 \Delta x)^b$$

$$r_{xn} = r_0 + a \cdot (n \Delta x)^b$$

Aby określić ilość powietrza \dot{V}_{xn} należy kolejno rozwiązać następujący ciąg równań:

$$\dot{V}_{x1} = \frac{\frac{\Delta x}{r_0 + a(\Delta x)^b} + \dot{V}_s}{1 - X \cdot \frac{(\Delta x)^2}{r_0 + a(\Delta x)^b}}$$

$$V_{x2} = \frac{Y \frac{\Delta x}{r_0 + a(2 \Delta x)^b} + Y_{x1}}{1 - X \cdot \frac{(x)^2}{r_0 + a(2 \Delta x)^b}}$$

$$\dot{v}_{xn} = \frac{Y \frac{\Delta x}{r_0 + a(n \Delta x)^b} + \dot{v}_{x(n-1)}}{1 - X \frac{(\Delta x)^2}{r_0 + a(n \cdot \Delta x)^b}} \quad (9)$$

Ilość tych równań zależy od długości chodnika x i przyjętej długości odcinka podziału Δx

$$n = \frac{x}{\Delta x}$$

Oczywiście im mniejsza będzie wielkość Δx , tym dokładniej da się określić \dot{v}_{xn} .

W obliczeniach \dot{v}_{xn} przyjęto $\Delta x = 10$ m, co odpowiada przyjętemu maksymalnemu postępowi dobowemu ściany przy wysokiej koncentracji wydobywania.

Wielkości a , b , r_0 przyjęto za A.F. Mileticzem, stosując różny sposób kierowania stropem.

Strata naporu przy przepływie powietrza przez chodnik podścianowy, ścianę, chodnik nadścianowy przy eksploatacji do pola będzie wynosiła

$$W_x = r_s \cdot l \cdot \dot{v}_s^2 + r_{ch} \cdot \Delta x \sum_{i=1}^n v_{xi}^2 \quad (10)$$

gdzie $0 \leq x \leq L$

$$\text{dla } x = 0 \quad W_0 = r_s \cdot l \cdot \dot{v}_s^2$$

$$\text{dla } x = L \quad W_L = r_s \cdot l \cdot \dot{v}_s^2 + r_{ch} \cdot \Delta x \sum_{i=1}^{n=\frac{L}{\Delta x}} v_{xi}^2$$

W wyrażeniu (10) przez \dot{v}_{01} będzie rozumiane \dot{v}_s . Różnica straty naporu może więc osiągnąć wartość

$$W_L - W_0 = r_{ch} \cdot \Delta x \sum_{i=1}^{n=\frac{L}{\Delta x}} v_{xi}^2$$

3.2. Badanie stosunków depresyjnych w pięttrze wybieranym jedną ścianą

Założenia:

- 1° ściany prowadzone będą z zawałem stropu lub podsadzką częściową,
- 2° w stropie znajdują się łupki piaszczyste,
- 3° długość ścian $l = 200$ m, wybieg ścian $L = 2000$ m,
- 4° grubość pokładów $m = 2$ m i $m = 1,5$ m,
- 5° ilości powietrza w ścianach obłożone będą przy założeniu prędkości powietrza $w_1 = 2$ m/s i $w_2 = 4$ m/s,
- 6° opory chodników podścianowych i nadścianowych przyjęto z nomogramów dla przekroju 10 m² jako równe sobie, przez co posługiwano się sumarycznym jednostkowym oporem chodników r_{oh} ,
- 7° opór ściany r_s także przyjęto z nomogramu, obliczając wcześniej na podstawie grubości pokładu prawdopodobny przekrój otwarcia ściany,
- 8° wielkości r_0 , a , b potrzebne do obliczenia jednostkowego aerodynamicznego oporu zrobów przyjęto wg A.F. Mileticza [41, 42] dla różnego sposobu kierowania stropem,
- 9° odcinek podziału $\Delta x = 10$ m, czyli dla wybiegu ściany $L = 2000$ m ilość podziałów $n = \frac{L}{\Delta x} = 200$,
- 10° zmiany ilości powietrza w ścianie przy założeniu stałych prędkości uzyskiwano przez zmianę przekroju (zmiana obudowy ściany).

Obliczenia strat naporu w przypadku ścian prowadzonych od pola wykonane zostały w łatwy sposób na podstawie wzoru (1)

$$W_x = r_s l \cdot \dot{V}_s^2 + r_{oh} \times \dot{V}_s^2$$

Obliczenia strat naporu w przypadku ścian prowadzonych do pola wykonane zostały w Ośrodku Maszyn Cyfrowych Pol. Śl. przy pomocy maszyny cyfrowej UMC-1 na podstawie wzorów (9) i (10).

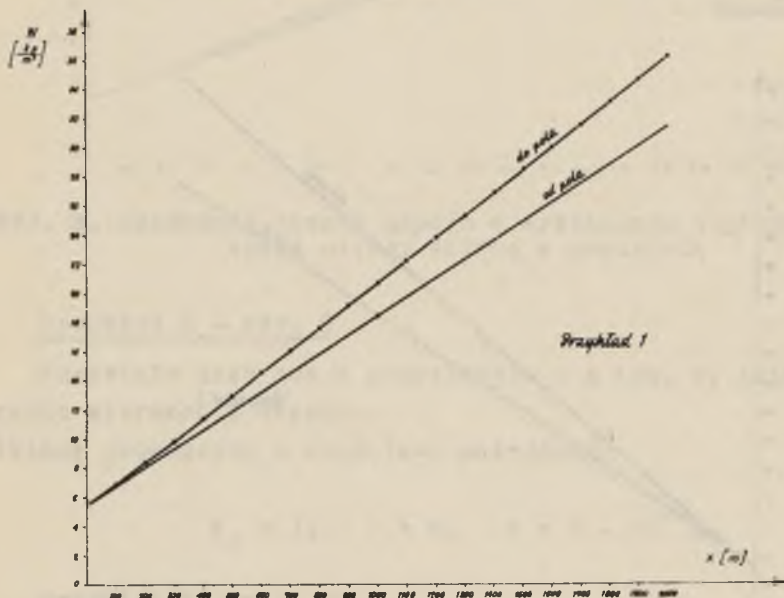
$$W_x = r_s \cdot l \cdot \dot{V}_s^2 + r_{oh} \cdot \Delta x \sum_{i=1}^n \dot{V}_{x1}^2$$

gdzie:

$$Y_{x1} = \frac{Y \frac{\Delta x}{r_0 + a(1 \Delta x)^b} + \dot{V}_{x(1-1)}}{1 - X \frac{(\Delta x)^2}{r_0 + a(1 \Delta x)^b}}$$

3.2.1. Dane szczegółowe i wyniki

Obliczenia wykonane zostały dla 10 różnych przykładów, dla których szczegółowe założenia podano niżej. Wyniki obliczeń, ze względu na ich dużą objętość, podano tylko w postaci wykresów. Na osi rzędnych oznaczono stratę naporu W w (kp/m²) a na osi odciętych długości chodników podścianowych x w (m).



Rys. 6. Zależność straty naporu w wybieranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią

Przykład 1 - rys. 6

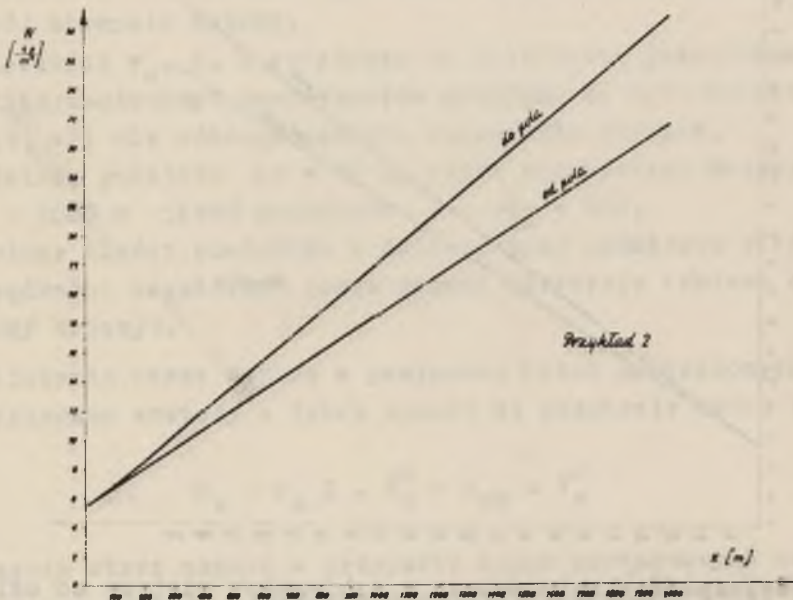
$m = 2 \text{ (m)}$, $l = 200 \text{ m}$, $r_{oh} = 36 \cdot 10^{-6} \text{ kM}$, $r_s = 76 \cdot 10^{-6} \text{ kM}$
 $\dot{V}_s = 19 \text{ m}^3/\text{s}$, $L = 2000 \text{ m}$, $\Delta x = 10 \text{ m}$, $n = \frac{2000}{10} = 200$,
ściana prowadzona z pełnym zawalem

$$r_0 = 6, \quad b = 4, \quad a = 6 \cdot 10^{-9}$$

Przykład 2 - rys. 7

Wszystkie dane jak w przykładzie 1 z tym, że zmieniono warunki kierowania stropem.
Ściana prowadzona z częściową podsadzką.

$$r_0 = 3, \quad b = 4, \quad a = 9 \cdot 10^{-9}$$

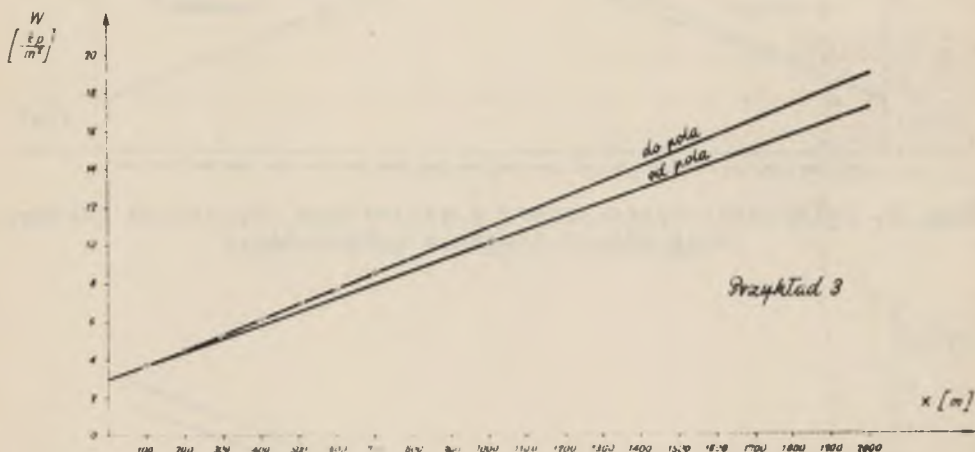


Rys. 7. Zależność straty naporu w wybranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią

Przykład 3 - rys. 8

$m = 2 \text{ m}$, $l = 200 \text{ m}$, $r_{ch} = 36 \cdot 10^{-6} \text{ km}$, $r_s = 15 \cdot 10^{-5} \text{ km}$,
 $V_s = 14 \text{ m}^3/\text{s}$, $L = 2000 \text{ m}$, $\Delta x = 10 \text{ m}$, $n = \frac{2000}{10} = 200$
ściana prowadzona z pełnym zawalem

$$r_0 = 6, \quad b = 4, \quad a = 6 \cdot 10^{-9}$$



Rys. 8. Zależność straty naporu w wybieranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią

Przykład 4 - rys. 9

Wszystkie dane jak w przykładzie 3 z tym, że zmieniono warunki kierowania stropem.

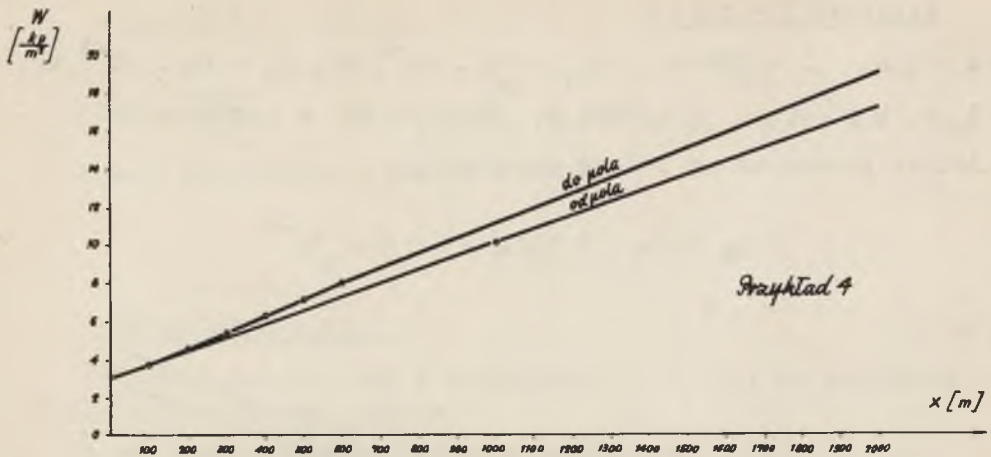
Ścianę prowadzono z częściową podsadzką.

$$r_0 = 3, \quad b = 4, \quad a = 9 \cdot 10^{-9},$$

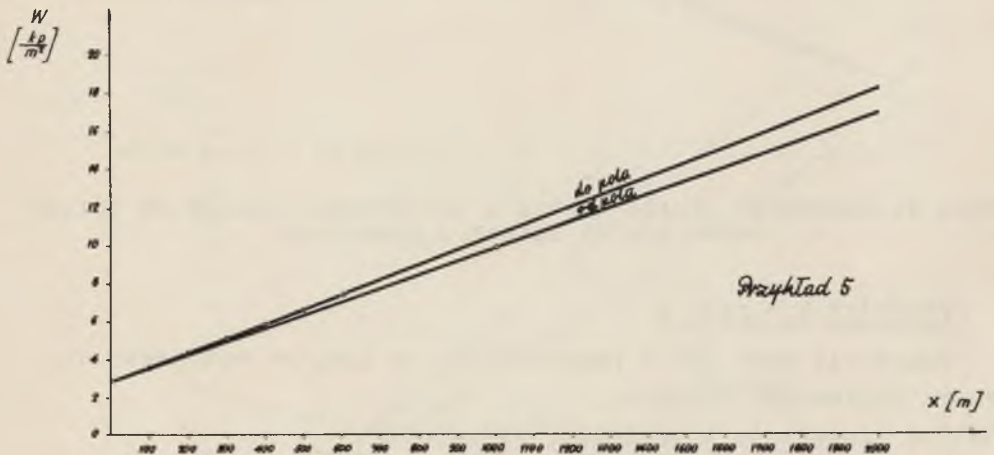
Przykład 5 - rys. 10

$m = 1,5 \text{ m}$, $l = 200 \text{ m}$, $r_{ch} = 36 \cdot 10^{-6} \text{ km}$, $r_s = 71 \cdot 10^{-6} \text{ km}$,
 $\dot{V}_s = 14 \text{ m}^3/\text{s}$, $L = 2000 \text{ m}$, $\Delta x = 10 \text{ m}$, $n = 200$,
ściana prowadzona z pełnym zawalem.

$$r_0 = 6, \quad b = 4, \quad a = 6 \cdot 10^{-9}.$$



Rys. 9. Zależność straty naporu w wybieranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią



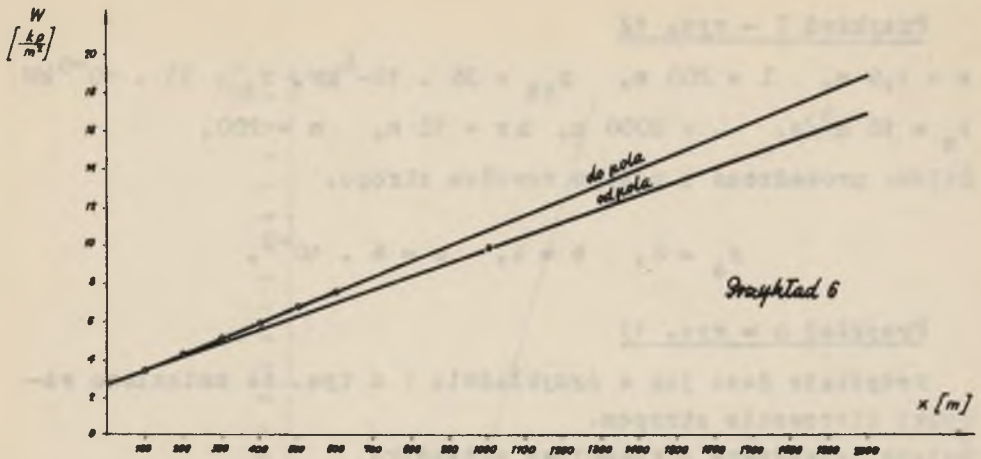
Rys. 10. Zależność straty naporu w wybieranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią

Przykład 6 - rys. 11

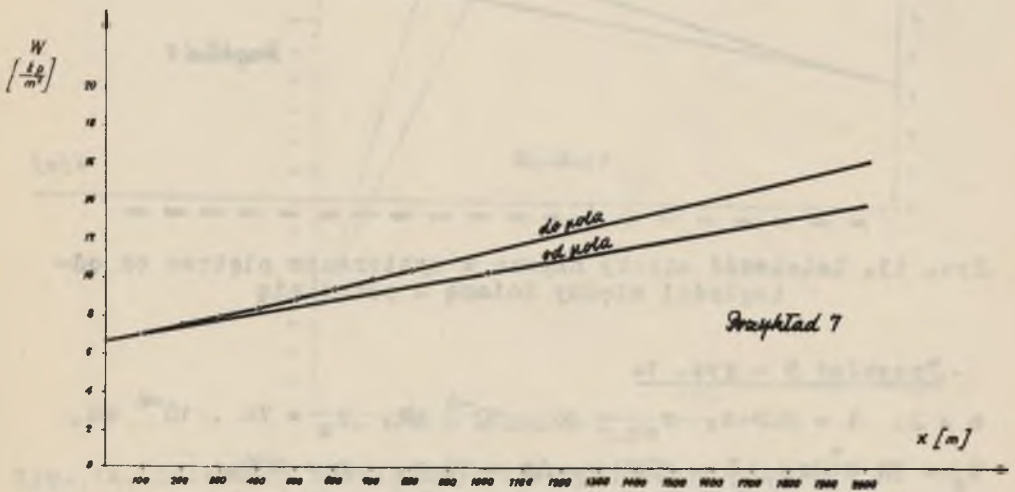
Wszystkie dane jak w przykładzie 5 z tym, że zmieniono warunki kierowania stropem.

Ściana prowadzona z częściową podsadzką.

$$r_0 = 3, \quad b = 4, \quad a = 9 \cdot 10^{-9},$$



Rys. 11. Zależność straty naporu w wybranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią



Rys. 12. Zależność straty naporu w wybranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią

Przykład 7 - rys. 12

$m = 1,5 \text{ m}$, $l = 200 \text{ m}$, $r_{ch} = 36 \cdot 10^{-6} \text{ km}$, $r_s = 33 \cdot 10^{-9} \text{ km}$,
 $V_s = 10 \text{ m}^3/\text{s}$, $L = 2000 \text{ m}$, $\Delta x = 10 \text{ m}$, $n = 200$,
Ściana prowadzona z pełnym zawałem stropu.

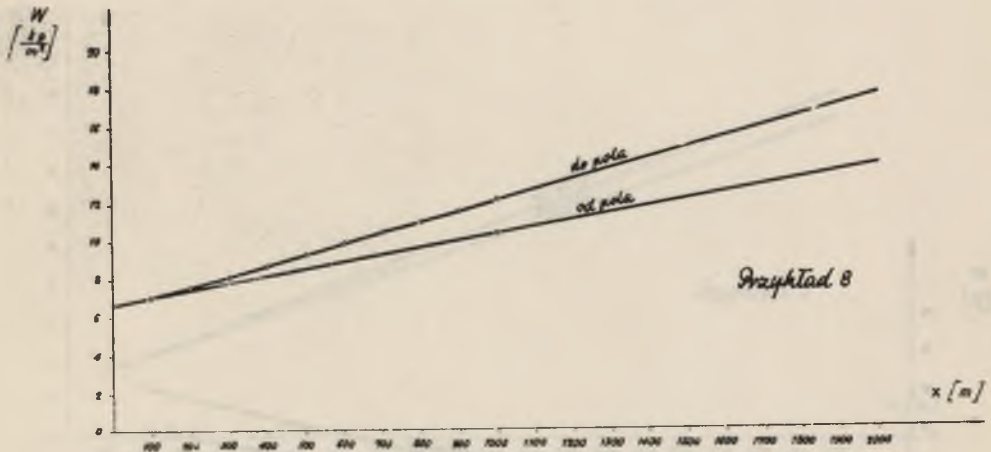
$$r_0 = 6, \quad b = 4, \quad a = 6 \cdot 10^{-9}.$$

Przykład 8 - rys. 13

Wszystkie dane jak w przykładzie 7 z tym, że zmieniono warunki kierowania stropem.

Ściana prowadzona z częściową podsadzką.

$$r_0 = 3, \quad b = 4, \quad a = 9 \cdot 10^{-9},$$

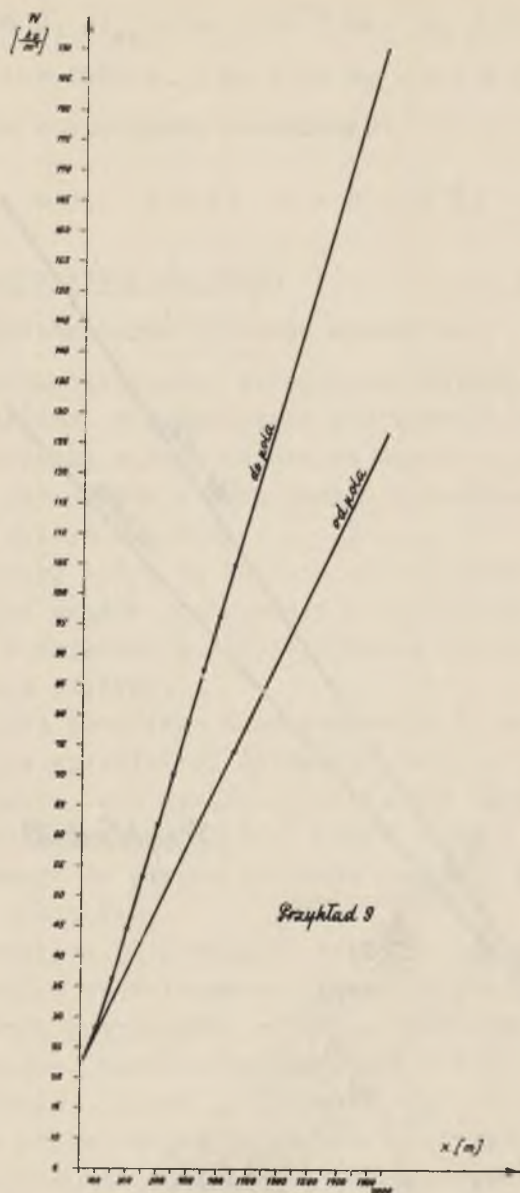


Rys. 13. Zależność straty naporu w wybieranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią

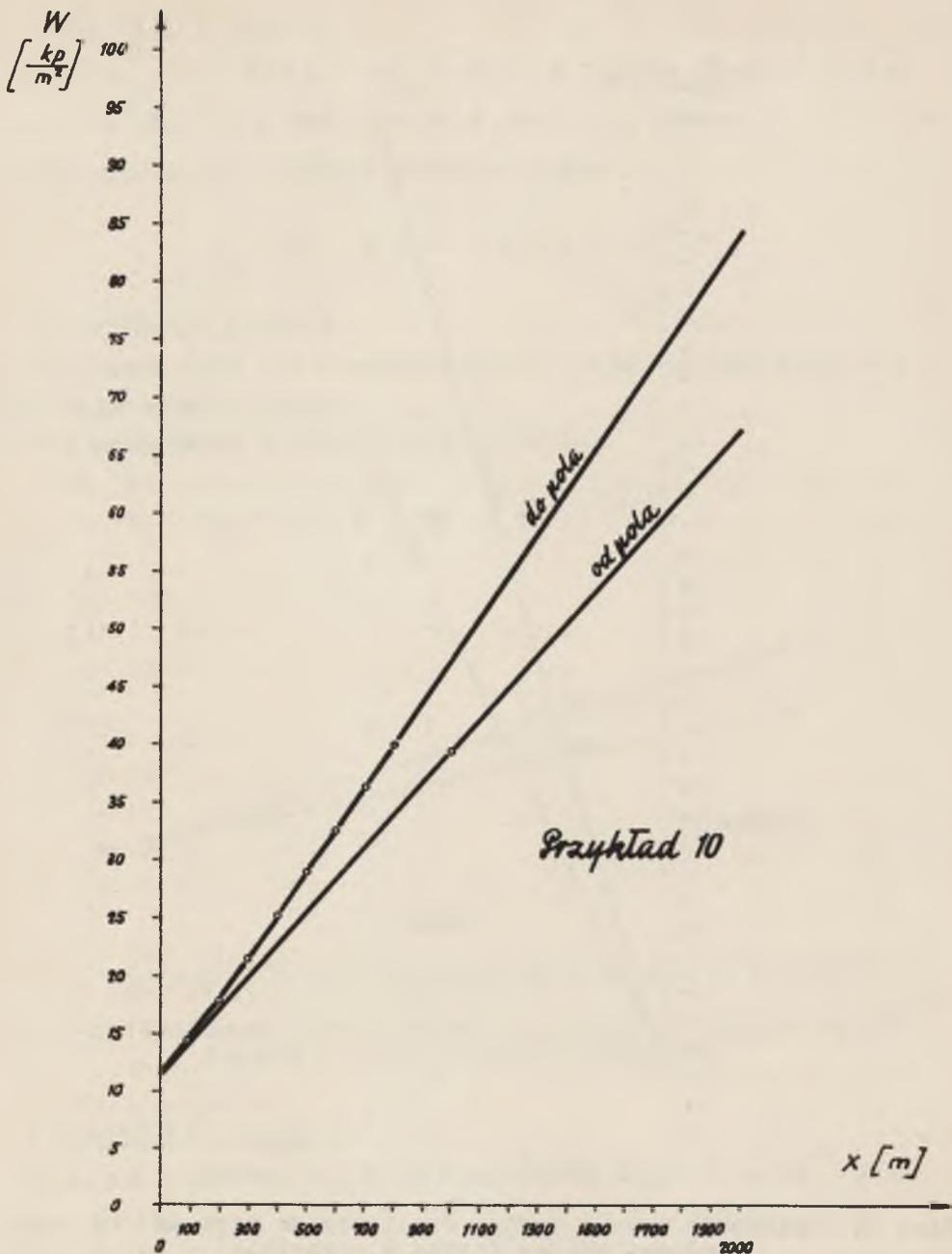
Przykład 9 - rys. 14

$m = 2$, $l = 200 \text{ m}$, $r_{ch} = 36 \cdot 10^{-6} \text{ km}$, $r_s = 76 \cdot 10^{-6} \text{ km}$,
 $\dot{V}_s = 38 \text{ m}^3/\text{s}$, $L = 2000 \text{ m}$, $\Delta x = 10 \text{ m}$, $n = 200$,
Ściana prowadzona z częściową podsadzką

$$r_0 = 3, \quad b = 4, \quad a = 9 \cdot 10^{-9}$$



Rys. 14. Zależność straty naporu w wybranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią



Rys. 15. Zależność straty naporu w wybranym piętrze od odległości między ścianą a pochylnią

Przykład 10 - rys. 15

$m = 15 \text{ m}$, $l = 200 \text{ m}$, $r_{ch} = 36 \cdot 10^{-6} \text{ km}$, $r_s = 71 \cdot 10^{-6} \text{ km}$

$\dot{V}_g = 14 \text{ m}^3/\text{s}$, $L = 2000 \text{ m}$, $\Delta x = 10 \text{ m}$, $n = 200$.

Ściana prowadzona z częściową podsadzką,

$$r_0 = 3, \quad b = 4, \quad a = 9 \cdot 10^{-9}.$$

3.2.2. Analiza wyników obliczeń

Z analizy poszczególnych wykresów wynika że:

- wpływ sposobu kierowania stropem na wielkość strat naporu jest wyraźny. W przypadkach prowadzenia ścian z częściową podsadzką straty naporu są zawsze większe niż dla sytuacji, gdy ściana o tych samych parametrach prowadzona jest z pełnym zawalem,
- bardzo istotny wpływ na wahania straty naporu w piętrze mają wydatki prądów powietrza w ścianach. Wzrost ilości powietrza w ścianach powoduje również wzrost straty naporu w całym piętrze,
- zmiany ilości powietrza doprowadzanego do piętra, dla utrzymania w wyrobiskach ścianowych stałych prędkości, są niewielkie, ale wyraźnie zależne od ilości powietrza dopływającego do piętra. Wzrost ilości powietrza doprowadzanego do piętra powoduje poprostu zwiększanie się strat powietrza,
- straty powietrza mają miejsce tylko na długości 300 - 400 m chodnika podścianowego licząc od czoła ściany,
- we wszystkich przypadkach zmiany w koniecznym spiętrzeniu wentylatora potrzebnym dla zapewnienia w ścianach stale tej samej ilości powietrza V_g są stosunkowo duże,
- straty powietrza, które jak wspomniano w punkcie (d) występują tylko na odcinku 300 do 400 m powodują, że strata naporu (dzięki prawie stałemu wydatkowi prądu) jest funkcją w przybliżeniu liniową oporu a tym samym długości chodników przyścianowych.

Z dziesięciu przykładów przedstawionych na rys. 6-15 do dalszych rozważań wybrano cztery, w których uwidocznił się najbardziej wpływ zmian ilości powietrza na wielkości straty naporu na drogach przepływu powietrza w piętrze. Są to przykłady nr 2 (rys. 7), nr 6 (rys. 11), nr 9 (rys. 14) i nr 10 (rys. 15).

Dla tych wybranych przykładów wykonano rys. 16, na którym pokazano zmiany wydatku prądu powietrza jako funkcję długości gości ohodnika przy różnych prędkościach w ścianie i różnej grubości pokładu, jako głównych parametrów wpływających na powyższą zależność. Przebieg krzywych na tym rysunku potwierdza fakt, że straty powietrza przy prowadzeniu ścian do pola mają miejsce wzdłuż chodników przyścianowych na długości 300 do 400 m od czoła ściany.

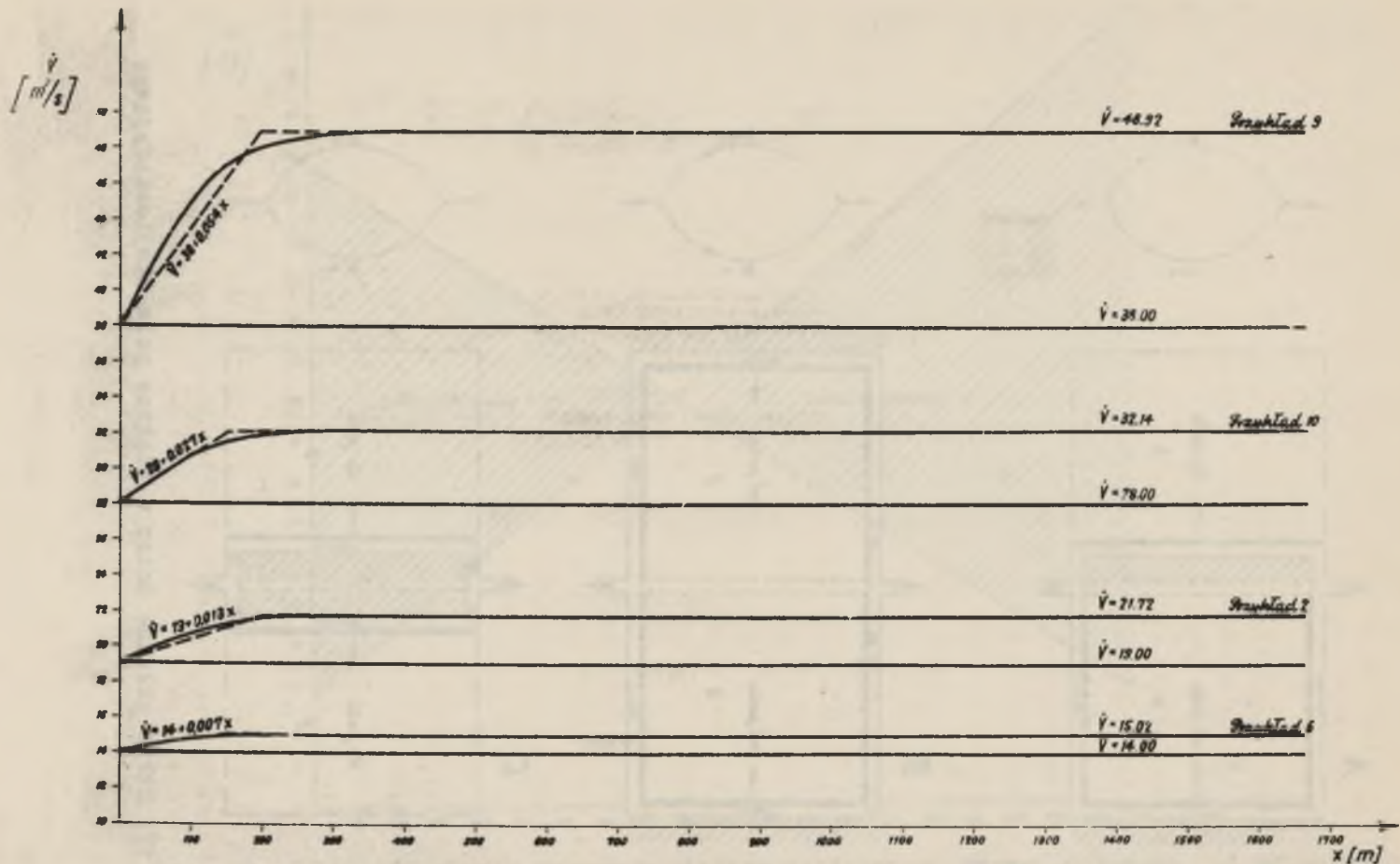
3.3. Badania stosunków depresyjnych w piętrze wybieranym dwoma ścianami

Z analizy stosunków depresyjnych w piętrze wybieranym jedną ścianą wynika, że choć utrzymać w poszczególnych ścianach stale te same ilości powietrza, trzeba się liczyć ze znacznymi zmianami zarówno wymaganego spiętrzenia wentylatora głównego, jak i ilości powietrza na wlocie do rejonu, w którym istnieje ściana. Postawiono więc kolejne pytanie, jakie zmiany depresyjne zachodzą będą w piętrze wybieranym jednocześnie dwoma ścianami. Postanowiono rozpatrzeć dla wszystkich 4 przykładów (nr 2, 6, 9 i 10) analogiczne układy (rys. 17) ścian w piętrze.

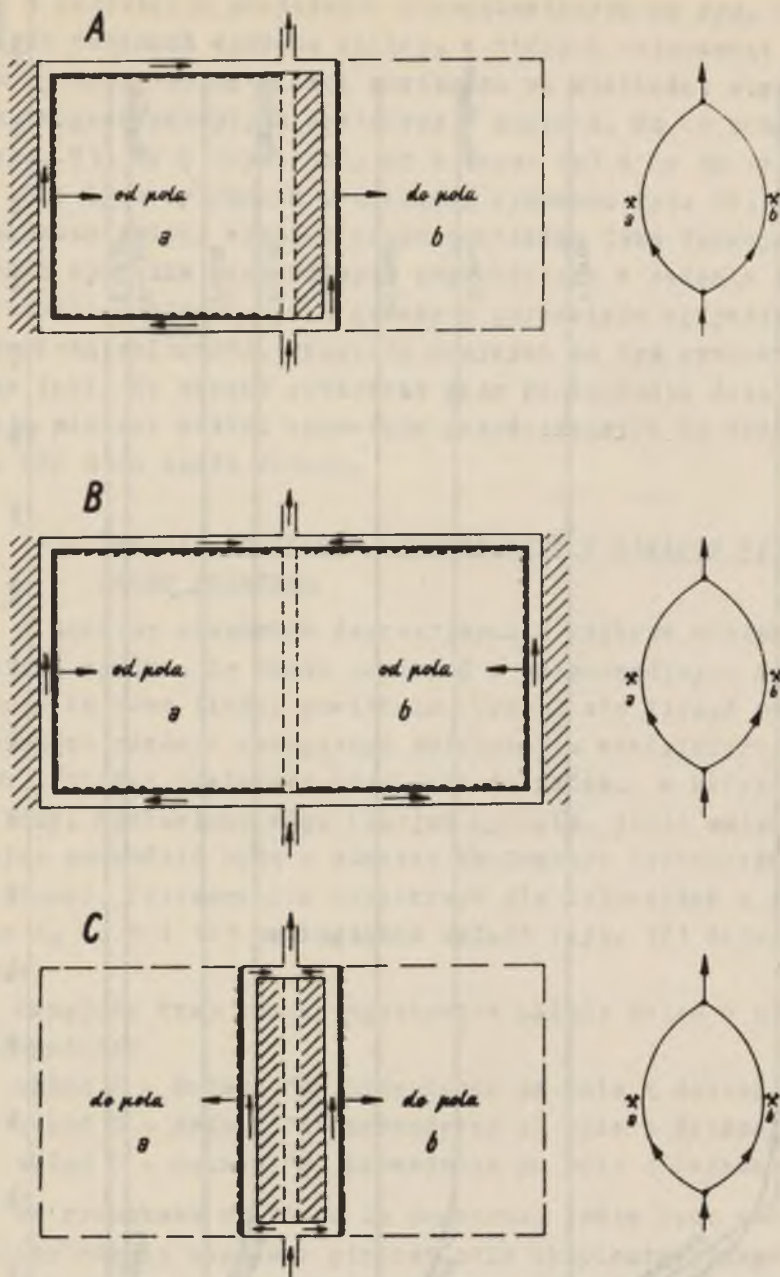
Przyjęto trzy charakterystyczne układy ścian w piętrze, a mianowicie:

- układ A - ściana "a" prowadzona od pola i ściana "b" do pola,
- układ B - ściana "a" prowadzona od pola i ściana "b" od pola,
- układ C - ściana "a" prowadzona do pola i ściana "b" do pola,

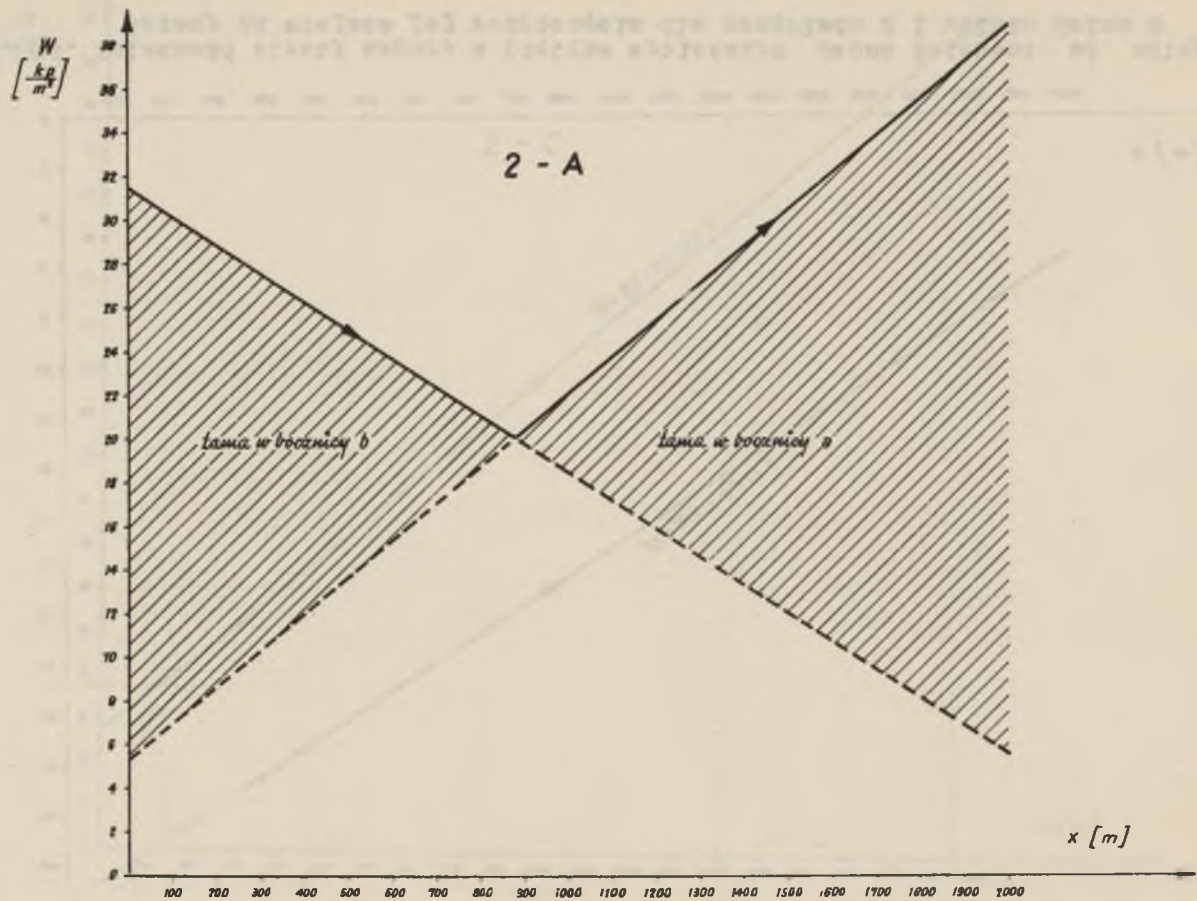
Na rysunkach od 18 do 29 pokazano, jakie będą zachodziły zmiany straty naporu w piętrze pola eksploatacyjnego przy jego wybieraniu w ciągu 200 dni dwoma ścianami o wybiegu 2000 m. Wykresy te sporządzono w oparciu o wyniki obliczeń dokonanych



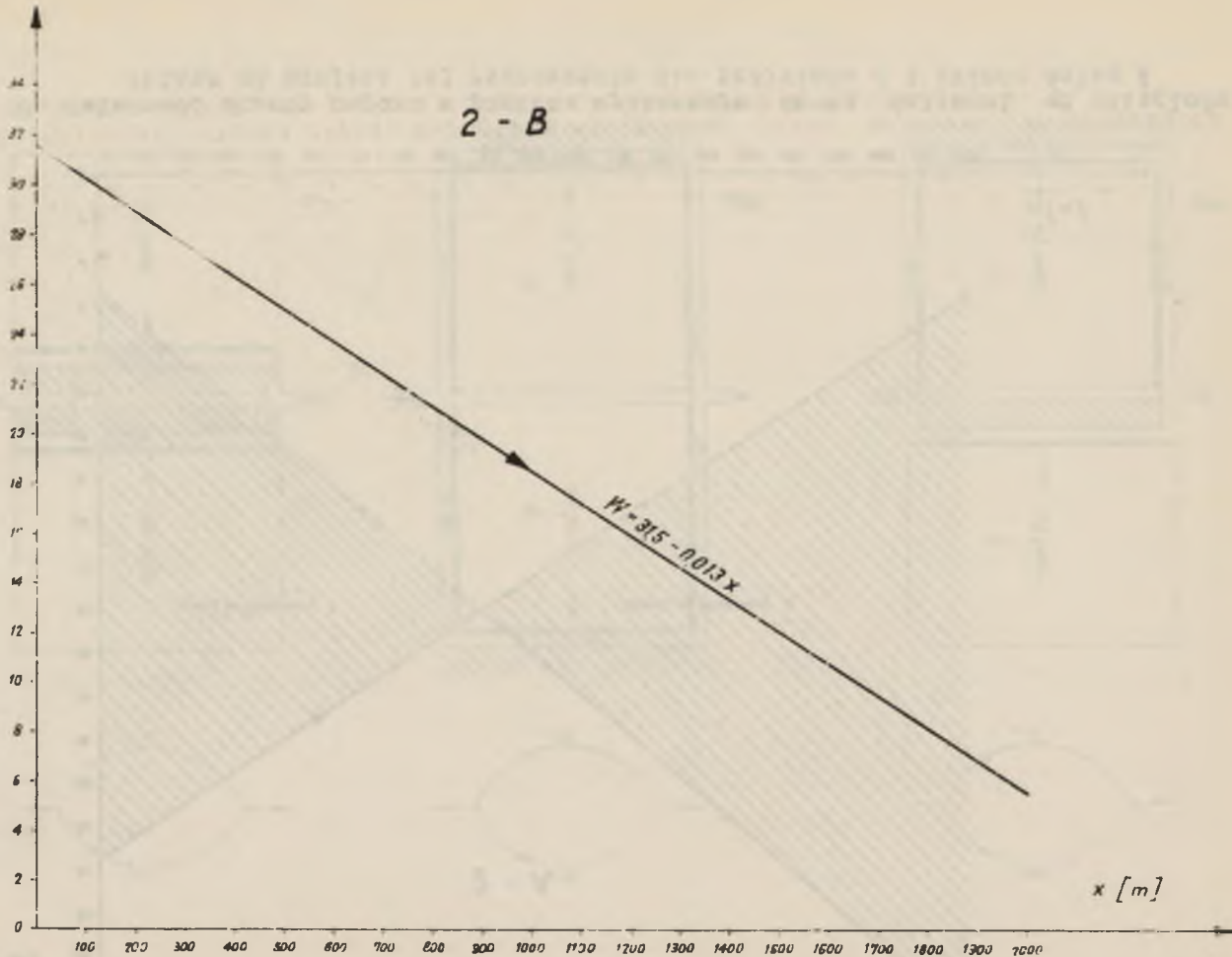
Rys. 16. Zależność wydatku prądu powietrza w piętrze od odległości między ścianą a pochylnią dla wybranych pokładów



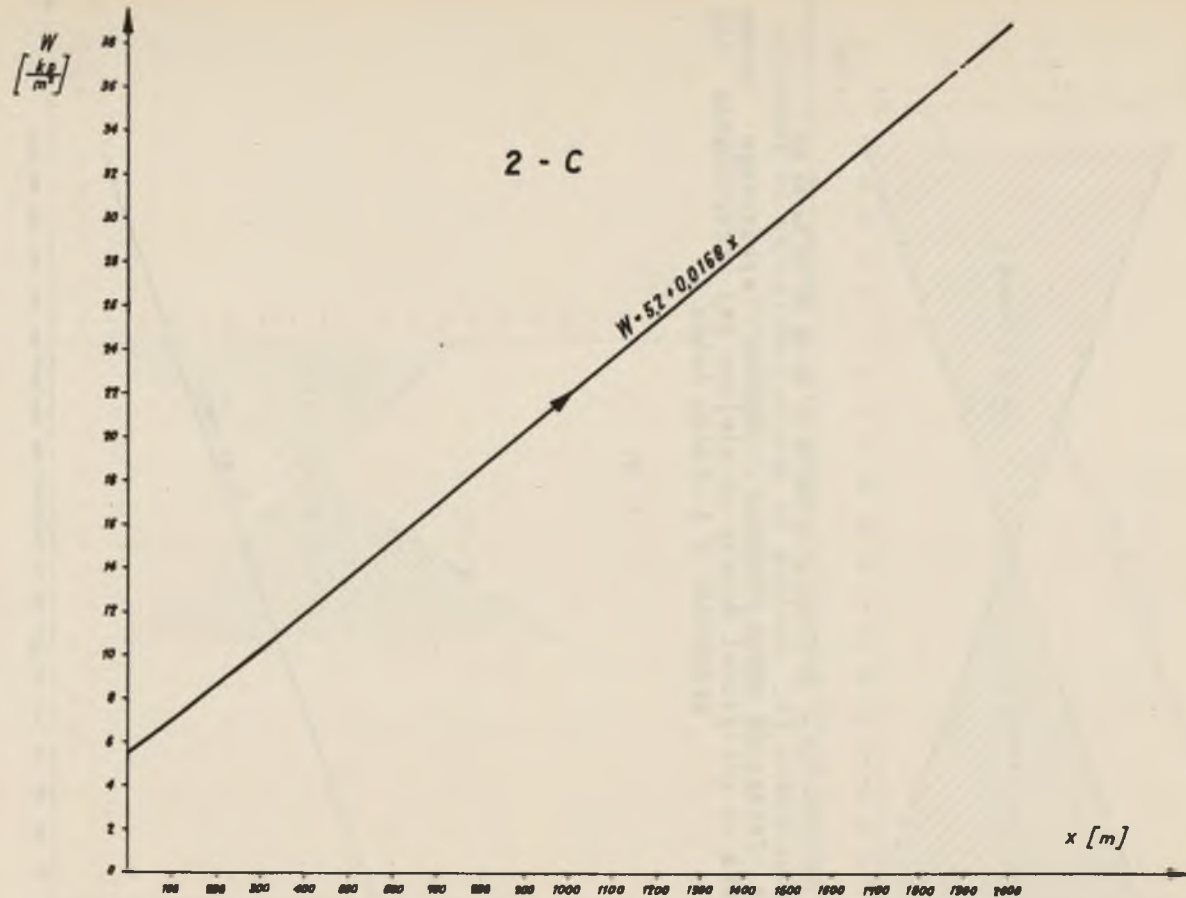
Rys. 17. Szkic układów ścian w piętrze pola eksploatacyjnego



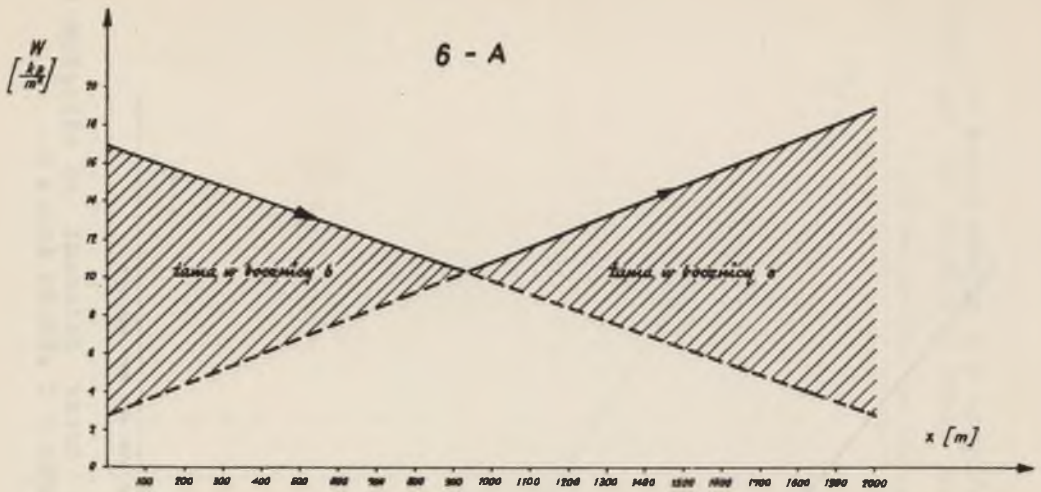
Rys. 18. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 2 i układu ścian A

$$\left[\frac{m^2}{s} \right]$$


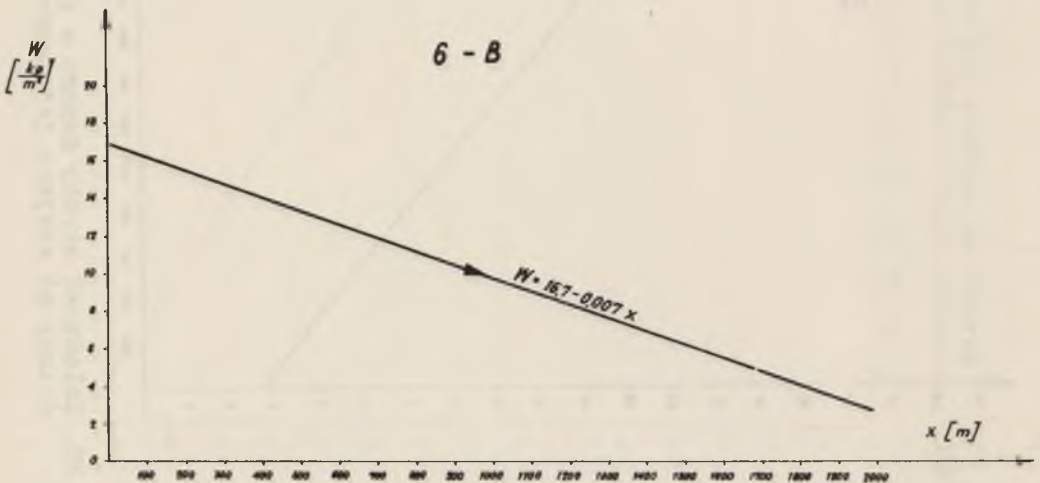
Rys. 19. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 2 i układu ścian B



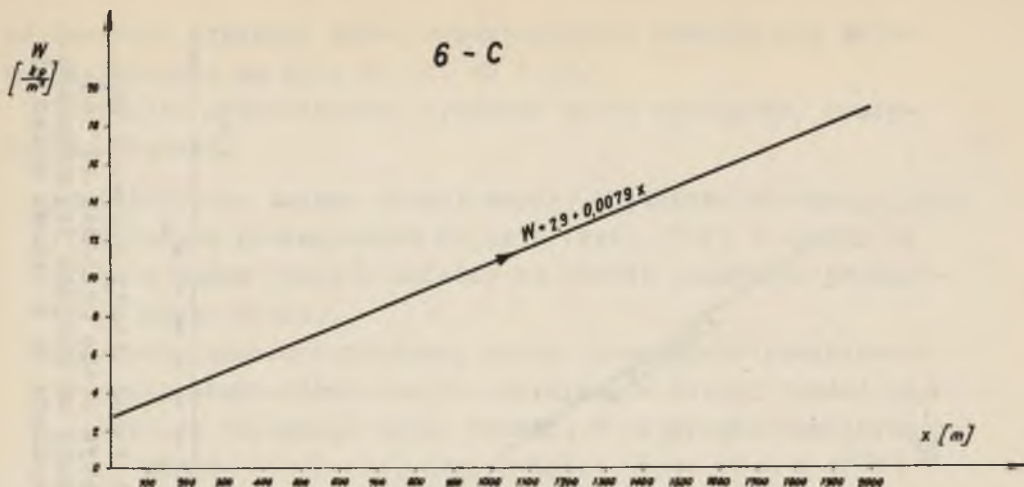
Rys. 20. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 2 i układu ścian C



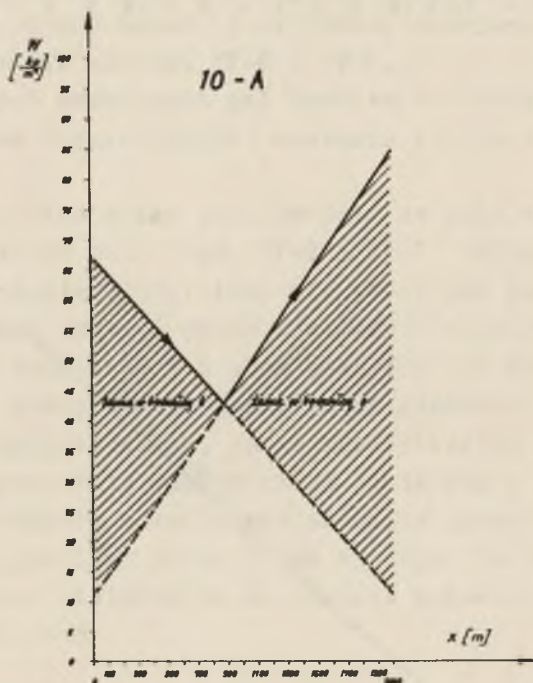
Rys.21. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 6 i układu ścian A



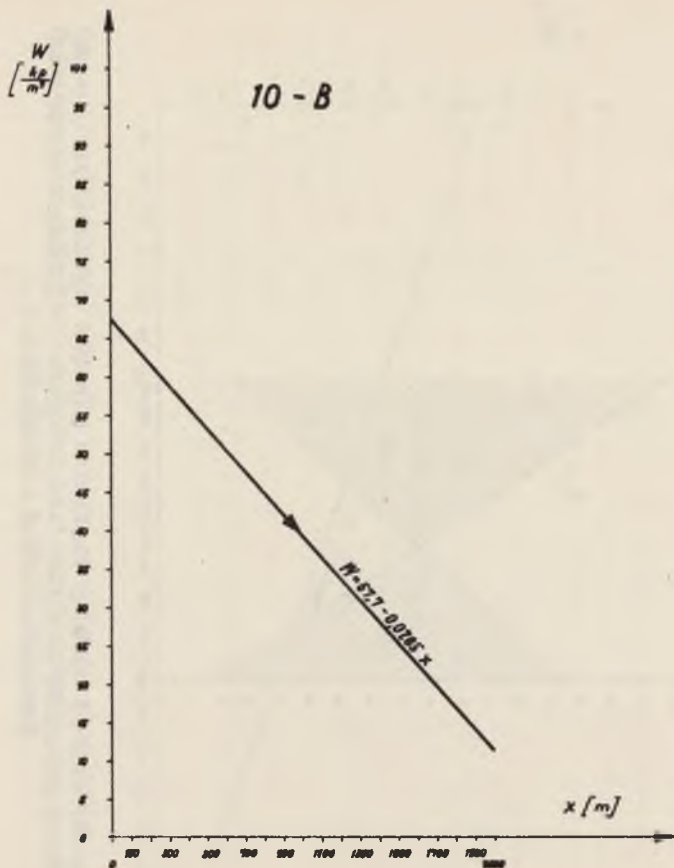
Rys. 22. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 6 i układu ścian B



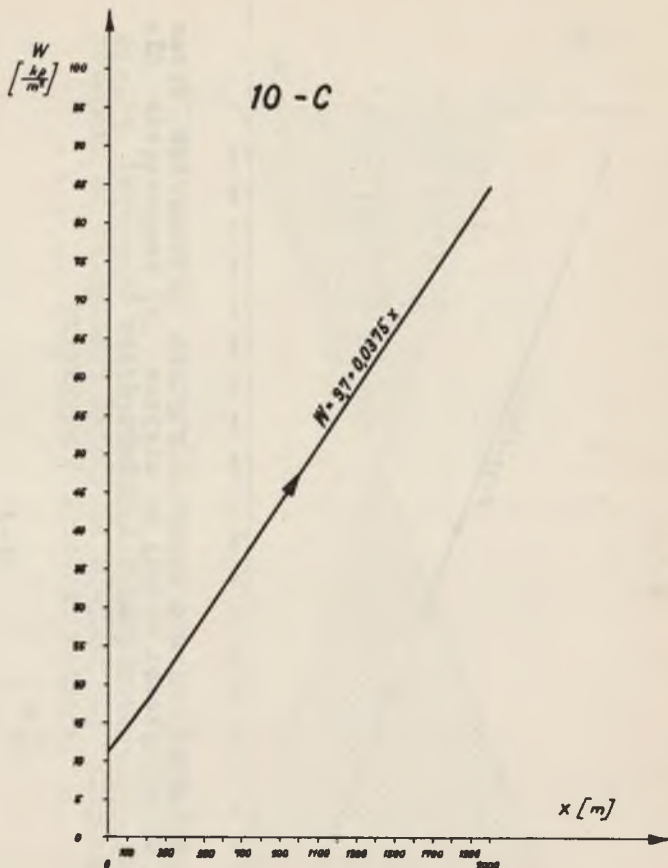
Rys. 23. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 6 i układu ścian C



Rys. 27. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 10 i układu ścian A



Rys. 28. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 10 i układu ścian B

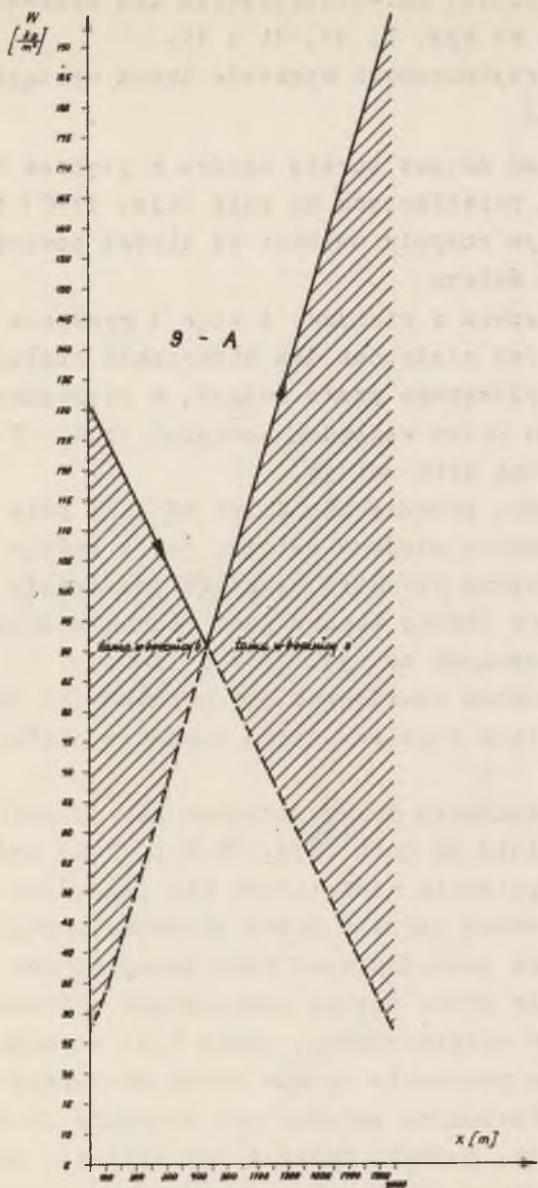


Rys. 29. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 10 i układu ścian C

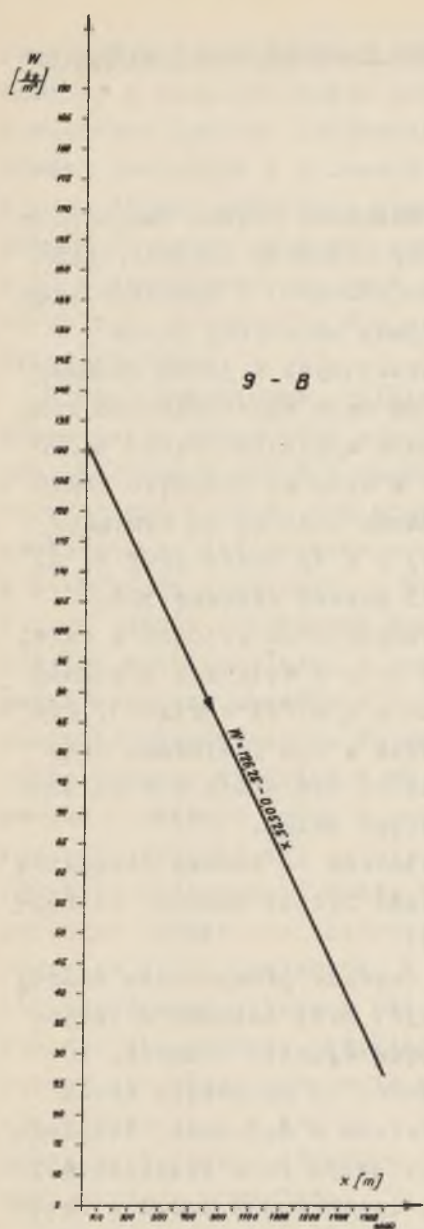
na maszynie cyfrowej UMC-1, uzyskanych dla wykreślenia zależności podanych na rys. 7, 11, 14 i 15.

Z analizy przytoczonych wykresów można wyciągnąć następujące wnioski:

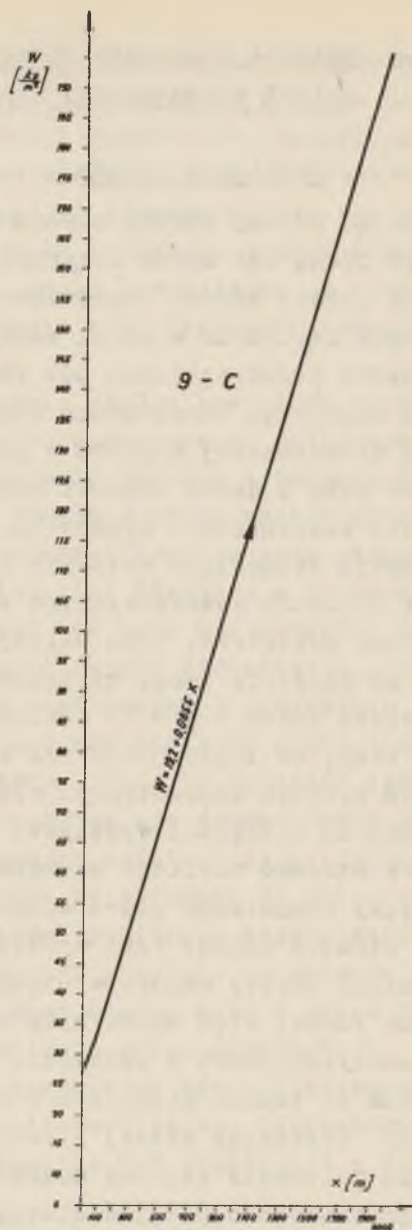
- a) największe zmiany straty naporu w piętrze występują przy ścianach prowadzonych do pola (rys. 17-C) i zmiany te są w dużym stopniu zależne od ilości powietrza płynącego przez ściany,
- b) strata naporu w piętrze, a więc i wymagane spiętrzenie wentylatora niezbędne dla utrzymania stałej ilości powietrza płynącego przez ściany, w przypadku symetrycznego układu ścian względem pochylni (rys. 17-B i 17-C) stale rosną albo maleją,
- c) w przypadku prowadzenia ścian od i do pola (rys. 17-A) strata naporu zarówno maleje, jak i rośnie (osiąga więc pewne minimum wewnątrz badanego przedziału x). Bez względu na różnicę straty naporu jest jednak mniejsza, niż w układach pokazanych na rys. 17-B i 17-C,
- d) w przypadkach omawianych pod punktem (c) obecność regulatorów (tam regulacyjnych) wewnątrz piętra jest konieczna,
- e) przy prowadzeniu ścian jednocześnie do pola względnie jednocześnie od pola (rys. 17-B i 17-C) zmiany potrzebnego spiętrzenia wentylatora dla przepływu powietrza w piętrze można uzyskać przez stosowanie regulatorów w chodnikach podścianowych obok pochylni lub przez zmianę parametrów pracy samego wentylatora głównego,
- f) różnice w spiętrzeniach, jakie musi stwarzać wentylator tylko dla pokonania oporów ruchu powietrza w piętrze przy postawionych założeniach odnośnie ilości powietrza w ścianach, postępu ścian i ich wybiegu, są duże - szczególnie w odniesieniu do obecnie notowanych w polskich kopalniach.



Rys. 24. Zależność straty naporu w piętrze wybranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 9 i układu ścian A



Rys. 25. Zależność straty naporu w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 9 i układu ścian B



Rys. 26. Zależność straty w piętrze wybieranym dwoma ścianami od odległości ściany od miejsca jej rozpoczęcia dla przykładu 9 i układu ścian C

3.4. Badanie stosunków depresyjnych w całej sieci wentylacyjnej elementarnej kopalni

3.4.1. Założenia ogólne

Znając zmiany straty naporu w wyrobiskach piętra eksploatowanego jedną lub dwoma ścianami należy postawić pytanie, jakie zmiany straty naporu (spiętrzenia wentylatora) i wydatków prądów będą zachodzić w sieci wentylacyjnej powstałej przez złączenie poszczególnych pól eksploatacyjnych w jedną elementarną kopalnię. Zdecydowano więc w tym celu zaprojektować rozcięcie elementarnej kopalni o planowanym wydobyciu około 14000 ton na dobę z dwóch różnych pokładów z tym, że przyjęto różne stopnie koncentracji wydobywania. Założono bowiem, że wymagane wydobywanie osiągnięte zostanie z 3, 6, 9 i 12 ścian przy 1, 2, 3 i 4 ścianach rezerwowych, co stanowi zawsze rezerwę 30%.

Ilość powietrza, jaką należy doprowadzić do rejonów i całej kopalni przyjęto taką, by zapewniona była w ścianach prędkość powietrza równa 2 m/s (I wariant) lub 4 m/s (II wariant). Wynika stąd, że ilość powietrza w ścianie w tym przypadku przy każdym stopniu koncentracji wydobywania ma być stała a więc niezależna od wielkości wydobywania i postępu ścian.

Jak wiadomo wielkość ucieczek powietrza na tamach śluzowych pomiędzy chodnikami pod-1 nadścianowymi będzie zależna od różnicy ciśnień między tymi wyrobiskami.

Zmiany straty naporu w piętrze w okresie prowadzenia ściany są już znane, więc można było obliczyć, przy założonym oporze tam wentylacyjnych w pochylni, ile będą wynosić ucieczki powietrza na tamach śluzowych w zależności od położenia czoła ściany. Kryterium stałej ilości powietrza w ścianach, niezależnie od położenia przodka ścianowego w samym polu eksploatacyjnym postanowiono przyjąć dlatego, że tylko wtedy praca w ścianach odbywałaby się w warunkach optymalnych. Ilości powietrza, potrzebnego do zagwarantowania warunków optymalnych obliczono przy przyjęciu minimalnej prędkości powietrza w ścianie równej 2 m/s. Prędkość taka jest uznana za optymalną tak ze względu na warunki klimatyczne w kopalniach, jak i zagrożenie pyłowe.

Ponieważ maksymalna prędkość powietrza w ścianach nie powinna, zgodnie z obowiązującymi przepisami, przekraczać 4 m/s - postanowiono wykonać obliczenia w dwóch wariantach, przyjmując ilości powietrza w ścianach zapewniające prędkość 2 m/s i 4 m/s. Ilości powietrza kierowanego do przewietrzania komór na podszybiach oraz ucieczki powietrza na spięciach szybów wdechowego z wydechowym przyjęto stałe, czyli przewidzian w tych bocznicach regulatory dla zapewnienia tak ustalonych warunków przewietrzania.

Straty zewnętrzne powietrza, czyli dopływ powietrza przez nieszczelne zamknięcie głowicy szybu wdechowego, obliczono przy założeniu stałego oporu zamknięcia łącznie z budynkiem depresyjnym a zatem ich wielkość będzie funkcją spiętrzenia wentylatora. Jednostkowe opory poszczególnych bocznic przyjęto z nomogramów opracowanych przez Instytut Górniczy w Essen-Kray. Z tych samych materiałów korzystano też przy przyjmowaniu oporów tam wentylacyjnych i uszczelnień szybów wdechowych. Długości wyrobisk określono z planów pokładowych i naniesiono na schematy przestrzenne. Na schematach kanonicznych naniesiono opory bocznic wyrażone w kM (kilomiurgach). Do rozważań wytypowano 6 układów ścian w polach, starając się dobrać takie połączenie frontu, aby zmiany wymaganego spiętrzenia wentylatorów były największe. Każdy z układów przyjmowano do dalszych obliczeń dwukrotnie zakładając ilości powietrza według dwóch podanych wyżej wariantów. W ten sposób powstało 12 układów obliczeniowych, które z kolei łączono między sobą w pewne kombinacje dla każdego przykładu rozcięcia pola. Rozpatrzono cztery przykłady rozcięcia pola, zakładając różną koncentrację wydobywania i w każdym z nich obliczono zmiany parametrów pracy wentylatora głównego przeliczając 6-8 kombinacji w ramach każdego przykładu.

Celem obliczeń było stwierdzenie, jak wielkie będą zmiany spiętrzenia wentylatorów i jego wydatku w każdym przykładzie w zależności od układu ścian w polach oraz od ilości powietrza przepływającego przez ściany. Obliczenia te przeprowadzono w całości na maszynie cyfrowej UMC-1 w Ośrodku Maszyn

Matematycznych Politechniki Śląskiej, otrzymując w rezultacie szukane zmiany spiętrzenia i wydatku wentylatora, jako funkcję czasu prowadzonej eksploatacji w polu. Niezależnie od obliczonych parametrów wentylatora głównego obliczono wielkości oporów regulatorów, gdyż przewidywano duże ich zmiany w zależności od połączenia ścian w polu eksploatacyjnym.

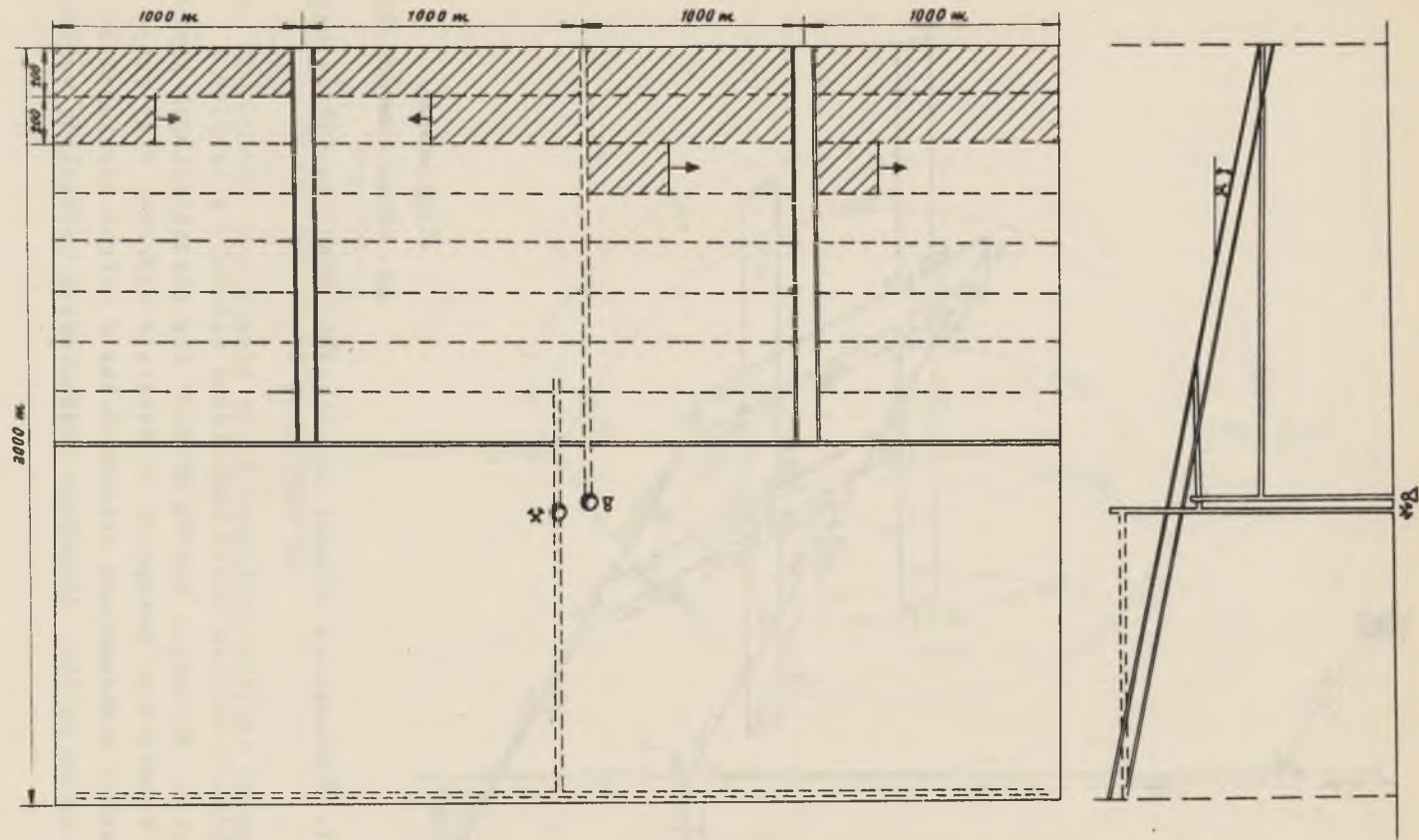
3.4.2. Założenia szczegółowe

Obszar górniczy elementarnej kopalni przyjęto w formie prostokąta o wymiarach 4 km x 3 km, czyli o powierzchni 12 km². Do eksploatacji przewidziano dwa pokłady o grubości 1,5 m i 2 m i nachyleniu około 10°. Rozcinkę kopalni zaprojektowano we wszystkich 4 przykładach, zależnych od stopnia koncentracji wydobycia, jako jednopoziomową z szybami zlokalizowanymi centralnie na terenie obszaru górniczego (rys. 30). Przy takim usytuowaniu szybów długości dróg grupowych powietrza świeżego i zużytego są praktycznie stałe w czasie eksploatacji całego poziomu, tak więc jedynie zmiany położenia ścian w piętrach pola eksploatacyjnego mogą mieć wpływ na zmiany parametrów wentylatora głównego.

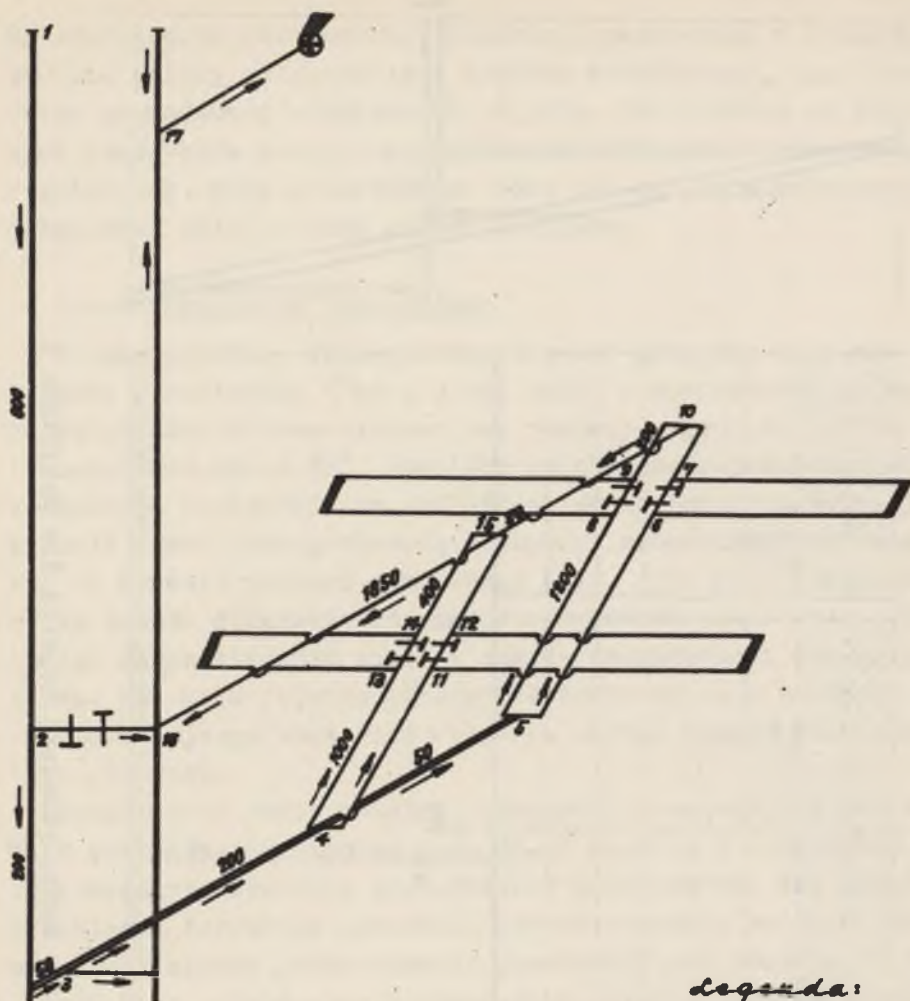
Przykładowy szkic rozcinki wykonanej podobnie dla wszystkich pokładów pokazano na rys. 30. W oparciu o wspomniane szkice wykreślono schematy przestrzenne i kanoniczne dla każdego przykładu. Przekroje wyrobisk, rodzaje obudowy założono dla ustalenia oporów jednostkowych poszczególnych bocznic. W bocznicach klas najwyższych postanowiono przyjąć zgodnie z obliczeniami wykonanymi już wcześniej straty naporu, jako funkcję wybiegu ścian. Wysokość projektowanego wydobycia we wszystkich 4 przykładach niezależnie od stopnia koncentracji wydobycia wynosi około 14000 t/dobę, które winny być uzyskane z tych samych pokładów i z tego samego obszaru górniczego.

Przykład 1 (kopalnia o dużej koncentracji wydobycia)

Wydobycie osiąga się z 3 czynnych ścian mając jedną w rezerwie. (rys. 31 i 32). Wybiegi ścian wynoszą 2000 m a postęp ścian 10 mb na dobę. Dyspozycje dla maszyny cyfrowej zapisano w 2 tablicach.



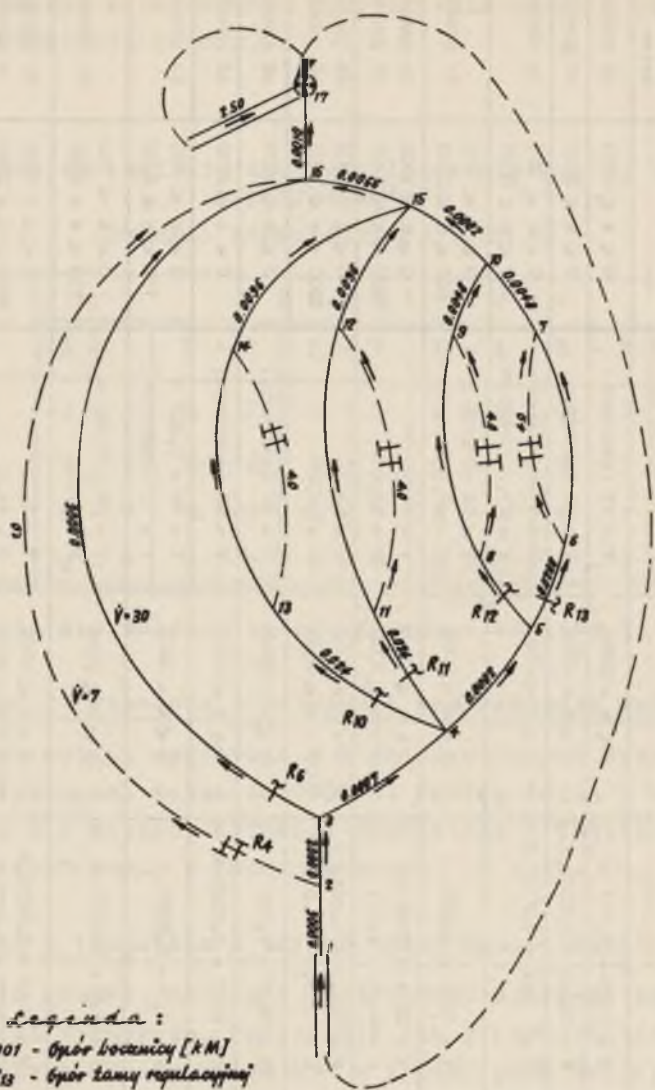
Rys. 30. Szkic rozcińki kopalni dla przykładu 2



Legenda:
 200 - długość wyrobiska [m]

Rys. 31. Uproszczony schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej dla przykładu 1

Tablica 1 zawiera zapis wszystkich założeń, a tablica 2 dyspozycje, dotyczące wyboru układów dla poszczególnych kombinacji. Przeliczono następnie na maszynie cyfrowej cały przykład przy 6 kombinacjach układów ścian w polach uzyskując za każdym razem wyniki, dotyczące podstawowych parametrów wenty-



Założenia do przykładu 1

| Układ ścian | Przepis na W | Ważny dla x | Przepis na V | Ważny dla x | Sposób prowadzenia ścian |
|-------------|---|--|---|---|--------------------------|
| u - 1 | $W = 31,5 - 0,013 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 19$ (constans) | $0 \leq x \leq 2000$ | od granic |
| u - 2 | $W = 126,2 - 0,0525 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 38$ (constans) | $0 \leq x \leq 2000$ | od granic |
| u - 3 | $W = 5,2 + 0,0168 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 19 + 0,013 x$ $V = 21,7$ (constans) | $0 \leq x \leq 200$ $200 \leq x \leq 2000$ | do granic |
| u - 4 | $W = 19,2 + 0,0855 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 38 + 0,054 x$ $V = 48,9$ (constans) | $0 \leq x \leq 200$ $200 \leq x \leq 2000$ | do granic |
| u - 5 | $W = 22 + 0,0168 x$ $W = 44,5 - 0,013 x$ | $0 \leq x \leq 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | $V = 21,7$ $V = 19,0$ | $0 \leq x < 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | do granic od granic |
| u - 6 | $W = 104,7 + 0,0855 x$ $W = 1078,7 - 0,0525 x$ | $0 \leq x \leq 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | $V = 48,9$ $V = 38,0$ | $0 \leq x < 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | do granic od granic |
| u - 7 | $W = 16,7 - 0,007 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 14$ (constans) | $0 \leq x \leq 2000$ | od granic |
| u - 8 | $W = 67,7 - 0,0285 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 28$ (constans) | $0 \leq x \leq 2000$ | od granic |
| u - 9 | $W = 2,9 + 0,0079 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 14 + 0,007 x$ $V = 15$ (constans) | $0 \leq x < 150$ $150 \leq x \leq 2000$ | do granic |
| u - 10 | $W = 9,7 + 0,0375 x$ | $0 \leq x \leq 2000$ | $V = 28 + 0,027 x$ $V = 32,1$ | $0 \leq x < 150$ $150 \leq x \leq 2000$ | do granic |
| u - 11 | $W = 10,8 + 0,0079 x$ $W = 23,7 - 0,007 x$ | $0 \leq x \leq 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | $V = 15,0$ $V = 14,0$ | $0 \leq x < 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | do granic od granic |
| u - 12 | $W = 47,2 + 0,0375 x$ $W = 96,2 - 0,0285 x$ | $0 \leq x < 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | $V = 32,1$ $V = 28,0$ | $0 \leq x < 1000$ $1000 < x \leq 2000$ | do granic od granic |

latora głównego w zależności od położenia ścian w polach 1 od czasu eksploatacji w polu.

Tablica 2

Tabelaryczne zestawienie doboru układów dla każdej kombinacji.
w przykładzie 1

Schemat kanoniczny rys. nr 32

| Ściany | K o m b i n a c j e | | | | | |
|-----------|---------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | K - 1 | K - 2 | K - 3 | K - 4 | K - 5 | K - 4 |
| 13 - a-14 | u - 1 | u - 2 | u - 5 | u - 6 | u - 3 | u - 4 |
| 11 - a-12 | u - 1 | u - 2 | u - 3 | u - 4 | u - 3 | u - 4 |
| 8 - a- 9 | u - 7 | u -10 | u - 7 | u - 8 | u -11 | u -12 |
| 6 - a-7 | u - 7 | u -10 | u - 9 | u -10 | u - 7 | u - 8 |

Uwaga: zapis dla każdego układu podano w tablicy 1.

Przykład 2 (kopalnia o mniejszej koncentracji wydobywania)

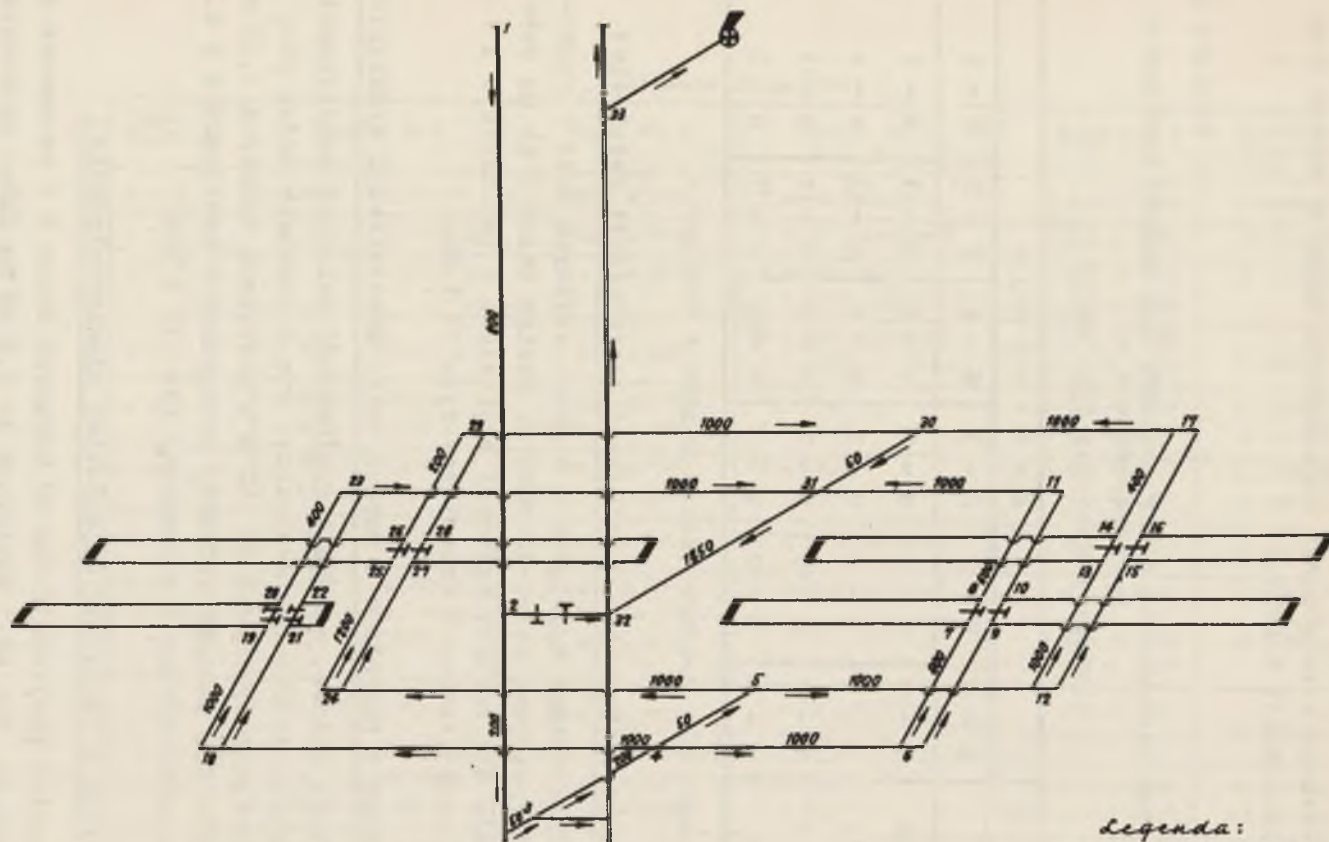
Kopalnia osiąga wydobywanie z 6 ścian czynnych przy 2 rezerwowych i wybiegach ścian do 1000 m. Postęp ścian 5 mb na dobę. Dyspozycje dla maszyny cyfrowej zestawiono w tablicach 3 i 4. Schemat przestrzenny i kanoniczny rys. 33 i 34.

Przykład 3 (kopalnia o bardzo małej koncentracji wydobywania)

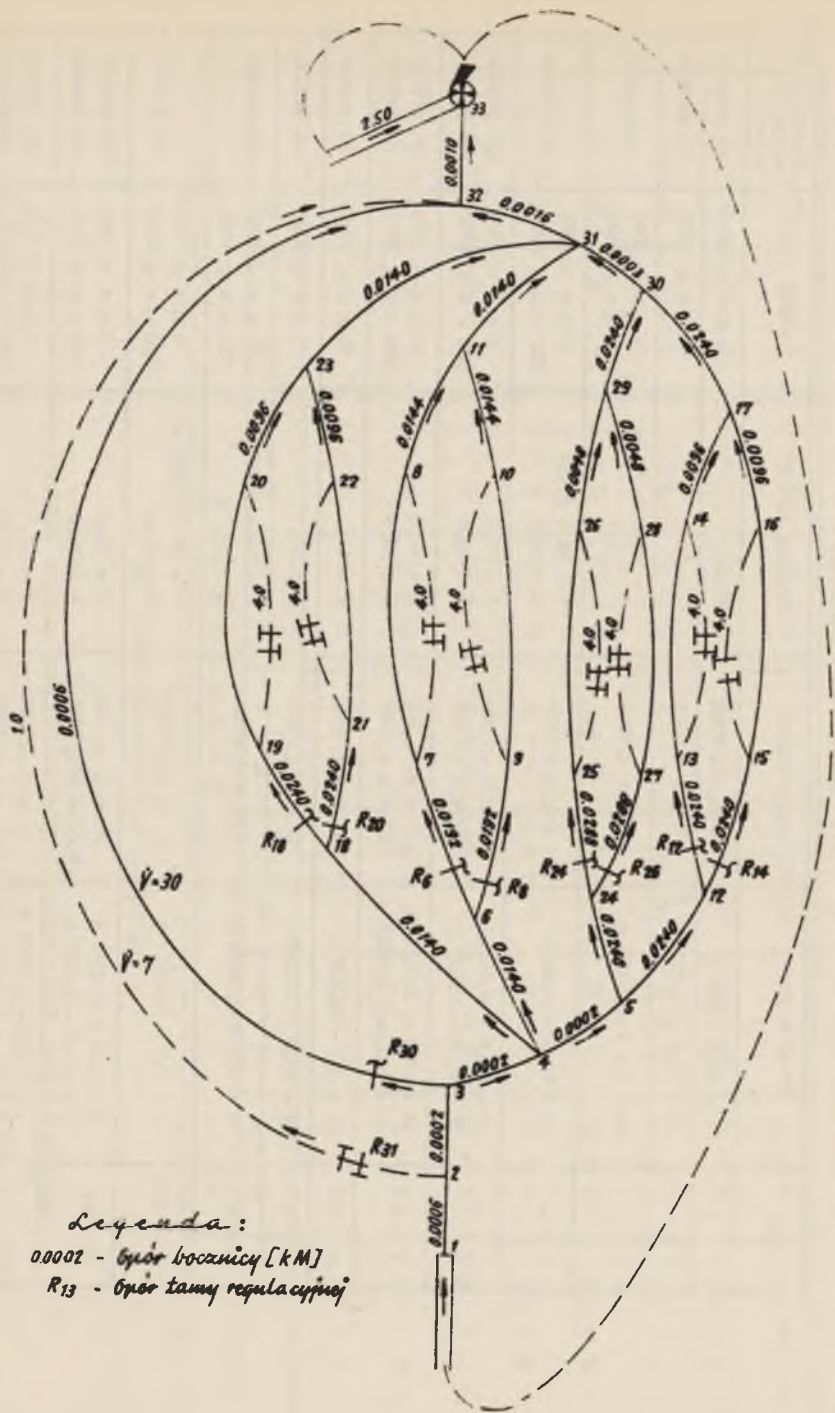
Kopalnia gazowa, zachodzi konieczność dalszego zmniejszenia koncentracji wydobywania. Projektuje się 9 czynnych ścian przy 3 w rezerwie o wybiegach do 650 m i postępach dobowych 3,25 mb. Dyspozycje dla maszyny cyfrowej zestawiono w tablicach 5 i 6. Schemat przestrzenny i kanoniczny rys. 35 i 36.

Przykład 4 (kopalnia najbardziej zdekoncentrowana)

W kopalni projektuje się 12 czynnych ścian i 4 rezerwowe o wybiegach do 500 mb i postępach do 2,5 mb na dobę. Dyspozycje dla maszyny cyfrowej zestawiono w tablicach 7 i 8. Schemat przestrzenny i kanoniczny rys. 37 i 38.



Rys. 33. Uproszczony schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej dla przykładu 2



Legenda:
 0.0002 - błąd bocianicy [kM]
 R13 - błąd tamy regulacyjnej

Rys. 34. Schemat kanoniczny sieci wentylacyjnej dla przykładu 2

Założenia do przykładu 2

| Urząd | Przepis na W | Ważny dla x | Przepis na V | Ważny dla x | Sposób prowadzenia ścian |
|--------|---|-----------------------------------|--|-----------------------------------|--------------------------|
| u - 1 | $W = 18,5 - 0,013$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 19$ | $0 < x < 1000$ | od granic |
| u - 2 | $W = 74,2 - 0,0525 x$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 38$ | $0 < x < 1000$ | od granic |
| u - 3 | $W = 5,2 + 0,0168 x$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 19 + 0,013 x$ $\dot{V} = 21,7$ | $0 < x < 200$ $200 < x < 1000$ | do granic |
| u - 4 | $W = 19,2 + 0,0855$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 38 + 0,054 x$ $\dot{V} = 48,9$ | $0 < x < 200$ $200 < x < 1000$ | do granic |
| u - 5 | $W = 13,6 + 0,0168 x$ $W = 25,0 - 0,013 x$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 1000$ | $\dot{V} = 21,8$ $\dot{V} = 19,0$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 1000$ | do granic od granic |
| u - 6 | $W = 61,9 + 0,0855 x$ $W = 100,4 - 0,0525 x$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 1000$ | $\dot{V} = 48,9$ $\dot{V} = 38,0$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 1000$ | do granic od granic |
| u - 7 | $W = 9,7 - 0,007 x$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 14$ | $0 < x < 1000$ | od granic |
| u - 8 | $W = 33,2 - 0,0285$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 28$ | $0 < x < 1000$ | od granic |
| u - 9 | $W = 2,9 + 0,0079 x$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 14 + 0,007 x$ $\dot{V} = 15$ | $0 < x < 150$ $150 < x < 1000$ | do granic |
| u - 10 | $W = 9,7 + 0,0375 x$ | $0 < x < 1000$ | $\dot{V} = 28 + 0,027 x$ $\dot{V} = 32,1$ | $0 < x < 150$ $150 < x < 1000$ | do granic |
| u - 11 | $W = 6,8 + 0,0079 x$ $W = 13,2 - 0,007 x$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 100$ | $\dot{V} = 15,0$ $\dot{V} = 14,0$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 1000$ | do granic od granic |
| | $W = 28,4 + 0,0375 x$ $W = 53,5 - 0,0285 x$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 1000$ | $\dot{V} = 32,1$ $\dot{V} = 28,0$ | $0 < x < 500$ $500 < x < 100$ | do granic od granic |

Tabelaryczne zestawienie doboru układów dla każdej kombinacji
w przykładzie 2

Schemat kanoniczny rys. 34

| Ściany | K o m b i n a c j e | | | | | | | |
|-------------|---------------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | K - 1 | K - 2 | K - 3 | K - 4 | K - 5 | K - 6 | K - 7 | K - 8 |
| 19 - a - 20 | u - 1 | u - 2 | u - 4 | u - 3 | u - 4 | u - 1 | u - 2 | u - 3 |
| 21 - a - 22 | u - 1 | u - 2 | u - 4 | u - 1 | u - 6 | u - 1 | u - 6 | u - 5 |
| 7 - a - 8 | u - 3 | u - 4 | u - 4 | u - 3 | u - 6 | u - 5 | u - 4 | u - 5 |
| 9 - a - 10 | u - 3 | u - 4 | u - 4 | u - 5 | u - 2 | u - 5 | u - 6 | u - 1 |
| 25 - a - 26 | u - 7 | u - 8 | u - 10 | u - 7 | u - 10 | u - 7 | u - 8 | u - 7 |
| 27 - a - 28 | u - 7 | u - 8 | u - 10 | u - 11 | u - 8 | u - 7 | u - 12 | u - 11 |
| 13 - a - 14 | u - 9 | u - 10 | u - 10 | u - 9 | u - 8 | u - 11 | u - 12 | u - 9 |
| 15 - a - 16 | u - 9 | u - 10 | u - 10 | u - 11 | u - 12 | u - 9 | u - 10 | u - 9 |

Uwaga: zapis dla każdego układu podano w tablicy 3

Założenia do przykładu 3

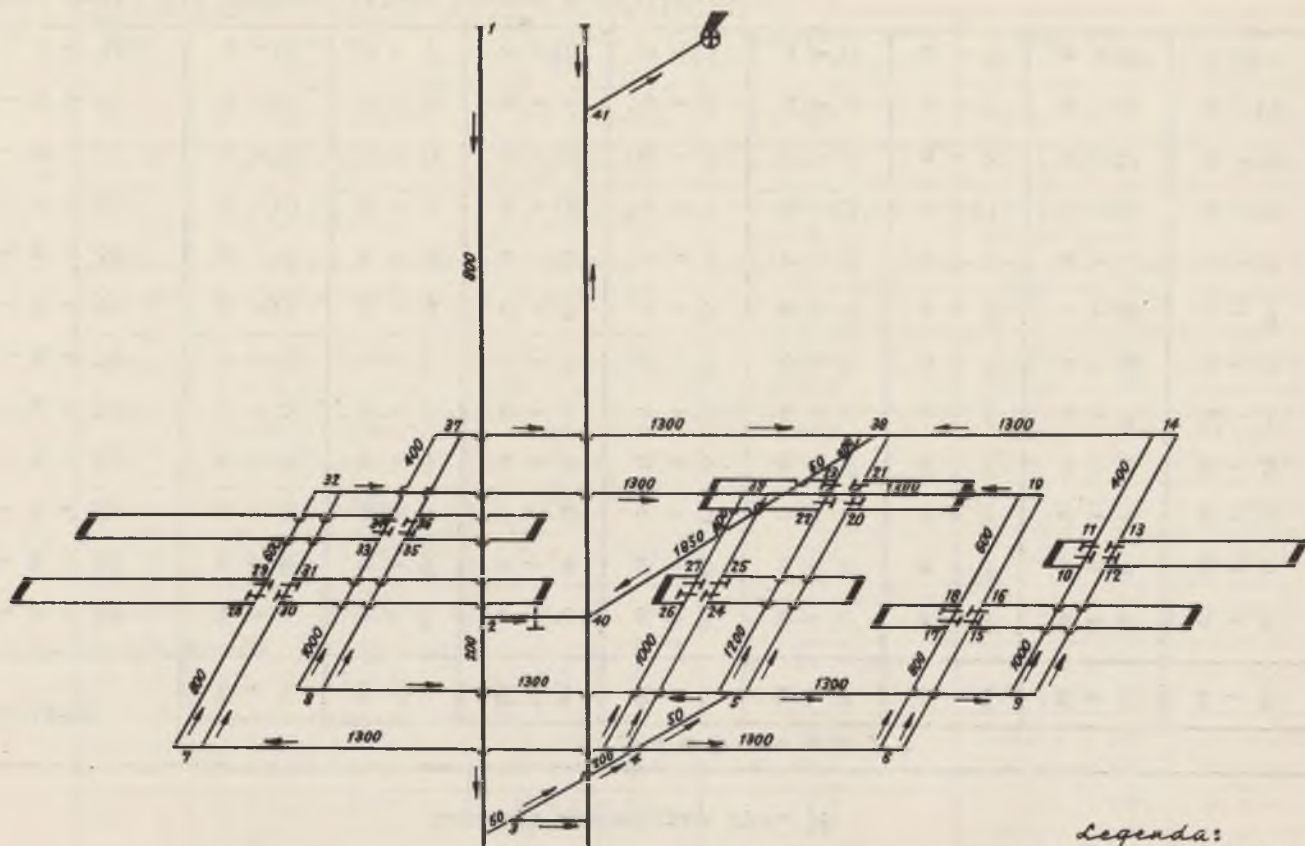
| Układ | Przepis na W | Ważny dla x | Przepis na V | Ważny dla x | Sposób pro- wauzeni- ćcia |
|--------|--|----------------------------------|----------------------------------|----------------------------------|---------------------------------|
| u - 1 | $W = 13,9 - 0,013 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 19,0$ | $0 < x < 650$ | od granic |
| u - 2 | $W = 56,0 - 0,0525 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 38,0$ | $0 < x < 650$ | od granic |
| u - 3 | $W = 5,2 + 0,0168 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 19 + 0,013 x$ $V = 21,7$ | $0 < x < 200$ $200 < x < 650$ | do granic |
| u - 4 | $W = 19,2 + 0,085 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 38 + 0,054 x$ $V = 48,3$ | $0 < x < 200$ $200 < x < 650$ | do granic |
| u - 5 | $W = 10,9 + 0,0168 x$ $W = 18,1 - 0,013 x$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | $V = 21,7$ $V = 19,0$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | do granic od granic |
| u - 6 | $W = 47,0 + 0,0855 x$ $W = 72,8 - 0,0525 x$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | $V = 48,9$ $V = 38,0$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | do granic od granic |
| u - 7 | $W = 7,3 - 0,007 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 14,0$ | $0 < x < 650$ | od granic |
| u - 8 | $W = 29,5 - 0,0285 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 28,0$ | $0 < x < 650$ | od granic |
| u - 9 | $W = 2,9 + 0,0079 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 14 + 0,007 x$ $V = 15,0$ | $0 < x < 150$ $150 < x < 650$ | do granic |
| u - 10 | $W = 9,7 + 0,0375 x$ | $0 < x < 650$ | $V = 28 + 0,027 x$ $V = 32,1$ | $0 < x < 150$ $150 < x < 650$ | do granic |
| u - 11 | $W = 5,3 + 0,0079 x$ $W = 9,5 - 0,007 x$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | $V = 15,0$ $V = 14,0$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | do granic od granic |
| u - 12 | $W = 22,5 + 0,0375 x$ $W = 38,8 - 0,0285 x$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | $V = 32,1$ $V = 28,0$ | $0 < x < 320$ $320 < x < 650$ | do granic od granic |

Tabelaryczne zestawienie doboru układów dla każdej kombinacji
w przykładzie 3

Schemat kanoniczny rys. 36

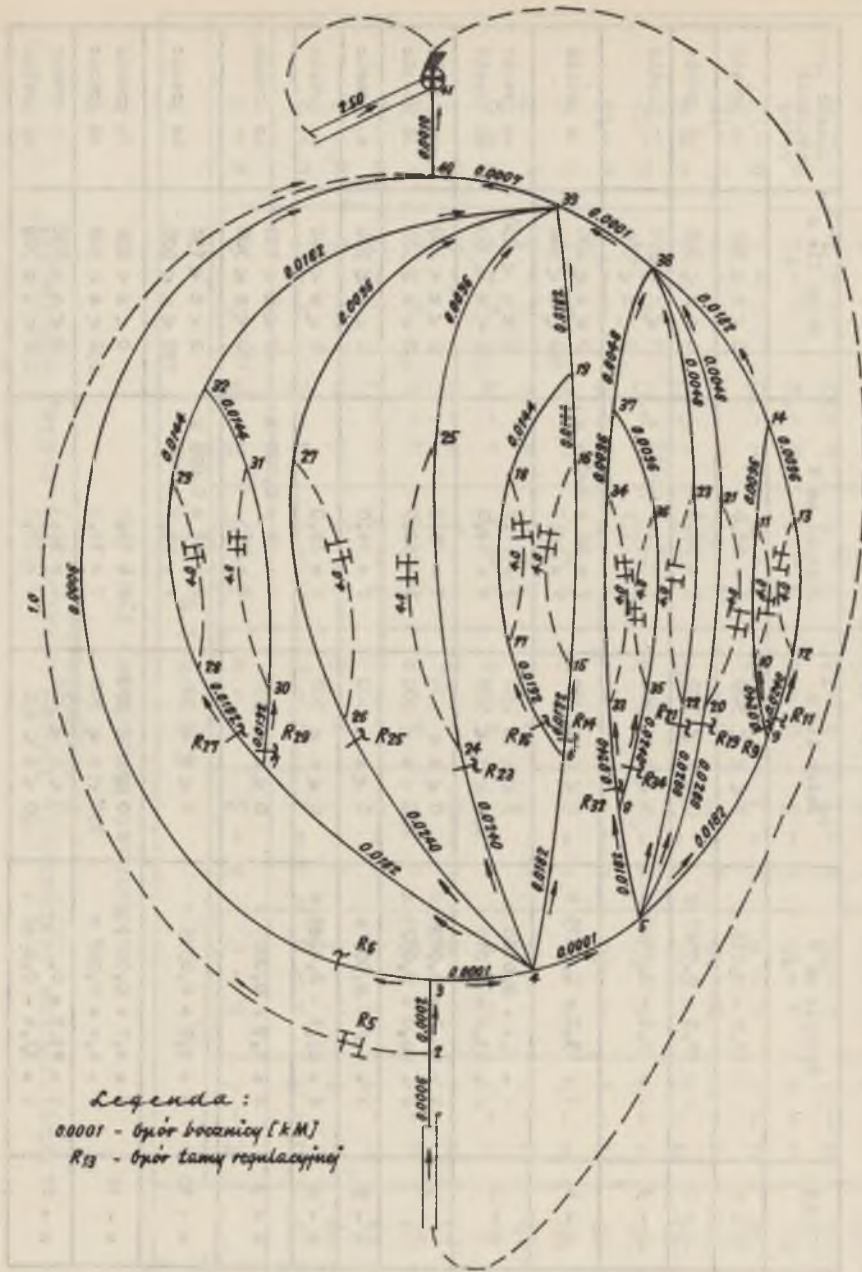
| Ściany | K o m b i n a c j e | | | | | | | |
|-------------|---------------------|-------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | K - 1 | K - 2 | K - 3 | K - 4 | K - 5 | K - 6 | K - 7 | K - 8 |
| 28 - a - 29 | u - 4 | u - 3 | u - 2 | u - 3 | u - 2 | u - 1 | u - 6 | u - 3 |
| 30 - a - 31 | u - 4 | u - 3 | u - 4 | u - 5 | u - 6 | u - 1 | u - 4 | u - 5 |
| 26 - a - 27 | u - 4 | u - 5 | u - 2 | u - 1 | u - 2 | u - 5 | u - 6 | u - 5 |
| 24 - a - 25 | u - 4 | u - 5 | u - 6 | u - 3 | u - 2 | u - 1 | u - 6 | u - 5 |
| 17 - a - 18 | u - 6 | u - 3 | u - 2 | u - 5 | u - 2 | u - 5 | u - 6 | u - 3 |
| 15 - a - 16 | u - 6 | u - 3 | u - 4 | u - 1 | u - 4 | u - 1 | u - 6 | u - 1 |
| 33 - a - 34 | u - 10 | u - 9 | u - 8 | u - 7 | u - 8 | u - 7 | u - 8 | u - 7 |
| 35 - a - 36 | u - 10 | u - 9 | u - 10 | u - 9 | u - 8 | u - 7 | u - 12 | u - 11 |
| 22 - a - 23 | u - 10 | u - 9 | u - 12 | u - 11 | u - 12 | u - 11 | u - 10 | u - 11 |
| 20 - a - 21 | u - 10 | u - 9 | u - 10 | u - 9 | u - 8 | u - 7 | u - 12 | u - 9 |
| 10 - a - 11 | u - 12 | u - 7 | u - 8 | u - 7 | u - 8 | u - 7 | u - 12 | u - 11 |
| 12 - a - 13 | u - 12 | u - 7 | u - 12 | u - 11 | u - 10 | u - 9 | u - 12 | u - 11 |

Uwaga: zapis dla każdego układu podano w tablicy 5.



Legenda:
1000 - długości wyrobiska [m]

Rys. 35. Uproszczony schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej dla przykładu 3



Rys. 36. Schemat kanoniczny sieci wentylacyjnej dla przykladu 3

Założenia do przykładu 4

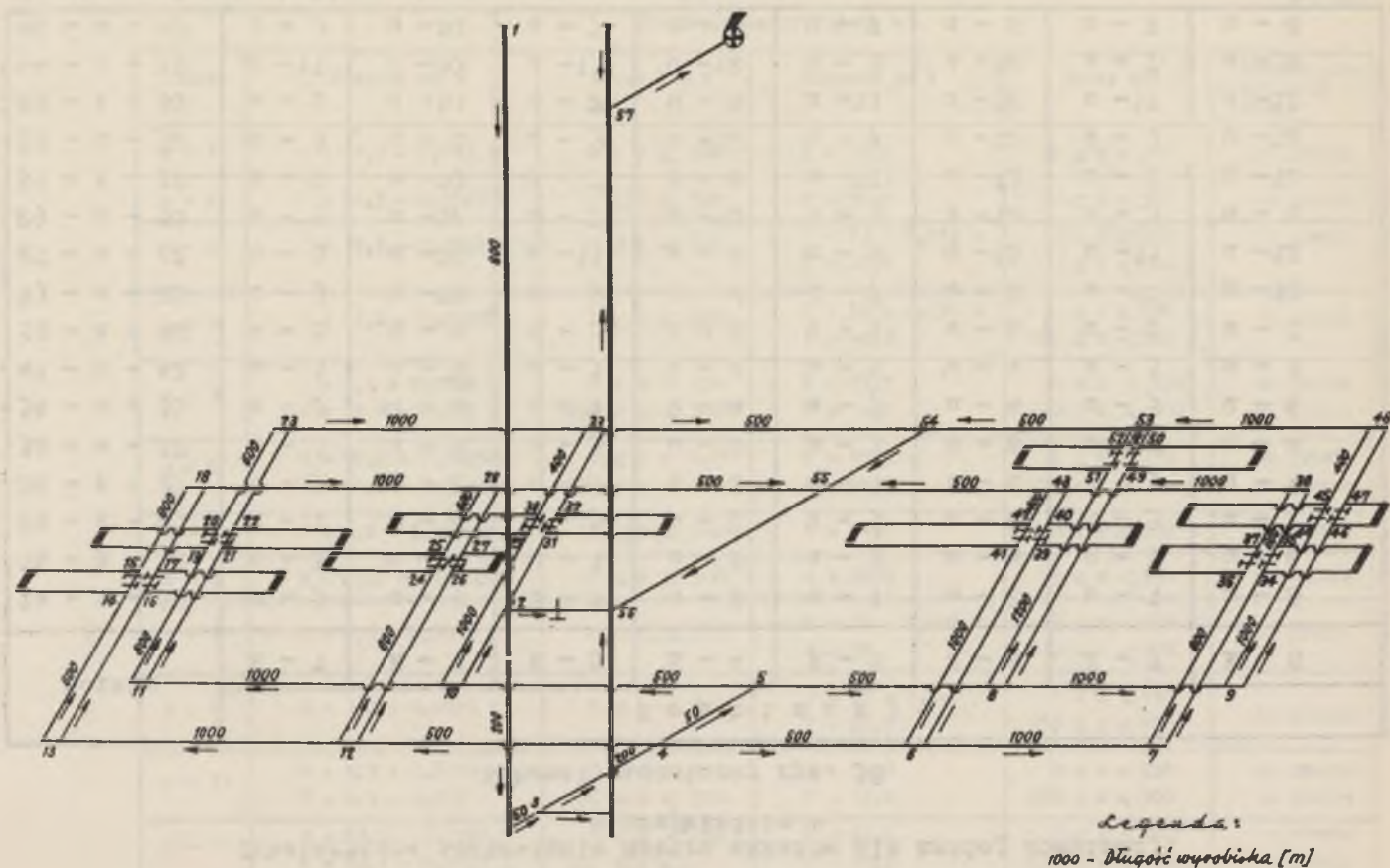
| Wzrost | Przepis na W | Ważny dla x | Przepis na V | Ważny dla x | Sposób prowadzenia ścieżki |
|--------|--|----------------------------------|----------------------------------|----------------------------------|----------------------------|
| u - 1 | $W = 12,0 - 0,013 x$ | $0 < x < 500$ | $V = 19,0$ | $0 < x < 500$ | od granic |
| u - 2 | $W = 47,5 - 0,0525 x$ | $0 < x < 500$ | $V = 38,0$ | $0 < x < 500$ | od granic |
| u - 3 | $W = 5,2 - 0,0168 x$ | $0 < x < 500$ | $V = 19 + 0,015 x$ $V = 21,7$ | $0 < x < 200$ $0 < x < 500$ | do granic |
| u - 4 | $W = 19,2 + 0,0355 x$ | $0 < x < 300$ | $V = 38 + 0,054 x$ $V = 48,9$ | $0 < x < 200$ $200 < x < 500$ | do granic |
| u - 5 | $W = 9,4 + 0,0168 x$ $W = 13,8 - 0,013 x$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | $V = 21,7$ $V = 19,0$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | do granic od granic |
| u - 6 | $W = 40,2 + 0,0855 x$ $W = 60,0 + 0,0525 x$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | $V = 48,9$ $V = 38,0$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | do granic od granic |
| u - 7 | $W = 6,2 - 0,007 x$ | $0 < x < 500$ | $V = 14,0$ | $0 < x < 500$ | od granic |
| u - 8 | $W = 25,3 - 0,0285 x$ | $0 < x < 500$ | $V = 28,0$ | $0 < x < 500$ | od granic |
| u - 9 | $W = 2,9 + 0,0073 x$ | $0 < x < 500$ | $V = 14 + 0,007 x$ $V = 15$ | $0 < x < 150$ $150 < x < 500$ | do granic |
| u - 10 | $W = 9,7 + 0,0375 x$ | $0 < x < 500$ | $V = 28 + 0,027 x$ $V = 32,1$ | $0 < x < 150$ $150 < x < 500$ | do granic |
| u - 11 | $W = 4,7 + 0,0073 x$ $W = 6,4 + 0,007 x$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | $V = 15,0$ $V = 14,0$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | do granic od granic |
| u - 12 | $W = 19,3 + 0,0375 x$ $W = 32,4 - 0,0285 x$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | $V = 32,1$ $V = 28,0$ | $0 < x < 250$ $250 < x < 500$ | do granic od granic |

Tabelaryczne zestawienie doboru układów dla każdej kombinacji
w przykładzie 4

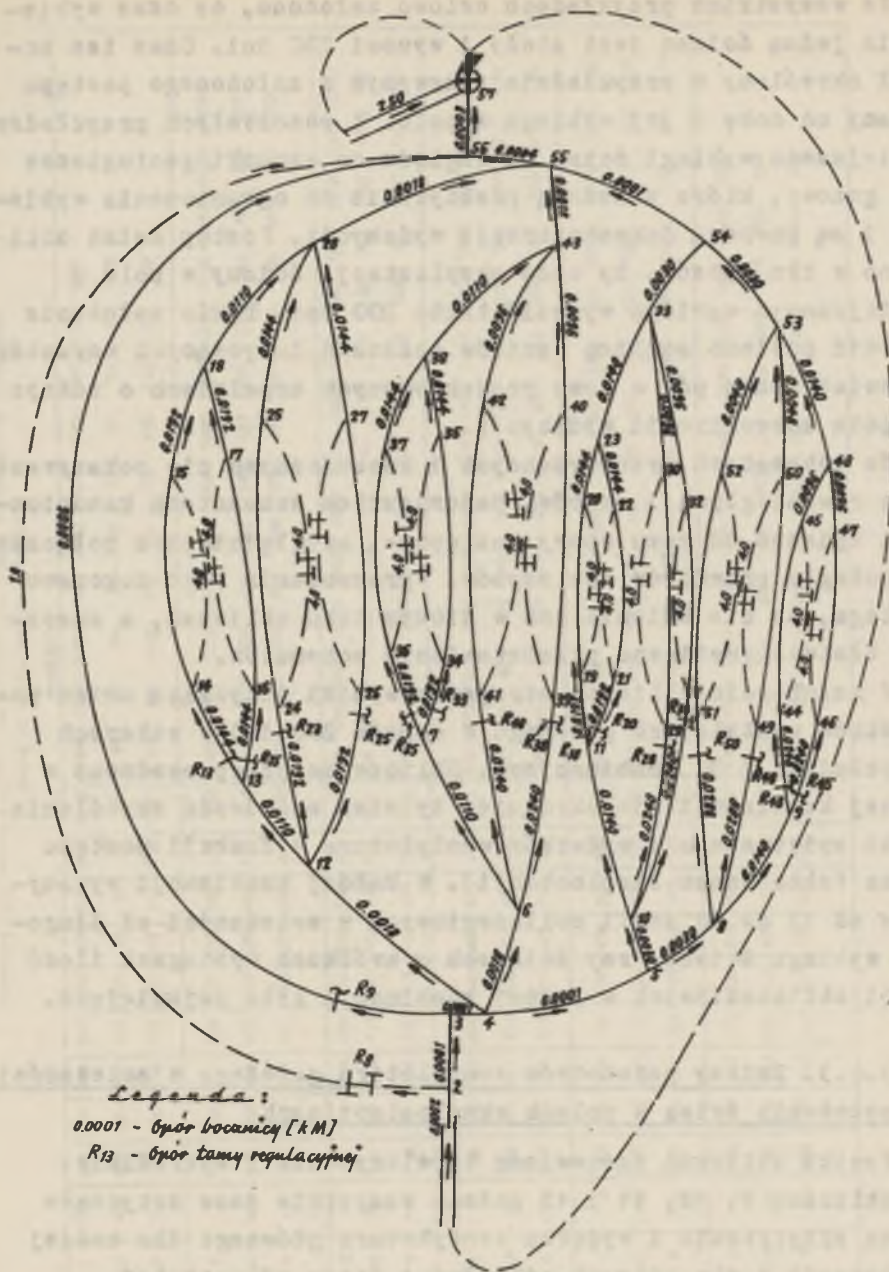
Schemat kanoniczny rys. 38

| Sciany | K o m b i n a c j e | | | | | | | |
|-------------|---------------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | K - 1 | K - 2 | K - 3 | K - 4 | K - 5 | K - 6 | K - 7 | K - 8 |
| 14 - a - 15 | u - 3 | u - 4 | u - 1 | u - 2 | u - 1 | u - 2 | u - 1 | u - 6 |
| 16 - a - 17 | u - 3 | u - 4 | u - 1 | u - 6 | u - 3 | u - 4 | u - 5 | u - 6 |
| 24 - a - 25 | u - 1 | u - 4 | u - 5 | u - 2 | u - 5 | u - 2 | u - 5 | u - 2 |
| 26 - a - 27 | u - 3 | u - 2 | u - 1 | u - 2 | u - 1 | u - 6 | u - 3 | u - 4 |
| 36 - a - 37 | u - 3 | u - 4 | u - 5 | u - 2 | u - 3 | u - 6 | u - 5 | u - 4 |
| 34 - a - 35 | u - 3 | u - 6 | u - 1 | u - 4 | u - 5 | u - 4 | u - 5 | u - 6 |
| 41 - a - 42 | u - 3 | u - 4 | u - 1 | u - 2 | u - 5 | u - 4 | u - 3 | u - 2 |
| 39 - a - 40 | u - 5 | u - 4 | u - 3 | u - 2 | u - 3 | u - 6 | u - 3 | u - 2 |
| 19 - a - 20 | u - 3 | u - 10 | u - 7 | u - 8 | u - 7 | u - 8 | u - 11 | u - 10 |
| 21 - a - 22 | u - 9 | u - 10 | u - 11 | u - 8 | u - 9 | u - 10 | u - 11 | u - 12 |
| 29 - a - 30 | u - 9 | u - 12 | u - 7 | u - 10 | u - 9 | u - 10 | u - 9 | u - 8 |
| 31 - a - 32 | u - 7 | u - 10 | u - 7 | u - 8 | u - 11 | u - 12 | u - 7 | u - 12 |
| 51 - a - 52 | u - 9 | u - 8 | u - 9 | u - 12 | u - 7 | u - 10 | u - 9 | u - 12 |
| 49 - a - 50 | u - 9 | u - 10 | u - 7 | u - 8 | u - 11 | u - 12 | u - 11 | u - 12 |
| 44 - a - 45 | u - 11 | u - 10 | u - 11 | u - 12 | u - 9 | u - 12 | u - 7 | u - 8 |
| 46 - a - 47 | u - 3 | u - 10 | u - 7 | u - 8 | u - 7 | u - 8 | u - 7 | u - 8 |

Uwaga: zapis dla każdego układu podano w tablicy 7.



Rys. 37. Uproszczony schemat przestrzenny sieci wentylacyjnej dla przykładu 4



Rys. 38. Schemat kanoniczny sieci wentylacyjnej dla przykładu 4

We wszystkich przykładach celowo założono, że czas wybierania jedną ścianą jest stały i wynosi 200 dni. Czas ten został określony w przykładzie pierwszym z założonego postępu ściany na dobę i jej wybiegu w polu. W pozostałych przykładach zmniejszono wybiegi ścian ze względu na warunki geologiczne czy gazowe, które zmuszają praktycznie do ograniczenia wybiegów i są powodem dekoncentracji wydobycia. Postęp ścian obliczono w ten sposób, by czas eksploatacji ściany w polu o zmniejszonym wybiegu wynosił także 200 dni. Takie założenie ułatwić powinno analizę wyników obliczeń, dotyczących warunków przewietrzania pól w nowo projektowanych kopalniach o różnym stopniu koncentracji wydobycia.

Na schematach przestrzennych i kanonicznych nie pokazywano dróg równoległych i szybów, natomiast na schematach kanonicznych wpisano od razu opory zastępcze, uwzględniające połączenia równoległe przekopów lub szybów. Uproszczenia tego dokonano dlatego, że nie zmienia ono w niczym toku obliczeń, a znacznie ułatwia graficzne przedstawienie schematów.

W rezultacie obliczeń otrzymano wyniki dotyczące zmian parametrów wentylatora głównego w czasie 200 dni w czterech przykładach i 30 kombinacjach. Obliczenia przeprowadzono w każdej kombinacji wielokrotnie, by mieć możliwość określenia zmian spiętrzenia i wydatków wentylatora w funkcji postępu ścian (albo czasu eksploatacji). W każdej kombinacji wykonywano od 12 do 20 serii obliczeniowych w zależności od długości wybiegu ścian. Przy ścianach o krótkich wybiegach ilość serii obliczeniowych w jednej kombinacji była najmniejsza.

3.4.3. Zmiany parametrów wentylatora głównego w zależności od położenia ścian w polach eksploatacyjnych

Wyniki obliczeń zestawiono tabelarycznie i wykreślić. W tablicach 9, 10, 11 i 12 podano wszystkie dane dotyczące zmian spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego dla każdej kombinacji i dla różnych odległości ścian od pochylni.

Tę samą zależność przedstawiono graficznie na wykresach (rys. 39 do 68 przyjmując na osi odciętych wybieg ścian oraz

Wartości spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego w zależności od odległości ścian od miejsc ich rozpoczęcia

Przykład 1

| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----|----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| K1 | X | 100 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 | 1600 | 1700 | 1800 | 1900 | 2000 | | | | |
| | ΔP | 110 | 108 | 106 | 105 | 103 | 101 | 93 | 98 | 96 | 94 | 92 | 90 | 89 | 87 | 85 | 83 | 81 | 79 | 77 | 75 | | | | |
| | V | 119 | 118 | 118 | 118 | 118 | 117 | 117 | 117 | 117 | 116 | 116 | 116 | 115 | 1115 | 115 | 114 | 114 | 113 | 113 | 113 | 112 | | | |
| K2 | X | 0 | 100 | 150 | 200 | 250 | 350 | 450 | 550 | 650 | 750 | 850 | 950 | 1050 | 1150 | 1250 | 1350 | 1450 | 1550 | 1650 | 1750 | 1850 | 1950 | 2050 | |
| | ΔP | 406 | 417 | 422 | 428 | 417 | 412 | 407 | 402 | 396 | 391 | 385 | 379 | 374 | 368 | 362 | 356 | 351 | 355 | 359 | 362 | 365 | 368 | 371 | |
| | V | 136 | 201 | 205 | 207 | 205 | 205 | 205 | 205 | 205 | 205 | 205 | 205 | 204 | 204 | 204 | 204 | 204 | 204 | 203 | 203 | 203 | 203 | 203 | |
| K3 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 | 1600 | 1700 | 1800 | 1900 | 2000 |
| | ΔP | 104 | 107 | 110 | 112 | 114 | 117 | 119 | 121 | 123 | 125 | 128 | 130 | 132 | 115 | 114 | 113 | 114 | 116 | 118 | 120 | 122 | 123 | 125 | 127 |
| | V | 118 | 119 | 121 | 122 | 123 | 123 | 123 | 124 | 124 | 124 | 124 | 125 | 125 | 125 | 121 | 121 | 121 | 121 | 121 | 122 | 122 | 122 | 122 | 122 |
| K4 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 | 1600 | 1700 | 1800 | 1900 | 2000 |
| | ΔP | 446 | 464 | 483 | 501 | 516 | 528 | 539 | 550 | 561 | 571 | 582 | 593 | 603 | 472 | 481 | 491 | 500 | 510 | 519 | 528 | 537 | 546 | 555 | 564 |
| | V | 206 | 211 | 215 | 220 | 223 | 224 | 225 | 226 | 226 | 227 | 227 | 228 | 229 | 215 | 215 | 215 | 215 | 215 | 216 | 216 | 216 | 216 | 216 | 216 |
| K5 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 | 1600 | 1700 | 1800 | 1900 | 2000 |
| | ΔP | 86 | 87 | 89 | 91 | 95 | 98 | 100 | 102 | 105 | 107 | 109 | 111 | 113 | 111 | 113 | 115 | 117 | 119 | 121 | 123 | 125 | 126 | 128 | 130 |
| | V | 115 | 117 | 118 | 120 | 122 | 122 | 122 | 123 | 123 | 123 | 124 | 124 | 123 | 123 | 123 | 123 | 123 | 123 | 123 | 123 | 124 | 124 | 124 | 124 |
| K6 | X | 0 | 100 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 | 1000 | 1100 | 1200 | 1300 | 1400 | 1500 | 1600 | 1700 | 1800 | 1900 | 2000 | | |
| | ΔP | 325 | 356 | 418 | 431 | 443 | 454 | 465 | 476 | 487 | 498 | 509 | 494 | 504 | 514 | 524 | 533 | 543 | 552 | 562 | 571 | 580 | 589 | | |
| | V | 136 | 208 | 221 | 222 | 223 | 223 | 224 | 225 | 225 | 226 | 227 | 224 | 222 | 223 | 223 | 223 | 223 | 224 | 224 | 224 | 224 | 224 | | |

Wartości spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego w zależności od odległości ścian od miejsc ich rozpoczęcia

Przykład 5

| | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----|----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|------|------|------|------|
| K1 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 | |
| | ΔP | 178 | 150 | 182 | 184 | 184 | 130 | 131 | 134 | 136 | 139 | 201 | 204 | 206 | 208 | 210 | |
| | V | 188 | 191 | 193 | 196 | 195 | 196 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 |
| K2 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 900 | 1000 | | |
| | ΔP | 669 | 685 | 709 | 773 | 774 | 834 | 836 | 851 | 865 | 879 | 892 | 904 | 928 | 939 | | |
| | V | 359 | 348 | 357 | 366 | 366 | 373 | 373 | 373 | 374 | 374 | 375 | 375 | 375 | 375 | | |
| K3 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 100 | |
| | ΔP | 573 | 652 | 735 | 822 | 822 | 900 | 902 | 922 | 940 | 958 | 975 | 992 | 1008 | 1024 | 1040 | |
| | V | 331 | 343 | 368 | 386 | 387 | 399 | 400 | 402 | 404 | 406 | 408 | 410 | 412 | 414 | 415 | |
| K4 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 300 | 400 | 500 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 |
| | ΔP | 186 | 191 | 197 | 202 | 202 | 207 | 207 | 210 | 213 | 216 | 194 | 194 | 196 | 198 | 200 | 201 |
| | V | 193 | 195 | 197 | 199 | 199 | 201 | 201 | 202 | 202 | 203 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 | 197 |
| K5 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 300 | 400 | 500 | 600 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 |
| | ΔP | 809 | 830 | 862 | 895 | 895 | 925 | 926 | 941 | 955 | 968 | 988 | 997 | 1005 | 1013 | 1021 | 1029 |
| | V | 363 | 374 | 379 | 384 | 384 | 387 | 387 | 388 | 389 | 390 | 360 | 360 | 359 | 359 | 358 | 357 |
| K6 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 300 | 400 | 500 | 500 | 600 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 | |
| | ΔP | 200 | 201 | 203 | 206 | 206 | 209 | 211 | 213 | 181 | 179 | 177 | 174 | 172 | 169 | | |
| | V | 197 | 198 | 198 | 199 | 199 | 199 | 199 | 199 | 191 | 191 | 190 | 189 | 189 | 188 | | |
| K7 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 300 | 400 | 500 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 |
| | ΔP | 817 | 839 | 872 | 905 | 905 | 936 | 937 | 952 | 967 | 981 | 989 | 998 | 1007 | 1015 | 1023 | 1031 |
| | V | 373 | 378 | 383 | 388 | 388 | 392 | 392 | 393 | 394 | 395 | 361 | 360 | 360 | 359 | 359 | 358 |
| K8 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 300 | 400 | 500 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 |
| | P | 192 | 194 | 198 | 203 | 203 | 207 | 208 | 211 | 214 | 216 | 192 | 192 | 194 | 196 | 197 | 199 |
| | V | 195 | 197 | 199 | 201 | 200 | 201 | 202 | 202 | 202 | 203 | 195 | 195 | 195 | 195 | 195 | 194 |

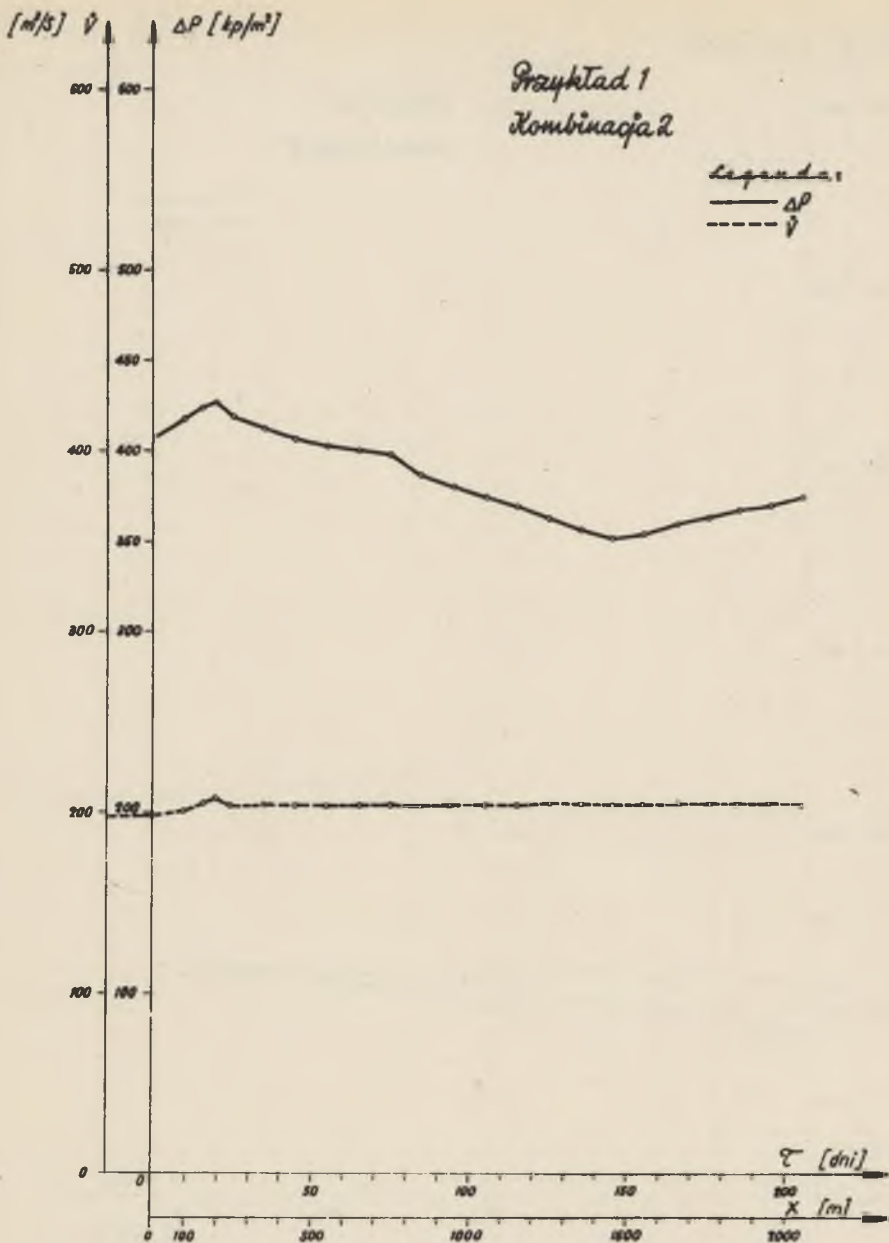
Wartości spiętrzenia i wydatku went. latora głównego w zależności od odległości ścian od miejsc ich rozłączenia
Przykład 3

| | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----|----|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| K1 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 260 | 320 | 320 | 375 | 430 | 485 | 540 | 595 | 650 | |
| | ΔP | 1141 | 1184 | 1233 | 1235 | 1235 | 1337 | 1328 | 1341 | 1354 | 1206 | 1215 | 1225 | 1234 | 1243 | 1252 | 1261 | |
| | V | 510 | 523 | 548 | 556 | 566 | 573 | 576 | 578 | 580 | 547 | 548 | 548 | 549 | 550 | 550 | 551 | |
| K2 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 260 | 320 | 320 | 430 | 540 | 650 | | | | |
| | ΔP | 271 | 243 | 256 | 268 | 268 | 273 | 280 | 284 | 273 | 283 | 287 | 231 | | | | | |
| | V | 275 | 268 | 273 | 278 | 278 | 281 | 282 | 285 | 278 | 273 | 280 | 281 | | | | | |
| K3 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 260 | 320 | 320 | 430 | 540 | 650 | | | | |
| | ΔP | 1140 | 1176 | 1013 | 1057 | 1057 | 1105 | 1158 | 1203 | 1262 | 1208 | 1304 | 1405 | 1510 | | | | |
| | V | 503 | 512 | 522 | 531 | 531 | 537 | 557 | 562 | 566 | 546 | 552 | 553 | 565 | | | | |
| K4 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 260 | 320 | 320 | 430 | 540 | 650 | | | | |
| | ΔP | 253 | 263 | 269 | 276 | 276 | 281 | 282 | 284 | 286 | 272 | 274 | 276 | 278 | | | | |
| | V | 268 | 271 | 275 | 275 | 275 | 277 | 277 | 277 | 278 | 271 | 271 | 271 | 271 | | | | |
| K5 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 260 | 320 | 320 | 375 | 430 | 485 | 540 | 595 | 650 | 750 |
| | ΔP | 1033 | 1054 | 1070 | 1085 | 1085 | 1036 | 1034 | 1033 | 1105 | 1013 | 1023 | 1027 | 1030 | 1033 | 1036 | 1039 | 1041 |
| | V | 503 | 507 | 512 | 516 | 516 | 518 | 518 | 517 | 517 | 501 | 500 | 433 | 438 | 437 | 437 | 436 | 434 |
| K6 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 160 | 200 | 240 | 280 | 320 | 320 | 430 | 540 | 650 | | | | |
| | ΔP | 260 | 261 | 263 | 264 | 264 | 265 | 265 | 266 | 266 | 254 | 255 | 255 | 255 | | | | |
| | V | 263 | 270 | 270 | 270 | 270 | 270 | 270 | 270 | 270 | 264 | 263 | 262 | 261 | | | | |
| K7 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 150 | 200 | 200 | 260 | 320 | 320 | 430 | 540 | 650 | | | | |
| | ΔP | 1255 | 1277 | 1299 | 1321 | 1321 | 1333 | 1337 | 1343 | 1361 | 1033 | 1041 | 1049 | 1056 | | | | |
| | V | 553 | 553 | 570 | 576 | 576 | 580 | 579 | 581 | 582 | 504 | 503 | 502 | 501 | | | | |
| K8 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 200 | 260 | 320 | 320 | 430 | 540 | 650 | | | | | |
| | ΔP | 262 | 263 | 275 | 281 | 287 | 288 | 230 | 232 | 272 | 274 | 276 | 278 | | | | | |
| | V | 273 | 275 | 277 | 280 | 281 | 282 | 282 | 283 | 271 | 271 | 271 | 271 | | | | | |

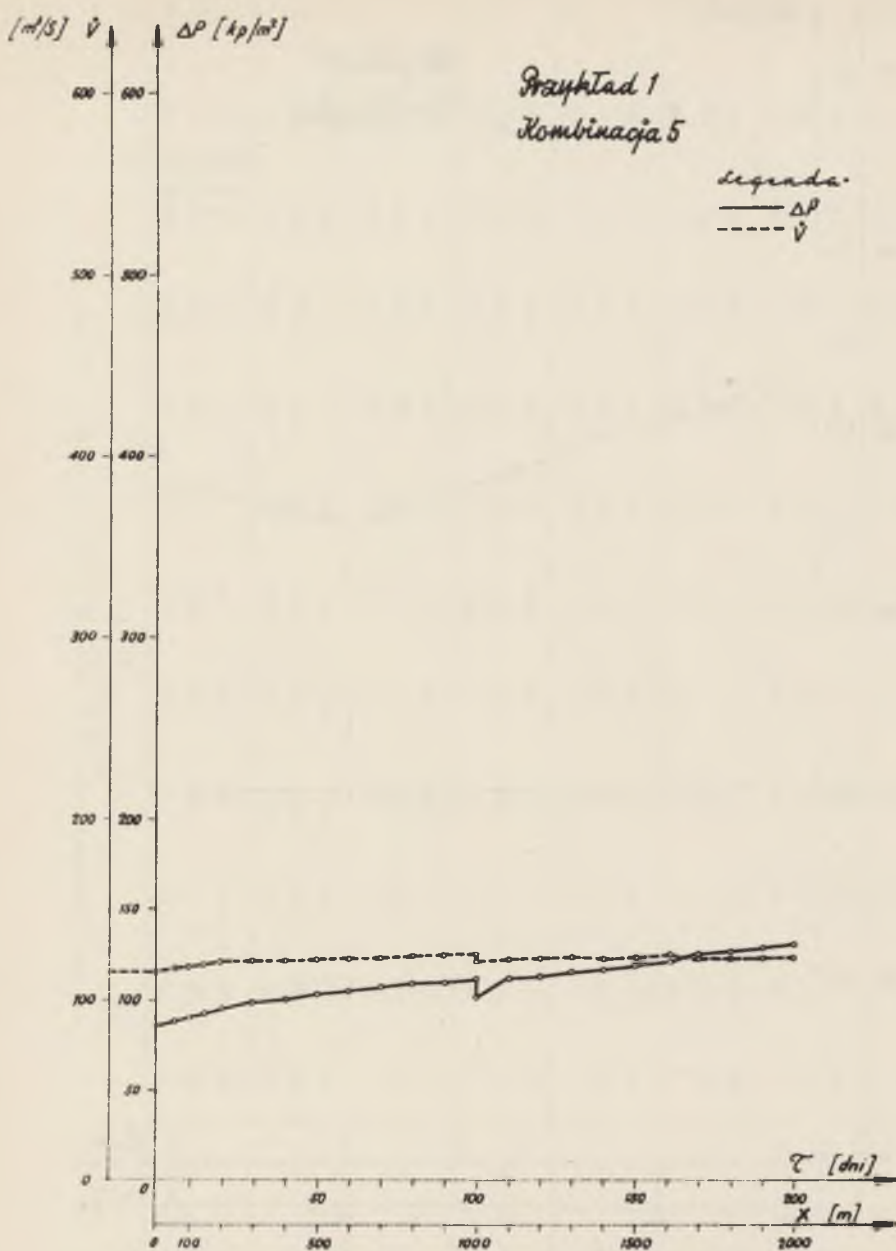
Wartości spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego w zależności od ouległości
ścian od miejsc ich rozpoczęcia

Przykład 4

| | | | | | | | | | | | | | |
|----|----|-----|-----|-----|------|------|------|------|------|------|------|------|-----|
| K1 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 |
| | ΔP | 182 | 192 | 203 | 214 | 225 | 227 | | 223 | 225 | 227 | 228 | 230 |
| | V | 330 | 337 | 345 | 352 | 357 | 357 | | 354 | 354 | 355 | 355 | 355 |
| K2 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 | |
| | ΔP | 817 | 882 | 949 | 1017 | 1078 | 1088 | 1029 | 1037 | 1046 | 1054 | 1061 | |
| | V | 631 | 653 | 686 | 713 | 732 | 734 | 719 | 721 | 722 | 723 | 724 | |
| K3 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 | |
| | ΔP | 204 | 206 | 208 | 210 | 212 | 192 | 191 | 189 | 188 | 186 | 185 | |
| | V | 339 | 340 | 341 | 342 | 343 | 334 | 333 | 332 | 332 | 331 | 330 | |
| K4 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 | |
| | ΔP | 647 | 657 | 667 | 677 | 685 | 689 | 638 | 641 | 644 | 647 | 649 | |
| | V | 647 | 651 | 654 | 658 | 661 | 660 | 639 | 638 | 637 | 635 | 634 | |
| K5 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 | |
| | ΔP | 204 | 210 | 216 | 222 | 228 | 207 | 208 | 209 | 210 | 210 | 211 | |
| | V | 340 | 343 | 347 | 350 | 354 | 342 | 342 | 341 | 341 | 341 | 341 | |
| K6 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 | |
| | ΔP | 880 | 925 | 971 | 1018 | | 896 | 901 | 906 | 912 | 915 | 920 | |
| | V | 668 | 682 | 696 | 710 | | 673 | 673 | 672 | 672 | 672 | 672 | |
| K7 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 | |
| | ΔP | 213 | 217 | 222 | 226 | 231 | 235 | 198 | 197 | 196 | 195 | 193 | |
| | V | 344 | 347 | 350 | 353 | 357 | 360 | 340 | 340 | 340 | 340 | 339 | |
| K8 | X | 0 | 50 | 100 | 150 | 200 | 250 | 300 | 350 | 400 | 450 | 500 | |
| | ΔP | 943 | 964 | 986 | 1007 | | 854 | 958 | 862 | 866 | 869 | 872 | |
| | V | 675 | 683 | 691 | 699 | | 653 | 652 | 652 | 651 | 650 | 649 | |

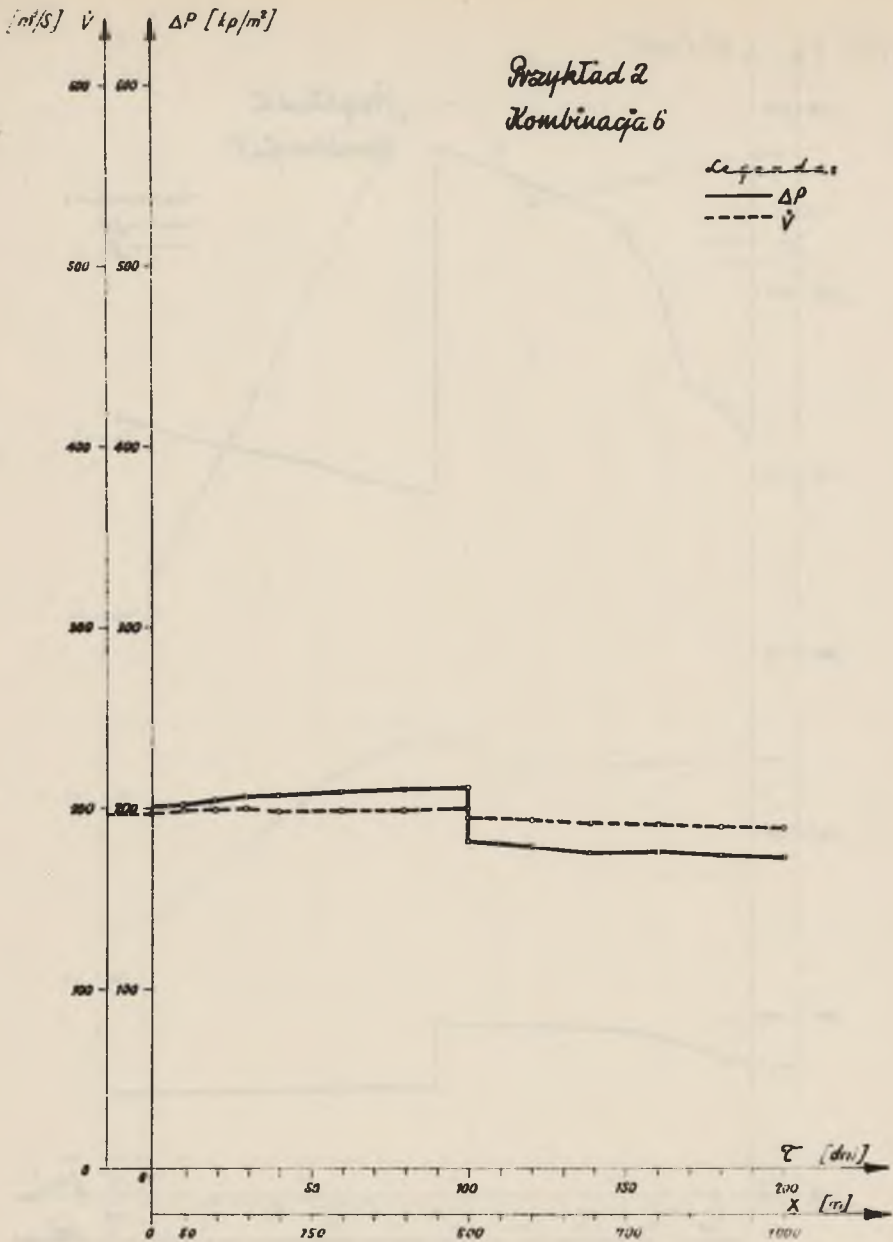


Rys. 40. Zależność spiętrzenia wydatku wentylatora głównego od czasu i odległości ścian od miejsc ich rozpoczęcia dla przykładu 1 i kombinacji 2

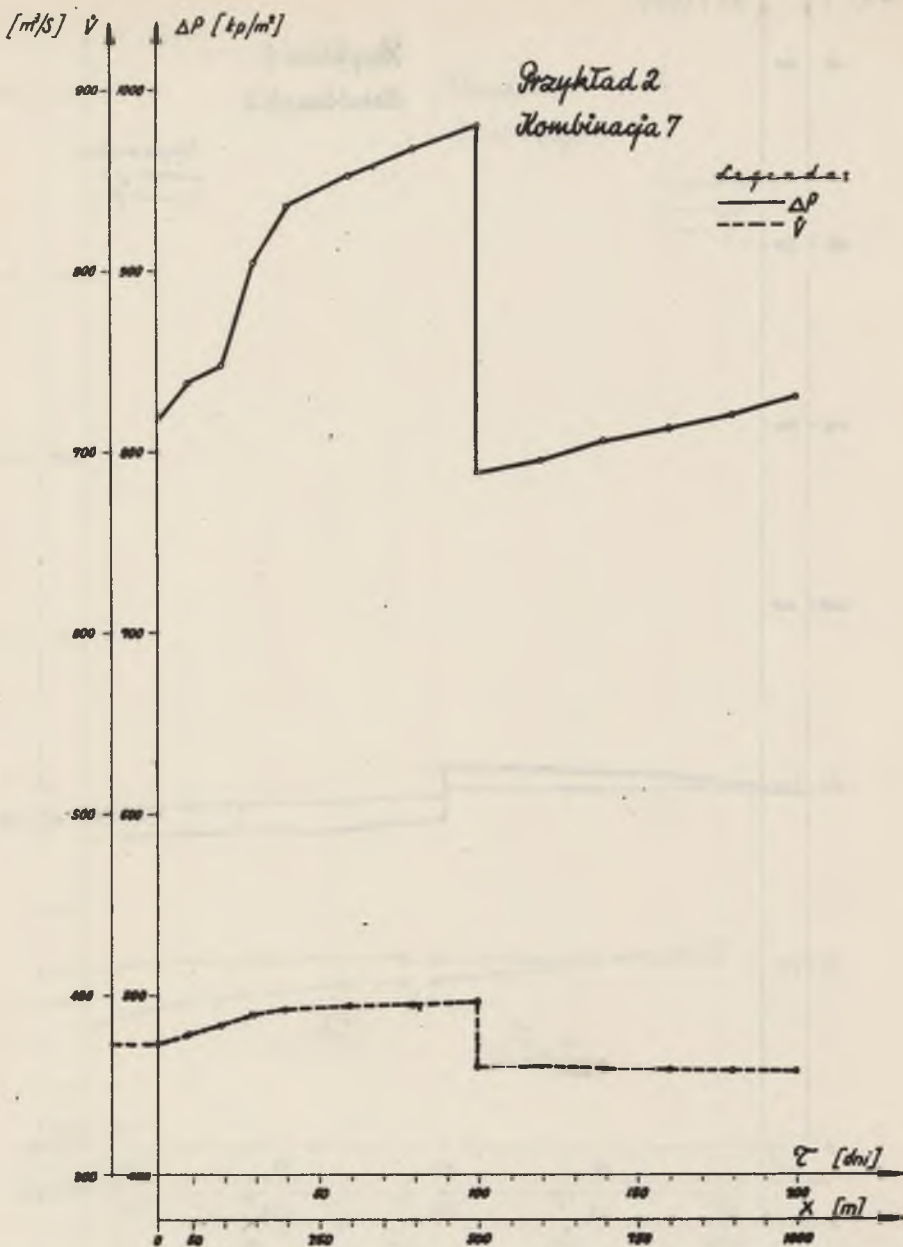


Rys. 43. Zależność spiętrzenia i wydatku wentylatora fłówhę

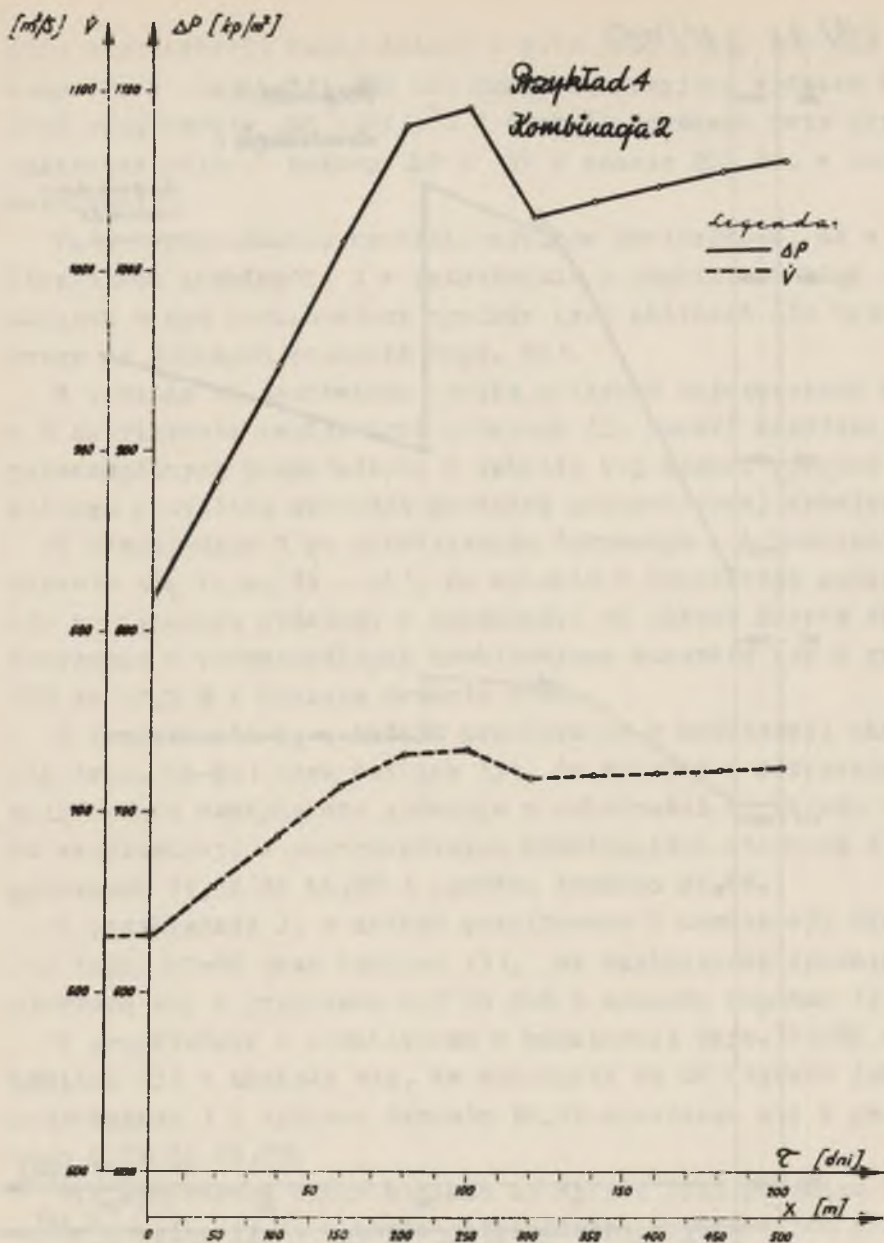
Rys. 43. Zależność spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego od czasu i odległości łoża od miejsc ich rozpoczęcia dla przykładu 1 i kombinacji 5



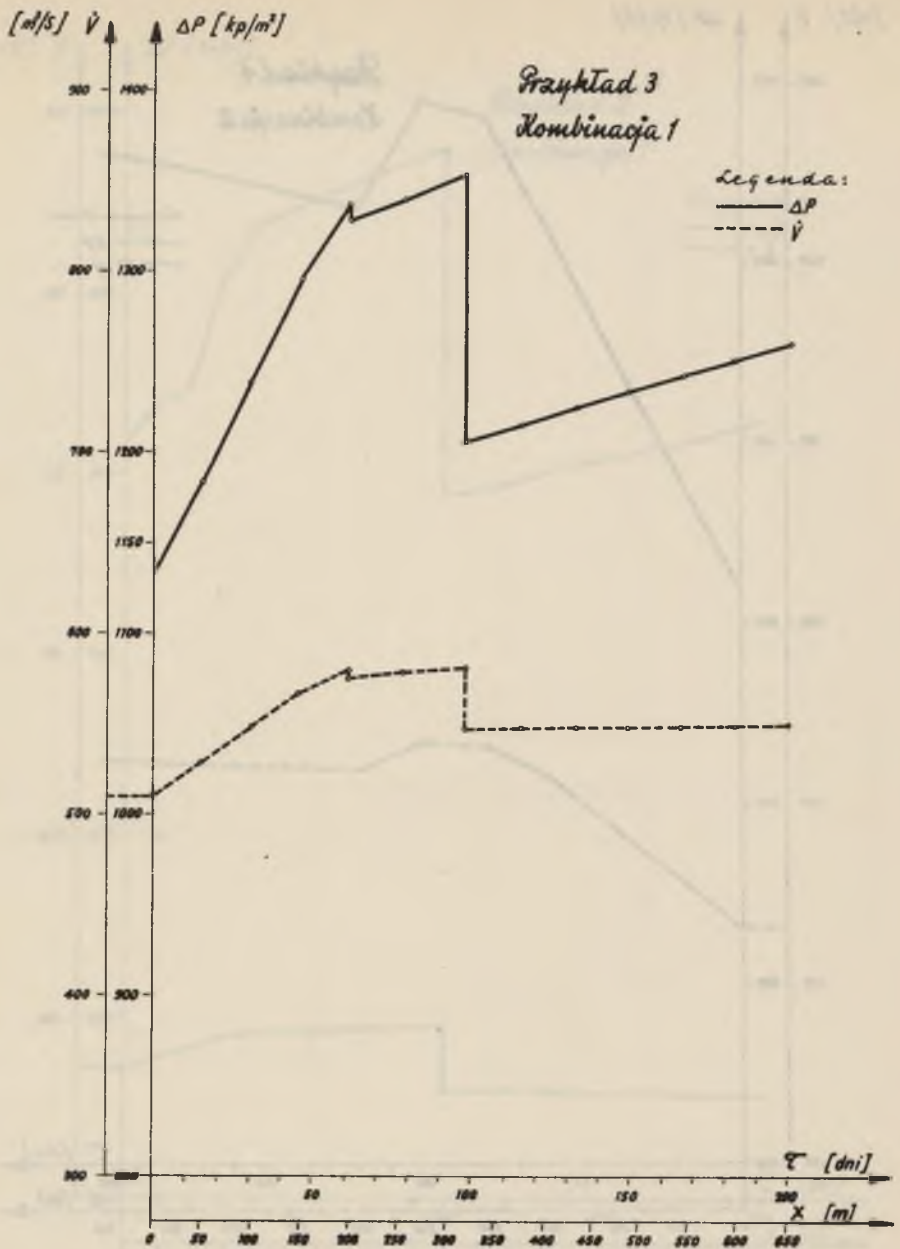
Rys. 50. Zależność spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego od czasu i odległości ścian od miejsc ich rozporządzenia dla przykładu 2 i kombinacji 6



Rys. 51. Zależność spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego od czasu i odległości ścian od miejsca ich rozpoczęcia dla przykładu 2 i kombinacji 7



Rys. 62. Zależność spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego od czasu i odległości łożysk od miejsc ich rozpoczęcia dla przykładu 4 i kombinacji 2



Rys. 53. Zależność ciśnienia i wydatku wentylatora głównego od czasu i odległości ścian od miejsca ich rozpoczęcia dla przykładu 3 i kombinacji 1

czas eksploatacji danej ściany w polu jako równy 200 dni dla wszystkich kombinacji. Na osi rzędnych przyjęto wydatek \dot{V} w m^3/s oraz spiętrzenie ΔP w kp/m^2 . W efekcie uzyskano dwie krzywe charakteryzujące zmiany ΔP i $\Delta \dot{V}$ w czasie 200 dni w każdej kombinacji.

Po przeprowadzeniu kontroli wyników stwierdzono, że w przeliczeniach kombinacji 3 w przykładzie 3 popełniono błąd i w związku z tym postanowiono wyników tych obliczeń nie brać pod uwagę do dalszych rozważań (rys. 55).

W tabelicy 13 zestawiono wyniki obliczeń największych różnic w % spiętrzenia wentylatora głównego dla każdej kombinacji w poszczególnych przykładach. W tabelicy tej podano również dla każdego przykładu wartości średniej arytmetycznej wahań.

W przykładzie 1 po przeliczeniu dokonanym w 6 kombinacjach okazało się (rys. 39 - 44), że wahania w potrzebnym spiętrzeniu wentylatora głównego w zależności od układu frontu eksploatacyjnego w poszczególnych kombinacjach mieszczą się w granicach 45% do 17,5 % i wynoszą średnio 29%.

W przykładzie 2, w którym przeliczono 8 kombinacji okazało się (rys. 45-52) oraz tablica 13), że wahania w potrzebnym spiętrzeniu wentylatora głównego w zależności od układu frontu eksploatacji w poszczególnych kombinacjach mieszczą się w granicach 11,3% do 44,9% i wynoszą średnio 21,6%.

W przykładzie 3, w którym przeliczono 7 kombinacji okazało się (rys. 53-60 oraz tablica 13), że analogiczne wahania mieszczą się w granicach 4,2 do 24% i wynoszą średnio 13,2%.

W przykładzie 4 przeliczono 8 kombinacji (rys. 61-68 oraz tablica 13) i okazało się, że wahań są tu większe jak w przykładzie 3 i wynoszą średnio 19,5% mieszcząc się w granicach 5,7% do 25,7%.

Dla wyrobienia sobie poglądu na wpływ, jaki powinien mieć wybór kombinacji na wahania spiętrzenia, postanowiono przeprowadzić dodatkowe obliczenia.

Pomiędzy poszczególnymi kombinacjami zachodzi różnica w procentowej wartości największego skoku potrzebnego spiętrzenia. Wydaje się, że różnice te powinny być mniejsze przy zdekoncentrowanej kopalni ze względu na jej większy otwór równo-

Największe różnice spiętrzenia wentylatora głównego obliczone
w procentach w stosunku do maksymalnego spiętrzenia

| Przykład | K - 1 | K - 2 | K - 3 | K - 4 | K - 5 | K - 6 | K - 7 | K - 8 | Średnia arytme- tyczna | Średnia różnica | Uwagi |
|--------------------|-------|-------|-------------------|-------|-------|-------|-------|-------|------------------------------|--------------------|---|
| ΔP % w P-1 | 31 | 17,5 | 20,7 | 26 | 34 | 45 | - | - | 29 | 12,2 | |
| ΔP % w P-2 | 15,2 | 28,6 | 44,9 | 13,8 | 18,8 | 20,6 | 19,6 | 11,3 | 21,6 | 11,6 | |
| ΔP % w P-3 | 16,5 | 20,6 | 37,5 ^x | 9,4 | 7,7 | 4,2 | 24,0 | 10,3 | 13,2 | 8,8 | ^x wynik unieważ- niony |
| ΔP % w P-4 | 20,8 | 24,8 | 12,7 | 5,7 | 10,5 | 13,6 | 17,8 | 15,3 | 15,1 | 7,2 | |

x - stwierdzono błąd w obliczeniach maszynowych i z tego powodu postanowiono nie brać pod uwagę wyniku obliczeń K-3 w przykładzie 3.

znaczny oraz znacznie większą ilość przewietrzanych wyrobisk. Zbadano więc, jaka jest średnia różnica pomiędzy poszczególnymi kombinacjami w każdym przykładzie. Obliczono następnie bezwzględną różnicę między poszczególnymi wartościami, zsumowano je i podzielono przez ich ilość (znaleziono więc wartość średnią).

Ilość tych różnic obliczono ze wzoru na ilość kombinacji bez powtórzeń między elementami:

$$C_r^n = \frac{n!}{r! (n-r)!}$$

gdzie:

$n = 6$ dla przykładu 1 (ilość kombinacji),

$n = 7$ dla przykładu 3 (kombinacja K-3 skreślona),

$n = 8$ dla przykładów 2 i 4,

$r = 2$ gdyż brano zestawienie po 2 elementy.

Otrzymano więc; w przykładzie 1

$$C_2^6 = \frac{6!}{2! (6-2)!} = 15$$

Suma różnic wynosi dla tego przykładu 182,4%

$$\text{Średnia różnica} = \frac{182,4}{15} = 12,2\%$$

w przykładzie 2

$$C_2^8 = \frac{8!}{2! (8-2)!} = 28$$

Suma różnic wynosi 326,4%

$$\text{Średnia różnica} = \frac{326,4}{28} = 11,6\%$$

w przykładzie 3

$$C_2^7 = \frac{7!}{2! (7-2)!} = 21$$

Suma różnic wynosi 184,6%

$$\text{Średnia różnica} = \frac{184,6}{21} = 8,8\%$$

w przykładzie 4

$$C_2^8 \text{ tak jak w przykładzie 2} = 28$$

Suma różnic wynosi 276,4%

$$\text{Średnia różnica} = \frac{276,4}{28} = 9,9\%$$

Wyniki te zestawiono także w tablicy 13 poz. 11.

Z przeprowadzonego wyliczenia wynika, że średnia różnica między wartościami największych skoków w poszczególnych kombinacjach ścian jest największa w przykładzie 1. W przykładzie tym, zgodnie z przewidywaniami, uwidacznia się największy wpływ kombinacji ścian na wahania spiętrzenia wentylatora głównego. Z przytoczonego rozumowania wynika wniosek, że w przypadku kopalń o maksymalnej koncentracji wydobywania, wzajemny układ frontu względem siebie może mieć istotny wpływ na wartość wahań spiętrzenia na wentylatorze. Wpływ ten nie będzie już tak istotny przy kopalniach o mniejszym stopniu koncentracji, co jest o tyle ważne, że w tych przypadkach koordynacja położenia frontów eksploatacyjnych byłoby niezmiernie skomplikowane. Bowiem dla przykładów od 1 do 3 średnia różnica między wartościami największych skoków wykazuje tendencję malejącą, co wydaje się być prawidłowe, a w przykładzie 4 wartość ta minimalnie wzrasta. Po szczegółowej analizie tak układów w kombinacjach, jak i samych rozcinek elementarnych kopalń stwierdzono, że przyczyna tego wzrostu tkwi chyba w doborze (dowolnym) oporów elementów sieci, który przypadkowo spowodował wzrost wahań spiętrzenia w przykładzie 4, mimo dalszej dekoncentracji kopalni. Nadmienić należy, że we wszystkich przykładach założono praktycznie takie same straty wewnętrzne i to bardzo małe ze względu na zaprojektowanie kopalni z możliwie niewielką ilością krótkich spięć, czyli przyjmując prawie szczelną sieć wentylacyjną. Spiętrzenia wentylatorów okazały się często bardzo wysokie z powodu przyjęcia szczelnej sieci wentylacyjnej, ale nie wysokość spiętrzenia a wielkość jego zmian w czasie będą stanowiły

największą trudność w utrzymaniu stałych wydatków prądów w ścianach.

Uzyskane wyniki obliczeń zestawione w tablicach i uwidocznione na rysunkach pozwalają na wyciągnięcie następujących wniosków:

1) Chcąc utrzymać w przodkach stałą ilość powietrza, niezależnie od położenia frontu eksploatacji w stosunku do szybów wdechowego i wydechowego, należy się liczyć z poważnymi wahnięciami wymaganego spiętrzenia na wentylatorach głównych.

2) Wahnięcia spiętrzenia będą najbardziej wyraźne w kopalniach o dużej koncentracji wydobywania, czyli o małej ilości przodków ale o znacznych wybiegach.

3) W kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobywania istotny wpływ na amplitudę wahań spiętrzenia mieć będzie wzajemny układ ścian w danej kombinacji, czyli że należy w tych kopalniach wzajemny układ frontu planować w oparciu o specjalne przeliczenie, przeprowadzone analogicznie do przedstawionego w tej pracy.

4) Wahania wydatku przy założeniu stałych wydatków w przodkach są znaczne, niemniej będą one niewątpliwie większe, niż to wynika z przeprowadzonych obliczeń, szczególnie w kopalniach zdekoncentrowanych. Powodem tego będzie nieunikniony wzrost strat wewnętrznych, który nie był brany pod uwagę przy dokonanych w tej pracy obliczeniach.

5) Amplituda wahań spiętrzenia wentylatora głównego maleje w miarę, gdy zmniejsza się stopień koncentracji wydobywania w kopalniach, co potwierdzają przeliczone przykłady od 1 do 3, przykład 4 niestety tej zależności w pełni nie potwierdza z przytoczonych już uprzednio powodów.

6) Wahnięcia spiętrzeń wentylatorów, szczególnie w kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobywania mają miejsce w krótkich okresach czasu. Dlatego wydaje się koniecznym zautomatyzowanie regulacji pracy wentylatora (hydrauliczna regulacja nastawień łopatek wirników w czasie pełnego ruchu wentylatora).

Wszystkie wyniki obliczeń dokonanych na maszynie cyfrowej UMC-1 są przechowane w archiwum Katedry Aerologii Górniczej Politechniki Śląskiej, a do pracy nie zostały załączone ze względu na ich dużą objętość.

3.4.4. Analiza zmian oporów tam regulacyjnych

Niezależnie od obliczeń dotyczących zmian wpiętrzenia i wydatku w zależności od położenia frontu eksploatacyjnego dokonywano również przeliczeń wszystkich tam regulacyjnych (regulatorów). Dzięki temu można było zestawić graficznie i tabelarycznie wyniki dotyczące zmian wartości oporów tych tam znów w funkcji czasu by przekonać się, czy zmiany te będą również istotne, czy też nie.

W tablicach 14, 15, 16 i 17 zestawiono wyniki dotyczące zmian oporności tam regulacyjnych we wszystkich czterech przykładach.

Na rysunkach nr 69 do 98, z których w pracy przytacza się rys. 70, 73, 81, 83 i 92 przedstawiono graficznie zmiany oporności poszczególnych regulatorów (tam regulacyjnych) w każdej kombinacji w zależności od postępu ścian.

W tablicy 18 zestawiono średnie procentowe różnice oporności tam regulacyjnych dla poszczególnych przykładów. Z przebiegu krzywych na wykresach oraz z wyników zestawionych w tablicach wynikają następujące wnioski:

1) Największe różnice między oporami tam regulacyjnych, potrzebnymi dla uzyskania stałej ilości powietrza w przodkach ścianowych zachodzą w przykładzie 1, czyli w kopalni o maksymalnej koncentracji robót.

2) Błędy w regulacji sieci wentylacyjnej kopalń o dużej koncentracji wydobywania będą w nowoczesnych kopalniach powodować znaczne zmiany wydatków w poszczególnych prądach niezależnych, co może być nawet często przyczyną zaistnienia zagrożeń.

3) W kopalniach o mniejszym stopniu koncentracji wydobywania różnice między wymaganymi oporami tam regulacyjnych maleją wraz z dekoncentracją robót.

Maksymalna różnica oporności poszczególnych tam regulacyjnych wyrażona w miurgach i procentach

Przykład 1

| Nr tamy regul. | K - 1 | | | | | K - 2 | | | | | K - 3 | | | | |
|----------------------|------------------|------------------|----|----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|
| | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % |
| 10 | - | - | - | - | - | 38 | 0 | 38 | 100 | | 58 | 0 | 58 | 100 | |
| 11 | - | - | - | - | - | 38 | 0 | 38 | 100 | | 55 | 0 | 55 | 100 | |
| 12 | 82 | 40 | 42 | 51 | - | 171 | 0 | 171 | 100 | | 223 | 60 | 163 | 73 | |
| 13 | 82 | 40 | 42 | 51 | 51,0 | 171 | 0 | 171 | 100 | 100 | 140 | 81 | 59 | 42 | 78,7 |

| Nr tamy regul, | K - 4 | | | | | K - 5 | | | | | K - 6 | | | | |
|----------------------|-----------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|
| | R _{ma} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % |
| 10 | 90 | 0 | 90 | 100 | | 17 | 0 | 17 | 100 | | 19 | 0 | 19 | 100 | |
| 11 | 80 | 0 | 80 | 100 | | 17 | 0 | 17 | 100 | | 19 | 0 | 19 | 100 | |
| 12 | 287 | 95 | 192 | 67 | | 170 | 10 | 160 | 94 | | 228 | 4 | 224 | 98 | |
| 13 | 185 | 88 | 97 | 53 | 80,0 | 223 | 0 | 223 | 100 | 98,5 | 228 | 0 | 228 | 100 | 99,5 |

Średnia 84,6%

Maksymalna różnica oporności poszczególnych tam regulacyjnych wyrażona w niurgach i procentach.

Przykład 2

| Nr tamy regul. | K - 1 | | | | | K - 2 | | | | | K - 3 | | | | | K - 4 | | | | |
|----------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|
| | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % |
| 14 | 111 | 54 | 47 | 42 | | 149 | 71 | 78 | 52 | | 148 | 46 | 102 | 69 | | 141 | 81 | 60 | 42 | |
| 12 | 111 | 54 | 47 | 42 | | 149 | 71 | 78 | 52 | | 148 | 46 | 102 | 69 | | 132 | 84 | 48 | 36 | |
| 26 | 236 | 56 | 180 | 76 | | 355 | 70 | 285 | 80 | | 148 | 46 | 102 | 69 | | 164 | 73 | 31 | 55 | |
| 24 | 236 | 56 | 180 | 76 | | 355 | 70 | 285 | 80 | | 148 | 46 | 102 | 69 | | 131 | 72 | 113 | 62 | |
| 8 | 47 | 0 | 47 | 100 | | 49 | 0 | 49 | 100 | | - | - | - | - | | 34 | 0 | 34 | 100 | |
| 6 | 47 | 0 | 47 | 100 | | 49 | 0 | 49 | 100 | | - | - | - | - | | 33 | 0 | 33 | 100 | |
| 20 | 101 | 0 | 101 | 100 | | 166 | 0 | 166 | 100 | | - | - | - | - | | 58 | 10 | 48 | 83 | |
| 18 | 101 | 0 | 101 | 100 | 79,5 | 166 | 0 | 166 | 100 | 83,0 | - | - | - | - | 69,0 | 48 | 2 | 46 | 96 | 71,7 |

| Nr tamy regul. | K - 5 | | | | | K - 6 | | | | | K - 7 | | | | | K - 8 | | | | |
|----------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|
| | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % |
| 14 | 236 | 102 | 134 | 57 | | 139 | 0 | 139 | 100 | | 186 | 102 | 84 | 45 | | 159 | 74 | 85 | 53 | |
| 12 | 269 | 124 | 145 | 54 | | 118 | 42 | 76 | 69 | | 138 | 95 | 103 | 52 | | 159 | 74 | 85 | 53 | |
| 26 | 272 | 151 | 121 | 45 | | 138 | 32 | 106 | 54 | | 230 | 101 | 129 | 56 | | 164 | 84 | 80 | 43 | |
| 24 | 212 | 105 | 107 | 50 | | 198 | 32 | 106 | 54 | | 268 | 124 | 144 | 54 | | 191 | 87 | 104 | 54 | |
| 8 | 113 | 12 | 107 | 90 | | - | - | - | | | 4 | 0 | 4 | 100 | | 77 | 0 | 77 | 100 | |
| 6 | 96 | 0 | 196 | 100 | | - | - | - | | | 57 | 0 | 57 | 100 | | 56 | 0 | 56 | 100 | |
| 20 | 4 | 0 | 4 | 100 | | 75 | 21 | 54 | 72 | | 96 | 0 | 96 | 100 | | 34 | 0 | 34 | 100 | |
| 18 | 58 | 0 | 58 | 100 | 74,5 | 75 | 21 | 54 | 72 | 66,8 | 113 | 11 | 108 | 91 | 74,7 | 42 | 0 | 42 | 100 | 76,1 |

Maxymalna różnica oporności poszczególnych tam regulacyjnych wyrażona w niurkach i procentach

Przykład 3

| Nr tamy regul. | K - 1 | | | | | K - 2 | | | | | K - 3 | | | | | K - 4 | | | | |
|----------------|------------------|------------------|-----|-----|------------|------------------|------------------|-----|----|------------|------------------|------------------|----|---|------------|------------------|------------------|-----|------|------------|
| | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % |
| 11 | 408 | 248 | 160 | 39 | | 331 | 113 | 218 | 66 | | - | - | - | | 305 | 185 | 120 | 39 | | |
| 9 | 408 | 248 | 160 | 39 | | 331 | 113 | 218 | 66 | | - | - | - | | 328 | 200 | 128 | 39 | | |
| 19 | 562 | 380 | 182 | 32 | | 363 | 299 | 64 | 18 | | - | - | - | | 400 | 360 | 40 | 10 | | |
| 21 | 562 | 380 | 182 | 32 | | 363 | 299 | 64 | 18 | | - | - | - | | 448 | 324 | 124 | 28 | | |
| 34 | 470 | 288 | 182 | 39 | | 271 | 207 | 64 | 31 | | - | - | - | | 305 | 274 | 31 | 11 | | |
| 32 | 470 | 288 | 182 | 39 | | 271 | 207 | 64 | 31 | | - | - | - | | 375 | 265 | 110 | 29 | | |
| 14 | 132 | 0 | 132 | 100 | | - | - | - | | | - | - | - | | 84 | 2 | 82 | 98 | | |
| 16 | 132 | 0 | 132 | 100 | | - | - | - | | | - | - | - | | 24 | 0 | 24 | 100 | | |
| 23 | 287 | 145 | 142 | 49 | | 158 | 89 | 69 | 44 | | - | - | - | | 201 | 145 | 56 | 28 | | |
| 25 | 287 | 145 | 142 | 49 | | 158 | 89 | 69 | 44 | | - | - | - | | 240 | 165 | 75 | 31 | | |
| 29 | 141 | 0 | 141 | 100 | | - | - | - | | | - | - | - | | 4 | 0 | 4 | 100 | | |
| 27 | 141 | 0 | 141 | 100 | 59,8 | - | - | - | | 39,7 | - | - | - | | 31 | 11 | 20 | 65 | 48,2 | |

| Nr tamy regul. | K - 5 | | | | | K - 6 | | | | | K - 7 | | | | | K - 8 | | | | |
|----------------|------------------|------------------|-----|-----|------------|------------------|------------------|----|-----|------------|------------------|------------------|-----|-----|------------|------------------|------------------|-----|----|------------|
| | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred-nia % |
| 11 | 323 | 190 | 133 | 41 | | 250 | 190 | 60 | 24 | | 321 | 247 | 74 | 23 | | 303 | 169 | 134 | 44 | |
| 9 | 318 | 258 | 60 | 19 | | 285 | 213 | 52 | 20 | | 321 | 247 | 74 | 23 | | 303 | 169 | 134 | 44 | |
| 19 | 505 | 416 | 87 | 17 | | 426 | 354 | 72 | 17 | | 466 | 393 | 73 | 16 | | 389 | 361 | 28 | 7 | |
| 21 | 471 | 329 | 142 | 30 | | 399 | 324 | 75 | 19 | | 561 | 322 | 239 | 74 | | 448 | 315 | 133 | 30 | |
| 34 | 411 | 324 | 87 | 21 | | 334 | 262 | 72 | 22 | | 376 | 311 | 65 | 17 | | 358 | 227 | 131 | 37 | |
| 32 | 411 | 324 | 87 | 21 | | 334 | 262 | 72 | 22 | | 463 | 335 | 28 | 6 | | 383 | 247 | 136 | 35 | |
| 14 | 88 | 0 | 88 | 100 | | 56 | 0 | 56 | 100 | | 84 | 0 | 84 | 100 | | 67 | 19 | 48 | 72 | |
| 16 | 58 | 23 | 35 | 60 | | - | - | - | | | 84 | 0 | 84 | 100 | | 44 | 20 | 24 | 55 | |
| 23 | 234 | 207 | 27 | 12 | | 212 | 165 | 47 | 22 | | 230 | 145 | 85 | 59 | | 160 | 126 | 34 | 21 | |
| 25 | 247 | 207 | 40 | 16 | | 140 | 126 | 14 | 10 | | 230 | 145 | 85 | 59 | | 160 | 126 | 34 | 21 | |
| 29 | 64 | 47 | 37 | 44 | | 67 | 19 | 48 | 72 | | 34 | 0 | 94 | 100 | | - | - | - | - | |
| 27 | 39 | 47 | 85 | 76 | 38,0 | 37 | 19 | 48 | 72 | 36,4 | 42 | 3 | 39 | 93 | 55,8 | 25 | 11 | 14 | 56 | 38,4 |

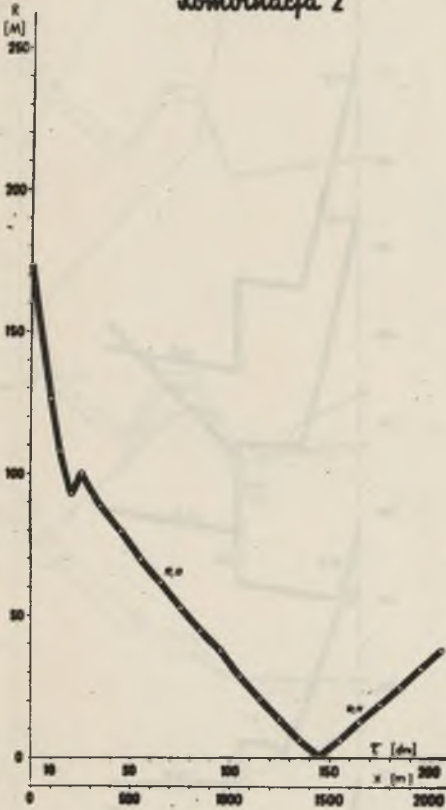
Maksymalna różnica oporności poszczególnych tam regulacyjnych wyrażona w niurgach i procentach

Przykład 5

| Nr tamy regul. | K - 1 | | | | | K - 2 | | | | | K - 3 | | | | | K - 4 | | | | |
|----------------------|------------------|------------------|-----|----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|
| | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % |
| 45 | 151 | 80 | 71 | 47 | | 210 | 172 | 47 | 21 | | 152 | 105 | 47 | 31 | | 246 | 159 | 87 | 355 | |
| 43 | 206 | 56 | 150 | 73 | | 219 | 172 | 47 | 21 | | 121 | 103 | 18 | 15 | | 230 | 124 | 106 | 46 | |
| 48 | 253 | 201 | 52 | 20 | | 331 | 284 | 47 | 14 | | 273 | 217 | 56 | 20 | | 360 | 285 | 75 | 21 | |
| 50 | 253 | 201 | 52 | 20 | | 433 | 294 | 139 | 32 | | 271 | 158 | 113 | 30 | | 340 | 224 | 116 | 34 | |
| 30 | 332 | 177 | 155 | 48 | | 425 | 283 | 42 | 10 | | 277 | 222 | 55 | 20 | | 353 | 299 | 54 | 15 | |
| 28 | 253 | 204 | 49 | 19 | | 410 | 224 | 186 | 45 | | 277 | 222 | 55 | 20 | | 338 | 229 | 109 | 32 | |
| 20 | 141 | 92 | 49 | 35 | | 213 | 171 | 42 | 20 | | 122 | 108 | 14 | 11 | | 241 | 187 | 54 | 22 | |
| 18 | 141 | 92 | 49 | 35 | | 213 | 171 | 42 | 20 | | 156 | 109 | 47 | 30 | | 241 | 187 | 54 | 22 | |
| 38 | 144 | 49 | 95 | 66 | | 151 | 87 | 64 | 42 | | 126 | 45 | 81 | 64 | | 166 | 135 | 31 | 19 | |
| 40 | 88 | 88 | 0 | 0 | | 151 | 87 | 64 | 42 | | 119 | 93 | 26 | 22 | | 166 | 135 | 31 | 19 | |
| 33 | - | - | - | - | | 69 | 0 | 69 | 100 | | 18 | 2 | 16 | 89 | | 73 | 0 | 73 | 100 | |
| 35 | - | - | - | - | | 35 | 9 | 26 | 74 | | - | - | - | - | | 50 | 29 | 21 | 42 | |
| 25 | 91 | 88 | 3 | 3 | | 200 | 131 | 69 | 35 | | 123 | 98 | 25 | 20 | | 173 | 127 | 48 | 27 | |
| 23 | 152 | 68 | 84 | 55 | | 159 | 88 | 71 | 45 | | 92 | 78 | 14 | 15 | | 175 | 127 | 48 | 27 | |
| 15 | 3,7 | 0,2 | 3,5 | 94 | | 71 | 0 | 71 | 100 | | 35 | 9 | 26 | 74 | | 74 | 52 | 22 | 29 | |
| 13 | 3,7 | 0,2 | 3,5 | 94 | 43,4 | 71 | 0 | 71 | 100 | 45,2 | 35 | 9 | 26 | 74 | 35,6 | 86 | 15 | 71 | 82 | 36,0 |

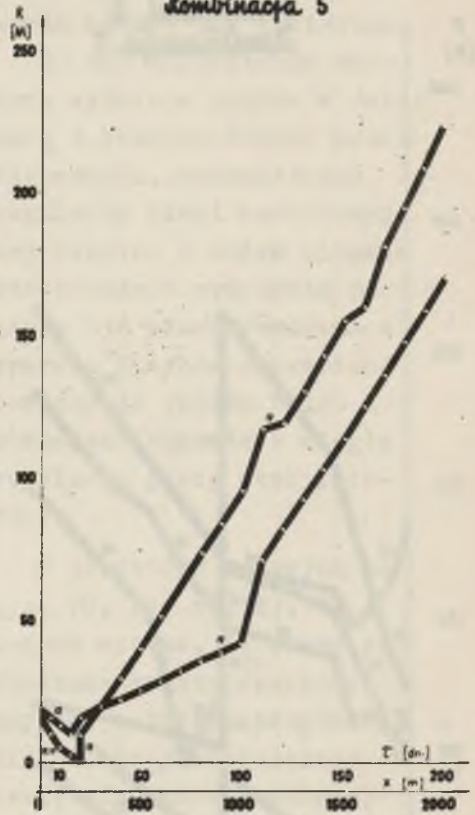
| Nr tamy regul. | K - 5 | | | | | K - 6 | | | | | K - 7 | | | | | K - 8 | | | | |
|----------------------|------------------|------------------|----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|------------------|------------------|-----|----|-------------------|------------------|------------------|-----|-----|-------------------|
| | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % | R _{max} | R _{min} | ΔR | % | śred- nia % |
| 45 | 188 | 133 | 55 | 29 | | 260 | 166 | 94 | 36 | | 254 | 116 | 138 | 54 | | 279 | 202 | 77 | 28 | |
| 43 | 157 | 120 | 37 | 24 | | 243 | 129 | 114 | 47 | | 254 | 116 | 138 | 54 | | 279 | 202 | 77 | 28 | |
| 48 | 303 | 220 | 83 | 27 | | 353 | 229 | 124 | 35 | | 265 | 226 | 39 | 15 | | 343 | 273 | 70 | 20 | |
| 50 | 310 | 242 | 68 | 22 | | 345 | 298 | 47 | 14 | | 299 | 167 | 132 | 49 | | 343 | 273 | 76 | 22 | |
| 30 | 298 | 221 | 77 | 26 | | 345 | 235 | 110 | 32 | | 321 | 228 | 93 | 29 | | 335 | 274 | 61 | 18 | |
| 28 | 273 | 222 | 51 | 19 | | 340 | 236 | 104 | 31 | | 296 | 167 | 129 | 49 | | 384 | 308 | 76 | 20 | |
| 20 | 158 | 117 | 41 | 26 | | 224 | 138 | 86 | 38 | | 149 | 114 | 35 | 23 | | 205 | 165 | 40 | 19 | |
| 18 | 183 | 134 | 49 | 27 | | 253 | 189 | 64 | 25 | | 149 | 114 | 35 | 23 | | 261 | 129 | 132 | 50 | |
| 38 | 123 | 76 | 47 | 38 | | 154 | 69 | 85 | 55 | | 138 | 45 | 93 | 67 | | 168 | 139 | 29 | 17 | |
| 40 | 128 | 76 | 52 | 41 | | 151 | 69 | 82 | 54 | | 138 | 45 | 93 | 67 | | 168 | 139 | 29 | 17 | |
| 33 | 26 | 6 | 20 | 77 | | 35 | 0 | 35 | 100 | | - | - | - | - | | 38 | 11 | 27 | 71 | |
| 35 | 21 | 0 | 21 | 100 | | 38 | 0 | 38 | 100 | | - | - | - | - | | 76 | 0 | 76 | 100 | |
| 25 | 141 | 101 | 40 | 28 | | 164 | 73 | 91 | 55 | | 137 | 49 | 88 | 64 | | 183 | 69 | 114 | 62 | |
| 23 | 134 | 78 | 56 | 42 | | 178 | 131 | 47 | 26 | | 93 | 87 | 6 | 7 | | 172 | 138 | 34 | 20 | |
| 15 | 35 | 3 | 32 | 91 | | 68 | 6 | 62 | 91 | | 15 | 4 | 11 | 73 | | 65 | 0 | 65 | 100 | |
| 13 | 40 | 16 | 24 | 60 | 42,3 | 73 | 34 | 39 | 53 | 37,0 | 42 | 9 | 33 | 79 | 45,9 | 65 | 0 | 65 | 100 | 43,2 |

Przykład I
Kombinacja 2

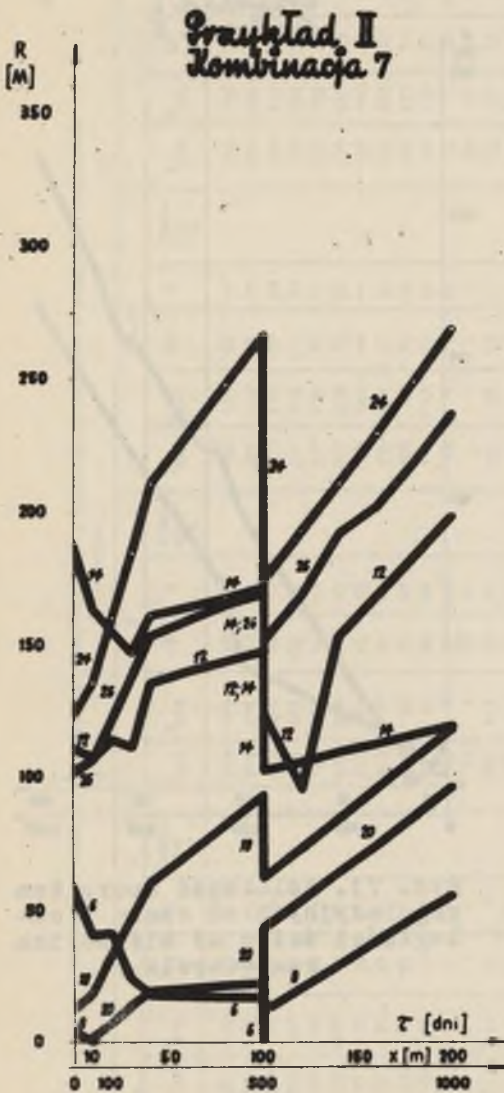


Rys. 70. Zależność oporu tam regulacyjnych od czasu i odległości ścian od miejsca ich rozpoczęcia

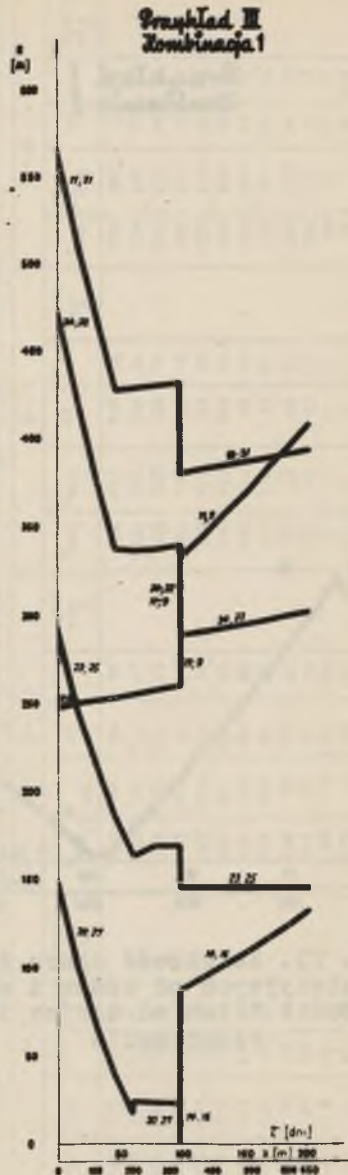
Przykład I
Kombinacja 5



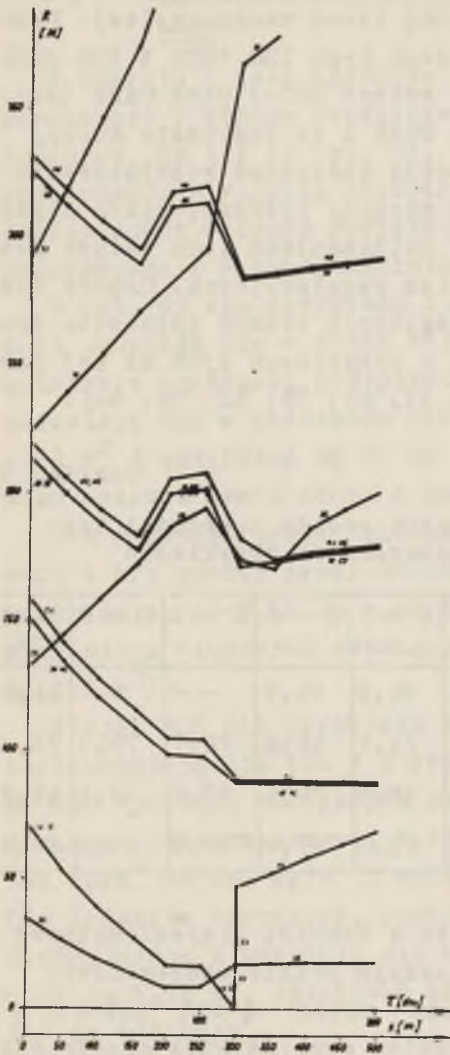
Rys. 73. Zależność oporu tam regulacyjnych od czasu i odległości ścian od miejsca ich rozpoczęcia



Rys. 81. Zależność oporu tam regulacyjnych od czasu i odległości ścian od miejsc ich rozpoczęcia



Rys. 83. Zależność oporu tam regulacyjnych od czasu i odległości ścian od miejsc ich rozpoczęcia



Rys. 92. Zależność oporu tam regulacyjnych od czasu i odległości ścian od miejsc ich rozpoczęcia dla przykładu 4 kombinacji 2

małe. Obliczenie tych zmian jest również możliwe w oparciu o maszyny cyfrowe przy założeniu zmienności oporów według nowego uproszczonego zapisu i przyjęciu określonej charakterystyki

4) Zautomatyzowanie regulatorów (tam regulacyjnych) w kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobycia wydaje się konieczne.

5) Dla zapewnienia stałych wydatków prądów w ścianach i ekonomiczności przewietrzania, automatyczna regulacja sieci wentylacyjnej kopalni o dużym stopniu koncentracji wydobycia powinna być przeprowadzona w oparciu o wybór optymalnej kombinacji układu ścian i stosowana łącznie z ciągłą regulacją pracy wentylatorów.

Z przebiegu krzywych na rys. 70, 73, 81, 83, 92 i innych wynika, że chcąc zachodzące zmiany oporności zapisać w formie programu dla automatu sterującego następnie oknem regulacyjnym w tamie, trzeba będzie dokonać pewnych uproszczeń w postaci linearyzacji przebiegu krzywych. Uproszczenia te spowodują oczywiście zmiany w wydatkach powietrza w poszczególnych prądach, niemniej zmiany te będą

wentylatorów. Wymaga to tylko przygotowania dla maszyny liczącej programu rozwiązywania dowolnej sieci wentylacyjnej. Programy takie są opracowane dla maszyn typu IBM 1800 i IBM 2000 a w Polsce przygotowywane są dla maszyn UMC-1 oraz Odra 1002. Nadmienić należy, że aktualnie w ZSRR i na zachodzie Europy przeprowadza się wszelkie obliczenia dotyczące rozwiązywania sieci wentylacyjnych w oparciu o maszyny cyfrowe, które wyparły maszyny analogowe. Niemniej w obciążeniach tych zawsze przyjmuje się stałe opory wyrobisk i tam regulacyjnych. Często dokonuje się przeliczeń kilku poszczególnych stanów położenia frontu, ale zmian ciągłych oporności w programach tych do tej pory jeszcze nie wprowadzono [19, 29, 33, 40, 50, 52, 58, 64].

Tablica 18

Zestawienie średnich procentowych różnic oporności tam regulacyjnych dla poszczególnych przykładów

| Przykład | K - 1 | K - 2 | K - 3 | K - 4 | K - 5 | K - 6 | K - 7 | K - 8 | Średnia |
|----------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|
| P - 1 | 51,0 | 100 | 78,7 | 80,0 | 98,5 | 99,5 | - | - | 84,6 |
| P - 2 | 79,5 | 83,0 | 69,0 | 71,7 | 74,5 | 66,8 | 74,7 | 76,1 | 74,7 |
| P - 3 | 59,8 | 37,7 | - | 48,2 | 38,0 | 36,4 | 55,8 | 38,4 | 45,2 |
| P - 4 | 43,4 | 45,2 | 35,6 | 36,0 | 42,3 | 37,0 | 45,9 | 43,2 | 41,1 |

Reasumując stwierdzić można, że w kopalni przyszłościowej o znacznej koncentracji robót koniecznym będzie szczegółowe ustalenie kolejności wybierania ścian i ich położenie względem siebie celem ustalenia zmian w określonym czasie, oporności tam regulacyjnych, niezbędnych w sieci wentylacyjnej. Regulacja tych zmian oporności musi być dokonywana automatycznie a samo rozpracowanie techniczne tego zagadnienia nie wchodzi w zakres tej pracy.

3.4.5. Określenie podstawowych parametrów wentylatora głównego

W oparciu o dane uzyskane przy przeliczaniu poszczególnych kombinacji w każdym przykładzie wykreślono w układzie współrzędnych Δp i \dot{V} na rys. 99, 100, 101 i 102 zmiany wymaganego spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego w przypadku prowadzenia robót w danym przykładzie, zgodnie z układem frontu, zaprogramowanym w poszczególnych kombinacjach.

Z rys. 99 dla przykładu I widać, że punkty pracy wentylatora skupiają się w dwóch rejonach. Dla wydatków prądów przy założeniu prędkości przepływu powietrza 2 m/s, punkty pracy zmieniają się w granicach otworów równoznacznych od 4,12 do 4,93 m² i spiętrzeń od 75 do 130 kp/m² przy minimalnych zmianach wydatku wentylatora w granicach od 112 m³/s do 125 m³/s.

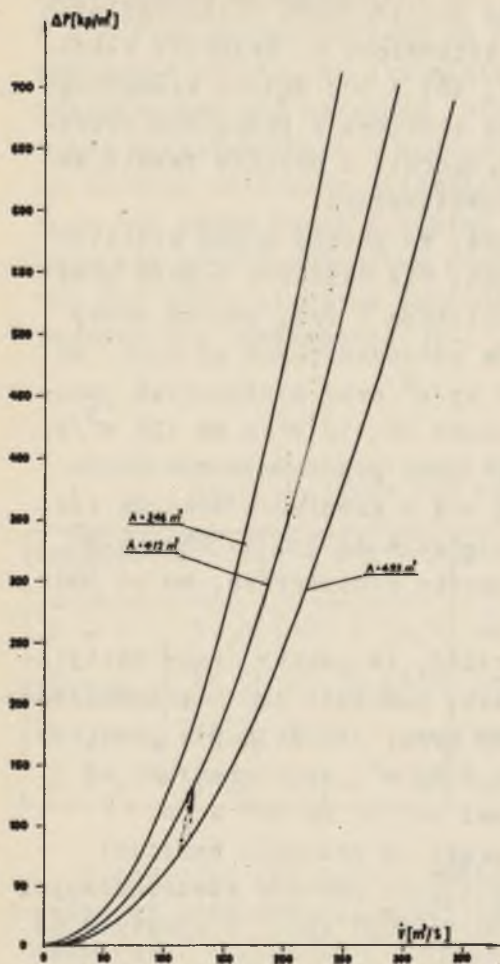
Dla wydatków prądu obliczonych przy prędkościach w ścianach 4 m/s punkty pracy znajdują się w granicach otworów równoznacznych od 3,46 do 4,12 i spiętrzeń od 350 do 605 kp/m² przy tego większych zmianach wydatku wentylatora, bo od 200 do 245 m³/s.

Z rys. 100 dla przykładu II widać, że punkty pracy wentylatora skupiają się też w 2 rejonach, podobnie jak w przykładzie I. Dla wydatków mniejszych punkty pracy znajdują się pomiędzy otworami równoznacznymi, 5,12 do 5,62 m², spiętrzeniami od 160 kp/m² do 220 kp/m² i wydatkami od 190 do 205 m³/s.

Dla wydatków większych, punkty pracy są znacznie bardziej zróżnicowane i znajdują się w granicach otworów równoznacznych 4,64 do 5,12 m², spiętrzeń od 650 do 1030 kp/m² i wydatków od 340 do 415 m³/s.

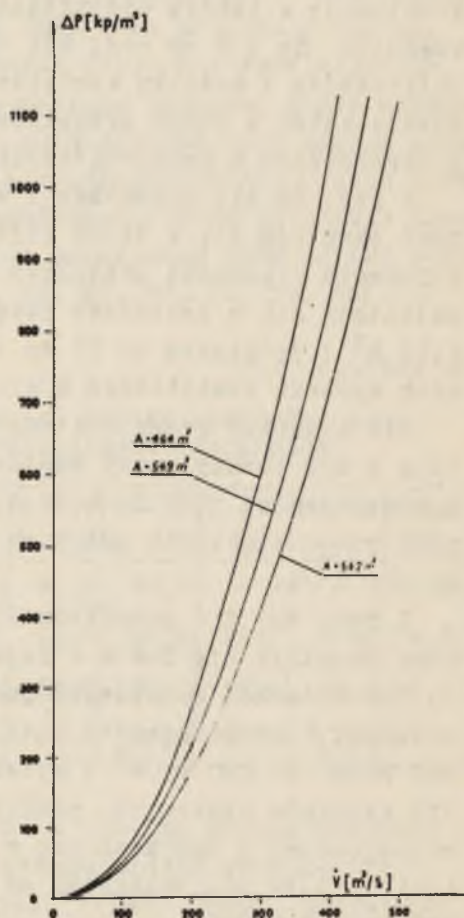
Z rys. 101 dla przykładu III wynika, że i tu występują dwa rejony, w których skupiają się poszczególne punkty pracy wentylatora. Dla prędkości powietrza 2 m/s w ścianach punkty te mieszczą się w granicach otworów równoznacznych od 5,98 do 6,50 m² przy zmianie spiętrzenia do 230 do 295 kp/m² i wydatków od 260 do 290 m³/s. Przy przyjętych w ścianach prędkościach powietrza 4 m/s punkty pracy wentylatora mieszczą się w granicach otworów równoznacznych od 5,82 do 6,23 m², przy

Przykład 1
Kombinacje od 1 do 6



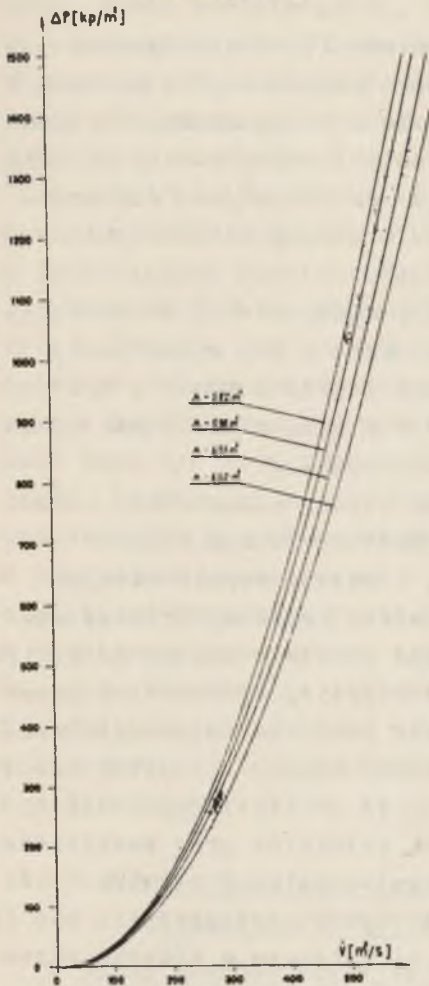
Rys. 99. Zmiany punktu pracy wentylatora głównego w czasie wybierania piętra w zależności od kombinacji ścian dla przykładu 1

Przykład 2
Kombinacje od 1 do 8



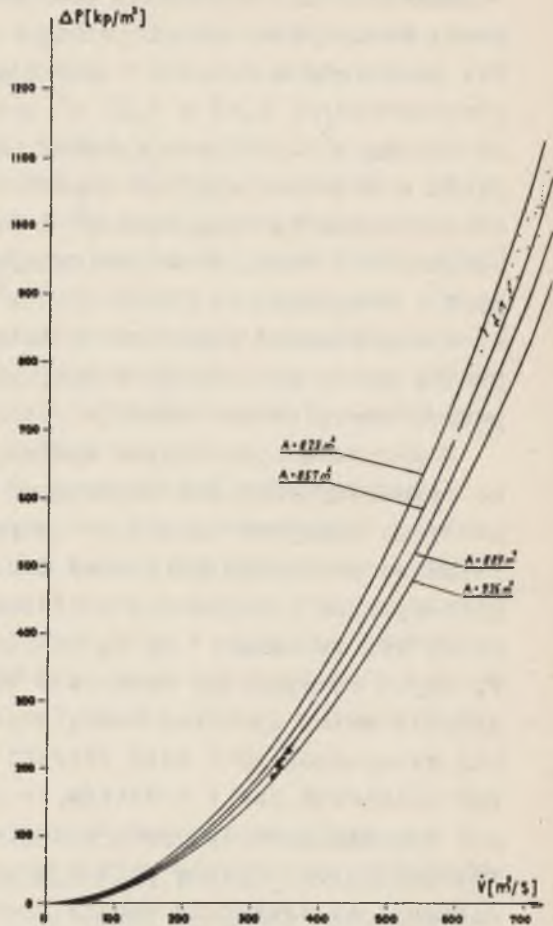
Rys. 100. Zmiany punktu pracy wentylatora głównego w czasie wybierania piętra w zależności od kombinacji ścian dla przykładu 2

Przykład 3
Kombinacje od 1 do 8



Rys. 101. Zmiany punktu pracy wentylatora głównego w osie wybierania piętra w zależności od kombinacji ścian dla przykładu 3

Przykład 4
Kombinacje od 1 do 8



Rys. 102. Zmiany punktu pracy wentylatora głównego w osie wybierania piętra w zależności od kombinacji ścian dla przykładu 4

zmianie spiętrzenia od 1000 do 1350 kp/m^2 i wydatków od 495 do 600 m^3/s .

Na rys. 102 wykonanym dla przykładu IV również punkty pracy wentylatora skupiają się w dwóch rejonach. Dla prędkości powietrza w ścianie 2 m/s mieszczą się one między otworami równoznacznymi 8,89 a 9,26 m^2 przy zmianie spiętrzenia od 185 do 230 kp/m^2 i zmianie wydatku od 330 do 360 m^3/s . Przy przyjęciu w ścianach prędkości powietrza 4 m/s , graniczne otwory równoznaczne wynoszą 8,23 m^2 i 8,75 m^2 .

Spiętrzenia wentylatora zmieniają się wtedy od 840 do 1090 kp/m^2 , a wydatki od 630 do 735 m^3/s . Należy się spodziewać, że dla prędkości powietrza w ścianach między 2 m/s a 4 m/s punkty pracy wentylatorów znajdować się będą w granicach tych samych zewnętrznych otworów równoznacznych.

Z przytoczonych danych wynika, że należy rozpatrywać osobno rezultaty obliczeń uzyskanych w kombinacjach, w których przyjęto mniejsze ilości powietrza, a osobno te, dla których założono prędkości powietrza maksymalne. Przebieg krzywej charakterystyki wentylatora powinien być możliwie stromy ze względu na to, że zmiany Δp są znacznie bardziej widoczne od zmian \dot{V} , czyli że ozięściej zachodzić będzie potrzeba zmian spiętrzenia, niż zmian wydatku. Wentylator, który miałby sprostać takim wymaganiom musi mieć szeroki zakres możliwej regulacji tak spiętrzeń, jak i wydatków, co jest osiągalne przy zastosowaniu wentylatorów osiowych z nastawnymi łopatkami wirnika i kół kierowniczych. Zasięg pola wysokiej sprawności powinien być t: dobrany, by wszystkie punkty pracy wentylatora w różnych okresach czasu mogły się w nim zmieścić. Regulacja pracy wentylatorów powinna odbywać się w sposób ciągły, bez konieczności wyłączenia wentylatorów, co jest przy obecnym poziomie techniki możliwe dzięki zastosowaniu między innymi hydraulicznego sterowania łopatkami.

Z analizy przykładów od I do IV (99–102) wynika też, że postępująca dekoncentracja robót górniczych w poszczególnych przykładach powoduje skupianie się punktów pracy wentylatora, co znajduje wyraz w mniejszych zmianach otworów równoznacznych

w badanym okresie czasu. Należy przypuszczać, że w rzeczywistej sieci wentylacyjnej, w której niestety występują zawsze znaczne straty wewnętrzne powietrza, zmiana otworu równoznacznego w ustalonym okresie czasu będzie jeszcze mniejsza ale sam otwór równoznaczny oczywiście większy i to obserwuje się w praktyce w kopalniach.

Wydatki wentylatorów w kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobywania (przykład I i II) są znacznie mniejsze, niż w istniejących kopalniach o tak dużym wydobywaniu. Natomiast spiętrzenia tych wentylatorów (przy założeniu prędkości powietrza w ścianie 2 m/s) są zbliżone do obecnie spotykanych w kopalniach. Tłumaczyć to należy właściwym wykorzystaniem powietrza w kopalni skoncentrowanej. Większe wydatki prądów w ścianach mogą być osiągnięte przez zmniejszenie strat i ilości rejonów, do których należy doprowadzać powietrze, a nie przez instalowanie nowych wentylatorów o większych wydajnościach. W kopalniach nowoczesnych o dużym stopniu koncentracji wydobywania ilości powietrza jakie trzeba będzie dostarczać do kopalń w przeliczeniu na 1 tonę wydobywania będą mniejsze niż obecnie. Obecnie stosowane do obliczeń i spotykane w praktyce wskaźniki wentylacyjne wyrażone w $m^3/t/dobę$ są wysokie, właśnie z powodu wybitnej nieszczelności sieci wentylacyjnej w kopalniach współczesnych.

3.4.6. Synchronizacja zmian oporów tam regulacyjnych ze zmianami spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego

W pracy starano się wykazać, że choć utrzymać stale tą samą ilość powietrza w ścianach w czasie wybierania całego pola górniczego należy liczyć się ze znacznymi zmianami tak parametrów wentylatora głównego, jak i oporów tam regulacyjnych. Ponieważ zmiany te przebiegać będą prawie w sposób ciągły i do tego w stosunkowo krótkich odstępach czasu – zachodzi konieczność ich zautomatyzowania, celem uzyskania pełnej synchronizacji. Problem ten może być zrealizowany dzięki zastosowaniu w praktyce górniczej maszyn liczących, które mogą po właściwym zaprogramowaniu sterować zmianami tak punktów pracy

wentylatora, jak i oporami tam. Dla uzyskania niezbędnych danych, potrzebnych do zaprogramowania synchronizacji zmian oporów z regulacją pracy wentylatora, należy przeprowadzić obliczenia zmian spiętrzenia i wydatku wentylatora dla różnych kombinacji układu ścian i następnie zdecydować, jaką kombinację przyjmie się za obowiązującą. Zwrócenie uwagi na wybór optymalnej kombinacji ze względów czysto wentylacyjnych jest nowością ale koniecznością dla kopalń o dużym stopniu koncentracji.

W kopalniach o małym stopniu koncentracji nie będzie zachodziła potrzeba planowania układu ścian w danej kombinacji, bowiem nie odgrywa on większej roli. Planowanie zresztą w tym przypadku byłoby niezmiernie trudne a nawet niemożliwe. Konieczność stosowania regulacji automatycznej w tych kopalniach również nie wydaje się być celową, bowiem zmiany oporności tam regulacyjnych są nieznaczące. Zakładając stałe średnie oporności tam regulacyjnych w czasie eksploatacji całego pola nie popełni się więc dużego błędu. Zmieniające się wtedy ilości powietrza w ścianach nie będą w tym przypadku stanowiły zagrożenia ze względu na ich krótkie wybiegi oraz stosunkowo małe postępy dobowe.

Wszystkie te rozważania dotyczą sieci wentylacyjnych prawie idealnie szczelnych, czyli z wykluczeniem zbędnych spięć, co pozwala założyć minimum strat wewnętrznych. W kopalniach o bardzo wysokich wskaźnikach koncentracji wydobywania automatyczna regulacja sieci w połączeniu z automatyczną regulacją samych źródeł spiętrzenia wydaje się być konieczną. Tylko takie rozwiązanie zapewni bezpieczną pracę i zlikwiduje groźbę okresowych zagrożeń, spowodowanych trudnościami klimatycznymi lub gazowymi. Rozwiązanie praktyczne układu regulacyjnego jest przy obecnych środkach technicznych możliwe z tym, że sterowanie całego układu musi przejąć maszyna cyfrowa.

W nowoczesnych kopalniach w świecie już obecnie instaluje się wentylatory, które są automatycznie regulowane, a układ regulacyjny jest nastawiony na kontrolę sprawności mechanicznej wentylatora oraz na utrzymywanie stale niezmiennego wy-

datku powietrza. W przypadku, gdy opór sieci nagle się zmienia, położenie łopatek wirnika i kół kierowniczych zostaje tak automatycznie w czasie ruchu zmienione, by uzyskać znów ten sam stały wydatek. Uszkodzenia mechaniczne powodują zadziałanie automatycznego układu sterowniczego, który wyłącza uszkodzony wentylator i uruchamia rezerwowy. Ten system automatycznej regulacji pracy wentylatora można poszerzyć przez włączenie do niego również sterowania tamami regulacyjnymi, czyli spowodować nie tylko zapewnienie stałego wydatku wentylatora ale stałych wydatków prądów rejonowych w polach eksploatacyjnych. Nadmienić należy, że fakt utrzymywania stałego wydatku wentylatora wcale nie jest jednoznaczny z utrzymywaniem stałych wydatków poszczególnych prądów rejonowych.

4. Wpływ intensyfikacji i koncentracji wydobywania na zagrożenia pyłowe, gazowe, klimatyczne i pożarowe

Dotychczas starano się w pracy zbadać, jaki wpływ mieć będzie koncentracja wydobywania na zagadnienia związane z regulacją sieci i rozproszaniem powietrza w kopalniach. Intensyfikacja wydobywania przy założeniach przyjętych w pracy nie ma wpływu na powyższe zagadnienia z tej prostej przyczyny, że jest ona już apriori przyjęta i stanowi o stopniu koncentracji wydobywania. Wydatki prądów powietrza w poszczególnych ścianach zostały obliczone w oparciu o założenie stałej prędkości przepływu powietrza w ścianach, czyli niezależnie od ilości urabianego węgla. Fakt ten wyeliminował z rozważań niezmiennosc wydatków prądów w zależności od ilości wydobywania i tym samym ostatecznie bezpośredni wpływ, jaki mogłaby mieć intensyfikacja wydobywania na warunki przewietrzania ściany. Inaczej jednak przedstawiać się będzie problem typowych zagrożeń, związanych z warunkami przewietrzania, takimi jak: zapylenie powietrza i wyrobisk, zagrożenie gazowe, pożarowe i klimatyczne.

4.1. Zagrożenie pyłowe

Każdemu procesowi związanemu ze wzrostem koncentracji i intensyfikacji wydobycia musi towarzyszyć poważny wzrost zapyle-
nia powietrza, szczególnie w przodkach wybierania. Konieczność
mechanizacji urabiania i ładowania w przodkach jest tego bezpo-
średnim powodem. Aby przeciwdziałać zagrożeniom powstającym
z tego powodu, zaczęto udoskonalać metody nawilżania pokładów
przed ich urabianiem [8, 61]. Założeniem prac badawczych było
zniwelowanie wpływów mechanizacji urabiania przez ograniczenie
możliwości tworzenia się pyłu. Udoskonalono sprzęt wiertniczy,
celem skrócenia czasu potrzebnego do wiercenia otworów nawil-
żających. Usprawniono pompy ciśnieniowe w celu uzyskania wyż-
szego spiętrzenia, obniżenia ciężaru i zmniejszenia ich gaba-
rytów. Przeprowadzono badania nad wpływem napięcia powierzch-
niowego wód kopalnianych na własności zwilżające tych wód.
Wprowadzono do praktyki górniczej szereg środków chemicznych,
powodujących zmniejszenie napięcia powierzchniowego wody.

Ostatnio w Anglii, Belgii i Niemczech przeprowadzono z po-
wodzeniem próby nawilżania od strony chodników pod i nadściana-
nowych pokładów, w których prowadzi się intensywną eksploata-
cję. Ta nowa technologia pozwala teoretycznie na prowadzenie
eksploatacji w sposób ciągły, bez konieczności wstrzymywania
urabiania na czas przeprowadzenia zabiegów nawilżających po-
kład od strony urobionej calizny. Otwory nawilżające wierci się
w pokładzie na głębokość 20 m w odległości 15 m przed ścianą
od strony chodników przyścianowych. Wodę wtłacza się do pokładu
pod ciśnieniem 150 do 200 atmosfer. Przedostaje się ona nawet
do 100 m w głąb pokładu szczelinami, tworzącymi się w pokładzie
w wyniku działania fali ciśnienia eksploatacyjnego. Niezależ-
nie od nawilżania pokładów przed ich urobieniem stosuje się co-
raz to lepsze urządzenia zraszające tak przy maszynach urabiają-
cych, jak i na przesypach i wysypach. Przy urządzeniach odstaw-
czych, dzięki zastosowaniu szerokich taśmociągów klejonych na
zimno oraz stacji napędowych umożliwiających stosowanie długich
ciągów taśmowych eliminuje się kolejne miejsca, w których nor-
malnie istnieje możliwość tworzenia się pyłu węglowego. Ilość

punktów załadowniczych maleje a czas ich istnienia wydłuża się, dzięki czemu powstają dobre warunki do budowy urządzeń odpylających, co też ma w nowoczesnych kopalniach miejsce.

Na zachodzie Europy stosuje się również specjalne pasty wiążące pył węglowy z tym, że stosowanie tych past powoduje niszczenie obudowy metalowej oraz przewodów OG, skracają ich żywotność. Strefy pastowane są stosowane zamiast stref opylania zawsze łącznie z zaporami wodnymi wprowadzonymi na miejsce zapór pyłowych. Prowadzone są prace nad prototypami urządzeń odpylających, działających na zasadzie odsysania pyłu na sucho w miejscu jego powstawania. Problem wydaje się być bliski rozwiązania w robotach korytarzowych o wąskim przodku urabiania, natomiast w robotach eksploatacyjnych brak w tym względzie nawet koncepcyjnych projektów. Obydwa zagadnienia są jednak tematem prac wielu instytutów naukowych. Problem unoszenia pyłu, spowodowany zwiększonymi prędkościami przepływu powietrza został dosyć dokładnie zbadany [13, 16, 62, 65] i wykazano, że istnieje faktycznie zależność pomiędzy ilością pyłu unoszącą się w powietrzu a prędkością powietrza. Niewątpliwie wzrost ilości powietrza w ścianach spowoduje zwiększenie unoszenia się pyłu. To samo dotyczy wyrobisk transportowych, w których węgiel transportowany jest do szybów wydobywczych

Reasumując stwierdzić można, że koncentracja wydobywcia stwarza korzystne warunki do zwalczania zapylenia na drogach transportowych dzięki możliwości ograniczenia ilości przesyków, wysypów i punktów załadowniczych, które mogą być objęte akcją odpylania lub intensywnego szerszenia. Natomiast intensyfikacja wydobywcia w każdym przypadku stwarza niekorzystne warunki zapylenia oraz utrudnia możliwość walki z zapyleniem. Patrząc jednak perspektywnie na zagadnienie, można powiedzieć, że o ile z przodków uda się usunąć ludzi względnie zmniejszyć ich ilość i zatrudniać przy pracach lekkich, to wtedy koncentracja i intensyfikacja wydobywcia nie powinna stwarzać zagrożeń pyłowych w kopalniach. Wtedy bowiem istnieją środki do ich zwalczania i istnieje realna możliwość dalszego postępu w tej dziedzinie.

Zdaniem autora dla tej niewielkiej grupy ludzi, którzy będą zatrudnieni w rejonie przodków silnie zmechanizowanych i zautomatyzowanych należy zaprojektować specjalne maski względnie nawet aparaty (lekkie) z zamkniętym obiegiem oddechowym na wzór aparatów ratowniczych. Podobnie rozwiązanie postulują Niemcy i Amerykanie dla ludzi sporadycznie zatrudnionych w trudnych warunkach klimatycznych.

4.2. Zagrożenie gazowe

Ilość metanu wydzielającego się z górotworu do powietrza, opływającego wyrobisko jest proporcjonalna do ilości wydoby-
cia i do postępu frontu. Należy się więc liczyć z faktem wzmo-
żonego wydzielania się metanu do atmosfery kopalnianej w związ-
ku z intensyfikacją robót, co zresztą faktycznie ma miejsce w
silnie gazowych kopalniach. Gazowość złóż jest jednym z tych
czynników, które wykluczają stosowanie szeroko pojętej kon-
centracji oraz intensyfikacji wydobywania i ten czynnik należy
brać pod uwagę już w okresie projektowania kopalni. Osiągnię-
cie nasycenia metanem opływowego prądu powietrza w
ilości 1 do 1,5% na wylotach ze ścian stanowi barierę dla dal-
szej intensyfikacji wydobywania ze ściany przy założeniach, że
prędkości powietrza w ścianach powinny być zawarte w granicach
2 do 4 m/s. Dalsze zwiększenie wydobywania jest w tych przypad-
kach możliwe tylko wtedy, jeżeli uda się odsysać większe ilości
metanu przez stosowanie odmetanowania. Odmetanowanie notuje
coraz to większe sukcesy w dziedzinie zwiększania skuteczności
i właściwie tylko tu można się liczyć z istnieniem jeszcze
pewnych rezerw wydobywania.

Dalszą rezerwą jest możliwość zwiększenia dopuszczalnych
granic zawartości metanu w prądach wylotowych do 2 czy 2,5%
(Holandia, Belgia) ale bez obniżania granic bezpiecznego pro-
wadzenia kopalń. Poglądy te znajdują zwolenników w Anglii,
Belgii, Niemczech i Holandii a uzasadnieniem ich jest fakt
stosowania tam dużych ilości powietrza do przewietrzania
przodków i tym samym wykluczenie możliwości tworzenia się
przystropowych warstw metanu. Również zastosowanie w szerokim

zakresie aparatury pomiarowo-kontrolnej o wysokim stopniu sprawności, która rejestruje stale zawartości metanu w powietrzu łącznie z prędkością powietrza w wyrobisku, skłania do podwyższenia granic dopuszczalnego stężenia metanu w prądach wylotowych. Przyrządy takie (Unor, Vektor) powodują natychmiastowe wyłączanie urządzeń elektrycznych spod napięcia w przodku, gdy ilość metanu przekracza 2 lub 2,5%, względnie, gdy prędkości powietrza obniżą się poniżej ustalonych w danych wyrobiskach.

Fakt całkowitego bezpieczeństwa w kopalni gazowej przed wybuchem metanu w przypadku, gdy ilości metanu osiągają nawet 2,5% (ale w całej masie powietrza) wydaje się być bezsporny, niebezpieczne są wszelkie lokalne nagromadzenia takie, jak przystopowe warstwy. Biorąc przytoczone fakty pod uwagę można wykazać, że przy ilości powietrza w ścianie rzędu $19 \text{ m}^3/\text{s}$ czyli około $1140 \text{ m}^3/\text{min}$, można do opływowego prądu powietrza odprowadzić max. $28,5 \text{ m}^3/\text{min}$ CH_4 aby nie przekroczyć 2,5% CH_4 w powietrzu wydechowym. Jednak prognostyczne określenie ilości metanu wydzielającego się do prądu opływowego i ujmowanego przez odmetanowanie jest do tej pory zagadnieniem otwartym.

Istniejące metody, jak wykazuje praktyka, nie dają zbyt dokładnych wyników i w związku z tym praktycznie w przypadku posiadania informacji o gazowości złóż już z góry rezygnuje się z możliwości uzyskania wysokich wskaźników koncentracji wydobywania oraz zakłada małe postępy frontu.

Gazowość złóż jest więc niewątpliwie hamulcem postępu w dziedzinie koncentracji wydobywania. Dlatego też w przypadku projektowania eksploatacji w gazowych partiach złoża nie przewiduje się zbytnej koncentracji a ewentualne rezerwy w przypadku, gdy gazowość okaże się mniejsza niż przypuszczano, zakłada się w intensywności urabiania. Tak więc intensywność urabiania w tych przypadkach ma dość istotne znaczenie, ściśle związane z gazowością pokładu. Podkreśla się, że ilości powietrza dla ścian są obliczone przy założeniu dużych prędkości przepływu w granicach 2 do 4 m/s, czyli, że nie ma już rezerw w możliwości rozrzedzenia metanu większymi ilościami powietrza, doprowadzonymi do ścian.

Do tej pory jednak nieznanne są w praktyce górniczej przypadki ograniczania postępu ścian w pokładach gazowych z powodu nadmiernych ilości metanu, które trzeba odprowadzać z opływowym prądem powietrza. Przeważnie (Polska, NRF, Belgia) ograniczenie eksploatacji następuje w tych ścianach, w których z tych czy innych powodów ilości powietrza są małe, a prędkości powietrza wynoszą znacznie poniżej 2 m/s i w których nie ma możliwości zwiększenia ilości doprowadzonego powietrza. Dlatego nie należy spodziewać się poważniejszych kłopotów z właściwym przewietrzaniem ścian gazowych w nowych kopalniach, o ile tylko ilości powietrza w ścianach będą od chwili rozpoczęcia eksploatacji duże i będą sprawnie działać urządzenia odmetanowania. Sprawa natomiast opracowania pewnej metody prognozowania warunków gazowych pozostaje nadal otwarta a ewentualne sukcesy w tej dziedzinie usprawniłyby wybitnie wszelkie zagadnienia, związane z projektowaniem eksploatacji w kopalniach gazowych.

4.3. Zagrożenie klimatyczne

Z chwilą, gdy eksploatacja osiągnie głębokie poziomy, to znaczy w warunkach polskich około 900 m, temperatury skał i węgla mogą być na tyle wysokie, że utrzymanie w prądach opływowych temperatury powietrza poniżej 28^oC będzie trudne albo nawet wykluczone. Koncentracja wydobywania jest niezmiernie korzystnym czynnikiem z punktu widzenia potrzeb klimatycznych w kopalniach. Mała bowiem ilość i krótkie drogi doprowadzające powietrze do przodków nie stwarzają możliwości dużego ogrzania się powietrza. Niekorzystna zaś jest, podobnie jak w przypadku zagrożeń pyłowych i gazowych, intensyfikacja urabiania. Urabianie dużej ilości węgla spowoduje zwiększenie się ilości ciepła, które trzeba odprowadzić z przodków ścianowych w tym samym czasie. W określonych warunkach termogeologicznych wykonanie takiego zadania jest praktycznie wykluczone bez sztucznego ochładzania w ścianach powietrza i odprowadzania ciepła odebranego powietrzu obiegami chłodziwa (wody słodkiej) na zewnątrz przodków. Podobnie przedstawia się przewietrza-

nie przodków robót przygotowawczych. Ostatnio jednak w kopalniach zagranicznych (Belgia, NRF) obserwuje się usuwanie maszyn klimatycznych z przodków robót przygotowawczych, dzięki wprowadzeniu sprawnych urządzeń do wentylacji odrębnej.

Skuteczne i wydajne przewietrzanie przodków przy stosunkowo małej intensyfikacji wydobywania wystarcza dla poprawy warunków klimatycznych. W tych przodkach, gdzie jednak zastosowano wręboładowarki chodnikowe typu CM albo Demag - Nashorn, pozostawia się maszyny klimatyczne, względnie nawet dodatkowo je uruchamia (NRF kop. "Prosper"). Bowiem mimo doskonałej wentylacji dwoma ciągami lutni ϕ 800 warunki klimatyczne były zbyt trudne. Ostatnio też dzięki zastosowaniu usprawnionego wielostopniowego chłodzenia wzdłuż czoła ściany szeregiem chłodzarek udało się Niemcom uzyskać interesujące wyniki w dziedzinie klimatyzacji w ścianach. Takie rozwiązanie eliminuje niebezpieczne dla zdrowia załogi skoki temperatury, bo temperatura powietrza utrzymuje się wzdłuż całego przodka ścianowego w granicach 26-27°C oraz zwiększa jednocześnie wydajność chłodniczą całego urządzenia.

Zmontowanie chłodzarek wzdłuż przenośnika pancernego z jednoczesnym umieszczeniem przewodów chłodziwa pod blachami osłony przenośnika wyeliminowało pracochłonne przestawianie chłodzarek w miarę postępu ściany. Cały zestaw chłodzarek przesuwają się automatycznie wraz z przenośnikiem a tylko sama maszyna klimatyzacyjna musi być przesuwana co jakiś okres czasu. Chłodzarki ścianowe są stosunkowo lekkie, składają się z zespołu przewodów rurowych, czyli wymiennika ciepła oraz z wentylatora, powodującego przepływ powietrza przez wymiennik ciepła. W chłodzarkach stosuje się wentylatory elektryczne lub pneumatyczne, zależnie od warunków gazowych, chłodzarki rozmieszcza się wzdłuż czoła ściany w odległości 6 do 12 m jedna od drugiej. W większości przypadków chłodzarka przymocowana jest do przenośnika pancernego czołowo, to znaczy swym węższym bokiem. Ostatnio w koncernie "Hibernia" zastosowano po raz pierwszy na kopalni "Bergmannsglück" nowy typ chłodzarek ścianowych z ulepszonym rozwiązaniem budowy samego wymiennika, którego za-

nieczyszczenie pyłem jest prawie wyeliminowane. Te chłodzarki zabudowano w ścianie z obudową kroczącą typu "Hemscheid", łącząc je z przenośnikiem nie ścianą czołową a pobocznica. Dzięki temu zaistniała możliwość wyeliminowania kłopotów z obudową.

Podane tutaj metody klimatyzowania powietrza w ścianach są osiągnięciem ostatnich lat, uprzednio wszelkie próby (Belgia) nie udały się i praktycznie stosowano tylko chłodzarki przed wlotem powietrza do ścian. Dzięki opracowaniu problemów związanych z konstrukcją chłodzarek ścianowych oraz ich wmontowaniem w ścianach, można się spodziewać rozwoju tej metody klimatyzacji ścian. Perspektywicznie jednak uważa się (USA, NRF, Belgia), że dla kopalń bardzo głębokich i ta metoda nie zda egzaminu. Proponuje się koncepcje opracowania czegoś w rodzaju aparatu ratowniczego, a mającego spełniać rolę lokalnego urządzenia chłodniczego, chłodzącego tylko samego człowieka, a nie oddziałującego wcale na mikroklimat kopalni.

Ilości ciepła, jakie trzeba odprowadzić z organizmu człowieka w ciągu godziny do atmosfery aby uchronić go przed przegrzaniem są rzędu 150 kcal/h (600 kJ/h) czyli stosunkowo małe. Ilości ciepła, jakie trzeba odprowadzić ze ściany, by obniżyć temperaturę i wilgotność powietrza do takich granic, by praca była możliwa i bezpieczna są już obecnie rzędu 200 000 do 400 000 kcal/h. (800 000 do 1600 000 kJ/h). Ze wzrostem głębokości wybierania, wzrosną również ilości ciepła, jakie trzeba będzie w tym przypadku odprowadzać z kopalni czy ściany. Koszt urządzeń klimatyzacyjnych i koszt eksploatacji tych urządzeń będzie wtedy bardzo wysoki a sprawność działania coraz to mniejsza. Badania przeprowadzone ostatnio w USA i NRF przez fizjologów udowodniły, że organizm ludzki nie jest istotnie narażony na niebezpieczeństwo przegrzania jeżeli tylko będzie się stale odprowadzać z powierzchni ciała około 150 kcal/h. Obecnie prowadzone są prace badawcze nad wynalezieniem lekkiego urządzenia klimatycznego, dostosowanego do warunków dołowych a spełniającego postulat odprowadzania z organizmu człowieka do otaczającej go atmosfery ilości ciepła rzędu

150 kcal/h. Jest to nowy kierunek, który łącznie z założeniami o koncentracji i intensyfikacji wydobywania przy możliwie małej ilości ludzi zatrudnionych w bezpośredniej produkcji wydaje się ekonomiczny i możliwy do zrealizowania. W przypadku wprowadzenia do praktyki tego typu urządzeń klimatycznych, należy pamiętać o konieczności usprawnienia wszelkich czynności, które mają być wykonywane przez ludzi w trudnych warunkach klimatycznych łącznie z usprawnieniem narzędzi produkcji.

Reasumując można stwierdzić, że koncentracja i intensyfikacja produkcji nie powinna spowodować powiększenia zagrożeń klimatycznych w kopalniach. Spowoduje ona napewno konieczność stosowania metod sztucznego obniżania temperatury powietrza w przodkach głębokich kopalń, względnie stosowanie urządzeń do ochładzania tylko ciała ludzkiego. Wydaje się mało prawdopodobnie aby należało ograniczać intensywność produkcji z powodów klimatycznych.

4.4. Zagrożenie pożarowe

Dzięki koncentracji i intensyfikacji wydobywania zmniejsza się ilość wyrobisk w kopalni i tym samym zmniejsza się długość przewodów elektrycznych pod napięciem. Kontrola wszelkiego rodzaju urządzeń elektrycznych i mechanicznych jest tym samym prostsza i można ją łatwo zautomatyzować. Zagrożenia kopalni ze strony ognia powstających z tzw. przyczyn zewnętrznych będą więc maleć w miarę postępu koncentracji wydobywania, natomiast skutki ewentualnego pożaru mogą być w takich kopalniach bardzo poważne z powodu koncentracji drogich środków produkcji w poszczególnych rejonach. Dlatego też obserwuje się w świecie górniczym dążenie do wyprodukowania sprawnie działających urządzeń do wykrywania zagrożeń (analizatory gazów) oraz do zwalczania zagrożeń pożarowych w zarodku. Większość tych urządzeń ma pracować automatycznie pod wpływem impulsów aparatury pomiarowo-kontrolnej.

Zagrożenia pożarowe, powstające z przyczyn endogenicznych mogą się kształtować dość zróżnicowanie. Generalnie rzecz biorąc, szybkie wybieranie partii pokładu jest na pewno pod

tym względem korzystniejsza od wybierania powolnego. Intensyfikacja powinna więc być czynnikiem zmniejszającym zagrożenia pożarowe, co znajduje zresztą potwierdzenie w praktyce ale z pewnymi wyjątkami. Okazało się bowiem (NRF, Belgia), że w przypadku prowadzenia ścian w pokładach skłonnych do samozapalenia z większą szybkością, ilość samozapaleń w starych zrobach ścian rosła. Zjawisko to można częściowo tłumaczyć faktem wzrostu strat węgla ze wzrostem intensyfikacji wybierania. Straty te powodowane są brakiem czasu na czyszczenie spągu oraz rozpryskiem węgla w czasie urabiania i możemy je nazwać stratami normalnymi. Wszelkiego rodzaju zaburzenia tektoniczne, powodujące zmiany miąższości są w przypadku ścian o znacznych postępach dobowych prosto wyrównane wysokością zabioru maszyn urabiającej. Jest to powodem pozostawiania często znacznych ilości węgla w spągu lub stropie zasadniczej partii wybieranego złoża. W efekcie w zrobach pozostaje sporo węgla, który w sprzyjających warunkach może łatwo się zapalić.

Zagrożenie pożarowe będzie się potęgowało w przypadku ścian prowadzonych do pola ponieważ:

- 1^o wzrasta ilość powietrza przepływającego przez zrob i większy jest tym samym dopływ tlenu,
- 2^o pożar w zrobach ścian prowadzonych do pola stwarza większe zagrożenie w rejonie, niż pożar w zrobach ściany prowadzonej od pola.

Zmniejszenie ilości wyrobisk prowadzonych w złożu oraz skrócenie czasu ich istnienia, co musi być wynikiem skoncentrowania robót w kopalni, będzie miało na pewno dodatni wpływ na zmniejszenie zagrożeń pożarowych. Niemniej wspomniany wzrost strat węgla może spowodować zmniejszenie tego efektu. W NRF w kilku kopalniach eksploatujących systemem ścianowym podłużnym z zawałem stropu pokłady bardzo skłonne do samozapalenia zaobserwowano, że ze wzrostem intensyfikacji urabiania wzrosła ilość zagrożeń lub wręcz pożarów w zrobach ścian prowadzonych do pola. Przeprowadzone analizy tych powstałych zagrożeń wskazują na związek pomiędzy intensyfikacją urabiania, intensyfikacją przewietrzania (związaną z intensyfikacją urabiania) a

ilością pożarów. Związek ten można tłumaczyć tym, że z powodu zwiększenia ilości powietrza w ścianach, wzrosły znacznie spadki naporu pomiędzy chodnikami podścianowymi a nadścianowymi, co spowodowało wzrost strat wewnętrznych powietrza, czyli nasycanie zrobów powietrzem. W zrobach, jak już wspomniano, pozostawia się pewne ilości węgla, który w kontakcie z powietrzem utlenia się powodując zagrzanie i w konsekwencji pożary. Najwięcej pożarów notowano tam w okresie rozruchu ścian prowadzonych do pola, co nasunęło przypuszczenie, że samozapaleniu ulegają po prostu filary oporowe, od których rozpoczyna się eksploatację.

Dla zmniejszenia zagrożenia pożarowego, powstającego w tych warunkach, rozpoczęto w NRF uszczelniać bardzo dokładnie zrobry, w celu zmniejszenia ucieczek powietrza w okresie, gdy zrobry nie są jeszcze pod pełnym ciśnieniem górotworu. Stwierdzono, że takie postępowanie radykalnie poprawiło sytuację i w związku z tym wprowadzono nawet do przepisów paragraf, zmuszający kopalnie do wykonywania dokładnych uszczelnień zrobów wzdłuż chodników przy ścianach prowadzonych do pola na długości minimum 30 mb. W praktyce, w zależności od miąższości eksploatowanych pokładów długość, na której dokonuje się uszczelnienia chodników dochodzi nawet do 60 m. Uszczelnienie wykonywane jest z worków wypełnionych piaskiem lub pyłem kamiennym pomiędzy pasem podsadzkowym a rzędem kasztów i jest oczywiście bardzo kosztowne.

Dla obniżenia kosztów uszczelnienia i przyspieszenia prac z tym związanych stosuje się specjalną pianę szybkowiązącą w postaci warstwy o szerokości 0,5-0,7 m między dwoma rzędami kasztów. Piana ta posiada pewną odporność na ściskanie i tworzy bardzo dobrą warstwę izolującą zrobry.

We wszystkich pokładach skłonnych do samozapalenia stosuje się tak w kraju, jak i za granicą metody wczesnego wykrywania pożarów. Na przykładzie kopalń w Niemczech i Belgii można wykazać, że w przypadku zwiększenia intensywności przewietrzania zawodzą metody wczesnego wykrywania pożarów, oparte o analizy chemiczne próbek powietrza. Stwierdzenie to jest niezmiar-

nie ważne dla naszego górnictwa, bowiem daje nam pogląd na sprawę wykrywalności pożarów endogenicznych w przypadku intensyfikowania przewietrzania. W NRF przeprowadzono specjalne badania związane z tym zjawiskiem i w ich wyniku opracowano nową metodę pobierania prób do analizy chemicznej powietrza, mającej wskazywać zagrożenia pożarowe. Wierci się otwory w zrobach i z tych otworów a nie z opływowych prądów powietrza świeżego specjalnymi sondami pobiera się próby powietrza do analizy. Inna metoda, powszechnie stosowana w krajach EWG polega na instalowaniu w szybach wydechowych i w chodnikach wentylacyjnych specjalnej aparatury pomiarowej, która w sposób ciągły rejestruje zawartość CO w powietrzu. Zasada działania oparta jest na zjawisku silniejszej absorpcji promieni podczerwonych przez próbkę powietrza z zawartością CO w porównaniu do drugiej, czystej próby powietrza.

W warunkach polskich zagłębi węglowych intensyfikacja i koncentracja wydobycia powinny wpłynąć na zmniejszenie zagrożenia pożarowego. Należy jednak w oparciu o doświadczenia niemieckie już obecnie szukać nowych metod wczesnego wykrywania pożarów endogenicznych, dostosowanych do intensywnych metod przewietrzania oraz zwrócić uwagę na problem strat powietrza przy ścianach prowadzonych do pola.

Zwalczanie już powstałych zagrożeń pożarowych będzie w nowych kopalniach również ułatwione dzięki możliwości koncentracji środków do prowadzenia akcji przeciwpożarowej, jak też dzięki większej stabilności rejonowych prądów powietrza.

5. ZAKOŃCZENIE

Z przytoczonych w pracy rozważań wynika, że koncentracja i intensyfikacja wydobycia przyczyni się w ogólności do poprawy warunków przewietrzania kopalń. Typowe zagrożenia wentylacyjne, do których zalicza się zagrożenie gazowe, pyłowe, klimatyczne i pożarowe zostaną wtedy, jak starano się wykazać,

ograniczone. Pewne trudności mogą jedynie wynikać w dziedzinie racjonalnego i ekonomicznego rozprowadzenia powietrza w kopalni. Na ten właśnie aspekt zwrócono szczególną uwagę wykazując, że zautomatyzowanie systemu regulacyjnego kopalni o wysokim stopniu koncentracji wydobywania będzie w przyszłości konieczne. W tym celu przeprowadzono badania stosunków depresyjnych w piętrze wybieranym jedną ścianą i następnie dwoma ścianami. Stwierdzono między innymi, że we wszystkich badanych przypadkach zmiany w koniecznym spiętrzeniu wentylatora, potrzebnym dla zapewnienia w ścianach stale tej samej ilości powietrza są stosunkowo duże.

Ustalono, że straty naporu w piętrze, a więc i wymagane spiętrzenie wentylatora niezbędne dla utrzymania stałej ilości powietrza płynącego przez ściany, w przypadku symetrycznego układu ścian względem pochylni stale rosną albo maleją. Natomiast w przypadku prowadzenia ścian od i do pola strata naporu zarówno maleje jak i rośnie. Bezwzględna różnica straty naporu jest jednak w tym przypadku mniejsza.

Wykazano, że różnice w spiętrzeniach, jakie musi stwarzać wentylator tylko dla pokonania oporów ruchu powietrza w piętrze przy postawionych założeniach odnośnie ilości powietrza w ścianach, postępu ścian i ich wybiegu, są znaczne - szczególnie w odniesieniu do obecnie notowanych w polskich kopalniach.

Badania stosunków depresyjnych w całej sieci wentylacyjnej elementarnej kopalni wykazały, że wahania spiętrzenia będą najbardziej wyraźne w kopalniach o dużej koncentracji wydobywania, czyli małej ilości przodków ale o znacznych wybiegach.

W tych kopalniach istotny wpływ na amplitudę wahań spiętrzenia mieć będzie wzajemny układ ścian w danej kombinacji, czyli, że należy w tych kopalniach wzajemny układ frontu planować w oparciu o specjalne przeliczenie. Wskazano na sposób przeprowadzenia takich obliczeń.

Wykazano, że wahania spiętrzeń wentylatorów, szczególnie w kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobywania mają miejsce

w krótkich odstępach czasu, postawiono więc wniosek o konieczności zautomatyzowania regulacji pracy wentylatora w nowoczesnych kopalniach.

W końcowej fazie pracy dokonano analizy zmian oporów tam regulacyjnych i wykazano, że synchronizacja zmian oporów tam regulacyjnych ze zmianami spiętrzenia i wydatku wentylatora głównego jest konieczna w kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobywania, czyli w kopalniach przyszłości.

OZNACZENIA

- L - długość pola,
- S - szerokość pola,
- W - strata (spadek) naporu,
- r'_{ch} - opór 1 mb chodnika podścianowego,
- r''_{ch} - opór 1 mb chodnika nadścianowego,
- l - długość ściany,
- \dot{V}_s - wydatek prądu dopływającego do ściany,
- W_x - strata naporu w funkcji odległości,
- m - grubość pokładu,
- r_{ch} - sumaryczny opór jednostkowy chodników pod- i nadścianowych,
- r_s - jednostkowy opór aerodynamiczny ściany,
- \dot{V}_x - ilość powietrza w odległości x od przodka,
- r_x - funkcyjna zależność jednostkowego oporu aerodynamicznego zrobów,
- n - wykładnik charakteryzujący ruch powietrza,
- X - wielkość zastępująca pewne wyrażenie,
- Y - wielkość zastępująca pewne wyrażenie,
- n - liczba przedziałów Δx mieszczących się na długości chodnika,
- Δx - skończony przyrost długości chodnika,
- b - współczynnik (stały) zależny od rodzaju wypełnienia wybranej przestrzeni,

- a - współczynnik (stały) zależny od rodzaju wypełnienia wybranej przestrzeni,
- r_0 - jednostkowy opór świeżo powstałych zrobów,
- L - wybieg ściany,
- Δp - spiętrzenie wentylatora,
- \dot{V} - zmiany wydatku prądu powietrza,
- R - opór tamy regulacyjnej,
- τ - czas.

LITERATURA

- [1] Abramov F.A. i inni: Modelirowanie wentilacjonnyh setej szacht. Gosgortiechizdat 1961.
- [2] Ajdukiewicz Z.: Optymalna wielkość kopalń. Referat pt. Drogi postępu w górnictwie. PWN Warszawa 1956.
- [3] Artiemov A.W.: Celesoobraznaja wieliczina depresji krupnyh szacht. Ugol 1965. nr 7.
- [4] Benthau F.: Das Berechnen der wiertschaftlichen Grosse von Schachbaufeldern. Glückauf 1956 Nr 92.
- [5] Benthau F.: Die optimale Grösse von Schachtbaufeldern und Betriebsfeldern. Praca doktorska - Clausthal NRF.
- [6] Bromowicz R.: Metoda wyznaczania optymalnej wielkości obszaru górniczego kopalni elementarnej. Zeszyty problemowe górnictwa 1963 r. zeszyt 2 tom 1.
- [7] Bystroń H. i inni: Zasady udostępniania i eksploatacji złóż węgla na dużej głębokości. Śląsk Katowice 1966.
- [8] Cybulski W.: Nowe kierunki pomiarów zapylenia powietrza kopalnianego. Przegląd Górniczy 2/1966.
- [9] Desalles E.: L'aerage en diagonale des grande charbonnages modernes. Rev. Mines 1965 nr 2 str. 63-65.
- [10] Dziunikowski K. i inni: Zasady udostępniania i eksploatacji złóż węgla na dużej głębokości. Śląsk-Katowice 1966.
- [11] Fridland A.: Sniženje stoimosti stroitielstwa szacht zasoziot prawilnowo-wybora sposoba prowietriwania górnyh vyrabotek. Ugol Nr 6, 1955.
- [12] Fryoz A.: Analiza intensywności przewietrzania ścian prowadzonych na różnych głębokościach. Przegląd Górniczy Nr 10/1965.

- [13] Frycz A.: Intensywność przewietrzania ścian prowadzonych na znacznych głębokościach. Zeszyty Naukowe Politechniki Śl. Nr 8/1964.
- [14] Frycz A.: Straty wewnętrzne w sieciach wentylacyjnych kopalń w związku z ich przewidywaną rekonstrukcją. SITG-Katowice XI-1966.
- [15] Frycz A.: Wpływ zmiany systemu wentylacji na warunki klimatyczne głębokich kopalń węgla. Przegląd Górniczy Nr 3/1962.
- [16] Frycz A.: Zagadnienia wentylacji związane z intensyfikacją frontu eksploatacyjnego. PAN-IV Zjazd Górniczy Bytom.
- [17] Frycz A.: Zagadnienie wysokich temperatur powietrza w głębokich kopalniach węgla. Przegląd Górniczy 4/1959.
- [18] Grafow Ł.E.: Sozdanie kompleksno-mechanizirovannykh i avtomatizirovannykh ugotnykh szacht na baze dostiżeniia nauki i tehniki. Referat na V Zjazd Górniczy Moskwa 1967.
- [19] Greuer R.: Die wettertechnischen Grundlagen zur Berechnung und Planung von Wetternetzen. Bergbauwissenschaften 1964, zeszyt 4 str. 43-80.
- [20] Hurysz J. i inni: Kierunki unowocześnienia eksploatacji grubych pokładów GIG. Katowice 1964.
- [21] Hurysz J.: Metody i środki stosowane w przodkach dla zapewnienia maksymalnego wydobycia z jednego przodku. GIG 1965.
- [22] Jawień M.: Metoda wyznaczania optymalnej wielkości Kopalń typu jednostkowego. Zeszyty Naukowe AGH 1965.
- [23] Kostariew A.P.: O maksymalnej wieloznaczności depresji. Ugol Nr 7/1965.
- [24] Krupiński B.: Programowanie kierunków rozwoju górnictwa. Przegląd Górniczy Nr 12/1959.
- [25] Krupiński B.: Optymalna wielkość kopalni. Archiwum Górnictwa Zeszyt 1/1960.
- [26] Krupiński B.: Zasady projektowania kopalń. WGH Katowice 1960, cz. I.
- [27] Krupiński B., Bromowicz R.: Ogólne zasady projektowania modelu kopalni w warunkach różnych zagrożeń. Przegląd Górniczy Nr 1/1965.
- [28] Krupiński B., Lisowski A.: Zasady projektowania kopalń. Katowice WGH 1958 cz. III.
- [29] Kurnosow A.M.: Metoda optymalizacji przy pomocy elektro-nowej maszyny matematycznej projektu kopalni głębinowej prowadzącej eksploatację pojedynczego pokładu o małym upadzie. Archiwum Górnictwa Nr 4/1966.
- [30] Kukuk R.: Gedanken zum Bau neuer Steinkohlenbergwerke, dargestellt an Beispielen der Schachtanlage Rosenray. Glückauf 1965 Nr 5.

- [31] Kuźniecowa K.: Der Umbau von Steinkohlengruben in der Sowjetunion. Gluckauf nr 10/1966.
- [32] Kuźniecowa K.: Techničeskij progres w projektowaniu ugołnych szacht. Szachtnoje stroitelstwo nr 5 1967.
- [33] Lazar R.: Użycie cyfrowej maszyny liczącej dla obliczeń wentylacji kopalni. Rudy Nr 4/1967.
- [34] Lisowski A.: Koncentracja czynnikiem decydującym o oddziaływowej i dołowej pracochłonności głębinowych kopalń węgla kamiennego. Komunikat GIG Katowice Nr 361/1964.
- [35] Lisowski A.: Niektóre wskaźniki dla projektowania wzrostu koncentracji w kopalniach węgla kamiennego. Przegląd Górniczy Nr 1/1963.
- [36] Lisowski A.: O koncentracji robót górniczych. Wiadomości Górnicze Nr 5/1960.
- [37] Lisowski A.: Raport o koncentracji robót w czasie i w przestrzeni w polskim przemyśle węglowym. Komisja ekspertów ECE-Genewa marzec 1960.
- [38] Litwiniuszyn J.: O niektórych zagadnieniach organizacji środków bezpieczeństwa pożarowego w kopalniach. Raport na konferencję naukowo-techniczną w Katowicach 1962 SITG.
- [39] Litwiniuszyn J.: Zastosowanie pojęcia entropii w problemach bezpieczeństwa górniczego. Archiwum Górnictwa Zeszyt 2/1967.
- [40] Maasen F.: Wetterrechnung auf einem Digitalrechner. Bergabuwissenschaften Nr 8/1962.
- [41] Mileticz A.F.: Określenie ucieczek powietrza poprzez wybrane przestrzenie eksploatacyjne. Gornyj Żurnał Nr 11/1963.
- [42] Mileticz A.F.: Ucieczki wozducha w szachtach. Gosgortiechi zdat Moskwa 1962.
- [43] Mitręga J.: Zarys perspektywicznych kierunków w zakresie badań i nowej techniki w górnictwie węglowym. Przegląd Górniczy 1967 Nr 4.
- [44] Mitręga J.: Nowe podstawy projektowania kopalń podziemnych o dużej koncentracji produkcji. Przegląd Górniczy Nr 1/1968.
- [45] Moroń Z.: Matematyczny model kopalni. Projekty-Problemy Nr 1/1965.
- [46] Moroń Z., i inni: Najnowsze światowe osiągnięcia i tendencje w rozwoju nauki, techniki i ekonomiki w dziedzinie projektowania kopalń węgla. Projekty-Problemy 1967 Nr 11/12.
- [47] Pak W.S. i inni: K woprosu o wielozinnej maksymalnej dopustymoj obszczieszachtnoj depresji. Ugoł 1965 nr 1.
- [48] Parysiewicz W.: Główne kierunki w projektowaniu dołu kopalni węgla. Biuletyn Biur Projektów PW. 1960 Nr 4.

- [49] Parysiewicz W.: Niektóre zasady projektowania koncentracji wydobywania. Biuletyn Biur Projektów PW 1964 Nr 7.
- [50] Peasoo D.W.: Reducing leakage in mine ventilation. Colliery Engng. 1955 Nr 378.
- [51] Praca zbiorowa: Podstawowe kierunki badań naukowych w zakresie projektowania i budownictwa górnictwa. Kraków, Polska Akademia Nauk, Komitet Górnictwa 1966, listopad.
- [52] Pozor L.: Maszyny odfrowe, ich działanie i zastosowanie. Biuletyn Biur Projektów PW Nr 11-12 1963.
- [53] Rabsztyń J.: O wpływie parametrów technicznych na wybór systemu eksploatacji. Przegląd Górniczy 1963 Nr 9.
- [54] Rey F.: Organisation et résultats de la concentration des sièges dans les houillères françaises. Referat na V Zjazd Górniczy. Moskwa 1967.
- [55] Renner K.: Schleuder und Schraubenlüfter als Hauptgrubenlüfter. Bergbau-Archiv 1961 nr 1.
- [56] Říman: Zaklady projektování kamenouhelných dolu. Praha 1956.
- [57] Rymarski W.: Wpływ czasu eksploatacji i intensywności przewietrzania na powstawanie pożarów endogenicznych w grubych pokładach. Wiadomości Górnicze 1962 nr 4.
- [58] Schmidt-Koekl W.: Verwendung von Rechenanlagen zur Lösung von Aufgaben im Bergbau. Referat na V Zjazd Górniczy Moskwa 1967.
- [59] Sourfield R.W.: Reconstruction in the North Staffordshire. Trans. Instn. Min. Engng. 1958 Nr 1.
- [60] Sheppard W.: Die neuzeitliche Kohlengrube. Berg und Hüttenmännische Monatshefte 1966 Nr 2.
- [61] Szilenkow W. i inni: Předwaritelnoje uwlaźnienije uolnogo massiwa. Moskwa 1963.
- [62] Sułkowski J.: Wpływ prędkości prądu powietrza na zapylenie powietrza w ścianie. Zeszyty Naukowe Pol. Sl. Zeszyt Nr 27/1967.
- [63] Szewiakow B.: Osnovy teorii projektowania uolnych szacht. Moskwa 1959.
- [64] Swallow: Maszyny liozące w górnictwie. Colliery Engng. Nr 484 i 485 1954.
- [65] Wilke F.L.: Die moderne europäische Steinkohlengrube heute und morgen. Bergbau Nr 8/1966.
- [66] Wolski J.: Kierunki postępu technicznego w projektowaniu dołu kopalń węgla. Projekty - Problemy Nr 11/12 1966.
- [67] Wolski J.: Wpływ koncentracji wydobywania na projektowanie dołu kopalni węgla kamiennego. Zeszyty Naukowe Pol. Sl. Zeszyt 27 - 1967.

[68] Wolski J.: Wpływ koncentracji wydobywania na projektowanie modelu kopalni węgla kamiennego. Projekty - Problemy 1965 Nr 11/12.

STRESZCZENIE

W pracy wykazano, że w nowoczesnej kopalni o dużym stopniu koncentracji wydobywania spiętrzenie wentylatora głównego będzie ulegać ciągłym zmianom w stosunkowo krótkich okresach czasu. Zwrócono uwagę na wpływ, jaki może wywierać zmiana punktu pracy wentylatora na problem prawidłowej regulacji wydatków powietrza w kopalniach. Podano metodę obliczenia, pozwalającą na określenie zmian punktu pracy wentylatora oraz wskazano na konieczność projektowania w nowoczesnej kopalni nie tylko odpowiednich pól do eksploatacji w danym czasie ale również położenie samych ścian względem siebie w tych polach. Uzasadniono konieczność zautomatyzowania regulacji sieci wentylacyjnej w kopalniach o dużym stopniu koncentracji wydobywania i wykazano, w jakich granicach muszą się zmieniać opory tam regulacyjnych, by ilości powietrza przepływające przez ściany były zawsze stałe. Zwrócono uwagę na konieczność zastosowania szerokiego zakresu regulacji dla wentylatorów w nowoczesnych kopalniach ze względu na częstą zmianę ich punktu pracy.

Omówiono wpływ koncentracji i intensyfikacji wydobywania na podstawowe zagrożenia wentylacyjne i pożarowe w kopalniach.

ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ ДОБЫЧИ НА УСЛОВИЯ ПРОВЕТРИВАНИЯ ШАХТ

Р е з ю м е

В работе доказано, что в современной шахте с большой степенью концентрации добычи подъём главного вентилятора будет подвергаться постоянным изменениям в относительно коротких периодах времени. Обращается внимание на влияние, которое может оказывать изменение рабочей точки вентилятора на вопрос правильного регулирования расходов воздуха в шахтах. Представлено метод расчёта, позволяющий определить изменения рабочей точки вентилятора, а также указано на необходимость проектирования в современной шахте эксплуатационных участков не только соответствующих в определённом времени, но также положения самих лав по отношению друг к другу в этих эксплуатационных участках. Доказано необходимость автоматизировать регулирование вентиляционной сети в шахтах с большой степенью концентрации добычи. Доказано также в каких пределах должны изменяться сопротивления регулирующих перемычек, чтобы количество воздуха, проходящего через лавы, было всегда постоянным.

Обращается внимание на необходимость применения широкого объёма регулирования вентилятора в современных шахтах из-за частого изменения их рабочей точки.

Рассмотрено влияние концентрации и интенсификации добычи на основную вентиляционную и пожарную опасности в шахтах.

INFLUENCE OF OUTPUT CONCENTRATION UPON THE CONDITIONS OF MINE VENTILATION

S u m m a r y

In the paper it has been proved that in a modern coal-mine with a high output concentration piling up of the main ventilation will be subjected to constant changes within a relative

vely short period of time. Attention has been turned to the influence which a change of ventilators work point could effect upon the problem of a correct air expenditure in the coal-mines.

A method of calculation has been given, that allows determination of the ventilator's work point changes and it was pointed out a necessity of designing in modern collieries not only of proper exploitation fields at a given time, but also of a mutual position of walls to one another in these fields.

Further a necessity has been made good of the ventilation network regulation automation in collieries with high output concentration and it was pointed out within what limits the regulation of air-tight dams has to be changed to enable a stable air flow through the walls.

Attention has been turned too, to the necessity of a wide regulation range application for the ventilation in modern collieries, on account of an often change in their work points. The paper discussed also influence of output concentration and intensification upon the basic ventilation and fire hazards in collieries.



ZESZYTY NAUKOWE POLITECHNIKI ŚLĄSKIEJ

ukazują się w następujących seriach:

- A. AUTOMATYKA
- B. BUDOWNICTWO
- Ch. CHEMIA
- E. ELEKTRYKA
- En. ENERGETYKA
- G. GÓRNICTWO
- IS. INŻYNIERIA SANITARNA
- MF. MATEMATYKA-FIZYKA
- M. MECHANIKA
- NS. NAUKI SPOŁECZNE

Dotychczas ukazały się następujące zeszyty
serii G:

- Górnictwo z. 1, 1956 r., s. 134, zł 20,—
- Górnictwo z. 2, 1959 r., s. 96, zł 17,10
- Górnictwo z. 3, 1961 r., s. 130, zł 21,—
- Górnictwo z. 4, 1962 r., s. 134, zł 10,95
- Górnictwo z. 5, 1963 r., s. 158, zł 11,90
- Górnictwo z. 6, 1963 r., s. 154, zł 8,50
- Górnictwo z. 7, 1963 r., s. 129, zł 6,80
- Górnictwo z. 8, 1964 r., s. 175, zł 10,20
- Górnictwo z. 9, 1964 r., s. 133, zł 10,50
- Górnictwo z. 10, 1964 r., s. 157, zł 8,75
- Górnictwo z. 11, 1964 r., s. 221, zł 13,10
- Górnictwo z. 12, 1964 r., s. 304, zł 15,20
- Górnictwo z. 13, 1965 r., s. 145, zł 8,40
- Górnictwo z. 14, 1965 r., s. 78, zł 5,—
- Górnictwo z. 15, 1966 r., s. 79, zł 5,—
- Górnictwo z. 16, 1966 r., s. 91, zł 7,—
- Górnictwo z. 17, 1966 r., s. 113, zł 8,—
- Górnictwo z. 18, 1966 r., s. 291, zł 16,—
- Górnictwo z. 19, 1966 r., s. 150, zł 11,—
- Górnictwo z. 20, 1966 r., s. 84, zł 5,—
- Górnictwo z. 21, 1967 r., s. 270, zł 17,—
- Górnictwo z. 22, 1967 r., s. 196, zł 12,—
- Górnictwo z. 23, 1967 r., s. 69, zł 4,—
- Górnictwo z. 25, 1967 r., s. 96, zł 5,—
- Górnictwo z. 26, 1968 r., s. 137, zł 10,—
- Górnictwo z. 27, 1967 r., s. 378, zł 24,—

BIBLIOTEKA GŁÓWNA
Politechniki Śląskiej

P

3351/68