

PRZEGŁĄD GÓRNICZY

ČZASOPISMO NAUKOWO TECHNICZNE
POŚWIĘCONE ZAGADNIENIOM GÓRNICTWA

M I E S I E C Z N I K

Nr 5 (688)

MAJ 1955

Tom XI (XLII)



WYDAWNICTWO GÓRNICZO-HUTNICZE
STALINOGRÓD

TREŚĆ

1. Inż. Franciszek Waniółka, I Wiceminister Górnictwa: Święto Pracy w 1955 r.	161
2. Inż. Bohdan Smyła: O nowe spojrzenie na kombajny	163
3. Mgr inż. Stefan Barczyk: Walka z pożarami taśm przenośnikowych	165
4. Mgr inż. Henryk Bystron: Parametryczny sposób obliczenia sieci wentylacyjnej	170
5. Mgr. inż. Stanisław Wilk: Synchronizacja głównych operacji procesu wydobywania	179
6. Mgr inż. Eugeniusz Bojemski: Łańcuchy wrębowe z członami dwunożowymi	185
7. Mgr inż. Janusz Warmuziński: Błędy w oznaczaniu wytrzymałości koksu metodą Micum	188
8. Mgr inż. Stanisław Badura: Sposoby obliczania dźwigarów szybowych	192
9. Mgr inż. Stanisław Pasierbiński: Rozkłady jazdy kolei podziemnych	195
10. KOMUNIKAT DZIAŁU NORMALIZACJI GIG	200
11. PRZEGLĄD ZAGRANICZNY	200
12. PRZEGLĄD DOKUMENTACYJNY GÓRNICTWA	

CONTENTS

1. F. Waniółka, Min. Eng. I. Mining Vice-Ministre: May-day holiday in 1955	161
2. B. Smyła, Min. Eng.: For a new approach to cutter loaders	163
3. S. Barczyk, Min. Eng.: Fighting the conveyor belt fire	165
4. H. Bystron, Min. Eng.: Parametric method of calculating the ventilation network	170
5. S. Wilk, Min. Eng.: Synchronization of main mining operations	179
6. E. Bojemski, Mech. Eng.: Cutter chains with twopick members	185
7. J. Warmuziński, Chem. Eng.: Errors in determination of coke resistance by Micum drum test	188
8. S. Badura, Min. Eng.: Methods of calculation of shaft buntions	192
9. S. Pasierbiński, Min. Eng.: Time-table for underground railways	195
10. REPORT OF STANDARDIZATION SECTION OF THE POLISH MINING INSTITUTE	200
11. FOREIGN REVIEW	200
12. MINING ABSTRACTS	

СОДЕРЖАНИЕ

1. Инж. Ф. Банёлка I Заместитель Министра Угольной Промышленности: Праздник Труда в 1955 г.	161
2. Инж. Б. Смыла: За новый взгляд на комбайны	163
3. Мгр инж. С. Барчик: Борьба с пожарами конвейерных лент	165
4. Мгр инж. Г. Быстрон: Параметрический способ расчета вентиляционной сети	170
5. Мгр инж. С. Бильк: Синхронизация главных операций процесса добычи	179
6. Мгр инж. Э. Боемски: Врубные цепи с двухножевыми звеньями	185
7. Мгр инж. Я. Бармузински: Погрешности в определении сопротивления кокса методом Микум	188
8. Мгр инж. С. Бадюра: Способы расчета шахтных расстрелов	192
9. Мгр инж. С. Пасербински: Расписание движения шахтных железных дорог	195
10. СООБЩЕНИЕ ОТДЕЛА НОРМАЛИЗАЦИИ ГГИ	200
11. ИНОСТАННОЕ ОБОЗРЕНИЕ	200
12. ОБЗОР ДОКУМЕНТАЦИИ ГОРНОГО ДЕЛА	

SOMMAIRE

1. Waniółka, Ing. I. Vice-Ministre des Mines: La fête du Travail en 1955	161
2. B. Smyła, Ing.: Pour une nouvelle approche sur les haveuseschargeuses	163
3. S. Barczyk, Ing.: Lutte contre les incendies des courroies transporteuses	165
4. H. Bystron, Ing.: Méthode paramétrique de calculer le réseau de ventilation	170
5. S. Wilk, Ing.: Synchronisation des opérations principales de l'exploitation	179
6. E. Bojemski, Ing.: Chaînes de haveuses avec les membres à deux couteaux	185
7. J. Warmuziński, Ing.: Erreurs dans la détermination de la résistance du coke par la méthode Micum	188
8. S. Badura, Ing.: Moyens de calculer les moises de puits	192
9. S. Pasierbiński, Ing.: Horaire pour le trafic des chemins de fer au fond	195
10. COMMUNIQUE DE LA SECTION DE NORMALISATION DE L'INSTITUT POLONAIS DES MINES	200
11. INFORMATIONS DU MONDE MINIER	200
12. BULLETIN BIBLIOGRAPHIQUE DES MINES	

Adres Redakcji i Administracji: Stalinogród, ul. Stawowa 19, tel.: 324-44

Warunki prenumeraty: Abonament: opłata normalna rocznie zł 108. Cena pojedynczego zeszytu zł 9.

Konto PPK „Ruch” Stalinogród, 3-go Maja 16, PKO III 13763/110

Format A4

Ark. druku 6. Papier druk. sat. kl. V. 61×86 cm 60 g/m²

Nakład 2700 egz.

Nr zamówienia 2168 z dnia 13. IV. 1955 r. Druk zakończono w maju 1955 r.

Drukarnia Robotnicza Spółdzielnia Wydawnicza „Prasa”, Stalinogród, ul. Opolska 22

R-6-6023

PRZEGLĄD GÓRNICZY

MIESIĘCZNIK

Nr 5 (688)

Maj 1955 r.

Tom XI (XLII)

327.31

ŚWIĘTO PRACY W 1955 R.

Inż. Franciszek Waniółka
I Wiceminister Górnictwa

Dzień 1 Maja, Święto Klasy Robotniczej był w tym roku wyjątkowo radosny.

Powodów do radości mamy dużo. W styczniu br. klasa robotnicza polskiego zagłębia węglowego obchodziła 10 rocznicę wyzwolenia spod okupacji hitlerowskiej. W dniu 21 kwietnia br. upłynęło 10 lat od podpisania w Moskwie historycznego polsko-radzieckiego układu o przyjaźni i wzajemnej pomocy.

Uchwała KC-PZPR i Rady Ministrów PRL z dnia 22 kwietnia br. przyniosła trzecią z rzędu obniżkę cen artykułów przemysłowych i spożywczych oraz niektórych usług. Jest to nowy widomy przejaw troski Partii i Rządu o podniesienie stopy życiowej mas pracujących na skutek realizacji uchwał II Zjazdu Polskiej Zjednoczonej Partii Robotniczej.

Przemysł węglowy wykonał przedterminowo plan wydobywania roku 1954, dając krajowi dodatkowo setki tysięcy tonn węgla.

Plan pierwszego kwartału 1955 r. został wykonany w terminie i to z pokaźną nadwyżką. To samo dotyczy miesiąca kwietnia. Wzrosły poważnie wysiłki nad zmechanizowaniem robót urabiania i ładowania węgla.

Opracowano dwuletni program mechanizacji i pięcioletni plan postępu technicznego, precyzując koncepcję mechanizacji i częściowej automatyzacji robót górniczych i powierzchni kopalń.

Od szeregu miesięcy Przemysł Węglowy wykonuje, a nawet przekracza zaplanowane wskaźniki mechanizacji, dzięki lepszymu wykorzystywaniu posiadanego parku maszyn.

Ilość maszyn w ruchu i w pracy znacznie wzrosła. Rozszerzono możliwości stosowania posiadanych maszyn.

W szeregu kopalń pojawiły się zespoły wręboladujące w chodnikach węglowych i węglowo-kamiennych pomysłu techników Szmatałocha i Zelawskiego z kopalni Barbara-Wyzwolenie, przyspieszając roboty przygotowawcze i dając zwiększenie wydajności.

Z miesiąca na miesiąc w ścianach rośnie ilość wręboladówek typu Czeladź i wahadłowych pomysłu inż. Osucha. W ścianach wybieranych warstwami z podsadzką płynną coraz częściej

w drugiej i następnych warstwach stosuje się wrębiecie wrębiarką przesuwaną po przenośniku pancernym lub usuwa się piasek wiertłem. Metodę tę stosuje się również w niektórych zabierkach a nawet chodnikach.

W zabierkach zaczęto stosować z pomyślnym wynikiem urządzenia ładujące „ROK”.

Na podkreślenie zasługuje fakt ożywienia się akcji wprowadzania dodatkowych kombajnów do ścian, chociaż rozwija się ona ciągle jeszcze w zbyt powolnym tempie.

Do kopalń wprowadzono nowy typ mocnej wrębiarki ścianowej WŁE-80ch przyspieszającej znacznie pracę wrębiecia.

Nowy typ ciężkiej wiertarki udarowej WUP-20 z przepłuczką wodną na podpórkach pneumatycznych zdał egzamin życia i przyjął się w kopalniach.

Zwiększyło się znacznie zaopatrzenie kopalń w materiały, maszyny i części wymienne, a jakość wykonywania maszyn górniczych poprawiła się.

W odstawie urobku przeprowadzono szereg prób wieńczonych pomyślnym wynikiem w zakresie nowych krążników i łożysk do nich oraz taśm przenośnikowych.

Do przewozu głównego wprowadzono po raz pierwszy elektryczną lokomotywę akumulatorowo-przewodową, pozwalającą na ładowanie baterii akumulatorowych w czasie ruchu, oryginalnej polskiej konstrukcji, wykonanej całkowicie w kraju.

Próby z prototypem lokomotywy akumulatorowej małej mocy typu „Karlik” wypadły pomyślnie. Produkcja seryjna tych pożytecznych elektrowozów już się rozpoczęła.

Zwiększono pokaźnie tabor wozów kopalnianych, zwiększając ich pojemność. Uruchomiono dalsze wyciągi skipowe.

Rozpoczęto pierwsze próby głębienia szybów metodą równoległą z zastosowaniem betonowej obudowy. Wzrósł wskaźnik mechanicznego ładowania urobku w głębionych szybach dzięki szerszemu stosowaniu ładownic chwytakowych. Organizacja pracy głębienia szybów poprawiła się, chociaż w stopniu jeszcze niezadowalającym.

Rozpoczęto próby prowadzenia chodników kamiennych z włotem wykonanym systemem wiercenia otworu wielkośrednicowego oraz próby w chodnikach węglowych zastąpienia wrębu otworem o dużej średnicy (30 cm) odwierconym specjalną włotowiertarką.

Po raz pierwszy wprowadzono w ścianie w kopalni Michał tytułem próby metodę płyt-kich zabiorów z zastosowaniem stropnic członowych przy wolnym ociosie umożliwiającym przesuwanie w całości pancernego przenośnika zgrzeblowego.

Zespół śmiałych pracowników naukowych Głównego Instytutu Górniczego, konstruktorów, inżynierów, techników i monterów PW opierając się na osiągnięciach radzieckiej nauki górniczej uruchomił w dniu 20 kwietnia br. na upadkowej „Jan” pierwszą instalację transportującą hydraulicznie węgiel z filarów na powierzchnię z głębokości 50 m na odległość 2 km, o wydajności $40 \div 60$ tonn/godz. Jest to pierwsza w Europie poza Związkiem Radzieckim instalacja transportu hydraulicznego w kopalni. Instalacja ta wykazuje jeszcze szereg wad i usterek, niemniej określa ona kierunek dalszego postępowania.

Na wyróżnienie zasługują: prof. Borecki dyrektor GIG; doc. Radowski; samodzielny pracownik naukowy Zahaczewski; aspiranci Wyszomirski, Falecki i Chwozyński; technicy Olech i Kula oraz monterzy Wojdyła i Krzyżowski.

Ten sam zespół pracowników Głównego Instytutu Górniczego, kierowany przez prof. Boreckiego w dniu 25 kwietnia br. w kopalni Siersza uruchomił pierwowzór agregatu urabiającego węgiel strumieniem wody o ciśnieniu do 60 at, kierowanej monitorem na caliznę węglową przy wstępnym zruszeniu jej materiałem wybuchowym.

Pierwsze próby agregatu wypadły pomyślnie, rokując dobre nadzieje na przyszłość, chociaż trzeba jeszcze będzie pokonać dużo trudności i rozwiązać szereg problemów technicznych, zanim metodę tę będzie można szeroko stosować w naszych kopalniach.

O rozbudzeniu się górniczej myśli technicznej świadczy również bardzo liczny udział inteligencji technicznej w rozpisany z początkiem grudnia 1954 r. przez Ministerstwo Górni-

ctwa konkursie pod hasłem „Śmiało i wszechstronnie wprowadzajmy postęp techniczny w przemyśle węglowym”.

Do konkursu w okresie jego pierwszego etapu stanęło ponad 2000 inżynierów i techników górnictwa węglowego. W toku realizacji znajduje się około 2200 zgłoszonych pomysłów z zakresu postępu technicznego.

Wyniki pierwszego etapu konkursu są dobre. Można zaryzykować twierdzenie, że spełni on swoje zadania, zwłaszcza że dalsze zgłoszenia ciągle napływają.

Ożywił się znacznie ruch wynalazczości pracowniczej w Przemyśle Węglowym, wysuwając się na pierwsze miejsce w skali krajowej spośród wszystkich przemysłów.

Osiągnięty dotychczas postęp techniczny w polskim górnictwie węglowym nie nadąża jeszcze za narastającymi potrzebami.

Trzeba szukać nowych postępów rozwiązań technicznych, zmierzających do zdecydowanego wzrostu produkcji poprzez zwiększenie wydajności pracy i jej bezpieczeństwa, przy równoczesnej obniżce kosztów własnych, zmierzających do ulżenia górnikom w ich ciężkiej pracy.

Są to wdzięczne i porywające zadania stojące przed górnictwem i inteligencją techniczną.

Wykonanie tych zadań zapewni Przemysłowi Węglowemu należne mu stanowisko w gospodarce narodowej i przyczyni się w pełni do przedterminowego wykonania planów produkcyjnych ostatniego roku wielkiego planu 6-letniego oraz zadecyduje o realizacji wskazań II Zjazdu i wytycznych III Plenum Komitetu Centralnego Polskiej Zjednoczonej Partii Robotniczej.

Górnictwa i inteligencja techniczna, tak jak szerokie rzesze górników nie zawiedzie i w tym roku zaufania Narodu, Partii i Rządu i pamiętać będzie, że w naszej socjalistycznej gospodarce narodowej, od wyników pracy każdego z nas, zależy możliwość podnoszenia stopy życiowej mas pracujących, zależy siła polityczna i gospodarca naszej Ludowej Ojczyzny.

Wzrost naszej siły, siły krajów demokracji ludowej i całego obozu pokoju ze Związkiem Radzieckim na czele jest decydującym czynnikiem w utrwaleniu naszego narodowego bytu i pokoju na świecie.

Złot przodujących górników, inżynierów i techników przemysłu węglowego 21 maja 1955 roku.

O NOWE SPOJRZENIE NA KOMBAJNY

Inż. Bohdan Smyła

Treść: Analiza przyczyn dotychczasowego powolnego rozpowszechnienia kombajnów w polskim przemyśle węglowym. Szersze wprowadzenie kombajnów jako postulat wzrostu, wydajności i wydobywania. Konieczność wychowania kadr postępowych mechanizatorów w górnictwie.

Już przed czterema laty zaczęły pracować pierwsze kombajny w polskich kopalniach. Rok 1952 był rokiem zapoczątkowania wprowadzania kombajnów w przemyśle węglowym. Wówczas na czoło kopalń wysunęły się „Bielszowice”, w których po raz pierwszy w dziejach naszego górnictwa ustanawiano coraz to nowe rekordy w wydajności i wydobywaniu, osiągane za pomocą kombajnów. Rok 1953 to rok powolnego, ale wyraźnego spadku liczby kombajnów w ruchu. Pierwsza połowa 1954 r. charakteryzowała się masowym wycofaniem tych maszyn z przodków węglowych. O kombajnach mówiono wiele, a dozór górniczy coraz uparciej twierdził, że nie ma w naszych zagłębiach węglowych warunków geologiczno-górnictwowych dla powszechnego zastosowania obecnych kombajnów.

W końcu ubiegłego roku grupa polskich inżynierów z Wiceministrem inż. J. Mitręgą na czele wyjechała do Związku Radzieckiego przede wszystkim w tym celu, ażeby na podstawie doświadczeń radzieckich wyciągnąć wnioski, w jakim kierunku powinien zmierzać rozwój postępu w naszym górnictwie. Jasne bowiem było, że nie może być mowy o dalszym wzroście wydobywania bez nakreślenia kierunku rozwojowego dla przemysłu węglowego i bez konsekwentnego realizowania przedsięwziętych zamierzeń w dziedzinie postępu technicznego. Doświadczenia zaś własne były niewystarczające dla skrytykowania konkretnej i zdecydowanej koncepcji mechanizacji. Jednym z najbardziej ciekawiających nas problemów była odpowiedź na pytanie, czy rzeczywiście przyczyny obiektywne, którymi tłumaczono w kopalniach wycofywanie kombajnów z przodków są uzasadnione, czy rzeczywiście powszechne ich zastosowanie jest niemożliwe w naszym przemyśle węglowym.

Po przyjeździe do ZSRR mogliśmy osobiście przekonać się, że w ostatnich tylko latach wykonano tam więcej niż 130 typów nowych maszyn górniczych. Asortyment kombajnów zwiększył się w czwórnasób w porównaniu z okresem przedwojennym i został uzupełniony szeregiem całkiem nowych konstrukcji. Oprócz Donbassów, których pracuje przeszło 400 w samym tylko Zagłębiu Donieckim, zbudowano seryjnie dla urabiania pokładów cienkich kombajny UKT-1, UKMG, Gorniak i Szachtior. Kombajny WOM-2 i zdwojony Donbass używane są w pokładach grubości do 2,6 m, zaś KKP-1 i UKSZ-1 zastosowano w pokładach o dużym nachyleniu. Do mechanizacji przygo-

tówek służą kombajny chodnikowe PK-2, SzaBM, Gumiennikowa i PKS-1. Dla węgli zwięzłych i trudno urabialnych opracowano kombajn Donbass II z silnikiem o mocy znamionowej (godzinowej) 120 kW, w którym prędkość posuwu roboczego regulowana jest automatycznie. Zatem bogaty asortyment tych maszyn zapewnia w ZSRR możliwość powszechnego stosowania kombajnów w różnych warunkach geologicznych. Jednakże fakt, że radziecki przemysł węglowy dysponuje imponującą liczbą 1400 kombajnów dowodzi nie tylko olbrzymiego dorobku technicznego. Fakt ten przekonywująco mówi, że maszyna jest tam wprowadzana do przodku przez ludzi, którzy nauczyli się doceniać ją jako swego sprzymierzeńca, którzy potrafią przygotować dla niej właściwą metodę i organizację pracy. Kombajny węglowe widzieliśmy w ruchu w warunkach podobnych do naszych. Nieraz pracowały one w węglach bardzo trudno urabialnych, których próbki przywiezione do kraju wykazały po zbadaniu wskaźnik zwięzłości 2,3 według skali Protodiakonowa, podczas gdy u nas górna granica stosowalności naszych kombajnów przyjmowana jest dla węgla o wskaźniku zwięzłości około 1,4. Oczywiście w tak ciężkich warunkach pracowały kombajny silne — Donbass II i w połączeniu z wypracowaną metodą ułatwienia ich pracy, metodą strzelania wyprzedzającego, polegającą na zruszaniu calizny węglowej materiałami wybuchowymi przed posuwającym się kombajnem.

Powszechne stosowanie kombajnów w Związku Radzieckim oraz poważny wzrost wydobywania i wydajności osiągnięty tymi maszynami przekonały nas, że jedyną słuszną drogą dla dokonania przełomu na odcinku mechanizacji i dla zdecydowanego nakreślenia perspektyw rozwojowych w polskim przemyśle węglowym jest stosowanie kombajnów do wybierania ścianowego. Skąd jednak zapewnić w krótkim czasie niezbędną ilość różnorodnych, wysokojakościowych maszyn? I tym razem znów wypróbowany przyjaciel Związek Radziecki, przychodzi nam z pomocą. W najbliższym czasie otrzymamy z ZSRR kombajny UTK-1, Gorniak i Donbassy kilku typów w ilości przekraczającej kilkakrotnie stan naszego parku kombajnowego.

Wyda się jednak, że nie należy przyszykować oczu na atmosferę, jaka od kilku lat towarzyszy wszelkim dotychczasowym próbom wprowadzania kombajnów. Nagminnie jeszcze pokutuje w zjednoczeniach i w kopalniach PW niewiara w celowość stosowania kombajnów

i niechęć do nich. Wyływa ona z następujących powodów:

Po pierwsze: dozór górniczy nie miał zaufania do jakości maszyn, które ich zdaniem nie dawały pewności ruchu. Przynajmniej szczerze, kombajny naszej produkcji były wykonane znacznie gorzej od radzieckich, a obawy o wzrost awaryjności powiększały ponadto poważne niedociągnięcia w dostawach części wymiennych i osprzętu.

Po drugie: dozór górniczy często traktował formalistycznie szkolenie obsługi maszyn, a sam nie posiadał czasem podstawowych wiadomości dotyczących zakresu stosowalności, prowadzenia i funkcjonowania maszyny. Wprawdzie w Ośrodku Szkoleniowym IMG w Zabrze przeszkolono z górą siedem tysięcy ludzi, ale w dużej ilości przypadków wytypowanie kandydatów na kurs przez kierownictwo kopalni było „odrębne” i przypadkowe, a poza tym ludzie ci następnie nie mieli najczęściej nic wspólnego z obsługą maszyn. Jeśli chodzi o dozór oddziałowy, to często uważał on, że posiadane wiadomości fachowe nie wymagają stałego uzupełniania. Taki dozór stał na uboczu problemów mechanizacji i stronił od maszyn. Niechęć zatem do mechanizacji wyływała z nienadążania za postępem technicznym.

Po trzecie: kierownictwu naszych kopalń niejednokrotnie wydawało się, że wystarczy maszynę wprowadzić do przodku, a ona bez naruszania „uświęconych” i starych form pracy da nadzwyczajne wyniki w podniesieniu wydobywania i wydajności. Nie zabezpieczono należytej dostawy materiałów, nie poprawiono transportu dla odstawy urobku, ani nie dostosowano organizacji pracy. W tych warunkach jest zrozumiałe, że rachuby na nadzwyczajne wyniki zawiodły. Niechęć zatem do mechanizacji wyływała również z tendencji do utrzymania „starych porządków”, które były wygodne, bo przy starym systemie produkcji nie wymagały dodatkowego wysiłku i podniesienia na wyższy poziom organizacji pracy oraz „gwarantowały” większą pewność ruchu.

Fakt, że na tle naszych doświadczeń z taką właśnie atmosferą spotkamy się bez wątpienia w wielu jeszcze kopalniach, nie nastroja może optymistycznie, ale sięgnijmy znów do doświadczeń radzieckich. W rozmowach z nami nasi przyjaciele wyraźnie podkreślali, że tam również przeżywano podobny etap w rozwoju mechanizacji. Jakimi środkami zwalczano trudności?

W pierwszym rządzie zwrócono szczególną uwagę na poprawę jakości maszyn, na zbudowanie i wypróbowanie wielu typów maszyn. Stworzono specjalne zakłady dla budowy licznych prototypów, które wykonywane były z jak najlepszych materiałów. Fabryki maszyn górniczych zostały wzmocnione bardzo poważnie specjalistami z przemysłu maszynowego, a nawet z przemysłu lotniczego.

Kombajny koncentrowano w wytypowanych kopalniach. Kierownictwa kopalń, w których te właśnie kombajny decydowały o wydobywaniu,

musiały siłą faktu troskliwie się nimi zająć, musiały postawić organizację pracy na takim poziomie, jaki zabezpieczał należyte wykorzystanie maszyn. W takich warunkach, w codziennej pracy dozór i cała załoga stale ulepszała metody wykorzystania kombajnów, poprawiała niejednokrotnie na podstawie rosnącego doświadczenia szczegóły konstrukcyjne. Rodziły się oddolnie nawet zupełnie nowe koncepcje budowy maszyn. Okrzepły pierwsze kadry mechanizatorów w całym tego słowa znaczeniu. Wyrośli spośród dozoru technicznego sławni konstruktorzy, że wymienić Gumiennikowa lub Mogilewskiego. Kopalnie te, jak na przykład, kopalnia im. Kirowa w Kuzbaskim Zagłębiu Węglowym lub kopalnia im. Czeluskinow w Donieckim Zagłębiu Węglowym stały się ośrodkami mechanizacji, z których promieniowały doświadczenia na cały radziecki przemysł. W ten sposób wypierano i degradowano do szczybla ignorancji i zacofania rzekomo „fachowe” teorie o wątpliwym efekcie stosowania kombajnów. Doświadczenia radzieckie wskazują wyraźnie nie tylko kierunek rozwoju dla naszego przemysłu węglowego, ale i środki walki o jego realizację.

Mówiąc dziś o akcji upowszechniania kombajnów należy wyraźnie powiedzieć, że oznacza ona w najbliższej perspektywie nie tylko wypróbowanie całego szeregu maszyn i metod ich stosowania. Wymaga ona również wyszkolenia i wychowania kadr mechanizacji, które niewątpliwie w niedalekiej przyszłości wywalczą sobie czołową pozycję decydującą o wydobywaniu.

Dzisiaj, kiedy w całym przemyśle węglowym, we wszystkich zjednoczeniach wre mozolna praca nad racjonalną lokalizacją radzieckich kombajnów, nie wolno już więcej popełniać znanych błędów wynikających ze starych przyzwyczajęń. Dotychczas dla kombajnów kopalnie nieraz typowały gorsze ze swych ścian, o których z góry było wiadomo, że kombajn może nie pracować. W takich przypadkach gorliwie domagano się następnie ekspertyz Instytutu Mechanizacji Górnictwa, oczekując negatywnego jej wyniku, który dałby kierownictwu kopalni jeszcze jedną dodatkową „super-obiektywną” podstawę do bezradnego rozkładania rąk. Dotychczas niejednokrotnie uważa się wprowadzenie kombajnu do ruchu za wyczyn, podyktowany administracyjnym odgórnym naciskiem Ministerstwa Górnictwa a nie dyktowany istotną i słuszną potrzebą.

Obecnie nie można pozwolić sobie na bezzasadne i bezduszne kierowanie do przeszkolenia w Ośrodku Szkoleniowym IMG „zawodowych” kursantów, którzy dziś są na kursie węgłiarzy lub kombajnowych, jutro pojadą na kurs referentów współzawodnictwa, a za miesiąc będą gorliwymi słuchaczami na kursach BHP. Takie „przypadki” zdarzały się często, dając smutne świadectwo ślepoty, braku wyrobienia politycznego i zawodowego wielu oficerów produkcji.

Dzisiaj technik mechanizacji nie może być nadal przysłowiowym „kozłem ofiarnym” i je-

dynym człowiekiem odpowiedzialnym za planowanie mechanizacji w kopalni, za transport maszyn do przodku i ich wykorzystanie. Rozgraniczenie bowiem zagadnień mechanizacji od produkcji jest skrajnym funkcjonalizmem i stwarza wygodny precedens do odżegnywania się dozoru górniczego wyższego i średniego od wszelkiej odpowiedzialności za wprowadzenie i eksploatację maszyn. Jasne jest, że Ministerstwo Górnictwa przejęło rolę koordynatora prac związanych z akcją wprowadzania kombajnów do naszego przemysłu węglowego. Jasne jest, że IMG za najpoważniejsze i pierwszoplanowe zadania stawia dzisiaj opracowanie najwłaściwszych metod wykorzystania kombajnów radzieckich. Decydująca jednak o szerokim zastosowaniu kombajnów rola przypada w udziale dozorowi górniczemu, który powinien być organizatorem produkcji opartej na nowej przodującej technice.

Wydaje się, że z doświadczeń radzieckich nasz dozór wyciągnie szereg wniosków — sprawa wprowadzania kombajnów do przemysłu węglowego to nie chwilowa kampania, to nie eksperyment, ani koniunkturalne „widzi mi się”, ale jest to ekonomiczny postulat rozwoju przemysłu węglowego, oparty na przesłankach politycznych i gospodarczych, który bezwzględnie warunkuje wzrost wydobywania i wydajności.

Nasuwa się zatem konsekwentny wniosek, że życie samo nieubłagane i systematycznie usuwanie wszystkie hamulce rozwoju, że wszyscy ci, którzy nie chcą lub nie umieją nadążyć za postępem, zepchną się sami na szary koniec a na pierwszy plan wysuną się tacy ludzie, którzy z uporem walczą o ten postęp.

Sięgnijmy do aktualnych przykładów. W kopalni Czeladź wyrosły bogate doświadczenia z wręboladowarkami; kopalnia Michał może poszczycić się pięknymi wynikami osiągniętymi metodą krótko-zabierkową; kopalnia Stalin posiada doskonałe rezultaty dzięki zastosowaniu wrębu w piasku przy urabianiu drugiej warstwy w pokładach grubych; kopalnia Barbara-Wyzwolenie przenosi na cały przemysł sposób drażenia chodników zespołem SŻ. Dziś również nie trzeba przekonywać dozoru kopalni Kleofas o celowości stosowania kombajnów.

I nie przez przypadek te kopalnie znalazły się na czele naszych przodujących kopalń w wykonaniu planów produkcyjnych, i nie przez przypadek w tych właśnie kopalniach wyrosły czołowe kadry mechanizatorów. Ich przodująca pozycja zdobyta jest przede wszystkim przodowaniem w postępie technicznym, który nie tylko w górnictwie, ale w każdej dziedzinie gospodarki rozstrzyga o wyniku ekonomicznym.

Przejdźmy do końcowej konkluzji — poważnym błędem jest obojętne stanowisko lub zajmowanie pozycji wyczekującej na efekt wprowadzenia kombajnów. Doświadczenia, radzieckie już wyraźnie udowodniły, że kombajny w ścianach węglowych, to słuszną oraz krótka droga do wydatnego zwiększenia wydobywania i wydajności. Nie trzeba zatem niezdecydowanie lub wygodnie zwlekać do jutra, dzisiaj bowiem jest już najwyższy czas przejść z pozycji biernej i wyczekującej, na pozycję czynnej walki o wprowadzenie pewnie pracujących kombajnów do przodków.

622.82:622.647.2

WALKA Z POŻARAMI TAŚM PRZENOŚNIKOWYCH

Mgr inż. Stefan Barczyk

Od Redakcji: Wobec dużego rozpowszechnienia w transporcie podziemnym przenośników taśmowych sprawa przeciwdziałania i zwalczania pożarów związanych z tego rodzaju transportem nabiera dużej wagi. W celu gruntownego opracowania tego zagadnienia powołano w GIG specjalny zespół roboczy. W wyniku prac tego zespołu wydano doraźne zarządzenia dla przeciwdziałania i zwalczania pożarów w chodnikach taśmowych, przeprowadzono szereg prób zastosowania środków chemicznych zmniejszających palność drewna i pyłu węglowego, przeprowadzono szereg obserwacji i pomiarów nad przyczynami powstawania pożarów na trasie przenośników taśmowych, przeprowadzono próby zastosowania taśmy niepalnej. Dla wstępnego zaznajomienia ogółu Czytelników z zagadnieniem pożarów w chodnikach taśmowych oraz możliwościami przeciwdziałania i zwalczania ich podajemy referat docenta mgr inż. St. Barczyka, wygłoszony 26. 3. 1954 r. na konferencji Stowarzyszenia Naukowo-Technicznego Inżynierów i Techników Górnictwa.

Treść: Użycie w coraz szerszym zakresie nowoczesnej odstawy przenośnikami gumowymi prowadzi do wzrostu ilości pożarów wywołanych przez nie. Procent pożarów z tej przyczyny jest znaczny. Omówiono sposoby przeciwdziałania i zwalczania tych pożarów. Radykalnym środkiem jest zastosowanie niepalnych taśm. Podano zalecenia dla przeciwdziałania powstawaniu pożarów w chodnikach taśmowych.

Ogólna ilość pożarów taśm przenośników taśmowych i charakterystyka tych pożarów

Taśma gumowa, której wydajność wynosi średnio do 200 i więcej t/godz stanowi doskonały środek ciągłej odstawy urobku, przy czym znaczenie tej odstawy

na głównych drogach transportu ustawicznie wzrasta. Z tego powodu ilość pożarów wywołanych posługiwaniem się taśmami gumowymi we wszystkich krajach o wielkim przemyśle węglowym ma tendencję wzrostu. I tak według publikacji Stacji Ratownictwa Górniczego w Essen w okresie 1939 — 51 zanotowano 52 po-

zary spowodowane zapaleniem się taśmy gumowej. Jest to ilość pożarów likwidowanych w przyrządach ratowniczych. Ogólna ilość tych ogni była znacznie większa, bo przeważającą część tłumiono w zarodku nie dopuszczając do rozwoju ognia.

W Anglii [1] w ciągu 11 lat (1940 — 1950) zanotowano 100 pożarów z powodu przenośników taśmowych; bardziej szczegółowym badaniom poddano 75 pożarów za okres 10 lat. Przenośniki zajmują tam drugie miejsce (18 %) w ogólnej ilości pożarów (po samozapaleniu węgla), jeśli jednak chodzi o ilość ofiar ludzkich, to zajmują one pierwsze miejsce (83 ludzi = 93 % ofiar).

W tym okresie średnia roczna ilość pożarów przenośników taśmowych wynosiła 9 sztuk rocznie, ale już w 1950 r. notowano 18 tych pożarów czyli wzrost w stosunku do średniej wynosił 100 %, a w stosunku do pierwszego roku sprawozdawczego znacznie więcej. W tymże roku w jednej tylko kopalni (Creswell) zginęło 80 osób w czasie jednego pożaru. W Polsce z powodu olbrzymiej modernizacji i mechanizacji kopalń, a w szczególności olbrzymiego wzrostu ilości tych przenośników, ilość pożarów spowodowanych przenośnikami gumowymi również wzrasta. W okresie od r. 1947 do 1953 było 50 wszystkich pożarów w chodnikach taśmowych z tym, że z powodu coraz dokładniejszej sprawozdawczości do tej grupy zaliczono pożary zagrożające taśmom, zapoczątkowane przez urządzenia taśmowe (bęben napędowy, zwrotnia, krążniki, napęd, tarcie taśmy o inne przedmioty) jak też z przyczyn zewnętrznych, np. zwarcie kabla obcego, bądź też z przyczyn nieustalonych, do których mogą być zaliczone wymienione grupy lub inne (np. zaproszenie ognia). Statystyka obejmuje nawet najmniejsze pożary (np. zarzenie się mialu pod taśmą), co trzeba uwzględnić w porównaniu z innymi zagranicznymi statystykami. Należy również dodać, że znaczną większość wymienionych pożarów stłumiono w początkowym stadium. Z liczby 50 podanych pożarów tylko 7 likwidowano w przyrządach ratowniczych, a okres akcji powyżej jednego dnia trwał tylko w pięciu przypadkach.

Największą ilość pożarów kopalnianych powoduje samozapalność węgla. Procentowa jednak ilość wypadków z tego tytułu jest stosunkowo mniejsza, gdyż pożary te na ogół spostrzegane są wcześniej, poza tym rozwój pożaru zwykle nie jest zbyt gwałtowny. Pożary przenośników taśmowych ilościowo są wprawdzie mniejsze, pociągają jednak za sobą znacznie większą ilość ofiar, a w niektórych przypadkach mają charakter katastrofalny, tak że można porównać je z wybuchami metanu lub pyłu węglowego.

W Anglii [5] za okres sprawozdawczy 1940 — 47 pożary taśmowe były 63 razy bardziej groźne od innych, jeśli się bierze pod uwagę średnią ilość ofiar na jeden pożar. Wywołane to jest dwoma okolicznościami:

1. Pierwszą stanowi fakt, że oba składniki taśmy gumowej płótno i guma są materiałem silnie palnym. znajdującym się na długości nie tylko jednego, taśmociagu (150 — 250 m). lecz właściwie całej trasy, wynoszącej nierzadko tysiąc i więcej metrów. Od taśmy tej zapala się normalnie drewniana obudowa i węgiel. Opisy tych pożarów stwierdzają zgodnie, że w krótkim stosunkowo czasie płonie taśma i obudowa na znacznych długościach (Wieczorek, Creswell i inne). Zapalenie w niektórych przypadkach nastąpić może bardzo szybko. Np. we wspomnianej kopalni Creswell badanie wy-

kazało, że zagrzenie się do zapłonu nastąpiło w ciągu 1 minuty 55 sek (pożar wynikł z powodu tarcia gumy na stacji zwrotnej) a ogień ukazał się już w ciągu dalszej jednej minuty, tak że pożar powstał w czasie poniżej trzech minut. Przy paleniu się gumy (dodatkowo także drewna i węgla) wydzielają się olbrzymie ilości dymów, zawierających znaczne stężenie tlenu węgla. W kopalni Creswell wszyscy (80) ludzie zginęli zatruci tlenkiem węgla. Przypominamy, że przy koncentracji 1 % CO utrata przytomności następuje po kilku wdechach.

2. Drugą okolicznością powiększającą niebezpieczeństwo jest to, że przenośniki taśmowe umieszcza się w prądach świeżego powietrza, a zatem gazy trujące płyną do oddziałów wydobywczych, gdzie jest największe skupisko ludzi. Z powodu wspomnianej gwałtowności rozwoju pożaru organizacja planowej obrony bądź samoobrony jest bardzo utrudniona.

Miejscem powstania pożarów może być każdy element przenośnika taśmowego, a więc taśma, napęd, zwrotnia, krążniki, urządzenie naprężające, w napędzie silnik, reduktor, wyłączniki, kable, poza tym obudowa lub przedmioty, o które trze taśma lub części urządzenia. Paleniu podlega sama taśma i to oba jej elementy. tzn. tkanina oraz guma, będące materiałami silnie palnymi. Zapalenie taśmy może nastąpić także z przyczyn zewnętrznych w stosunku do całego układu taśmowego, np. z powodu samozapalenia węgla w szczelinach chodnika, w którym ułożony jest przenośnik taśmowy, zwarcia w innych urządzeniach elektrycznych i zaproszenia ognia (spawanie, otwarte światło itp.). Biorąc pod uwagę palność taśmy, przyczyny te prowadzą do równie groźnych następstw.

Jeśli pożar zostanie stłumiony w zarodku, to ustalenie miejsca pożaru zwykle nie nastręcza specjalnych trudności, ustalenie przyczyny przynajmniej dla statystyki jest trudniejsze. W przypadku katastrofalnych pożarów, obejmujących całą trasę przenośnika (obudowę i palenie się samego węgla), powodujących często zawały oraz zmuszających do otamowania stwierdzenie przyczyny jest utrudnione, a niekiedy wręcz niemożliwe.

W Anglii zbadane 75 pożarów za ostatnie 10 lat zakwalifikowano następująco:

Tablica 1

Powód pożaru (miejsce)	Ilość	%
Bęben napędowy	22	29,3
Krążniki i bęben zwrotni	23	30,7
Inne miejsca (naprężnik, silnik itp.)	23	30,7
Nieznane i niepewne	7	9,3
Razem	75	100,0

W Polsce w okresie 1947 — 53 z notowanych 50 zagrożeń pożarowych przenośników taśmowych przypada, jak podano w tablicy 2.

Powodem powstania pożarów przenośników taśmowych jest ciepło wywiązujące się przez tarcie. Przy normalnej pracy przenośnika i prawidłowym jego utrzymaniu niebezpieczeństwo to nie istnieje.

Na ogół za najbardziej niebezpieczne uważa się tarcie bębna napędowego o nieruchomą taśmę, gdy ta z jakichś powodów zostanie przychwyciona (silnie za-

Tablica 2

Powód pożaru (miejsce)	Ilość	%
Bęben napędowy	9	18,9
Zwrotnia	3	6,0
Krażniki	24	48,0
Napęd (części el. i mech. poza bęb- nem napędowym)	2	4,0
Tarcie taśmy poza elementami prze- nośnika	2	4,0
Nieznane i niepewne, inne	10	20,0
Razem	50	100,0

nieczyszczona trasa taśmy, przeciążenie, nieodpowiednie ułożenie, brak krażników, zaklinowanie strzępami taśmy itp.). Temperatura bębnow może podnieść się do około 500 °C (rozgrzanie do czerwoności) co wystarcza do zapalenia taśmy a płonąca taśma może przenieść płomień wzdłuż trasy. Tarcie wywołujące ciepło prowadzi do stopniowego mięknięcia gumy, obnażenia i uszkodzenia wkładek, wreszcie zaś do zerwania taśmy. Charakterystyczne jest, że wkładki wewnętrzne są łatwiej samozapalne niż guma. Dlatego żarzenie zapoczątkowuje się przeważnie w płótnie, gdy ono jest odsłonięte z powodu uszkodzenia taśmy lub też w następstwie spłynięcia roztopionej gumy. Opadające żarzące się strzępy mogą zapalić pył węglowy lub inne palne materiały (smary, drewno).

Przy zerwaniu taśmy zwykle widać iskry. Żarzące się końce zerwanej taśmy, jeśli upadną w miąż węglowy, również mogą wywołać pożar, niezależnie do zapalenia taśmy od bębna. Statystyka angielska do tej grupy odnosi powstanie około 30 % pożarów; niemiecka (analizowano większe ognie) około 60 %, nasza statystyka (obejmuje ona i małe ognie stłumione w zarodku) 18,4 %.

Dalszą grupę stanowi tarcie rolek krażników, reprezentująca we wszystkich trzech statystykach poważną pozycję. Niemcy odnoszą do niej 40 % ilości pożarów. Zagrzanie powstaje w krażnikach uszkodzonych bądź zaklinowanych i ciężko się obracających. Do grupy tej można dołączyć zatarcie zwrotni.

Od zagrzaných w czasie ruchu krażników może zapalić się pył węglowy. Przy ruchu taśmy, zwłaszcza gdy jest nieuszkodzona, bezpośrednie zapalenie jej od zatartego krażnika jest mało prawdopodobne. Natomiast po zatrzymaniu taśmy, gdy taśma spoczywa na krażniku, może nastąpić lokalne zagrzanie gumy i jej zapalenie. Tym się tłumaczy (obok zagrzaną pyłu) fakt, że niektóre pożary wybuchają w okresie międzymianowym, gdy przenośniki są zatrzymane.

Do grupy „tarcie taśmy poza elementami przenośnika” zaliczono np. tarcie taśmy o podkład drewniany.

Do grupy pożarów powstałych z powodu napędu zaliczono wypadki spowodowane przez część elektryczną bądź mechaniczną napędu, z wyłączeniem bębna napędowego.

Grupa nieznaných i niepewnych przyczyn obejmuje resztę pożarów, których źródła dokładnie nie stwierdzono.

Sposoby zmniejszenia niebezpieczeństwa pożarów w odstawie taśmowej

Istnieje kilka dróg zapobiegania omawianym pożarom, które ujęto oddzielnie.

Taśmy niepalne bądź trudnopalne. Najpierw nasuwa się myśl zastąpienia taśmy gumowej trudnopalną lub niepalną. Za trudnopalną bądź ogniodporną uważa się taki materiał, który nie ma zdolności przenoszenia pożaru, tzn. jeśli zostanie usunięty ze źródła ciepła o wysokiej temperaturze (z ogniska pożaru) to w niedługim czasie zgaśnie.

Próby wyprodukowania taśm trudnopalnych zapoczątkowano w 1946 r. Odpowiednie materiały wyjściowe do produkcji tych taśm były znane znacznie wcześniej, lecz początkowo ich własności mechaniczne były nieodpowiednie, mianowicie wytrzymałość na zerwanie, wydłużenie przy zerwaniu, wydłużenie trwałe, przyczepność między wkładkami tkaniny a masą taśmy. W 1950 r. wyprodukowano taśmy trudnopalne, których wymienione własności odpowiadały normom dla taśm gumowych, a zatem stanowią podstawę do ich zastąpienia.

Ogólne badania szły w dwóch kierunkach, a to wyszukiwanie odpowiednich domieszek do gumy, które usunęłyby jej łatwopalność oraz użycia do wyrobu taśm innych materiałów poza gumą.

Oba kierunki badań dały pozytywne wyniki, przy czym uodpornianiem gumy zajmowali się głównie Niemcy, Anglicy zaś i Amerykanie poszli w kierunku zastosowania tzw. mas termoplastycznych (termoplasty). Do produkcji termoplastów stosuje się chlorek winylu, tzw. P. V. C. o składzie ($\text{CH}_2 = \text{CH} - \text{Cl}$), bądź polichlorek winylu lub polimery mieszane chlorku winylu z innymi estrami nienasyconymi.

Taśmy sporządzone z tego materiału, oprócz wymienionych poprzednio własności, są odporne na działanie wody i olejów. Mają duży współczynnik tarcia na bębnach i znaczną ścieralność. W stosunku do kauczuku naturalnego są bardziej odporne na starzenie się.

Wspomniano już, że w taśmie gumowej, oprócz materiału wiążącego, palne są wkładki płócienné, przy czym jeśli chodzi o inicjowanie ognia są one nawet niebezpieczniejsze od samej gumy, gdyż ona to normalnie zapala się od bawełny. Przy produkcji taśm trudnopalnych badania szły równolegle w kierunku uodpornienia wkładek przez ich impregnację. Stanowiło to również problem techniczny, gdyż środek ten nie może zmniejszyć wytrzymałości wkładek ani przyczepności do materiału taśmy.

Chlorek poliwinylu jest nie tylko niezapalny, ale w stosunku do wkładek bawełnianych ma własności gaszenia bądź samogaszące, mianowicie pod wpływem wysokiej temperatury topi się i rozprzodza się wzdłuż włókien bawełny, impregnując ją i otaczając warstwą niepalną. Przy użyciu zatem wspomnianego wyżej materiału nie potrzeba dodatkowo uodporniać wkładek bawełnianych.

Wprowadzenie taśm trudnopalnych bądź niepalnych powiększa bezpieczeństwo załogi.

Należy jednak podkreślić, że źródłem pożaru bardzo często nie jest materiał palny taśmy, lecz np. tarcie krażników istniejące także przy taśmie niepalnej, a od której może zapalić się miąż węglowy. Zatem nawet całkowite zastąpienie taśm palnych trudnopalnymi (co musi trwać znaczny okres czasu) zmniejsza wprawdzie wybitnie niebezpieczeństwo pożarów, ale go nie eliminuje całkowicie, gdyż przenośnik niezależnie od rodzaju taśmy jest bardzo często źródłem powstawania pożaru.

Zapobieganie pożarom spowodowanym przez odstawę taśmową

Miejsca powstawania tych pożarów podano w poprzednim rozdziale.

1. Bardzo ważnym punktem jest bęben napędowy. Niebezpieczeństwo powstaje przez tarcie bębna o taśmę nieruchomą bądź hamowanie. Tarcie wywołuje podwyższenie temperatury bębna i taśmy aż do możliwości zapłonu gumy bądź innych palnych materiałów (pył węglowy, drewno).

Istnieją urządzenia oparte na termoelementach, które wyłączają prąd w razie zagrzania bębna do określonej temperatury (około 120 °C). Istnieją także urządzenia wyłączające prąd przy poślizgu taśmy. Działanie ich oparte jest na występującej wtedy różnicy prędkości bębna i taśmy. Urządzenie musi działać z opóźnieniem, aby umożliwić rozruch taśmy, gdy oczywiście istnieje pewien poślizg. Doraźnie można użyć automatycznych wyłączników, chroniących przed przeciążeniem, które wtedy ma miejsce.

2. Wielką ilość pożarów zapoczątkowują krażniki. Z powodu dużej ich liczby w każdym przenośniku wyposażeniu ich w podobne przyrządy jest praktycznie niemożliwe.

W naszym górnictwie procentowa liczba pożarów z powodu zatarcia krażników jest większa niż w innych krajach i przewyższa liczbę pożarów, których źródłem był bęben. Spowodowane to jest większą skłonnością do samozapalenia węgla górno-śląskich, gdyż pożary te zostały na ogół zapoczątkowane w pyłe węglowym, zalegającym przy krażnikach. Pożary wywołane przez bębny zwrotni można również zaliczyć do tej grupy.

Pożary wynikły z powodu napędu (poza bębniem napędowym) bądź tarcia gumy o inne przedmioty zajmują mały odsetek ogólnej liczby pożarów. Należy także dodać, że najbardziej niebezpieczne są postrzępione taśmy, gdyż powodują one z jednej strony łatwe jej zaklinowanie, z drugiej zaś szybkie zapalenie bawełny. Odpadające strzępy gumy i bawełny mogą z kolei zapalić pył węglowy lub inne palne materiały. Zagrzanie bębna powstaje przez nadmierne zwiększenie oporów ruchu; wskutek złego ułożenia taśmy, wichrowato ułożonych bębnow, nieodpowiedniego łączenia taśm, powodującego wężowy ruch taśmy; braku wolnych odstępów między przenośnikiem a ociosem lub obudową, gdzie mogą zatrzymać się kęsy węgla, dalej przez zanieczyszczenia przestrzeni lub ruchu taśmy dolnej, zanieczyszczenia konstrukcji i krażników, unieruchomienie lub ciężko obracające się krażniki albo ich brak, przeładowanie taśm itp.

Powodem więc pożarów wywołanych przez same przenośniki jest niewłaściwe ich zabudowanie i nieodpowiednie utrzymanie. Dobrze utrzymane przenośniki zmniejszają do minimum niebezpieczeństwo powstawania pożaru, tym bardziej gdy taśmy są pod należytą obserwacją. Szereg bowiem pożarów wybuchło w okresie międzyzmianowym, gdy taśma była w spoczynku (gdyż wtedy może nastąpić np. zapalenie nieruchomej taśmy na rozgrzanym bębnie lub krażniku). Obserwacja zatem powinna obejmować okres międzyzmianowy. Z tego względu należy rozsądnie podchodzić do zagadnienia zdalnego sterowania taśm, jeśli chodzi o zmniejszenie bezpośredniej obserwacji ludzkiej.

Warunkami zmniejszenia ilości pożarów od przenośników taśmowych są:

1. Prawidłowe zabudowanie prześel przenośnika, taśmy i urządzeń pomocniczych oraz sygnalizacyjnych; niezbędna jest przy tym wolna przestrzeń z boku taśmy. Godnym polecenia jest w niektórych warunkach zawieszenie konstrukcji zamiast układania na spągu, gdyż ułatwia to kontrolę i utrzymanie dolnego ciągu taśmy. Korzystna jest możliwość zatrzymywania biegu taśmy z dowolnego punktu trasy.
2. Utrzymanie tych urządzeń w należyтым stanie. Uszkodzone odcinki taśmy należy wymieniać na nowe lub regenerować; trasę czyścić z mialu, krażników używać kompletnych i lekko się obracających.
3. Trasa musi być obserwowana w czasie pracy i w okresie międzyzmianowym. Doglądacze powinni być odpowiednio pouczeni o doraźnym zwalczaniu ognia.

Środki zmniejszające rozprzestrzenianie się ognia

Niebezpieczeństwo pożaru polega na obejmowaniu nim coraz większych przestrzeni i jest tym większe, im szybciej pożar się rozprzestrzenia.

W przypadku przenośników taśmowych drogę rozprzestrzenienia ognia stanowi taśma gumowa, obudowa drewniana i węgiel.

Zagadnienie przenoszenia pożaru przez taśmę omówiono powyżej. Palność obudowy można zmniejszyć przez odpowiednią jej impregnację lub pokrycie warstwą ognioodporną. W jednej z kopalń używa się soli kuchennej do impregnacji drewna. Podczas pożaru obudowa ta okazała się bardzo odporna. Istnieje cały szereg środków impregnacyjnych mających wprowadzić za zadanie ochronę przed gniciem (grzyby i bakterie), które jednocześnie zmniejszają palność drewna GIG opracował środki chemiczne znacznie zmniejszające palność drewna przy dużych własnościach impregnacyjnych.

Pokrycie obudowy warstwą niepalną (np. wapno, zaprawa cementowa) również zmniejsza niebezpieczeństwo zapalenia się i przenoszenia ognia.

Jeśli chodzi o węgiel to nieznane są środki techniczne praktycznie dostępne, które by wybitnie zmniejszyły przenoszenie się pożaru przez węgiel. Pokrycie węgla warstwą niepalną (wapno, torkret) jest znanym środkiem. Stałe zraszanie węgla również spełniałoby to zadanie.

Ogólnie: należy sąsiedztwo trasy utrzymywać w stanie czystym, usuwać materiały palne jak drewno, urobiony węgiel, pył węglowy i inne.

Środki dla zapewnienia szybkiej likwidacji ogniska pożaru

Nagły pożar w chodniku taśmowym może być wywołany przez sam przenośnik, dalej z przyczyn obcych (np. zaproszenia ognia) lub z powodu samozapalenia w chodniku, przeważnie jednak ognisko jego jest znane i dostępne.

Możliwe jest więc na ogół bezpośrednie stłumienie ognia, w przeciwieństwie do pożarów w starych zrobach.

Możliwość ta zależy oczywiście od wczesnego zauważenia pożaru. Akcja polega na bezpośrednim gaszeniu ognia i alarmowaniu stacji ratowniczej oraz załogi. Warunkiem koniecznym jest oczywiście istnienie odpowiednich środków technicznych do tłumienia pożaru. Podstawowym materiałem jest pył kamienny i woda.

Pył kamienny jest doskonałym środkiem gaśniczym i ponieważ używany jest do opylania wyrobisk więc nie stanowi on problemu, należy tylko przestrzegać utrzymania odpowiedniego jego zapasu wzdłuż trasy, a zwłaszcza przy napędach. Umieścić należy również specjalnie znaczone łopaty. Taśmy gumowe należy traktować jako magazyn materiałów łatwo palnych. Należy uznać za konieczne dla celów gaśniczych zaopatrzenie w wodę trasy wzdłuż taśmociągów.

Zasadniczo trasa powinna być wyposażona w rurociąg wodny, aktualnie napełniony i zasilany wodą pod ciśnieniem 4—8 at, z odpowiednimi punktami przyłączeniowymi dla węży gumowych z prądnicą. Węże te muszą być złożone wzdłuż trasy; sprzęt ten należy okresowo badać.

W okresie przejściowym należy rozmieścić naczynia (skrzynie, beczki, wozy) z wodą i wiadrami, ewentualnie pompy ręczne. Praktyczne są hydronetki używane do celów gaśniczych na powierzchni. Konieczne jest wyposażenie trasy w gaśnice dozwolone do użycia w podziemiach kopalń. Wymagane przez władze i zorganizowane pociągi i komory przeciwpożarowe służą oczywiście do dalszej akcji.

Sygnalizacja awaryjna. Sygnalizację awaryjną mającą na celu alarmowanie załogi o grożącym niebezpieczeństwie należy stopniowo wprowadzać w kopalniach.

Oczywiście aparaty telefoniczne muszą być umieszczone w bliskim sąsiedztwie trasy.

Zabezpieczenie dróg ucieczki dla załogi. Godnym zalecenia jest doprowadzenie do oddziałów świeżego powietrza dwoma izolowanymi chodnikami. W razie wybuchu pożaru w jednym z chodników załoga może wycofać się drugim w prądzie świeżego powietrza. Dla nowych kopalń i poziomu zalecenie powinno mieć charakter nakazu. Załoga powinna być zaznajomiona z drogami wycofania się z oddziału.

Wyposażenie załogi dla umożliwienia wycofania się ze strefy zagrożenia gazami pożarowymi. Załoga powinna być wyposażona w pochłaniacze samoratownkowe umożliwiające przejście przez strefę z gazami pożarowymi. W pierwszym stadium pożaru procentowa zawartość tlenu jest wystarczająca do użycia tych masek (powyżej 17 % O_2).

Wnioski ogólne

Dla zmniejszenia ilości pożarów przenośników taśmowych i zmniejszenia zagrożenia nimi załogi konieczne jest rygorystyczne przestrzeganie obowiązujących przepisów, z których podaje się część i to w formie ogólnej. Jednocześnie podaje się zalecenia dodatkowe.

1. Należy stopniowo wprowadzać taśmy z materiałów trudnopalnych.
2. Zabudowanie i stan całego urządzenia taśmowego powinien zapewniać bezpieczeństwo. W szczególności trasa powinna być prosta, z zachowaniem wolnej przestrzeni z obu stron taśmy. Tam, gdzie to jest możliwe zaleca się podwieszanie konstrukcji taśmowej.

3. Należy przestrzegać nieprzeciążania taśm przez odpowiednie nastawienie wyłączników; zaleca się przeprowadzenie prób nad urządzeniami wyłączającymi w przypadku zagrzenia bębna napędowego lub istnienia poślizgu taśmy.
4. Rozsypany węgiel, pył węglowy i inne materiały palne wzdłuż trasy powinny być usuwane na każdej zmianie. Trasa powinna być pod obserwacją w czasie zmiany i w okresie międzymianowym. Stan urządzenia tej trasy powinien być notowany pisemnie na każdej zmianie. Obsługa względnie doglądacze taśm powinni być zaznajomieni z bezpośrednim gaszeniem ognia.
5. Zaleca się użycie do obudowy wzdłuż taśmociągu materiałów ognioodpornych lub trudnopalnych. Drewno powinno być impregnowane środkami ognioodpornymi. Istniejącą obudowę można uodpornić częściowo przez malowanie bądź spryskiwanie środkami ognioodpornymi. Korzystne jest pokrycie obudowy i ociosów warstwą wapna lub cementu (torkret).
6. Wzdłuż trasy taśmowej powinny być położone rurociągi wodne z łącznikami do węży oraz inne środki do gaszenia ognia (pył kamienny, gaśnice, hydronetki).
7. W bliskim sąsiedztwie trasy powinny być umieszczone telefony. Zaleca się stopniowe wprowadzenie sygnalizacji awaryjnej.
8. Załoga powinna być pouczona o sposobach tłumienia pożaru, zachowania się w czasie pożaru i drogach wycofywania się z oddziału.
9. Przy użyciu przenośników taśmowych zaleca się doprowadzenie świeżego powietrza do oddziału dwoma drogami. Dla nowych kopalń i poziomów zalecenie to należałoby ująć w formę nakazu.
10. Załogę dołową zaleca się zaopatrzyć w pochłaniacze (maski) samoratownkowe.

Literatura

1. J. T. Barclay and D. N. Walker: Fire hazards. The Colliery Guardian, 25. 9. 52.
2. S. Barczyk: Stan zaognienia kopalń węgla kamiennego za rok 1951 i 1952.
3. Pożary podziemne, praca zbiorowa. S. Goibion: Opis pożaru w kopalni Wieczorek 15. 2. 1947 r.
4. The Iron and Coal Trades Review 4. 7. 52.
5. S. J. Skinner: Flame proof conveyer belting. The Mining Journal, July 10. 1953.
6. Non-inflammable proof conveyor belting, Iron and Coal 24. 4. 53.
7. Flame-resistant conveyor belting. Coll. Eng. July 1953.
8. Field trials of non inflammable conveyor belting S. L. Cook, B. T. Houlden. The Colliery Guardian, 23. 4. 53.
9. Aus der Tätigkeit des Ausschusses für Förderer bei der Deutschen Kohlenbergbauleitung, Glückauf 35/36. 1951.
10. W. Sardenman: Entwicklung flammwidriger Gummifördergurte und Beurteilung ihrer Brennbarkeit, Glückauf 13/14. 1952.
11. W. Sardenman: Prüfung, Bewertung und Kennzeichnung der flammwidrigen Gummifördergurte, Glückauf 39/40. 1952.

PARAMETRYCZNY SPOSÓB OBLICZENIA SIECI WENTYLACYJNEJ

Mgr inż. Henryk Bystroń

Treść: Sposób parametryczny pozwala obliczyć dowolną sieć wentylacyjną z dowolną liczbą źródeł depresji z uwzględnieniem lub bez uwzględnienia ich charakterystyk zarówno w przypadkach o jednym jak też o większej liczbie rozwiązań. Obliczenie polega na tym, że dla odpowiednio przekształconych równań spadków naporu układa się tablicę podwyznaczników. Służy ona do przybliżonego określenia kierunków prądów, jak również do obliczenia wydatków prądów we wszystkich przybliżeniach. Do równań wprowadza się parametr k . W pierwszym przybliżeniu przyjmuje się wartość parametru $k = 0$, w dalszych zaś przybliżeniach równą najmniejszej wartości spośród ilorazów sum depresji całkowitych i sum spadków naporu, obliczonych dla wszystkich dróg niezależnych na podstawie uzyskanych ilości powietrza w przybliżeniu poprzednim.

W dowolnej sieci wentylacyjnej, w której występuje j dróg niezależnych, istnieje j bocznic pojedynczych, którymi płyną szukane ilości powietrza (wydatki prądów) q_i (m³/sek), które nazywać będziemy *wydatkami niesumowymi*. W pozostałych bocznicach sieci wentylacyjnej wydatki prądów są sumami niektórych lub wszystkich wydatków niesumowych. Równanie spadków naporu, ułożone z uwzględnieniem prądów o wydatkach niesumowych i sumowych dla dowolnej drogi niezależnej ma postać:

$$0,001 m_i q_i^2 + 0,001 \sum m_i (\sum q_i)^2 = (\sum h)_j \quad (1)$$

gdzie

$0,001 m_i q_i^2$ — spadek naporu (mm słupa wody) w bocznicie pojedynczej o oporze m_i (miurgów), którą płynie prąd o niesumowym wydatku q_i (m³/sek) na drodze niezależnej j ,

$0,001 \sum m_i (\sum q_i)^2$ — suma spadków naporu we wszystkich bocznicach, którymi na drodze niezależnej j płyną prądy o wydatkach sumowych,

$(\sum h)_j$ — suma depresji całkowitych wszystkich źródeł depresji pracujących na drodze niezależnej j ,

i — numery niesumowych wydatków, przy czym $i = 1, 2, 3 \dots n$,

j — numery dróg niezależnych, przy czym $j = 1, 2, 3 \dots n$.

Po podniesieniu do kwadratu sumowych wydatków prądów i po pozostawieniu po lewej stronie znaku równości wyłącznie kwadratów niesumowych wydatków prądów, z równania (1) uzyskujemy

$$\sum a_{ij} q_i^2 + 2 \sum b_{ij} q_{i-1} q_i = 1000 (\sum h)_j \quad (1a)$$

czyli

$$\sum a_{ij} q_i^2 = 1000 (\sum h)_j - 2k_j \sum b_{ij} q_{i-1} q_i \quad (1b)$$

gdzie

a_{ij} — współczynnik będący sumą oporów m_i bocznic, w których na drodze niezależnej j płynie q_i jako wydatek niesumowego prądu oraz jako składnik prądów o wydatkach sumowych,

b_{ij} — współczynnik równy oporowi m_i bocznic, w której na drodze niezależnej j płyną wydatki niesumowe q_{i-1} oraz q_i jako składniki wydatku prądu sumowego,

k_j — parametr, przyjmujący wartości z przedziału obustronnie zamkniętego $0 \leq k_j \leq 1$, przy

czym dla $k_j = 1$ równanie (1b) jest równoważne równaniu (1a) i (1).

Ponadto wprowadzamy oznaczenia

$$y_i = q_i^2 \quad (2)$$

$$l_j = 1000 (\sum h)_j - 2k_j \sum b_{ij} q_{i-1} q_i \quad (3)$$

Podstawiając wzory (2) i (3) do równania (1b) uzyskujemy

$$\sum a_{ij} y_i = l_j \quad (1c)$$

Na podstawie wzoru (1c) układamy równania dla wszystkich dróg niezależnych

dla drogi pierwszej

$$a_{1,1} y_1 + a_{2,1} y_2 + \dots + a_{n,1} y_n = l_1$$

dla drogi drugiej

$$a_{1,2} y_1 + a_{2,2} y_2 + \dots + a_{n,2} y_n = l_2$$

$$\dots \dots \dots \quad (4)$$

dla drogi (n-1)

$$a_{1,n-1} y_1 + a_{2,n-1} y_2 + \dots + a_{n,n-1} y_n = l_{n-1}$$

dla drogi n

$$a_{1,n} y_1 + a_{2,n} y_2 + \dots + a_{n,n} y_n = l_n$$

Dla układu równań (4) układamy wyznacznik

$$W = \begin{vmatrix} a_{1,1} & a_{2,1} & \dots & a_{n,1} \\ a_{1,2} & a_{2,2} & \dots & a_{n,2} \\ \vdots & \vdots & & \vdots \\ a_{1,n-1} & a_{2,n-1} & \dots & a_{n,n-1} \\ a_{1,n} & a_{2,n} & \dots & a_{n,n} \end{vmatrix} \quad (5)$$

Dla wyznacznika W , wzór (5), obliczamy w znany sposób wszystkie podwyznaczniki z ich znakami

$$w_{1,1} = (-1)^{1+1} \begin{vmatrix} a_{2,2} & \dots & a_{n,2} \\ \vdots & & \vdots \\ a_{2,n-1} & \dots & a_{n,n-1} \\ a_{2,n} & \dots & a_{n,n} \end{vmatrix}$$

$$w_{1,2} = (-1)^{1+2} \begin{vmatrix} a_{2,1} & \dots & a_{n,1} \\ \vdots & & \vdots \\ a_{2,n-1} & \dots & a_{n,n-1} \\ a_{2,n} & \dots & a_{n,n} \end{vmatrix}$$

$$w_{1,n-1} = (-1)^{1+n-1} \begin{vmatrix} a_{2,1} & \dots & a_{n,1} \\ \vdots & \ddots & \vdots \\ a_{2,n-1} & \dots & a_{n,n-1} \end{vmatrix}$$

oraz analogicznie jak wyżej podwyznaczniki

$$w_{2,1}, w_{2,2}, \dots, w_{2,n-1}, w_{2,n}, \dots, w_{n,1}, w_{n,2}, \dots, w_{n,n-1}, w_{n,n}$$

Znając podwyznaczniki obliczamy w znany sposób wartość wyznacznika W , wzór (5), przy czym dla kontroli, czy nie popełniono błędu w czasie szukania podwyznaczników, wartość wyznacznika W obliczamy według wszystkich kolumn lub wszystkich wierszy. Wartość wyznacznika W według np. pierwszej kolumny wynosi

$$W = a_{1,1}w_{1,1} + a_{1,2}w_{1,2} + \dots + a_{1,n-1}w_{1,n-1} + a_{1,n}w_{1,n} \quad (6)$$

Znając wartości wszystkich podwyznaczników, wartości prawych stron równań $l_1, l_2 \dots l_{n-1} l_n$ w układzie równań (4) i wartość wyznacznika W , wzór (6), znajdujemy niewiadome

$$\begin{aligned} y_1 &= \frac{1}{W}(l_1 w_{1,1} + l_2 w_{1,2} + \dots + l_{n-1} w_{1,n-1} + l_n w_{1,n}) \\ y_2 &= \frac{1}{W}(l_1 w_{2,1} + l_2 w_{2,2} + \dots + l_{n-1} w_{2,n-1} + l_n w_{2,n}) \\ &\vdots \\ y_{n-1} &= \frac{1}{W}(l_1 w_{n-1,1} + l_2 w_{n-1,2} + \dots + \\ &\quad + l_{n-1} w_{n-1,n-1} + l_n w_{n-1,n}) \\ y_n &= \frac{1}{W}(l_1 w_{n,1} + l_2 w_{n,2} + \dots + l_{n-1} w_{n,n-1} + l_n w_{n,n}) \end{aligned} \tag{7}$$

We wzorach (7) zachodzi prawidłowość, którą wykorzystamy do celów praktycznych, układając tablicę podwyznaczyków

$$\{W^{-1}\} = \frac{1}{W} \begin{pmatrix} w_{1,1} & w_{2,1} & \cdots & w_{n,1} \\ w_{1,2} & w_{2,2} & \cdots & w_{n,2} \\ \vdots & \vdots & & \vdots \\ w_{1,n-1} & w_{2,n-1} & \cdots & w_{n,n-1} \\ w_{1,n} & w_{2,n} & \cdots & w_{n,n} \end{pmatrix} \quad (8)$$

Tablica podwyznaczników (8) jest krakowianem, dlatego też oznaczać ją będziemy symbolem $\{W^{-1}\}$. Traktując tablicę (5) jako krakowian $\{W\}$ można rachunkiem krakowianowym znaleźć krakowian $\{W^{-1}\}$, wzór (8), co pokazano w zakończeniu artykułu.

Znając wartości $l_1, l_2, \dots, l_{n-1}, l_n$, czyli ogólnie l_j , wzór (3) oraz znając tablicę podwyznaczników $\{W^{-1}\}$, wzór (8), niewiadome $y_1, y_2, \dots, y_{n-1}, y_n$ układu równań (4) obliczamy mnożąc kolumny krakowianu (8) przez wartości $l_1, l_2, \dots, l_{n-1}, l_n$ zgodnie ze wzorami (7). Na podstawie wzoru (2) przez wyciągnięcie drugiego pierwiastka z uzyskanych wartości $y_1, y_2, \dots, y_{n-1}, y_n$ uzyskuje się szukane wydatki prądów $q_1, q_2, \dots, q_{n-1}, q_n$.

Z wzoru (3) widać, iż do znalezienia ścisłej wartości dowolnego równania konieczna jest znajomość

wszystkich wartości szukanych, niewiadomych wydatków prądów. W związku z tym przechodzimy do obliczeń przybliżonych.

W pierwszym przybliżeniu przyjmujemy wartość parametru $k_j = 0$ i rozwiązujemy układ równań, z których każde przyjmuje ogólną postać

$$\sum a_{ij} y'_j = l'_i \quad (1d)$$

przy czym dla $k_j = 0$ ze wzoru (3) uzyskuje się $l'_j = = 1000 (\Sigma h)_j$. Układ równań ułożonych zgodnie z wzorem (1d) ma ten sam wyznacznik W , wzór (5), i tę samą tablicę podwyznaczników $\{W^{-1}\}$, wzór (8), jak równania ułożone zgodnie z wzorem (1c). Postępując w sposób podany wzorami (7), w których zamiast $l_1, l_2, \dots, l_{n-1}, l_n$ wstawiamy $l'_1, l'_2, \dots, l'_{n-1}, l'_n$, uzyskujemy wartości pierwszego przybliżenia: $y'_1, y'_2, \dots, y'_{n-1}, y'_n$, a zatem też $q'_1, q'_2, \dots, q'_{n-1}, q'_n$.

Na skutek przyjęcia w pierwszym przybliżeniu $k_j = 0$, z układu równań (4), w którym wszystkie współczynniki przy niewiadomych po lewej stronie znaków równości są dodatnie lub co najwyżej niektóre z nich są równe zero, uzyskaliśmy w pierwszym przybliżeniu wartości niewiadomych większe od faktycznych wartości niewiadomych, czyli w ogólności

$$y'_1 > y_1, y'_2 > y_2, \dots, y'_{n-1} > y_{n-1}, y'_n > y_n \quad (9)$$

Wartości niewiadomych drugiego przybliżenia $y''_1, y''_2, \dots, y''_{n-1}, y''_n$ jako bliższe wartości niewiadomych $y_1, y_2, \dots, y_{n-1}, y_n$ są mniejsze od znalezionych wartości pierwszego przybliżenia, czyli

$$y''_1 = k_1 y'_1, y''_2 = k_2 y'_2, \dots, y''_{n-1} = k_{n-1} y'_{n-1}, y''_n = k_n y'_n \quad (10)$$

gdzie

$$k_1, k_2, \dots, k_{n-1}, k_n$$

zawierają się w przedziale $(0,1)$.

Dla obliczeń drugiego przybliżenia przyjmujemy

$$k_1 = k_2 = \dots = k_{n-1} = k_n = k_j \quad (11)$$

Ponadto dla obliczenia wartości prawych stron równań, wzór (3), w drugim przybliżeniu przyjmujemy

$$q''_1 = q_1, q''_2 = q'_2, \dots, q''_{n-1} = q'_{n-1}, q''_n = q'_n \quad (12)$$

Na podstawie przyjęcia (12) z wzoru (1b) przy uwzględnieniu wzoru (2) dla drugiego przybliżenia uzyskujemy dla dowolnej drogi niezależnej j :

$$\Sigma a_{ij} y''_{ij} = 1000 (\Sigma h)_i - 2 k_i (\Sigma b_{ij} q'_{j-1} q'_i) \quad (1e)$$

Uwzględnivszy założenia (10) i (11) z równania (1e) otrzymujemy

$$k_i \sum a_{ij} \cdot y'_j = 1000 (\sum h)_i - 2 k_i (\sum b_{ij} q'_{j-1} q'_{ij}) \quad (1f)$$

Obliczając sumę spadków naporu $(\Sigma w')_j$ na drodze niezależnej j dla wartości wydatków znalezionych w pierwszym przybliżeniu, otrzymujemy z lewej strony równania (1a) przy uwzględnieniu wzoru (2)

$$\sum a_{ij} y'_j + 2 \sum b_{ij} q'_{j-1} q'_j = 1000 (\sum w'_i); \quad (1g)$$

przy czym ze względu na związki (9) zachodzi

$$(\sum w')_i > (\sum h)_i \quad (13)$$

Podstawiając wartość $\Sigma a_{ij} \cdot y'_i$ z wzoru (1g) do wzoru (1f) otrzymujemy

$$k_j [1000 (\Sigma w')_j - 2 (\Sigma b_{ij} q'_{i-1} q'_i)] = 1000 (\Sigma h)_j - 2 k_j (\Sigma b_{ij} q'_{i-1} q'_i)$$

czyli

$$k_j = \frac{(\Sigma h)_j}{(\Sigma w')_j} \quad (14)$$

Po obliczeniu sum spadków naporu na wszystkich drogach niezależnych j dla wartości wydatków $q'_1, q'_2, \dots, q'_{n-1}, q'_n$, znalezionych w pierwszym przybliżeniu, obliczamy z wzoru (14) wartości parametru k_j .

W drugim przybliżeniu kładziemy wartość parametru $k = (k_j)_{\min} = \left[\frac{(\Sigma h)_j}{(\Sigma w')_j} \right]_{\min}$, czyli w drugim przybliżeniu przyjmujemy najmniejszą wartość parametru k_j . Dla obliczenia wartości l''_j , we wzorze (3) przyjmujemy $q_i = q'_i$ uzyskując dla dowolnej drogi niezależnej j równanie

$$\Sigma a_{ij} \cdot y''_i = l''_j \quad (1h)$$

gdzie

$$l''_j = 1000 (\Sigma h)_j - 2 k \Sigma b_{ij} q'_{i-1} q'_i$$

Układ równań ułożonych zgodnie ze wzorem (1h) rozwiązujemy analogicznie jak układ równań ułożonych zgodnie z wzorem (1d), posługując się tablicą podwyznaczników, wzór (8), i wartościami l''_j .

W trzecim przybliżeniu kładziemy wartość parametru $k = \left[\frac{(\Sigma h)_j}{(\Sigma w'')_j} \right]_{\min}$, przy czym $(\Sigma w'')_j$ jest sumą spadków naporu na drodze niezależnej j , obliczoną na podstawie wartości wydatków znalezionych w drugim przybliżeniu. Ponadto dla obliczenia l'''_j we wzorze (3) wstawiamy

$$q_1 = q''_1, q_2 = q''_2, \dots, q_{n-1} = q''_{n-1}, q_n = q''_n.$$

W obliczeniach dalszych przybliżeń postępujemy w sposób analogiczny jak w drugim bądź trzecim przybliżeniu.

We wzorze (14) występuje suma całkowitych depresji źródeł depresji (wentylatorów i depresji cieplnych) pracujących na dowolnej drodze niezależnej j , dlatego też parametr k pozwala na przeprowadzenie obliczeń sieci wentylacyjnej z uwzględnieniem charakterystyk tych źródeł. Sposób postępowania przy uwzględnieniu charakterystyk źródeł depresji wyjaśnimy na kilku typowych przykładach.

Obliczenia poszczególnych przybliżeń w parametrycznym sposobie obliczenia sieci wentylacyjnej jest prosty, gdyż raz obliczona tablica podwyznaczników, wzór (8), służy dla wszystkich przybliżeń, jeżeli tylko kierunki prądów przyjmie się zgodnie z faktycznymi.

Kierunek dowolnego prądu q_i jest zgodny z kierunkiem przyjętym dla ułożenia równań (1c), gdy wartość wzoru (15) jest dodatnia

$$\Sigma w_{ij} l_j = w_{i,1} l_1 + w_{i,2} l_2 + \dots + w_{i,n-1} l_{n-1} + w_{i,n} l_n > 0 \quad (15)$$

Ponieważ wartości $l_1, l_2, \dots, l_{n-1}, l_n$ przed ukończeniem liczenia są nieznanne, poprzestajemy na wzorach przybliżonych

a. dla sieci wentylacyjnej z jednym źródłem depresji

$$\Sigma w_{ij} = w_{i,1} + w_{i,2} + \dots + w_{i,n-1} + w_{i,n} > 0 \quad (15a)$$

b. dla sieci z dowolną liczbą źródeł depresji

$$\Sigma [w_{i,j} (\Sigma h)_j] = w_{i,1} \Sigma h_1 + w_{i,2} \Sigma h_2 + \dots + w_{i,n-1} \Sigma h_{n-1} + w_{i,n} \Sigma h_n > 0 \quad (15b)$$

W obliczeniach sieci wentylacyjnej z dowolną liczbą źródeł depresji z uwzględnieniem ich charakterystyk może się zdarzyć, iż mimo spełnienia wzoru (15b) w pierwszym przybliżeniu, w dalszych przybliżeniach wzór (15b) nie będzie spełniony dla jednego lub kilku prądów. Oznacza to, że kierunki tych prądów należy zmienić na przeciwny, obliczenia rozpocząć od ułożenia nowych równań oraz na nowo obliczyć tablicę podwyznaczników, wzór (8).

Gdy wartość wzoru (15) bądź (15a) jest równa zero, oznacza to, że wydatek danego prądu jest równy zero, czyli dany prąd jest zatrzymany.

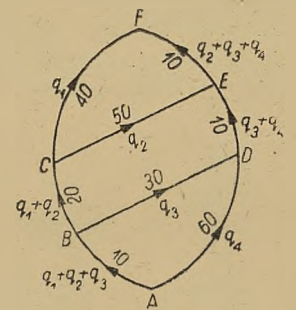
Poniżej przytaczamy cztery typowe przykłady obliczenia sieci wentylacyjnej. Na przykładach tych wyjaśnimy technikę liczenia sposobem parametrycznym.

Przykład 1. Obliczyć złożony system przekątny, którego opory boczne wyrażone w miurgach podano na schemacie kanonicznym (rysunek 1).

Zanim przystąpimy do układania równań, badamy orientacyjnie kierunki prądów przekątnych $B-D$ i $C-E$ w sposób następujący:

Gdyby nie istniała bocznic $C-E$, prąd przekątny w bocznic $B-D$ płynąłby od B ku D , gdyż $\frac{40+20}{10}$

jest większe od $\frac{10+10}{60}$ (zgodnie ze znanym wzorem dla kierunku prądu przekątnego w systemie prostym przekątnym). Gdyby nie istniała bocznic $B-D$, prąd w bocznic $C-E$ płynąłby od C do E , gdyż $\frac{40}{20+10}$ jest większe od $\frac{10}{10+60}$.



Rys. 1. Złożony system przekątny

Zgodnie z powyższym orientacyjnym obliczeniem przyjmujemy kierunki prądów jak na rys. 1 i układamy lewe strony równań (1b), przy czym robimy to w sposób prosty, dodając opory boczne, którymi na danej drodze niezależnej płynie dany wydatek q_i prądu niesumowego lub jako składnik prądu sumowego.

Dla drogi niezależnej $A-B-C-F$

$$(10+20+40) q_1^2 + (10+20) q_2^2 + 10 q_3^2 + 0 q_4^2 = l_1$$

Dla drogi niezależnej $A-B-C-E-F$

$$(10+20) q_1^2 + (10+20+50+10) q_2^2 + (10+10) q_3^2 + 10 q_4^2 = l_2$$

Dla drogi niezależnej $A-B-D-E-F$

$$10 q_1^2 + (10+10) q_2^2 + (10+30+10+10) q_3^2 + (10+10) q_4^2 = l_3$$

Dla drogi niezależnej $A-D-E-F$

$$0 q_1^2 + 10 q_2^2 + (10+10) q_3^2 + (60+10+10) q_4^2 = l_4$$

czyli

$$70q_1^2 + 30q_2^2 + 10q_3^2 + 0q_4^2 = l_1$$

$$30q_1^2 + 90q_2^2 + 20q_3^2 + 10q_4^2 = l_2$$

$$10q_1^2 + 20q_2^2 + 60q_3^2 + 20q_4^2 = l_3$$

$$0q_1^2 + 10q_2^2 + 20q_3^2 + 80q_4^2 = l_4$$

Ponieważ przy obieraniu kolejności dróg niezależnych posuwaliśmy się systematycznie (bez przeskoków) od lewej ku prawej stronie schematu kanonicznego rys. 1, współczynniki w uzyskanym układzie równań są symetrycznie położone względem głównej przekątnej 70 — 90 — 60 — 80.

W praktycznym liczeniu pamiętamy o podstawieniu, wzór (2), lecz wypisywanie równań (1c) opuszczamy. Podobnie wpisywanie wyznacznika W , wzór (5), nie jest konieczne, gdy wystarczająco przejrzyście wypiszemy równania.

Dla stwierdzenia, czy kierunki prądów w bocznicach $B - D$ i $C - E$ w obliczeniu orientacyjnym określono prawidłowo, układamy dla wydatków q_2 i q_3 podwyznaczniki i tworzymy ich sumy

$$w_{2,1} = -118\,000, \quad w_{2,2} = +300\,000$$

$$w_{2,3} = -74\,000, \quad w_{2,4} = -19\,000$$

$$\Sigma w_{2,j} = -118\,000 + 300\,000 - 74\,000 - 19\,000 = +89\,000$$

$$w_{3,1} = -29\,000, \quad w_{3,2} = -74\,000,$$

$$w_{3,3} = +425\,000, \quad w_{3,4} = -97\,000$$

$$\Sigma w_{3,j} = -29\,000 - 74\,000 + 425\,000 - 97\,000 = +225\,000$$

Ponieważ $\Sigma w_{2,j} > 0$ oraz $\Sigma w_{3,j} > 0$, w myśl wzoru (15a) kierunki prądów przekątnych $B - D$ i $C - E$ są zgodne z przyjętymi na rys. 1.

Obecnie obliczamy dalsze podwyznaczniki korzystając ze symetryczności współczynników w uzyskanym układzie równań

$$w_{1,1} = +366\,000, \quad w_{1,2} = w_{2,1}, \quad w_{1,3} = w_{3,1}$$

$$w_{1,4} = w_{4,1} = +22\,000$$

$$w_{4,2} = w_{2,4}, \quad w_{4,3} = w_{3,4}, \quad w_{4,4} = +299\,000$$

Wartość wyznacznika W , wzór (6), wynosi

$$W = 21\,790\,000$$

Tablica podwyznaczników, wzór (8), wynosi

$$\{W^{-1}\} = \frac{1}{21\,790\,000} \begin{bmatrix} +366\,000 & -118\,000 & -29\,000 & +22\,000 \\ -118\,000 & +300\,000 & -74\,000 & -19\,000 \\ -29\,000 & -74\,000 & +425\,000 & -97\,000 \\ +22\,000 & -19\,000 & -97\,000 & +299\,000 \end{bmatrix}$$

$$\frac{1}{21\,790} \begin{bmatrix} +366 & -118 & -29 & +22 \\ -118 & +300 & -74 & -19 \\ -29 & -74 & +425 & -97 \\ +22 & -19 & -97 & +299 \end{bmatrix}$$

Posługując się schematem kanonicznym rys. 1, układamy prawe strony równań (wzór 3).

Dla drogi niezależnej $A - B - D - E - F$

$$l_1 = 1000h - 2k(10q_1q_2 + 10q_1q_3 + 10q_2q_3 + 10q_3q_4 + 10q_2q_4 + 10q_2q_1 + 10q_3q_1)$$

Dla drogi niezależnej $A - D - E - F$

$$l_1 = 1000h - 2k(10q_3q_4 + 10q_2q_3 + 10q_2q_4 + 10q_3q_4)$$

czyli

$$l_1 = 1000h - 20k(3q_1q_2 + q_1q_3 + q_2q_3)$$

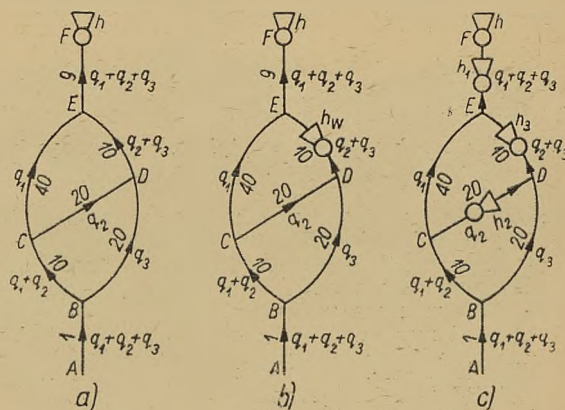
$$l_2 = 1000h - 20k(3q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3 + q_2q_4 + q_3q_4)$$

$$l_3 = 1000h - 20k(q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3 + q_2q_4 + 2q_3q_4)$$

$$l_4 = 1000h - 20k(q_2q_3 + q_2q_4 + 2q_3q_4)$$

Podczas obliczania sieci wentylacyjnej z jednym źródłem depresji najprościej wypada obliczenie pierwszego przybliżenia, gdy przyjmujemy wartość depresji całkowitej taką, aby współczynnik przed nawiasem tablicy podwyznaczników uległ uproszczeniu. W tym przypadku przyjmujemy $h = 21,79$ mm słupa wody. W obliczeniach praktycznych posługujemy się suwakami lub maszyną do liczenia a wyniki obliczeń zestawiamy w tablicy. Dla powyższego przypadku obliczenia zestawiono w tablicy 1.

W powyższym obliczeniu maksymalna odchyłka sumy spadków naporu występuje w trzecim przybliżeniu na czwartej drodze niezależnej czyli na drodze $A - D - E - F$. Odchyłka ta wynosi 3 %. Dla praktyki jest to wystarczająca dokładność, dlatego rezygnujemy z dalszych przybliżeń.



Rys. 2. Prosty system przekątny

a — z głównym wentylatorem h ; b — z głównym wentylatorem h i wtórnym wentylatorem h_w ; c — z głównym wentylatorem h i depresjami cieplnymi h_1 , h_2 i h_4

W powyższym obliczeniu dla drugiego przybliżenia przyjęto wartość parametru $k = \frac{21,79}{47,8} = 0,456 \approx 0,4$; dla

trzeciego przybliżenia przyjęto $k = \frac{21,79}{24,1} = 0,904 \approx 0,9$

Na podstawie znalezionych w trzecim przybliżeniu wydatków q_1 , q_2 , q_3 , q_4 obliczamy stosunkowy rozdział

Tablica 1

Przybliżenie	k	l_1	l_2	l_3	l_4	q_1	q_2	q_3	q_4	Sumy spadków naporu na drogach niezależnych			
										1	2	3	4
1	0	21 790	21 790	21 790	21 790	15,5	9,4	15,0	14,3	37,9	47,8	46,2	35,8
2	0,4	15 300	11 400	12 000	16 200	14,0	4,4	10,0	13,2	22,7	23,4	24,1	23,4
3	0,9	15 076	10 864	10 765	15 802	14,0	4,2	9,1	13,2	21,91	21,97	21,92	22,43

Dla drogi niezależnej $A - B - C - F$

$$l_1 = 1000h - 2k(10q_1q_2 + 10q_1q_3 + 10q_2q_3 + 20q_1q_4)$$

Dla drogi niezależnej $A - B - C - E - F$

$$l_2 = 1000h - 2k(10q_1q_2 + 10q_1q_3 + 10q_2q_3 + 20q_1q_4 + 10q_2q_4 + 10q_2q_3 + 10q_2q_4 + 10q_3q_4)$$

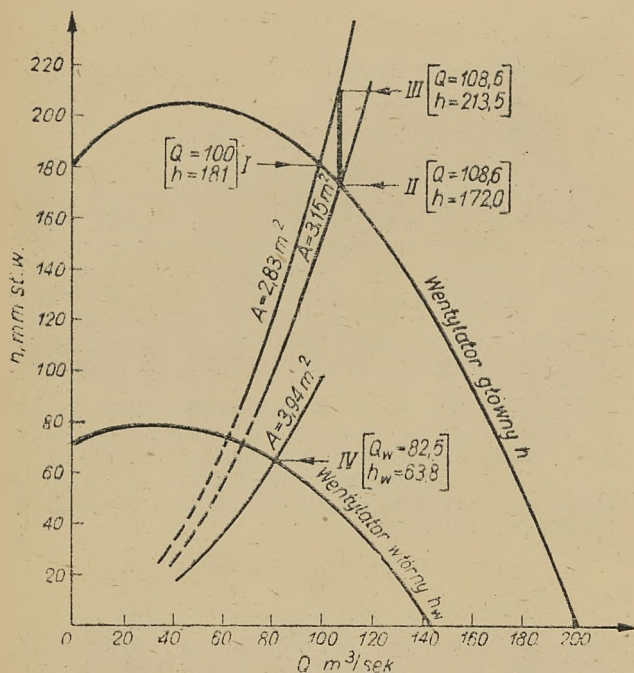
powietrza x_1 , x_2 , x_3 , x_4 , co z kolei pozwala obliczyć opór systemu jako całości. Pokażemy to w przykładzie następnym.

W następnych przykładach ograniczymy się do objaśnień najistotniejszych.

Przykład 2. Obliczyć sieć wentylacyjną (rys. 2) dla trzech przypadków:

Przypadek a: w sieci (rys. 2) pracuje tylko wentylator główny h o charakterystyce podanej na rys. 3.

Przypadek b: w sieci (rys. 2) pracuje wentylator główny h i wentylator wtórny h_w , o charakterystykach podanych na rys. 3.



Rys. 3. Charakterystyki wentylatora głównego h i wentylatora wtórnego h_w

Przypadek c: w sieci (rys. 2) pracuje wentylator główny h o charakterystyce podanej na rys. 3 oraz w sieci (rys. 2) występują depresje cieplne $h_1 = 30$ mm słupa wody w bocznicach E — F, $h_2 = 40$ mm słupa wody w bocznicach C — D oraz $h_3 = 10$ mm słupa wody w bocznicach D — E. Wymienione depresje cieplne współpracują z wentylatorem głównym h . Zaznaczono je na rys. 2c symbolami wentylatorów.

$$= \frac{1}{830} \begin{Bmatrix} +16 & -6 & -1 \\ -6 & +23 & -10 \\ -1 & -10 & +26 \end{Bmatrix}$$

Obliczenia dla przypadku a: Najprościej jest założyć $h = 0,83$ mm słupa wody, jak wyjaśniliśmy to w przykładzie pierwszym. Uzyskujemy wówczas prawe strony równań

$$\begin{aligned} l_1 &= 830 - 20k(2q_1q_2 + q_1q_3 + q_2q_3) \\ l_2 &= 830 - 20k(2q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3) \\ l_3 &= 830 - 20k(q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3) \end{aligned}$$

Obliczenia zestawiamy w tabelcy 2.

W powyższych obliczeniach dla drugiego przybliżenia przyjęto wartość parametru $k = \frac{0,83}{1,794} = 0,46 \approx 0,4$,

dla trzeciego przybliżenia $k = \frac{0,83}{0,971} = 0,85$.

Stosunkowy rozdział powietrza wynosi

$$x_1 = \frac{q_1}{q_1 + q_2 + q_3} = \frac{2,40}{6,78} = 0,355, \quad x_2 = 0,202, \quad x_3 = 0,443$$

Wypadkowy opór sieci jako całości wynosi

$$\begin{aligned} M &= (1 + 9)(x_1 + x_2 + x_3)^2 + 10(x_1 + x_2)^2 + \\ &+ 40x_1^2 = 18,1 \text{ miurgów} \end{aligned}$$

Otwór równoznaczny sieci wynosi

$$A = \frac{12}{\sqrt{M}} = 2,83 \text{ m}^2$$

Nanosimy otwór równoznaczny $A = 2,83 \text{ m}^2$ na charakterystykę wentylatora głównego h (rys. 3) i znajdujemy punkt I ($Q = 100 \text{ m}^3/\text{sek}$, $h = 181 \text{ mm}$ słupa wody). Otrzymujemy stąd dla sieci (rys. 2a), w której pracuje wentylator główny h o charakterystyce (rys. 3) następujący rozdział powietrza

$$\begin{aligned} q_1 &= Qx_1 = 100 \cdot 0,355 = 35,5 \text{ m}^3/\text{sek} \\ q_2 &= Qx_2 = 100 \cdot 0,202 = 20,2 \text{ m}^3/\text{sek} \\ q_3 &= Qx_3 = 100 \cdot 0,443 = 44,3 \text{ m}^3/\text{sek} \end{aligned}$$

Tablica 2

Przybliżenie	k	l_1	l_2	l_3	q_1	q_2	q_3	Sumy spadków naporu na drogach niezależnych		
								1	2	3
1	0	830	830	830	3,0	2,65	3,88	1,587	1,794	1,635
2	0,4	536	453	517	2,54	1,56	3,18	0,956	0,971	0,957
3	0,85	474	390	457	2,40	1,37	3,01	0,832	0,831	0,833

W znany sposób (przykład 1) układamy lewe strony równań:

$$\begin{aligned} 60q_1^2 + 20q_2^2 + 10q_3^2 &= l_1 \\ 20q_1^2 + 50q_2^2 + 20q_3^2 &= l_2 \\ 10q_1^2 + 20q_2^2 + 40q_3^2 &= l_3 \end{aligned}$$

Podwyznaczniki wynoszą:

$$\begin{aligned} w_{1,1} &= +1600, \quad w_{1,2} = w_{2,1} = -600, \quad w_{1,3} = w_{3,1} = -100 \\ w_{2,2} &= +2300, \quad w_{2,3} = w_{3,2} = -1000, \quad w_{3,3} = +2600 \end{aligned}$$

Wartość wyznacznika W , wzór (6), wynosi $W = 83\,000$. Tablica podwyznaczników, wzór (8), wynosi

$$\{W-1\} = \frac{1}{83\,000} \begin{Bmatrix} +1600 & -600 & -100 \\ -600 & +2300 & -1000 \\ -100 & -1000 & +2600 \end{Bmatrix} =$$

Obliczenia dla przypadku b: Lewe strony równań i tablica podwyznaczników są te same jak w przypadku a. Prawe strony równań wynoszą

$$\begin{aligned} l_1 &= 1000h - 20k(2q_1q_2 + q_1q_3 + q_2q_3) \\ l_2 &= 1000(h + h_w) - 20k(2q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3) \\ l_3 &= 1000(h + h_w) - 20k(q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3) \end{aligned}$$

Obliczenia zestawiono w tabelcy 3.

Na podstawie obliczeń przeprowadzonych dla przypadku „a” przyjęto w tabelcy 3 do czwartego przybliżenia włącznie $h = 181$ mm słupa wody (dla $Q = 100 \text{ m}^3/\text{sek}$), $h_w = 72$ mm słupa wody (dla $Q_w = q_2 + q_3 = 20,2 + 44,3 = 64,5 \text{ m}^3/\text{sek}$ na podstawie charakterystyki wentylatora wtórnego h_w , rys. 3), stąd wartość parametru k :

$$\text{dla drugiego przybliżenia } k = \frac{181 + 72}{519} = 0,49 \approx 0,4$$

dla trzeciego przybliżenia $k = \frac{181}{236} = 0,76$

dla czwartego przybliżenia $k = \frac{181}{200,3} = 0,90$

Dla piątego przybliżenia uzyskano $k = \frac{181 + 72}{255,8} = 0,99$, dlatego też od piątego przybliżenia włącznie obliczano dla dalszych przybliżeń wartość parametru k uwzględniając charakterystykę wentylatora głównego h i wentylatora wtórnego h_w (rys. 3). Dla wydatków $Q = q_1 + q_2 + q_3$ znajdowano na podstawie charakte-

tylator wtórny h_w pracuje na otworze równoznacznym $A = 3,94 \text{ m}^2$, dając przy wydatku $Q_w = 82,5 \text{ m}^3/\text{sek}$ depresję całkowitą $h_w = 63,8 \text{ mm}$ słupa wody.

Obliczenia dla przypadku c: Lewe strony równań i tablica podwyznaczników są te same jak w przypadku a. Prawe strony równań wynoszą:

$$l_1 = 1000(h + h_1) - 20k(2q_1q_2 + q_1q_3 + q_2q_3)$$

$$l_2 = 1000(h + h_1 + h_2 + h_3) - 20k(2q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3)$$

$$l_3 = 1000(h + h_1 + h_3) - 20k(q_1q_2 + q_1q_3 + 2q_2q_3)$$

Obliczenia zestawiono w tablicy 4.

Tablica 3

Przy- bli- żenie	k	l_1	l_2	l_3	q_1	q_2	q_3	Wentylator główny		Wentylator wtórny		Sumy spadków naporu na drogach niezależnych		
								Q	h	Q_w	h_w	1	2	3
1	0	181 000	253 000	253 000	36,8	51,5	68,2	156,5	102	119,7	34	377	519	481
2	0,4	103 000	147 000	162 000	27,0	37,2	56,2	120,4	158	93,4	57	236	301	296
3	0,76	96 000	137 000	152 000	26,0	35,6	54,6	116,2	163	90,2	59	200,3	280,2	276,5
4	0,90	87 000	125 000	141 000	24,6	33,7	53,0	111,3	169	86,7	62	182,2	255,8	254,9
5	0,99	83 000	131 000	146 000	21,8	35,6	53,8	111,2	169	89,4	60	206	263,9	261,5
6	0,87	88 000	115 000	129 000	26,7	31,6	50,5	108,8	171,9	82,1	64,1	180,8	240	234
7	0,95	83 300	118 200	134 200	24,3	32,5	51,8	108,6	172	84,3	63	173,8	242,0	243,6
8	1,0	82 000	111 400	127 000	25,0	31,1	51,6	107,7	173	82,5	63,8	172,5	235,1	237,5

rystyki wentylatora głównego (rys. 3) jego depresję całkowitą h , a zaś dla wydatku $Q_w = q_2 + q_3$ znajdowano na podstawie charakterystyki wentylatora wtórnego (rys. 3) jego depresję całkowitą h_w . W tablicy 3 w kolumnach Q , h oraz Q_w , h_w notowano uzyskane wartości. Od piątego przybliżenia włącznie obliczano wartość parametru k według depresji wentylatorów głównego i wtórnego, uzyskanych w poprzednim przybliżeniu:

dla piątego przybliżenia $k = \frac{169 + 62}{255,8} = 0,91 \approx 0,9$

dla szóstego przybliżenia $k = \frac{169 + 60}{263,9} = 0,87$

dla siódmego przybliżenia $k = \frac{171,9}{180,8} = 0,95$

dla ósmego przybliżenia $k = \frac{172 + 63}{242} = 0,975 \approx 1,0$

Maksymalna odchyłka sumy spadków naporu w ósmym przybliżeniu wynosi

$$\frac{173 + 63,8 - 235,1}{235,1} \cdot 100 = 0,7\%$$

W początkowych przybliżeniach przyjęto depresję wentylatora głównego, jaką on daje w przypadku a, to znaczy pracując na otworze równoznacznym $A = 2,83 \text{ m}^2$. Po przybliżeniu się wartości parametru k blisko wartości 1 przechodzimy do obliczania parametru k na podstawie charakterystyki wentylatora głównego h (rys. 3), w sposób analogiczny jak w przypadku b. Zgodnie z tematem we wszystkich przybliżeniach przyjmowano stałe wartości depresji cieplnych $h_1 = 30$, $h_2 = 40$, $h_3 = 10 \text{ mm}$ słupa wody. Suma depresji całkowitych na drogach niezależnych w piątym przybliżeniu wynosi:

na drodze pierwszej

$$h + h_1 = 172 + 30 = 202$$

na drodze drugiej

$$h + h_1 + h_2 + h_3 = 172 + 30 + 40 + 10 = 252$$

na drodze trzeciej

$$h + h_1 + h_3 = 172 + 30 + 10 = 212 \text{ mm słupa wody}$$

Jak wynika z piątego przybliżenia (tablica 4), wentylator główny w przypadku c pracuje na otworze równoznacznym $A = 3,15 \text{ m}^2$ dając przy wydatku $Q = 108,6 \text{ m}^3/\text{sek}$ całkowitą depresję $h = 172 \text{ mm}$ słupa wody. W przypadku a wentylator główny pracował na otworze równoznacznym $A = 2,83 \text{ m}^2$ dając przy wydatku $Q = 100 \text{ m}^3/\text{sek}$ depresję całkowitą $h =$

Tablica 4

Przy- bli- żenie	k	l_1	l_2	l_3	q_1	q_2	q_3	Wentylator główny		Sumy spadków naporu na drogach niezależnych		
								Q	h	1	2	3
1	0	211 000	265 000	221 000	44	55	59	158	98	425	538	447
2	0,4	125 000	149 600	129 000	34	41	44	119	159	244	304	253
3	0,85	107 500	126 800	110 500	32	38	42	112	168	215	267	225
4	0,977	101 000	122 700	104 600	30,6	37,6	41,0	109,2	171	203,2	255,7	214,5
5	0,98	101 500	121 000	104 000	30,8	37,0	40,8	108,6	172	202	252	212

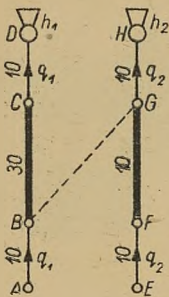
Zgodnie z ósmym przybliżeniem (tablica 3), wentylator główny h pracuje na otworze równoznacznym $A = 3,11 \text{ m}^2$ dając przy wydatku $Q = 107,7 \text{ m}^3/\text{sek}$ depresję całkowitą $h = 173 \text{ mm}$ słupa wody, a zaś wen-

$= 181 \text{ mm}$ słupa wody. Całkowitą depresję wypadkową pracującą w przypadku c obliczamy dla otworu równoznacznego $A = 2,83 \text{ m}^2$ znalezionej w przypadku a, dla ilości powietrza $Q = 108,6 \text{ m}^3/\text{sek}$, obliczonej

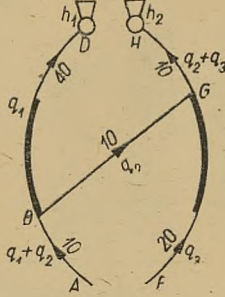
w przypadku c. Depresja wypadkowa wynosi $h_{wyp.} = 213,5$ mm słupa wody. Wypadkowa depresja cieplna wynosi $213,5 - 172 = 41,5$ mm słupa wody. Zaznaczono ją na rys. 3 odcinkiem pionowym między punktami II i III.

Jak widzimy, parametrycznym sposobem obliczania sieci wentylacyjnej można określić rachunkowo wpływ wentylatora wtórnego oraz wpływ depresji cieplnych bądź depresji cieplnych pożaru na pracę wentylatora głównego jak również wypadkową depresję cieplną pracującą w sieci wentylacyjnej.

Przykład 3. W sieciach wentylacyjnych od siebie niezależnych, których uproszczone (zredukowane) schematy kanoniczne przedstawiono na rys. 4, pracują wentylatory główne h_1 i h_2 o charakterystykach podanych na rys. 6. Wymienione sieci zamierza się połączyć boczną $B - G$ (rys. 4 i rys. 5), o oporze 10 miurgów. Przeprowadzić obliczenia dla stanu przed i po połączeniu sieci.



Rys. 4. Zredukowane sieci przed zrealizowaniem połączenia B — G



Rys. 5. Zredukowana sieć po zrealizowaniu połączenia B — G

Stan przed połączeniem sieci. Dla sieci zredukowanej $A - B - C - D$ (rys. 4) otrzymujemy:

opór wypadkowy $M = 10 + 30 + 10 = 50$ miurgów, otwór równoznaczny $A = 1,70$ m².

Wentylator h_1 (rys. 6) pracując na otworze równoznacznym $A = 1,70$ m² posiada wydatek $Q = 46$ m³/sek, przy całkowitej depresji $h_1 = 105,8$ mm słupa wody.

Wartość wyznacznika W wynosi $W = 37\,000$. Tablica podwyznaczników wynosi

$$\{W^{-1}\} = \frac{1}{37\,000} \begin{Bmatrix} +800 & -300 & +100 \\ -300 & +1500 & -500 \\ +100 & -500 & +1400 \end{Bmatrix} = \frac{1}{370} \begin{Bmatrix} +8 & -3 & +1 \\ -3 & +15 & -5 \\ +1 & -5 & +14 \end{Bmatrix}$$

Prawe strony równań wynoszą

$$l_1 = 1000 h_1 - 20 k q_1 q_2$$

$$l_2 = 1000 h_2 - 20 k (q_1 q_2 + q_2 q_3)$$

$$l_3 = 1000 h_2 - 20 k q_2 q_3$$

Obliczenia zestawiono w tablicy 5.

W początkowych przybliżeniach przyjęto maksymalne depresje całkowite, jakie wentylatory h_1 i h_2 (rys. 6) mogą wytworzyć czyli $h_1 = 106$ mm słupa wody, $h_2 = 170$ mm słupa wody.

Wartości parametru k obliczono następująco

$$\text{dla drugiego przybliżenia } k = \frac{170}{297} = 0,57 \approx 0,5$$

$$\text{dla trzeciego przybliżenia } k = \frac{170}{191} = 0,89$$

$$\text{dla czwartego przybliżenia } k = \frac{170}{170} = 1,0$$

uwzględniając zaś charakterystyki wentylatorów

$$k = \frac{144}{170} = 0,84 \approx 0,8$$

$$\text{dla piątego przybliżenia } k = \frac{151}{150,9} \approx 1,0$$

Po połączeniu sieci boczną $B - G$ (rys. 5) o oporze 10 miurgów, boczną $B - G$ popłynie ilość powietrza $q_2 = 36,4$ m³/sek w kierunku od węzła B do węzła G. Po połączeniu sieci wentylator h_1 pracować będzie na

Tablica 5

Przybliżenie	k	l_1	l_2	l_3	q_1	q_2	q_3	Wentylator główny		Wentylator główny		Sumy spadków naporu na drogach niezależnych		
								Q_1	h_1	Q_2	h_2	1	2	3
1	0	106 000	170 000	170 000	37	61	66	37	102	127	94	151	297	254
2	0,5	83 400	106 600	129 000	36	44	60	36	101	104	139	116	191	180
3	0,89	77 800	94 800	123 000	36	39	60	36	101	99	144	108	170	170
4	1,0	78 600	84 200	106 600	36,1	36,5	55,8	36,1	101	92,3	151	104,6	150,9	147,5
5	1,0	74 800	84 600	110 800	35,1	36,4	57,0	35,1	100	93,4	150	100,2	151,2	152,0

Dla sieci zredukowanej $E - F - G - H$ (rys. 4) otrzymujemy:

opór wypadkowy $M = 10 + 10 + 10 = 30$ miurgów, otwór równoznaczny $A = 2,37$ m².

Wentylator h_2 (rys. 6) pracując na otworze równoznacznym $A = 2,37$ m², daje $Q = 74$ m³/sek przy całkowitej depresji $h_2 = 164,3$ mm słupa wody.

Stan po połączeniu sieci boczną $B - G$ (rys. 5). Lewe strony równań wynoszą:

$$50 q_1^2 + 10 q_2^2 + 0 q_3^2 = l_1$$

$$10 q_1^2 + 30 q_2^2 + 10 q_3^2 = l_2$$

$$0 q_1^2 + 10 q_2^2 + 30 q_3^2 = l_3$$

Podwyznaczniki wynoszą

$$w_{1,1} = +800, w_{1,2} = w_{2,1} = -300, w_{1,3} = w_{3,1} = +100,$$

$$w_{2,2} = +1500, w_{2,3} = w_{3,2} = -500, w_{3,3} = +1400$$

otworze równoznacznym $A = 1,33$ m² dając $Q_1 = 35,1$ m³/sek przy depresji całkowitej $h_1 = 100$ mm słupa wody, a zaś wentylator h_2 będzie pracował na otworze równoznacznym $A = 2,89$ m² dając $Q_2 = 93,4$ m³/sek, przy całkowitej depresji $h_2 = 150$ mm słupa wody (rys. 6).

Przykład 4. Sieć wentylacyjną (rys. 7) zamierza się przewietrzać za pomocą trzech identycznych wentylatorów głównych h_1, h_2, h_3 mających te same indywidualne charakterystyki podane na rys. 8, przy czym na jednym z szybów wentylacyjnych przewiduje się równoległą pracę wentylatorów h_2 i h_3 . Należy obliczyć sieć wentylacyjną i warunki pracy wentylatorów h_1, h_2 i h_3 .

W znany sposób kreślimy charakterystykę równoległego połączenia wentylatorów h_2 i h_3 (rys. 9).

Układamy lewe strony równań

$$200 q_1^2 + 20 q_2^2 + 10 q_3^2 = l_1$$

$$20 q_1^2 + 60 q_2^2 + 20 q_3^2 = l_2$$

$$10 q_1^2 + 20 q_2^2 + 70 q_3^2 = l_3$$

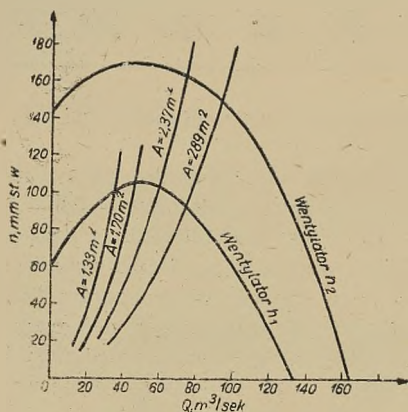
Podwyznaczniki wynoszą:

$$w_{1,1} = +3800, w_{1,2} = w_{2,1} = -1200, w_{1,3} = w_{3,1} = -200$$

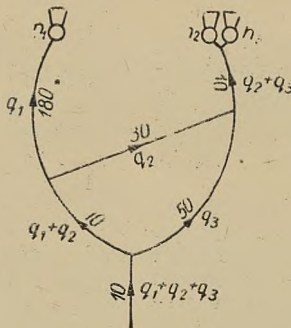
$$w_{2,2} = +13900, w_{2,3} = w_{3,2} = -3800, w_{3,3} = +11600.$$

dla drugiego przybliżenia $k = \frac{39}{69} = 0,56 \approx 0,5$

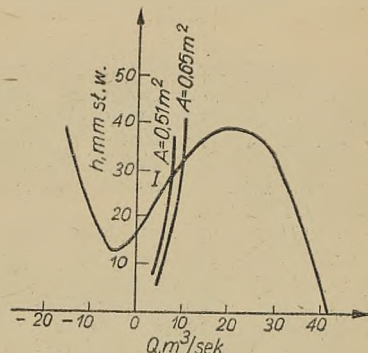
dla trzeciego przybliżenia $k = \frac{39}{44} = 0,88$



Rys. 6. Charakterystyki wentylatorów h_1 i h_2 pracujących w sieciach rys. 4 i 5.



Rys. 7. Sieć z trzema wentylatorami głównymi, z których dwa pracują równolegle



Rys. 8. Charakterystyka wentylatorów h_1, h_2, h_3 pracujących w sieci rys. 7

Wartość wyznacznika $W = 734\,000$. Tablica podwyznaczników wynosi

$$\{W-1\} = \frac{1}{734\,000} \begin{Bmatrix} +3800 & -1\,200 & -200 \\ -1200 & +13\,900 & -3\,800 \\ -200 & -3\,800 & +11\,600 \end{Bmatrix} =$$

$$= \frac{1}{7340} \begin{Bmatrix} +38 & -12 & -2 \\ -12 & +139 & -38 \\ -2 & -38 & +116 \end{Bmatrix}$$

Układamy prawe strony równań

$$l_1 = 1000 h_1 - 20 k (2q_1 q_2 + q_1 q_3 + q_2 q_3)$$

$$l_2 = 1000 h_2 - 20 k (2q_1 q_2 + q_1 q_3 + 2q_2 q_3)$$

$$l_3 = 1000 h_3 - 20 k (q_1 q_2 + q_1 q_3 + 2q_2 q_3)$$

gdzie przez h_1 oznaczono depresję całkowitą wentylatora h_1 , a zaś przez h oznaczono depresję całkowitą wytwarzaną przez wentylatory h_2 i h_3 w pracy równoległej (rys. 9).

Z charakterystyki równoległego połączenia wentylatorów h_2 i h_3 (rys. 9) wynika, iż obliczenie sieci wentylacyjnej (rys. 7) jest w ogólności zagadnieniem o większej liczbie rozwiązań (trzy, dwa lub jedno rozwiązanie).

Alternatywa pierwsza. Zakładamy, że wentylatory h_2 i h_3 w połączeniu równoległym pracują na górnej części charakterystyki (rys. 9). Obliczenia zestawiono w tablicy 6.

dla czwartego przybliżenia $k = \frac{39}{39,8} = 0,98$

uwzględniając zaś charakterystyki wentylatorów

$$k = \frac{32}{39,5} = 0,81 \approx 0,8$$

dla piątego przybliżenia $k = \frac{30}{31} = 0,97 \approx 1,0$.

W myśl piątego przybliżenia (tablica 6) wentylator h_1 pracuje na otworze równoznacznym $A = 0,51 \text{ m}^2$ dając wydatek $Q_1 = 7,1 \text{ m}^3/\text{sek}$ przy depresji całkowitej $h_1 = 28 \text{ mm}$ słupa wody, a zaś wentylatory h_2 i h_3 pracując równolegle na otworze równoznacznym $A = 1,98 \text{ m}^2$ dają razem ilość powietrza $Q = 32 \text{ m}^3/\text{sek}$ przy depresji całkowitej $h = 38 \text{ mm}$ słupa wody.

Na rys. 8 i rys. 9 kreślimy otwory równoznaczne $A = 0,51 \text{ m}^2$ (rys. 8) oraz $A = 1,98 \text{ m}^2$ (rys. 9).

Jak wynika z obliczeń, w alternatywie pierwszej wentylator h_1 pracuje w punkcie I (rys. 8), a zaś wentylatory h_2 i h_3 w punkcie II (rys. 9).

Alternatywa druga. Otwór równoznaczny $A = 1,98 \text{ m}^2$ przecina charakterystykę równoległego połączenia wentylatorów h_2 i h_3 (rys. 9), w dwóch punktach: II i III. W alternatywie pierwszej przeprowadziliśmy obliczenia przy założeniu, że wentylatory h_2 i h_3 w połączeniu równoległym pracują na górnej części charakterystyki, na której leży punkt II (rys. 9). W drugiej alternaty-

Tablica 6

Przy-bli- żenie	k	l_1	l_2	l_3	q_1	q_2	q_3	Wentyl- tor h_1		Wentylatory h_2, h_3		Sumy spadków naporu na drogach niezależnych		
								Q_1	h_1	Q	h	1	2	3
1	0	39 000	39 600	39 000	11	22	19	11	33	41	39	61	69	62
2	0,5	27 900	23 700	26 100	10	16	17	10	32,5	33	38,3	43	44	44
3	0,88	25 600	21 000	23 600	9,6	15,3	16,0	9,6	32	31,3	37,8	39,5	39,8	39,3
4	0,98	20 100	17 000	19 300	8,4	13,7	14,5	8,4	30	28,2	37	31	32	32
5	1,0	19 000	21 400	24 300	7,1	15,7	16,3	7,1	28	32	38	28,6	37,1	37,8

W początkowych przybliżeniach przyjmowano na podstawie charakterystyk (rys. 8 i rys. 9) maksymalne depresje $h_1 = 39 \text{ mm}$ słupa wody oraz $h = 39 \text{ mm}$ słupa wody, jakie wentylatory h_1, h_2 i h_3 mogą wytworzyć. Wartości parametru k obliczono następująco

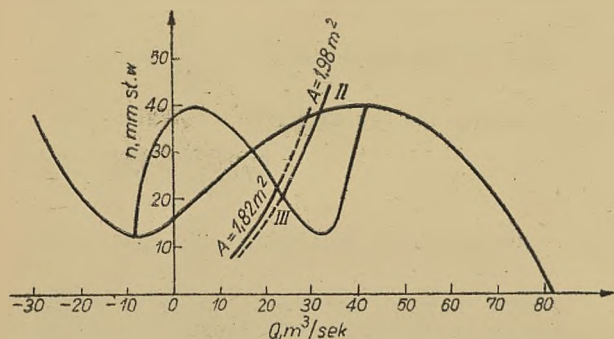
wie zakładamy, że wentylatory h_2 i h_3 w połączeniu równoległym pracują na dolnej części charakterystyki, na której leży punkt III (rys. 9). Obliczenia dla drugiej alternatywy zestawiono w tablicy 7, przy czym wyjaśnienia podano poniżej tablicy 7.

Tablica 7

Przy- bli- żenie	k	l_1	l_2	l_3	q_1	q_2	q_3	Wentylator h_1		Wentylatory h_2, h_3		Sumy spadków naporu na drogach niezależnych		
								Q_1	h_1	Q	h	1	2	3
1	0	28 000	21 000	21 000	10,8	15,5	14,8	10,8	33	30,3	13	48,0	40,3	36,9
2	0,5	21 800	12 400	13 300	9,45	11,3	12,0	9,45	30,8	23,3	22	31,1	24,2	23,3
3	0,92	22 500	11 000	12 900	9,7	10,2	12,1	9,7	31,5	22,3	23	31,6	22,5	22,7

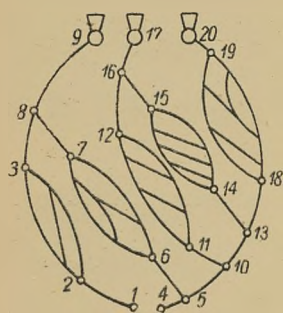
W drugim przybliżeniu przyjmujemy $h_1 = 28$ mm słupa wody, czyli depresję, jaką wytwarza wentylator h_1 pracując na otworze równoznacznym $A = 0,51$ m² (rys. 8), oraz $h = 21$ mm słupa wody czyli depresję, jaką wytwarzają wentylatory h_2 i h_3 pracując równolegle na otworze równoznacznym $A = 1,98$ m², punkt III na rys. 9.

Wentylator h_1 w drugiej alternatywie pracuje na otworze równoznacznym $A = 0,65$ m² dając wydatek $Q_1 = 9,7$ m³/sek, przy depresji całkowitej $h_1 = 31,5$ mm słupa wody, a zaś wentylatory h_2 i h_3 w połączeniu równoległym pracują na otworze równoznacznym $A = 1,82$ m² dając ilość powietrza $Q = 22,3$ m³/sek, przy depresji całkowitej $h = 23$ mm słupa wody. Otwory równoznaczne $A = 0,65$ m² i $A = 1,82$ m² naniesiono na rys. 8 i 9.

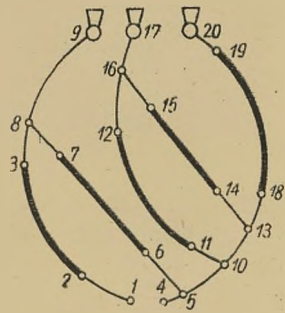


Rys. 9. Charakterystyka równoległego połączenia wentylatorów h_2 i h_3 , pracujących w sieci rys. 7

Kopalniana sieć wentylacyjna jest z reguły rozgałęzioną. Dla uniknięcia rozwiązywania układu kilkunastu bądź kilkudziesięciu równań ułożonych dla wszystkich dróg niezależnych, wyłączamy z sieci pola wentylacyjne bezźródłowe, to znaczy takie, w których nie



Rys. 10. Złożona sieć wentylacyjna



Rys. 11. Zredukowana sieć wentylacyjna

występują żadne źródła depresji. Obliczamy stosunkowo rozdział powietrza wewnątrz każdego pola wentylacyjnego oraz opory wypadkowe tych pól. Zastępując wyłączone pola wentylacyjne bocznikami pojedynczymi, których opory przyjmujemy równe oporom wypadkowym odpowiednich pól wentylacyjnych, uzyskujemy ze złożonej sieci wentylacyjnej sieć zredukowaną, w której jest mniejsza liczba dróg niezależnych, lecz

ta sama liczba źródeł depresji jak w złożonej sieci wentylacyjnej.

Na przykład z sieci (rys. 10) wyłączamy pola wentylacyjne, znajdujące się między węzłami: 2 — 3, 6 — 7, 11 — 12, 14 — 15, 18 — 19. Po obliczeniu w sposób podany w przykładzie 1 rozdziału powietrza wewnątrz pól wentylacyjnych oraz wypadkowych oporów tych pól, z sieci złożonej (rys. 10) uzyskujemy sieć zredukowaną (rys. 11), w której opory boczne pojedynczych 2 — 3, 6 — 7, 11 — 12, 14 — 15, 18 — 19 są równe wypadkowym oporom identycznie oznaczonych pól wentylacyjnych.

Z obliczenia zredukowanej sieci uzyskujemy rozdział powietrza na poszczególne pola wentylacyjne oraz otwory równoznaczne, na których pracują wentylatory główne.

Określenie kierunków prądów wewnątrz pól wentylacyjnych (beźródłowych), przeprowadzane w myśl wzoru (15a) (przykład 1), uzyskuje się z mniejszym nakładem pracy niż w przypadku obliczania złożonej sieci wentylacyjnej bez stosowania sieci zredukowanej.

Jeżeli liczba równań dla pola wentylacyjnego czy też dla sieci zredukowanej jest nieduża, tablicę podwyznaczników, wzór (8), otrzymuje się stosunkowo szybko licząc rachunkiem wyznacznikowym. W przypadku większej liczby równań szybciej oblicza się tablicę podwyznaczników, wzór (8), rachunkiem krakowianowym posługując się maszyną do liczenia:

Dla prostego systemu normalnego składającego się z trzech bocznie równoległych o oporach a, b, c młógów, którymi płyną wydatki q_1, q_2, q_3 m³/sek, uzyskuje się układ równań

$$a q_1^2 + 0 q_2^2 + 0 q_3^2 = l_1$$

$$0 q_1^2 + b q_2^2 + 0 q_3^2 = l_2$$

$$0 q_1^2 + 0 q_2^2 + c q_3^2 = l_3$$

Znajdujemy tablicę podwyznaczników, wzór (8)

a. rachunkiem wyznacznikowym

$$w_{1,1} = bc, w_{1,2} = w_{2,1} = 0, w_{1,3} = w_{3,1} = 0,$$

$$w_{2,2} = ac, w_{2,3} = w_{3,2} = 0, w_{3,3} = ab, W = abc,$$

$$\{W^{-1}\} = \frac{1}{abc} \begin{Bmatrix} bc & 0 & 0 \\ 0 & ac & 0 \\ 0 & 0 & ab \end{Bmatrix}$$

b. rachunkiem krakowianowym

$$\{W\} = gh, g = \begin{Bmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{Bmatrix}, h = \begin{Bmatrix} a & 0 & 0 \\ 0 & b & 0 \\ 0 & 0 & c \end{Bmatrix}, g^{-1} = \begin{Bmatrix} 1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 1 \end{Bmatrix},$$

$$g^{-1} : h = \begin{Bmatrix} \frac{1}{a} & 0 & 0 \\ 0 & \frac{1}{b} & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1}{c} \end{Bmatrix} = \{W^{-1}\}, \{W^{-1}\} = \begin{Bmatrix} \frac{1}{a} & 0 & 0 \\ 0 & \frac{1}{b} & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1}{c} \end{Bmatrix} =$$

$$= \frac{1}{abc} \begin{pmatrix} bc & 0 & 0 \\ 0 & ac & 0 \\ 0 & 0 & ab \end{pmatrix}.$$

Jak widzimy, dla znalezienia tablicy podwyznaczników, wzór (8), rachunkiem krakowianowym potrzebna jest umiejętność rozkładu krakowianu $\{W\}$ na czynniki kanoniczne g, h oraz dzielenia krakowianowego $g^{-1} : h$.

Parametryczny sposób obliczenia sieci wentylacyjnej nie jest sposobem krakowianowym, gdyż obliczenie tablicy podwyznaczników, wzór (8), przeprowadzić można stosując wyłącznie rachunek wyznacznikowy. Zasadniczą rolę w parametrycznym sposobie obliczania odgrywa parametr k , dlatego też od niego nadaliśmy nazwę przytoczonemu sposobowi obliczania.

Artykuł zdaniem Redakcji nie wyczerpuje całości zagadnienia. Znaczenie właściwej organizacji całości transportu i jej wpływ na wyniki gospodarcze zakładu górniczego są problemami pierwszego znaczenia dla kierownictwa kopalń, toteż celem ogłoszenia artykułu jest pobudzenie dyskusji na poruszony temat.

Redakcja

622.273.2

SYNCHRONIZACJA GŁÓWNYCH OPERACJI PROCESU WYDOBYCIA

Mgr inż. Stanisław Wilk

Treść: Podano metodę, która umożliwia ściśle przedstawienie wzajemnych zależności między głównymi operacjami procesu produkcyjnego. Równania i wykresy ujmują w funkcji czasu ilościowe zmiany zachodzące podczas głównych operacji. Synchronizacja pracy szybu z transportem i urabianiem. Określenie wielkości taboru wozów potrzebnych do wydobywania. Prawidłowy rozdział wozów. Odchylenia od liczb otrzymanych metodą synchronizacji pozwalają określić źródło i wielkość błędów organizacyjnych kopalni.

Wstęp

Ze względu na swoistą strukturę technologiczną w górnictwie, wyniki produkcyjne kopalni zależą w dużej mierze od umiejętności pełnego wykorzystania nie tylko poszczególnych urządzeń i maszyn, lecz także całości aparatu produkcyjnego.

Operacje wchodzące w skład procesu wydobywania wykonywane są w różnych, często znacznie od siebie oddalonych, miejscach kopalni i wykonywane są w różnym czasie. W związku z tym dokładne poznanie ich wzajemnego oddziaływania na siebie, szczególnie w kopalniach rozległych i o dużym wydobywaniu, staje się często zagadnieniem skomplikowanym. Pomyślnie rozwiązanie tego zagadnienia przyniesie z pewnością korzyści w postaci bardziej prawidłowego rozkładu wydobywania, lepszego wykorzystania urządzeń wyciągowych i transportowych, a w dalszym ciągu poprawy wskaźników technicznych i ekonomicznych.

Przedstawione poniżej zasady synchronicznego ujęcia procesu wydobywania ułatwią opanowanie niektórych ważnych problemów ruchowych i projektowych i przyczynią się do lepszego wykorzystania istniejących rezerw.

Główne czynności wydobywania

Zasadniczy proces wydobywania, rozpoczynający się urabianiem skały w przodkach postępuje poprzez transport oddziałowy, główny i pionowy aż do operacji przeróbki mechanicznej i czynności związanych ze zbytem. W procesie tym na plan pierwszy wysuwają się trzy czynności, z których każda oddziałuje decydująco na dwie pozostałe, a mianowicie:

1. *Urabianie*, które charakteryzuje się zmiennym nasileniem i zmieniającą się z czasem lokalizacją. Urobek uzyskany w przodku pozostaje, z mniejszym lub więk-

szym opóźnieniem w stosunku do chwili odspojenia ładowany do urządzeń transportowych i właściwie dopiero z tą chwilą znajduje się w pełni w dyspozycji kopalni. Jako więc pierwszą główną czynność wydobywania przyjmujemy nie samo urabianie lecz jego pochodną ładowanie urobku.

Jeżeli do usuwania urobku z przodku stosowana jest odstawa przenośnikami, to urobek, załadowany w przodku, w krótkim czasie dostaje się do końcowego punktu urządzenia odstawczego i może być załadowany do wozów. Ostatecznie więc jako punkt wyjściowy procesu wydobywania reprezentujący urabianie przyjmujemy ładowanie urobku do wozów.

2. *Transport pionowy* (przy pionowych szybach wydobywczych), który charakteryzuje się stałą lokalizacją i posiada pewną stałą zdolność wydobywczą.

3. *Przewóz podziemny*, którego skrajne punkty związane są ściśle z lokalizacją szybu i przodków czy też załadowni urobku. Powiązanie szybu z miejscami ładowania urobku scharakteryzowane jest czasochłonnością przewozu.

Odnośnie do wpływu zakładu przerobczego na bieg wydobywania należy mieć na uwadze, że w przypadku niewłaściwego zdymensjonowania przepustowości jego elementów może on ograniczać zdolność wydobywczą szybu.

W transporcie urobku od przodków do szybu przenośnikami, podkreślić należy, że każda przerwa w ruchu urządzenia wyciągowego powoduje prawie natychmiast przerwanie ładowania w przodkach, zatrzymanie przenośnika głównego zatrzymuje ruch urządzenia wyciągowego (z powodu braku urobku) i ładowanie. Chwilowe zmniejszenie nasilenia ładowania powoduje bezpowrotną stratę przez równe co do czasu trwania obniżenie wykorzystania urządzeń wydobywczych. Stopień wykorzystania zespołu produkcyjnego: szyb wydobywczy, transport, front wydobywania ustala się w tym

przypadku zawsze pod wpływem wykorzystania możliwości produkcyjnych elementu najmniej wydajnego. Zastosowanie w odpowiednich miejscach zbiorników urobku o dostatecznej pojemności może wadę czysto przenośnikowego systemu transportu podziemnego radykalnie usunąć. Umiejscowienie i pojemność zbiorników może być ustalona na zasadach synchronizacji procesu wydobywania.

Związek poszczególnych czynności i czasu

Za podstawę do dalszych rozważań przyjmujemy powszechnie obecnie stosowany sposób organizacji produkcji, przy którym zasadniczą jednostką czasu jest doba robocza (dzień roboczy) podzielona na trzy zmiany robocze. W ciągu każdej doby roboczej powtarzają się wszystkie zasadnicze czynności produkcyjne w sposób cykliczny, zmierzając, przynajmniej w zakresie transportu, do wytworzenia na końcu doby roboczej stanu istniejącego w chwili jej rozpoczynania. Oczywiście możliwe jest przyjęcie innego sposobu organizacji produkcji, np. pracy ciągłej.

Na tym miejscu zajmijmy się kopalniami stosującymi jako główny transport, przewóz w wozach kopalnianych.

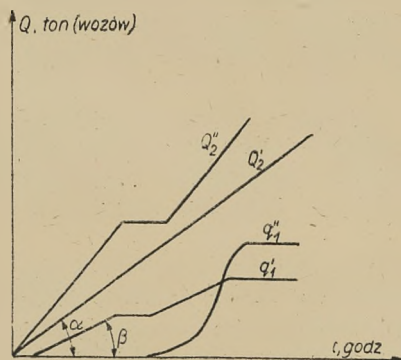
Przebieg ładowania do wozów i pracę urządzenia wydobywczego można przedstawić jako funkcję czasu. Oznaczając czas przez t , ilość urobku załadowanego w poszczególnych miejscach ładowania przez q_1 , ilość urobku wyciąganego szybem przez Q_2 można napisać

$$q_1 = f_1(t) \quad (1)$$

$$Q_2 = f_2(t) \quad (2)$$

Zależności powyższe, szczególnie (1), tylko w idealnych warunkach nie spotykanych w praktyce, dałyby się przedstawić w postaci określonego równania matematycznego. Bez żadnego jednak uszczerbku dla dokładności rozważań można przedstawić zależności (1) i (2) graficznie w prostokątnym układzie współrzędnych.

W rzeczywistości, ściśle biorąc, linie Q przebiegają skokami, gdyż urobek przewożony jest najczęściej pociągami. Ponieważ jednak czas, jaki upływa między nadejściem na podszybie kolejnych pociągów jest krótki



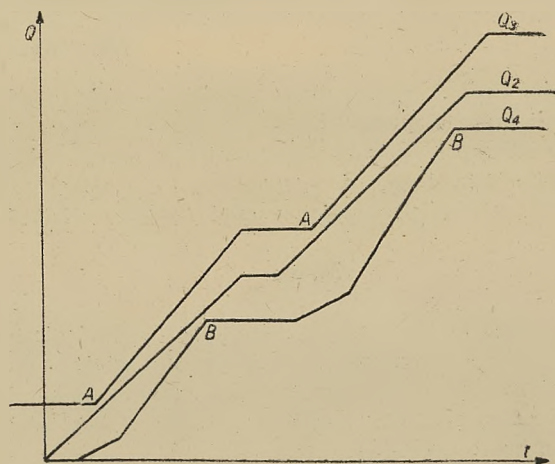
Rys. 1. Ładowanie q_1 i wydobywanie urobku szybem Q_2 w funkcji czasu t

w porównaniu z czasem trwania doby, czy zmiany roboczej, można przyjąć, nie obniżając praktycznie dokładności przedstawienia przebiegu czynności, że ruch wozów w poszczególnych godzinach jest równomierny.

To samo odnosi się do miejsc o dużym nasileniu ładowania. Dla miejsc zaś o małym nasileniu ładowania nieduża ilość urobku w stosunku do całego wydobywania pozwala na przyjęcie tego samego założenia.

Jeżeli za jednostkę czasu t przyjmijmy godzinę zamiast zbyt długiej, a więc nie zapewniającej potrzebnej dokładności, doby roboczej, ilość urobku q albo Q wyrażać będziemy w tonnach lub wozach, początek zaś układu współrzędnych umieścimy w początku pierwszej zmiany roboczej (zwykle 6 godz), to możemy skonstruować wykres podany na rys. 1.

Rysunek ten ilustruje w sposób uproszczony zależności (1) i (2), przy czym pracy w szybie bez przerw odpowiada linia Q'_2 (prosta), pracy zaś z przerwami (np. przerwa międzymianowa), linia Q''_2 (łamana)¹⁾. Przy ładowaniu urobku na dwóch zmianach z przerwą międzymianową otrzymuje się linię kształtu q'_1 , przy ładowaniu tylko na drugiej zmianie linię q''_1 ²⁾.



Rys. 2. Przykład synchronizacji pracy szybu Q_2 , napływu urobku pod szyb Q_3 i odjazdu wozów próżnych od szybu Q_4

Nasilenie czynności w dowolnym momencie charakteryzuje się wielkością kąta α czy β , który tworzy styczna do linii czynności z osią odciętych.

Aby można w pełni wykorzystać szybowe urządzenia wyciągowe dopływ wozów pełnych pod szyb musi być taki, by ilość wozów ładowanych na podszybie nie była mniejsza od Q_2 . Jeżeli zatem ilość wozów pełnych nadchodzących pod szyb oznaczmy

$$Q_3 = f_3(t) \quad (3)$$

powinno być stale

$$Q_3 = Q_2 \quad (4)$$

Linie przedstawiające zależność (3) i (4) ilustruje rys. 2.

Z drugiej strony, aby ładowanie urobku w miejscach ładowania (a więc i w przodkach) odbywało się bez opóźnień i nie hamowało urabiania, miejsca te powinny otrzymać we właściwym czasie potrzebne ilości wo-

¹⁾ Linie Q_2 wykreśla się na podstawie planowanej czy też rzeczywistej wydajności urządzenia wyciągowego w poszczególnych godzinach, sumując je w sposób narastający na koniec każdej godziny doby roboczej.

²⁾ Linie typu q_1 konstruuje się na podstawie planowanej organizacji robót przodkowych (harmonogramy, cykliczność) czy też chronometraży przebiegu ładowania, sumując w sposób narastający ilość urobku ładowanego w poszczególnych godzinach doby roboczej.

zów próżnych. W tym celu od szybu wydobywczego zależnie od czasochłonności przewozu powinna odejść we właściwym czasie oraz we właściwym kierunku potrzebna ilość wozów próżnych.

Tę niezbędną ilość można również ująć jako funkcję czasu

$$Q_1 = f_1(t) \quad (5)$$

i przedstawić graficznie, jak wskazuje rys. 2.

Ilość wozów próżnych odchodzących od szybu powinna stale spełniać nierówność

$$Q_1 \leq Q_2 \quad (6)$$

Jeżeli w którymkolwiek punkcie linia Q_3 przetnie linię Q_2 , co odpowiada stanowi określone nierównością

$$Q_2 > Q_3$$

wówczas zaznaczy się pod szybem brak pełnych wozów. Wobec tego szyb nie może oczywiście wydobyć większego tonażu urobku od tego, jaki doprowadzono pod szyb, czyli od tej chwili będzie

$$Q_2 = Q_3$$

i wydajność szybu przystosuje się do niższej od Q_2 wartości Q_3 .

W ostatnim przypadku zmniejszy się również ilość próżnych wozów dostarczonych przez szyb; ilustracją tego faktu jest przecięcie się linii Q_2 z linią Q_4 . Oznacza to, że spod szybu nie może odejść potrzebna ilość wozów próżnych i należy się liczyć z ich brakiem w oddziałach, co wywoła spadek nasilenia ładowania oraz niewykorzystanie frontu wydobywczego.

Dla uniknięcia przecinania się linii Q_2 z linią Q_3 oraz Q_4 (nie bierzemy w tej chwili pod uwagę awarii) należy tak zsynchronizować poszczególne czynności, aby zabezpieczyć się przed niebezpiecznym obniżeniem się punktów A oraz podwyższeniem się punktów B uwidocznionych na rys. 2.

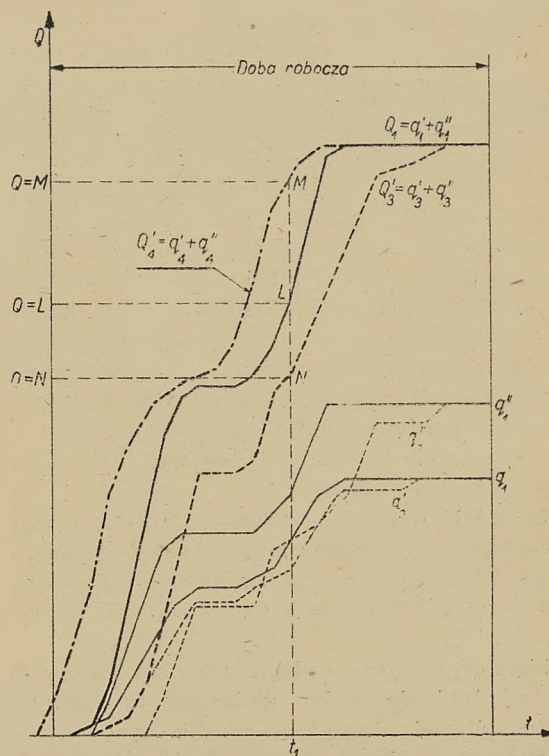
Czasochłonność przewozu

Dla prawidłowego ujęcia powiązania przodków z szybem wydobywczym, należy zbadać wpływ czasochłonności przewozu na przebieg linii Q_3 i Q_4 .

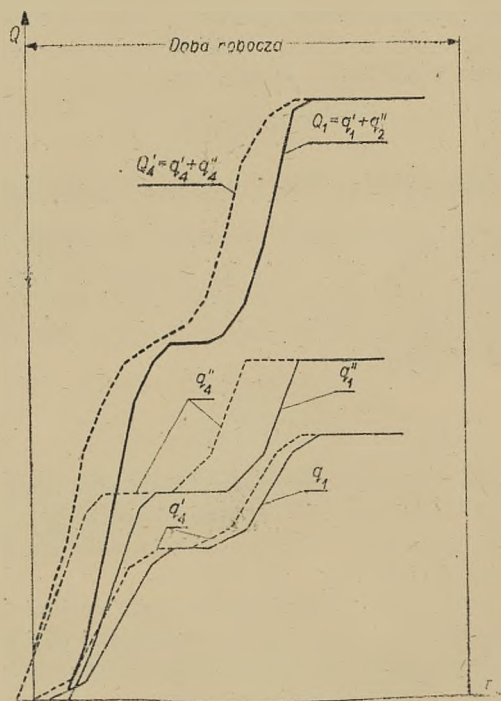
Linie q_1 będące graficznym wyrazem zależności (1) przedstawiają jednocześnie ilość urobku załadowanego do wozów dla przewiezienia oraz zapotrzebowania tonażu wozów próżnych w miejscach ładowania. Podobnie zresztą linia Q_2 przedstawia zapotrzebowanie ilości urobku przez szyb oraz równocześnie wyznacza tonaż wozów próżnych oddawanych przewozowi w celu dostarczenia ich do miejsc ładowania.

Dla znalezienia zależności $Q_3 = f_3(t)$ i wykreślenia linii Q_3 należy poznać dla każdego miejsca ładowania czasochłonność drogi przewozu łączącej to miejsce z szybem. Czasochłonność powoduje przesunięcie momentu nadejścia urobku pod szyb w porównaniu z momentem jego załadunku do wozów¹⁾. Przesunięcie to

może być dla każdego miejsca załadunku inne, a ponadto jeżeli przewóz działa z przerwami międzymianowymi, przesunięcie nie będzie identyczne dla wszystkich punktów linii q_1 . Jeżeli linie powstałe przez prze-



Rys. 3. Kształtowanie się napływu urobku pod szyb q_3 , Q_3 zależnie od wielkości czasochłonności przewozu



Rys. 4. Odjazd wozów próżnych od szybu q_4 , Q_4 zależnie od wielkości czasochłonności przewozu

¹⁾ Czasochłonność przewozu (tj. czas potrzebny na przejazd wozów ładownych z miejsca ładowania pod szyb czy też wozów próżnych od szybu do miejsca ładowania) określić należy: 1. przy planowaniu na podstawie odległości przewozu, prędkości ruchu wozów (czy pociągów) oraz wyliczonej przelotności trasy bez uwzględnienia ewentualnej awarii i planowych czy przypadkowych postojów na stacjach końcowych (pod

szybem i w miejscach ładowania); 2. przy analizie czy kontroli istniejącego stanu zasadniczo na podstawie chronometrażu przewozu, przy czym nie należy uwzględniać awarii oraz postojów wozów na stacjach końcowych trasy przewozu. Również nie należy brać pod uwagę przeszkód powodujących opóźnienia lub nieplanowe postoje na trasie przewozu.

suniecie o wielkość czasochłonności linii charakteryzujących poszczególne miejsca ładowania q_1 oznaczmy przez q_3 , to przez geometryczne sumowanie rzędnych poszczególnych linii q_3 otrzymamy linię określoną funkcją $Q'_3 = f_3(t)$, czyli

$$Q'_3 = \sum q_3 \quad (7)$$

Tak otrzymana linia Q'_3 przedstawiona na rys. 3 posiada inny kształt (oprócz przesunięcia) niż linia będąca sumą geometryczną rzędnych linii q_1 , a więc linii $Q_1 = \sum q_1$, która obrazuje przebieg ładowania całej kopalni. Jest to wyrazem różnej czasochłonności dróg przewozowych z poszczególnych miejsc ładowania, która powoduje, że wozy załadowane w jednym czasie przychodzą pod szyb niejednocześnie.

W podobny sposób można otrzymać linię Q'_4 uwzględniając czasochłonność przewozu dla wozów próżnych odjeżdżających spod szybu do miejsc ładowania (rys. 4). W celu skonstruowania linii Q'_4 należy:

1. narysować linie q_1 (załadowania) dla poszczególnych miejsc ładowania,
2. nanieść przesunięcia (wyprzedzenia) spowodowane czasochłonnością przewozu dla wozów próżnych, czyli narysować linie q_4 dla każdego miejsca ładowania,
3. przez geometryczne sumowanie rzędnych wszystkich linii q_4 narysować linię $Q'_4 = \sum q_4$.

Linia Q'_4 na rys. 3 ilustruje czasochłonność przewozu dla wozów ładownych i próżnych. Z tego rysunku można również odczytać, że np. dla czasu t_1 liczonego od rozpoczęcia doby roboczej, ilość załadowanego do wozów urobku wynosi $Q = L$, ilość urobku, który w tym czasie doszedł do szybu $Q = N$, tonaż natomiast wozów próżnych (zapotrzebowanie wozów próżnych pod szybem), które powinny odejść od szybu do miejsc ładowania wynosi $Q = M$ przy czym

$$N < L < M$$

Uzgodnienie przewozu głównego z pracą szybu

Jeżeli na tym samym rysunku wykreślimy oprócz linii Q'_3 i Q'_4 także linię Q_2 charakteryzującą pracę urządzenia wyciągowego, to okaże się, że linie Q'_3 i Q'_4 nie spełniają warunków podanych równaniami (4) i (6). Na rys. 5 widać, że

$$Q'_3 < Q_2$$

$$Q'_4 > Q_2$$

Oznacza to, że bez odpowiednich zabiegów brakowałoby stałe urobku (wozów ładownych) pod szybem, a ilość wozów próżnych w miejscach ładowania nie byłaby również dostateczna.

Aby otrzymać pożądane w stosunku do linii Q_2 położenie linii Q_3 i Q_4 określone równaniami (4) i (6), należy doprowadzić do odpowiedniego przesunięcia linii Q'_3 i Q'_4 . Przesunięcie to uzyskamy

1. przez powiększenie rzędnych linii Q'_3 o wielkość $t_{max} \geq Q_2 - Q'_3$, która spełni równanie

$$Q_3 = Q'_3 + t_{max} \quad (8)$$

2. przez zmniejszenie rzędnych linii Q'_4 o wielkość $p_{max} \geq Q'_4 - Q_2$, która spełni równanie

$$Q_4 = Q'_4 - p_{max} \quad (9)$$

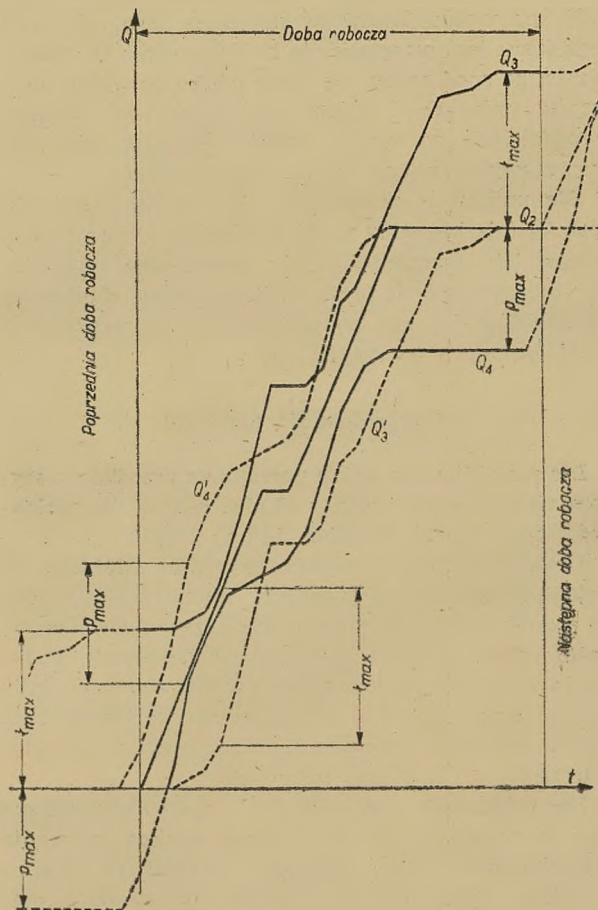
Wprowadzone do równań (8) i (9) wielkości w praktyce oznaczają:

t_{max} — zapas urobku, jaki na początku doby wydobywczej (o godz 6) znajduje się na podszybiu czy w bezpośrednim zasięgu urządzeń wydobywczych,

p_{max} — zapas tonażu wozów próżnych na dole (nie tylko na podszybiu), które pozostały z poprzedniej doby roboczej i zapewniają w początkowym okresie pracy niezależność miejsc ładowania od dostawy wozów próżnych od szybu.

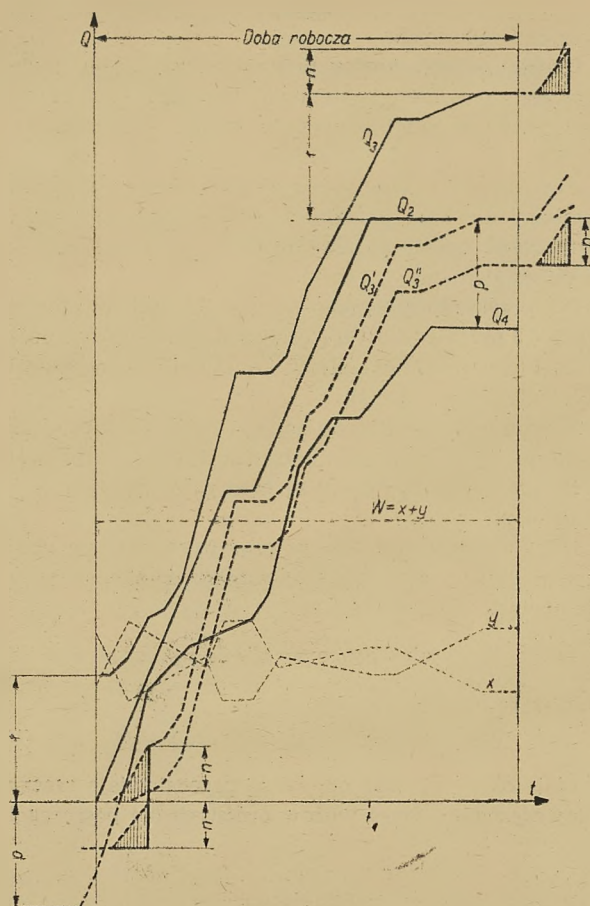
Należy zwrócić uwagę, że na rys. 3, 4 i 5 przyjęto dwuzmianowe ładowanie (obłożenie przodków) i dwuzmianową pracę urządzeń wydobywczych.

Wykres trózmianowego obłożenia przodków przy dwuzmianowej pracy urządzeń wydobywczych przedstawiono na rys. 6. Na rysunku tym linia Q_2 przedstawia pracę szybowych urządzeń wydobywczych, linia Q'_3 napływ pod szyb urobku, który został załadowany w ciągu rozpatrywanej doby roboczej. Ponieważ jednak przy trózmianowym obłożeniu przodków przyjęto, że część urobku (ze zmiany nocnej) nadejdzie pod szyb dopiero w czasie następnej doby roboczej, wobec tego dla otrzymania linii Q'_3 należy rzędne linii Q'_3 zwiększyć o tę wielkość oznaczoną na rys. 6 przez n .



Rys. 5. Synchronizacja pracy szybu i przewozu głównego przez przyjęcie zapasu wozów pełnych t_{max} i próżnych p_{max} przy dwuzmianowym obłożeniu przodków

Podczas rozpatrywanej doby roboczej (w godzinach rannych) nadejdzie ta sama ilość urobku n pochodząca z doby poprzedniej. Linie Q_3 i Q_4 przedstawiają zależności określone przez równania (3) i (5).



Rys. 6. Synchronizacja przy trózmianowym obłożeniu przodków. Wielkość potrzebnego taboru wozów $W = x + y$ oraz kształtowanie się ilości wozów próżnych x i pełnych y w ciągu doby roboczej

Potrzebny tabor wozów i kraźność

Przedstawiony wyżej graficzny sposób synchronizacji głównych czynności procesu wydobywania daje równocześnie podstawę do dokładnego określenia potrzebnego kopalni taboru wozów, co obecnie niejednokrotnie napotyka na trudności.

Określenie wielkości niezbędnego taboru wozów wyrażonego w tonażu czy ilości (zależnie od wyboru jednostki użytej do obliczenia wielkości Q) przeprowadzić można w sposób następujący:

Na wstępie przypominamy założenie przyjęte dla pracy szybu wydobywczego, a mianowicie, że tonaż urobku wyciągniętego przez szyb w dowolnym czasie jest równy tonażowi wozów próżnych oddanych przez szyb przewoźowi w tym samym czasie. (Przy innym założeniu zamiast jednej linii Q_2 otrzymamy dwie: jedną dla ciągnięcia urobku — Q'_2 i drugą dla wozów próżnych dostarczonych przez szyb przewoźowi — Q''_2).

Przy powyższym założeniu tabor wozów służących do przewozu urobku na dole kopalni jest stały. W każdym momencie składa się on z dwóch części, a mianowicie z wozów ładownych i wozów próżnych. Ilości wozów ładownych i próżnych zmieniają się w ciągu doby roboczej, lecz suma ich pozostaje stała. Jeżeli oznaczmy:

W — tabor wozów służących do przewozu urobku na dole,

x — tonaż czy też ilość wozów próżnych na dole,

y — tonaż czy też ilość wozów ładownych na dole, możemy napisać

$$W = x + y$$

Ponieważ, jak wspomniano, wielkości x oraz y są zmienne w ciągu doby roboczej, należy je określić w jakimś jednym korzystnym dla tego celu momencie. Momentem takim może być koniec (czy początek) doby roboczej (godz. 6). Potrzebny dla tego momentu tonaż wozów próżnych na dole został już określony (rys. 5 i 6) jako wielkość

$$x = p \quad (10)$$

Tonaż wozów ładownych na dole w momencie zakończenia doby roboczej składa się z dwóch części, a mianowicie:

l — wyrażającej tonaż wozów ładownych znajdujących się na podszybiu lub w bezpośrednim zasięgu urządzeń wydobywczych (rys. 5 i 6) określony równaniem (8), oraz

n — wyrażającej tonaż wozów ładownych, które w czasie trwania doby roboczej nie zdążyły nadejść pod szyb (nie są objęte zapasem l), ale zostały załadowane w ciągu tej doby. Urobek ten nadejdzie pod szyb dopiero w ciągu następnej doby. Wielkość n ilustruje rys. 6. Dla przykładu na rys. 5 wielkość $n = 0$.

Tonaż wozów ładownych na dole wynosi więc

$$y = l + n \quad (11)$$

Całkowity zatem minimalny tonaż wozów potrzebny do wydobywania (na dole) wynosi

$$W = p + l + n \quad (12)$$

Oczywiście wielkości x oraz y obliczone dla momentu zakończenia doby roboczej są równe wartościom obliczonym dla momentu początkowego doby roboczej, o ile proces wydobywania przebiega zgodnie z przyjętą funkcją Q_1 .

Wyrażenia x oraz y można również ująć w zależności od czasu

$$x = f_5(t) \quad (13)$$

$$y = f_6(t) \quad (14)$$

i przedstawić graficznie jak na rys. 6.

Mając wielkość W niezbędnego taboru wozów do przewozu urobku na dole, określoną w sposób wyżej podany, z łatwością obliczymy odpowiadającą jej kraźność wozów k dzieląc dzienne wydobywanie Q przez tonaż taboru wozów

$$k = \frac{Q}{W} \quad (15)$$

W praktyce kopalnianej, jeżeli warunki z jakichkolwiek powodów do tego zmuszają, można obniżyć wielkość taboru wozów niezbędnych do przewozu urobku na dole określoną wzorem (12). Osiąga się to przez zmniejszenie stopnia wykorzystania urządzenia wydobywczego w pewnym okresie czasu, przy równoczesnym przedłużeniu czasu pracy szybu w ciągu doby roboczej.

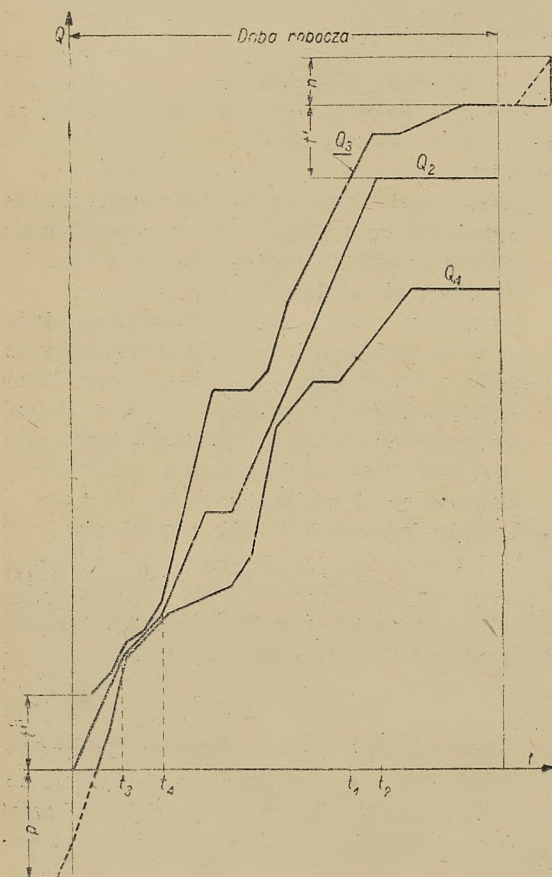
Na rys. 7 przedstawiono ten sam przykład, co i na rys. 6 z tą różnicą, że linię Q_3 przesunięto w dół tak, aby nie przecięła linii Q_4 , wówczas bowiem wystąpiłby pod szybem niedobór wozów próżnych. Przesunięcie w dół linii Q_3 pozwala zmniejszyć niezbędny zapas wo-

zów ładownych pod szybem z wielkości l (rys. 6) do wielkości l' (rys. 7).

Wobec tego tabor wozów potrzebnych na dole do wydobycia (12) wyniesie

$$W' = p + l' + n < W = p + l + n$$

Równocześnie jednak zmniejsza się stopień wykorzystania urządzenia wyciągowego w okresie czasu t_3 do



Rys. 7. Synchronizacja przy mniejszym taborze wozów przez przedłużenie czasu pracy szybu

t_4 (załamanie linii Q_2 na rys. 7) oraz zwiększa się czas pracy szybu o $t_2 - t_1$ godzin. Z powyższego widać, że w pewnych granicach można niedobór taboru wozów pokryć przez mniej prawidłową eksploatację szybowych urządzeń wyciągowych.

Rozdział wozów próżnych

Obserwując przebieg i wzajemne położenie linii Q_2 i Q_4 (rys. 5, 6, 7) można stwierdzić, że tonaż wozów próżnych dostarczonych przewoźowi przez urządzenie wydobywcze Q_2 kształtuje się w sposób odmienny niż tonaż wozów próżnych, które powinny odjechać od szybu w kierunku miejsc ładowania Q_4 . Obie wymienione wielkości w pewnych miejscach zbliżają się do siebie, w innych znowu znacznie się oddalają. Oznacza to, że w pewnych okresach czasu, gdyby odjazd wozów próżnych od szybu następował zgodnie z przebiegiem linii Q_4 pod szybem czy na dworcu wozów próżnych tworzyłby się przejściowo zapas wozów próżnych.

Ze względów praktycznych gromadzenie zbyt dużych ilości wozów pod szybem nie jest wskazane, tak z uwagi na pojemność dworców, jak i na uzasadnioną kosztami eksploatacji przewozu dążność do możliwie rów-

nomiernego obciążenia urządzeń transportowych w ciągu zmian roboczych.

Dlatego odjazd wozów próżnych spod szybu wydobywczego powinien następować na ogół prędzej, niż tego wymaga zapotrzebowanie miejsc ładowania (linia Q_4).

Aby rozdział wozów próżnych pomiędzy poszczególne miejsca ładowania (oddziały) odpowiadał powyższemu wytycznym, należy go zorganizować zgodnie z poprzednimi ustaleniami.

Dla przykładu podanego na rys. 5 przedstawiono na rys. 8 i 9 przebieg linii q'_4 oraz q''_4 (tonaż wozów próżnych, który powinien odejść od szybu do poszczególnych miejsc ładowania).

Następnie uwzględniono zapas wozów próżnych, jaki znajduje się na początku doby roboczej w poszczególnych miejscach ładowania p_1 oraz p_2 , przy czym $p_1 + p_2 = p$.

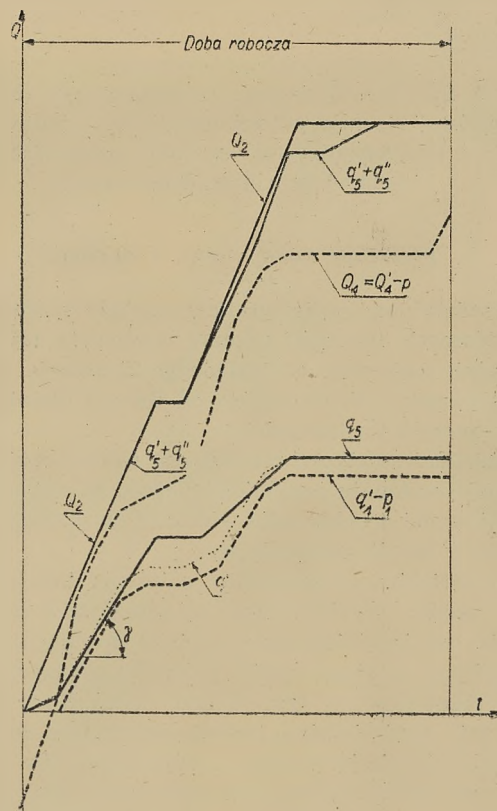
Uwzględnienie zapasów p_1 oraz p_2 wyraża się obniżeniem linii q'_4 oraz q''_4 i daje możliwość skonstruowania nowych linii

$$q'_4 - p_1 \text{ oraz } q''_4 - p_2$$

przy czym

$$(q'_4 - p_1) + (q''_4 - p_2) = Q_4 - p = Q_4 \quad (16)$$

Linie $q'_4 - p_1$ oraz $q''_4 - p_2$ przedstawiają rzeczywisty niezbędny tonaż wozów próżnych dla poszczegól-



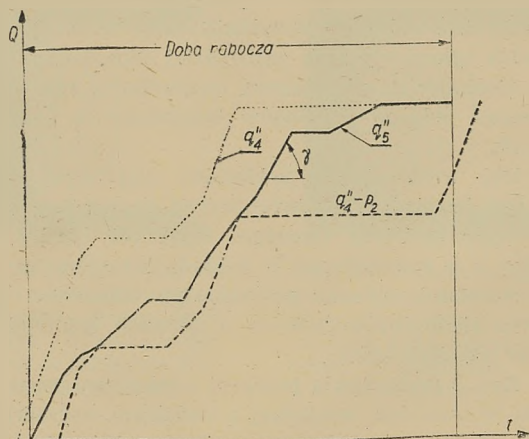
Rys. 8. Rozdział wozów próżnych odjeżdżających od szybu przy uwzględnieniu postulatu równomiernego obciążenia urządzeń przewoźowych

nych miejsc ładowania, który powinien odjechać od szybu, aby przodki nie odczuły braku wozów.

Na podstawie ostatnio wymienionych linii można skonstruować linie kształtu

$$q'_5 = f_7(t) \text{ oraz } q''_5 = f_8(t) \quad (17)$$

Linie te przedstawiają poszukiwany prawidłowy rozdział wozów próżnych i mogą stanowić podstawę do ewentualnego opracowania rozkładu jazdy pociągów.



Rys. 9. Kształtowanie się odjazdu wozów próżnych od szybu do jednej z ładowni

Przy konstruowaniu linii typu q_5 należy zwrócić uwagę na to, aby nasilenie ruchu pociągów (kąt γ na rys. 8 i 9) nie było większe od przelotności trasy oraz aby linia q_5 nie przecięła się z linią typu $q_4 - p_1$.

Uwagi końcowe

Przedstawiona wyżej metoda synchronizacji procesu wydobywania może być w praktyce stosowana:

1. przy rozwiązywaniu zagadnień związanych z projektowaniem zarówno nowych poziomów (pojemność dworców przewozu podziemnego, przelotność dróg transportowych, lokalizacja i pojemność zbiorników urobku itp.), jak i organizacji pracy w poszczególnych oddziałach wydobywczych,

2. do analizy istniejącego stanu urządzeń i kontroli przebiegu procesu wydobywania,

3. w razie przeszkód ruchu i awarii.

Przeprowadzona uprzednio analiza zależności istniejących między omawianymi powyżej operacjami składającymi się na całość procesu wydobywania ułatwi kierownictwu kopalni powzięcie w razie awarii prawidłowej decyzji, mającej na celu niedopuszczenie do strat wydobywania czy też zmniejszenia ich rozmiaru.

Należy jeszcze zwrócić uwagę na związek jaki zachodzi między liczbą k wyrażającą krążność wozów, a prze-

biegiem ładowania i transportu pionowego, czasochłonnością przewozu oraz wielkością taboru wozów.

Przyjmując, że wykresy ładowania, wielkość taboru wozów oraz czasochłonność przewozu zostały ustalone prawidłowo, zgodnie z zasadami synchronizacji, to wówczas jakiegokolwiek odchylenie od stanu idealnego w przebiegu lub wielkości ostatnio wymienionych elementów, które powstanie w praktyce, spowoduje zmniejszenie krążności wozów. Odchylenia od idealnego przebiegu pracy transportu pionowego mogą w pewnych przypadkach, jak to wykazano w rozdziale na stronie 183, umożliwić zwiększenie krążności wozów przy równoczesnym zmniejszeniu stopnia wykorzystania urządzeń wyciągowych.

Liczyby zatem określające stosunki: rzeczywiście osiągniętej krążności wozów do idealnej krążności oraz rzeczywiście uzyskanej średniej godzinowej wydajności wyciągu szybowego (z pominięciem czasu przewidzianego na planowe postoje lub czynności pomocnicze) do prawidłowo określonej (idealnej) wydajności godzinowej, można przyjąć za współczynniki charakteryzujące poziom organizacyjny kopalni.

Jeżeli oznaczymy przez

- k — krążność wozów określoną metodą synchronizacji,
- k' — rzeczywistą osiągniętą krążność wozów,
- s — prawidłowo określoną wydajność godzinową urządzenia wyciągowego,
- s' — rzeczywistą uzyskaną średnią (dzienną, miesięczną) wydajność godzinową urządzenia wyciągowego

to wyrażenie

$$\eta = \frac{k' s'}{k s} \quad (18)$$

można przyjąć za współczynnik charakteryzujący poziom organizacyjny kopalni.

Na zakończenie należy zaznaczyć, że powyższe opracowanie nie obejmuje całości zagadnienia synchronizacji wszystkich operacji procesu produkcyjnego (transporty kamienia do podsadzki suchej z powierzchni, między poziomowe i międzyoddziałowe, przewozy materiałów i ludzi, przewozy urobku przy istnieniu szybków ślepych itp.). Stosując jednak wyżej przedstawione zasady będzie można sobie pomóc przy rozwiązywaniu zagadnień na tym miejscu nieporuszonych.

622 233.242

ŁAŃCUCHY WRĘBOWE Z CZŁONAMI DWUNOŻOWYMI

Mgr inż. Eugeniusz Bojemski

Treść: Dostosowanie łańcuchów wrębowych do właściwości pokładów węglowych

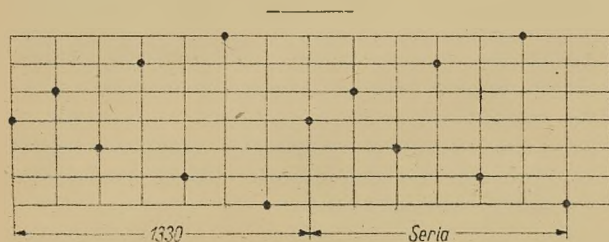
Łańcuchy wrębowe budowanych u nas maszyn wrębowych i kombajnów składają się zwykle z kilku serii członów jednonożowych.

Serią nazywamy w danym przypadku układ członów łańcuchowych następujących kolejno po sobie w taki sposób, że zamocowane w nich noże tworzą strzałkę z ostrzem zwróconym w kierunku ruchu łańcucha wrębowego, tak jak to schematycznie przedstawiają rys. 1, 2, 3, 4 i 5.

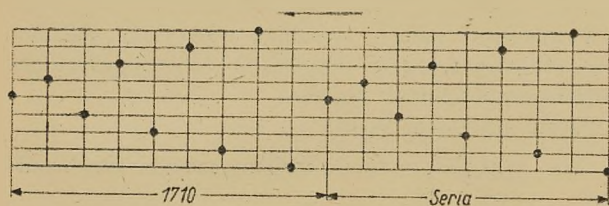
W zależności od długości wrębników wszystkie serie tworzące jeden łańcuch wrębowy mogą być pełne, zwykle jednak jedna z serii bywa niepełna, ponieważ długość łańcucha wrębowego rzadko wystarcza na umieszczenie wszystkich pełnych serii noży wrębowych.

Jedna kompletna seria członów nożowych obejmuje siedem bądź dziewięć, bądź też jedenaście noży. Wtedy odpowiednio łańcuchy wrębowe nazywamy, siedmio-,

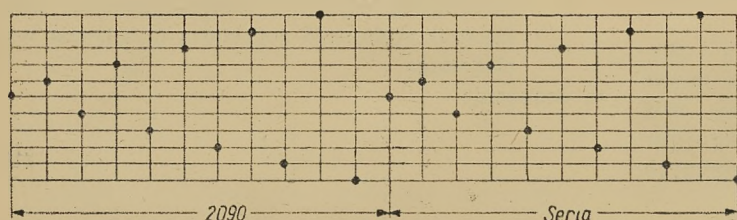
dziewięcio- lub jedenasto-pozycyjnymi. Przyjmując jednakową wysokość szczeliny wrębowej, przez zastosowanie dziewięcio- lub jedenasto-pozycyjnych łańcuchów wrębowych zagęszcza się w stosunku do łańcuchów siedmio-pozycyjnych ilość noży atakujących całość we wrębie.



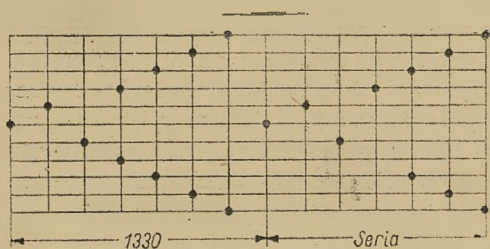
Rys. 1. Schemat łańcucha wrębowego siedmio-pozycyjnego z członami jednożołowymi



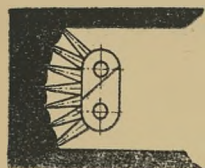
Rys. 2. Schemat łańcucha wrębowego dziewięć-pozycyjnego z członami jednożołowymi



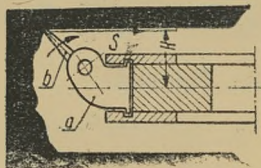
Rys. 3. Schemat łańcucha wrębowego jedenasto-pozycyjnego z członami jednożołowymi



Rys. 5. Schemat łańcucha wrębowego jedenasto-pozycyjnego z członami dwunożowymi



Rys. 6. Przekrój przez wręb z widokiem wszystkich noży jednej serii. Łańcuch siedmio-pozycyjny w pokładzie łatwowręblwym



Rys. 7. Przekrój poprzeczny przez wrębnik i widok jednożołowego członu z najbardziej odchylonym nożem we wrębie

Przy wrębieniu w pokładach węglowych łatwowręblwych, o węglu miękkim, czystym i bez przerostów wystarcza, a nawet jest wskazane stosowanie łańcuchów wrębowych siedmio-pozycyjnych o jednym tylko

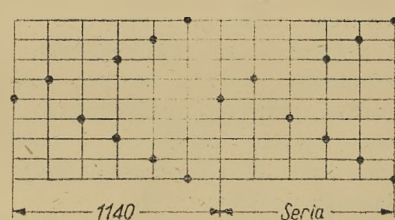
nożu w poszczególnych członach, otrzymuje się bowiem wtedy grubsze wrębowiny.

Rys. 1 przedstawia schemat układu takiego łańcucha wrębowego, rys. 6 przekrój poprzeczny przez wrębnik z widokiem wszystkich noży we wrębie, rys. 7 widok członu z nożem najbardziej odchylonym w górę w stosunku do płaszczyzny wrębnika, a rys. 8 widok boczny jednego z członów łańcuchowych jednożołowych.

Dla wrębienia w pokładach węglowych średnio, a tym bardziej trudnowręblwych, to jest w pokładach o węglu spoistym twardym bądź też bardzo twardym, a w szczególności w pokładach zanieczyszczonych przerostami, opisany powyżej typ łańcuchów wrębowych siedmio-pozycyjnych o członach jednożołowych jest nieodpowiedni.

Rys. 9 przedstawia przekrój poprzeczny przez wrębnik w szczelinie wrębowej z widokiem wszystkich noży jednej serii siedmio-pozycyjnego łańcucha wrębowego przy wykonywaniu wrębu w trudnowręblwym pokładzie węglowym.

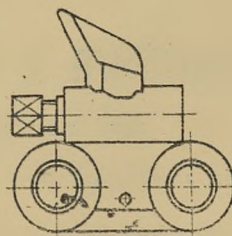
Jak to jest widoczne z rysunku, w tym przypadku węgiel nie zostaje wykruszony przez noże wrębowe. tworzą się wtedy bowiem głębokie bruzdy, hamujące postęp wrębiarki i wytwarzające dużo miazgi i pyłu. odbywa się tu nie tylko skrawanie węgla ostrzami noży, ale również tłuczenie go i mielenie tępymi częściami noży wrębowych.



Rys. 4. Schemat łańcucha wrębowego dziewięć-pozycyjnego z członami dwunożowymi

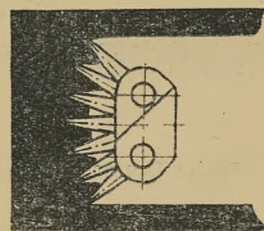
Aby zmniejszyć grubość bądź też długość powstających w danym przypadku bruzd, a zatem zwiększyć możliwość ich wykruszania powstaje konieczność zwiększenia ilości noży w jednej serii tak, jak to pokazano na rys. 2, 3, 10 i 11.

Przedstawiono tu układy łańcuchów wrębowych dziewięć- i jedenasto-pozycyjnych zwykłych o jednożołowych członach.



Rys. 8

Rys. 8. Widok boczny jednożołowego członu łańcuchowego

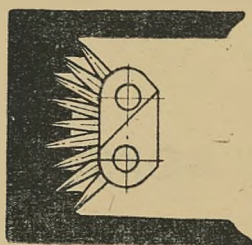


Rys. 9

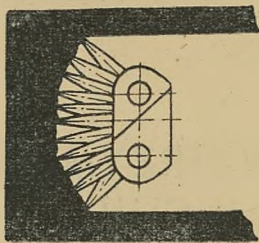
Rys. 9. Przekrój przez wręb z widokiem wszystkich noży jednej serii. Łańcuch siedmio-pozycyjny w pokładzie trudnowręblwym

W danym razie osiąga się wprawdzie zagęszczenie noży w rzucie poprzecznym przez szczelinę wrębową, a więc ułatwione zostaje wykruszanie powstających

przy wrębieniu bruzd, równocześnie jednak zostają zwiększone znacznie odległości pomiędzy jednakowo nachylonymi nożami dwóch sąsiednich serii, przez co



Rys. 10. Przekrój przez wręb z widokiem wszystkich noży jednej serii. Łańcuch dziewięć-pozycyjowy w pokładzie trdnowrębliwym



Rys. 11. Przekrój przez wręb z widokiem wszystkich noży jednej serii. Łańcuch jedenasto-pozycyjowy w pokładzie trdnowrębliwym

zwiększa się grubość ścinanego przez noże pasma węgla. Okoliczność ta jest niekorzystna ze względu na przeciążanie silnika wrębiarki jak również i wszystkich innych jej części oraz noży wrębowych.

Aby, zachowując korzyści wynikające z zastosowania dziewięć- lub jedenasto-pozycyjowych łańcuchów, osiągnąć równocześnie zmniejszenie grubości skrawanego nożami pasma węglowego wskazane jest stosowanie łańcuchów wrębowych o członach dwunożowych przynajmniej dla noży o znacznym odchyleniu.

Rys. 4 i rys. 5 przedstawiają schematycznie układy łańcuchów wrębowych tego typu.

Na rys. 12 widoczny jest dwunożowy człon takiego łańcucha. Odległości pomiędzy jednakowo odchylonymi nożami dwóch sąsiadujących serii przedstawiają się w sposób następujący:

Przyjmując, że normalna odległość między dwoma bezpośrednio sąsiadującymi nożami wynosi 190 mm, odległości pomiędzy jednakowo odchylonymi nożami sąsiadujących serii wynosić będą:

1. Łańcuchy z członami jednożowymi:

$$\text{Siedmio-pozycyjowe } \Delta_1 = 190 \cdot 7 = 1330 \text{ mm}$$

$$\text{Dziewięć-pozycyjowe } \Delta_2 = 190 \cdot 9 = 1710 \text{ mm}$$

$$\text{Jedenasto-pozycyjowe } \Delta_3 = 190 \cdot 11 = 2090 \text{ mm}$$

2. Łańcuchy z członami dwunożowymi:

Dziewięć-pozycyjowe z trzema członami dwunożowymi

$$\Delta'_2 = 6 \cdot 190 = 1140 \text{ mm}$$

Jedenasto-pozycyjowe z czterema członami dwunożowymi

$$\Delta'_3 = 7 \cdot 190 = 1330 \text{ mm}$$

Z powyższych danych widzimy, że przy zastosowaniu łańcucha wrębowego dziewięć-pozycyjowego z trzema np. członami dwunożowymi osiągnięte zostanie w porównaniu z łańcuchami jednożowymi skrócenie odległości Δ pomiędzy dwoma jednakowo położonymi nożami dwóch sąsiadujących serii o

$$\Delta = \Delta_2 - \Delta'_2 = 1710 \text{ mm} - 1140 \text{ mm} = 570 \text{ mm}$$

a w przypadku zastosowania łańcucha jedenasto-pozycyjowego z czterema członami dwunożowymi skrócenie wyniesie

$$\Delta = \Delta_3 - \Delta'_3 = 2090 \text{ mm} - 1330 \text{ mm} = 760 \text{ mm}$$

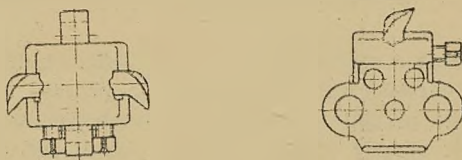
Proporcjonalnie do skrócenia odległości Δ zmniejszone zostaną i grubości skrawanych przez noże pasm węgla, a więc i odpowiednio zmniejszy się również obciążenie na każdy nóż łańcucha wrębowego.

W ten sposób zostaje skompensowane niekorzystne zwiększenie odległości pomiędzy jednakowo sytuowanymi nożami dziewięć- bądź też jedenasto-pozycyjowych łańcuchów o członach jednożowych przy równoczesnym zachowaniu korzyści, osiąganych przez zagęszczenie ilości noży każdej serii w płaszczyźnie prostopadłej do podłużnej osi wrębownika.

Na tym jednak nie kończą się korzyści zastosowania łańcuchów tego typu.

Rys. 7 przedstawia sytuację w jakiej znajduje się np. nóż skrajny, najbardziej odchylony łańcucha wrębowego z pojedynczymi nożami w każdym członie.

Nóż *b* osadzony w członie *a* opiera się o węgiel swoim końcem i bokiem wskutek czego powstaje moment skręcający nóż wraz z członem w kierunku siły *S*. Moment ten można w przybliżeniu obliczyć.

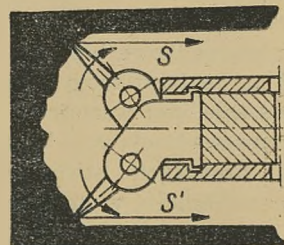


Rys. 12. Widok z boku i z góry dwunożowego człon łańcuchowego

W przypadku najbardziej odchylonego noża łańcucha wrębowego wynosi on w przybliżeniu w cięższych warunkach wrębienia

$$M = 1200 \text{ do } 1800 \text{ kgcm}$$

Są to więc momenty dość znacznej wielkości, powodujące jednostronne przekręcanie członów łańcuchów wrębowych, duże ich tarcie o listwy prowadnicze, nieproduktywne zużycie mocy silnika, nierównomierne zdzieranie się członów łańcuchów i listew prowadniczych i nadmierne, szkodliwe nagrzewanie się łańcuchów i noży wrębowych.



Rys. 13. Przekrój poprzeczny przez wrębnik i widok dwunożowego człon łańcuchowego z najbardziej odchylonymi nożami we wrębie

Przez zastosowanie łańcuchów wrębowych z członami dwunożowymi osiąga się ten skutek, że moment skręcający człon łańcucha w prawo, powstały przez działanie siły *S* na górne noże wg rys. 13 równoważony zostaje przez działanie takiej samej mniej więcej siły (*S'*) działającej na nóż dolny. Rys. 12 przedstawia widok boczny i rzut jednego z członów dwunożowych.

Dalszą korzyścią zastosowania łańcuchów wrębowych tego typu jest możliwość utrzymywania normalnej wysokości szczeliny wrębowej w przypadku prowadzenia wrębów w pokładach, wykazujących tendencję zaciśnięcia wrębownika.

W razie naciskania podwrębianego pokładu węglowego na górny szereg noży wrębowych, dolne noże zamocowane w tych samych członach podtrzymują człon

ny łańcucha wrębowego, a zatem i górne noże w normalnej pozycji, nie pozwalają przez to na zważanie się szczególnie wrębowej.

Niebezpieczeństwo zaciskania wrębniaka jest więc w tym przypadku mniejsze. Zastosowanie łańcuchów

wrębowych dwunożowych ułatwia i przyspiesza pracę wrębniaków w pokładach węglowych, średniowrębliwych a w szczególności trudnowrębliwych, zmniejsza awarie i straty przestojów jak również potrzebę i koszty napraw.

622.74:539.4

BŁĘDY W OZNACZANIU WYTRZYMAŁOŚCI KOKSU METODĄ MICUM

Mgr inż. Janusz Warmuziński

Treść: Zebrano w oparciu o prace krajowe i zagraniczne najważniejsze przyczyny błędów przy oznaczeniu wytrzymałości bębnowej wg metody Micum. Podano aktualny stan zagadnienia w Polsce. Podkreślono konieczność rewizji dotychczasowej normy PN/C-04305.

Za jedną z najważniejszych cech koksu hutniczego, mającą określić jego przydatność do procesu wielkopiecowego, przyjęto od dość dawna wytrzymałość bębnową wg metody Micum. Norma polska PN/C-97952 uwzględnia jeszcze wprowadzić dodatkowe wymagania co do jakości koksu odbieranego przez hutnictwo, ograniczają się one jednak do kawałkowatości, ilości podziarna i koksiu oraz zawartości wilgoci, popiołu i siarki. O ile przemysł koksowniczy stosunkowo łatwo sprostać może wymienionym dodatkowym wymaganiom, to w przypadku parametrów wytrzymałościowych istnieją znaczne trudności w utrzymaniu ich na żądanym przez hutnictwo poziomie, głównie z powodu ograniczonych możliwości stosowania w mieszkankach koksowniczych węgla uszlachetniających. Doprowadza to do produkcji koksu o parametrach wytrzymałościowych znajdujących się najczęściej na granicy postawionych wymagań, bez możliwości zapewnienia kilku punktów rezerwy w wytrzymałości i ścieralności. Sytuacja taka stwarza konieczność zastrzeżenia dokładności przy oznaczeniach wytrzymałości bębnowej wg Micum, bowiem przypadkowe błędy oznaczenia wpłynąć mogą bądź na deklasyfikację koksu bądź też na sztuczne podwyższenie jego wartości.

W okresie przeprowadzania prac badawczych w szeregu koksowni krajowych stwierdzono niejednokrotnie znaczne rozbieżności w oznaczaniu wytrzymałości bębnowej koksu oraz w konstrukcji zestawu aparaturowego. Sprawę tę uregulowano w znacznym stopniu w 1952 r. przez wprowadzenie odnośnych norm, niemniej jednak ciągle jeszcze obserwuje się duże niedociągnięcia przy pobieraniu prób i wykonywaniu oznaczeń. Za cel niniejszej pracy postawiono sobie ustalenie wpływu szeregu czynników na wyniki prób bębnowych, opierając się na danych zaczerpniętych z literatury oraz własnych doświadczeniach.

Błędy oznaczenia wynikające z nieujednoliconej aparatury

Norma PN/C-04305 wydana w początkach 1952 r. określa w sposób jednoznaczny aparaturę, jaką należy posługiwać się przy oznaczaniu wytrzymałości bębnowej koksu wg metody Micum. Do chwili obecnej istnieją jednak zakłady koksownicze operujące przestarzałymi urządzeniami, odbiegającymi od wymagań normy. Niektóre koksownie nie posiadają np. automatycznego otrząsania sit, wymiary bębna i sit odbiegają od

przewidzianych normą, otwór bębna zamykany drzwiczkami nie przechodzi wzdłuż całego płaszcza bębna, brak jest mechanizmu zatrzymującego automatycznie bęben po wykonaniu 100 obrotów. Następstwem tych niedociągnięć jest uzyskiwanie z oznaczenia wskaźników nie odpowiadających rzeczywistej jakości produkowanego koksu. Zdarza się również często, że nawet zgodnie z normą wykonana aparatura przestaje dawać należyte wyniki na skutek naturalnego zużycia się przez wytarcie niektórych części.

Znaczny wpływ na wyniki oznaczenia ma grubość płaszcza bębna, która wynosić powinna, zgodnie z obowiązującą normą, 10 mm. Zbyt cienkie blachy użyte do konstrukcji bębna lub też wytarte na skutek częstego bębnowania działają sprężynująco, co jest przyczyną pozornie lepszej wytrzymałości i ścieralności. Wpływ różnych grubości płaszcza bębna podaje tablica 1, zaczerpnięta z prac Stumpego [1].

Duże różnice w wynikach oznaczenia parametrów wytrzymałościowych obserwuje się przy różnych wysokościach kątowników wbudowanych wewnątrz bębna. Badania Stumpego [1] przeprowadzono dla bębnow bez kątowników oraz z kątownikami o wysokości ramienia 50 i 100 mm wskazują na polepszanie się wskaźników wytrzymałościowych wraz ze zmniejszaniem się wysokości ramienia kątowników. Część wyników zamieszczono w tablicy 2.

Codziennie kilkakrotne używanie bębna do oznaczeń powoduje stałe zmniejszanie się wymiarów płaszcza i kątowników, w wyniku czego jakość koksu pozornie polepsza się. Szybkość zużywania się bębna jest uwarunkowana, rzecz jasna, szeregiem czynników, między innymi jakością materiału z jakiego bęben został wykonany, twardością koksu oraz ilością bębnowań. Nie można stąd określić ściśle czasu, po upływie którego bęben powinien być wymieniony. Praktyka zakładów koksowniczych wskazuje na szybsze zużywanie się kątowników, które też częściej należy wymieniać, nieco rzadziej natomiast płaszcza bębna. W oparciu o doświadczenia jednej z koksowni produkującej koks I gatunku, a więc o względnie wysokiej wytrzymałości, stwierdzić można, że konieczna jest wymiana płaszcza bębna przynajmniej co 3 ÷ 4 miesiące.

Wymiary bębnow powinny być poddane stałemu nadzorowi Działu Kontroli Technicznej a wszelkie odchylenie od normy natychmiast likwidowane. Dotyczy to również znormalizowanych sił używanych do ozna-

Tablica 1

Wpływ różnej grubości ścianki bębna na wytrzymałość bębnową koksu (wg Stumpego)

Próba	Grubość blachy 2 mm			Grubość blachy 6 mm			Grubość blachy 8 mm		
	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm
1	64	90	6	56	86	10			
2				66	88	8	64	87	9
3				58	87	7	55	88	8
4	50	81	14	46	78	17	43	77	18

Tablica 2

Wpływ wysokości ramienia kątowników na wytrzymałość bębnową koksu (wg Stumpego)

Próba	Bez kątowników			Kątowniki 50 mm			Kątowniki 100 mm		
	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm
1	59	84	9	46	84	10	39	81	11
2	60	85	10	46	80	13	36	76	16
3	59	86	9	46	84	10	39	81	11
4	48	80	13	33	73	16	28	70	19
5	66	91	6	51	86	9	47	85	9

czenia wg Micum. Dłuższe ich używanie doprowadza do powiększenia się średnicy otworów; szczególnie w środkowej części sita. Fakt ten pogarsza pozornie jakość koksu, co szczególnie dotkliwie odbija się na ścieralności.

runków temperaturowych. Utrzymanie tych warunków na jednakowym poziomie we wszystkich komorach jest często utrudnione z uwagi na niezadowalający stan niektórych baterii, w następstwie czego istnieją trudności w zachowaniu cykliczności obsadzania, regulacji

Błędy oznaczenia spowodowane niewłaściwą metodyką badania

Jest rzeczą oczywistą, że nawet najbardziej zgodna z normą aparatura nie jest w stanie zabezpieczyć miarodajnych wyników, jeśli sposób przeprowadzenia oznaczenia jest wadliwy. Typowo konwencjonalne badanie, jakim jest oznaczanie wskaźników wytrzymałościowych wymaga szczególnego przestrzegania przepisów. Właściwe pobranie próbek i znormalizowane przeprowadzenie oznaczenia daje gwarancję nieprzekroczenia dopuszczalnej różnicy dla dwóch oznaczeń, wynoszącej 3 % dla wskaźnika M_{40} i 1 % dla M_{10} oraz umożliwia porównanie wskaźników wytrzymałościowych między koksem z poszczególnych koksowni, co w obecnych warunkach jest często utrudnione.

Dla zilustrowania wpływu metodyki oznaczenia na jakość wyników próby bębnowej celowe wydaje się przytoczenie niektórych badań nad tym zagadnieniem.

Podstawowym warunkiem, którego spełnienie konieczne jest dla uzyskania właściwych wyników, jest przy próbie bębnowej, podobnie zresztą jak przy wszystkich innych oznaczeniach, właściwe pobranie średniej próbki, reprezentującej całość badanej partii koksu. Zagadnienie to nabiera szczególnego znaczenia jeśli weźmiemy pod uwagę niejednakową jakość koksu z określonych miejsc komory a często nawet z poszczególnych komór. Tablica 3 podaje wyniki wytrzymałości bębnowej koksu dla kilku komór wspólnej baterii, uzyskane w pracach nad doborem węgla do nowych mieszanek wsadowych [2].

Podkreślić należy, że zamieszczone wyniki wybrano z szeregu innych jako najbardziej charakterystyczne. Różnice wyników dla poszczególnych komór spowodowane są różnym ich biegiem, zależnym głównie od wa-

Tablica 3

Wyniki prób bębnowych dla koksu z różnych komór baterii A

Seria prób	Komora	M_{40}	M_{10}
a	85	61,1	8,0
	89	65,6	8,6
	95	63,4	8,2
b	93	62,6	6,8
	111	62,4	7,4
	121	66,6	7,6
c	84	57,3	7,8
	96	53,9	6,9
	111	54,0	6,7
d	70	50,7	10,4
	76	55,9	8,8
	82	48,6	8,7

dopływu gazu opałowego, zabezpieczeniu szczelności komór itp. Odbija się to, rzecz jasna, na stopniu wyprężenia koksu i w konsekwencji na jego różnych parametrach wytrzymałościowych.

Powszechnie znany jest fakt, że nawet najbardziej równomiernie prowadzone komory wykazują różnice w jakości koksu w zależności od miejsca pobrania próbki. W tablicy 4 zestawiono wyniki uzyskane przez H. Hoffmanna [3], obrazujące jakość koksu z poszczególnych wysokości komory.

Najlepszą wytrzymałość mechaniczną wykazują partie koksu położone w środkowej części komory, w przeciwieństwie do ścieralności, która najniższa jest dla koksu pobranego z toku komory. Partia koksu z środ-

kowej części stanowi wprawdzie największy udział w całości wyprodukowanego przez nią koksu ($7/8 \div 6/8$), niemniej jednak nieodpowiednie pobranie próbki może zniekształcić właściwy obraz jakości analizowanego koksu.

Tablica 4

Wyniki prób bębnowych dla koksu pobranego z różnych wysokości komory (wg H. Hoffmanna)

Próba	Miejsce pobrania próby	Wytrzymałość bębnowa		
		> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm
1	góra	60	84	12,6
	środek	68	88	8,0
	tok	60	90	6,6
2	góra	58	85	11,4
	środek	61	87	9,6
	tok	57	88	8,4

Dodatkowym błędem obciąża pobieranie średniej próbki koksu fakt, że koksoownie stosują często nieznormalizowane widły, których rozstęp zębów jest większy lub mniejszy od 50 mm. Nawet przy prawidłowo wykonanych widłach rozstęp zębów może ulegać zresztą zmianom przy częstym używaniu wideł, szczególnie w przypadku, gdy do ich wykonania użyto niewłaściwego materiału. Wynika stąd konieczność poddawania częstej kontroli rozstępów między zębami wideł, co ma szczególne znaczenie przy badaniu koksu drobnokawałkowego.

Pobierany widłami koks powinien reprezentować średnią próbę również pod względem kawałkowatości, bowiem wg badań H. Hoffmanna (tablica 5) wyraźny jest wpływ wielkości kawałków badanego koksu na wyniki bębnowania [3].

Tablica 5

Wpływ wielkości kawałków koksu na wyniki prób bębnowych (wg H. Hoffmanna)

Próba	Fracja ziarnowa mm	Wytrzymałość bębnowa		
		> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm
1	80	50	86	6,4
	80 ÷ 60	56	87	6,4
	60 ÷ 40	53	90	5,8
2	80	70	91	7,2
	80 ÷ 60	74	92	6,0
3	100	50,6	87,2	7,4
	100 ÷ 80	52,6	88,0	7,0
	80 ÷ 60	57,4	89,0	7,0
4	100	60,4	89,0	7,2
	100 ÷ 80	61,2	89,6	6,8
	80 ÷ 60	63,8	90,4	6,4
	60 ÷ 40	61,6	91,0	6,4

Tablica 5 wskazuje, że ze zmniejszającą się wielkością kawałków polepszają się wyniki próby bębnowej, co tłumaczyć należy mniejszą siłą uderzenia tych kawałków o ściany bębna. Pewien wyjątek z uwagi na wytrzymałość stanowi w doświadczeniach 1 i 4 frakcja 60 ÷ 40 mm, która zawierała znaczne ilości ziarna zbliżonego wymiarami do 40 mm. Już nieznaczne zmniej-

szenie się wielkości tych kawałków na skutek działania sił mechanicznych w bębnie spowodowało ich przejście przez sito 40 mm.

Widoczny wpływ na parametry wytrzymałościowe posiada zawartość wilgoci w badanym koksie. H. Hoffmann, cytowany już poprzednio, badał koks o wyjątkowo niskiej i wysokiej zawartości wilgoci, bębnując go przy jednakowym ciężarze próbek oraz w innej serii doświadczeń jednakowej objętości. W tablicy 6 podano wyniki oznaczeń przy jednakowym ciężarze badanych próbek [3].

Interpretacja wyników z tablicy 6 wskazuje na otrzymywanie gorszych wyników wytrzymałości i lepszych ścieralności dla koksu o większej zawartości wilgoci. Tłumaczyć to można faktem, że koks bardziej mokry jest cięższy i zajmuje mniejszą objętość, przez co podlega w bębnie większemu działaniu sił mechanicznych niż koks suchy. Pogarsza się przez to pozornie wytrzymałość, podczas gdy ścieralność polepsza się na

Tablica 6

Wpływ zawartości wody w koksie na wyniki prób bębnowych (wg H. Hoffmanna)

Nr doświadczenia	Zawartość wody w koksie, %	Wytrzymałość bębnowa		
		> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm
1	1,8	67	88	9,5
	18,0	65	88	7,4
2	5,0	60	85	11,6
	18,0	54	84	8,9
3	2,4	74	91	8,8
	19,0	69	90	7,9
4	3,0	54	86,4	9,6
	22,6	50,8	89,4	5,4

skutek oblepiania się drobnych ziarn koksu dookoła większych kawałków, głównie frakcji 20 ÷ 40 mm. Spostrzeżenie to potwierdza wzrost ciężaru tej frakcji przy bębnowaniu mokrego koksu. W świetle powyższych uwag należy przestrzegać, aby zawartość wilgoci w koksie była utrzymana na możliwie niskim poziomie, nie przekraczającym 6 %. Dotyczy to szczególnie koksu gaszonego lub dogaszanego ręcznie, w którym zawartość wilgoci może się partiami wahać w znacznych granicach.

Bębnowanie koksu powinno się odbywać ze stałą ilością obrotów na minutę $n = 25$ obr/min. Dopuszcza się pewne odchyłki czasu (± 15 sek) potrzebnego do wykonania przez bęben 100 obrotów, ze względu na wahania w napięciu prądu poruszającego bęben. Większa lub mniejsza ilość obrotów bębna stać się może przyczyną błędów oznaczenia, na co wskazują, między innymi, wyniki badań Nadziakiewicza, zamieszczone częściowo w tablicy 7. Zwiększenie liczby obrotów bębna powoduje, jak było do przewidzenia, pogorszenie wyników próby bębnowej [4].

Tablica 7

Wpływ ilości obrotów bębna (8 × 25 obrotów) na wyniki prób bębnowych (wg Nadziakiewicza)

Kolejne bębnowanie	Wypad po bębnowaniu, kg				Ciężar próby użytej do bębnowania	Wytrzymałość bębnowa, %			
	> 40 mm	40 ÷ 20 mm	20 ÷ 10 mm	< 10 mm		¹⁾ > 40 mm	¹⁾ < 10 mm	²⁾ < 10 mm + straty	²⁾ < 10 mm + straty
1	43,0	4,5	1,0	1,5	50	86,0	3,0	4,0	4,0
2	40,5	5,5	1,5	2,0	49,5	81,8	4,0	7,1	8,1
3	37,0	7,5	1,5	2,0	48,0	77,1	4,2	5,2	9,2
4	28,5	14,5	2,0	2,5	47,5	60,0	5,3	7,4	12,4
5	26,0	16,0	2,0	2,5	46,5	55,9	5,4	5,4	12,4
6	25,0	16,5	2,5	2,5	46,5	53,8	5,4	7,5	14,5
7	23,0	17,5	2,5	2,5	45,5	50,5	5,5	8,8	17,8
8	20,0	19,0	2,5	2,5	44,0	45,4	5,7	—	—

¹⁾ Obliczono w stosunku do ciężaru próby użytej do bębnowania. ²⁾ Do frakcji < 10 mm dodano straty z kolejnego bębnowania i obliczono jak w ¹⁾. ³⁾ Do wyników obliczonych wg ²⁾ dodano straty od początku bębnowania.

Przyczyną największych i najczęściej spotykanych błędów jest, naszym zdaniem, niewłaściwe przesiewanie koksu po bębnowaniu. Składa się na to zarówno

frakcji > 40 mm i 40-20 mm, szczególnie przy porównaniu normalnego ręcznego odsiewania oraz na sicie potrzęsальnym. Ścieralność nie ulega zmianom.

Tablica 8

Wpływ metody odsiewania na wyniki prób bębnowych (wg Stumpego)

Próba	Normalne odsiewanie ręczne			Odsiewanie z ręcznym przepuszczeniem przez sito kawałków podłużnych ¹⁾			Sito potrzęsalne wg Stumpego ²⁾		
	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm
a	64	84	11	61	84	11	60	84	11
b	57	83	12	53	83	12	52	83	12
c	63	81	15	59	81	15	58	81	15
d	57	79	16	53	79	16	51	79	16
e	57	79	15	53	79	15	52	79	15
f	57	81	14	53	81	14	53	81	14

¹⁾ Odsiewanie stosowane powszechnie w krajach anglosaskich, polega na ręcznym przesianiu i dodatkowym ręcznym przepuszczeniu przez sito kawałków koksu o kształcie wydłużonym. ²⁾ Stosowane często w koksowniach krajowych.

sama metodyka pracy jak i różnorodność urządzeń do przesiewania. Niemal każda koksoownia stosuje swój własny sposób przesiewania, uzależniony zresztą często warunkami aparaturowymi. Tak więc obserwuje się przesiewanie zmechanizowane, półmechaniczne (wyrząsanie ręczne sit umieszczonych na sprężynach) i ręczne. Amplitudy i ilość potrząśnień są różne, przy przesiewaniu ręcznym rzadko kiedy zachowany jest warunek wyrząsania w płaszczyźnie poziomej, wymiary sit są najczęściej niekontrolowane przez co odbiegają po pewnym okresie używania od normy, frakcji poniżej 10 mm na ogół nie waży się lecz oblicza z różnicy. Wszystkie te czynniki wpływają w decydującej mierze na dokładność oceny parametrów wytrzymałościowych koksu i są przyczyną szeregu błędów. W jak dużym stopniu metoda odsiewania decyduje o wskaźnikach wytrzymałości koksu świadczą badania Stumpego [1], których wyniki ilustruje tablica 8.

Wyniki zamieszczone w tablicy 8 wskazują, że wpływ sposobu odsiewania zaznacza się wyłącznie dla

Uwagi ogólne i wnioski

Przytoczone wyniki badań wskazują na niektóre błędy oznaczenia wytrzymałości bębnowej, wynikające ze stosowania nieujednoliconej aparatury oraz spowodowane niewłaściwą metodyką oznaczenia. Należy podkreślić, że błędy te mogą się w pewnym stopniu kompensować. Tak np. zbyt długie używanie aparatury, bez wymiany części, doprowadza z jednej strony do sztucznego polepszenia wskaźników wytrzymałościowych na skutek zużycia się ścian bębna i kątowników (tablica 1 i 2) oraz, z drugiej strony, do sztucznego pogorszenia wyników z uwagi na powiększenie się średnic otworów w sitach. Ponieważ jednak wielkość popełnionych błędów jest różna, konieczna jest stała kontrola wymiarów aparatury w celu wymiany jej części przy zbyt daleko posuniętym stopniu zużycia. Obserwacje przeprowadzone w wielu zakładach koksowniczych upoważniają do zwrócenia zwiększonej uwagi na konieczność przestrzegania przepisów normy, co leży zarówno w interesie dostawcy jak i odbiorcy koksu.

Uniknie się w ten sposób szeregu błędów oznaczenia i usprawni ocenę jakości koksu na podstawie parametrów wytrzymałościowych.

Parę oddzielnych słów należy poświęcić samej normie PN/C-04305 na oznaczanie wytrzymałości bębnowej koksu wg Micum. Podnoszące się ostatnio głosy za rewizją tej normy wydają się słuszne i uzasadnione. Oparte są one na spostrzeżeniu, że koks o dużej wytrzymałości jest obciążony znacznym błędem podnoszącym dodatkowo tę wytrzymałość na skutek zbyt wielkiego nagromadzenia się na sicie frakcji > 40 mm, co utrudnia przepad drobniejszych kawałków. Do wspomnianego zastrzeżenia dorzucić należy, naszym zdaniem, warunek używania do oznaczeń wytrzymałości koksu o pewnej granicznej zawartości wody (np. nie przekraczającej 6 %).

Celowe wydaje się również rozważenie, czy amplituda potrząśnięć sit, wynosząca w obecnej normie 50 mm, nie jest zbyt mała.

Wielokrotnie kwestionowane przez fachowców wskaźniki wytrzymałości wg Micum, nie stanowiące kryterium zachowania się koksu w wielkim piecu, muszą być używane do czasu ustalenia innej, lepszej metody oceny jakości koksu [5]. Aby spełniły one do tego czasu swoje zadanie, winny być potraktowane szczególnie sumiennie.

Literatura

1. W. Stumpe: wg F. I. A. T. Final Report No 531, London.
2. O. Miłaszewicz, J. Warmużński: wg dokumentacji Zakładu V GIG (1954).
3. H. Hoffmann: F. I. A. T. Final Report No 531, London.
4. J. Nadziakiewicz: wg przekazanych materiałów z 1949 r.
5. T. Kozłowski, J. Nadziakiewicz: Hutnik 16, str. 297 (1949).

622.673

SPOSODY OBLICZANIA DŹWIGARÓW SZYBOWYCH

Mgr inż. Stanisław Badura

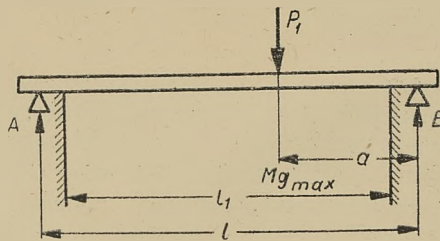
Treść: Omówiono zasady obliczania dźwigarów szybowych. Podano sposób obliczania stalowych jak również drewnianych dźwigarów szybowych.

Dźwigary szybowe są to belki nośne dla przewodników szybowych, pomostów drabinowych, rurociągów wodnych i powietrznych itd. W zależności od przeznaczenia dźwigary szybowe dzielimy na główne i pomocnicze. Dźwigary główne służą do utwierdzenia przewodników szybowych, pomocnicze dla pozostałych urządzeń.

Główne dźwigary szybowe pracują na zginanie przejmując statyczne obciążenie pochodzące od ciężaru przytwierdzonych przewodników oraz poziome siły dynamiczne, których wielkość zależna jest od ciężaru naczynia wydobywczego wraz z urobkiem i prędkości jazdy. Badania wykazują [1], że poziome siły dynamiczne występujące w następstwie nierówności przewodników są proporcjonalne do masy naczynia wydobywczego, do kwadratu prędkości jazdy, do wielkości skoku i odwrotnie proporcjonalne do kwadratu jego długości. Doświadczalnie stwierdzono na przykład [1], że dynamiczne siły poziome w następstwie uderzeń załadowanej klatki o wadze 26,5 t, jadącej z prędkością 12 m/sek, wynoszą około 5000 kG.

W przypadku zerwania się liny nośnej, naczynie wydobywcze zostaje zahamowane i uchwycone przez spadochrony, przy czym dźwigary szybowe przejmują znaczną część naprężeń dynamicznych pochodzących od energii kinetycznej masy spadającego naczynia wydobywczego. Dokładne określenie sił dynamicznych przenoszonych się na dźwigary szybowe w chwili zerwania liny jest bardzo trudne. Dlatego za podstawę obliczenia przyjmujemy naprężenie statyczne wywołane przez ciężar naczynia wydobywczego, natomiast naprężenie od sił dynamicznych uwzględniamy przez wprowadzenie współczynnika bezpieczeństwa, którego wielkość jest zależna od przeznaczenia szybu.

Dźwigary szybowe przelotowe, to znaczy podtrzymujące pośrednie przewodniki w ciągu przewodniczym, obliczamy na ciężar jednego naczynia wydobywczego. Dźwigary podtrzymujące przewodnik końcowy w przerwie ciągu przewodników obliczamy na obciążenie dwukrotnie większe niż dźwigary przelotowe, zachowując ten sam współczynnik bezpieczeństwa. Zazwyczaj warunek ten spełniamy przez zabudowanie na wymienionym odcinku podwójnych dźwigarów w układzie jeden nad drugim o profilu tym samym jak po-



Rys. 1. Głębokość замуrowania dźwigara szybowego

zostałe dźwigary podtrzymujące ciąg przewodniczy. Wzmocnienie to jest umotywowane niemożliwością przeniesienia sił na przewodniki zabudowane bezpośrednio poniżej w przypadku zawieszenia naczynia wydobywczego nad przerwą bądź też w rzapiu szybu. Dźwigary podtrzymujące pierwszy przewodnik obliczamy tak samo jak dźwigary przelotowe.

Głębokość замуrowania dźwigarów szybowych powinna być nie mniejsza od 1/15 długości dźwigara mierzonej w świetle szybu (rys. 1).

Jednostkowe naciski wywierane przez dźwigary na obudowę szybu nie mogą przekraczać dopuszczalnego

naprężenia na ściskanie, które dla obudowy z cegły klasy 150 przy zaprawie cementowej wynosi 15 kG/cm² (PN/B-182), a dla betonowej obudowy 35 kG/cm².

Naprężenie ściskające występujące w obudowie szybu obliczamy według wzoru

$$\sigma_c = \frac{A}{F} \text{ lub } \sigma_c = \frac{B}{F} \text{ kG/cm}^2$$

gdzie

A, B — siły występujące w miejscach utwierdzeń, kG,

F — powierzchnia półki zamurowanego dźwigara, cm².

Powierzchnię półki zamurowanego dźwigara obliczamy

$$F = a \cdot b \text{ cm}^2$$

gdzie

a — głębokość zamurowania, cm (rys. 1),

b — szerokość półki dźwigara, cm.

Dźwigary szybowe obliczamy jako belki swobodne podparte na obu końcach i obciążone w głównej płaszczyźnie zginania siłami skupionymi. Sposób obliczenia podany jest poniżej, odrębnie dla dźwigarów stalowych i drewnianych.

Dźwigary szybowe stalowe

Dźwigary szybowe stalowe powinny być wykonane ze stali węglowej o dolnej granicy wytrzymałości $R_r = 37 \text{ kG/mm}^2$. Typowym profilem na dźwigary szybowe jest profil ceowy wzmocniony, który pozwala na sztywne, a przede wszystkim na proste, niewymagające dodatkowej konstrukcji umocowania przewodników szybowych. Również pracochłonność przytwierdzenia przewodników jest znacznie mniejsza niż przy stosowanych czasami profilach *dwuteowych*, co ma szczególne znaczenie przy wymianie pojedynczych przewodników szybowych. Z powyższych powodów stosowanie dźwigarów *dwuteowych* należałoby ograniczyć tylko do tych przypadków, gdzie profil *ceowy* ze względów wytrzymałościowych nie jest wystarczający.

Dźwigary szybowe ze względu na korozyjne działanie wilgoci powinny być pokryte farbą rdzochronną przed ich zamurowaniem.

W zależności od przeznaczenia szybu i wielkości obciążenia statycznego przy jeździe ludzi w stosunku do obciążenia przy jeździe z urobkiem, obliczamy główne dźwigary stalowe z następującymi współczynnikami bezpieczeństwa:

1. W szybach wyłącznie zjazdowych oraz wydobywczo-zjazdowych, w których obciążenie statyczne przy jeździe ludzi osiąga lub przekracza 70 % obciążenia przy jeździe z urobkiem, należy stosować 4,5-krotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do obciążenia przy jeździe ludzi.

2. W szybach wyłącznie wydobywczych oraz wydobywczo-zjazdowych, w których obciążenie statyczne przy jeździe ludzi nie przekracza 70 % obciążenia, przy jeździe z urobkiem należy stosować 3,2-krotny współczynnik bezpieczeństwa w stosunku do obciążenia przy jeździe z urobkiem.

ad 1. Graniczną wielkość 70 % przyjęto na podstawie porównania procentowych zależności obciążenia statycznego przy jeździe ludzi w stosunku do obciążenia

przy jeździe z urobkiem w większości naszych szybów wydobywczo-zjazdowych.

W przypadkach znacznie mniejszych od 70 %, profil głównych dźwigarów szybowych, obliczany z 4,5-krotnym współczynnikiem bezpieczeństwa w stosunku do obciążenia przy jeździe z ludźmi, mógłby się okazać za słaby w chwili zerwania się liny przy jeździe z urobkiem, dlatego konieczne jest stosowanie innego współczynnika bezpieczeństwa, który podajemy.

ad 2. Profil głównego dźwigara szybowego obliczony z 3,2-krotnym współczynnikiem bezpieczeństwa w stosunku do obciążenia przy jeździe z urobkiem, odpowiada profilowi obliczonemu z 4,5-krotnym współczynnikiem bezpieczeństwa w stosunku do obciążenia przy jeździe z ludźmi, przy założeniu, że obciążenie statyczne przy jeździe z ludźmi stanowi 70 % obciążenia statycznego przy jeździe z urobkiem.

Jako obciążenie statyczne dźwigarów szybowych przyjmujemy sumę ciężarów:

W szybach wyłącznie zjazdowych, lub wydobywczo-zjazdowych jak w punkcie 1.

- ciężar naczyń wydobywczych łącznie z zawieszami i drzwiami,
- ciężar liny nośnej zwisającej bądź też liny wyrównawczej o ile lina wyrównawcza jest cięższa,
- ciężar przewożonych ludzi.

W szybach wyłącznie wydobywczych lub wydobywczo-zjazdowych jak w punkcie 2.

- ciężar naczyń wydobywczych łącznie z zawieszami,
- ciężar liny nośnej zwisającej bądź też liny wyrównawczej o ile lina wyrównawcza jest cięższa,
- maksymalny, dopuszczalny ciężar urobku.

Wielkość profilu dźwigara szybowego dobiera się z tablic norm profili walcowanych, przyjmując najbliższy o wyższej wytrzymałości od obliczonego. Jako najmniejszy główny dźwigar szybowy należy przyjmować dźwigar o profilu *ceowym* NP 16.

Dźwigary szybowe stalowe obliczamy wyłącznie na zginanie. Do obliczenia dźwigarów szybowych przyjmujemy, że obciążenie statyczne rozkłada się równomiernie na oba ciągi przewodników

$$P = \frac{Q}{2} \text{ kG}$$

gdzie

P — obciążenie jednego ciągu przewodników, kG,

Q — obciążenie statyczne dźwigarów szybowych, kG.

Przyjmujemy również, że obciążenie jednego ciągu przewodników P rozkłada się równomiernie na wszystkie dźwigary przypadające na jedną długość przewodnika.

$$P_i = \frac{P}{i} \text{ kG}$$

gdzie

P_i — obciążenie przypadające na jeden dźwigar, kG,

P — obciążenie jednego ciągu przewodników, kG,

i — ilość dźwigarów przypadająca na jedną długość przewodnika.

Obliczenie reakcji podpór w punktach A i B (rys. 2).
 l — długość potrzebną do obliczeń dźwigara szybowego liczymy od środka zamurowania dźwigara, cm (rys. 2).

$$l = l_1 + \frac{1}{15} \cdot l_1 \text{ cm}$$

$$A = \frac{P_1 \cdot a}{l} \text{ kG}$$

$$B = P_1 - A \text{ kG}$$

Obliczenie maksymalnego momentu gnącego

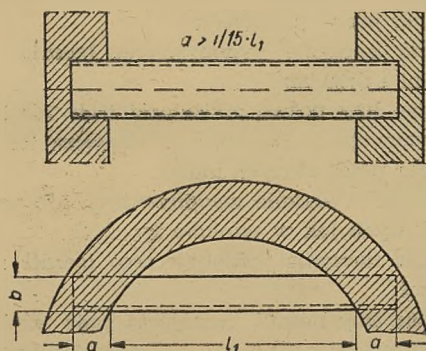
$$M_{gmax} = B \cdot a \text{ kGcm}$$

Wskaźnik przekroju na zginanie potrzebny do uzyskania odpowiedniego współczynnika bezpieczeństwa obliczamy według wzoru

$$W = \frac{M_{gmax} \cdot n}{R_r} \text{ cm}^3$$

gdzie

- W — wskaźnik przekroju na zginanie, cm^3 ,
 M_{gmax} — maksymalny moment gnący, kG cm ,
 R_r — wytrzymałość na rozciąganie, kG/cm^2 ,
 n — współczynnik bezpieczeństwa.



Rys. 2. Obliczenie reakcji podpór w punktach A i B

Z tablic norm profili walcowanych wyszukujemy następnie odpowiedni ceownik bądź też dwuteownik, przyjmując najbliższy o wyższej wytrzymałości od obliczonego.

Dźwigary szybowe drewniane

W naszym przemyśle węglowym drewniane dźwigary szybowe stosowane są bardzo rzadko i można je spotkać w kilku tylko szybach lub szybikach ślepych. Drewniane dźwigary szybowe powinny być wykonane z zdrowego, impregnowanego drewna dębowego o jakości odpowiadającej normom.

Dźwigary szybowe drewniane obliczamy na zginanie i na skręcanie, ponieważ do naprężeń zginających na skutek mimośrodowego zaczepienia siły dochodzi jeszcze naprężenie skręcające.

Dźwigary szybowe drewniane powinny być liczone z czterokrotnym współczynnikiem bezpieczeństwa w stosunku do największego obciążenia statycznego przy jeździe ludzi. Sumę ciężarów obciążenia statycznego przy jeździe ludźmi należy przyjąć jak w rozdziale pierwszym.

Do obliczenia dźwigarów szybowych drewnianych przyjmujemy podobnie jak w obliczeniu dźwigarów sta-

lowych, że obciążenie statyczne rozkłada się równomiernie na oba ciągi przewodników,

$$P = \frac{Q}{2} \text{ kG}$$

Oznaczenia jak w rozdziale pierwszym.

Przyjmujemy również, że obciążenie jednego ciągu przewodników P rozkłada się równomiernie na wszystkie dźwigary przypadające na jedną długość przewodnika.

$$P_1 = \frac{P}{i} \text{ kG}$$

Oznaczenia jak w rozdziale pierwszym.

Obliczenie reakcji podpór w punktach A i B oraz maksymalnego momentu zginającego, tak jak w rozdziale pierwszym.

Obliczenie momentu skręcającego (rysunek 3).

$$M_s = P_1 \cdot b \text{ kG/cm}$$

gdzie

- P_1 — obciążenie przypadające na jeden dźwigar, kG ,
 b — odległość od osi pionowej dźwigara do punktu zaczepienia siły P_1 , cm .

Moment zastępczy dla przekroju prostokątnego obliczamy

$$M = 0,35 M_g + 0,65 \sqrt{M_g^2 + \left(\frac{3}{2} \cdot \alpha_0 \cdot M_s\right)^2} \text{ kG cm}$$

gdzie

α_0 — dla drewna dębowego wynosi

$$\alpha_0 = \frac{\sigma_g}{1,3 \cdot \tau} = \frac{600}{1,3 \cdot 75} = 6,15$$

σ_g — wytrzymałość na zginanie, która dla drewna dębowego wynosi 600 kG/cm^2 ,

τ — wytrzymałość na ściskanie.

Naprężenie występujące w dźwigarze obliczamy

$$\sigma = \frac{M}{W} \text{ kG/cm}^2$$

gdzie

M — moment zastępczy, kG cm ,

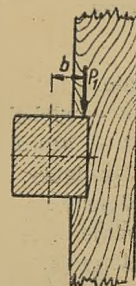
W — wskaźnik przekroju na zginanie, który dla przekroju kwadratowego obliczamy $\frac{a^3}{6}$ dla przekroju zaś prostokątnego $\frac{b \cdot h^2}{6} \text{ cm}^3$.

Współczynnik bezpieczeństwa obliczamy

$$n = \frac{\sigma_g}{\sigma} \geq 4$$

Literatura

1. Bär Siegfried: Die Beanspruchung der Einbauten von Förderschächten durch waagerechte Kräfte. Glückauf, luty 1953.



Rys. 3. Obliczenie momentu skręcającego

ROZKŁADY JAZDY KOLEI PODZIEMNYCH

Mgr inż. Stanisław Pasierbiński

Treść: Podano praktyczny sposób układania i obliczania rozkładów jazdy kolei kopalnianych dołowych z uwzględnieniem zmienności zadań transportowych w przewozie głównym. Metoda opracowania rozkładów jazdy uwzględnia zmienne ilości urobku przewożone do podszybia z poszczególnych punktów załadowniczych, jak również wydłużania się tras kolejowych w zależności od postępu robót górniczych.

Zorganizowany ruch kolei kopalnianych ujęty w ramy rozkładu jazdy jest wyrazem postulatów mechanizacji i należytego wykorzystania maszyn w postaci sprzętu i taboru trakcyjnego.

Wprowadzenie porządku w ruchu kolei dołowych ma bezpośredni wpływ na:

1. podniesienie wydajności lokomotyw do dopuszczalnych granic,
2. zwiększenie krążności wozów,
3. powiększenie bezpieczeństwa ruchu,
4. obniżenie pracochłonności przewozu głównego,
5. ułatwienie współpracy kolei z urządzeniami transportu oddziałowego i szybowego.

Poza tym przy zbieraniu danych do obliczenia rozkładu i przy sporządzaniu tegoż rozkładu, otrzymane liczbowe wyniki są wskaźnikami kierunków usprawnień ruchu kolei i dają okazję wprowadzenia odpowiednich poprawek.

Zebranie założeń powinno się opierać na rodzaju i wielkości zadania transportu, które wynikają z warunków eksploatacji kopalni.

Założenia te powinny być uzgadniane między kierownictwem oddziałów a służbą ruchu kolejowego co pewien czas, w miarę zmian zachodzących w sposobie eksploatacji kopalni. Zmiany te charakteryzują się lokalizacją punktów załadowniczych i ich wydajnością. Innymi słowy kierownictwo oddziału zamawia, a służba ruchu kolejowego wykonuje zadania transportu za pomocą sprzętu kolejowego.

Rozkład jazdy pociągów kopalnianych jest planem technicznym zadania transportu głównego. Sporządzenie rozkładów jazdy kolei kopalnianych należy do obowiązków kierownika transportu dołowego. Założenia techniczne, które stanowią podstawę wykonania rozkładu jazdy są następujące:

1. Ilości tonn urobku i kamienia przeznaczonych do transportu z poszczególnych punktów załadowniczych (W).
2. Odległość punktów załadowniczych od podszybia w kilometrach (l).
3. Czasy ładowania wozów na poszczególnych punktach załadowniczych. Czasy te należy uzgadniać okresowo z kierownictwem oddziału, przy czym należy ustalić godziny rozpoczęcia i zakończenia ładowania na każdej zmianie (T).
4. Ustalić na podstawie chronometrażu czasy jazdy pociągów pełnych i pustych w minutach (t_p).
5. Ustalić na podstawie chronometrażu sumę czasów postoju i manewrowania na poszczególnych punktach załadowniczych i na podszybiu w minutach (t_m).
6. Obliczyć średni ciężar lokomotyw czynnych (q_L).
7. Ustalić ciężar wozu pustego (w_0) oraz naładowanego urobkiem lub kamieniem (w) w tonnach.

8. Obliczyć średnie pochylenie trasy w ‰ (i ‰).

9. Obliczyć dopuszczalny ciężar składu pociągu (n_w) wg następujących wzorów:

a. Dla wozów małych do 1500 l pojemności

$$nw \leq \frac{200 q_L}{17,5 + i} - q_L$$

b. Dla wozów średnich od 1501 do 4000 l pojemności

$$nw \leq \frac{200 q_L}{16 + i} - q_L$$

c. Dla wozów dużych od 4000 l wzwyż

$$nw \leq \frac{200 q_L}{18 + i} - q_L$$

10. Znając ciężar wozu pełnego w tonn, obliczyć liczbę wozów w pociągu

$$n = \frac{nw}{w}$$

U w a g a: Należy sprawdzić czy dwa obliczone składy pociągu złożonego z n wozów będą mogły się pomieścić na torach punktów załadowniczych.

11. Obliczyć ładowność jednego pociągu, znając ładowność wozu a tonn

$$Q = an$$

Powyższe dane wpisać do tablicy 1. Wartości wpisane w pozycji 2, 4, 6 i 12 należy podsumować.

Liczbę pociągów p obliczoną z wzoru $p = \frac{W}{an}$, należy zaokrąglić w górę do liczby całkowitej.

Liczbę kursów K obliczoną ze wzoru $K = \frac{T}{t}$, należy zaokrąglić w dół do liczby całkowitej.

Poszczególne wartości L (lokomotywy) należy wyrazić dokładnie, a więc również w formie ułamków, a sumę wszystkich lokomotyw zaokrąglić wzwyż do liczby całkowitej.

Podsumowaną w pozycji 4 sumę tonnokilometrów dzieli się przez ilość lokomotyw i każdej lokomotywie przydziela się mniej więcej równą pracę. Przydział pracy dla poszczególnych lokomotyw tj. liczbę kursów K^1 na poszczególnych trasach ujmuje tablica 2. W tablicy tej należy wpisać następujące dane stanowiące podstawę do sporządzenia rozkładu jazdy:

1. Czas postoju i manewrowania t_m^1 obliczony wg wzoru

$$t_m^1 = \frac{T - 2t_p(K^1 - l)}{2K^1 - l}$$

przy czym t_m^1 musi być większe, co najmniej równe

Nazwa kopalni

Założenia do rozkładu jazdy

Poziom

kolei kopalnianej

Tablica 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Oznaczenie punktu załadowczego	Ilość urobku, tonn na zmianę	Odległość od podszybia, km	Ilość tonnokilometrów użytkowych	Ładowność pociągu, tonn	Liczba potrzebnych pociągów	Czas ładowania wozów, minut	Suma czasów jazdy pociągu pełnego i pustego, minut	Suma czasów postoju i manewrowania na punkcie załadowczym i podszybiu, minut	Długość 1 cyklu pracy pociągu, minut	Liczba możliwych kursów wykonanych 1 lokomotywą	Liczba lokomotyw czynnych	Wydajność lokomotyw	Prędkość średnia pociągu, km/godz
Nr	W	l	w · l	an	$p = \frac{W}{an}$	T	$2t_p$	$2t_m$	$t = 2t_p + 2t_m$	$k = \frac{T}{t}$	$L = \frac{p}{k}$	$\frac{Wl}{L \cdot qL}$	$v = \frac{60l}{t_p}$

Przykład

Założenia do rozkładu jazdy kolei kopalnianej

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Nr	W	l	Wl	an	$p = \frac{W}{an}$	T	$2t_p$	$2t_m$	$t = 2t_p + 2t_m$	$K = \frac{T}{t}$	$L = \frac{P}{K}$	$\frac{W \cdot l}{L \cdot qL}$	$V = \frac{60 \cdot l}{t_p}$
1	520	0,87	453	48	11	380	12	25	37	11	1	45,3	8,7
2	450	2,2	990	48	10	360	40	25	65	6	1,67	59,0	6,6
3	140	1,7	238	48	3	420	24	60	84	5	0,6	40,0	8,5
Razem	1110		1681		24					22	3,73	45,0	

t_m z tablicy 1. Spełnienie tego warunku zależy od projektowanej ilości kursów K^1 .

2. Całkowity czas pracy każdej lokomotywy w ciągu jednej zmiany od chwili wyruszenia z podszybia z pierwszym pustym pociągiem do chwili przybycia na podszybie z ostatnim pełnym pociągiem

$$T_1 = t^1 k^1 - t_m^1$$

3. Czas cyklu pracy jednej lokomotywy

$$t^1 = 2t_p + 2t_m^1$$

Współczynnik wydajności każdej lokomotywy wg wzoru

$$\alpha = \frac{wl}{L \cdot qL}$$

oraz średni współczynnik wydajności wszystkich lokomotyw czynnych; wg wzoru

$$\alpha = \frac{\sum wl}{qL \cdot \sum L}$$

(wartość $\sum wl$ otrzymujemy sumując wartości $w \cdot l$ pozycja 4 tablicy 1).

Maksymalne wartości α dla różnych typów lokomotyw są następujące:

Dla lokomotyw o ciężarze:

$$\begin{aligned} \text{do } 6 \text{ t } \alpha_{\max} &= 45 \text{ t km/l t/zm.} \\ 6,1 \div 7 \text{ t } \alpha_{\max} &= 55 \text{ t km/l t/zm.} \\ 7,1 \div 8 \text{ t } \alpha_{\max} &= 62 \text{ t km/l t/zm.} \\ 8,1 \div 9 \text{ t } \alpha_{\max} &= 70 \text{ t km/l t/zm.} \\ 9,1 \div 10 \text{ t } \alpha_{\max} &= 75 \text{ t km/l t/zm.} \\ 10,1 \div 14 \text{ t } \alpha_{\max} &= 110 \text{ t km/l t/zm.} \end{aligned}$$

Przekroczenie powyżej wyznaczonych wskaźników wydajności może spowodować przegrzanie się uzwojeń silników.

4. Mając ustalone czasy przejazdu w godzinach i minutach pierwszych pustych pociągów na poszczególne punkty załadowcze, należy wyznaczyć:

a. Czasy odjazdów pierwszych pustych pociągów z podszybia; godzina odjazdu z podszybia = godzina przyjazdu na punkt załadowczy mniej czas jazdy w minutach (t_p). Np.

$$725 - t_p = 725 - 10 = 715$$

b. Czasy przyjazdów ostatnich pociągów pełnych na podszybie. Godzina przyjazdu ostatniego pociągu na podszybie = godzina odjazdu pierwszego pociągu pustego z podszybia plus

$$(t^1 \cdot k^1 - t_m^1)$$

Na przykład jeżeli

$$t^1 = 50 \text{ min. } K^1 = 8, t_m^1 = 10.$$

a czas odjazdu pierwszego pociągu z podszybia jest o godz 6,30, to czas przyjazdu ostatniego pełnego pociągu na podszybie będzie

$$6^{30} + 50 \cdot 8 + 10 = 6^{30} + 410 = 6^{30} + 00 = 10^{40},$$

a więc o godz 13 min 20.

Na podstawie powyższych danych należy sporządzić rozkład jazdy pociągów dla całego poziomu i dla poszczególnych maszynistów wg schematu uwidocznionego w tablicy 3 dla niżej opisanego przykładu sporządzenia rozkładu jazdy. Ilość kratek poziomych równoznaczna jest z ilością kursów każdej lokomotywy.

Kopalnia

Dane techniczne dla sporządzenia rozkładu jazdy kolei kopalnianej

Tablica 2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Oznaczenie punktu załadowczego	Numer lokomotywy	Liczba kursów na lokomotywę	Ilość tonnokilometrów użytkowych na 1 tonnę lokomotywy	Suma czasów manewrowania i postojów, minut	Suma czasów jazdy według tablicy nr 1, minut	Długość 1 cyklu pracy lokomotywy, minut	Czas pracy lokomotywy, minut	Godzina przyjazdu pierwszego pociągu pustego na punkt załadowczy	Godzina odjazdu pierwszego pociągu pustego z podszybia na punkt załadowczy	Godzina przyjazdu ostatniego pociągu pełnego z punktu załadowczego na podszybie
Nr	Nr	K^1	$\frac{K^1 \cdot an}{q_L} \cdot 1$	$2t_m^1$	$2t_p$	$t' = 2t_p + 2t_m^1$	T_L	godz, min	godz, min	godz, min

Przykład

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Nr	Nr	K'	$\frac{K' \cdot an}{q_L} \cdot 1$	$2t'_m$	$2t_p$	$t' = 2t_p + 2t'_m$	T_L	godz, min	godz, min	godz, min
1	1	11	46,0	25	12	37	404,5	7 ²⁰	7 ¹⁴	13 ⁴⁸
2	2	5	52,8	43	40	83	393,5	7 ⁰⁰	6 ⁴⁰	13 ¹³
2	3	5	52,8	43	40	83	393,5	6 ⁴⁰	6 ²⁰	12 ⁵³
3	4	3	24,5	149	24	173	444,5	6 ²⁰	6 ⁰⁸	13 ³²

Poszczególne czasy oblicza się w następujący sposób:

1. Czasy odjazdów kolejnych pociągów pustych z podszybia: czas odjazdu pociągu poprzedniego plus długość cyklu t .

2. Czasy przyjazdów na punkty załadowcze są oznaczone dla pierwszych pociągów w tablicy 2. Dla następnych pociągów czasy te wyznacza się następująco: czas przyjazdu na punkt załadowczy = czas odjazdu pociągu pustego z podszybia plus czas jazdy t_p .

3. Czas odjazdu pociągu pełnego z punktu załadowczego stanowi sumę z czasu przyjazdu pociągu pustego na punkt załadowczy i z czasu manewrowania i postoju t_m na punkcie załadowczym.

4. Czas przyjazdu pociągu pełnego na podszybie stanowi sumę z czasu odjazdu pociągu z punktu załadowczego i czasu jazdy t_p .

Jeżeli czasy przyjazdów poszczególnych pociągów pełnych na podszybie wypadną jednakowe lub w odstępach mniejszych jak 3 ÷ 5 min, to należy rozkłady jazdy tych pociągów odpowiednio przesunąć, aby nie dopuścić do zatłoczenia pociągów na podszybiu. Dla praktycznego zilustrowania powyżej opisanej metody podajemy poniżej przykład obliczenia rozkładu jazdy na jednym z istniejących poziomów.

Przykład sporządzenia rozkładu jazdy w istniejącej kopalni x poziom y

Założenia techniczne

1. Poziom posiada trzy punkty załadowcze, z których trzeba przewieźć w ciągu jednej zmiany następujące ilości urobku:

Punkt załadowczy 1 — 520 t

Punkt załadowczy 2 — 450 t

Punkt załadowczy 3 — 140 t

Tablica 3

Pisany rozkład jazdy kolei kopalnianej

Przykład

Nr lokomotywy	1											2					3					4		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5	1	2	3
Nr kursu	7 ¹⁴	7 ⁵¹	8 ²⁸	9 ⁰⁵	9 ⁴²	10 ¹⁹	10 ⁵⁶	11 ³³	12 ¹⁰	12 ⁴⁷	13 ²⁴	6 ⁴⁰	8 ⁰³	9 ²⁶	10 ⁴⁹	12 ¹²	6 ²⁰	7 ⁴³	9 ⁰⁶	10 ²⁹	11 ⁵²	6 ⁰⁸	9 ⁰¹	11 ⁵³
Podszybie odjazd																								
Punkt nr 1, przyjazd	7 ²⁰	7 ⁵⁷	8 ³⁴	9 ¹¹	9 ⁴⁸	10 ²⁵	11 ⁰²	11 ³⁹	12 ¹⁶	12 ⁵³	13 ³⁰													
Punkt nr 1, odjazd	7 ²²	8 ⁰⁹	8 ⁴⁶	9 ²³	10 ⁰⁰	10 ³⁷	11 ¹⁴	11 ⁵¹	12 ²⁸	13 ⁰⁵	13 ⁴²													
Punkt nr 2, przyjazd												7 ⁰⁰	8 ²³	9 ⁴⁶	11 ⁰⁹	12 ³²								
Punkt nr 3, przyjazd																	6 ⁴⁰	8 ⁰³	9 ²⁶	10 ⁴⁰	12 ¹²			
Punkt nr 3, odjazd																	6 ⁵¹	8 ¹⁴	9 ³⁷	11 ⁰¹	12 ²³			
Punkt nr 4, przyjazd																						6 ²⁰	9 ¹³	12 ⁰⁰
Punkt nr 4, odjazd																						7 ³⁴	10 ²⁷	13 ²¹
Podszybie przyjazd	7 ³⁸	8 ¹⁵	8 ⁵²	9 ²⁹	10 ⁰⁶	10 ⁴³	11 ²⁰	11 ⁵⁷	12 ³⁴	13 ¹¹	13 ⁴⁸	7 ³¹	8 ³⁴	10 ¹⁷	11 ⁴⁰	13 ⁰³	7 ¹¹	8 ³⁴	9 ⁵⁷			7 ⁴⁶	10 ³⁹	13 ³⁰

2. Odległości od punktów załadowczych do podszybia:

Od punktu załadowczego 1 — 0,87 km

Od punktu załadowczego 2 — 2,2 km

Od punktu załadowczego 3 — 1,7 km

3. Czasy ładowania na poszczególnych punktach załadowczych uzgodnione z kierownikiem oddziału:

Punkt załadowczy 1 — 380 min

Punkt załadowczy 2 — 360 min

Punkt załadowczy 3 — 420 min

4. Czasy jazdy pociągów pustych i pełnych (w dwie strony) wg chronometrażu:

Na trasie od punktu załadowczego 1

do podszybia i z powrotem $2t_p = 12$

Na trasie od punktu załadowczego 2

do podszybia i z powrotem $2t_p = 40$

Na trasie od punktu załadowczego 3

do podszybia i z powrotem $2t_p = 24$

5. Suma czasów manewrowania i postojów na podszybiu i na poszczególnych punktach załadowczych:

Dla trasy od punktu załadowczego 1 $2tm = 25$ min

Dla trasy od punktu załadowczego 2 $2tm = 25$ min

Dla trasy od punktu załadowczego 3 $2tm = 60$ min

6. Średni ciężar lokomotyw czynnych na danym poziomie $q_L = 10$ t.

7. Ciężar wozu pustego $w_p = 0,5$ t, ładowność wozu $a = 0,8$ t, ciężar wozu naładowanego urobkiem $w = 1,3$ t.

8. Średnie pochylenie tras w kierunku szybu $i = 5\%$.

9. Dopuszczalny ciężar składu pociągu (bez lokomotywy)

$$nw = \frac{200 \cdot 10}{17,5 + 5} - 10 = 79 \text{ t}$$

10. Dopuszczalna ilość wozów w składzie

$$n = \frac{79}{1,3} = 61 \text{ wozów}$$

przyjmujemy

$$n = 60 \text{ wozów.}$$

11. Ładowność składu

$$Q = 0,8 \cdot 60 = 48 \text{ t}$$

Zebrane dane i rezultaty powyższych obliczeń wpisujemy do tablicy 1 i obliczamy potrzebną ilość lokomotyw. Wielkość $L = 3,73$ zaokrąglamy wzwyż do 4. W schemacie tablicy 2 projektujemy przydział pracy dla każdej z czterech lokomotyw:

Dla lokomotywy

1 — 453 tkm — 11 kursów z punktu załadowczego 1

2 — 495 tkm — 5 kursów z punktu załadowczego 2

3 — 495 tkm — 5 kursów z punktu załadowczego 2

4 — 238 tkm — 3 kursy z punktu załadowczego 3

Całkowity czas pracy lokomotywy

Czas postoju i manewrowania:

Dla lokomotywy 1

$$t_{m_1} = \frac{380 - 12(11 - 1)}{2 \cdot 11 - 1} = 12,5; 2t_{m_1} = 25 \text{ min}$$

Dla lokomotywy 2 i 3

$$t_{m_2} = \frac{330 - 40(5 - 1)}{2,5 - 1} = 21,5; 2t_{m_2} = 43 \text{ min}$$

Dla lokomotywy 4

$$t_{m_2} = \frac{420 - 24 \cdot (3 - 1)}{2,3 - 1} = 74,5; 2t_{m_2} = 149 \text{ min}$$

Całkowity czas pracy:

Lokomotywy 1

$$T_L = 37 \cdot 11 - 12,5 = 404,5 \text{ min}$$

Lokomotywy 1 i 3

$$T_L = 83 \cdot 5 - 21,5 = 393,5 \text{ min}$$

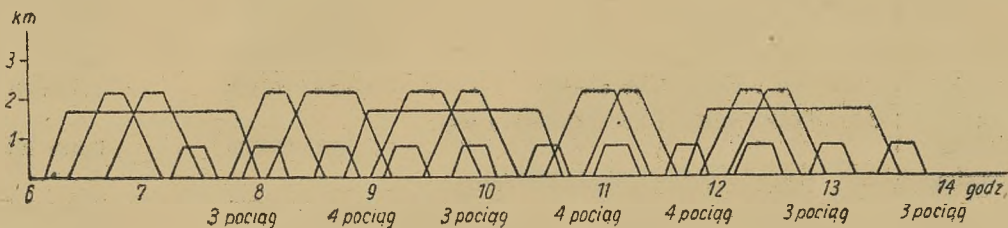
Lokomotywy 4

$$T_L = 173 \cdot 3 - 74,5 = 444,5 \text{ min.}$$

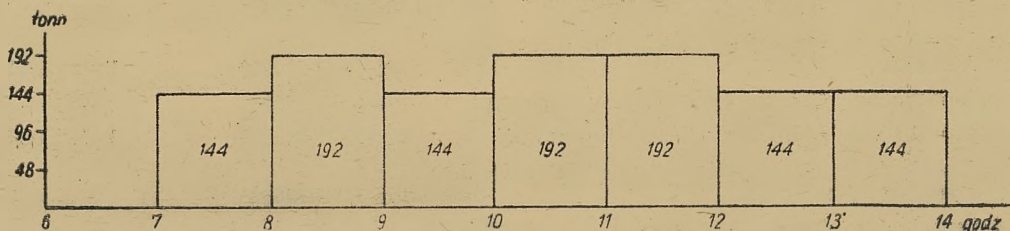
W rubryce 9 tablicy 2 wpisujemy umówiony czas przyścia pierwszego pustego pociągu na punkt załadowczy. W rubryce 10 tablicy 2 wpisujemy czasy odej-

Wypełniona tablica 3 stanowi pisany rozkład jazdy wszystkich pociągów kursujących na danym poziomie w ciągu jednej zmiany. Jeżeli sieć kolejowa danego poziomu posiada linie jednotorowe, to powyżej opisany rozkład jazdy należy przed wprowadzeniem skontrolować, wykonując go w formie graficznej. Graficzny rozkład jazdy pokaże, w których miejscach linii jednotorowych powinny się mijać, tym samym wskaże albo lokalizację właściwą mijanki lub długości koniecznych dodatkowych postojów w czasie na mijankach istniejących.

Wynikające z graficznego rozkładu jazdy poprawki w czasach postojów należy wprowadzić do pisanego rozkładu i w tej formie można go oddać do użytku



Rys. 1. Graficzny rozkład jazdy kolei kopalnianej



Rys. 2. Wykres strumienia urobku w czasie pierwszej zmiany

ścia pierwszych pociągów pustych z podszybia. Np. dla pociągu z lokomotywą 1 czas odejścia będzie: godz 7 min 20 — t_p = godz 7 min 20 — 6 min = godz 7.

W rubryce 11 wpisujemy czasy przybycia ostatnich pociągów pełnych na podszybie, np. dla pociągu z lokomotywą 1 czas ten będzie: godz. 7 min 14 — $k' \cdot t' - t_m$ = = godz 7 min 14 + 11 · 37 — 12,5 = godz 7 min 14 + + 404,5 min = godz 13 min 48.

Na podstawie otrzymanych danych tablicy 2 wyznaczamy czas odejścia i przybycia wszystkich pociągów wg schematu w tablicy 3.

Ze względu na zbiegające się czasy przybycia na podszybie niektórych pociągów wprowadzamy następujące poprawki. Opóźniamy wyjazd pociągu 2/2 05 min z 8,03 na 0,08

$$8^{08} - 8^{28} - 8^{39} - 8^{59}$$

1. Czas postoju i manewrowania lokomotywy

$$t_m = 9^{26} - 8^{59} = 27 \text{ min}$$

wg tabl'cy 1 $t_m = 12,5 \text{ min}$

2. Opóźniamy wyjazd pociągu 3/4 o 10 min z

$$10^{39} - 1^{39} - 11^{10} - 11^{30}$$

Czas postoju i manewrowania lokomotywy na podszybiu

$$t_m = 11^{52} - 11^{30} = 20 \text{ min} \text{ wg tablicy 1 } t_m = 12,5$$

służby ruchu. Dla niniejszego przykładu wykonano załączony graficzny rozkład jazdy i wprowadzono poprawki. Z otrzymanego wykresu wynika, że całość sieci kolejowej powinna być dwutorowa, co odpowiada rzeczywistości. Na podstawie graficznego rozkładu jazdy wykonano wykres strumienia urobku dowożonego na podszybie w poszczególnych godzinach pierwszej zmiany. Wykres ten wskazuje ilości pociągów, względnie wozów lub ilości tonn dostarczanych na podszybie.

Z tegoż wykresu można wyciągnąć wnioski dotyczące równomierności strumienia urobku, która decyduje o jakości współpracy transportu głównego z transportem szybowym. Uzgodniony z wykresem i poprawiony pisany rozkład jazdy powinien znajdować się u dyspozytora ruchu.

Prócz ogólnego rozkładu jazdy należy sporządzać rozkłady częściowe, przeznaczone dla maszynistów poszczególnych lokomotyw.

Pisany rozkład jazdy można wprowadzić do ruchu na poziomach posiadających na wszystkich trasach linie dwutorowe z tym, że odległości między pociągami zdążającymi w jednym kierunku nie mogą być mniejsze od 100 m.

Komunikat Działu Normalizacji GIG

Do dnia 31. 12. 1954 r. zostały przez Polski Komitet Normalizacyjny ustalone następujące polskie normy z dziedziny węglopochodnych:

Tytuł normy	Nr normy	Data ustalenia normy
Produkty węglopochodne. Pobieranie próbek i przygotowanie średniej próbki laboratoryjnej	PN/C-04333*	listopad 1952
Produkty węglopochodne. Smoła dachowa	PN-53/C-97008	grudzień 1953
Lepik smołowy	PN/C-97009*	luty 1949
Produkty węglopochodne. Solwentnafta oczyszczona z węgla kamiennego	PN-53/C-97013*	sierpień 1953
Produkty węglopochodne. Fenol	PN-53/C-97020*	kwiecień 1953
Produkty węglopochodne. Olej płuczkowy	PN-53/C-97021	grudzień 1953
Produkty węglopochodne. Olej impregnacyjny	PN-53/C-97023	grudzień 1953
Produkty węglopochodne. Pak z węgla kamiennego	PN-53/C-97035*	grudzień 1953
Produkty węglopochodne. Smoła surowa koksownicza z węgla kamiennego	PN-53/C-97036*	lipiec 1953
Produkty węglopochodne. Benzol surowy z węgla kamiennego	PN-53/C-97037*	lipiec 1953
Produkty węglopochodne. Destylacja normalna metodą Kramera-Spilker	PN-53/C-97054*	lipiec 1953
Produkty węglopochodne. Destylacja normalna	PN-54/C-97055	czerwiec 1954
Produkty węglopochodne. Oznaczanie składników nierozpuszczalnych w benzenie	PN-54/C-97057*	lipiec 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie naftalenu surowego	PN-53/C-97058	grudzień 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie liczby bromowej	PN-53/C-97059*	lipiec 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie stopnia zabarwienia produktów z kwasem siarkowym	PN-53/C-97062*	sierpień 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie lepkości metodą Rütgersa	PN-53/C-97064*	grudzień 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie popiołu	PN-53/C-97065*	sierpień 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie składników kwaśnych	PN-53/C-97066	grudzień 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie wody	PN-53/C-97067*	lipiec 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie wysokości warstwy wody w cysternie	PN-53/C-97069*	sierpień 1953
Produkty węglopochodne. Sprawdzanie obecności osadu	PN-53/C-97070*	grudzień 1953
Produkty węglopochodne. Oznaczanie pozostałości po skokowaniu	PN-53/C-97071*	grudzień 1953

*) Normy zatwierdzone przez Przewodniczącego PKPG jako obowiązujące na terenie całego państwa.

PRZEGLĄD ZAGRANICZNY

Drogi ulepszenia techniki głębenia szybów

Według: Bałbaczan J. I.: *Puti uluczszenja prochodki stwołow. Ugol nr 6, czerw. 54, s. 7.*

W Związku Radzieckim rozpatruje się ostatnio możliwość ulepszenia techniki głębenia szybów z punktu widzenia powiększenia prędkości głębenia.

Roboty wiertniczo-strzelnicze

W robotach górniczych stosowane są w zasadzie dwa sposoby wiercenia otworów: udarowo-obrotowy i obrotowy.

Do wiercenia otworów przy głębeniu szybów stosuje się obecnie przede wszystkim wiertarki udarowe pracujące sposobem udarowo-obrotowym. Prędkość

wiercenia tym sposobem zależy głównie od siły uderzenia, od liczby uderzeń i od największego momentu obrotu. Wielkości te wzrastają przy wzroście ciśnienia powietrza sprężonego.

W wyniku przeprowadzonych w 1953 r. przez NIGRI badań uzyskano następujące wskaźniki siły uderzenia, liczby uderzeń i momentu obrotu dla wiertarek OM-506, PR-35, PT-38, PR-51, KCM-4 (tablica 1).

Wskutek takiego wzrostu wskaźników wydawnie wzrosła prędkość wiercenia przy użyciu wiertarek PA-23, OM-506, PR-35, PT-38 i PR-51 (tablica 2).

W ten sposób przy wzroście ciśnienia powietrza wzrasta wydajność wiertarki i obniża się jednostkowe zużycie powietrza na 1 m odwierconego otworu.

Jednakże przy ciśnieniu powietrza 12 at czas pracy wiertła jest pięć razy krótszy, a straty powietrza w sie-

ci 3,4 razy większe niż przy ciśnieniu 5 at.

Obok udoskonalania metody udarowo-obrotowej duże znaczenie ma rozwój metody obrotowego wiercenia otworów.

Powiększenie prędkości wiercenia obrotowego może być osiągnięte albo przez powiększenie liczby obrotów wiertła w jednostce czasu albo przez powiększenie posuwu wiertarki.

Tablica 1

Wzrost wskaźników przy wzroście sprężonego powietrza od 5 do 12 at, %

Siła uderzenia		Liczba uderzeń		Największy moment obrotu	
całkowity	na 1 at	całkowity	na 1 at	całkowity	na 1 at
134	16,8	61,4	7,6	77,6	9,7

Badania Don UGI w 1951 — 52 r. ustaliły, że prędkość wiercenia zależy od wielkości ciśnienia osiowego. Do pewnej wartości tego ciśnienia prędkość wiercenia wzrasta wolno i wierceniu towarzyszy duże zużycie raczków. Następnie w granicach nieznacznej rozpiętości ciśnień osiowych prędkość wiercenia wydatnie wzrasta i jednocześnie maleje zużycie raczka do osiągnięcia wartości krytycznej ciśnienia osiowego, po której prędkość wiercenia znowu maleje.

Te same badania udowodniły, że prędkość wiercenia przy danym ciśnieniu osiowym zależy od liczby obrotów. Przy osiągnięciu pewnej „krytycznej liczby obrotów” zużycie mocy na wiercenie wydatnie wzrasta, a prędkość wiercenia pozostaje bez zmiany lub maleje.

Jednakże przy dużej liczbie obrotów (3000 obr./min i więcej) wnioski powyższe nie znajdują potwierdzenia. I tak na podstawie doświadczeń przeprowadzonych przez Instytut WSEGEI przy wierceniu w wapieniu z prędkościami obrotu 160, 710, 1420 i 7000 obrotów na minutę raczkiem o średnicy 23 mm, uzbrojonym węglikiem spiekany i przy ciśnieniu osiowym 48 kg ustalono, że prędkość wiercenia wzrasta proporcjonalnie do wzrostu liczby obrotów bez powiększenia zużycia raczka.

Z porównania metod wiercenia udarowego i obrotowego można wyciągnąć następujące wnioski:

1. przy wierceniu na najwyższych obrotach w skalach mocnych można osiągnąć znaczne prędkości wiercenia;
2. przy wierceniu obrotowym stosuje się napęd bezpośredni silnikiem elektrycznym; w wyniku zastąpienia energii powietrza sprężonego energią elektryczną uzyskuje się znaczną oszczędność w kosztach energii;
3. szybkoobrotowe wiercenie przy małych natężeniach posuwu powinno być stosowane przede wszystkim w skalach słabo ścieralnych, choćby nawet i mocnych.

Przy jednoczesnej pracy kilku wiertarek czas odwiercania przodku skraca się proporcjonalnie do liczby wiertarek, jednakowoż pracochłonność procesu nie obniża się.

Należy przy tym szczególnie zalecać tzw. metodę taśmową, pozwalającą na skracanie czasu na wymianę wiertła 1,5 do 2 razy, co w konsekwencji skraca czas trwania odwiercania przodku.

Według danych CNIB zastosowanie metody taśmowej w kopalni „Chacetówka” zapadnaja” skróciło czas wiercenia 1 m szybu z 561 do 182 min; wykonanie norm wzrosło przy tym z 73,4 do 140,6 %.

Celowość zastosowania otworów o dużej średnicy (45 ÷ 50 mm) nie ulega wątpliwości, jednakże nazbyt duże powiększenie średnicy otworów przy zastosowaniu wiertarki OM-506 o małym momencie obrotu mogłoby doprowadzić do wydatnego zmniejszenia prędkości wiercenia.

Intensyfikacja ładowania i wydobywania skały

Duże znaczenie dla przyspieszenia głębiania szybów ma intensywność ładowania skały. Może ona być podwyższona za pomocą 1. dobrej organizacji czynności ładowania, 2. powiększenia liczby ładowarek, 3. opracowania nowych konstrukcji ładowarek, 4. powiększenia wydajności wyciągu.

Jak wynika z doświadczeń, wydajność ładowania wzrasta do 50 % przy organizacji pracy ładowania przez zastosowanie racjonalnego przydziału pracy dla każdej ładowarki i przy optymalnym zagłębianiu nie

Tablica 2

Granit, $f = 8 \cdot 10$ (według Protodiakonowa)

Ciśnienie powietrza	Prędkość wiercenia	Wzrost prędkości wiercenia	Wzrost prędkości wiercenia na 1 at zwiększonego ciśnienia	Wzrost zużycia powietrza na odwiercenie 1 m otworu	Zmniejszenie zużycia powietrza na 1 m	Zmniejszenie zużycia powietrza na 1 at, zwiększenie ciśnienia
at	mm/min	%	%	m ³ /min	%	%
5	117	—	—	24,8	—	—
12	457	266	33,3	16,1	34,8	4,3

Na podstawie tych doświadczeń oraz dalszych prób z elektrycznymi wiertarkami obrotowymi większej mocy, można uważać, że wiercenie obrotowe na dużych obrotach jest metodą postępową, pozwalającą na osiągnięcie dużych prędkości wiercenia.

mniejszym niż 0,4 ÷ 0,5 m, a także przy najlepszej operatywności pionowego i poziomego przemieszczania ładowarek.

Przy pracy kilku ładowarek intensywność ładowania powiększa się jeszcze bardziej.

Dalsze udoskonalenie pracy ładowarek może iść w dwóch kierunkach: 1. skrócenia cyklu ładowania, 2. zwiększenia pojemności ładowarki.

Przy powiększeniu pojemności chwytności wydajność jej nie wzrasta proporcjonalnie, ponieważ wzrasta przy tym wydatnie czas czerpania a spada współczynnik napełniania i obniża się procent mechanicznego ładowania w szybach na skutek zmniejszonego zbierania skały spod ścian i z dna zabierki.

Czas czerpania może być skrócony przez powiększenie natężenia czerparek na chwytach ładowarki i zastosowanie ich wibracji. Czas czerpania skróci się przez to prawdopodobnie dwukrotnie, a wydajność ładowarki wzrośnie o 40 %.

Intensyfikacja zmechanizowanego ładowania nie może być osiągnięta bez dostatecznej wydajności tymczasowego wyciągu.

Do skutecznych środków podwyższenia wydajności wyciągu należy przede wszystkim zamiana wyciągu kubłowego na bardziej wydajny skipowy. Jednakże w warunkach głębienia dużymi zaborami z tymczasową obudową nie udało się jeszcze praktycznie zastosować tego wyciągu.

Racjonalne jest zaproponowane przez WNIIOŚSzS zastosowanie automatycznie rozładowującego się kubła. Konstrukcja jego jest taka, że pozwala na automatyczne rozładowanie kubła jak zwykłego skipu w górnym punkcie odbiorczym, zaś poniżej ramy napinającej wykonuje się te same operacje co i ze zwykłym kubłem. Uzyskiwana przy tym oszczędność 42 ÷ 47 sek na każdorazowym rozładowaniu kubła na powierzchni, daje w wyniku wzrost wydajności wyciągu o 35 ÷ 40 %.

Oprócz automatycznie rozładowywanego kubła opracowano konstrukcję kubła samoczynnie rozładowującego się, przy którym czas rozładowania na powierzchni redukuje się do 25 sek.

Wydajność wyciągu w czasie głębienia może być wszędzie podniesiona przez wprowadzenie odpowiednich urządzeń wyciągowych i powiększenie pojemności kubłów do 1,5 ÷ 2,0 m³.

Mechanizacja obudowy szybów

Rozpatruje się trzy najbardziej rozpowszechnione rodzaje obudowy pionowych szybów — betonową, murową i tubingową — z punktu widzenia możliwości mechanizacji procesu obudowy (tablica 3).

Jak widać stopień zmechanizowania obudowy może być bardzo wysoki i np. mechanizację obudowy betonowej można doprowadzić do 100 %. Za najbardziej zatem efektywny rodzaj obudowy należy uważać obudowę betonową.

Beton używany do obudowy musi mieć specyficzne własności technologiczne: w pierwszych godzinach musi szybko twardnieć i po 2 ÷ 3 godzinach od ułożenia powinien wykazać wytrzymałość na ściskanie 30 do 50 kg/cm².

W 1953 ÷ 54 r. WNIIOŚSzS opracował sposób przyspieszenia twardnienia betonu. Wstępne wyniki tej pracy są następujące: Przy dodaniu do betonu 10 % (w stosunku do ciężaru cementu) CaCl₂ przy użyciu 450 km/m³ cementu marki 500 wytrzymałość betonu wynosi: po 2 godz twardnienia — 37 kg/cm², po 4 godz — 86 kg/cm², po 6 godz — 110 kg/cm². Skład betonu 1 : 1,4 : 2,6 i W/C = 0,39; początek wiązania w 59 min, koniec — 1 godz 22 min.

Zasługują na uwagę badania przeprowadzone przez katedrę budowy kopalń Akademii Przemysłu Węglowego (inż. Najdienow) w zakresie działania na beton promieni podczerwonych: wytrzymałość na ściskanie betonu marki 250 już po dwóch godzinach od ułożenia wynosi 80 ÷ 85 kg/cm². Jednakże zastosowanie tego sposobu jest ograniczone względami niebezpieczeństwa gazu w wielu kopalniach.

Przy zastosowaniu przyspieszenia twardnienia betonu można będzie już w najbliższym czasie prowadzić w szybach betonowanie metodą ciągłą.

Najbardziej efektywna pod względem pracochłonności wykonania jest obudowa podwieszania tubingami, zastępująca jednocześnie tymczasową obudowę stalową. I tak na obudowę 1 m szybu o średnicy 7 m różnymi sposobami zużywa się: przy obudowie betonowej z uwzględnieniem obudowy tymczasowej — 61 rg, przy obudowie murowej lub betonitami — 59,7 rg, przy obudowie (przy 10 szt w pierścieniu) — 27,6 rg. Procent zmniejszenia pracochłonności przy obudowie tubingowej wynosi 56 %.

Dla obniżenia wysokich kosztów obudowy tubingami należy zamienić tubingi stalowe na żelbetonowe.

Można więc zalecić dwa sposoby obudowy szybów: 1. obudowy podwieszanymi żelbetonowymi tubingami i 2. obudowę szybkotwardniejącym betonem ubijanym z góry na dół.

Tablica 3

Obudowa betonowa		Obudowa murowa lub betonitami		Obudowa tubingami	
czynności	możliwa mechanizacja	czynności	możliwa mechanizacja	czynności	możliwa mechanizacja
Deskowanie	zastosowanie metalowego przesuwanego deskowania	ustawienie szablonów	ręcznie	podwieszanie tubingów	zastosowanie elektrycznego podnośnika
Wprowadzanie betonu	zastosowanie specjalnych kubłów i rynien wstrząsanych	układanie bloków	ręcznie	uszczelnianie szwów Pikotar	ręcznie ręcznie
Zagęszczanie betonu	zastosowanie wibratorów lub mechanicznego ubijania			doszczelnianie obudowy	zastosowanie pompy cementacyjnej

Przy betonowaniu szybów z góry na dół technika głębenia szybów znacznie upraszcza się i ulepsza a mianowicie:

1. likwiduje się obudowę tymczasową, zastępowaną przez stale opuszczającą się, zabezpieczającą osłonę,
2. likwiduje się stropy podporowe,
3. stwarza się warunki dla nieprzerwanego wykonywania robót głębenia.

Przy wszystkich jednak zaletach obudowy betonowej można ją stosować tylko przy nieznacznym dopływie wody w szybie. Należy przy tym całkowicie zapobiec przedostawaniu się wody za odeskowanie do betonu w celu uniknięcia powiększenia stosunku wody do cementu, a więc i wydatnego zmniejszenia wytrzymałości betonu.

Ulepszenie odwadniania

Pośród dwóch sposobów zwalczania dopływu wody do wyrobisk: 1. lokalizacji jej przepływu za pomocą odpowiednich środków technicznych (uszczelnianie skał wodonośnych, chwytanie wody) i 2. odpompowywania wody przy użyciu środków odwadniania, pierwszy sposób jest bardziej efektywny i zapewnia lepsze warunki pracy robotników.

Szkodliwy wpływ wody przedostającej się do szybu może być w części usunięty przez ustawienie w szybie specjalnych urządzeń zbierających wodę do jednego miejsca, z którego odpompowuje się ją pompami. Sposób ten zastosowany był przy szybkościowym głębeniu szybów w kilku kopalniach Zagłębia Donieckiego.

Obecnie dla odwadniania prowadzonego wyrobiska stosuje się pompy odśrodkowe, tłokowe i śrubowe.

Najwygodniejszym dla tych celów rodzajem pompy jest pompa śrubowa, posiadająca wszystkie konieczne zalety (małe wymiary, zwłaszcza w przekroju poprzecznym, własności samozasysania, zdolność pracy w wodzie zanieczyszczonej) dla najpewniejszej pracy odwadniania.

W chwili obecnej prowadzi się prace nad stworzeniem dwojakiego rodzaju pomp wiszących: odśrodkowych i śrubowych. Do seryjnej produkcji oddano dotąd tylko dwa typy pompy odśrodkowej PPN-50 i PRN-30.

Obok wyboru odpowiedniego typu pompy, duże znaczenie ma system odwadniania. Stosuje się następujące systemy:

1. pompowanie wody pompami wiszącymi, które pobierają wodę z przodku i odprowadzają ją wprost na powierzchnię;
2. pompowanie pompami wiszącymi z tym, że wodę z przodku zabiera specjalna niskotłocząca, lekka pompa przenośna, która podaje wodę albo do pompy wiszącej albo do pośredniego zbiornika; stąd zabiera ją i wydaje na powierzchnię pompa wisząca;
3. pompowanie pompami zainstalowanymi na stałe, umieszczonymi w specjalnej komorze szybu; wodę z przodku zabierają pompy wiszące, podają ją do komory pomp stałych, które wydają je na powierzchnię.

Najszerze zastosowanie ma pierwszy system odwadniania, mimo szeregu istotnych braków jak to, że pompa ogranicza znacznie roboczą przestrzeń przodku,

że przy odpalaniu otworów trzeba ją podnosić na bezpieczną wysokość itd.

Trzeci system odwadniania stosuje się przy głębeniu głębokich szybów, kiedy pompy wiszące nie są w stanie odprowadzić wody bezpośrednio na powierzchnię bez przepompowania.

Za najbardziej racjonalny należy uważać drugi system odwadniania, przy którym lekka pompa nie ogranicza przestrzeni roboczej, a na czas odpalania otworów przenośna pompa (o wadze 50 do 100 kg) może być podnoszona wprost w kuble.

Do zabierania wody z głębinowego przodku opracowane już są przenośne pompy typów NWZ, NPZ-1 i NPZ-2, o małym ciężarze, napędzane energią powietrza sprężonego.

Możliwe postępy głębenia szybów metodą zwyczajną

Przy wprowadzeniu wszystkich wyżej wymienionych środków i zaleceń czas trwania roboczego cyklu (przy głębokości zabioru 2 m) w skałach o średniej mocy wyniesie (tablica 4).

Tablica 4

Czynności	Przy obudowie wznieszonej na przemian z urabianiem, godz	Przy równoczesnym wznieszeniu obudowy, godz
Wiercenie	1,5	1,5
Nabijanie otworów i odpalanie	0,7	1,7
Przewietrzanie	0,5	0,5
Ładowanie	8,0	8,0
Obudowa	4,4	—
Razem	15,1	10,7

W ten sposób można wykonać dwa cykle na dobę. Jeśli przerwy w pracy nie przekroczą 20 % ogólnego czasu, to można osiągnąć następujące tempo głębenia: przy obudowie na przemian z głębeniem 75 m na miesiąc, przy obudowie równoczesnej 100 m na miesiąc.

Przy krótkich otworach i organizacji według harmonogramu trzy cykle na dobę, tempo powyższe jest łatwiej osiągnąć, a nawet można je znacznie przekroczyć. Przy takim samym procencie przerw w pracy (20 %) możliwe są wtedy następujące postępy głębenia sposobem równoczesnego głębenia i obudowy.

Tablica 5

Głębokość zabioru na 1 cykl, m	1,2	1,3	1,4	1,5	1,7
Postęp miesięczny, m	86,5	93,5	100,8	108,0	145,0

Takie postępy głębenia osiąga się przede wszystkim przez organizację robót ściśle według ustalonego harmonogramu cykliczności.

Propozycje i środki zmierzające do ulepszenia głębenia szybów

W celu intensyfikacji głębenia szybów sposobem zwykłym można zalecić co następuje:

1. Polepszenie jakości części wiertarek przez sporządzanie ich z wysokogatunkowej stali z zastosowa-

niem termicznej obróbki. Stosowanie nowych sprężarek typu 5 KG-100/13. Przejście na gospodarkę powietrzem o wyższym ciśnieniu ($9 \div 10 \div 12$ at).

Wszystko to pozwoli na zwiększenie technicznej prędkości wiercenia przynajmniej $2,5 \div 3$ razy.

2. Opracowanie i konstruowanie wiertarek obrotowych o dużej liczbie obrotów. Przy takich maszynach wiertniczych ulepszy się wiercenie otworów, można będzie zbudować urządzenie do zespołowego wiercenia otworów, kierowane przez jednego bądź dwóch robotników.

3. W ciągu najbliższych dwóch lat należy przejść na wiercenie otworów o głębokości $1,5 \div 4$ m i średnicy powiększonej do $50 \div 60$ mm. W związku z tym, trzeba wprowadzić wiertarkę o większym momencie obrotu, zmienić typy raczków, żerdzie itp. Czas odwiercania przodku głębionego szybu może być wtedy zmniejszony do $30 \div 40$ minut niezależnie od średnicy szybu i wytrzymałości skał.

4. Dla zapewnienia koniecznej wydajności wyciągu należy:

a. zwiększyć moc urządzeń wyciągowych (dwa wyciągi i kubel o pojemności nie mniejszej niż $1,5 \div 2$ m³),

b. zorganizować w najkrótszym czasie produkcję i wprowadzenie opróżnianych kublów.

5. W celu wydatnego ułatwienia robót głębienia i polepszenia techniki odwadniania należy przejść w najbliższym czasie na nową technikę głębienia z podwieszaniem urządzeń w szybie nie na linach lecz na stałym zbrojeniu.

Pozwoli to na wydatne skrócenie przerw w pracy powodowanych podnoszeniem pomp w szybie oraz na zmniejszenie ilości dźwigarek z $15 \div 18$ do 1.

6. Należy pracować nad ulepszeniem istniejących dźwigarek bardzo ciężkich i niewygodnych oraz nad zmianą zasady ciągnięcia. Z tego punktu widzenia zasługuje na szczególną uwagę dźwig hydrauliczny, zaproponowany przez nowosyberyjską filię Giprouglemaza, osiągający przy małych obrysach nośność 120 t konieczne jest wypróbowanie możliwości zastosowania tego dźwigu do podwieszania urządzeń w szybach.

7. Należy wprowadzić do pracy tymczasowego wyciągu maszyny wyciągowe z jednym bębniem, co powiększy zdolność manewrową i wydajność tego wyciągu o $20 \div 30$ %.

8. W celu ulepszenia i przyspieszenia procesu obudowy szybów przejść na podwieszane tubingi żelbetonowe. W związku z tym należy zbudować w Zagłębiu Donieckim nowoczesną fabrykę żelbetowych tubingów.

9. Trzeba opracować i zastosować w szybach (zwłaszcza suchych) metodę betonowania ciągłego na bazie przyspieszenia twardnienia betonu przez ogrzewanie go promieniami podczerwonymi lub przez domieszki chemiczne. Jednakże taki beton powinien być stosowany tylko w szybach, w których przepływ wody nie przekracza $4 \div 5$ m³/godz.

10. Zagadnienie zwalczania przepływu wód w szybach należy rozwiązać następująco:

Po pierwsze, szeroko i powszechnie stosować uprzednie cementowanie skały w przodku. Do tego celu należy seryjnie produkować urządzenia cementacyjne (ciężkie wiertarki, mieszarki cementu, pompy cementacyjne wysokiego ciśnienia, urządzenia uszczelniające itp.) o takiej wydajności, ażeby można było odwiercić i zacementować w głąb 12 m w ciągu zmiany.

Po drugie, najszerszej wykorzystać system odwadniania, stosując specjalną przenośną pneumatyczną pompę w przodku i podawanie przez nią wody do pompy wiążącej lub do zbiornika, skąd będzie tłoczona na powierzchnię.

Po trzecie, stosować urządzenia chwytające i gromadzące w jednym miejscu wodę spływającą po ścianach szybu, celem odpompowania jej na powierzchnię.

Po czwarte, szeroko stosować uszczelnianie obudowy i zamykanie miejsc przepływu wody przez obudowę stałą.

Wprowadzenie i wdrożenie powyższych środków usprawni roboty głębienia szybów, co z kolei pozwoli na przynajmniej dwukrotne zwiększenie średniej prędkości głębienia, tzn. do $35 \div 40$ m na miesiąc, a w przypadkach koniecznych w szybach głębokich doprowadzi średnią prędkość głębienia do $80 \div 100$ m/miesiąc.

Inż. E. Romanowicz

Sprostowanie

W artykule mgr inż. J. Wyszomirskiego pt. „Praca monitora podsadzkowego” zamieszczonym w nr 3/1955 „Przeglądu Górniczego”, na str. 103, szpalta lewa, wzór (2) ma być:

$$\frac{p_1}{\gamma} + \frac{v_1^2}{2g} - \frac{v_3^2}{2g} - 0,3 = S_{12}$$

oraz na str. 104, szpalta prawa, tablica 1. jest: m³/mm; ma być m³/min.

KONKURS

na najlepsze prace omawiające ekonomiczne skutki wprowadzania i stosowania norm

Cel Konkursu

Celem konkursu jest:

1. popularyzacja i propaganda normalizacji,
2. zebranie materiałów rzeczowych dotyczących ekonomicznych skutków norm,
3. zapoczątkowanie badań nad metodami określania skutków stosowania norm.

Treść pracy konkursowej

Ogólne omówienie stosowania norm w zakładzie. Ilość i zakres stosowanych norm.

Analiza kosztów produkcji przed normalizacją oraz produkcji znormalizowanej. Omówienie wpływu normalizacji na koszty materiałowe narzędzi i innych pomocy, koszty robocizny i kontroli.

Omówienie ewentualnych kosztów opracowania normy i kosztów poniesionych wskutek zmian w organizacji, wyposażeniu i produkcji zakładu, spowodowanych wprowadzeniem normy.

Analiza bezpośrednich efektów technicznych i ekonomicznych oraz pośredniego wpływu norm na inne odcinki życia gospodarczego.

Pozostawia się zupełną dowolność metod analizy (opisy, obliczenia, wykresy, zestawienia).

Warunki Konkursu

1. Uczestnictwo w konkursie nie jest niczym ograniczone. Jest rzeczą pożądaną aby w konkursie wypowiedzieli się, poza normalizatorami, pracownicy bezpośrednio zatrudnieni w produkcji w różnych specjalnościach, pracownicy kontroli technicznej, biur konstrukcyjnych, kalkulatorzy kosztów własnych, ekonomiści.
2. Pracę należy nadesłać w formie maszynopisu formatu A4 w objętości od 2 do 20 stron. Forma ujęcia dowolna — według uznania autora (artykuł, notatka, sprawozdanie).
3. Prawa do prac zgłoszonych na konkurs. Redakcja „Normalizacji” zastrzega sobie prawo pierwotnego

ku wszystkich prac konkursowych do końca 1956 roku. Prace drukowane honorowane będą według obowiązujących stawek.

Organizacja Konkursu

1. *Organizatorzy:* konkurs jest zorganizowany przez Polski Komitet Normalizacyjny i Naczelną Organizację Techniczną.
2. *Terminy:*
 - a. prace konkursowe należy nadsyłać do dnia 15 października 1955 r.;
 - b. rozstrzygnięcie konkursu nastąpi w listopadzie 1955 r., wyniki konkursu ogłoszone będą w miesięczniku „Normalizacja” i w czasopismach branżowych NOT.
3. *Sposób oceny prac konkursowych:* Oceny prac konkursowych dokona jury powołane przez Polski Komitet Normalizacyjny i Naczelną Organizację Techniczną.
4. *Sposób nadsyłania prac.* Prace powinny być przesyłane w kopercie adresowanej jak następuje: Polski Komitet Normalizacyjny, Redakcja „Normalizacji”, Warszawa, ul. Świętokrzyska 20/22. „Konkurs na najlepszą pracę o ekonomicznych skutkach stosowania norm”.

Na odwrocie koperty powinno być podane godło wysyłającego pracę. W kopercie, obok pracy konkursowej podpisanej godłem, powinna znajdować się druga, zalakowana koperta zawierająca nazwisko i adres osoby zgłaszającej pracę.

Nagrody

Ustalono następujące nagrody konkursowe:

- | | |
|---------------|---|
| 1 nagroda I | — zł 2.000.— |
| 2 nagrody II | po — zł 1.500.— |
| 3 nagrody III | po — zł 1.000.— |
| 5 wyróżnień | w postaci rocznej bezpłatnej prenumeraty miesięcznika „Normalizacja”. |

KOMUNIKAT

W marcu br. w szybie „Ryszard” kopalni Porąbka Główny Instytut Górnictwa wraz z Przedsiębiorstwem Budowy Szybów przeprowadził z pozytywnym wynikiem pierwszą próbę ślizgowo-przesuwnego betonowania obudowy, według nowej metody obudowy szybów opracowanej przez pracowników Zakładu Górniczego

Głównego Instytutu Górnictwa inżynierów Józefa Miksę i Jerzego Kursę.

Nowa obudowa szybów jest dużym osiągnięciem polskiej myśli technicznej i po dalszych próbach znajdzie zastosowanie przy budowie nowych kopalń. O obudowie tej zamieścimy obszerniejszy artykuł.

KOMUNIKAT BIBLIOTEKI NAUKOWEJ GIG

Biblioteka Naukowa Głównego Instytutu Górnictwa, a jednocześnie Główna Biblioteka Branżowa dla resortu Górnictwa przypomina wszystkim zatrudnionym w resorcie górnictwa, że czytelnia i wypożyczalnia Biblioteki czynne są codziennie oprócz sobót, niedziel i świąt od godz 8,00 do 19,00 (soboty 8,00 ÷ 15,00) w Stalinogrodzie, ul. Warszawska 12.

Bogate zbiory w liczbie około 30 000 tomów z górnictwa i dziedzin pokrewnych umożliwiają gruntowne

zapoznanie się z zagadnieniami nawet bardzo wąskimi, a tym samym odpowiednio wykorzystane przyczyniają się do rozwoju postępu technicznego w górnictwie.

O najnowszych osiągnięciach technicznych informują czasopisma fachowe krajowe i zagraniczne, w które jedynie Biblioteka Naukowa GIG jest obficie zaopatrzona.

Wszyscy z poza resortu Górnictwa mogą korzystać ze zbiorów Biblioteki tylko na miejscu w czytelni.

Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze

- ANTONOW W. J.: Suszenie i zbieranie torfu kawałkowego, 1954 (tłum. z ros. J. Dubois). 1954, str. 102, zł 5,50
- APT I., LASKOWSKI T., OLCZAKOWSKI W.: Muł węglowy jako paliwo przemysłowe, 1954, str. 83, zł 5,50
- BADAK A.: Wiertnica Trauzl, 1954, str. 67, zł 4,80
- BLADOWSKI S.: Zabezpieczenia przed porażeniami w urządzeniach elektrycznych w górnictwie, 1954, str. 147, zł 10,80
- BLASCHKE S.: Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalin użytecznych. Tom I, 1954, str. 644, zł 60.—
- BŁOCKI B.: Pomocnik wiertacza, 1954, str. 61, zł 3,20
- BRINCKEN S.: Higiena i bezpieczeństwo pracy przy robotach wiertniczych BOP, 1955, str. 58, zł 4,10
- CHOJNACKI S.: Książeczka budowacza ścianowego, 1954, str. 43, zł 2.—
- CZEŻOWSKI A.: Przewóz samochodami i ciągnikami w kamieniołomach i kopalniach odkrywkowych węgla oraz rud 1954, str. 86, zł 4,70
- DUDEK J.: Książeczka strzałowego w kopalni, 1954, str. 47, zł 2.—
- DUDEK W.: Oświetlenie i sygnalizacja. Górnictwo tom XIII. Cz. 2. Urządzenia teletechniczne w podziemnych kopalni 1955, str. 247, zł 27.—
- GISMAN S., TRZOSKA J.: Przekładka przenośników zgrzeblowych 1954, str. 82, zł 4,40
- JURKIEWICZ J.: Sól i jej produkcja, 1954, str. 126, zł 4,80
- JASIEŃSKI W.: Nasycanie drewna w kopalniach węgla, 1954, str. 82, zł 6.—
- JANKOWSKI F.: Wiadomości dla współzawodniczących w kopalniach węgla 1954, str. 95, zł 5.—
- KARLIC S.: Maszynoznawstwo dla wiertaczy 1954, str. 103, zł 5,50
- KRUCZEK R.: Wydobywanie ropy samoczynne oraz przy użyciu gazu sprężonego. 1954, str. 66, zł 3,50
- KRZENEK L.: Nowoczesne urządzenia do przeróbki ropy naftowej, 1954, str. 95, zł 7,50
- KRUPA L.: Wrębiarki ścianowe, 1954, str. 111, zł 7,50
- KOTARBA J.: Maszynista wyciągowy, 1954, str. 152, zł 11,20
- KLOTT M.: Pouczenia dla nowozatrudnionych w kopalni. 1954, str. 74, zł 2,50
- KANCZUCKI A. i KANCZUCKI A.: Systematyka robót w górnictwie, 1954, str. 211, zł 30.—
- KRUKIEREK K.: Bezpieczeństwo i ochrona pracy w kopalnictwie naftowym 1955, str. 34, zł 2,30
- KOZUBSKI F.: Miernictwo górnicze 1955, str. 233, zł 13,20
- LIDIN G. D.: Walka z wydzielaniem się gazów w kopalniach węgla, (tłum. z ros. K. Izdebski), 1954, str. 58, zł 4.—
- MIELECKI T.: Węgiel — Wiadomości o własnościach i badaniu, 1954, str. 64, zł 4.—
- MRAZEK M., WALIDUDA A.: Wiertnica SM 1954, str. 42, zł 2.—
- MACIEJASZ Z.: Eksploatacja złóż rudnych, 1954, str. 122, zł 6,70
- MAROSZEK H.: Elektrotechnika górnicza, 1954, str. 378, zł 19,50
- MACIEJASZ Z.: Poszukiwanie złóż rudnych 1955, str. 135, zł 7,70
- NATURSKI A., URBAN J.: Górnik na robotach w kamieniu, 1954, str. 83, zł 4.—
- NIEMENTOWSKI S.: Pomocnik destylatora przy stabilizacji i frakcjonowaniu gazoliny 1955, str. 46, zł 2.—
- OBRAPALSKI J.: Elektryczne maszyny wyciągowe, 1954, str. 194, zł 19.—
- OLSZEWSKI J.: Książeczka górnika ścianowego, 1954, str. 70, zł 2.—
- ORŁOWSKI L.: Pierwsze kroki i roboty w kopalniach węgla 1954, str. 75, zł 4,50
- ORŁOWSKI L.: Pomocnik cieśli górniczego, 1954, str. 55, zł 2,40
- POGODA W.: Młodszy podsadzkarz 1954, str. 48, zł 2.—
- POKROWSKI N. M.: Głębinie szybów pionowych zwykłymi sposobami (tłum. z ros. J. Olszewski i T. Piaseczny) 1954, str. 347, zł 25,50
- PAWLIKOWSKI T.: Analiza składników gazowych powietrza kopalnianego, 1954, str. 188, zł 14,30
- POGODA W.: Ładowacz chodnikowy 1955, str. 55, zł 2,40
- ROGA B.: Węgiel kamienny, przeróbka i użytkowanie, 1954, str. 439, zł 42.—
- ROMANOWICZ E.: Pomiarowy kopalniany 1954, str. 59, zł 2,40
- SZKLARSKI L.: Trakcja elektryczna w kopalni, 1954, str. 411, zł 45.—
- SZPILEWICZ A.: Poradnik koksochemika. T. III, 1954, str. 611, zł 55.—
- SCHILLER W.: Pompowanie ropy z otworów wiertniczych 1955, str. 71, zł 3,80
- SALUSTOWICZ A.: Mechanika górotworu. Cz. 1. Mechanika górotworu. Górnictwo T. III 1955, str. 287, zł 31,20
- URBAN J.: Wozak i konwojent w kopalniach 1954, str. 38, zł 2.—
- URBAN J.: O tapaniach kopalnianych 1955, str. 42, zł 1,80
- WOŁKOW J. S.: Zasady kopalnictwa rud żelaza, 1954, str. 307, zł 25.—
- WOJNAR J.: Ostrzenie i napawanie utwardzające świrdrów wiertniczych 1954, str. 71, zł 4,30

Do nabycia w księgarniach technicznych Domu Książki i u kolporterów zakładowych

