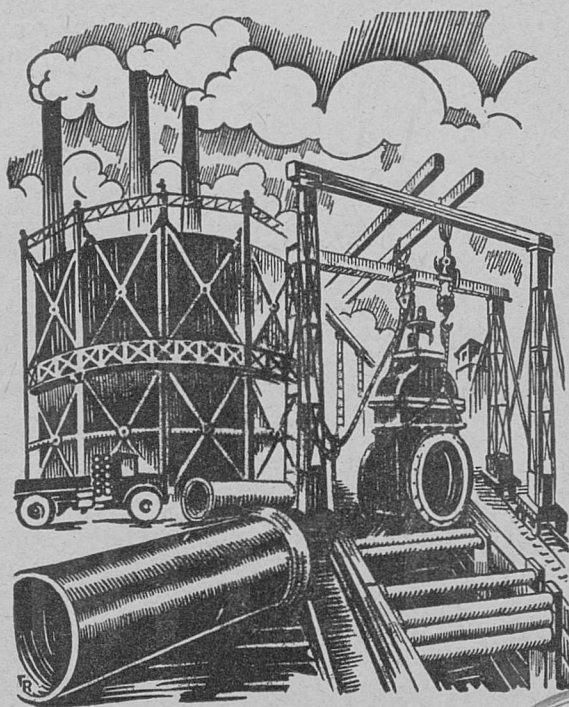


GAZ, WODA

TECHNIKA SANITARNA

— *miesięcznik* —



Nr 9

WRZESIEŃ 1955

ROK XXIX

WYDAWNICTWO NACZELNEJ ORGANIZACJI TECHNICZNEJ

KOMITET REDAKCYJNY:

REDAKTOR NACZELNY: MGR INŻ. HENRYK JANCZEWSKI

REDAKTOR DZIAŁU GAZOWNICTWA: MGR INŻ. ROMUALD KIELKIEWICZ

REDAKTOR DZIAŁU WODOCIĄGÓW I KANALIZACJI: MGR INŻ. JÓZEF LIEBFELD

REDAKTOR DZIAŁU TECHNIKI SANITARNEJ: PROF. DR INŻ. JAN JUST

REDAKTOR DZIAŁU INSTALACJI: DOC. DR INŻ. STEFAN KOŁODZIEJCZYK

SEKRETARZ REDAKCJI: ZOFIA KLIMASZEWSKA

REDAKTOR TECHNICZNY: DR JADWIGA WŁODEK-SANOJCA

Nr 9

Wrzesień 1955

Rok XXIX

T R E Ś Ć

Mgr inż. Wacław Kijewski, mgr inż. Jan Kłosiński, dr inż. Błażej Roga — Badania nad odgazowaniem węgla płomiennych w piecach gazowniczych

Bogdan Borkowski — Spaliny — źródło gospodarczych możliwości

Inż. Kazimierz Dohnalik — Właściwa gospodarka energetyczna w małych i średnich zakładach wodociągowo-kanalizacyjnych

Mgr inż. Andrzej Bydałek — Korozja żeliwa w wodzie wodociągowej

Mgr inż. Jerzy Schönthaler — Wykorzystanie ścieków miejskich i przemysłowych m. Częstochowy

Mgr inż. Jerzy Kłossowski — Wykorzystanie ukrytych rezerw dla polepszenia zaopatrzenia ludności w wodę

Mgr inż. Eugeniusz Górecki — W sprawie gospodarki wodą i ściekami przemysłowymi na terenie Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego

Mgr inż. Jerzy Gańczarczyk — Ścieki z fabryki celulozy siarczynowej

Bohdan Koziorowski — Nowsze poglądy na sporządzanie bilansu tlenowego rzek

Mgr inż. Janusz Wagner — Współpraca urządzenia chłodniczego z chłodnicą atmosferyczną, jako redukcja bilansu wodnego

Wiadomości praktyczne

Z prasy zagranicznej

Biuletyn Instytutu Gospodarki Komunalnej

C О Д Е Р Ж А Н И Е

Мгр инж. В. Киевский, мгр инж. Я. Клосинский, др инж. Б. Рого — Исследования по дегазации пламенного угля в газовых печах.

Б. Бorkowski — Газообразные продукты сгорания — источником хозяйственных способностей.

Инж. К. Дohnalik — Правильное энергетическое хозяйство в малых и средних предприятиях водопроводов и канализации.

Мгр инж. А. Быдалек — Коррозия чугуна в водопроводной воде.

Мгр инж. А. Шенталер — Использование городских и производственных сточных вод г. Ченстохова.

Мгр инж. Е. Клоссовски — Использование скрытых резерв для улучшения водоснабжения населения.

Мгр инж. Е. Ганьцарчик — Сточные воды из сульфатцеллюлозных заводов.

Б. Козьровски — Новейшие взгляды на приготовление кислородного баланса рек.

Мгр инж. Я. Вагнер — Сотрудничество холодильного оборудования с атмосферическим охладителем как редукция водного баланса.

Практические сведения

Из зарубежной печати.

Бюллетень Института Коммунального Хозяйства.

T A B L E D E S M A T I È R E S

Ing. dipl. W. Kijewski, Ing. dipl. J. Kłosiński, Dr Ing. B. Roga — Études sur la déga-
zification du charbon à flamme dans les fours à gaz.

B. Borkowski — Combustions de gaz — une source des possibilités économiques.

Ing. K. Dohnalik — La juste exploitation énergetique dans les petits et moyens établissements pour la conduite d'eau et de canalisation.

Ing. dipl. A. Bydałek — Corrosion de la fonte dans l'eau de la conduite d'eau.

Ing. dipl. A. Schönthaler — Exploitation des écoulements communaux et industriels de la ville Częstochowa.

Ing. dipl. J. Kłossowski — Exploitation des réserves dissimulées pour améliorer l'approvisionnement de la population avec l'eau.

Ing. dipl. E. Górecki — Exploitation de l'eau et des égouts industriels dans la région industrielle de la Haute-Silésie.

Ing. dipl. J. Gańczarczyk — Écoulements des usines de la cellulose de sulfite.

B. Koziorowski — Dernières opinions sur l'établissement du bilan d'oxygène des fleuves.

Ing. dipl. J. Wagner — Collaboration de l'installation frigorifique avec le réfrigérant atmosphérique, comme reduction du bilan d'eau.

Informations pratiques.

Revue de la presse étrangère.

Bulletin de l'Institut de l'Économie Communale

T E X T E

Eng. W. Kijewski, Eng. J. Kłosiński, Dr. Eng. B. Roga — Research on gasification of channel coal in gas generators.

B. Borkowski — Combustion gases — source of economical possibilities.

Eng. K. Dohnalik — Proper economy of energy consumption in small and medium size water and canalization works.

Eng. A. Bydałek — Corrosion of cast iron in water piping.

Eng. A. Schönthaler — Exploitation of town sewage and industrial backwater in Częstochowa.

Eng. J. Kłossowski — Increase of water supply through exploitation of hidden sources.

Eng. E. Górecki — Water and industrial waste exploitation in Upper Silesia industrial district.

Eng. J. Gańczarczyk — Sulphite cellulose mill back water.

B. Koziorowski — New opinions upon preparing of river oxidation balance.

Eng. J. Wagner — Cooperation of cooling arrangement with atmospheric cooler as reduction of water balance.

Practical informations.

Press reel from abroad.

Bulletin of the Institute of Municipal Economy.

Redakcja i Administracja: Warszawa, ul Czackiego 3/5. Tel. 67.461 wewn. 90.

Prenumerata: Półrocznie 36 zł. Kwartalnie 18 zł. Numer pojedynczy 6 zł.

Prenumeratę przyjmują listonosze i urzędy pocztowe.

GAZ, WODA, TECHNIKA SANITARNA

M I E S I Ą C Z N I K
O R G A N

STOWARZYSZENIA NAUKOWO-TECHNICZNEGO INŻYNIERÓW I TECHNIKÓW
SANITARNYCH, OGRZEWNICTWA, GAZOWNICTWA I TERENÓW ZIELONYCH

Nr 9

WRZESIEŃ — 1955

ROK XXIX

V Międzynarodowy Festiwal Młodzieży i Studentów

W dniach od 31.VII.1955 r. do 15.VIII.1955 r. odbył się w Warszawie V Międzynarodowy Festiwal Młodzieży i Studentów o Pokój i Przyjaźń. Zgodnie z oświadczeniem Międzynarodowego Komitetu Festiwalu przygotowania objęły 126 krajów. Do Warszawy przybyli na Festiwal delegaci z ok. 120 krajów.

Uroczyste otwarcie Festiwalu odbyło się dnia 31.VIII.55 r. w Warszawie na Stadionie Dziesięciolecia. Nigdy chyba jeszcze nasza stolica w swojej historii nie witała równocześnie przedstawicieli młodzieży tylu krajów, ze wszystkich kontynentów świata.

Zachodzi pytanie, jakie to idee przywiodły te dziesiątki tysięcy młodzieży z najodleglejszych zakątków świata do Warszawy. Co było powodem tego wielkiego entuzjazmu, radości i wesela, jakie panowało w okresie trwania Festiwalu, wśród młodzieży niezależnie od jej rasy, narodowości, wyznania i przekonań politycznych?

Jest rzeczą niewątpliwą, że idea pokoju i przyjaźni między narodami znajduje coraz więcej zrozumienia wśród setek milionów ludzi na wszystkich kontynentach. Ta tęsknota za osiągnięciem i zrealizowaniem postulatów w zakresie utrzymania pokoju, o które walczą kraje demokracji ludowej ze Związkiem Radzieckim na czele oraz postępową ludzkość we wszystkich zakątkach świata, wbrew niektórym agresywnym siłom — zaczyna dawać pewne owoce. Perspektywy poprawy sytuacji międzynarodowej stają się coraz wyraźniejsze. Narody całego świata, a w szczególności młodzież, cieżą się, że na Konferencji Genewskiej reprezentanci czterech mocarstw zadokumentowali w czasie wzajemnych dyskusji, że możliwe jest zacieśnienie przyjaznych stosunków między narodami.

Te właśnie idee przywiodły młodzież całego świata do Polski, na V Międzynarodowy Festiwal Młodzieży i Studentów o Pokój i Przyjaźń. Te właśnie idee były drogowskazem wskazującym kierunek, w jaki sposób ma kroczyć młodzież w świecie. Jeśli wielki nasz wieszcz wołał w „Odzie do młodości“ — „Razem młodzi przyjaciele“ — to może właśnie w chwili obecnej tę konieczność wspólnoty działania rozumie najlepiej młodzież całego świata.

Idea pokoju, o którą walczyła i walczy Światowa Federacja Młodzieży Demokratycznej od lat dziesięciu — idea walki o pokój — we wspólnocie młodzieży całego świata przybiera coraz realniejsze kształty.

Ze droga wybrana przez Światową Federację Młodzieży Demokratycznej była słuszna, niech świadczą słowa apelu tej wielkiej organizacji opublikowane 1 stycznia 1945 roku.

„W świecie, który pragniemy stworzyć, młodzież wszystkich krajów winna otrzymać możliwość korzystania z wolności, o którą walczyła. Należy usunąć wszystko, co by mogło tej wolności zagrażać z zewnątrz lub od wewnątrz. W jaki sposób możemy przyczynić się do zniszczenia tych złych sił wewnętrznych i międzynarodowych? W jaki sposób możemy przyczynić się do utworzenia światowej rodziny narodów i zapewnieniu trwałego pokoju? — Tylko przystępując wspólnymi siłami do rozwiązania tych palących problemów będziemy mogli wywiązać się z naszych obowiązków wobec tych, którzy padli w walce o wolność. Tylko w ten sposób zdobędziemy pewność, że krew ich nie pójdzie na marne“.

Słowa apelu znalazły szeroki oddźwięk wśród młodzieży wszystkich kontynentów świata. Słowa te witają nadzieję, że coraz więcej sił w świecie skupiać się będzie do walki o zachowanie wolności oraz pokoju i przyjaźni między narodami.

W tej mierze V Międzynarodowy Festiwal Młodzieży i Studentów w Warszawie spełnił swoje zadanie. Młodzież wszystkich kontynentów wyniosła z Festiwalu ożywcze nadzieje o mocy sił postępowych w świecie oraz konieczności nieustawiania we wspólnej walce o wolność, o pokój oraz o przyjaźń między narodami i szczęście całej ludzkości.



MGR INŻ. WACŁAW KIJEWSKI,
MGR INŻ. JAN KŁOSIŃSKI, DR INŻ. BŁAŻEJ ROGA
Główny Instytut Górnictwa
Zakład Chemicznej Przeróbki Węgla

Badania nad odgazowaniem węgla płomiennych w piecach gazowniczych

(część I)

Cel pracy

Gazownictwo i koksownictwo, dwie wielkie gałęzie przemysłu chemicznej przeróbki węgla, należą do tej grupy procesów, które technologia chemiczna obejmuje wspólną nazwą „odgazowanie paliw stałych”. Proces ten polega na termicznym rozkładzie naturalnego paliwa, poddanego ogrzewaniu bez dostępu powietrza, stąd dawniejsza nazwa tego procesu „sucha destylacja”.

W zależności od tego, które paliwo stałe poddajemy odgazowaniu oraz w zależności od typu pieca, jak również warunków prowadzenia procesu technologicznego, otrzymuje się przy odgazowaniu węgla produkty stałe, ciekłe i gazowe, różniące się między sobą w większym lub mniejszym stopniu.

Przemysł gazowniczy nastawiony jest w pierwszym rzędzie na produkcję gazu. Przemysł koksowniczy natomiast nastawiony jest przede wszystkim na produkcję koksu o dużej wytrzymałości mechanicznej (koks hutniczy). W koksownictwie stosuje się przeto przy ruchu zasypowym węgle typu 35, 36, przy ruchu ubijającym węgle typu 34, 33 z dodatkami węgla typu 35—37 jako węgle uszlachetniających.

W gazownictwie używa się z reguły węgla typu 33 i 34, jednak wobec coraz większego zapotrzebowania przemysłu koksowniczego na węgle typu 33, a zwłaszcza węgle typu 34, wydaje się celowe szukanie możliwości przesunięcia, przynajmniej częściowo, bazy surowcowej gazownictwa w kierunku węgla typu 32 i 31.

Z inicjatywy Centralnego Zarządu Gazownictwa w Warszawie, na zlecenie Komitetu Koordynacyjnego Przemysłu Koksowniczego Zakład Chemicznej Przeróbki GIG, przy współudziale przedstawicieli Dyrekcji Technicznej Centralnego Zarządu Gazownictwa, wykonał doświadczenia w skali technicznej nad odgazowaniem węgla płomiennych i gazowopłomiennych w piecach gazowniczych. W doświadczeniach tych chodziło o zbadanie możliwości zastosowania tego typu węgla do procesu koksowania, przez stwierdzenie jakości i ilości produktów gazowych, ciekłych i stałych. W grę tutaj wchodzi zastosowanie czystego węgla, względnie w mieszanekach z węglem gazowo-koksowym.

Część doświadczalna

Opis stosowanej instalacji

Doświadczenia w części technicznej wykonano w jednej z gazowni na Górnym Śląsku.

Gazownia ta jest średnim zakładem o nowoczesnej piecowni i kompletnej aparaturze do chłodzenia i czyszczenia gazu. Gazownia jest wyposażona w małe piece komorowe stojące, systemu Didiera (typ 1942). Każdy blok piecowy składa się z pięciu komór o wymiarach: wysokość 3,90 m, długość 2 m, szerokość 0,27 m, pojemność komory 2,1 m³, z generatora wbudowanego o ruszcie schodkowym o ciągu naturalnym, z kanałów ogniowych i cyrkulacyjnych oraz kanałów rekuperacyjnych. Ogrzewanie komór gazem generatorowym, lub własnym, w specjalnie zmontowanych palnikach. Piece wyposażone są w dolne i górne odprowadzenie gazów oraz w urządzenia do dopuszczania pary wodnej do komór.

Transport węgla i koksu w piecowni jest całkowicie zmechanizowany. Piecownia posiada górne zasobniki na węgiel, podziemny bunkier na węgiel zładowywany z wagonów. Bunkier z górnymi zbiornikami łączy pionowy transporter kubelkowy. Zасыpywanie komór odbywa się przy pomocy ruchomych zasobników pośrednich.

Wypust gorącego koksu do wozu gaśniczego, skąd poprzez koryto wypełnione wodą jest on przesyłany transporterem Brovera do zbiorników wieżowych na koks. Na transporterze Brovera odbywa się częściowe odparowanie wody oraz odsiewanie mialu i najdrobniejszych sortymentów.

Urządzenie do chłodzenia i czyszczenia gazu składa się z następujących aparatów:

1. chłodnica powietrzna o powierzchni chłodzącej 100 m² wydajność chłodzenia 416 m³/h;
2. chłodnica systemu Reutera o powierzchni chłodzącej 300 m² o wydajności chłodzenia 2516 m³/h przy zużyciu wody chłodzącej 0,5 m³/h;
3. ssaki skrzydełkowe z napędem parowym o średniej przepuszczalności 1220 m³ gazu/h, wielkość ssania 7 mm H₂O, tłoczenia 500 mm H₂O, złączone z regulatorem obejściowym systemu Dessen;
4. odsmalacz systemu Pelouze, przepuszczalność gazu 333 m³/h, strata ciśnienia 80 mm H₂O;
5. płuczka amoniakalna o wydajności 60000 m³/h, system obrotowy z napędem parowym. Zużycie wody 0,05 m³/h strata ciśnienia 5 mm H₂O;
6. skrzynie czyszczące (1—5), zamknięcie wodne systemu Hempla. Wymiary: długość 5,1 m, szerokość 42 m, wysokość 3 m, 3 lub 2 warstwy masy czyszczącej. Ładunek 1 skrzyni czyszczącej 18000—15000 kg. Strata ciśnienia 5—10 mm H₂O przy świeżej masie, 100 mm H₂O przy masie nasyczonej.

Z dalszych urządzeń należy wymienić licznik do mierzenia gazu i zbiornik gazowy wodny z teleskopowaniem.

Wszystkie wymienione wyżej urządzenia i aparaty zaopatrzone są w przyrządy kontrolne, jak termometry, manometry, rejestratory ciepła spalania gazu itp.

W okresie prób jednostki produkcyjne pracowały wyłącznie na węglu doświadczalnym. W ten sposób zaistniały dogodne warunki pełnej kontroli procesu, surowca i produktów.

Do doświadczeń korzystano jedynie z dwóch pieców o łącznej ilości 10 komór. Reszta pieców została unieruchomiona. Uważaliśmy, że ta ilość komór jest zupełnie wystarczająca do dokładnego ustalenia wydajności produktów dla poszczególnych serii doświadczeń.

Pewną niedogodność w stosunku do ilości czynnych pieców stanowiła wielkość aparatury do chłodzenia i czyszczenia gazu. Zwłaszcza wielkość ssaków, z których najmniejszy posiadał średnią wydajność ca 1000 m³/h przy uzyskiwanych zwykle tam 400 m³/h, nastręczała pewne trudności w odsysaniu, zwłaszcza gazu z komór. Trudności te udało się pokonać przez ciągłą regulację pracy ssaka na minimalną ilość obrotów. Pozostałe aparaty pracowały normalnie i nie przyczyniły żadnych kłopotów.

Własności fizyko-chemiczne użytych do doświadczeń węgla

Do prowadzonych prób użyto dwa węgle płomienne (typ 31) z dwóch kopalni „A” i „B”. Węgle z tych kopalni są typowe węgle płomienne, obrazujące przeciętne własności węgli tej grupy. Doświadczenia nad odgazowaniem węgla płomiennych wykonano dla minimalnej ilości przedstawicieli. Uważano, że osiągnięte wyniki dla przynajmniej dwóch węgli upoważniają do wyciągnięcia mniej lub więcej ogólnych wniosków.

Dla doświadczeń nad odgazowaniem mieszanek węgla płomiennych z węglem gazowo-koksowym zastosowano węgiel z kopalni „C”. Jest to węgiel zwykle stosowany przez gazownię do produkcji normalnego gazu i koksu.

Tablica 1 podaje przeciętne własności typowych węgla pokładowych z wymienionych wyżej kopalni.

Metodyka pomiarów

Przez cały ciąg doświadczeń w urządzeniach gazowni stało się zachować warunki ruchowe takie, w jakich gazownia dotychczas pracowała.

Dotyczyło to wielkości ładunku węgla w poszczególnych komorach, czasu odgazowania, temperatury kanałów grzewczych, wielkości podciśnienia wytwarzanego przez ssaki

Tablica I

Przeciętne własności typowych węgla pokładowych użytych do doświadczeń

Lp.	Kopalnia	Pokład	Analiza techniczna					LR
			W ^a	A ^a	V ^a	A ^s	V ^b	
1	„A.,	510	6,80	4,23	31,64	4,54	35,57	0,6
2	„B.,	510	10,09	3,52	31,85	3,91	38,32	0,4
3	„C.,	510	3,60	4,41	32,60	4,57	35,44	46,6

temperatur i ciśnien w aparatach do kondensacji i chłodzenia gazu, ilości wody chłodzącej aparaty, czasu i ilości wody do chłodzenia koksu, ilości podpału do generatora.

W tym celu dokonywano przez cały ciąg doświadczeń każdego dnia o stałej porze pomiarów temperatur w poszczególnych aparatach, wielkości ssania ssaka, wielkości ciśnienia przed licznikiem gazu oraz na każdej zmianie kontrolowano wysokość temperatury kanałów grzewczych.

Do doświadczeń nad odgazowaniem węgla płomiennych zastosowano przede wszystkim węgiel w postaci dużych ziaren (sortymenty orzech, groszek). Uważano, że dla niesiekających gatunków węgla zastosowanie ich do odgazowania w postaci miału może wywołać zaburzenia w ruchu pieców, zwłaszcza w momencie usuwania gorącego koksyku z komory pieca. Przypuszczenia te potwierdziło kilka sporadycznych odgazowań węgla płomiennego z kopalni „A“.

Węgiel płomienny o rozdrobnieniu 0—10 mm zastosowano jedynie w mieszance z węglem gazowo-kokсовym z kopalni „C“.

Proces odgazowania prowadzono bez dopuszczania pary do wnętrza komór. Chodziło o ustalenie wydajności i jakości czystego gazu węglowego.

Czas odgazowania badanych węgla w poszczególnych komorach ustalono na 16 godzin. Z poczynionych obserwacji był on zupełnie wystarczający dla odgazowania wsadu. Jedynie dla mieszanek czas odgazowania musiał być przedłużony do średnio 20 godzin.

Próby wykonano w następujących seriach:

Seria I. Odgazowanie węgla niesiekającego wydobywczego z kopalni „A“, sortyment groszek I, tj. dla ziaren o wymiarach 16—31,5 mm (2).

Seria II. Odgazowanie węgla niesiekającego wydobywczego z kopalni „A“, sortyment orzech II, tj. dla ziaren o wymiarach 25—30 mm (2).

Seria III i IV. Odgazowanie mieszanki węgla wydobywczego niesiekającego z kopalni „A“ z węglem gazowo-kokсовym z kopalni „C“ o składzie % 50:50. Sortyment dla obu węgla miał ziarno 0—10 mm.

Seria V. Odgazowanie węgla niesiekającego wydobywczego z kopalni „B“ o ziarnie 16—31,5 mm (groszek I).

Seria VI. Odgazowanie węgla niesiekającego wydobywczego z kopalni „B“ o ziarnie 25—50 mm (orzech II).

Kontrola surowca i uzyskanych produktów w czasie poszczególnych doświadczeń przedstawiała się następująco:

Węgiel. Oznaczano w ciągu doby ciężar węgla wypełniającego jedną komorę, uwzględniając ciężar warstwy miału kokсового do zabezpieczenia dolnych zamknięć komory. Całość wsadu dla poszczególnych serii obliczano na podstawie średniej wsadu wszystkich komór. Ważenie węgla wsadowego odbywało się następująco: jedną z nieczynnych komór napełniano ładunkiem ze zbiorników nad piecami, do wysokości zwykle przewidzianej. Całość ładunku wypuszczano do wozu kolejki, skąd przeładowywano do samochodu, który ważono na wadze wozowej. Zważony węgiel ładowano ponownie do wózka, po czym przez dźwign i specjalnie przygotowany zbiornik wędrował on do odpowiedniej komory. Była to dość skomplikowana manipulacja. Jednak uważano, że ten sposób określenia całości wsadu będzie dokładniejszy, niż gdyby za podstawę przyjąć wagę wagonową transportu węgla.

W celu ustalenia jakości sortymentu wykonano dla każdej serii kilka przesiewań kontrolnych.

Jakość węgla i stałość jego własności w czasie przebiegu odgazowania poszczególnych serii kontrolowano przez wykonanie analizy technicznej węgla z każdego nadeszłego wagonu. Oznaczenia zawartości wilgoci, popiołu i części lotnych wykonało miejscowe laboratorium.

Na podstawie uzyskanych wyników można było stwierdzić, że w warunkach technicznych nadchodzące transporty

węgla dla poszczególnych serii doświadczeń posiadały te same własności. Ponieważ jednak metody oznaczeń stosowane przez laboratorium gazowni nie były zgodne z Polskimi Normami oraz dla dokładniejszej kontroli jakości węgla wykonaliśmy dla niektórych ładunków wagonowych analizę techniczną oraz oznaczenia siekalności i ciepła spalania w Instytucie. W zestawieniu wyników podajemy wyłącznie dane uzyskane przez laboratorium Instytutu. Pobieranie prób węgla z każdego wagonu odbywało się zgodnie z Polskimi Normami.

Gaz. Na początku i na końcu serii oraz o stałej porze w ciągu doby odczytywano stan licznika gazu produkcyjnego. Niezależnie od tego w gazowni kontroluje się normalnie stan licznika gazu w odstępach godzinnych (raport ruchu).

Ze względu na konieczność uzyskania czystego gazu węglowego w każdym momencie procesu odgazowania ustalono minimalną wielkość ssania, ciągle kontrolowaną. Jak już zaznaczono wyżej, wielkość ssaka nastroczała pewne trudności. Uniknięto odchylen przez ciągłą kontrolę jego pracy. Należy tu zaznaczyć, że zwykle regulowanie w warunkach ruchowych wielkości podciśnienia dla uzyskania gazu o stałej maksymalnej wartości opałowej nie mogło w naszym przypadku mieć miejsca.

Ciepło spalania gazu w każdym momencie kontrolowano przy pomocy rejestrującego kalorymetru.

Raz na dobę pobierano przeciętną próbę oczyszczonego gazu produkcyjnego. Dzienną analizę gazu przy pomocy aparatu Orsata oraz oznaczenia ciężaru właściwego w aparacie Junkersa wykonało miejscowe laboratorium. Dokładniejsze oznaczenia składu gazu przy pomocy aparatu Wilhelmgiego wykonano w Instytucie. W zestawieniu wyników posłużono się danymi uzyskanymi w Instytucie.

Koks. Dla dobowego wsadu oznaczano ciężar koksu wygaszonego z dwóch komór, przy czym zawsze z jednej komory, do której załadowano węgiel. Wygaszony koks wyładowywano z wozu gaśniczego na płytę, skąd pobierano średnią próbę do analizy technicznej i do oznaczeń rozdrobnienia i własności mechanicznych, po czym ładowano na samochód i ważono na wadze wozowej. W ogólnej wadze wsadu uwzględniano ciężar pobranych próbek koksu. Analizę techniczną wykonano w laboratorium gazowni. Dokładniejsze oznaczenia jak i oznaczenia temperatury zapłonu i ciepła spalania dla niektórych próbek zostały wykonane w Instytucie.

Dla stwierdzenia udziału poszczególnych ziaren uzyskanego koksu w stosunku do ziaren węgla wsadowego wykonywano dla każdej ważonej komory koksu analizę sitową. Dla koksu otrzymanego z odgazowania węgla w sortymencie groszek I pobierano próbę w ilości 100 kg i przesiewano przez sita o otworach oczek 5 i 17 mm. Dla koksu z węgla w sortymencie orzech II i z mieszanek pobierano próbę w ilości 150 kg i przesiewano przez sita 5, 17, 40 mm.

Wprawdzie w gazownictwie nie bada się własności mechanicznych uzyskanego koksu, jednak tu, ze względu na specjalny koks, uważano za konieczne mieć również wskaźniki jego wytrzymałości mechanicznej. Spośród wielu uważaliśmy, że najbardziej charakterystyczna ze względu na jego zastosowanie będzie wielkość wytrzymałości mechanicznej na ścieralność. Oznaczenia te wykonano według metody Micum, przy czym dla koksu z węgla groszek I pobierano próbkę w ilości 50 kg z frakcji > 17 mm poprzednio wykonane przesiewania kontrolnego, dla koksu z węgla orzech II i z mieszanek — próbę w ilości 50 kg z frakcji > 40 mm przesiewania kontrolnego. Ponieważ do oznaczeń można było zastosować koks tylko o tak małym ziarnie, interpretacja wyników musiała być oczywiście nieco odmienna niż w przypadku koksu hutniczego. W omawianym wypadku można mówić jedynie o ścieralności, tj. wielkości frakcji < 10 mm i tylko wartość tej frakcji niżej omówiono.

Całość uzysku koksu dla poszczególnych serii odgazowań obliczano na podstawie średniej uzysku z poszczególnych komór.

Dla serii V i VI wykonywano tylko po jednym ważeniu koksu na dobę. Na podstawie wyników z poprzednich serii była to wystarczająca ilość pomiarów dla określenia własności i średniej uzysku koksu.

Smota. Wydajność wyprodukowanej smoły oznaczano przez codzienny pomiar jej poziomu w zbiorniku rozdzielczym. Całość produkcji po zakończeniu każdej serii przepompowywano do zbiornika zbiorczego. Należy tutaj zaznaczyć, że odczytywanie poziomu smoły w zbiorniku przy pomocy zanurzania prętu drewnianego nastroczało duże trudności. Znajdująca się w zbiorniku nad warstwą smoły woda amono-

niakalna zanieczyszczona jeszcze smołą powodowała często mylne wskazania. Dlatego uzyskane wyniki dla serii 1—4 trzeba było przyjąć z dużą tolerancją ze względu na ten bardzo prymitywny pomiar. Dla serii 5—6 pomiaru ilości uzyskanej smoły dokonywano przez wypompowywanie do beczek dziennej produkcji i jej ważenie.

Przed zakończeniem każdej serii doświadczeń pobierano próbę smoły ze zbiornika rozdzielczego do analizy. W trakcie odgazowania poszczególnych serii węgla pobierano okresowo próbki smoły ze zbiornika rozdzielczego i z odsmalacza dla kontroli zawartości w niej wody.

Na podstawie pobieżnych oznaczeń stwierdzono znaczne podobieństwo dla smół z obu węgli i sortymentów. Dlatego wykonano w Instytucie jedynie oznaczenia zasadniczych składników smoły z próby 1-kilogramowej dla smoły z węgla o ziarnie orzech II z kopalni „A” i dla smoły z węgla o ziarnie orzech II z kopalni „B”. Oznaczenia dotyczyły zawartości wody, ciężaru właściwego, wolnego węgla, popiołu oraz zasadniczych składników uzyskanych z destylacji frakcjonowanej. Analizę wykonano według stosowanych metod (3). Dla smoły z odgazowania węgla kopalni „A” o sortymencie orzech II wykonano zupełną analizę z próby w ilości 50 kg, według metod opracowanych przez Komitet Koordynacyjny Przemysłu Koksowniczego (4).

Woda amoniakalna. Oznaczono jedynie dla kilku pobranych próbek z płuczki amoniakalnej zawartość wolnego amoniaku. Kontroli wydajności wody amoniakalnej nie prowadzono z powodu trudności natury technicznej.

Wyniki oznaczeń

Seria I. Odgazowanie węgla niesiekającego, wydobywczego, z kopalni „A” — sortyment groszek I.

Czas trwania doświadczenia 5 dni.

Ogólna ilość załadowanych komór 66.

Przeciętny czas odgazowania 16 godzin.

Własności zastosowanego węgla podaje tablica 2.

Wyniki pomiarów dotyczące warunków pracy w poszczególnych aparatach w czasie trwania doświadczenia podaje tablica 3.

Jak widać z powyższej tablicy temperatury kanałów zewnętrznych były zawsze niższe od temperatur kanałów środkowych. Z tego względu we wszystkich seriach doświadczeń nie pobierano prób koksu z komór zewnętrznych.

W tablicy 4 zestawiono dane dotyczące wielkości wsadu węglowego i charakterystyki uzyskanego koksu.

Z zestawionych w tablicy 4 danych obliczamy:

Ogólna ilość załadowanego węgla wynosi $1836 \times 66 = 121.176$ kg o średniej zawartości wilgoci 8,17%.

Średni ciężar wsadu węgla suchego wynosi 1686,0 kg/komórę, więc ogólna ilość załadowanego węgla suchego wynosi 111.276,0 kg.

Wydajność koksu mokrego — 75,7% na 1000 kg węgla wsadowego.

Wydajność koksu mokrego — 82,5% na 1000 kg węgla suchego.

Wydajność koksu suchego na 100 kg suchego węgla wynosi 73,9%, przy średnim uzysku koksu suchego 1247,0 kg/komórę.

Tablica 5 podaje dane dotyczące ilości uzyskanego gazu i jego charakterystykę.

Średnia wydajność gazu w temperaturze 15,5°C pod ciśnieniem 184,3 mm H₂O z 1000 kg węgla wsadowego wyniosła 418,7 m³, o średnim cieple spalania 3545,3 kcal.

Średnia wydajność gazu w warunkach normalnych (0°, 760 mm Hg) na 1000 kg suchego węgla wynosi 420,3 m³ przy średnim cieple spalania 3844,88 Kcal/m³.

Dane dotyczące uzysku smoły przedstawiają się następująco: należy tu jeszcze raz zaznaczyć (patrz wyżej), że ocena wydajności smoły przy pomocy pomiaru poziomu smoły w zbiorniku rozdzielczym okazała się bardzo prymitywna. Nie wiadomo również, czy podana powierzchnia podstawy zbiornika jest rzeczywiście prawdziwa.

Obliczone na tej podstawie wydajności należy uważać za zbyt wysokie. Dlatego i ponieważ oba węgle z kopalni „A” i „B” niewiele różnią się właściwościami założono, że wydajności ich smół powinny być mniej więcej jednakowe.

Jak już zaznaczono, wydajność smoły dla węgla z kopalni „B” obliczono ważąc dzienną produkcję. Opierając się na poprzednim założeniu i korzystając z przeciętnej dobowej wydajności wynikłej z ważenia smoły z kopalni „B”, przeliczono wydajność smoły z kopalni „A”. Uzyskane wielkości są znacznie niższe od poprzednich. Dla porządku podano

Tablica 2

Charakterystyka fizyko-chemiczna węgla wsadowego

Lp	Nr węgla	Analiza techniczna					LR	Analiza sitowa		
		W ^a	A ^a	V ^a	A ^s	V ^b		0—5	5—17	>17
1	MG1a	9,06	5,47	29,22	6,05	35,00	1,7	—	—	—
2	MG1b	8,74	4,89	31,39	5,35	36,34	5,3	—	—	—
3	MG1c	8,16	6,13	30,08	6,67	34,89	3,8	—	—	—
4	MG1d	6,30	5,25	30,43	5,58	34,40	1,2	—	—	—
5	MG1e	8,58	6,76	29,53	7,39	34,87	3,0	—	—	—
Średnio		8,17	—	—	6,21	35,1	3,0	3	12	85

Tablica 3

Dane dotyczące pracy aparatury

A) Piece

Dzień próby	Podpał kg	Piec	Średnia temperatura kanałów grzewczych					
			k a n a ł y					
			zewn.	1/2	2/3	3/4	4/5	zewn.
1	5400	I	970	1110	1000	1090	990	1000
		II	960	1045	1085	1110	1025	920
2	5900	I	970	1060	1010	1100	910	970
		II	900	990	1050	1050	990	890
3	5400	I	950	1120	1090	1080	980	960
		II	910	960	1010	1070	990	850
4	5600	I	990	1150	1150	1110	990	910
		II	940	940	1010	1090	1000	970
5	5600	I	900	1000	970	920	920	920
		II	910	970	990	960	950	840
6	5600	I	940	1070	1030	1070	940	950
		II	950	970	970	1000	960	850

Tablica 3

Dane dotyczące pracy aparatury

B) Aparaty do kondensacji i oczyszczania gazu.

Dzień	Temperatury w aparatach °C					Ssanie ekshau-stora mm H ₂ O	Ciśnienie gazu przed licznikiem mm H ₂ O
	Chłodnica powietrzna	Chłodnica Reuttera	Odsma-lacz	Płuczka amoniakalna	Przed licznikiem		
1	72,0	17,0	24,5	21,0	15	3	180
2	70,0	18,0	25,0	22,0	16	3	202
3	68,0	17,0	23,5	24,0	16	3	170
4	68,0	20,0	26,0	24,0	14	3	176
5	69,0	21,0	22,0	18,0	16	3	186
6	70,0	18,0	21,0	22,0	16	3	192
Średnio 69,5		18,5	23,7	21,9	15,5	3	184,3 = 13,4 mm H ₂ O

Tablica 4

Wielkość poszczególnych ładunków węgla, wydajność koksu i jego charakterystyka

Lp.	Węgiel			K o k s														
	Piec Nr komory	Załad- owano dzień/ godzina	Ciężar wsadu kg	Wylado- wano dzień/ godzina	Nr próby	Uzysk kg	Analiza techniczna			Tempe- ratura zapłonu °C	Ciepło spalania kcal/kg	Analiza sitowa			Próba bębnowa wg Micum			
							W	A ^a	V ^a			< 5 mm	5 — 17 mm	> 17 mm	> 40 mm	40—20 mm	20—10 mm	< 10 mm
1	II/3	1/11	1870	2/3	MG1	—	6,00	10,47	2,47	410—420	—	12,1	11,4	76,5	—	31,4	46,0	22,6
2	I/2	1/23	—	2/15	MG2	1311	15,10	16,99	3,54	437—445	—	12,4	15,6	72,0	—	30,0	51,4	18,6
3	II/4	2/10	1836	3/2	MG3	1295	11,20	15,75	3,70	431—438	6380	13,2	13,5	73,3	—	31,2	46,2	22,8
4	II/3	2/18	—	3/18	MG4	1500	10,30	8,67	2,32	—	—	18,0	7,0	75,0	—	45,1	38,8	16,1
5	II/2	3/2	—	4/2	MG5	1475	9,90	15,75	3,07	—	6395	24,5	14,5	61,0	—	32,3	44,7	23,0
6	I/4	3/16	1820	4/8	MG6	1395	15,40	7,97	3,30	—	—	22,6	20,4	57,0	—	22,0	58,2	19,8
7	II/3	4/10	1815	5/2	MG7	1430	9,90	10,75	2,91	—	—	14,0	12,5	73,5	—	34,0	40,6	25,4
8	II/4	4/18	—	5/11	MG8	1290	7,50	15,70	3,14	—	—	21,3	16,2	62,5	—	30,1	50,6	19,3
9	I/5	5/8	—	5/24	MG9	1460	9,20	14,06	2,33	400—404	—	16,3	14,1	69,6	—	38,4	38,6	23,0
10	I/4	5/16	1840	6/13	MG10	1360	8,80	15,97	3,72	—	—	17,2	17,3	65,5	—	36,0	43,7	20,3
Średnio		mokrego	1836			1390,7	10,33											
		suchego	1686			1247,0												

oba wyliczenia, uważając jednak ostatni wynik za bliższy prawdy.

Obliczenie na podstawie pomiarów poziomu smoły w zbiorniku: stan zbiornika w momencie rozpoczęcia I serii odgazowania 5 cm, stan zbiornika po zakończeniu I serii odgazowania 77 cm.

Powierzchnia podstawy zbiornika 9,13 m²
Średni ciężar właściwy 20°C 1,089 g/cm³
Średnia zawartość wody w smole 6,3 %
Ilość smoły uzyskanej 6573,6 l, odpowiada to 7158,7 kg.
Ciężar smoły bezwodnej 6707,7 kg.

Wydajność bezwodnej smoły zatem wynosi:

$$\frac{6707,7 \cdot 100}{111276,0} = 6,03\% \text{ na węgiel suchy.}$$

Obliczenie wyindukowane:

Przeciętna dzienna produkcja smoły surowej 763,3 kg
Okres pobierania smoły 5 dni 9 godzin
Ilość uzyskanej smoły 4102,7 kg.
bezwodnej 3844,2 kg.

Tablica 5

Ilość gazu i jego własności fizyko-chemiczne (seria I)

Dzień/ godz.	Stan gazo- mierza m ³	Przybyło gazu m ³	Pizybyło gazu m ³ 0°C, 760 mm	Próbe pobrano dzieln/ godzina	Charakterystyka gazu										Ciepło spa- lania wg kalorym. rejestr. kcal/m ³
					CO ₂	C _m H _n	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	Ciepło spalania kcal/m ³	Cieźar właściwy		
1/11 początek	6738/467	0	0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2200—5600
6/13 koniec	67435/200	50733	46770	6/12	6,16	1,64	2,91	16,20	34,63	17,65	20,81	—	—	—	3000—5600
					5,66	1,70	0,97	16,20	37,16	20,76	17,55	3925,07	—	—	2200—5200
					4,64	2,02	1,44	14,56	38,12	15,47	23,75	3460,94	—	—	2600—5200
					5,58	1,26	1,67	16,60	35,75	16,24	22,86	3378,40	—	—	3000—5600
					5,73	1,35	1,79	16,69	33,21	17,32	23,00	3424,51	—	3000—5800	
Średnio					5,56	1,59	1,76	16,05	35,77	17,49	21,78	3545	0,542		

Tablica 6

Charakterystyka fizyko-chemiczna węgla wsadowego z kopalni „A“, orzech II.

Lp	Nr węgla	Analiza techniczna					LR
		Wa	Aa	Va	As	Vb	
1	MO1a	7,50	3,82	29,06	4,12	32,76	1,5
2	MO1b	7,82	5,48	30,43	5,94	34,89	1,1
3	MO1c	7,97	6,53	29,81	7,09	34,86	1,7
4	MO1d	7,80	5,12	31,45	5,55	36,53	2,5
5	MO1e	8,08	5,17	29,46	5,62	33,95	1,7
6	MO1h	5,89	5,83	30,91	6,19	34,81	1,4
7	MO1i	6,74	5,58	31,14	5,96	36,17	2,4
8	MO1j	7,58	5,65	31,27	6,11	36,03	1,0
9	MO1l	7,19	4,89	30,67	5,22	34,60	0
10	MO1m	5,18	11,55	29,80	12,18	35,78	0
11	MO1n	5,68	7,31	32,22	7,74	37,02	0,8
12	MO1o	6,66	7,80	30,35	8,35	35,47	0
13	MO1s	8,12	5,58	31,12	6,07	35,85	0
Średnio		7,09	—	—	6,63	35,27	—

Analiza sitowa				
mm	0—5	5—17	17—40	> 40
średnio	0,3	4,2	18,5	77,0

Wydajność smoły bezwodnej surowej na suchy węgiel wynosi 3,45%.

Woda amoniakalna

Zawartość wolnego amoniaku w próbce pobranej z płuczki amoniakalnej mieściła się w granicach 0,2%. W próbce pobranej ze zbiornika rozdzielczego — w granicach 0,23%. Wydajności wody nie oznaczano.

Zestawienie uzyskanych ilości produktów z 1000 kg węgla suchego:

gazu (0°, 760 mm Hg)	420,3 m ³
koksu	739,0 kg
smoły bezwodnej	34,5 kg.

Seria II. Odgazowanie węgla niespiekającego wydobywczego z kopalni „A“, sortyment orzech II.

Czas trwania doświadczenia 14 dni.

Ogólna ilość załadowanych komór 200.

Przeciętny czas odgazowania 16 godzin.

Własności węgla wsadowego zestawiono w tablicy 6.

Jeżeli chodzi o działanie poszczególnych urządzeń, to dla generatora wysokość podpału kształtowała się podobnie jak dla serii I i wynosiła średnio 5180 kg.

To samo dotyczy temperatury kanałów grzewczych. Dla przykładu przytoczono wyniki pomiarów z jednego dnia (tablica 7).

Średnia temperatura w aparatach do kondensacji i czyszczenia gazu układała się następująco:

Chłodnica powietrzna	72,8 °C
Chłodnica Reuttera	18,9 °C
Odsmalacz	24,5 °C
Płuczka amoniakalna	22,8 °C
Przed licznikiem gazu	19,0 °C

Przeciętna wysokość ssania ekshaustora wynosiła 3 mm H₂O. Ciśnienie gazu przed wlotem do gazomierza wynosiło średnio 177,3 mm H₂O.

Dane dotyczące wielkości wsadu węglowego, wydajności i charakterystyki uzyskanego koksu zawiera tablica 8.

Z powyższego wynika:

Tablica 7

Pomiary temperatury kanałów grzewczych

Zmiana	Piec	K a n a ł y					
		Zewn.	1/2	2/3	3/4	4/5	Zewn.
1	I	980	1040	980	1100	980	940
1	II	1000	940	1000	1000	940	820
2	I	960	960	900	960	880	940
2	II	980	1000	1020	1040	960	840
3	I	920	1000	960	1020	960	980
3	II	980	980	960	1000	960	840

Ogólna ilość załadowanego węgla wynosiła 1833.200 = 366600 kg o średniej zawartości wilgoci 7,09%

Średni ciężar wsadu węgla suchego na 1 komorę wynosi 1703 kg

zatem ogólny wsad węgla suchego wypada 34600 kg

Średnia wydajność koksu mokrego na 1000 kg węgla wsadowego 67,5%

Średnia wydajność koksu mokrego na 1000 kg węgla suchego 72,6%

Średnia wydajność koksu suchego na 1000 kg węgla suchego 65,1%.

Uzyski gazu dla serii II doświadczeń.

W tablicy 9, jak poprzednio, zestawiono dane co do ilości wyprodukowanego gazu i jego charakterystykę.

Wydajność gazu produkcyjnego w temperaturze 19 °C i pod ciśnieniem 177,3 mm H₂O wynosi 357,3 m³/1000 kg węgla wsadowego o średnim cieple spalania 3264,1 kcal.

Wydajność gazu w warunkach normalnych = 324,2 m³/1000 kg węgla wsadowego.

Wydajność gazu w warunkach normalnych wynosi 350,0 m³/1000 kg węgla suchego przy średnim cieple spalania 3603,57 kcal.

Obliczenie wydajności smoły

Wysokość warstwy smoły w zbiorniku rozdzielczym na początku serii 77 cm, w momencie opróżniania zbiornika 108 cm. Poziom początkowy po wypompowaniu smoły 5 cm. Wysokość warstwy po ukończeniu serii 212 cm.

Średni ciężar właściwy smoły surowej 1,057

Średnia zawartość wody 3,5%

Ilość smoły uzyskanej 21729,4 l = 22967,98 kg

Ciężar smoły bezwodnej 22164,10 kg

Średnia wydajność smoły bezwodnej na węgiel suchy 6,51%.

Ponieważ wynik powyższy ze względów poprzednio przytoczonych budzi wątpliwości, wydajność smoły obliczono jak poprzednio na podstawie danych wyindukowanych, a mianowicie:

Przeciętna produkcja 34,5 kg/h.

Okres pobierania smoły 340 godzin.

Ilość uzyskanej smoły surowej 11730 kg.

bezwodnej 10319,45 kg.

Wydajność smoły bezwodnej na suchy węgiel wynosi zatem 3,03%.

Wyniki analizy smoły z przeciętnej próby w ilości 1 kg przedstawiają się następująco:

Zawartość wody 3,5%

W odwodnionej smole

Ciężar właściwy przy 20 °C 1,068

Części nierozpuszczalnych w benzenie 1,35%

Zawartość popiołu 0,10%

Destylacja z 1000 g

Frakcja do 170 °C 1,3%

„ 170 — 230 °C 10,5%

„ 230 — 270 °C 14,9%

„ powyżej 270 °C 29,1%

Pak o temperaturze mięknięcia 70,0 °C 43,7%

Straty destylacyjne 0,5%

100,0%

Lp.	Węgiel			K o k s															
	Piec, nr komory	Załadowano dzień—godzi- na	Ciężar wsadu kg	Wyladowano dzień—godzi- na	Nr próby	Ilość kg	Analiza techniczna			Temperatura zapłonu °C	Ciepło spala- nia kcal/kg	Analiza sitowa				Próba bębnowa wg Micum			
							W	A ^a	V ^a			< 5 mm	5—17 mm	17—40 mm	> 40 mm	> 40 mm	40—20 mm	20—10 mm	< 10 mm
1	I/2	1/13	—	2/5	M01	1460	7,5	—	—	—	—	13,7	9,2	33,1	44,0	16,1	63,1	15,9	4,9
2	II/4	2/12	1820	3/3	M02	1330	8,7	—	—	—	—	18,1	11,6	36,3	34,0	7,2	62,2	15,2	15,4
3	I/2	2/19	—	3/11	M03	1335	9,7	—	3,56	—	—	18,4	11,7	32,9	37,0	4,8	56,5	15,6	23,1
4	II/3	3/7	—	3/24	M04	1130	6,5	6,19	2,95	—	—	9,0	8,8	38,9	43,3	6,2	62,2	13,8	17,8
5	I/3	3/16	1878	4/7	M05	1210	8,4	10,41	3,14	360—367	—	9,1	8,5	41,1	41,3	8,6	60,1	14,2	17,1
6	I/3	4/7	1838	4/24	M06	1270	8,2	9,07	3,58	—	—	17,3	12,2	32,1	38,4	9,0	58,1	14,4	18,5
7	II/3	4/16	—	5/7	M07	1200	6,6	—	—	—	6533	24,3	8,8	30,6	36,3	9,7	56,8	14,2	20,3
8	I/4	5/12	—	6/3	M08	1190	8,8	12,66	3,31	—	—	18,9	8,9	38,7	33,5	4,5	58,7	16,3	20,5
9	II/2	5/19	1848	6/11	M09	1370	10,2	—	—	—	—	16,6	9,3	32,6	41,5	9,8	54,0	13,0	23,2
10	II/4	6/11	—	7/3	M010	1200	9,9	8,82	3,61	—	—	20,0	9,2	32,8	38,0	4,8	78,4	16,4	0,4
11	I/4	6/19	1808	7/11	M011	1170	6,9	—	—	—	—	19,2	8,8	31,5	40,5	6,8	60,0	15,4	17,8
12	II/3	7/7	—	7/23	M012	1290	5,4	—	—	—	—	8,0	9,5	37,0	45,5	7,2	62,0	14,0	16,8
13	I/3	7/16	1838	8/8	M013	1210	8,8	7,07	2,24	374—377	—	18,9	9,1	35,3	36,7	7,6	63,0	13,0	16,4
14	II/2	8/11	1838	9/3	M014	1248	6,9	9,40	3,07	—	—	15,5	11,5	31,5	41,5	8,2	59,0	15,0	19,8
15	I/2	8/19	—	9/11	M015	1260	10,1	—	—	—	—	16,7	9,0	34,3	40,0	5,8	64,0	16,6	13,6
16	I/4	9/11	1808	10/3	M016	1320	13,6	—	—	—	—	16,1	9,1	34,7	40,1	6,8	57,4	16,0	19,8
17	II/2	9/19	—	10/11	M017	1290	10,8	9,20	3,64	—	—	15,7	8,5	34,9	40,9	3,8	60,0	14,6	21,6
18	II/4	10/11	1798	11/3	M018	1240	9,9	11,88	3,20	—	—	15,2	8,1	40,7	36,0	7,2	62,0	12,6	18,2
19	I/4	10/19	—	11/11	M019	1170	11,3	13,07	3,53	—	—	14,5	12,2	36,6	36,7	4,0	64,0	11,6	20,4
20	I/4	11/11	1848	12/3	M020	1220	12,8	10,35	2,96	—	—	16,8	8,6	34,7	39,9	11,6	64,0	8,0	16,4
21	II/2	11/19	—	12/11	M021	1250	10,5	13,83	2,06	—	6505	11,5	11,2	36,9	40,4	8,0	56,8	12,0	25,2
22	II/4	12/11	1843	13/3	M022	1210	12,0	10,85	3,40	407	—	18,7	11,8	32,7	36,8	6,4	61,0	14,6	18,0
23	I/2	12/19	—	13/11	M023	1210	21,8	10,68	3,84	—	—	18,2	10,9	33,2	37,7	7,6	54,0	15,0	13,4
24	I/4	13/11	1838	14/3	M024	1250	15,4	11,41	3,08	—	—	10,3	9,6	39,3	40,8	7,2	57,0	13,0	12,8
25	II/2	13/19	—	14/11	M025	1200	12,4	12,45	3,10	—	—	15,2	8,9	32,6	43,3	8,0	54,8	16,6	20,6
26	II/4	14/11	1808	15/3	M026	1200	16,3	12,71	2,93	—	—	15,8	9,2	34,9	40,1	7,0	56,0	13,4	23,6
27	II/3	14/24	—	15/16	M027	1200	—	—	—	—	—	19,2	8,8	32,5	39,5	8,0	60,0	13,2	18,8
Średnio mokrego suchego			1833			1237	10,35												
			1703			1109													

Zasadnicze składniki smoły

Zawartość olejów kwaśnych we frakcji do 270 °C	9,5%
Zawartość zasad pirydynowych we frakcji do 270 °C	1,3%
Zawartość naftalenu surowego suchego we frakcji do 270 °C	0,0%
Zawartość antracenu surowego suchego we frakcji powyżej 270 °C	0,0%
Zawartość parafiny we frakcji powyżej 270 °C przy 0 °C	2,1%

Poniżej zestawiono wyniki kompletnej analizy smoły surowej z przeciętnej próby w ilości 50 kg.

A. Pierwsza destylacja z 50 kg

1. Woda	—	1600,0 g = 3,2%
2. Olej lekki do 170 °C	—	600,0 g = 1,2%
3. Olej średni 170 — 230 °C	—	5540,0 g = 11,1%
4. Olej ciężki 230 — 270 °C	—	5750,0 g = 11,5%
5. Olej antracenowy 270 — 235 °C	—	15100,0 g = 30,2%
6. Pak o temperaturze mięknięcia 70 °C	—	21090,0 g = 42,2%
7. Straty destylacyjne	—	320,0 g = 0,6%
		50000,0 g = 100,0%

B. Oznaczenie zawartości antracenu surowego z desylatu nr 5 = 15100,0 g

8—11. Antracen surowy suchy	0,0%
zawartość parafiny w oleju antracenowym	2,1%

C. Destylacja wtórna z olejów nr 2, 3 i 4 = 11890 g

12. Woda	—	149,0 g = 0,298%
13. Benzol surowy do 178 °C	—	2268,0 g = 4,536%
14. Olej karbolowy 178 — 200 °C	—	2315,0 g = 4,630%
15. Olej naftalenowy (pozostałość)	—	7113,0 g = 14,226%
16. Straty destylacyjne	—	45,0 g = 0,090%
		11890,0 g = 23,780%

D. Oznaczenie zawartości naftalenu w oleju naftalenowym nr 15 = 7113 g

17—20. Naftalen surowy suchy	— 0,0%.
------------------------------	---------

E. Oznaczenie zawartości fenoli krezoli

a) wylugowanie benzolu surowego nr 13 = 2268,0 g	
21. Benzol surowy wylugowany	— 1840 g
22. Fenolan sodowy a	— 1695 g
b) Wylugowanie oleju karbolowego nr 14 = 2315,0 g	

23. Olej karbolowy wylugowany	—	1083 g
24. Fenolan sodowy b.	—	5343 g
c) Klarowanie roztworu fenolanów z nr 22 + 24		
25. Fenolan klarowny	—	4200 g
26. 1000 cm ³ destylatu wodnego wraz z olejem z klarowania		
d) Wytrącenie i odwodnienie surowych fenoli		
27. Fenole surowe bezwodne	—	1590 g
e) Frakcjonowanie fenolu surowego bezwodnego nr 27		
28. Fenol czysty	—	305,1 g = 0,610 g
29. Krezole	—	1100,8 g = 2,202%
30. Pozostałości destylacyjne	—	168,8 g = 0,337%
31. Woda	—	4,0 g = 0,008%
32. Straty destylacyjne	—	11,3 g = 0,023%
		1590,0 g = 3,180%

F. Oznaczenie zawartości zasad pirydynowych

a) Ekstrakcja zasad pirydynowych z benzolu surowego nr 21 = 1840 g i z oleju karbolowego nr 23 = 1083 g

33. Benzol surowy wymyty	—	1788 g
34. Siarczan pirydynowy a	—	203 g
35. Olej karbolowy wymyty	—	1015 g
36. Siarczan pirydynowy b	—	319 g

b) Klarowanie siarczanu pirydyny wraz z wodą nr 26

37. Klarowny siarczan pirydynowy	—	420 g
38. Olej z klarowania	—	52 g

c) Wytrącenie i odwodnienie surowych zasad pirydynowych

39. Zasady pirydynowe surowe odwodnione — 118,0 g
d) Frakcjonowanie surowych zasad pirydynowych nr 39

40. Zasady pirydynowe do 160 °C	—	98,0 g = 0,196%
41. Pozostałość destylacyjna	—	19,0 g = 0,038%
42. Straty destylacyjne	—	1,0 g = 0,002%

118,0 g = 0,236%

G. Obliczenie strat przy lugowaniu i myciu

nr 13 = benzol surowy do 178 °C = 2268 g
nr 14 = olej karbolowy 178—200 = 2315 g

4583,0 g

33. Benzol surowy wymyty	—	1788,0 g = 3,576%
38. Olej z klarowania	—	52,0 g = 0,104 g
35. Olej karbolowy wymyty	—	1015,0 g = 2,030%

Ilość gazu i jego własności fizyko-chemiczne (Seria II)

Tablica 9

Data/ odczyt	Stan gazo- mierza m³	Przybyło gazu m³	Przyby- ło gazu m³ (0°C 760 mm)	Charakterystyka gazu										Ciepło spa- lania wg kalorym rejestr.
				Analiza gazu							Ciepło spalania kcal/m³	Ciężar własci- wy		
				CO₂	C _m H _n	O₂	CO	H₂	CH₄	N₃				
1/11 pocz.	67438100	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2/12	45000	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3/12	54900	—	—	5,57	1,55	2,18	17,17	31,47	14,26	27,80	3132,97	—	—	3400—5400
4/12	64700	—	—	6,41	1,64	1,75	16,52	33,92	15,12	24,66	3286,13	—	—	3000—4800
5/12	75500	—	—	6,32	1,50	0,14	16,20	41,39	14,10	20,35	3380,46	—	—	3400—5400
6/12	85500	—	—	6,37	1,64	0,27	16,76	41,42	13,48	20,06	3366,00	—	—	3000—5000
7/12	95400	—	—	6,31	1,62	1,57	15,75	38,80	12,05	23,90	3115,60	—	—	3000—5000
8/12	67504000	—	—	6,05	1,17	1,52	16,21	38,60	13,69	22,76	3193,60	—	—	3000—4800
9/12	13200	—	—	6,09	1,33	0,22	15,32	37,58	116,25	23,21	3409,88	—	—	3000—5000
10/12	22200	—	—	6,20	1,70	1,14	15,56	40,02	11,43	23,95	3103,35	—	—	3000—4800
11/12	31900	—	—	7,10	1,52	2,45	15,28	38,41	14,84	20,40	3336,05	—	—	2800—4800
12/12	41600	—	—	6,50	1,42	1,25	16,58	42,97	16,77	14,56	3677,52	—	—	2800—4800
13/12	51300	—	—	6,70	1,35	2,57	14,57	34,43	15,86	24,52	3257,75	—	—	2600—5600
14/12	60600	—	—	5,42	1,43	1,35	15,92	42,43	6,27	27,18	2644,93	—	—	2800—5600
15/11	—	—	—	5,90	1,60	1,32	16,18	37,30	16,73	20,92	3529,34	—	—	2600—4600
koniec	67589300	131200	118867,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Średnio				6,19	1,48	1,39	16,04	37,99	14,25	22,72	3264,1	0,555		

27. Fenole bezwodne	— 1590,0 g = 3,180%
31. Woda	— 4,0 g = 0,008%
39. Zasady pirydynowe	— 118,0 g = 0,236%
43. Straty przy ługowaniu i myciu	— 16,0 g = 0,032%
	— 4583,0 g = 9,166%

H. Oznaczenie zawartości naftalenu w oleju wymytym nr 35 = 1015 g

44—47. Z powodu braku naftalenu nie przeprowadzano.

I. Oznaczenie zawartości benzoli i żywicy kumaronowej nr 35, 38 i 33 = 2855 g

a) Destylacja:

48. Frakcja do 115 °C	— 65 g = 0,130%
49. „ 115—180 °C	— 1575 g = 3,150%
50. Olej neutralny 180—200 °C	— 773 g = 1,546%
51. Pozostałość destylacyjna	— 433 g = 0,866%
52. Straty	— 9 g = 0,018%

2855 g = 5,710%

b) oznaczenie zawartości naftalenu w pozostałości nr 51 = 433g:

53—54. Z powodu braku naftalenu nie przeprowadzano.

c) Rafinacja i destylacja benzolu z frakcji do 115 °C nr 48 = 65,0 g:

55—59. Z powodu małej ilości benzolu nie przeprowadzano.

d) Polimeryzacja frakcji 115—180 °C nr 49 — 1575 g:

60. Żywica kumaronowa (o temperaturze mięknięcia 51 °C)	— 110,0 g = 0,220%
61. Benzol niespolimeryzowany	— 1445,0 g = 2,890%
62. Straty przy polimeryzacji i destylacji	— 20,0 g = 0,040%

— 1575,0 g = 3,150%

e) Destylacja benzolu niespolimeryzowanego nr 61 = 1445 g:

63. Solventnafta I do 165 °C	— 1002,0 g = 2,004%
64. Solvetnafta II 165—180 °C	— 257,0 g = 0,514%
65. Olej neutralny 180—200 °C	— 113,5 g = 0,227%
66. Pozostałość destylacyjna	— 66,5 g = 0,133%
67. Straty destylacyjne	— 6,0 g = 0,012%

1445,0 g = 2,890%

Zestawienie wyników ostatecznych:

1. Benzol + toluol surowy do 115 °C	— 65,0 g = 0,130%
2. Solventnafta I 115—165 °C	— 1002,0 g = 2,004%
3. „ II 165—180 °C	— 257,0 g = 0,514%
4. Olej neutralny 180—200 °C	— 886,5 g = 1,773%
5. Żywica kumaronowa	— 110,0 g = 0,220%
6. Fenol	— 305,1 g = 0,610%
7. Krezole	— 1100,8 g = 2,202%
8. Zasady pirydynowe	— 98,0 g = 0,196%
9. Naftalen surowy suchy	— 0,0 g = —
10. Antracen surowy suchy	— 0,0 g = —
11. Olej impregnacyjny (w tym 1,4% parafiny)	— 22900,3 g = 45,800%
12. Pak o temperaturze mięknięcia 70 °C	— 21090,0 g = 42,180%
13. Woda	— 1749,0 g = 3,498%
14. Straty destylacyjne	— 436,3 g = 0,873%
	50000,0 g = 100,00%

Zestawienie wyników ostatecznych dla serii II:

Ze 100 kg węgla suchego, sortyment orzech II, otrzymano:
 gazu (0 °C, 760 mm Hg) 350,0 m³
 koksu suchego 651 kg
 smoły bezwodnej 30 kg

BOGDAN BORKOWSKI

Spaliny — źródło gospodarczych możliwości

Do spalania paliw potrzebna jest odpowiednio wysoka temperatura dla zapoczątkowania samego procesu oraz powietrze. Przy spalaniu paliw powstaje dym, znany pod nazwą spalin odlotowych, najbardziej rozpowszechniony czynnik zanieczyszczający powietrze. Przy zupełnym spalaniu do powietrza atmosferycznego dostaje się dwutlenek węgla, para wodna, dwutlenek siarki i azot, gdyż azot w procesie spalania nie ulega przemianom chemicznym, oraz porwane mechanicznie drobnitki cząstki paliwa i popiołu. Jeżeli proces spalania odbywa się nieprawidłowo, to do powietrza atmosferycznego dostają się jeszcze nie spalone składniki rozkładu paliwa, jak np. pary smołowe, węglowodory, tlenek węgla oraz węgiel w postaci sadzy. Wówczas dym ma zabarwienie ciemnoszare lub żółtawe.

Wymienione składniki spalin opuszczają komin w stanie gorącym, a temperatura ich wynosi 200 — 300°C, posiadają zatem znaczną ilość ciepła, tracą tylko dla wywołania ciągu w palenisku. Poza tym spaliny nie są wykorzystane gospodarczo, przeciwnie, przynoszą bardzo wiele szkód, stają się utrapieniem dużych miast, a szczególnie okręgów przemysłowych.

Zadymiona atmosfera na skutek zawartości cząstek popiołu i sadzy powoduje pochłanianie promieni pozafiołkowych ze światła słonecznego. Szczególnie wrażliwe na brak promieni pozafiołkowych są dzieci, które w takich warunkach stają się wątłe, blade i podatne na schorzenia. W naszych warunkach można zauważyć wyraźną różnicę nasłonecznienia dwóch sąsiadujących ze sobą miast, mianowicie: Gliwic i Zabrze (1). Zdarza się nieraz, że w Gliwicach świeci słońce, podczas gdy odległe zaledwie o 10 km Zabrze zasnuwane jest chmurami, co jest bezwarunkowo związane z większym zadymieniem tego miasta.

Najbardziej uciążliwym składnikiem spalin, poza popiołem i sadzą jest dwutlenek siarki. Dkutenek siarki ma niekorzystny wpływ na zdrowie ludzi i zwierząt a także na rozwój roślin. Dwutlenek siarki niszczy również budynki, konstrukcje żelazne, jest przyczyną strat gospodarczych.

Ilość dwutlenku siarki w spalinach zależy od zawartości siarki w węglu. Węgłe górnośląskie zawierają na ogół poniżej 1% związków siarki, z czego dwie trzecie stanowią związki palne, a jedna trzecia — związki niepalne, pozostające w popiele.

Węgłe angielskie zawierają od 1,5% siarki, toteż uważa się tam, że siarkę należy usuwać z paliw, aby niedopuszczyć do zanieczyszczenia atmosfery spalinami z dużą zawartością dwutlenku siarki. Jest to jednak sprawa bardzo trudna przy węglu, jeżeli zaś idzie o koks, to zawarta w nim siarka może być stosunkowo łatwo usunięta przy pomocy wodoru (3).

W ZSRR udawalo się usuwać 25 — 38% pirytu z węgla podmoskiewskiego (9).

Na konferencji w angielskim Institute of Fuel, w dyskusji poświęconej zagadnieniom siarki w paliwach podkreślano konieczność oczyszczania spalin z dwutlenku siarki, co w Anglii jest związane z uzyskaniem siarki dla przemysłu. (2).

O tym, jak wielką wagę przypisuje się w Związku Radzieckim do oczyszczania spalin ciepłowni z lotnego popiołu i tlenków siarki świadczy, między innymi, sanitarna klasyfikacja zakładów przemysłowych (4). Proponuje się, jako środek zaradczy, podniesienie wysokości kolumny. Jak podała prasa, Polska Akademia Nauk zamierza prowadzić badania zmierzające do oczyszczania powietrza w okręgach przemysłowych Śląska. Jest to bardzo słuszne, gdyż, jak łatwo wyliczyć, np. w roku 1937 ok. 1,5 miliona ton dwutlenku siarki dostało się ze spalinami do atmosfery, z czego większa część przypada na zanieczyszczenie powietrza w okręgach naszego przemysłu.

Można się łatwo zorientować, że spaliny są przyczyną nie tylko wyżej wymienionych strat i szkód ale, jak wiadomo, 9 — 15% energii cieplnej zawartej w pierwotnym paliwie uchodzi bezużytecznie do atmosfery, poza wytworzeniem niezbędnego ciągu w paleniskach.

Jeden z rosyjskich autorów w 1948 r. pisał: „można przypuszczać, że z biegiem czasu technika ciepła posunie się

o tyle naprzód, że korzystając z ciągu sztucznego można będzie spaliny ochładzać znacznie poniżej 100°C , a to celem maksymalnego wykorzystania zawartego w nich ciepła, jak również wykorzystania utajonego ciepła skraplania pary wodnej zawartej w spalinach" (5).

W roku 1929 spalano u nas ok. 3,2 miliona tonn węgla. Z tego ilość ciepła zawarta w spalinach opuszczających komin była stracona i, jak powiedziano, wahała się w granicach 9 — 15% ciepła zawartego w pierwotnym paliwie. Przyjmując stratę kominową średnio na 10%, znajdziemy ilość ciepła zawartą w 3,3 miliona tonn węgla, co zostało beużytecznie stracone.

Ilość dwutlenku siarki wynosiła w spalinach ok. 1,0 miliona tonn, zaś ilość dwutlenku węgla można przyjąć na około 1000 milionów tonn. Każdy przynajmniej, że ilości powyższych składników w spalinach są istotnie bardzo wielkie, ale nieszkodliwienie działania dwutlenku siarki, wykorzystanie ciepła spalin czy też dwutlenku węgla jest to sprawa bardzo trudna i raczej nierealna. Można mówić najwyżej o konieczności oczyszczania spalin z dwutlenku siarki.

Istnieje jednak nowa możliwość rozwiązania tego zagadnienia, mianowicie, użycie spalin odlotowych do oczyszczania ścieków przemysłowych. Praca w tym kierunku została zapoczątkowana u nas w 1952 roku (6).

Nasz przemysł wyrzuca wielkie i stale wzrastające ilości ścieków, równoległe z rozwojem przemysłu. Ścieki przemysłowe czynią nie mniejsze szkody w rzekach, niż spaliny w powietrzu. Ten stan zmusza z jednej strony do dokładniejszego niż dotychczas oczyszczania ścieków, zaś z drugiej strony — do znalezienia środków na ten cel. Potrzebne do tego procesu olbrzymie ilości ciepła mogą być otrzymane ze spalin odlotowych, inne bowiem sposoby oczyszczania ścieków są bardzo drogie i, co najgorsze, niedokładne, nie usuwają bowiem wszystkich zanieczyszczeń ze ścieków. Przy pomocy ciepła można oczyszczanie ścieków przemysłowych doprowadzić do najwyższego poziomu, a jednocześnie prostym sposobem wydobyć wiele cennych składników ze ścieków i ze spalin, dających pokrycie kosztów oczyszczania oraz zamknięcie cyklu wodnego w zakładach. Postępowanie takie pozwoliłoby usunąć szkody, jakie są wyrządzane gospodarce wodnej w kraju przez ścieki przemysłowe. Dlatego można tu mówić o korzyściach wypływających z usunięcia tych szkód, czego absolutnie nie da się osiągnąć przy dotychczas znanych metodach oczyszczania ścieków przemysłowych, mimo dużego kosztu tych operacji.

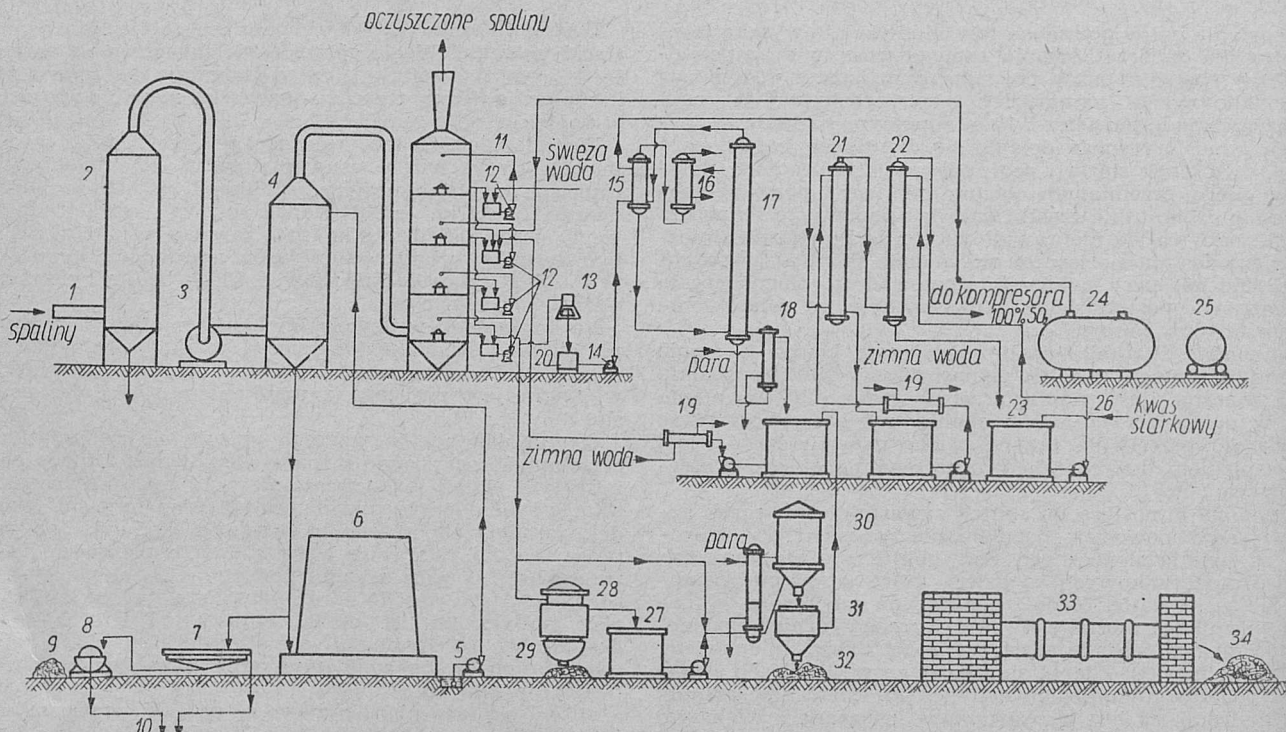
Wyjątkowo duże ilości ścieków o niebezpiecznych zanieczyszczeniach, np. fenolem, pochodzące z przemysłów przetwarzających węgiel, znajdują możliwość oczyszczenia w odpowiednio dużej ilości spalin, jakie przemysły te wytwarzają. Wykorzystanie odpadowego ciepła spalin właśnie do tego celu wydaje się zupełnie słuszne, tym bardziej, że i spaliny z powyższych przemysłów ze względu na olbrzymią ich ilość winny być oczyszczone, co następowaloby we wspólnym procesie. Uzyskano by wówczas oczyszczanie i ścieków i spalin. Wykorzystanie ciepła spalin odlotowych do oczyszczania ścieków przemysłowych jest słuszniejsze niż np. do ogrzewania wody i t.p.

Wydaje się, że teraz dopiero można uważać wykorzystanie spalin, jak i ścieków za zupełnie realne i gospodarczo uzasadnione. Tyle można powiedzieć o wykorzystaniu ciepła spalin, co w efekcie dałoby duże korzyści gospodarce.

Zastanówmy się, co jeszcze możemy wydobyć ze spalin (w jednym procesie), poza ciepłem, i do jakich celów produkty te można będzie użytkować.

Dwutlenek węgla, występujący w spalinach w ilościach 10—18%, może znaleźć bardzo szerokie zastosowanie. Dwutlenek węgla w połączeniu z paliwem może służyć do wytwarzania tlenku węgla lub mieszaniny jego z wodorem. Tlenek węgla będzie powstawał w czasie działania dwutlenku węgla na żarzący się koks, zaś przy konwersji metanu będzie powstawał wspomniana mieszanina tlenku węgla i wodoru. Zrozumiałe jest, że decydować tu będzie przede wszystkim cena samego dwutlenku węgla i koszt reakcji w porównaniu z innymi reakcjami, pozwalającymi otrzymać w tym wypadku tlenek węgla lub mieszaninę jego z wodorem. Otrzymane ze spalin dwutlenek węgla może służyć do produkcji węglanu sodu i mocznika w zakładach gdzie do wiązania amoniaku używa się kwasu siarkowego, albo gdzie wody z zawartością amoniaku odprowadza się po prostu do kanalizacji. W tym ostatnim wypadku traci się ogromne bogactwo, gdzie indziej przepłanego azotu. Wykorzystanie w tych zakładach dwutlenku węgla do wiązania amoniaku z wielu względów byłoby słuszniejsze i ekonomiczniejsze od stosowania kwasu siarkowego. Prócz powyższego zastosowania jest zupełnie możliwy przerób gazowego dwutlenku węgla na stały przeznaczony do sprzedaży oraz dla własnych potrzeb (7).

W wypadku przerobu gazowego dwutlenku węgla na stały, metody absorpcji dwutlenku węgla ze spalin prowadzą do



Rys. 1 — Ogólny schemat oczyszczania spalin od SO_2 metodą amoniakalną. 1, 2 — łapacz popiołu, 3 — dmuchawa, 4 — skrubler, 5 — pompa cyrkulacyjna, 6 — chłodnica wieżowa, 7 — odstożnik, — filtr próżniowy, 9 — szlam popiołowy, 10 — spływ do kanalizacji, 11 — adsorber, 12 — pompy cyrkulacyjne adsorbera, 13 — prasa filtracyjna, 14 — pompa do przesyłania roztworu do regeneracji, 15 — wymiennik ciepła, 16 — podgrzewacz, 17 — kolumna odpędowa, 18 — kocioł, 19 — chłodnica, 20 — zbiornik przefiltrowanego roztworu, 21 — skrubler amoniakalny, 22 — wieża osuszająca, 23 — zbiornik dla H_2SO_4 , 24 — magazyn amoniaku, 25 — żelazna cysterna ze skroplonym amoniakiem, 26 — pompa kwasowa, 27 — zbiornik roztworu siarczanu amonu, 28 — autoklaw, 29 — siarka, 30 — wyparnik, 31 — wirówka, 32 — wilgotny siarczan amonu, 33 — suszarka, 34 — suchy siarczan amonu.

żądanego stopnia czystości. Dobrą metodą jest absorpcja dwutlenku węgla na roztworze węglanu potasu, który łatwo przechodzi w dwuwęglan. Odpędzenie dwutlenku węgla z nasyczonego roztworu następuje szybko i całkowicie już w temperaturze 75–105°C. Jednym z ważniejszych zastosowań dwutlenku węgla stałego lub gazowego może być sposób ochrony środków żywnościowych w dużych magazynach przed gryzoniami i szkodnikami, np. w magazynach zbóż, warzyw itp.

Wyjaśnienie słuszności stosowania proponowanego sposobu ochrony żywności przed gryzoniami staje się zrozumiałe w świetle następujących faktów. W niektórych miejscach na kuli ziemskiej wydzielają się dwutlenek węgla z pęknięć i szczelin gruntu. W takich miejscach, znajdujące się gdzieś niedługo zagłębienia wypełniają się cięższym od powietrza dwutlenkiem węgla, stwarzając w nich atmosferę uniemożliwiającą oddychanie, gdyż beztlenową. Dwutlenek węgla nie jest gazem trującym, nie posiada jednak zdolności podtrzymywania procesu spalania i oddychania.

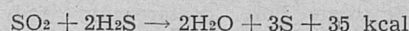
Znajdująca się w pobliżu Neapolu grotta, zwana Psia (Grotto del Cane), posiada na dnie stałą warstwę dwutlenku węgla wysokości 2–3 stóp. Psy i inne małe zwierzęta szybko w niej giną. Dla człowieka przebywanie w grocie nie jest niebezpieczne, o ile ten nie położy się.

Otóż dla ochrony żywności w magazynach przed gryzoniami należałoby wytworzyć na dnie magazynu warstwę dwutlenku węgla wysokości ok. 20–50 cm, przenikającą całą podstawę usypanego na podłodze ziarna. Gryzonie dostawszy się do takiego magazynu szybko zginą z braku tlenu w warstwie przy podłodze. Byłby to sposób nie tylko zabezpieczenia żywności ale także doskonały sposób bezwzględnej walki z gryzoniami.

Dalsze zastosowanie dwutlenku węgla stałego da dobre rezultaty w lodówkach domowych, o specjalnej konstrukcji, która uniemożliwi przedostanie się parującego dwutlenku węgla do pomieszczenia. Jeżeli chodzi o stały dwutlenek węgla, to gazownie mogą być głównym jego dostawcą dla celów domowych. Na przykład, średniej wielkości gazownia o produkcji ok. 88 milionów m³ gazu, może produkować ok. 200 milionów kg suchego lodu — stałego dwutlenku węgla z własnych spalin odlotowych. Gdybyśmy przyjęli, że warunki dużej produkcji i zbytu pozwolą na obniżenie ceny stałego dwutlenku węgla do ceny gazu miejskiego, to większy dochód dla gazowni przypadnie za wyprodukowany dwutlenek węgla niż za gaz miejski. Z tego widać, że wykorzystując ciepło spalin można będzie produkować z części spalin pewną ilość taniego suchego lodu. Na koniec trzeba dodać, że wykorzystanie dwutlenku węgla ze spalin wiąże się ściśle z usunięciem dwutlenku siarki, a więc szkodliwego czynnika dostającego się do atmosfery.

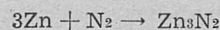
Dwutlenek siarki występujący w spalinach od 0,3–0,5% jest bardzo szkodliwym czynnikiem i ze względów sanitarnych należy usuwać go ze spalin. Właściwym sposobem byłoby usuwanie siarki z samych paliw, jednak dotychczas związki siarkowe usuwa się tylko z gazu miejskiego, a w innych paliwach siarka pozostaje spalona razem z opałem. Jest to spowodowane trudnościami usunięcia niepożądanych związków, głównie z węgla, natomiast usunięcie siarki z koksu jest stosunkowo łatwe i opłatanie przy pomocy wodoru. Przy produkcji koksu powinien być oczyszczany z siarki, gdyż powstający siarkowodór jest potrzebny w tym prze-

myśle do oczyszczania spalin (węglowych) z dwutlenku siarki wg reakcji



W ten sposób, np. zakład produkujący około 140 milionów kg koksu mógłby dostarczyć około 1,8 milionów kg siarki elementarnej, wydzielonej ze spalin węglowych oraz ze związków siarki w koksie. Trzeba zauważyć, że koks bez siarki dawałby czyste, nieszkodliwe już spaliny, ponadto koks taki byłby pożądany w hutnictwie. Nadmienić należy, że znane metody oczyszczania spalin z SO₂, jak metoda wapienna, amoniakalna, magnezytowa, pirydynowa, sodowo-cynkowa, katalityczna oraz jej kombinacja z metodą wapienną są nierentowne. Obecnie największe znaczenie dla przemysłu ma metoda amoniakalna (rys. 1), dająca produkty najwyższego gatunku, jednak najdokładniejsza i najprostsza jest metoda wapienna.

Azot ze spalin może być wykorzystany jako gaz ochronny lub, w wyjątkowych wypadkach, do syntezy amoniaku, gdyby mógł być wytwarzany ze spalin w bliskości odpowiednich zakładów. Wytlumaczenie całkowitego wykorzystania spalin można znaleźć w następującym teoretycznym założeniu. Gdy przy produkcji bieli cynkowej tlen zastąpimy mieszaniną azotu i pary wodnej, to dodatkowo będziemy produkować amoniak. Powstały amoniak można wiązać z dwutlenkiem węgla wydzielonym ze spalin na węglan amonu, względnie inne połączenia. Reakcje będą przebiegać następująco:



W ten sposób można teoretycznie wytłumaczyć całkowite wykorzystanie spalin powstałych przy hutnictwie cynku. Zrozumiałe jest, że chociaż związek Zn₃N₂ jest znany (8), praktyczność reakcji przebiegających między azotem a cynkiem należy sprawdzić i udowodnić. Jest niemal rzeczą pewną, że wykorzystanie tylko pojedynczych składników spalin nie da efektów ekonomicznych, korzyści gospodarcze osiąga się dopiero przy pełnym wykorzystaniu składników spalin i innych nasuwających się możliwości w reakcjach chemicznych.

Znamienne jest, że wymienione procesy znajdują na ogół dostateczne pokrycie w zakresie wysokości temperatury, jak i ilości ciepła w odlotowych spalinach. Z powyższego widać, że spaliny zamiast szkodzić mogą być pożyteczne, zanim węgiel i gazy palne zostaną zastąpione w gospodarce cieplnej energią jądrową.

Literatura

1. B. Kalinowski i A. Groszman — Bezdylny załadunek komór koksoowniczych. Gospodarka węglem, nr 11, str. 245 (1954).
2. J. King — Sulphur removal and recovery from fuel. Coke and Gas, November, str. 437 (1954).
3. Summary of proceedings of the London Conference. Special study of Sulphur removal and recovery from fuel. J. Inst. Fuel. t. 27, nr 166, str. 530 (1954).
4. W. Ostrowski — Lokalizacja i planowanie terenów przemysłowych, str. 66 (1953).
5. I. M. Chanin i W. W. Juszyński — Bilans materiałowy i bilans cieplnych pieców koksochemicznych, str. 50 (1952).
6. B. Borkowski — Odfenolowanie wód ściekowych gazowni. Gaz, Woda i Technika Sanitarna, nr 6, str. 169 (1954).
7. J. Kowalski — Wytwarzanie gazu do syntez, str. 289 (1954).
8. W. Meissner — Chemische Grundatlas, str. 89 (1936).
9. N. J. Załogin i S. M. Szucher — Oczyszczka dymowych gazów, str. 185 i 220 (1954).

INŻ. KAZIMIERZ DOHNALIK

Właściwa gospodarka energetyczna w małych i średnich zakładach wodociągowo-kanalizacyjnych

Zagadnienie właściwej gospodarki energetycznej to zagadnienie celowego, oszczędnego zużycia potrzebnej dla wykonania własnych planów produkcyjnych, energii, niezależnie od postaci, w jakiej jest dla naszej dyspozycji dostarczana.

Najczęściej spotykane urządzenia w zakładach wodociągowo-kanalizacyjnych opierają się na dostarczonej z sieci państwowych energii elektrycznej lub wytwarzanej na miejscu pod postacią pary, energii cieplnej. Znikomy odsetek zakładów posiada do dyspozycji silniki spalinowe

zasilane paliwami ciekłymi lub gazem. Urządzenia te zresztą traktowane są zawsze jako rezerwowe.

W ten sposób rozważania nasze sprowadzają się do problemu racjonalnego zużycia energii elektrycznej lub cieplnej, w obu wypadkach prowadzi do oszczędności węgla, czy to bezpośrednio na naszym zakładzie, czy też pośrednio na elektrowni.

Podstawową czynnością, używającą energię w zakładach wod.-kan., jest pompowanie wody we wszystkich fazach jej produkcji i przepompowywanie ścieków.

Pompownie są szczególnie odpowiedzialnymi ogniwami w całości urządzeń wodociągowych.

Każde zmniejszenie ilości dostarczanej wody wywołuje zakłócenie warunków bytowych i zaburzenie w pracy zakładów przemysłowych w zaopatrywanym obszarze zasilania.

Stąd też wynikają wymagania dla pompowni dotyczące:

- 1) niezawodności działania,
- 2) pracy bezawaryjnej,
- 3) dużej ekonomii w eksploatacji.

Normalna i ciągła praca pompowni jest możliwa jedynie pod warunkiem utrzymania urządzeń w stanie należytej sprawności przy maksymalnym ich wykorzystaniu.

Akcja zmierzająca do obniżenia poboru energii natrafia często na opór dyrektorów i kierowników naszych zakładów, którzy, nie badając bliżej u siebie gospodarki energetycznej, twierdzą, że w wypadku ograniczenia nie zdołają wykonać zadanych im planów produkcyjnych. Stanowisko takie jest jednak niesłuszne i musi być poddane rewizji.

Jeżeli mamy dążyć do właściwej, oszczędnej gospodarki energetycznej na zakładzie, to przede wszystkim musimy ustalić odpowiedni wskaźnik jednostkowego zużycia energii na jednostkę produkcji. Wskaźnik ten winien być zatwierdzony przez komórkę nadrzędną przedsiębiorstwa, stale kontrolowany i analizowany. Chciałbym tu podkreślić, że stosowany w naszym resorcie dotychczas wskaźnik, wyrażający się liczbą określającą zużycie energii elektrycznej, czy bezpośrednio węgla, na 1 m³ produkowanej wody nie jest słuszny i zupełnie nie daje obrazu ekonomiczności pracy przedsiębiorstwa.

Podstawą do określenia wskaźnika może być jedynie stosunek pracy włożonej do pracy uzyskanej.

Prawidłowym wskaźnikiem więc będzie dla napędu elektrycznego, przy oznaczeniu przez;

N_e — ogólnego zużycia kWh w okresie obrachunkowym,

Q — ilości m³ przepompowywanej wody lub ścieków w tym okresie,

H — średniej manometrycznej wysokości podnoszenia w m,

$$\text{stosunek; } \frac{N_e}{Q \cdot H}$$

Dla napędu parowego, wprowadzając W — ilość kg spalonego węgla w okresie obrachunkowym otrzymamy analogicznie;

$$\frac{W}{Q \cdot H}$$

Zdefiniowany w ten sposób wskaźnik możemy przeliczyć dla poszczególnych agregatów pompowych, dla poszczególnych stopni podnoszenia wody, np. dla pompowni wody surowej czy wody czystej, wreszcie dla całego zakładu pomp.

Wprowadzenia wskaźnika wymaga wobec tego w konsekwencji stałego prowadzenia pewnych niezbędnych pomiarów, a mianowicie

- 1) ilości zużytej energii elektrycznej lub ilości spalonego węgla,
- 2) ilości przepompowanej wody,
- 3) wysokości próżni na ssaniu i wysokości ciśnienia na tłoczeniu.

oraz stałego notowania wymienionych odczytów, prowadzenia sprawozdań dobowych i rozliczeń miesięcznych.

W dużych zakładach wodociągowych w ramach współzawodnictwa doszliśmy nawet do walki między poszczególnymi obsadami zmian o uzyskanie najlepszych wskaźników.

A jak się przedstawia sytuacja na średnich i małych zakładach? Można by z góry powiedzieć — bardzo źle.

Energia elektryczna jest mierzona wszędzie, bo nie my o to dbamy, a zakład Zbytu Energii.

Węgiel jest ważony dosyć rzadko, często dozowany taczkami czy wózkami, a często zupełnie nie kontrolowany.

Wodomierzy stacyjnych nie ma, a jeżeli są to nie mierzą. Wreszcie manometry, w większości zepsute, nie działają. Toteż, jako pierwszy warunek dla właściwej gospodarki energetycznej — postawimy właściwą gospodarkę pomiarową.

Do zagadnienia pomiarów w szczegółach jeszcze niejednokrotnie powrócimy.

Po ustaleniu zasad dla okresowego porównywania pracy urządzeń pompowych oraz porównywalności między zespołami czy całymi zakładami, zastanowimy się, gdzie i jakie możliwości tkwią dla poprawy gospodarki energetycznej.

Zgodnie z podanymi na wstępie założeniami analizę zastosujemy dla napędu parowego i elektrycznego pomp tłokowych czy odśrodkowych. Środki, które będziemy stosować można podzielić na dwie zasadnicze grupy;

I. Środki proste, możliwe do zastosowania natychmiast, które pozwolą na usunięcie jaskrawych przyczyn złej gospodarki, nie wymagające żadnych lub tylko drobnych inwestycji.

II. Środki wymagające większych inwestycji, dające po ich wykonaniu znaczne zmniejszenie zużycia energii.

Weźmy pod uwagę napęd parowy i przeanalizujmy środki, które prowadzą do zmniejszenia zużycia węgla, a tym samym poprawienia wskaźnika jednostkowego zużycia.

Zacniemy od węgla.

Pierwszym warunkiem oszczędzania węgla jest jego należyte składowanie. Sprawa składowania węgla uregulowana jest normą państwową i należy zwrócić uwagę dyrektorom zakładów, że nieprzestrzeganie jej może być karane sądownie.*)

Drugim warunkiem oszczędzania węgla jest jego właściwe spalanie, a więc przede wszystkim właściwy ciąg, czyli właściwe dozowanie powietrza. Nadmiar powietrza powoduje niepotrzebne chłodzenie paleniska i niepotrzebne podgrzewanie zbędnych ilości powietrza. Niedomiar powietrza prowadzi do niecałkowitego spalania na tlenek węgla, a nawet pozostawiania na ruszcie nie spalonych części węgla, które zostają usunięte wraz z żużlem.

Często obserwujemy spalanie drobnych sortymentów węgla na nieodpowiednich rusztach z dużymi szczelinami powietrznymi, nieraz brak rusztowin bocznych, co wpływa na przesypywanie węgla wprost z rusztu do popielnika.

Trzecim wreszcie warunkiem dla oszczędzania węgla jest należyta szczelność obmurza kotła i rurociągów parowych oraz ich należyta izolacja.

Warto tutaj podkreślić, że brak izolacji na 10 mb rurociągu parowego o średnicy 100 mm, przy temperaturze 175°C i temperaturze zewnętrznej 7°C powoduje stratę około 15 ton węgla rocznie.

Osobną uwagę należy poświęcić odpowiedniej jakości wody zasilającej. Kamień kotłowy, jak i zewnętrzne zanieczyszczenie powierzchni grzejnych popiołem i sadzą zwiększa straty ciepła.

Przy maszynie parowej najważniejszy problem oszczędnościowy to wykorzystanie ciepła odpadowego.

Nie będę tu wspominał o maszynach pracujących na wydmuch, bo te już chyba są przeżytkiem, ale trzeba także pamiętać o wykorzystaniu ciepła kondensatu, który w znacznej liczbie naszych zakładów nie jest wykorzystywany do ogrzewania, lecz odprowadzany bezpośrednio do kanalizacji.

Że personel obsługi urządzeń energetycznych nie analizuje swoich możliwości, że przyjmuje bezkrytycznie stan urządzeń przy których pracuje, to wyraźnie potwierdza przykład gazowni w Szczecinie, poruszony w przemówieniu ministra Lesza na II ogólnokrajowej konferencji oszczędności węgla.

W zakładzie tym maszyny parowe pracowały na wydmuch i para o temperaturze ok. 100°C uchodziła w powietrze. Mimo tego, w budynku administracyjnym gazowni odległym o 20 m od kotłowni, uruchomiono dodatkowo 3 kotły Strebla opalane gazem na potrzeby centralnego ogrzewania. Przykład mówi sam za siebie.

* Magazynowanie węgla

Omówionych zostało kilka najprostszych spraw związanych z oszczędnością węgla. Ale jeżeli mamy rzeczywiście nie mówić o oszczędności, ale wykazać oszczędność, to musimy znowu poruszyć zagadnienie pomiaru i kontroli.

Bez zasadniczych pomiarów nie mamy żadnej orientacji co i gdzie należy zrobić, aby oszczędzać węgiel. Dlatego też Zarządzenie Przewodniczącego PKPG z dn. 23.I.1951 przewiduje minimalne wyposażenie kotłów o powierzchni ogrzewalnej do 250 m² wagi do ważenia węgla i ciążomierze do pomiaru ciągu i ciśnienia powietrza z zaleceniem stosowania wodomierza otwartego dla pomiaru ilości wody zasilającej.

Szkolenie palaczy, stałe przypominanie o zasadach racjonalnego palenia nie pozostanie bez wpływu na wyniki gospodarki energetycznej. Z inicjatywy PKPG wydany został „Poradnik palacza racjonalizatora”, który w 33 wskazówkach podaje wytyczne prawidłowej, oszczędnościowej obsługi kotła. Poradnik ten winien się znaleźć nie tylko w każdej kotłowni ale i w kierownictwie każdego zakładu dla przestrzegania i kontrolowania zawartych w nim wskazań.

Na zakończenie tematu o ruchu urządzeń parowych chciałbym się zasadniczo ustosunkować do pracy tych urządzeń w warunkach wodociągowych. Musimy sobie zdać sprawę, że urządzenia parowe w wodociągach to urządzenia z pierwszych lat budowy wodociągów, a więc z lat 1900—1920 przede wszystkim. A więc urządzenia z racji swojej przestarzałej konstrukcji już nieekonomiczne.

Jeżeli weźmiemy pod uwagę, że w nowoczesnych elektrowniach, jak Jaworzno II, zużycie węgla wynosi 510 gramów na 1 kWh, zaś w elektrowniach starych dochodzi do 1000 — 1300 gramów, to w naszych wodociągowych rezerwach parowych w przeliczeniu na 1 kWh dostaniemy 2—4 kg węgla na 1 kWh.

Stąd pierwszy zasadniczy wniosek: urządzenia parowe należy uruchamiać jedynie w wypadkach awaryjnych, w wypadkach nieuniknionej potrzeby. Należałoby w tym miejscu ze strony wojewódzkich zarządów PUK przeanalizować tę sprawę z Energetyką, która nieraz zaleca katarygiczne uruchamianie rezerw parowych dla zmniejszenia kosztów.

I drugi wniosek: należy planować w ramach inwestycji, czy kapitalnych remontów, modernizację starych kotłów przez ekranowanie, dobudowę podgrzewaczy wody, podgrzewaczy powietrza, czy też przegrzewaczy pary.

Wszystkie te zabiegi w efekcie przyczynią się do obniżenia zużycia węgla na jednostkę pompowanej wody i zapewnią przez to oszczędność węgla.

Przejdziemy teraz z kolei do drugiej grupy, powszechnie stosowanego w zakładach wodociągowych napędu, napędu elektrycznego.

Analizę naszych agregatów rozpoczniemy od ustalenia dla każdego agregatu faktycznego jednostkowego zużycia energii elektrycznej w odniesieniu do 1 tonometra produkowanej wody.

Poznanie tych wskaźników pozwoli nam na usegregowanie posiadanych agregatów według ich sprawności.

Stąd wynikałoby najprostsze zalecenie, by oprzeć ruch przede wszystkim na agregatach o najwyższej sprawności.

Podobnie wyglądając powinno zagadnienie współczynnika mocy $\cos \varphi$. A więc należy dokonać przeglądu silników z uwzględnieniem wypisanego na tabliczce znamionowej $\cos \varphi$.

Następnie silniki o gorszym współczynniku mocy, przegrupować do rezerwy.

Wreszcie musimy ustalić wielkość współczynnika mocy Zakładu Pomp.

Ponieważ bezpośrednio miernika $\cos \varphi$ w zakładach wodociągowych prawie że nie znajdujemy, musimy wykorzystać dostępną nam aparaturę.

Jedną drogą będzie prowadzenie godzinowych odczytów wskazań licznika energii (kWh) oraz napięcia (V) i prądu (Amp).

Współczynnik mocy otrzymamy dzieląc różnice kolejnych wskazań licznika, pomnożone przez 1000, przez iloczyn średnich wartości prądu i napięcia, pomnożony przez 1,73.

$$\cos \varphi = \frac{\text{kWh} \times 1000}{1,73 \times V \times A} \quad \text{kWh w ciągu 1 godziny}$$

W wypadku pomiaru uskutecznianego przez Zakład Zbytu Energii przy pomocy liczników energii czynnej i biernej, Zakład Zbytu określi nam każdorazowo $\cos \varphi$.

Możemy również sami, przy pomocy poniższej tablicy, sprawdzić $\cos \varphi$ w pewnym dowolnym czasokresie.

Oznaczając stosunek ilości energii biernej (kVA r h) do ilości energii czynnej (KWh) w tym samym okresie przez „tg” odczytamy $\cos \varphi$ z tablicy;

tg	0,50	0,60	0,70	0,75	0,80	0,90	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4
cos φ	0,90	0,86	0,82	0,80	0,78	0,74	0,71	0,67	0,64	0,61	0,58

Wymienione dotychczas czynności noszą charakter wstępnego rozpoznania sprawności agregatów. Podstawową sprawą będzie analiza każdego zespołu pompowego pod względem:

- 1) należytego doboru pompy do charakterystyki rurociągu,
- 2) prawidłowego obciążenia silnika napędowego.

Należy stale pamiętać, że w miarę niedociążenia silnika pogarsza się jego współczynnik sprawności oraz współczynnik mocy $\cos \varphi$.

Najprostszą wskazówką, że pompa jest odpowiednia, będzie jej praca przy zasuwie w pełni otwartej. Nie ma bardziej nieekonomicznego ruchu pompy, jak przy jej dławieniu przez przymknięcie zasuw. Wypadki te mają stałe miejsce, gdy ciśnienie znamionowe pompy jest wyższe od potrzebnego ciśnienia w sieci.

Przy tej okazji chciałbym zwrócić uwagę, że sytuacja na tym punkcie ulega stałemu pogarszaniu na niekorzyść ekonomicznego zużycia energii.

Poszczególne zakłady, czy też inwestorzy główni, w ramach prowadzonych robót inwestycyjnych, czy kapitalnych remontów, „zdobywają” agregaty pompowe, jakie w danej chwili są do dyspozycji na rynku. Zwyczajnie jednostki te są za duże, tak pod względem ciśnienia jak i wydajności. W ten sposób zakład zostaje skazany od momentu ustawienia nowego agregatu na kosztowny ruch, przy niecelowym, nadmiernym zużyciu energii, poza tym w ramach naszej akcji będziemy zmuszeni do „upłynniania” nieekonomicznych jednostek.

Rozstrzygnięcie stopnia obciążenia silnika wymaga pewnych dość skomplikowanych badań.

Dla naszych celów wystarczy przybliżona metoda, stosowana w Związku Radzieckim. Istota tej metody polega na jedno- czy dwukrotnym odczycie amperomierza włączonego w obwód stojana silnika, przy równoczesnym odczycie napięcia na sieci. Z dołączonego wykresu odczytujemy współczynnik obciążenia. Przez współczynnik obciążenia rozumie my stosunek mocy rzeczywistej silnika do mocy znamionowej (na tabliczce).

Najlepiej metodę wyjaśni przykład.

Określić średni współczynnik obciążenia silnika asynchronicznego, napędzającego pompą odśrodkową.

Silnik o mocy 10 kW.

Jego dane znamionowe;

	napięcie	prąd	cos φ
W czasie pracy pomiar wykazał	380 V	20,4 A	0,86
	340 V	12,84 A	

czyli prąd obciążeniowy wynosi

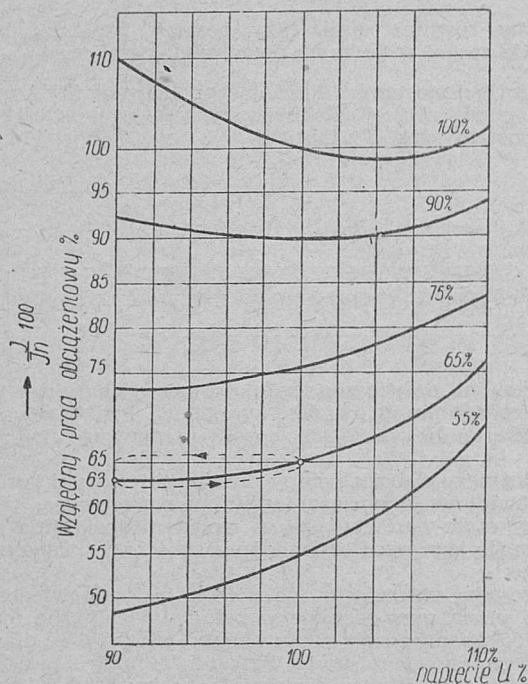
$$\frac{12,84}{20,4} \cdot 100 = 63 \%$$

przy napięciu

$$\frac{342}{380} \cdot 100 = 90 \% \text{ znamionowego.}$$

Względny prąd obciążeniowy sprowadzony do wartości znamionowej napięcia przy pomocy wykresu „1“

$$\text{wynosi: } \frac{I}{I_{\text{nom}}} = 0,65$$

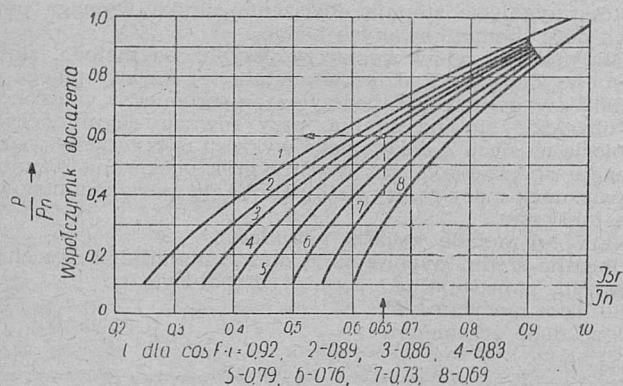


Rys. 1 — Krzywe służące do sprawdzenia prądu obciążeniowego przy dowolnym napięciu do wartości tego prądu przy napięciu znamionowym (100%)

Dla tej wartości przy znamionowym współczynniku mocy (0,86) z wykresu „2“ odczytujemy współczynnik obciążenia silnika. W naszym przykładzie

$$\frac{P}{P_n} = 0,6 \text{ — czyli rzeczywista moc na wale}$$

wyniesie $0,6 \times 10 = 6,0 \text{ KW}$.



Rys. 2 — Współczynniki obciążenia silnika asynchronicznego w zależności od prądu obciążeniowego dla różnych wartości współczynnika mocy.

W ten sposób mamy ustaloną moc pobieraną przez silnik, a zatem równocześnie wielkość jego niedociążenia.

Dla zobrazowania, jaki wpływ na sprawność silnika i współczynnika mocy wywiera jego niedociążenie, przeobimy znowu jeden przekład, przeliczając równocześnie oszczędności wynikłe z wymiany silnika na odpowiedni.

W poniższej tabeli zestawiono dane charakterystyczne dla silnika o mocy 12 kW w zależności od wielkości obciążenia oraz te same dane dla silników odpowiadających poszczególnym procentom obciążenia tj. 9,6 i 3 kW (75, 50 i 25%)

W tablicy oznaczają:

P_p — moc pobierana w kW

P_u — moc użyteczna (oddawana) w kW

P_b — moc bierna w KVA r

$$\eta = \frac{P_u}{P_p} \text{ — sprawność}$$

$\cos \varphi$ — współcz. mocy

Noc znamionowa kW		12			9	6	3
Współczyn- nik obciążenia							
	1,0	0,75	0,5	0,25	1,0	1,0	1,0
P_u	12,0	9,0	6,0	3,0	9,0	6,0	3,0
η	0,85	0,85	0,83	0,76	0,84	0,83	0,81
$\cos \varphi$	0,85	0,82	0,74	0,56	0,84	0,83	0,82
P_b	8,8	7,37	6,52	5,84	6,9	4,76	2,58

Po uważnym przeczytaniu powyższej tablicy widzimy, że przy wymianie 12-kilowatowego silnika obciążonego do 75%, na silnik o mocy 9 kW oszczędza się 0,47 kilowarów mocy biernej, a współczynnik mocy zwiększa się z wartości 0,82 do 0,84, przy obciążeniu 50% i wymianie na silnik o mocy 6 kW oszczędność mocy biernej wynosi już 1,76 kilowarów, a $\cos \varphi$ wzrasta z 0,74 do 0,83, wreszcie przy obciążeniu 25% i wymianie na silnik 3 kW, oszczędność wynosi 3,26 kilowarów, zaś $\cos \varphi$ zwiększa się z 0,56 do 0,82.

Z przytoczonego przykładu widać, że z punktu widzenia racjonalnej gospodarki energetycznej, już przy niedociążeniu silnika o 25%, korzystna jest jego wymiana.

Przy niedociążeniach rzędu 50% stosować możemy przełączenie uzwojenia stojana z trójkąta w gwiazdę. Otrzymamy wtedy do dyspozycji 57,8% mocy znamionowej.

Wtedy dla napięcia sieci $3 \times 220 \text{ V}$ stosujemy silnik o uzwojeniu 380/220 V oraz dla napięcia sieci $3 \times 380/220$ stosujemy silniki o uzwojeniu 660/380 V.

Przy zagadnieniu wymiany niedociążonych silników należy zwrócić jeszcze uwagę na możliwość takiego wypadku. Zastępując za duży silnik mniejszym uzyskuje się wprowadzić zmniejszenie poboru mocy biernej, ale można przy tym spowodować, przy gorszej sprawności silnika mniejszego, zwiększenie poboru mocy czynnej.

Dlatego też na temat wymiany niedociążonych silników toczyła się w ZSRR długa dyskusja, która zakończyła się wydaniem w 1953 r. instrukcji określającej warunki wymiany.

Według tej instrukcji

— wymiana silników obciążonych średnio do 45% jest zawsze celowa i nie wymaga dodatkowych obliczeń sprawdzających,

— wymiana silników obciążonych przeciętnie powyżej 70% jest niecelowa i nie wymaga dodatkowych obliczeń sprawdzających,

— wymiana silników obciążonych przeciętnie w 45 — 70% wymaga zawsze przeprowadzenia obliczeń dla każdorazowego ustalenia opłacalności wymiany.

Typowym przykładem niskiego współczynnika mocy są warsztaty mechaniczne o napędzie grupowym, gdzie jeden silnik porusza kilka obrabiarek, które nie pracują równocześnie.

Zainstalowanie silników dla indywidualnego napędu obrabiarek od razu rozwiązuje sprawę.

Poprzednie rozważania odnośnie niedociążonych silników należy również zastosować do niedociążonych transformatorów, które tak samo ujemnie wpływają na sprawność jak i współczynnik mocy zakładów.

Współczynnik mocy zakładów powinien być utrzymany stale powyżej 0,8.

Przy niskich wartościach $\cos \varphi$ pogarszają się warunki przesyłania i transformowania energii elektrycznej.

Kable zasilające i transformatory są przeciążone, występują nadmierne spadki napięcia oraz straty energii elektrycznej, a dopłaty do rachunków za energię z tytułu niskiego współczynnika mocy wpływają na podwyższenie kosztów własnych.

Mówiąc o racjonalnej gospodarce energetycznej nie można pominąć zużywanej energii na oświetlenie elektryczne.

Często nie docenia się znaczenia oświetlenia elektrycznego w stosunku do mocy pobieranej dla siły. Moc potrzebna do oświetlenia wynosi zwykle kilka procent mocy instalowanego zakładu. Oszczędności poczynione w oświetleniu też mają pewien wpływ na zapotrzebowanie mocy. Oświetlenie placów i ogrodzeń jest w wielu zakładach zbyt obfite.

Oświetlenie ogólne miejsc pracy jest zwykle kosztowniejsze od oświetlenia indywidualnego. Oświetlenie bezpośrednie jest również tańsze od pośredniego.

Pozostało nam do omówienia jeszcze jedno podstawowe zagadnienie. Nie można myśleć o racjonalnej gospodarce energetycznej bez zapewnienia prawidłowej eksploatacji urządzeń zużywających energię. A więc należy pamiętać o zagadnieniu obsługi oraz zagadnieniu remontów.

Kamień kotłowy wewnątrz, zanieczyszczenie powierzchni grzejnych kotła z zewnątrz popiołem czy sadzą, nieszczelne zawory czy dławiki, wyrobione łożyska, użyte tarcze oporowe, zakurzone silniki, zły olej w transformatorach — to wszystko czynniki wpływające na zwiększenie zużycia energii oraz często prowadzące do awarii. Dlatego też terminowość, jakość remontów maszyn i urządzeń musi być postawiona na właściwym miejscu i nie może pozostać w oderwaniu przy akcji usprawnienia gospodarki energetycznej.

Podsumowując dotychczasowe wywody podane poprzednio ustalimy następujące wytyczne dla poprawy gospodarki energetycznej w małych i średnich zakładach wodociągowo-kanalizacyjnych:

1) Uruchomić posiadaną i uzupełnić brakującą aparaturę pomiarową do mierzenia;

- a) spalonego węgla,
- b) ciągu,
- c) pompowanej wody ścieków,

- d) ciśnienia na rurociągu głównym i pompach,
- e) zużytej energii elektrycznej,
- f) napięcia sieci,
- g) prądu w stojanie silników.

2) Ustalić rzeczywiste wskaźniki jednostkowego zużycia energii w odniesieniu do 1 tonometra wypompowanej wody.

3) Sporządzić plan bieżących i kapitalnych remontów urządzeń energetycznych i ściśle go wykonywać.

4) Usuwać wszelkie objawy marnotrawstwa energii, jak bieg łańcuchów silników, dławienie pomp, zbędne oświetlenie.

5) Poprawić współczynnik mocy do wartości 0,85 sposobem naturalnym przez przegrupowanie i dociążenie silników.

6) Dla zmniejszenia strat w transformatorach dążyć do równomiernego całodobowego rozkładu obciążeń.

7) Analizować co miesiąc gospodarkę energetyczną w zakładzie, a w szczególności wskaźniki techniczno-ekonomiczne.

8) Szkolić energetyków zakładowych oraz personel obsługujący urządzenia energetyczne.

9) Zobowiązać personel obsługi do znajomości i stosowania podstawowych instrukcji eksploatacyjnych dla urządzeń energetycznych, a mianowicie:

- a) Instrukcja eksploatacji kotłów parowych — Ministerstwo Energetyki 1953 r.
- b) Poradnik palacza racjonalizatora PKPG — 1954
- c) Przepisy eksploatacji technicznej urządzeń elektrycznych w zakładach przemysłowych P. Insp. Elektr. — 1953.
- d) Instrukcja eksploatacji silników elektrycznych M. E. 1953.
- e) Instrukcja eksploatacji transformatorów mocy M. E. 1953.

W ten sposób rozpoczniemy starania o właściwą gospodarkę energetyczną na naszych zakładach, powiększając dotychczasowy udział gospodarki komunalnej w ogólnonarodowej walce o obniżkę kosztów własnych.

Literatura

- 1. Wiadomości Elektrotechniczne — 2/1954, 10/1954.
- 2. Energetyka — 5/1954.

MGR INŻ. ANDRZEJ BYDAŁEK

Korozja żeliwa w wodzie wodociągowej

Przeprowadzono badania korozyjne w bieżącej wodzie wodociągowej dziesięciu typów żeliwa niskostopowego, wieloskładnikowego. Wyniki pomiarów elektrochemicznych wykorzystano w celu określenia przebiegu korozji stopów w czasie. Dla wody wodociągowej m. Wrocławia o charakterze zasadowym otrzymano prawie 3-krotnie wyższą odporność przeciw korozji żeliwa z dodatkiem Al i Cu w odniesieniu do szarego żeliwa maszynowego.

Walka z korozją metali stała się zagadnieniem pierwszorzędnej wagi w gospodarce przemysłowej na całym świecie. Korozja powoduje ogromne straty bezpośrednie, ponoszone wskutek niszczenia samego metalu oraz daleko większe pośrednie, związane z wysokimi kosztami wymiany zużytych urządzeń, co jest często powodem zakłóceń ruchu w produkcji, a może być nawet związane z przestojami całych zakładów przemysłowych.

Szybki wzrost uprzemysłowienia naszego kraju stawia konstruktorów przed zagadnieniem oszczędnej gospodarki materiałami deficytowymi w oparciu o materiały jak najtańsze, spełniające jednak w zupełności nakładane na nie wymagania.

Dla ochrony przed korozją stosuje się kilka sposobów, mianowicie:

- a) pokrycia ochronne, jak farby, lakiery, powłoki metaliczne i inne,
- b) ochronę anodową,
- c) stosowanie inhibitorów do ośrodka atakującego,
- d) dobór składu chemicznego metalu, obróbki cieplnej i powierzchniowej.

Rozważając zagadnienie związane z ostatnim podpunktem wyszczególnionych powyżej metod należy stwierdzić, że korozja żeliwa z punktu widzenia teorii elektrochemicznej przedstawia ze względu na dużą różnorodność skład-

ników struktury skomplikowany proces wzajemnego oddziaływania wielu mikroelektrod między sobą. Mają one zasadniczy wpływ na rozwój korozji, szczególnie w jej fazie początkowej. Wg wielkości potencjału elektrodowego składowe struktury żeliwa podzielić można na: ferryt, perlit, eutektykę fosforową, cementyt i grafit, przy czym potencjał najniższy posiada ferryt, skutkiem czego w połączeniu z pozostałymi składnikami gra rolę anody ulegając wydzieleniu.

Wtrącenia niemetaliczne wykazują w stosunku do żelaza pewną różnicę potencjałów, wystarczającą do intensywnego wzmocnienia procesu korozji. Najczęściej spotykane zanieczyszczenia, jak tlenki: FeO, MnO oraz siarczki: FeS i MnS spełniają, podobnie do grafitu, rolę katody.

Stopień rozdrobnienia w odniesieniu tak do grafitu, jak ziarn cementytu i ferrytu ma duży wpływ na przebieg korozji, gdyż w strukturze drobnoziarnistej powstaje odpowiednio większa ilość mikroogniw, co z kolei wpływa na zwiększenie jej szybkości.

Wpływ obróbki termicznej można więc rozpatrzeć z punktu widzenia rozdrobnienia struktury. Żeliwo zahartowane i odpuszczone w temperaturze około 400°C posiada najbardziej rozdrobnioną strukturę i jest znacznie mniej odporne na korozję od żeliwa o takim samym składzie bez obróbki cieplnej.

Istnienie naprężeń wewnętrznych, jak wykazały badania E. Heyna, B. Bauera, E. W. Müllera i H. Buchholtza, wskutek powstawania niestętej postaci zdeformowanego tworzywa może sprzyjać zwiększeniu szybkości korozji. Przyczyną zmniejszenia odporności na korozję może być zmiana spistości warstwy skorodowanej na powierzchni metalu.

Ochronne działanie skóry odlewniczej tłumaczy się wpływem uodparniającym tlenków krzemu na powierzchni odlewów żeliwnych.

Charakter powierzchni obrobionego metalu ma również wpływ na korozję, szczególnie w stadium początkowym. Żeliwo obrobione drogą szlifowania na początku koroduje słabo, by po utworzeniu się rdzy osiągnąć szybkość korozji

metal u nieszlifowanego. Drobne pęknięcia powierzchni, wtrącenia grafitu i nierówności odlewu są powodem miejscowych wżerów.

Wadliwe dopasowanie poszczególnych części względem siebie może być powodem powstawania lokalnych naprężeń, związanej z tym zmiany potencjałów, a co za tym idzie miejscowego wzrostu korozji.

Korozja żeliwa w wodzie w dużej mierze zależy od zawartości rozpuszczonego w niej tlenu, który jest w tym wypadku czynnikiem decydującym o szybkości procesu rdzewienia. Z powodu jego ograniczonej ilości powstała warstwa skorodowana składa się przeważnie z około 1/3 wodorotlenku żelazowego, w pozostałej części z mieszaniny wodorotlenku żelazowego z zasadowymi solami żelaza, powstałymi wskutek połączenia żelaza z pewną ilością CO_2 lub kwasów z otaczającej atmosfery. Poza tlenem na korozję w znacznym stopniu wpływają jeszcze inne rozpuszczone w wodzie składniki, jak CO_2 , MgCl_2 , NaCl , MgSO_4 itp.

Woda zawierająca siarkowodór powoduje występowanie bardzo silnej korozji nawet bez obecności tlenu (wody mineralne, torfiaste, ścieki). Rury żeliwne w tym wypadku podlegają tzw. spongiozie, tj. zjawisku polegającemu na tym, że rura zachowując swój pierwotny kształt i wymiary zamienia się miejscami w miękką masę złożoną z tlenków żelaza zmieszanych z grafitem.

Korozja w wodach naturalnych zależy w dużym stopniu od rozpuszczonego w nich tlenu. Ilość zaś jego zależy od ciśnienia i temperatury, przy czym podwyższenie temperatury działa ograniczająco na rozpuszczalność C_2 , jednak zwiększa szybkość dyfuzji tlenu.

Wpływ szybkości przepływu cieczy polega, wg Spellera i Evansa, na ułatwieniu dopływu tlenu do części narażonych na korozję. Wg niektórych badaczy duża szybkość wody może się przyczynić do powstania zjawiska erozji, co w połączeniu z korozją znacznie przyspiesza proces niszczenia.

Głębokość zanurzenia metalu w cieczy wpływa na korozję przyspieszając, ze względu na większy dostęp tlenu do powierzchni korodującej, znajdującej się bliżej górnego zwierciadła wody (Heyn, Bauer).

Biorąc pod uwagę wpływ czasu na korozję żeliwa należałoby rozpatrywać to z punktu widzenia zdolności do tworzenia warstwy spasywowanej, o charakterze ochronnym przed dalszym rdzewieniem. A więc czynnikiem decydującym będzie w tym wypadku ośrodek, w jakim metal przebywa oraz to, czy jest on w ruchu (np. woda bieżąca). Na ogół korozja żeliwa w wodzie w stadium początkowym ma przebieg intensywny, malejąc z upływem czasu. W wypadku tworzenia się wżerów można czasami zaobserwować zjawisko odwrotne.

Dla zwiększenia odporności żeliwa na korozję stosuje się regulację składników struktury, która polega na:

a) utworzeniu zwartej i jak najbardziej jednorodnej struktury tworzywa,

b) wprowadzeniu dodatków stopowych, tworzących roztwory stałe, względnie połączenia chemiczne, odpowiadające wysokiemu potencjałowi elektrodowemu,

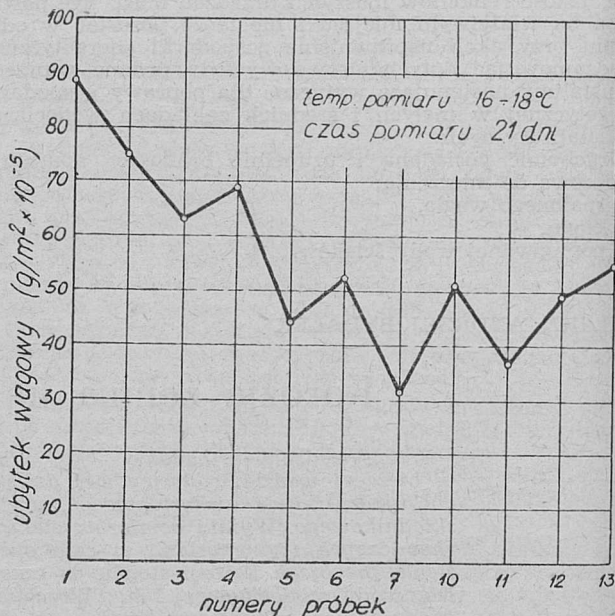
c) zahamowaniu procesu swobodnego wydzielania grafitu,

d) uzyskaniu stopu, dającego po utlenieniu warstw powierzchniowych zwartą, silnie przylegającą warstwę ochronną.

W wyniku badań przeprowadzonych w Katedrze Odlewnictwa Politechniki Wrocławskiej postanowiono określić zachowanie się w wodzie wodociągowej stopów, posiadających właściwości grupy „a” w zestawieniu ze stopami grupy „b” przy równoczesnym wykorzystaniu dodatków stopowych do utworzenia zwartej warstwy rdzy, silnie przylegającej do powierzchni metalu.

Otrzymano w skali laboratoryjnej stopy żeliwa o następującym składzie chemicznym (tabl. 1).

Pomiaru korozji dokonano w bieżącej wodzie wodociągowej w czasie 21 dni, przy przepływie wynoszącym około $75 \text{ cm}^3/\text{min}$. Dla wyeliminowania wzajemnego oddziaływania na siebie poszczególnych próbek o różnym składzie chemicznym, badania przeprowadzono w osobnych dla każdego stopu naczyniach szklanych o kształcie cylindrycznym $\phi 45 \text{ mm}$ i wysokości 200 mm, przy stałym ciśnieniu wynoszącym 2 m sł. w. Próbkę w kształcie krążków o powierzchni $40 - 50 \text{ cm}^2$ obrobione zostały drogą szlifowania i prymety przed rozpoczęciem pomiaru spirytusem o temp.



Rys. 1

Tablica

Skład chemiczny i twardość próbek żeliwnych

Nr próbki	Skład chemiczny									Twardość H_V
	% C	% Si	% Mn	% P	% S	% Al	% Cr	% Ni	% Cu	
1	3,72	1,74	0,54	0,41	0,020	—	—	—	—	188
2	3,40	1,42	0,61	0,10	0,023	—	0,78	1,51	—	295 ¹⁾
3	3,29	1,40	0,70	0,06	0,022	—	0,57	2,28	0,48	283 ¹⁾
4	2,96	3,70	0,68	0,385	0,022	3,32	—	—	—	210
5	2,78	3,01	0,71	0,366	0,027	5,74	—	—	—	194
6	2,16	4,42	0,60	0,268	0,029	3,94	—	—	—	215
7	2,03	3,65	0,55	0,270	0,042	5,12	—	—	—	275
8	3,14	2,52	0,61	0,344	0,040	1,27	1,21	—	—	420 ²⁾
9	2,86	3,49	0,51	0,330	0,031	2,64	1,92	—	—	432 ²⁾
10	3,00	3,62	0,68	0,379	0,020	1,44	0,55	—	0,46	255
11	2,82	3,47	0,62	0,316	0,019	2,12	0,62	—	0,55	240
12	3,16	2,73	0,71	0,359	0,032	1,46	—	—	0,95	170
13	2,98	2,42	0,67	0,376	0,034	2,36	—	—	0,70	183

1) Próbkę nr 2 i 3 poddano wyżarzaniu zmniejszającemu w temp. około 900 C przez 4 godz.

2) Próbkę nr 8 i 9 nie użyto do badań ze względu na trudną obrabialność z powodu znacznej twardości.

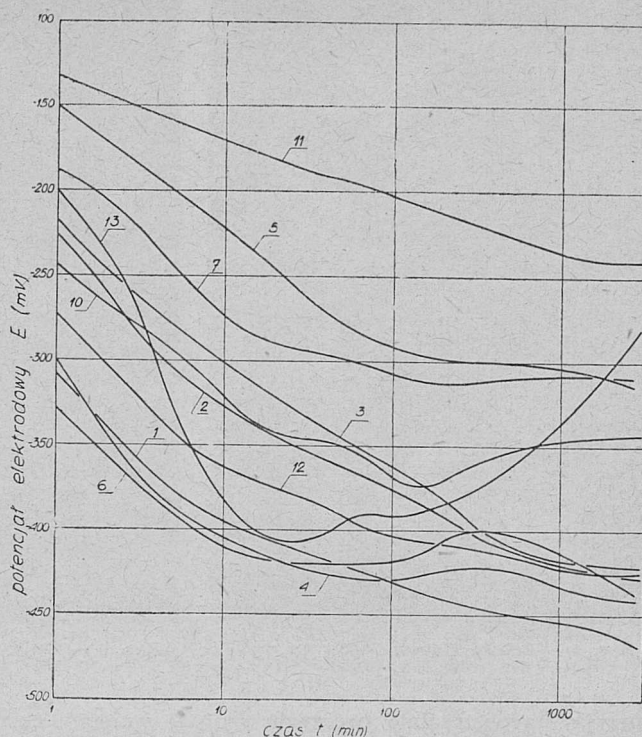
około 60°C celem odtłuszczenia. Korozję określono na podstawie ubytku wagowego w odniesieniu do jednostki powierzchni, ważąc próbki z dokładnością do 0,0001 g. Zestawienie wyników podano na wykresie, rys. 1.

W celu określenia charakteru przebiegu korozji w czasie postawiono się pomiarem potencjałów, elektrodowych, metodą kompensacyjną. Próbkę w kształcie krążków $\phi 16 \text{ mm}$, po obróbce szlifowaniem, zamocowano w oprawach szklanych wg rys. 2, jako szczeliwa używając rafinowanego wosku pszczelego. Przed pomiarem powierzchnie próbek wygładzono papierem ściernym nr 8-0 oraz prymeto benzenem i spirytusem bezwodnym, przechodząc następnie w eksykatorze około 24 godz. Własności wody wodociągowej użytej do pomiaru podano w tablicy 2. Objętość roztworu dla każdej z próbek wynosiła 200 cm^3 . Temperatura pomiaru 20°C ze względu na zastosowanie termostatu wy-

Tablica 2

Własności wody wodociągowej użytej do pomiaru potencjałów elektrodowych próbek żeliwnych

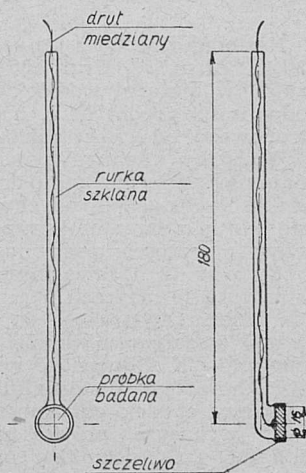
Wyszczególnienie	Ilość	Wyszczególnienie	Ilość
Twardość ogólna	13,4 stop. niem.	Azotany	0,3 mg/l
Twardość niewęglanowa	4,5 „ „	Utlenialność	5,3 mg/l O ₂
Twardość węglanowa	8,9 „ „	Chlor wolny	nieobecny
Odczyn	8,0 pH	Siarczany	75 mg/l
Zasadowość	160 mg/l CaCO ₃	Dwutlenek węgla wolny	3 mg/l
Żelazo ogólne	0,55 mg/l	Dwutlenek węgla agregacyjny	0 mg/l
Mangan	nie wykryto	Wapń	105 mg/l CaO
Chlorki	80 mg/l	Magnez	20 mg/l MgO
Amoniak	0,06 mg/l		
Azotyny	nie wykryto		



Rys. 3

kazywała wahania w granicach $\pm 0,5^\circ\text{C}$. Odczyty przeprowadzono po 1, 2, 5, 15, 30, 60, 120, 144 i 2880 min. od czasu zanurzenia próbek w roztworze. Zestawienie pomiarów podano na wykresie, rys. 3.

W wyniku przeprowadzonych badań otrzymano zestawienie odporności przeciw korozji w wodzie wodociągowej:



Rys. 2

- stopów żeliwa z dodatkiem Cr, Ni i Cu (pr. 2 i 3).
- „ „ „ Al (pr. 4 i 5)
- „ „ „ Al przy obniżonej zawartości węgla i podwyższonej krzemu (pr. 6 i 7).
- stopów żeliwa z dodatkiem Al, Cr i Cu (pr. 10 i 11).
- „ „ „ Al, Cu (pr. 12 i 13).

Omawiając wyniki przeprowadzonych pomiarów należy stwierdzić, że dodatek chromu i niklu w ilościach podanych w tabl. 1 dla próbki nr 2 w zestawieniu z próbką nr 1 z żeliwa szarego bez dodatków stopowych okazuje się stosunkowo nieznaczny w bieżącej wodzie wodociągowej, podwyższając odporność przeciw korozji w niewielkim stopniu. Przebieg krzywej: potencjał elektrodowy — czas, a tym samym charakter przebiegu korozji w czasie, niewiele odbiega od krzywej próbki nr 1.

Tłumaczy się to niweczeniem wpływu uodparniającego dodatków stopowych przez istnienie wolnego cementytu, dającego pewne różnice potencjałów w stosunku do pozostałych składników struktury, działającego więc jako zbiór dodatkowych elektrod w łańcuchu mikroogniw galwanicznych.

Podobne wnioski nasuwają się dla próbki nr 3 zawierającej dodatkowo miedź. Krzywa E-t wykazuje początkowo szybki spadek w kierunku ujemnym potencjału, by potem przyjąć pochylenie mniejsze od krzywej dla żeliwa szarego. Związane to jest niewątpliwie z pewnym zwiększeniem spójności warstwy skorodowanej, co prawdopodobnie przypisać można dodatkowi miedzi w stopie. Na uwagę zasługuje fakt występowania wolnego cementytu w ilościach mniejszych niż to ma miejsce w wypadku próbki nr 2 (rys. 6).



Rys. 4 — Żeliwo szare (traw. kw. azot.)

Próbka z dodatkiem Al w ilości 3,32% (nr 4) o osnowie ferrytycznej wykazuje spadek odporności w bieżącej wodzie wodociągowej w stosunku do próbki nr 3, jednak przewyższa odpornością próbkę nr 2. Krzywa E-t początkowo ma stromy przebieg, by po upływie około 1 godz. przyjąć charakter niemal poziomy.

Okazuje się, że siła galwaniczna ferryt-grafit, powodując szybkie przechodzenie żelaza do roztworu, sprzyja procesowi korozji. Wskutek jednak powstawania warstwy rdzy na powierzchni korozja szybko maleje.

Sytuację podobną przedstawia przebieg procesu korozji dla próbki nr 5 o zaw. 5,74% Al. Krzywa potencjał elektrodowy — czas jeszcze bardziej stromo opada w kierunku ujemnym potencjałów, by po czasie około 2 godz. przejść prawie równoległe do osi poziomej wykresu. Aluminium w stopie



Rys. 5 — Żeliwo stopowe 0,78% Cr, 1,51% Ni (traw. kw. azot.)



Rys. 6 — Żeliwo stopowe 0,57% Cr, 2,28% Ni, 0,48% Cu (traw. kw. azot.)



Rys. 7 — Żeliwo stopowe 3,32% Al (traw. kw. azot.)

sprzyja przypuszczalnie tworzeniu spójnej warstwy skorodowanej. Na wykresie, rys. 1, odporność w stosunku do żeliwa nr 1 wzrosła przeszło dwukrotnie.

Stop nr 6 o obniżonej zawartości węgla do 2,16% wykazuje strukturę ferrytyczną o grubym graficie. Charakter przebiegu krzywej E-t bardzo zbliżony do próbki nr 4. Powodem nieco wyższej odporności korozyjnej od ostatniej może być zmniejszona sumaryczna ilość wtrąceń grafitowych i związana z tym intensywność przechodzenia jonów metalu do roztworu.

Krzywa E-t dla żeliwa stopowego nr 7 o zaw. 2,03% C i 5,12% posiada charakter przebiegu podobny do stopu nr 5 o nieco mniejszej zbieżności. Struktura również zbliżona do struktury próbki nr 5 wykazuje mniejszą ilość wtrąceń grafitowych. Jest to powodem dalszego wzrostu odporności przeciw korozji.

Żeliwo stopowe z dodatkiem 1,44% Al, 0,55% Cr oraz 0,46% Cu (próbka nr 10) cechuje pewien spadek odporności w stosunku do próbki nr 7. Potwierdzeniem tego jest przebieg krzywej E-t mającej charakter stromy, by dopiero po upływie około 2 godz. od czasu rozpoczęcia pomiaru poprzez minimum przejść w kierunku wzrostu potencjału.

Następna próbka z tej samej grupy stopowej o zawartości 2,12% Al, 0,62% Cr i 0,55% Cu wykazuje odporność korozyjną w bieżącej wodzie wodociągowej (rys. 1) zbliżoną do odporności próbki nr 7. Krzywa zależności potencjału elektrodowego od czasu zaznacza stałą tendencję opadania w kierunku ujemnym potencjału, pochylenie jej jednak jest najmniejsze w stosunku do wszystkich pozostałych. Po czasie około 18 godzin od chwili rozpoczęcia pomiaru zaznacza się lekkie załamanie krzywej w kierunku dodatnim, świadczące o wzroście pasywności stopu.

Stop nr 12 o zawartości 1,46% Al i 0,95% Cu wykazuje strukturę ferrytyczną o grubym graficie. Krzywa E-t posiada zbliżony charakter do przebiegu krzywej dla próbki 1 z żeliwa szarego, o mniejszym nieco kącie pochylenia w kierunku — E. Odporność w bieżącej wodzie wodociągowej (rys. 1) maleje w stosunku do próbek nr 7 i 11.

Dalszy spadek odporności w bieżącej wodzie wodociągowej wykazuje próbka nr 13 przy zawartości 2,36% Al i 0,76% Cu. Anormalny przebieg krzywej E-t przypisać przypuszczalnie należy znacznej porowatości odlewu, widocznej wyraźnie gołym okiem na zglądzie metalograficznym. Struktura ferrytyczna z nieznaczną zawartością perlitu



Rys. 8 — Żeliwo stopowe 5,74% Al (traw. kw. azot.)



Rys. 9 — Żeliwo stopowe 2,16% C, 3,94% Al (traw. kw. azot.)



Rys. 10 — Żeliwo stopowe 2,03% C, 5,12% Al (traw. kw. azot.)



Rys. 11—Żeliwo stopowe 1,44% Al, 0,55% Cr, 0,46% Cu (traw. kw. azot.)



Rys. 12—Żeliwo stopowe 2,12% Al, 0,62% Cr, 0,55% Cu (traw. kw. azot.)



Rys. 13—Żeliwo stopowe 1,46% Al, 0,95% Cu (traw. kw. azot.)

Przechodząc do wniosków zauważyć można, że spełnienie warunku omówionego poprzednio w p-ktcie „a” okazało się dla struktur o osnowie ferrytycznej niecelowe. Powodem tego wydaje się być duża ilość węgla niezwiązanego (w formie grafitu), która w połączeniu z pozostałymi składnikami struktury daje znaczną siłę elektromotoryczną. Niweczy to wszelkie próby doprowadzenia metalu do stanu spasywowanego.

Równocześnie niecelowe okazało się stosowanie dodatku stopowego Cr. Odporność przeciw korozji wzrasta co prawda nieznacznie, jednak niebezpieczeństwo zabielenia tworzywa istnieje w wysokim stopniu, co może być powodem znacznych trudności podczas obróbki mechanicznej odlewów.

Optimum korzyści osiągnięto dla stopu nr 7 oznaczającego się niską zawartością węgla, nieco podwyższoną krzemu, oraz zawartością aluminium w ilości 5,12%. Odporność w stosunku do normalnie stosowanego tworzywa, jakim jest żeliwo szare, wzrosła prawie 3-krotnie. Podobne właściwości wykazał stop nr 11 posiadający niższą zawartość aluminium (2,12%) oraz miedź w ilości 0,55%.

Uogólniając powyższe można stwierdzić, że w warunkach pracy w bieżącej wodzie wodociągowej o charakterze zasadowym dodatek aluminium podwyższa w znacznym stopniu odporność przeciw korozji. Przez wprowadzenie do stopu nieznacznych ilości miedzi można osiągnąć podobne korzyści, mimo niższej zawartości aluminium.

Jak wyglądać będzie zachowanie się odlewów z opracowanych stopów wykazałyby najlepiej obserwacje poczynione w trakcie ich eksploatacji w czasie kilku lat.

Literatura

1. G. W. Akimow — Osnovy uczenia o korrozji zaszcita metallow Moskwa 1946 r.
2. G. W. Akimow — Teoria i metody issledowanja korrozji metallow. Moskwa, Leningrad 1945 r.
3. O. Bauer, O. Krohnke, G. Mossing — Die korrosien des Eisens und seiner Legierungen. Lipsk 1936 r.
4. U. R. Evans — Metallie Corrosion, Passivity und Protektion. Londyn, 1937 r.
5. K. Pajewski — Teoria korozji metali. Warszawa 1949 r.
6. E. Piwowarsky — Hochwertiges Gusseisen — Berlin 1942 r.



Rys. 14

Inżynierowie i technicy,

bierzcie udział w konkursach NOT i WRZZ

na temat stosowania metod Szyszyimirowa i Zawiałowa

MGR INŻ. ADAM SCHÖNTHALER

Wykorzystanie ścieków miejskich i przemysłowych m. Częstochowy

U wideł rzeki Warty i Wiercicy, w ziemi częstochowskiej znajduje się gmina Garnek, zwana tak chyba tylko dlatego, że mieszkańcy jej nie mieli co do garnka włożyć. Gleba płaszczyny leżącej w dolinie rz. Warty jest bardzo nieurodzajna i uboga, a rozpatrywany teren zaczyna się koło miasteczka Mstowa, odległego od Częstochowy o około 12 km w kierunku wschodnim.

Szata roślinna tych terenów jest bardzo mało urozmaicona. Na niewielkich kawałkach ziemi ludzie usiłują coś wydusić z ubogich piaszków. Płodowian mało urozmaicony: ziemniaki, żyto, łubin żółty albo ziemniaki, żyto z wsiewką seradeli na paszę i przyoranie. Plony ubogie nie pokrywające wkładu kapitału i pracy. Wsie biedne, brzydkie, bo pozbawione oprawy zieloności sadów i ogródków kwiatowych. Droga polna częściowo twardsza, po większej części piaszczysta, gdzie koła wozów toną po osie w sykim piasku.

Miedzy uprawnymi półkami ciągną się obszary nieużytków i lasów. Wprawdzie trudno to nazwać lasem, ale taki był zamiar twórców, więc i my ten twór będziemy tak nazywać. Posadzono tu sosnę, żeby umiejscowić lotne piaszki. Las wygląda jak skarłały zagajnik bezwartościowej sosny „Banki”. W rzeczywistości jest to kilkudziesięcioletni las sosny pospolitej (*Pinus silvestris*). Pień główny cienki, powykręcany, z masą sęków i narośli. Igły krótkie, rzadko wyrosłe, toteż niewiele ich na drzewach. Susza, przepuszczalna gleba i podglebie, głęboko znajdująca się woda gruntowa, a przede wszystkim nieurodzajność gleby doprowadziły ów las do tak rozpaczliwego wyglądu.

Podszycia las ten nie posiada żadnego. Piasek pokrywa kobierzec suchych porostów chrobotka leśnego czy reniforowego. Wśród porostów, w lecie suchych zupełnie i kruszących się pod stopą na szklisty piasek, rosną trawy darniowe. Najwięcej jest tu szcztolichy siwej (*Corynephorus canescens*), następnie kostrzewy owczej (*Festuca ovina*), śmiółka pogiętego (*Aira flexuosa*).

Na nieużytkach, między lasami i polami uprawnymi pasie się bydlę. Niewiele ma ono tu pożywienia, toteż biega i szuka paszy w szerokim zasięgu. Widzimy tutaj psią trawkę, wydmuchrzyć piaskową, mietlicę rozłogową, kostrzewę owczą i śmiółka darniowego. Z ziół dziko rosnących jest żółto kwitnący jastrzębiec kosmaczek, kocanka piaskowa i żarnowiec.

Miedzy ziołami płożą się po ziemi, jak liszaje, sine, suche porosty tego samego co w lesie chrobotka. Gdzieniedzie widać jałowiec i krzaki jeżyny.

Nad samą rzeką ciągnie się pas łąk. Woda gruntowa znajduje się płytko pod powierzchnią ziemi, więc wilgoci trawom nie brak, ale gleba jest mało urodzajna i zbiory siana są bardzo niskie, od 2 do 5 q z hektara.

Gleba tych terenów jest mało urozmaicona. Różnice zachodzą jedynie w grubości powierzchniowej warstwy humusu. Warstwa ta w miejscach najżyźniejszych nie przekracza 15 cm. Gdzie indziej piaszki są jej zupełnie pozbawione. Piasek drobnoziarnisty i gruboziarnisty w podglebiu powtarza się wszędzie.

Spozatrzenia te są oparte na podstawie kilkunastu odkrywek robionych w różnych miejscach terenu. Grubość warstwy piasku dochodzi do paru metrów. Gdzieniedzie w podglebiu występują związki żelaza.

W odległości mniej więcej 15 km od tych obszarów położone jest miasto Częstochowa z rozwijającym się silnie przemysłem włókienniczym, papierniczym, browarem, rzeźnią, a przede wszystkim Hutą im. B. Bieruta. Obecnie miasto liczy 145000 mieszkańców, w planie zaś perspektywicznym przewidziana jest liczba 250000 mieszkańców. Od tego rzędu wielkości miasta wymagane jest, w pierwszej kolejności, aby miało technicznie rozwiązane i uregulowane stosunki wodne i sanitarne.

Kanalizacja miasta Częstochowy jest rozdzielcza, polega na tym, że ścieki powierzchniowe i deszczowe są zbierane w kanałach burzowych i odprowadzane wprost do rzeki Warty. Natomiast ścieki pochodzące z gospodarstw domowych i drobnego przemysłu są prowadzone osobnymi kanałami sanitarnymi i są wstępnie oczyszczane.

Oczyszczanie wstępne ścieków sanitarnych polega na przepuszczeniu przez osadniki piaskowe, w których osadzają się

cięższe części. Z piaszowników poprzez kraty, gdzie zatrzymują się części grubsze, ścieki przedostają się do komory zbiorczej, skąd już zostają przepompowane na oczyszczalnię.

Oczyszczalnia ścieków miejskich położona jest na północno-wschodnim krańcu miasta, przy ul. Srebrnej. Tworzą ją 3 osadniki typu Imhoffa długości 26,5 m, szerokości 25,8 m i głębokości 10,7 m. Doły osadowo-gnilne mają pojemność ogólną 1600 m³ i stanowią zapas na 100 dni dla 150000 mieszkańców. Osadniki są obliczone na przepływ 15730 m³ ścieków dziennie, a przepływ ścieków przez osadniki trwa 2 godziny.

Ścieki wpływają do studzienki wstępnej, skąd dostają się na jedną lub drugą stronę osadników, zależnie od regulacji zasuwami. W osadnikach osadzają się grubsze części i zawiesiny w postaci osadów, które opadają do komór fermentacyjnych, gdzie podlegają fermentacji metanowo-alkalicznej. Po przefermentowaniu osad zostaje wypuszczony na złoża szlamowe lub poletka filtracyjne celem osuszenia.

W tej postaci, stałej i płynnej, osad przefermentowany jest sprzedawany przez Miejskie Przedsiębiorstwo Wodociągów i Kanalizacji w cenie 30 zł za 1 m³ nawozu suchego i 6 zł za beczkę ok. 500 l nawozu płynnego.

W roku 1953 sprzedano nawozu

płynnego 1430 beczek na kwotę zł	8670
suchego 1037 m ³	„ „ 26905
	zł 35575

Należy zaznaczyć, że nawóz ten jest całkowicie rozsprzedawany na tutejszym rynku i jest pożądanym artykułem. Dla przykładu podam, że Miejskie Zakłady Ogrodnicze w roku 1952 zakupiły 100 m³ nawozu, w roku zaś 1953 200 m³ nawozu. Obecnie sygnalizują zwiększenie zapotrzebowania.

Mimo tych dochodów utrzymanie oczyszczalni jest obecnie zupełnie nierentowne, gdyż koszt utrzymania samej oczyszczalni w roku 1953 wynosił 132302 zł, natomiast całkowity koszt utrzymania oczyszczalni ścieków wraz z przepompowniami kanałowymi wynosi 576755 zł, w tym sam koszt energii elektrycznej użytej do podniesienia ścieków wyniósł 65954 zł, na co zużyto 262800 kW.

Mając na uwadze, że obecnie wszystkie ścieki przemysłowe są wprowadzane do rz. Warty bez żadnego oczyszczania oraz wysokość wydatków, w świetle przytoczonych wyżej liczb, wydawałoby się, że koszt nakładany przez państwo w wys. ok. 500 000 zł rocznie dla oczyszczania ścieków miejskich jest zupełnie zbyteczny, skoro i tak rzeka Warta jest już kanałem zbiorczym.

Nie będę przytaczał nudnych cyfr biochemicznego zapotrzebowania tlenu przez rz. Wartę, gdyż ten stan z biegiem rozwoju przemysłu stale gwałtownie się pogarsza. Wystarczy podać przykład, iż rzeka Warta obecnej zimy nie zamrziała na przestrzeni kilkudziesięciu kilometrów.

W konsekwencji powstaje pytanie: czy można na skutek rozwoju naszego postępu technicznego i rozbudowy miasta dopuścić, aby nasze rzeki, zamiast być ozdobą i źródłem zdrowia naszymi miast i wsi, stały się cuchnącymi kanałami.

Trzeba stanowczo odpowiedzieć — nie.

I tu przychodzi nam z pomocą Rozporządzenie Ministra Gospodarki Komunalnej z dnia 2 września 1950 r., które określa warunki, jakim powinny odpowiadać ścieki wpuszczane do zbiorników wód powierzchniowych i do ziemi (Dz. U.R.P. Nr 41, poz. 371 z dnia 19 września 1950 r.).

Ponadto, jak już wspomniałem, oczyszczone wstępnie ścieki miejskie w studniach Imhoffa odprowadzone są do rzeki Warty.

W przedstawiony wyżej sposób oczyszczone ścieki zawierają jeszcze około 80% wartości pełnych ścieków w postaci zawiesin organicznych koloidów, bakterii oraz znacznych części rozpuszczonych składników mineralnych. Ścieki te są koloru żółto-szarego, nieprzezroczyste i w takiej postaci są bezpośrednio odprowadzane do rz. Warty w ilości obecnie około 250 l/s.

Zupełnie celowe i ekonomiczne jest wprowadzenie zasy, aby wszystkie ścieki miejskie i przemysłowe były oczyszczone centralnie na jednej głównej oczyszczalni.

W warunkach częstochowskich wymagałoby to przede wszystkim budowy nowej przepompowni i nowych kolektorów o długości około 4 km, sprowadzających ścieki przemysłowe z Huty im. B. Bieruta i przyległych fabryk do miejskiej centralnej oczyszczalni. W roku 1960 przypuszczalnie ilość tych ścieków przemysłowych wyniesie około 1,0 m³/sek.

Zatem łączna ilość ścieków miejskich i przemysłowych w roku 1960 wyniesie około $0.500 + 1000 = 1.500$ l/sek.

Dla tak poważnej ilości ścieków należy już dzisiaj pomyśleć i zaprojektować rozbudowę oczyszczalni wraz z najekonomicznym dalszym oczyszczeniem ścieków.

Reasumując i rozważając warunki lokalne ziemi częstochowskiej na które składają się:

- 1) gleba piaszczysta i przepuszczalna,
 - 2) nieużytki, liche łąki, karłowate lasy przeciętnie odległe o 15 km od m. Częstochowy, o obszarze ok. 4000 ha,
 - 3) istniejąca oczyszczalnia ścieków miejskich,
 - 4) obecne podnoszenie ścieków na wysokość około 20 m i możliwość grawitacyjnego doprowadzenia ścieków do nawadnianych terenów,
 - 5) odpowiednia ilość ścieków posiadających wysoką wartość nawozową dla roślin uprawnych,
 - 6) możliwość doprowadzenia wody z rz. Warty i rz. Wiercicy celem rozcieńczenia ścieków miejskich,
- dochodzimy do wniosku na podstawie tych danych technicznych i terenowych, że możemy uzyskać korzyści i efekty gospodarcze w skali państwowej przez:

- 1) oczyszczenie rzeki Warty i przystosowanie jej do warunków bytowych ludności,
- 2) zmianę lichej łąki i nieużytków na wysokowydajną bazę paszową oraz drzewostan leśny, który znacznie zwiększy swój przyrost roczny,
- 3) poprawę stosunków wodno-melioracyjnych w Częstochowie i okolicy,
- 4) ułatwienie rolniczego uprzemysłowienia przez mechanizację wszystkich czynności,
- 5) dokonanie przeobrażenia przyrody i zmiany klimatu na znacznym obszarze.

Do oceny przedstawionych warunków naturalnych i sztucznych w czerwcu 1952 r. dyrekcja wod.-kan. zaprosiła jako rzeczoznawców inż. Konstantego Zółcińskiego i dr inż. Jana Wierzbickiego do wydania swej opinii i ekspertyzy, jak należy przystosować i rozbudować oczyszczalnię miejską dla prawidłowego jej działania w myśl ostatnich zdobyczy techniki.

Po przeanalizowaniu zagadnienia i rozpatrzeniu wszystkich metod oczyszczania ścieków pod względem technicznym i ekonomicznym, rzeczoznawcy złożyli na piśmie ekspertyzy i opinie stwierdzając, iż „podsumowując wyżej przytoczone uwagi, stwierdzić należy, że przemawiają one za oczyszczeniem wód ściekowych m. Częstochowy w połączeniu z rolniczym wykorzystaniem wód”.

W obecnej dobie, tezy IX Plenum KC PZPR już w punkcie 1 popierają naszą akcję; opiewa on: „podniesienie ogólnej produkcji rolnictwa, a więc wydajne zwiększenie zbiorów przez lepszą i bardziej racjonalną uprawę gleby oraz szersze zastosowanie współczesnych wymagań nauki rolniczej daje nam mocne podstawy i szerokie możliwości wprowadzania w czyn planowanych zamierzeń”.

Opis techniczny rolniczego wykorzystania ścieków

Wybór terenu dla nawodnień.

Grunty położone nad brzegiem rzeki Warty, poniżej m. Częstochowy, posiadają lekką, piaszczystą glebę mało urodzajną. Ukształtowanie terenu jest płaskie, przedstawiające obecnie łąki, nieużytki, liche pola uprawne i lasy. W granicach miasta, poniżej istniejącej oczyszczalni ścieków obszar ten wynosi ok. 300 ha, a dalej na wschód za Mstowem, wzdłuż rzeki Warty, w kierunku rzeki Wiercicy, może być objęty obszar ok. 4000 ha i więcej w średniej odległości 15 km od m. Częstochowy.

Wysokościowo położenie tych terenów znajduje się między warstwicą 225 m i 239 m, a zatem teren ten częściowo jest zalewany wielkimi wodami rz. Warty i rz. Wiercicy. Z tych względów należy przeprowadzić regulację rz. Warty i rz. Wiercicy z przystosowaniem do melioracji.

Wody ściekowe przeznaczone na oczyszczanie dla rolniczego użytkowania muszą być przyjmowane przez cały rok

bez żadnych przerw. Dla przyjęcia tych wód w okresie mrozów, wysokiej pokrywy śnieżnej, deszczów i słońca, pilnych prac polowych, zamiast budowy kosztownych osadników, projektuje się nawodnienie użytkowych drzew liściastych, między innymi i topól.

Znaczną część ścieków m. Częstochowy stanowią ścieki przemysłowe, przede wszystkim z zakładów przemysłu metalowego i włókienniczego, toteż pełne oczyszczenie przy zastosowaniu metody sztucznej, biologicznej, osadu czynnego na złożach zraszanych będzie niemożliwe bądź też utrudnione, względnie ścieki będą niedostatecznie oczyszczone.

Z uwagi na właściwości ścieków, oczyszczanie miejskich i przemysłowych ścieków m. Częstochowy w połączeniu z rolniczym ich wykorzystaniem jest szczególnie wskazane. Jak wykazały wieloletnie doświadczenia, domieszka unięskodliwionych ścieków miejskich nie odgrywa decydującej roli, jeżeli obciążenie roczne oraz stopień rozcieńczenia zostaną odpowiednio dostosowane do rodzaju gruntu i uprawianych roślin.

Projektowane tereny dla nawodnienia ściekami położone są na rzędnej wysokości od 225 m do 240 m. Poziom wód ściekowych w osadniku Imhoffa wynosi 250 m n.p.m., zatem straty spadku przy doprowadzeniu tych wód na odległość przeciętną 15 km, na tereny nawadniane wyniosą ok. 8 m, przyjmując spadek doprowadzalnika 0,5‰. A więc ścieki mogą być doprowadzone i rozprowadzone grawitacyjnie, przez co uzyska się znaczne oszczędności, ponieważ odpadają koszty podnoszenia tych ścieków.

W okresie lata wody ściekowe muszą być rozcieńczane i woda rzeczna z Warty lub Wiercicy doprowadzana do przewodu rozprowadzającego ścieki. W tym wypadku będzie znaczna oszczędność na średnicy przewodu obustronnego, który z miasta będzie prowadził ścieki, a od strony rz. Wiercicy wodę rzeczna.

W okolicy Częstochowy brak jest dostatecznej ilości łąk i pastwisk. Na łąkach przeznaczonych do nawodnienia projektuje się zastosować nawodnienie przelewowe, powierzchniowe, podobnie, jak to od 50 lat stosuje się z dobrymi wynikami w dolinie Neru koło Łodzi.

Nawadnianie uprawy użytkowych drzew liściastych prowadzone będzie przy zastosowaniu kwater zalewowych o powierzchni 0,5 — 2 ha, zależnie od ukształtowania terenu. Wysokość jednorazowej dawki będzie ok. 250 mm, przy ilości stosowania 4—6 dawek, co wynosi 1000—1500 mm. Zatem na 1 ha wyniesie 10 000 m³ do 15 000 m³ ścieków rocznie.

Teren projektowany dla użytkowania rolniczego wód ściekowych Częstochowy położony jest w znacznej odległości od miasta, bo ok. 15 km oraz żadne większe osiedle nie znajduje się w pobliżu i stąd sprzyjające okoliczności dla projektowanego dzieła. Użytkowanie rolnicze miejskich i przemysłowych wód ściekowych m. Częstochowy musi zyskać zadość następującym założeniom:

- 1) Cała objętość ścieków odpływających z miasta musi być zużytkowana.
- 2) Ścieki muszą być zużytkowane w ciągu całego roku, również w okresie mrozów i deszczu oraz pilnych robót polnych, nie wymagających nawodnienia.
- 3) Ścieki nie mogą odpływać do rzeki bez przefiltrowania przez glebę, tj. zrzuły ścieków muszą być wykluczone.
- 4) Ściekami surowymi, tj. nie oczyszczonymi wstępnie, mogą być nawadniane trawy, rośliny pastewne dwuliściowe oraz drzewa, więc rośliny nie stanowiąc bezpośrednio pokarmu człowieka.
- 5) Odległość terenów nawadnianych od osiedli miejskich, wzgl. pojedynczych domów, powinna wynosić co najmniej 100 m.

Warunki techniczne nawodnień

Nawodnienie ściekami nieużytków, kultur łąkowych oraz lasów można obciążyć ok. 60 m³/h/dobę ściekami o koncentracji BZT₅ odpowiadającej ściekom miejskim po osadnikach wstępnych. Dla ścieków przemysłowych można by przyjąć obciążenie dwukrotnie mniejsze, uwzględniając, że każdy zakład będzie musiał u siebie na miejscu doprowadzić ścieki do takiego stanu, by można było je wpuszczać do sieci miejskiej.

Jak przytoczono wyżej, ilość ścieków miejskich w r. 1960 wyniesie ok. 500 l/sek, 43 000 m³/dobę, ścieków przemysłowych 1 000 l/sek., 86 000 m³/dobę. Potrzebny obszar nawad-

niania będzie wynosił dla ścieków miejskich $\frac{43000}{60} = 720$ ha,
dla ścieków przemysłowych $\frac{36000}{30} = 2\,900$ ha, co razem

wynosi ok. 3600 ha. Zatem projektowany teren 4000 ha znajdujący się nad rzeką Wartą poniżej Częstochowy pokrywa się z obszarem obliczeniowym, na którym zostaną oczyszczone biologicznie ścieki miejskie i przemysłowe, oczywiście po wstępnym podczyszczeniu tych ścieków.

Proponowana inwestycja

I etap.

1. W pierwszym rzędzie należałoby zająć się ściekami z dużych zakładów spuszcających najszkodliwsze ścieki do rzeki bezpośrednio i wykonać lokalne albo grupowe oczyszczalnie wstępne mechaniczno-chemiczne.

2. Odpływy z powyższych oczyszczalni ścieków neutralizowane i sklarowane ująć w przewody i wyprowadzić poza miasto.

3. Wykonać regulację rzeki Warty w granicach miasta.

4. Wykonać budowlę nawadniającą i odwadniającą na najbliższych nieużytkach miasta (ok. 300 ha) dla ścieków miejskich i przemysłowych. Reszta ścieków przemysłowych musi być na razie wpuszczona do rzeki Warty z uwzględnieniem pktu 1 i 2.

5. Na nieużytkach tych należy zaprowadzić poletka doświadczalne, ogrodowizny oraz kultury łąkowo-polne zawiadniane miejskimi ściekami, co dałoby cenny materiał szkoleniowo-doświadczalny dla wykorzystania rolniczego dalszych 4000 ha nieużytków.

II etap.

1. Dalsza rozbudowa lokalnych, względnie grupowych podczyszczalni przemysłowych.

2. Rozbudowa sieci kanalizacji sanitarnej i przemysłowej w mieście.

3. Regulacja rzeki Warty na odcinku dolnym do m. Mstowa.

III etap.

1. Wykonanie doprowadzalnika ścieków miejskich długości ok. 16 km w rejonie wsi Chmielarze, Karczewice, Garnek.

2. Regulacja rzeki Warty i Wiercicy na tym odcinku.

3. Budowa urządzeń nawadniających i odwadniających na dolnym obszarze ok. 4000 ha.

Warunki ekonomiczne

Na koszt urządzeń dla użytkowania rolniczego ścieków m. Częstochowy, dla całości inwestycji, złożą się następujące pozycje:

1. Koszt budowy głównego doprowadzalnika krytego Częstochowa — Krasice — 15 km
1200 zł/mb . 15000 = 18 000 000
2. Krasice — Przyrów otwarty doprowadzalnik ze stopniowym zmniejszeniem przekroju na długości 10 km
400 zł/mb . 10 000 = 4 000 000
3. Koszt budowy doprowadzalników I i II rzędu oraz koszt budowy urządzeń nawadniających i osuszających, przyjmując nawodnienie łąk i lasów ok. 4000 ha, licząc
30000 zł/ha . 4000 = 12 000 000
4. Stacja pomp dla rozcieńczenia ścieków w okresie letnim
250 000

Ogółem 34 250 000 zł.

Jeżeli porównać z wyżej wymienionymi kosztami koszty budowy oczyszczalni biologicznej, wówczas, ze względu na duży odsetek skoncentrowanych ścieków przemysłowych należy przyjąć dla równowagi ścieki od 750 000 mieszkańców. Koszt oczyszczenia tych ścieków wyniesie ok. 80 zł/mieszkańca, czyli w sumie 80 . 750 000 = 60 000 000 zł.

Wartość dochodu gospodarczego, uzyskanego dzięki projektowanemu użytkowaniu rolniczemu ścieków m. Częstochowy, przedstawia się następująco: zbiór produktów rolnych z powierzchni nawadnianej = 4000 ha stanowi przeciętnie równoważnik 50 q siana/ha licząc bardzo ogólnie.

Dochód netto 20 q/ha po 110 zł za 1 q, 4000 . 110 . 20 = 8.800 000 zł (cena z dnia 28.XII. Samopomoc Chłopska, standard I 110 zł/q).

Zatem porównując poniesione nakłady i dochody otrzymamy zwrot kapitału po ok. 4 latach. W przedstawionych obliczeniach nie wzięto pod uwagę kosztów regulacji rzeki Warty i Wiercicy, która to budowa musi być przeprowadzona i liczona oddzielnie z uwagi na koszty ponoszone przy powodziach.

Jak już wymieniono, w regionie częstochowskim brak jest dostatecznej ilości pastwisk i ze względów gospodarczych podniesienie produkcji paszy w tym okręgu ma doniosłe znaczenie.

Ogólne wnioski

W efekcie gospodarki państwowej osiągnięto by następujące korzyści:

1. Zamiana dzisiejszych nieużytków i słabo wydajnych obszarów na żyzne łąki, pola i lasy o powierzchni ok. 4000 ha.
2. Oczyszczenie rzeki Warty i przystosowanie jej do warunków bytowych ludności.
3. Uzdrawienie warunków sanitarно-klimatycznych znacznego obszaru.
4. Zupełne oczyszczenie ścieków miejskich i przemysłowych.

MGR INŻ. JERZY KŁOSSOWSKI

Wykorzystanie ukrytych rezerw dla polepszenia zaopatrzenia ludności w wodę

Analiza działalności gospodarczej w roku 1954 na odcinku przedsiębiorstw i zakładów wodociągowych wskazuje na kilka zjawisk, z których można i należy wyciągnąć wnioski do dalszej pracy i podstawowych kierunków tej pracy.

Przekroczenie Narodowego Planu Gospodarczego w wielkości sprzedaży wody o 6,7% świadczy o zrozumieniu zadań, jakie III Plenum KC PZPR nałożyło na wodociągowców w walce o wzrost stopy życiowej ludzi pracy. Opierając się na dotychczasowych osiągnięciach należy wytyczyć drogi dalszego postępowania.

Teoretyczne zdolności produkcyjne urządzeń wodociągowych, obliczone na podstawie przepustowości najsłabszego z trzech podstawowych elementów, jakimi są: ujęcia wody, urządzenia pompowe, urządzenia oczyszczające wodę, zostały przekroczone o 3,5%. Przekroczenie takie było możliwe dzięki zrealizowaniu prawie w 100% zaplanowanych kapital-

nych remontów i inwestycji, a następnie na skutek większych na ogół wydajności urządzeń pompowych od zdolności urządzeń oczyszczających wodę. Te istniejące rezerwy, niezbędne ze względu na charakter wodociągów i ciągłość pracy, zostały włączone do pracy w ilości około 30—50%, przy jednoczesnym znacznym zwiększeniu czułości załogi i otoczeniu specjalną troską nadmiernie obciążonych urządzeń oczyszczających wodę, celem utrzymania wymagań stawianych wodzie do picia.

Dłuższe wykorzystywanie jednak wspomnianej rezerwy, a tym bardziej jeszcze dalsze jej zmniejszanie, nie jest najsłuszniejszą drogą osiągnięcia lepszego zaspokojenia potrzeb.

Należy się zastanowić, czy w ogólnym układzie gospodarki wodą nie znajdują się jeszcze inne rezerwy możliwe do wykorzystania. Ilości wody zużywane na potrzeby własne

przez zakłady wodociągowe wynoszą tylko 2,3% i raczej należałoby założyć ich pewne powiększenie dla uzyskania lepszej jakości wody w niektórych zakładach wodociągowych (budżetowe), gdyż stan na tym odcinku nie jest w pełni zadowalający.

Straty wody w sieci ulicznej, aczkolwiek dość znaczne — 11,4%, wobec w większości wypadków starej sieci wodociągowej, będą bardzo trudne do zmniejszenia. Wysiłki podjęte na tym odcinku przez kadry eksploatacyjne dały i będą dawać rezultaty, jednak wyniki będą uzyskiwane wolno i stopniowo. Bezspornie jednak tkwią tu jeszcze pewne rezerwy i należy wzmocnić wszystkie wysiłki dla ich uzyskania.

Znaczny procent 44,7 ilości wody wodociągowej pobieranej przez przemysł nakazuje przeanalizowanie tej pozycji pod względem racjonalnego ich użycia i możliwości przekazania zaoszczędzonych ilości wody dla potrzeb ludności. Jeśli mimo rozwoju przemysłu, na przestrzeni 54 r. uzyskano zmianę wskaźników ze znacznie większego przyrostu oddania wody, na tak zwane cele produkcyjne z lat ubiegłych na korzyść wzrostu sprzedaży wody dla ludności, w wysokości 9,1%, świadczy to o dość znacznych rezerwach tkwiących w tej pozycji. Jednym z zadań powołanej w 1954 r. Państwowej Inspekcji Ochrony Wód jest kontrola racjonalnej gospodarki wodą w zakładach przemysłowych. Drogami do wykorzystania tych rezerw są:

1. Uruchomienie własnych nieczynnych lub nie wykorzystanych w pełni ujęć wodnych przez zakłady przemysłowe,
2. zorganizowanie racjonalnej gospodarki wodą (normy zużycia wody dla produkcji przemysłowej, zamknięte obiegi wody itp.),
3. opieka nad instalacją wewnętrzną oraz likwidowanie wszystkich nieszczelności i przecieków.

MGR INŻ. EUGENIUSZ GÓRECKI

Biuro Projektów Urządzeń Wodnych
Budownictwa Przemysłowego
Warszawa.

W sprawie gospodarki wodą i ściekami przemysłowymi na terenie Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego

(Artykuł dyskusyjny)*

Zagadnienia techniczno-ekonomiczne w gospodarowaniu przemysłu wodą na terenie GOP, szeroko dyskutowane ostatnio przez ogół inżynierów i techników woj. stalinogrodzkiego, można z grubsza podzielić na dwa rodzaje zagadnień:

- a) zakres korzystania z wody wodociągowej lub z własnych ujęć wody,
- b) stopień oczyszczania ścieków przemysłowych odprowadzanych do wód powierzchniowych.

Wymienione zagadnienia mają ścisły związek ze sobą wobec ogólnego deficytu wodnego na terenie GOP i trudności w zaopatrzeniu należytym ludności w wodę dla celów pitnych i gospodarczych.

Im większy jest stopień zanieczyszczenia wód przez przemysł wskutek odprowadzania nieoczyszczonych ścieków przemysłowych, tym więcej zmniejszają się możliwości wykorzystania tych wód, jako własnych ujęć wody powierzchniowej dla celów przemysłowych. Przemysł położony niżej wypływu ścieków zakładu przemysłowego, nie chcąc ponosić zwiększonych kosztów uzdatniania znacznie zanieczyszczonej wody, chętnie ucieka się do pobierania wody z wodociągu pitnego, chociaż tak wysokiej jakości woda nie jest mu potrzebna do produkcji. W ten sposób szereg przemysłów, jedne przez unikanie oczyszczania ścieków przemysłowych, drugie przez unikanie uzdatniania wody dla celów przemysłowych, obniżają swoje koszty własne, ale za to przyczyniają się do wzrostu deficytu wodnego w GOP i braku wody dla ludności na tym terenie.

Jednocześnie ze względu na niską cenę wody wodociągowej (0,16 zł/m³) w stosunku do dużo wyższej ceny wody z własnych ujęć (ok. 0,30 zł/m³ i więcej), wiele zakładów przemysłowych przechodzi na pobieranie wody z wodociągów wo-

Dla przyspieszenia uzyskania tych ilości wody dla potrzeb ludności, kadry zakładów wodociągowych, w szczególności inżynierjno-techniczne, powinny w pełni służyć swą pomocą i rozeznaniem terenowym organom Państwowej Inspekcji Ochrony Wód.

Nie pozostawiając tych spraw jedynie PIOW, kierownictwa zakładów wodociągowych poprzez rady narodowe powinny podejmować analizę racjonalnego i słusznego rozdziału wody dla potrzeb ludności i przemysłu.

Na nasuwające się pytanie, czy w ilościach wody sprzedawanej ludności nie tkwią również pewne rezerwy — istnieje tylko jedna odpowiedź: tak i to rezerwy dość znaczne. Występują one:

1. w nieszczelnościach domowych instalacji wodociągowych,
2. w marnotrawstwie wody wskutek stosowania systemu opłat ryczałtowych,
3. w marnotrawstwie wody przez mieszkańców.

Akcja, która musi być podjęta na tym odcinku, wyda rezultaty tylko wówczas, gdy poważnie podejść do niej zarówno zakłady wodociągowe, jak i mieszkańcy.

Decydujący wpływ będzie miała tu akcja uświadamiająca ze strony rad narodowych i czynników społecznych. Zakłady wodociągowe powinny w pełni włączyć się zarówno do akcji uświadamiającej, jak i kontroli technicznej instalacji i nadmiernego zużycia wody.

W oparciu o powyższe jasno powinny zarysować się przed przedsiębiorstwami i zakładami wodociągowymi kierunki, jakimi poza inwestycją należy dążyć do jeszcze pełniejszego wykonania zadań postawionych przez III Plenum i uzyskania dalszej poprawy w zaopatrzeniu ludności naszych miast i osiedli w wodę pitną przez komunalne zakłady wodociągowe.

Dewizą naszej pracy winno być: poprawa zaopatrzenia ludności w dobrą wodę nie może postępować kosztem nadmiernej eksploatacji urządzeń wodociągowych.

jewódzkich lub miejskich, gdyż jest tańsza i lepsza, ponadto odpada przemysłowi kłopot utrzymania i konserwacji własnych urządzeń wodociągowych łącznie ze zwolnieniem etatów dla tych celów.

W ten sposób dla własnych, wygodnych celów przemysł — lekceważąc w sposób niedopuszczalny w ustroju socjalistycznym zagadnienia gospodarki wodą — utrudnia władzom terenowym GOP wypełnienie wytycznych Partii i Rządu w zakresie umożliwienia ludności stałego podwyższenia materialnego i kulturalnego poziomu bytu, gdyż władze te nie są w stanie — z powodu marnotrawstwa uprawianego przez przemysł — dostarczyć odpowiednich ilości wody wodociągowej dla celów bytowo-gospodarczych mieszkańców.

Zmniejszenie obecnego deficytu wodnego na terenie GOP może nastąpić nie tylko przez rozbudowę ujęć wody wodociągowej, które zresztą nie są w stanie zastąpić strat, powodowanych przez przemysł, ale przede wszystkim przez:

- a) ochronę wód wglebnych, których zasoby niejednokrotnie bezmyślnie są marnowane przez roboty górnicze i wiertnicze na terenie GOP *)
- b) ograniczanie zaspokajania potrzeb przemysłu wodami różnej jakości, wystarczającej dla produkcji, a w pierwszym rzędzie wodą z własnych ujęć przemysłowych, i zmniejszenie korzystania z wody wodociągowej. Konieczne jest poddanie przez odpowiednie władze rewizji ilości wody wodociągowej, zabieranej przez przemysł **)
- c) odpowiednie oczyszczanie ścieków produkcyjnych przed ich spuszczeniem do odbiornika przez zakłady przemysłowe

*) Prof. E. Zaczyński i mgr inż. E. Winter: „Perspektywiczne potrzeby wodne GOP”, referat wygłoszony na konferencji SNITSOG w dn. 20.IV.1955 r.

**) Mgr inż. Z. Mikucki „Kilka uwag dotyczących zagadnienia zaopatrzenia w wodę i oczyszczania ścieków” (Gaz, Woda i Techn. Sanit. Nr 5, 1955).

*) W związku z konferencją SNITSOG w Stalinogrodzie, odbyłą w dniu 20 i 21 IV.1955 r. na temat „Oszczędna gospodarka wodą w GOP”.

we co najmniej do takiego stopnia, żeby inne niżej położone zakłady mogły wodę z odbiornika oczyścić do stopnia jakości wystarczającej do użycia dla celów przemysłowych.

Konieczne jest poddanie stanu oczyszczalni ścieków przemysłowych na terenie GOP i sposobu ich eksploatacji ścisłej kontroli, w razie zaś potrzeby należy nakładać na poszczególne zakłady przemysłowe kary pieniężne, niezależnie od pociągnięcia winnych do odpowiedzialności za niewykonanie zarządzeń władz państwowych w sprawie oczyszczania ścieków *).

Ministerstwo Gospodarki Komunalnej, którego kompetencji podlega zaopatrzenie ludności w wodę i ochrona wód przed zanieczyszczeniem, ma duże trudności z wyegzekwowaniem zarządzeń od przemysłu, który myślał tylko o wypełnieniu swych zadań produkcyjnych (plan surowki, węgla, koksu, gazu itp.) — nie wykazuje jednocześnie właściwego zrozumienia problemów racjonalnej gospodarki wodnej na zakładzie, często nawet lekceważąc te zagrożenia, mające w konsekwencji tak poważny wpływ na dostateczne zaopatrzenie ludności w wodę.

Związek Radziecki, który w okresie olbrzymiego rozrostu przemysłu miał z nim również kłopoty, wprowadził rygory finansowe w postaci opłat za spuszczenie nieoczyszczonych lub niedoczyszczonych ścieków do odbiorników naturalnych, które pobierano od wszystkich bez wyjątku zakładów przemysłowych i innych przedsiębiorstw, nie przyłączonych do miejskiej kanalizacji, niezależnie od tego gdzie się znajdują **).

Wprowadzono 3 grupy opłat, zależnie od stopnia oczyszczania ścieków i rodzaju wód powierzchniowych, do których ścieki są spuszczone.

I grupa: całkowicie nieoczyszczone wody ściekowe; opłata wynosi 10 kop. od 1 m³.

II grupa: niedostatecznie oczyszczone ścieki (w tej liczbie i ścieki, które przechodzą przez urządzenia oczyszczające nie odpowiadające obliczeniowo sanitarno-technicznym wymaganiom, lub nieprawidłowo eksploatowane); opłata ze zniżką 20% wynosi 8 kop. od 1 m³.

III grupa: niedostatecznie oczyszczone ścieki II grupy, spuszczone do odbiorników nie objętych strefami sanitarnej ochrony źródeł wodociągowych i nie służących na potrzeby miejscowego niezorganizowanego zaopatrzenia w wodę dla celów pitnych i gospodarczych, dla sportów wodnych, kąpeli i plaż; opłata z dodatkową zniżką 20% wynosi 6,4 kop. od 1 m³.

*) Inż. K. Bajer „O właściwą eksploatację i kontrolę oczyszczalni ścieków” (Gaz, Woda i Techn. Sanit. Nr 5 1955 r.)

**) Uchwała CIK i SNK SSSR z 7.VIII. 1937 r. i uchwała SNK RSFSR z 27.X.1937 r. instrukcja Narkomchoza RSFSR Nr 7, Narkomzdrava RSFSR nr 69/37 i Narkomfina RSFSR Nr 27 z 27.XI.1937 z uwzględnieniem dalszych zmian z 27.IX.1938 (Sprawocznik po żyłczo-kommunalnomu choziajstwu, tom III, str. 122, 1954 r.).

MGR INŻ. JERZY GAŃCZARZYK

Politechnika Śląska,
Zakład Badań Wodociągowych
i Kanalizacyjnych.

Ścieki z fabryk celulozy siarczynowej

IV. Oczyszczanie ścieków

1. Wstęp

Dla zmniejszenia, w wymaganym przez ustawodawstwo stopniu (1), opisanego poprzednio wpływu ścieków z fabryk celulozy siarczynowej na odbiorniki (2) nie wystarczają na ogół zastosowane, nawet w bardzo daleko idącym zakresie, metody gospodarki wodno-ściekowej, zmierzające do zmniejszenia ilości ścieków z tych fabryk i ich utylizacji (3). Należy prawie zawsze stosować w tym celu odpowiednie uniemożliwienie i oczyszczanie ścieków, przy czym szczególnie trudności związane są ze zmniejszaniem ilości rozpuszczonych substancji organicznych zawartych w ściekach, głównie odpowiedzialnych za opisane już poprzednio zaburzenia w ich odbiornikach. Substancje te pochodzą głównie z popłuczyn ługów posiarzynowych; problem więc oczyszczania takich roztworów jest decydujący dla oczyszczalni ścieków z fabryk celulozy siarczynowej.

W szeregu krajów nawet bardzo poważne instytucje naukowe i techniczne, ze względu na wzmiankowane trudności

IV grupa: wody chłodnicze, kondensacyjne, dołowe z kopalni, drenażowe itd. także oczyszczane w sposób należyty na własnych urządzeniach oczyszczających ścieki zakładowe; opłaty nie pobiera się.

Dla zwolnienia wód od opłat lub otrzymania zniżek zakłady muszą uzyskać i przedstawić organom Min. Gospodarki Komunalnej odpowiednie zaświadczenia miejscowych władz Państwowej Inspekcji Sanitarnej, z załączoną analizą chemiczno-bakteriologiczną spuszcanych ścieków.

Wymiar i pobieranie opłat od przemysłu za odprowadzanie ścieków przeprowadzają miejscowe władze gospodarki komunalnej, które otrzymują od zakładów przemysłowych na 3 miesiące przed początkiem roku oświadczenia o ilości spuszcanych wód do odbiorników oraz zaświadczenia inspekcji sanitarnej o stopniu zanieczyszczenia ścieków i grupie wymiaru opłat.

Podobnie i w Czechosłowacji ostatnio uznano za konieczne wprowadzenie dla przemysłu tzw. dokumentów czystości wód ściekowych, wypuszczanych przez zakłady przemysłowe do zbiorników naturalnych, gdyż straty związane z niemożnością użytkowania wskutek ich zanieczyszczeń wynoszą ca. 280 — 300 mil. koron rocznie. *)

Dopóki nie zostanie wdrożone w przemyśle zrozumienie znaczenia racjonalnej gospodarki wodą, czy to drogą dopilnowania wydanych w tych sprawach zarządzeń Min. Gosp. Komunalnej i innych resortów, czy też drogą wprowadzenia nowych rygorów finansowych w formie podwyższenia opłat za korzystanie z wody wodociągowej dla przemysłu oraz wprowadzenia dodatkowych opłat za odprowadzanie nieoczyszczonych ścieków przemysłowych, niezależnie od odpowiedzialności kierownictwa zakładów przemysłowych, dopóty nie można będzie oczekiwać uporządkowania i polepszenia stanu zaopatrzenia ludności GOP w wodę do picia i użytku gospodarczego w najbliższym okresie czasu.

Rozwiązanie tego zagadnienia leży w kompetencji Min. Gospodarki Komunalnej przy współpracy resortów przemysłowych, które dotąd nie doceniały kompleksowego rozwiązania zagadnień przemysłowych i bytowo-gospodarczych ludności w zakresie gospodarki wodą na terenie GOP. Szczególnie Ministerstwo Hutnictwa, Energetyki, Górnictwa, Przemysłu Chemicznego i inne resorty przemysłowe winny zabrać się energicznie za kompleksowe rozwiązanie gospodarki wodą i ściekami w podlegających im zakładach przemysłowych przyspieszając w ten sposób rozwiązanie sprawy deficytu na terenie GOP.

Należy wyrazić nadzieję, że zainteresowane resorty przystąpią do rozwiązywania tych zagadnień i wkrótce wypowiedzą się na łamach naszego pisma nie tylko o wynikach kontroli gospodarki wodą i ściekami w podległych im zakładach lecz i o wydanych w tej sprawie zarządzeniach.

*) Inż. V. Machacek „Gospodarczo-polityczne znaczenie oczyszczania naszych rzek” (Woda“ Nr 34/2, 1954).

przy oczyszczaniu tych ścieków, nie podejmują indywidualnie prac w tym zakresie, lecz organizują się w odpowiednie zespoły koordynujące, a niekiedy także finansujące takie prace, zaplanowane czasem na okres wieloletni. Tak więc w Związku Radzieckim Instytut „Wodgeo” patronuje szeregowi prac badawczych prowadzonych, między innymi, również pod kierunkiem dr. nauk technicznych R. Pawlinowej, w Niemczech istniał do końca ostatniej wojny „Studiengesellschaft für Sulfitablaugen” przy „Reichamt für Wirtschaftsaufbau”, z którym współpracował wybitny specjalista w tej dziedzinie prof. K. Schwabe, w Stanach Zjednoczonych powołano zaś w 1939 r. towarzystwo dla prowadzenia, między innymi, również takich badań pod nazwą „Sulphite Pulp Manufacturers Research League, Inc.”, finansowane przez 13 fabryk celulozy siarczynowej w stanach Wisconsin i Michigan.

Obecnie, u nas w kraju, Zakład Badań Wodociągowych i Kanalizacyjnych kierowany przez prof. inż. E. Zaczynskiego prowadzi, pod kierunkiem naukowym prof. dr. A. Jostą, wszechstronne badania w tym kierunku.

2. Metody oczyszczania ścieków z fabryk celulozy siarczynowej

Metody zmierzające do unieszkodliwiania substancji organicznych, rozpuszczonych w ściekach z fabryk celulozy siarczynowej, podzielić możemy ogólnie na metody fizyko-chemiczne i biologiczne. Fizyko-chemiczne metody możemy z kolei podzielić na oparte na zjawiskach wytrącania, sorpcji i koagulacji, wymiany jonów, destruktywnym działaniu niektórych chemicznych czynników: chloru, dwutlenku chloru, ozonu i innych utleniaczy oraz na destruktywną termiczną hydrolizę. Metody biologiczne natomiast można podzielić, w zależności od środowiska tlenowego na aerobowe i anaerobowe.

Wybór metod używanych do oczyszczania ścieków z fabryk celulozy siarczynowej zależy zwykle od charakterystyki tych ścieków; ścieki o znacznej zawartości substancji organicznych na ogół wygodnie jest „podczyścić” metodami chemicznymi, w wypadku koniecznego dalszego oczyszczania kieruje się je dalej do oczyszczalni biologicznej. Niekiedy, przy sprzyjającym doborze ilości ścieków i ich składu można stosować wyłącznie oczyszczanie biologiczne.

3. Metody fizyko-chemiczne

a) Wytrącanie, sorpcja i koagulacja.

Przez wytrącanie, sorpcję i koagulację można usunąć ze ścieków siarczynowych pewne ilości wyżej drobinowej frakcji kwasów lignosulfonowych; nie usuwa się jednak w ten sposób cukrów, tak że BZT₅ w ten sposób oczyszczonych ścieków nieznacznie się tylko obniża. Przez usunięcie jednak części kwasów lignosulfonowych można uczynić te ścieki bardziej nadającymi się do dalszego biologicznego oczyszczania.

W praktyce z metod tych przyjęła się tylko metoda Howarda (4, 5, 6, 7) wytrącania kwasów lignosulfonowych z nierozcieńczonych ługów posiarczynowych, które właściwie nie powinny trafiać do ścieków w postaci mało rozpuszczalnych soli zasadowych wapnia. W takich warunkach na wytrącającym się osadzie ulega zaadsorbowaniu spora ilość cukrów zawartych w ługu, tak, że BZT₅ ługu obniża się przy tym o 50%. W miarę rozcieńczania ścieków efektywność tej metody obniża się.

Wytrącanie metodą Howarda przeprowadza się mlekiem wapiennym w trzech stadiach:

- 1) do pH = 10,5, by spowodować wytrącenie siarczynu wapnia, który na powrót używa się do otrzymywania siarczynowego kwasu warzelnego;
- 2) do pH = 12,0, dla wytrącenia ligniny w formie zasadowych soli wapienowych kwasów lignosulfonowych (34 — 50% suchej substancji ługów przechodzi przy tym do osadu);
- 3) dalsze dawkowanie mleka wapiennego prowadzi do powstawania osadu składającego się z wytrąconych substancji organicznych i nadmiaru CaO; stosuje się go do dawkowania w pierwszym stadium wytrącania.

W ostatnich latach S. Sapotnickij (8) opracował wielostopniową przeciwproudową modyfikację metody Howarda pozwalającą wg danych autora unieszkodliwiać wywar pospi-rytusowy do stopnia czystości nie zmieniających bilansu tlenowego odbiorników drugiej kategorii.

W swoim czasie budził nadzieję pomysł Freudenberga (9) wytrącania kwasów lignosulfonowych, nawet z rozcieńczonych ścieków benzakrydynową frakcją smoły węglowej, połączony z regeneracją odczynnika. Zdobyć jednak już odpowiedniego zapasu tego materiału natrafia na wyjątkowe trudności (materiał nie handlowy). Równocześnie potrzebny do regeneracji kosztowny ług sodowy znacznie obniża rentowność tej operacji.

Metody sorpcyjne nie nadają się w zasadzie do oczyszczania ścieków zawierających ługi posiarczynowe dzięki szczególnej hydrofilności ich składników, które trudno ulegają zaadsorbowaniu, a zaadsorbowane łatwo się desorbują. W sprzeczności z tym ogólnie przyjętym poglądem są ostatnie wiadomości o badaniach prowadzonych w Czechosłowacji nad trwałą sorpcją kwasów lignosulfonowych na pyłe z generatorów Winklera (10). Ta metoda oczyszczania ma według tych danych znaczenie praktyczne, o ile nie stoją jej na przeszkodzie odległości między fabrykami celulozy siarczynowej a fabrykami posiadającymi generatory typu Winklera.

Odnosnie metod koagulacji poglądy kształtują się analogicznie; można jednak usunąć za pomocą koagulacji solami glinu żelaza trójwartościowego i dwuwartościowego, w odpowiednich warunkach, znaczne ilości kwasów lignosulfono-

wych z roztworów. Operacje te na ogół zużywają bardzo duże ilości koagulantów i nie wytrzymują ekonomicznej krytyki.

Natomiast zdaje się rokować pewne nadzieje opracowany przez autora, przy okazji badań nad koagulacją, sposób usuwania kwasów lignosulfonowych nawet z dość znacznie rozcieńczonych roztworów, drogą przeprowadzania ich w kompleksowe połączenia z żelazem, które nieznacznie koaguluje pod wpływem mleka wapiennego (11).

b) Wymiana jonów

W wypadku opracowania produkcji łatwo dostępnych anionitów zdolnych do pobierania z roztworów również kwasów lignosulfonowych, posiadających dość znaczny ciężar drobinowy, sposób usuwania ze ścieków fabryk celulozy siarczynowej kwasów lignosulfonowych przez przepuszczenie ich przez kolumny anionitowe miałyby realne podstawy (12); można by w ten sposób bowiem bardzo tanio podgęszczać znacznie rozcieńczone roztwory do stężeń wymaganych dla ich utylizacji. Należy to jednak dopiero do przyszłości.

c) Destrukcyjne działanie chlorem, dwutlenkiem chloru, ozonem itd.

Szerzej znane jest dotychczas tylko działanie chloru na dość stężone roztwory kwasów lignosulfonowych, prowadzące do otrzymywania kwasów chloro-ligno-sulfonowych (13) (14) (15). Brak natomiast zupełnie danych o zachowaniu się tych substancji przy dalej idącym działaniu chloru oraz w roztworach bardziej rozcieńczonych. Również brak danych odnośnie wpływu ClO₂ i ozonu na te substancje. Dla wyjaśnienia możliwości zastosowania takich operacji do oczyszczania ścieków z fabryk celulozy siarczynowej przeprowadzane są obecnie przez autora w Zakładzie Badań Wod. i Kanaliz. Politechniki Śląskiej odnośne badania.

d) Termiczna hydroliza

Podczas przetrzymywania ługów posiarczynowych i ich roztworów przy temperaturze 200—250°C przez czas 1—2 godz., zawarte w nich cukry hydrolizują do dwutlenku węgla, a substancje ligninowe wytrącają się w formie nadającej się do odfiltrowania (16, 17). Przez takie postępowanie można obniżyć BZT₅ ścieków o 90%.

4. Metody biologiczne

Unieszkodliwianie biologiczne ścieków zawierających ługi posiarczynowe jest odpowiednią adaptacją i intensyfikacją procesów samooczyszczania takich ścieków w odbiornikach (2).

Do oczyszczalni biologicznej kieruje się ścieki możliwie bardzo rozcieńczone: ostatnie popłuczyny ługowe przy odmywaniu celulozy od ługów powarzelnych, wody z pierwszych filtrów odwadniających na sortowni, odcieki po oczyszczeniu ługów metodą Howarda lub inną metodą wytrącania itd.

Wszystkie te rodzaje ścieków pobawione są dostatecznej ilości pożywek mineralnych dla umożliwienia w nich właściwego rozwoju życia biologicznego. Dlatego też należy do nich dodawać, odpowiednio w zależności od tego jak daleko idzie odbudowa biologiczna substancji organicznych zawartych w ściekach, po 1 mg N na 20 mg BZT i po 1 mg P na 70—100 mg BZT.

Organizmy biorące udział w tym oczyszczaniu nie są zazwyczaj wyodrębnionymi szczepami, wyspecjalizowanymi w kierunku pożądaných zmian w ściekach, lecz pochodzą ze ścieków miejskich używanych do zaszczepienia ścieków przemysłowych. Przez aklimatyzację, selekcję i mutację takiego zespołu organizmów, zachodzące w czasie „wpracowania się” danego urządzenia, otrzymuje się biocenozę zdolną do spowodowania efektów oczyszczania w bardzo wysokim stopniu.

Przed oczyszczaniem biologicznym ścieki muszą być wstępnie odczyszczane. Podczyszczanie takie polega na:

- 1) neutralizacji do zakresu PH właściwego dla rozwoju hodowanych organizmów,
- 2) usunięciu zawiesiny (szczególnie ważne przy złożach zraszanych),
- 3) usunięciu substancji wpływających toksycznie lub hamująco na rozwój hodowanych organizmów.

Biologiczne metody oczyszczania takich ścieków, jak już podałem, możemy podzielić ogólnie na: oczyszczanie w warunkach aerobowych i anaerobowych. Oczyszczanie w warunkach aerobowych możemy prowadzić:

- 1) osadem czynnym,
- 2) na złożach zraszanych,
- 3) na złożach napowietrzanych,
- 4) w fazie pianowej itd.

a) Oczyszczanie osadem czynnym

Ścieki zawierające ługi posiarzynowe można oczyszczać metodą osadu czynnego w mieszaninie ze ściekami miejskimi (18) lub przy dodawaniu odpowiednich pożywek mineralnych. Przy tym procesie wymagane są odpowiednio duże rozcieńczenia, wyrażające się nie większym dodatkiem ługów posiarzynowych do ścieków miejskich jak 20%. Optymalnie obniża się stężenie ługów do 1400 mg BZT₅/l i dodaje pożywek mineralnych wynikających ze stosunku:

$$\text{BZT} : \text{N} : \text{P} = 45 : 3 : 1.$$

Takie oczyszczanie roztworów ługów komplikuje się trudnym opadaniem osadu czynnego i pienieniem się ścieków w czasie przewietrzania. Na ogół lepsze wyniki opadania osadu uzyskuje się przy oczyszczaniu tą metodą odcieku po metodzie Howarda zawierającego duże ilości wapnia (oczywiście po uprzednim zneutralizowaniu odcieku dwutlenkiem węgla do pH = 8,0). Dodawanie do ścieków chemicznych środków zbijających pianę (np. olejów sulfonowych) pozwala na wyeliminowanie lub zmniejszenie trudności oczyszczania, wynikających z pienienia się ścieków, lecz znacznie podwyższa koszt oczyszczania.

Metodą osadu czynnego można obniżyć BZT₅ ścieków zawierających ługi posiarzynowe o 95% przy obciążeniu urządzeń 680—771 g BZT₅/m³/d maksymalnie 1000 g/m³/d.

Sposób ten w minimalnym stopniu obniża barwę ścieków lub nawet ją podwyższa (19).

b) Oczyszczanie na złożach zraszanych.

Przy oczyszczaniu tych ścieków na złożach zraszanych można stosować wyższe obciążenia niż przy pracy osadem czynnym (20) (21), ponadto przez odpowiednią zmienność recyrkulacji można to obciążenie regulować w dość szerokim zakresie. Wiąże się to jednak z dużym zużyciem energii elektrycznej na przepompowywanie ścieków.

Według doświadczeń zagranicznych uzyskiwano 75% usunięcia BZT₅ przy obciążeniu złoża ściekiem o 3730 mg BZT₅/l. Złoża te wymagały dość dużej granulacji na skutek silnego zarastania. Zauważono również bardzo wyraźny wpływ temperatury na pracę złoża. Według innych danych (22) uzyskuje się redukcję 60% BZT₅ przy obciążeniu złoża 3890 mg BZT₅/l. R. Pawlinowa (23) podaje, że na złożach zraszanych można obniżyć BZT₅ o 95 — 96% przy równoczesnej obniżce zawartości substancji organicznych o 36%, obciążając złożo ługami posiarzynowymi rozcieńczonymi 1 : 100 i zneutralizowanymi do pH = 7,6 — 8,0.

c) Oczyszczanie na złożach przewietrzanych.

Oczyszczanie tych ścieków na rozmaicie skonstruowanych złożach przewietrzanych (21) (np. na złożach kontaktowych systemu Hay'a) ma znacznie większe możliwości niż inne sposoby, gdyż dopuszcza większe niż w tamtych wypadkach obciążenie złoża (do 5600 g BZT₅/m³/d) przy obniżaniu BZT₅ o 70 — 75%. Podobnie, jak przy osadzie czynnym, są tu trudności z pienieniem się ścieków przy większej intensywności napowietrzania.

d) Oczyszczanie w fazie pianowej.

Oczyszczanie biologiczne ścieków zawierających ługi posiarzynowe w fazie pianowej (24) nie zostało dotychczas jeszcze rozpracowane w dostatecznym stopniu.

Pionierskie prace R. Longana i H. Heukelekiana dały rezultaty pozwalające przewidywać duże możliwości tej metody. Sposób ten pozwala nawet na oczyszczanie nierozcieńczonych ługów posiarzynowych.

Odbudowa biologiczna roztworów ługów posiarzynowych w warunkach anaerobowych w świetle dotychczasowych wyników badań, przebiega ze zbyt małymi szybkościami (25) (26) (27), by mogła być prowadzona w skali technicznej z wystarczającym efektem ekonomicznym. Odgrywa ona jednak znaczną rolę w procesach samooczyszczania ścieków w odbiornikach.

Według ostatnich doniesień (10) w Czechosłowacji prof. Jonaš przeprowadza obecnie badania nad redukcją grup sul-

fonowych kwasów lignosulfonowych do siarkowodoru za pomocą odpowiednich bakterii siarkowych w warunkach anaerobowych, przy czym oczywiście obniża się hydrofilność zdesulfonowanych połączeń ligninowych, które przechodzą z roztworu w postać zawiesiny koloidalnej, znacznie już łatwiejszej do usunięcia z oczyszczanych ścieków niż substancje rozpuszczone. Proces taki trwa 30 — 48 godzin, przy optymalnej temperaturze 30 — 40°C i rokuje duże nadzieje na rozwiązanie problemu omawianych ścieków. Podobne prace były już wcześniej prowadzone przez F. Sigora (28) (29), nie doprowadziły jednak do praktycznych rezultatów (czterotygodniowa fermentacja, duże rozcieńczenia). Również A. O. Winter (30) prowadził dość szerokie badania nad zjawiskami zachodzącymi przy takich przemianach kwasów lignosulfonowych.

Ze zjawiskami odbudowy aerobowej i anaerobowej, połączonymi oczywiście ze zjawiskami sorpcji, zapewne mamy do czynienia przy oczyszczaniu ścieków zawierających ługi posiarzynowe przez przepuszczanie przez przesiąkliwe grunty. Pozytywne wyniki takich doświadczeń opisał B. Brücke (31), istnieje jednak zawsze przy tym pewne niebezpieczeństwo nieopanowania zachodzących procesów i wywołania nieoczekiwanych rezultatów. Taki właśnie wypadek podałem opisując charakterystykę wycieków z pewnego wylewiska ługów posiarzynowych (32). Oprócz bowiem obniżenia zawartości substancji organicznych i związanej z tym obniżki BZT, kwasy lignosulfonowe łączyły się tam z żelazem podłoża na kompleksowe połączenia o barwie niebieskoczarnej, niezwykle silnie podwyższając barwę wycieków w porównaniu ze ściekami kierowanymi na wylewisko. Równocześnie bakterie siarkowe rozwijające się na wylewisku powodowały nadanie wyciekowi silnego zapachu siarkowodoru przez redukcję związków wyżej utlenianej siarki zawartych w ściekach.

Powyżej opisane wyniki biologicznego oczyszczania ścieków, zawierających ługi posiarzynowe kontrolowanymi metodami, przedstawić możemy sumarycznie według tablicy 1.

Tablica 1

Porównanie wydajności procesów biologicznego oczyszczania ścieków zawierających ługi posiarzynowe (wg J. Holderby i A. Wiley (21)).

Lp.	P r o c e s	Maksymalne obciążenie w g BZT ₅ /m ³ /d.	Usunięcie BZT ₅ w %	
			maksym.	praktyczn.
1	Osad czynny	1000	95	—
2	Faza pianowa	2000	88	80 — 85
3	Złoża zraszane	3800	81	65 — 70
4	Złoża napowietrzane	5600	86	70 — 75

Oczyszczanie według każdego z tych sposobów jest rzeczą bardzo kosztowną. Według Gleasona zarówno wielkość jak i rozmiary oczyszczalni biologicznej całości ścieków z fabryki celulozy siarczynowej o produkcji 200 t/d są porównywalne z wielkością i kosztem budowy samej fabryki. Zjawiska zachodzące przy biologicznym oczyszczaniu tych ścieków wymagają stosowania wszędzie urządzeń kwasoodpornych, niekiedy ogrzewania oczyszczalni w zimnych porach roku itd.

Metody biologiczne odbudowują głównie tylko węglowodany towarzyszące kwasom lignosulfonowym w tych ściekach, naruszając same kwasy lignosulfonowe w znacznie mniejszym stopniu. Na skutek tego, że węglowodany zawarte w tych ściekach odpowiadają 80% ich BZT₅, już tylko ich usunięcie daje dość wysoki stopień oczyszczenia ścieków wyrażony w BZT₅ przy równoczesnej, znacznie mniejszej zmianie zawartości substancji organicznych w ściekach. Wg innych danych (33) cukry zawarte w ługach posiarzynowych odpowiadają 63% BZT, kwas octowy 12%, a połączenia ligniny, furfural itd. łącznie 13% BZT. Według obliczeń teoretycznych podanych przez R. Tylera (34) stosunek ten winien być zupełnie inny, do odbudowy bowiem związków ligniny potrzeba około 80% BZT, a cukrów tylko 12% BZT. Na przyszłokrocie takiemu stanowi rzeczy stoi bardzo znaczna odporność połączeń ligniny na biologiczną odbudowę.

Dotychczasowe badania nad biologiczną odbudową kwasów lignosulfonowych (35) (36) na skutek niedoskonałości stosowanych metod analitycznych (oznaczanie kwasów lignosulfo-

nowych ilością substancji nierozpuszczalnych w alkoholu etylowym w pierwszych pracy, a w drugiej ilością substancji wytrącalnych chlorowodorciem β -naftyłaminy) nie dają wystarczających podstaw do interpretacji zaobserwowanych zjawisk. Autor ma nadzieję, że prowadzone obecnie przez niego prace w Zakładzie Badań Wodociągowych i Kanalizacyjnych Politechniki Śląskiej nad biologiczną odbudowę kwasów lignosulfonowych związane z kontrolą analityczną ilości kwasów lignosulfonowych poprzednio opracowywanymi metodami: nitrozoligninową i chlorową (34), pozwolą może na bliższe poznanie dynamiki i mechanizmu tych zjawisk.

5. Zakończenie

Opisane powyżej fizyko-chemiczne i biologiczne metody oczyszczania ścieków z fabryk celulozy siarczynowej są jeszcze bardzo niedoskonałe. Znajomość dotychczasowego stanu wiedzy w tej dziedzinie nie daje jeszcze możliwości budowy takich oczyszczalni ścieków, które oczyszczałyby je do wymaganego stopnia czystości przy ekonomicznie uzasadnionych kosztach.

LITERATURA

1. Rozporządzenie Ministra Gospodarki Komunalnej z dnia 2 września 1950 r. — Dz. U. R. P. nr 41, poz. 371.
2. J. Gańczarczyk — „Ścieki z fabryk celulozy siarczynowej. II. Zanieczyszczenie wód powierzchniowych ściekami z fabryk celulozy siarczynowej” — Gaz, Woda i Technika Sanitarna nr 4/55.
3. J. Gańczarczyk — „Ścieki z fabryk celulozy siarczynowej. III. Gospodarka ściekowa fabryk celulozy siarczynowej” — Gaz, Woda i Technika Sanitarna nr 7/55.
4. G. Howard — Ind. Eng. Chem. 22, 1184 (1930).
5. G. Howard — Ind. Eng. Chem. 26, 614 (1934).
6. N. Niepienin — „Proizvodstvo Cellulozy” Goslestiechizdat (1940).
7. W. Brzyski — Przegl. Chem. 2, 589 (1938).
8. S. Sapotnickij — „Osaždienie organiczeskich wieszczestw iz sulfitspirtowej bardy w celjach jejo obiezwrzieżiwania”.

9. W. B. Freudenberger, K. Adam — Ber. 74, 387 (1941).
10. J. Schulmann — ustna wiadomość.
11. J. Gańczarczyk — Patent Polski Nr 37342 z dnia 26.III.1954 r.
12. W. Lautsch — Chemie 57, 149 (1944).
13. S. Hilpert — Biochem. Z. 166, 89 (1925).
14. S. Hilpert — Papierfabr. 24, 145 (1926).
15. J. Pederson, H. Benson — Pacific Pulpa. Paper Ind. 14, 8, 48 (1940).
16. R. Hoale — Sew. Ind. Wastes 23, 752 (1951).
17. H. Gehm — TAPPI 34, 120 A (1951).
18. C. Sawyer — Ind. Eng. Chem. 32, 1469 (1940).
19. W. Rudolfs, W. Hanlon — Sew. Ind. Wastes 25, 484 (1954).
20. J. Holderby — Sew. Ind. Wastes 18, 671 (1946).
21. J. Holderby, A. Wiley — Sew. Ind. Wastes 22, 61 (1950).
22. G. Gleeson — Wastes Engineering 22, 415 (1951).
23. R. Pawlinowa — „Obiezwrzieżiwanie sulfitynych szczelokow” — Goslesbumizdat (1953).
24. R. Logan, H. Heukelekian — Sew. Ind. Wastes 20, 282, (1948).
25. A. Partansky, B. Henry — Journ. Bact. 30, 559 (1935).
26. A. Partansky, H. Benson — Proc. Natl. Acad. Sci. 22, 153 (1936).
27. H. Benson, A. Partansky — Ind. Eng. Chem. 28, 738, (1936).
28. F. Sigora — Patent austriacki Nr 151309 Ref. H. Vogel — „Sulfittstoffablaugen”.
29. F. Sigora — Patent austriacki Nr 153217 Ref. H. Vogel — „Sulfittstoffablaugen”.
30. A. Winter — Papp. — Trävaru-tidskrift (Finlandia) 21, 646 (1939). Ref. H. Vogel — „Sulfittstoffablaugen”.
31. B. Brücke — L. f. Bakteriologie 84, 144 (1931).
32. J. Gańczarczyk — Gaz, Woda i Technika Sanit. 27, 98 (1953).
33. R. Tyler, S. Gunter — Sew. Works J. 20, 709 (1948).
34. R. Tyler, W. Maske, R. Brewer — Sew. Works J. 18, 1157 (1946).
35. A. Kazanowski, M. Michajłowa — Lesochim. Prom. 5, 16 (1936).
36. G. Adam, G. Ledingham — Can. J. Research 20 c, 1, 13 (1942).
37. J. Gańczarczyk — „Oznaczenie kwasów lignosulfonowych w wodzie za pomocą wody chlorowej”. Praca kandydacka. Gliwice 1955.

BOHDAN KOZIOROWSKI

Zakład Higieny Komunalnej PZH

Nowsze poglądy na sporządzanie bilansu tlenowego rzek

Sprawy, związane z zagadnieniami sporządzania bilansu tlenowego odbiorników ścieków oraz obliczania dopuszczalnego stopnia ich obciążenia, były poruszane w ostatnich czasach wyczerpująco na łamach tego czasopisma (3, 4, 9). Autorzy obu pierwszych prac (3, 4), powołując się na ogólnie dostępną literaturę, opierają obliczenia przebiegu szybkości procesów zużywania na drodze biochemicznej tlenu rozpuszczonego w wodzie odbiornika na, liczących już trzydzieści lat, wzorach opracowanych przez Streetera i Phelps'a (7). Wzory te obrazują w sposób matematyczny prawo Streetera, że szybkość procesów mineralizacji związków organicznych w wodzie odbiornika jest wprost proporcjonalna do ich stężenia. Matematyczne ujęcie tej zależności w formie równania różniczkowego o takiej samej postaci, jak dla jednocząsteczkowych reakcji chemicznych, przedstawia się jak następuje:

$$\frac{dx_t}{dt} = k_1 (L_a - x_t) \dots \dots \dots [1]$$

gdzie: L_a — ilość tlenu potrzebna do przeprowadzenia procesu mineralizacji w chwili jej rozpoczęcia (BZT początkowe);
 x_t — ilość tlenu potrzebna do zmineralizowania zanieczyszczeń po upływie czasu t od momentu wprowadzenia wód ściekowych do odbiornika
 k_1 — stała szybkości biochemicznego zużywania tlenu,
 t — czas w dobach.

Wykres krzywej obrazującej to równanie na skutek stałego zmniejszenia się szybkości procesu dąży asymptotycznie do pewnej wartości $x_t = L_a$ po upływie nieskończenie długiego czasu.

Jest to krzywa typu paraboli, która z upływem czasu od początku reakcji wykazuje coraz mniejszy kąt nachylenia w stosunku do osi odciętych. Im większa jest wartość stałej predkości reakcji zużywania tlenu — k , tym gwałtowniej krzywa zbliża się do poziomu w końcowej swej części.

Od czasu wprowadzenia wzoru [1] pojawiło się cały szereg publikacji w pismach fachowych, których autorzy usiłują dostosować go do bardziej zblizonych warunków, jakie panują w odbiorniku ścieków. Na ogół twierdzą oni, że przecież wzór, który jest słuszny dla reakcji jednocząsteczkowych, tak nieskomplikowanych jak np. zjawisko dyfuzji, nie obrazuje przebiegu przemian zachodzących przy współdziałaniu głównie wielu różnych gatunków bakterii i pierwotniaków oraz pewnych organizmów roślinnych. Wszystkie te mikroorganizmy współdziałają przy utlenianiu różnorodnych związków organicznych pochodzących ze ścieków, przy czym w razie obecności niektórych substancji w ściekach rozwijają się w odbiornikach mikroorganizmy specjalistyczne.

Wszystko to są zjawiska bardzo złożone i skomplikowane, którym nie może odpowiadać względnie proste sformułowanie matematyczne. Jednocześnie należy podkreślić, że sformułowanie takie jest raczej empiryczne niż nawet teoretyczne. Właściwie, podstawowe wyrazy równania, tj. stała szybkości k i wielkość pełnego biochemicznego zapotrzebowania tlenu związków organicznych odprowadzanych do wody powierzchniowej — L_a muszą być oznaczane na podstawie analizy statystycznej danych otrzymanych z badań bezpośrednich. Tym bardziej trudne jest oznaczenie wartości całkowitego BZT, które, jak wynika z równania [1], pokrywane zostaje w czasie $t = \infty$. Komplikują się nawet warunki oznaczenia przybliżonej wartości L_a , gdyż przebieg pokrywania BZT drugiej fazy (związków azotowych) rozpoczyna się przed zakończeniem zaspokojenia BZT pierwszej fazy, w trakcie której ulegają utlenieniu głównie węglowodany.

Jednym z głównych zagadnień związanych ze stosowaniem równania, jak dla reakcji jednocząsteczkowej, jest fakt, że określone jako stałe k i L_a nie posiadają w rzeczywistości stałych wartości w zakresie krzywej wyrażającej pełne BZT (6). Okazało się, że im dłuższy jest czas obserwacji, zmniejszają się wartości stałej szybkości reakcji, a wielkości L ulegają zwiększeniu.

Od czasu wprowadzenia wzoru Streetera proponowano w nim szereg zmian, a to w celu przystosowania go do zjawisk biochemicznych zachodzących w wodzie odbiornika. Jedną z główniejszych modyfikacji był wzór Thomasa (9), który uwzględnia opóźnienie spowodowane BZT drugiej fazy. Opóźnienie to względem BZT pierwszej fazy wynosi co najmniej 8 dni, w przeciągu tego okresu czasu występuje stosunkowo powolny rozwój organizmów nitryfikacyjnych. Wzór Thomasa ma następującą postać:

$$x_t = L_a [1 - 10^{-k(t-t_0)}] = L_a (1 - 10^{-kt}) \quad [2]$$

gdzie: t_0 — jest to wielkość czasu t (w dobach) przy zakończeniu okresu opóźnienia, to znaczy, że $t = t_0$ wtedy gdy $x_t = 0$,

C — stała równa 10^{kt_0} .

Równanie [2] można stosować jedynie wtedy, gdy t_0 ma wartość dodatnią. W przeciwnym przypadku mielibyśmy do czynienia nie z opóźnieniem części procesów biochemicznych, a z ich przyspieszeniem.

Druga z bardziej znanych modyfikacji wzoru [1] zaproponowana została przez Faira i współpracowników (2). Ta ostatnia modyfikacja uwzględnia przy pomocy specjalnego czynnika, zmniejszające się z biegiem procesów samooczyszczania, ilości związków organicznych ulegających utlenianiu. Wzór Faira opiera się na wynikach badań nad przebiegiem rozkładu osadów dennych w rzekach. Proces tego rozkładu jest dość skomplikowany, gdyż składają się nań zarówno zjawiska aerobowe jak i anaerobowe, przy czym szybkość procesów aerobowych jest o wiele niższa (ok. 1/20 do 1/40) niż przy rozkładzie takich samych związków unoszonych przez wodę. Omawiany wzór ma następującą postać:

$$\frac{dx_t}{dt} = \frac{k}{1 + at} (L_a - x_t) \quad [3]$$

Uwzględnia on zmniejszającą się z biegiem czasu „łatwość“ utleniania związków organicznych, która zmniejsza się stopniowo na skutek faktu, że mikroorganizmy atakują najpierw łatwiej dostępne pożywienie. Wszystkie oznaczenia we wzorze [3] jak uprzednio, zaś a — współczynnik opóźnienia procesów biochemicznych, zależny od rodzaju związków organicznych występujących jako zanieczyszczenie wody odbiornika. Po zróżniczkowaniu równania [3] otrzymamy równanie [4]:

$$x_t = L_a \left[1 - (1 + at)^{-\frac{k}{a}} \right] \quad [4]$$

Wyraz $\frac{k}{1 + at}$ ze wzoru [3] jest miarą dostępności dla czynności życiowych mikroorganizmów albo szybkości procesów biochemicznych, przy której pozostałe w wodzie związki organiczne ulegają w każdym określonym momencie utlenieniu. Szybkość utleniania zmniejsza się dla dodatnich wartości na a , zaś współczynnik k jest tylko początkową szybkością utleniania. Wzory [2] i [4] mają tę zaletę, że odpowiadają większej części krzywej obrazującej przebieg BZT niż równanie [1]. Do niedogodności należy wprowadzenie w obu przypadkach trzeciego parametru, co stwarza większe trudności przy matematycznych rozwiązaniach.

Niedawno ogłoszone zostało (6) inne opracowanie równania szybkości przebiegu procesów mineralizacji, jak następuje:

$$x_t = m \lg t + b \quad [5]$$

Obrazuje ono stwierdzoną przez autorów prostoliniową zależność między wartością obserwowanego BZT a logarytmem czasu obserwacji. We wzorze [5] m jest wielkością kąta nachylenia prostej, a b jest stałą odpowiadającą punktowi przecięcia prostej wyrażonej równaniem [5] z osią odciętych. Równanie [5] cechuje się dużą zmiennością parametrów m i b , gdyż zależne są one od wielkości BZT i szybkości procesu mineralizacji. Przy badaniach nad przebiegiem BZT dla wzorcowych, przeciętnych ścieków domowych w temp. 20° otrzymano wielkości stałe w przekształconej postaci równania [5]:

$$x_t = s (0,85 \lg t + 0,41) \quad [6]$$

gdzie: s — odpowiada punktowi przecięcia ekstrapolowanej prostej z osią odciętych ($\lg t$).

Dla innych ścieków wzór [5] nazwany logarytmicznym przez autorów, a otrzymany przez przyrównanie jakiegokolwiek krzywej obrazującej przebieg BZT dla danych ścieków do krzywej wyrażonej równaniem [6], otrzyma postać następującą:

$$x_t = S (0,85 \lg at + 0,41) \quad [7]$$

We wzorze [7] a oznacza stosunek wartości punktów przecięcia prostej z osią odciętych dla wzorcowych normalnych ścieków domowych i prostej dla obserwowanego BZT. Dla wzorcowych ścieków domowych wobec tego $a = 1,0$. S jest parametrem zależnym od stężenia związków organicznych i oznacza przecięcie prostej wyrażającej przebieg BZT dla

nych ścieków z osią odciętych, po upływie czasu $t = \frac{5}{a}$ w dobach. Jest to równoznaczne z wielkością BZT₅ danych ścieków, którą otrzymałoby się w warunkach, gdyby szybkość utleniania była taka sama jak dla wzorcowych ścieków ($a = 1,0$).

Na drodze doświadczalnej stwierdzono wielkości liczbowe parametrów a i S . Wpływ temperatury na wielkość stałej a , która wzrasta w stosunku geometrycznym do wzrostu temperatury, wyraża się w ten sposób, że przy jej wzroście o 10°C między 10° a 30°C wartość a podwaja się. Natomiast wartość stałej S jest niezależna od temperatury w granicach błędu doświadczalnego. Wielkość stałej a , w innej temperaturze niż 20°C, oblicza się za pomocą podobnego wzoru jak dla stałej k z równania [1]

$$a_t = a_{20} 1,072^{(t-20)} \quad [8]$$

Ponieważ, jak podano wyżej, S jest rzeczywiście stałe, można określić wartości BZT w każdym czasie dla każdej temperatury, jeżeli znane są a i S dla 20°C:

$$x_t = S_{20} (0,85 \lg a_{20} \cdot 1,072^{(t-20)} \cdot t + 0,41) \quad [9]$$

Dalsze badania tych samych autorów (7, 8) wykazały, że logarytmiczne równanie [7], obrazujące szybkość przemian zachodzących w procesie biochemicznego utleniania związków organicznych, może być bez zmiany postaci stosowane do obliczania szybkości tego procesu dla sztucznie zanieczyszczonej wody rzecznej, dla utleniania osadu czynnego oraz osadów dennych, a nawet dla niektórych ścieków przemysłowych. Próby wyprowadzenia na podstawie wzoru logarytmicznego [7] zależności podobnej, jak znane równanie krzywej tlenowej, nie powiodły się. Powodem tego jest różnica w równaniu logarytmicznym, wyrażającym zużywanie tlenu jako funkcję logarytmu czasu, gdy równanie przebiegu reakeracji wyraża czas jako funkcję deficytu tlenu. Autorom nie udało się wyprowadzić odpowiedniego wzoru dla szybkości pobierania tlenu przez wodę. Stwierdzili oni natomiast współzależność stałych, używanych w równaniach [1] i [7]: stała prędkości procesów zużywania tlenu $k_1 = 0,15 a$ i początkowe BZT $L_a = 1,25 S$. Przy podstawieniu nowych parametrów do wzoru krzywej tlenowej otrzymamy wzór:

$$D_t = \frac{0,15 a \cdot 1,25 S}{k_2 - 0,15 a} \left(10^{-0,15 at} - 10^{-k_2 t} \right) + D_a 10^{-k_2 t} \quad [10]$$

Krzywa wykreślona na podstawie wzoru [10] jest bardzo zbliżona do graficznego obrazu równania krzywej tlenowej Faira (8).

W odmienny sposób podchodzi do zagadnienia bilansu tlenowego Natermann (5), który usuje wyprowadzić wnioski matematyczne przebiegu samooczyszczania i reakeracji wody dla rzek „zakłóconych“. Rzekami takimi wg niego są rzeki silnie obciążone ściekami, a jednocześnie uregulowane w sensie nie tylko uregulowania koryta, lecz również i przepływu wody. Przepływ ten regulowany jest przez budowanie zapór wodnych, które spiętrzając wodę powodują powstawanie jezior zaporowych.

Budowanie zapór na odcinkach niezbyt głębokich rzek wpływa na zmiany zarówno stosunków fizyczno-chemicznych wody rzecznej, jak również i warunków biologicznych. Powodem tych zjawisk jest znaczne zwiększenie głębokości wody w jeziorze zaporowym, przy jednoczesnym silnym zmniejszeniu prędkości jej przepływu. Zapory wywierają największy wpływ na stopień natlenienia wody w zbiorniku w stosunku do dopływającej do niego wody rzecznej. Na skutek zmniejszenia prędkości przepływu wody w zbiorniku zaporowym działa on jako osadnik. Dawniej dominował pogląd, że proces klarowania wody w zbiornikach zaporowych wywiera dodatni wpływ na przebieg procesu samooczyszczania

wody danej rzeki. Taki pogląd jest słuszny jedynie wtedy, gdy odbiornik jest stosunkowo nieznacznie zanieczyszczony. W przypadkach rzek, które są silnie obciążone ściekami, obserwuje się w wodzie przebywającej w zbiorniku zaporowym wyraźne zmniejszenie zawartości rozpuszczonego tlenu. O ile zbiornik zaporowy jest względnie głęboki, to w wodzie wypełniającej go może wystąpić nawet brak tlenu i to już na niezbyt dużej głębokości, np. 0,5 m pod powierzchnią lustra wody. Na skutek tego jezioro zaporowe założone na rzece silnie obciążonej wodami ściekowymi może stać się zbiornikiem, w którym praktycznie biorąc nie istnieje życie biologiczne.

Metody sporządzania bilansu tlenowego oparte na wzorze [1] i zbliżonym do niego równaniu wielkości reaeracji są wg Natermanna słuszne jedynie dla takich rzek, których warunki można określić jako niezakłócone, czyli inaczej, nieskomplikowane. Autor (5) proponuje następujący sposób obliczania bilansu tlenowego dla odbiorników silnie zanieczyszczonych, na których znajdują się zbiorniki zaporowe. Zjawiska związane z zużywaniem tlenu na mineralizację związków organicznych oraz z reaeracją rozpatrywane są przez niego na hipotetycznym wycinku wody. Wycinek ten posiada szerokość równą średniej szerokości odbiornika, a wysokość równą średniej głębokości wody na badanym odcinku oraz długość równą średniej szybkości w m/sek. Jest to więc wycinek sekundowy, który rozpatrywany jest w trakcie posuwania się z prądem rzeki bez wygięć, rozciągania się i innych zniekształceń. To teoretyczne założenie jest o tyle realne, że częste cząstki wody objęte tym hipotetycznym wycinkiem, pomimo wirów i innych przeszkód, znajdują się stale w jednakowych warunkach, jak cały poruszający się wycinek.

W zależności od klasyfikacji wód powierzchniowych Faira (1), opracował autor wzory obrazujące przebieg zjawisk zachodzących w odbiorniku. Dla dużej rzeki pobieranie tlenu z powietrza będzie przebiegało zgodnie z następującym wzorem:

$$R = \frac{D \cdot L \cdot f(n)}{86400} \text{ g} \dots\dots\dots [11]$$

gdzie: D — średnia szerokość koryta rzeki w m
 L — droga w m, którą przepływa wycinek wody
 $f(n)$ — wartość funkcyjna reaeracji (zależna od temperatury wody oraz od jej stopnia nasycenia tlenem).

Ze wzoru tego wynika, że pobieranie tlenu przez poruszający się wycinek wody jest niezależne dla obserwowanego odcinka rzeki od szybkości prądu. Wydawałoby się, że jest to niezgodne z rzeczywistością, lecz jeżeli rzeka charakteryzuje się szybkim przepływem wody, wtedy wycinek potrzebuje znacznie mniej czasu do przebycia danego odcinka. Z drugiej strony wycinek wody ma stosunkowo dużą powierzchnię w porównaniu z rzekami o powolnym ruchu wody. Pobieranie tlenu z atmosfery wzdłuż określonego odcinka odbiornika jest więc, przy stałym jego charakterze, zależne jedynie od szerokości koryta rzeki.

Pobieranie tlenu przez wodę przepływającą przez zaporę uzależnione jest od: a) jej ilości, b) deficytu tlenowego dopływającej wody, c) rodzaju zapory i d) sposobu, w jaki woda przelewa się przez zaporę. Autor opracował wykres dla rzeki Sali i typu zapór znajdujących się na niej, obrazujący wielkość stopnia reaeracji w zależności od powyżej wymienionych punktów. Pobieranie tlenu ograniczone jest dwoma punktami zerowymi. Z jednej strony jest punkt zerowy, gdyż cała woda odpływająca ze zbiornika zaporowego jest zużywana do napędu turbin elektrowni wodnych. Reaeracja może zachodzić jedynie dla tej części wody, która przelewa się przez zaporę. Natężenie reaeracji wody jest najwyższe wtedy, gdy struga wody przelewająca się przez zaporę wykazuje najsilniejszy ruch burzliwy. Występuje on wtedy, gdy woda przelewa się przez zaporę warstwą o grubości kilku cm. Im większa jest grubość strumienia wody, tym spokojniejszy staje się jej przepływ. Drugi punkt zerowy występuje wtedy, gdy woda przepływa zupełnie spokojnie w sposób jakby taśmowy. Burzliwosci ruchu wody przelewającej się przez zaporę zależy również w pewnym stopniu od szorstkości powierzchni przelewu.

Z wykresów opracowanych przez Natermanna wynika, że ilości tlenu, pobieranego przez wodę przelewającą się przez zapory, są bardzo znaczne. Toteż dla rzek o wodzie ubogiej w tlen można budować specjalne zapory w celu podniesienia jego zawartości. Natomiast wykorzystywanie zapór dla celów energetycznych na rzekach o wodzie zanieczyszczonej, przy niskim jej stanie, wpływa na pogorszenie jej jakości.

Rozpatrywany hipotetyczny wycinek wody będzie wykazy-

wał następne zużycie tlenu na skutek mineralizacji związków organicznych:

$$Z = \frac{f(z) \cdot L \cdot F \cdot BZT_5}{86400} \text{ g} \dots\dots\dots [12]$$

gdzie: $f(z)$ — wartość funkcyjna zużycia tlenu przez wodę odbiornika (zależna od temperatury wody wartość pokrycia BZT_1)

F — płaszczyzna przekroju łóżyska rzeki w m^2 równa czołowej płaszczyźnie rozpatrywanego wycinka wodnego,

BZT_5 — $g \text{ O}_2/m^3$ wody

L — długość badanego odcinka odbiornika w m.

Ze wzoru [12] wynika, że zużycie tlenu w procesie samooczyszczania odbiornika przy określonym przepływie wody, wdanej temperaturze, jest tym większe, im większa jest powierzchnia przekroju koryta rzeki, ewentualnie im większa jest głębokość wody. Przyrównując do siebie równania [11] i [12] otrzymamy bilans, który pozwoli obliczyć dopuszczalną wielkość BZT_5 przy wiadomej wartości reaeracji. Na wartość BZT_5 otrzymamy wzór:

$$BZT_5 = \frac{f(n) \cdot D}{f(z) \cdot F}$$

Ponieważ płaszczyzna czołowa wycinka wody równa się iloczynowi z szerokości rzeki przez średnią głębokość $F = D \cdot H$ wzór ostatni otrzyma postać:

$$BZT_5 = \frac{1 \cdot f(n)}{H \cdot f(z)} \dots\dots\dots [13]$$

Wielkość dopuszczalnego BZT_5 mieszaniny wody i ścieków przy założeniu, żeby zawartość tlenu w wodzie nie spadła poniżej 4 mg/l oblicza się ostatecznie z odpowiednich wykresów. Wykresy te zależą od charakteru rzeki wg wspomnianej klasyfikacji Faira i uwzględniają wpływ temperatury wody. Krzywe dla poszczególnych temperatur przedstawiają zależność między dopuszczalnym BZT_5 , a średnią głębokością wody. Jak wynika ze wzoru [13] wartości dopuszczalnego BZT_5 będą większe w przypadku niewielkich głębokości wody. Na odcinku tego samego odbiornika, lecz cechującego się dużą głębokością wody, wielkość dopuszczalnego BZT_5 będzie stosunkowo niewielka, przy czym zależność ta jest niezależna od ilości przepływającej wody. Nie można (5) bez wnikania w warunki odbiornika określać wody rzecznej o BZT_5 większym od 5,0 mg/l, jako silnie zanieczyszczonej. Wielkość BZT_5 tej wody jest w bardzo silnym stopniu zależna od temperatury wody i stosunku jej głębokości do powierzchni przepływu. Większy wpływ na dopuszczalną wielkość BZT_5 mieszaniny wody odbiornika i ścieków ma przejście głębokości wody od względnie płytkiej (0,5 — 1 m) do głębszej, np. 2,5 m, niż przejście od tej ostatniej głębokości do np. 5 m. Ponieważ przy większych głębokościach woda rzeczna w okresie ciepłym jest chłodniejsza niż przy mniejszych, więc utrzymujemy nieco korzystniejsze warunki dla dopuszczalnej wielkości BZT_5 .

Dla odcinków rzek całkowicie uregulowanych występują takie warunki, że przy takiej samej głębokości wody i takim samym jej przepływie na odcinku nieuregulowanym wartość dopuszczalnego BZT_5 jest o około 40% większa. Dlatego też, przed uregulowaniem jakiejś rzeki należy przede wszystkim dążyć do uzdrowotnienia warunków stanu jej wody, gdyż, jak wynika z powyższych rozważań, rzeka nieuregulowana może znieść stosunkowo więcej zanieczyszczeń niż uregulowana.

LITERATURA

1. Fair G. M. The dissolved oxygen sag — an analysis, Sew. Works Journ. 11: 445 (1939).
2. Fair G. M., Moore E. W. and Thomas H. A. The natural purification of river muds and pollutional sediments, Sew. Works Journ. 13: 270 (1941).
3. Geschwind Z., Zakres badania ścieków oraz interpretacja wyników w związku z projektowaniem oczyszczalni, Gaz, Woda i Techn. San. 27: 230 (1953).
4. Gromski L., Obliczenie stopnia oczyszczania ścieków przy projektowaniu oczyszczalni, Gaz, Woda i Techn. San. 28: 152 (1954).
5. Natermann E. Eine neue Berechnung des Sauerstoffhaushaltes verunreinigter Flüsse nebst einigen Folgerungen Gas u. Wasserfach 93: 449 (1952).
6. Orford H. E. and Ingram W. T. I — Critical review of the monomolecular formula, Sew. Ind. Wastes 25: 419 (1953).
7. Orford H. E. and Ingram W. T. II — The logarithmic formula as applied to sewage, Sew. Ind. Wastes 25: 424 (1953).
8. Orford H. E. and Ingram W. T. III — The logarithmic formula applied to oxidations other than sewage, Sew. Ind. Wastes 25: 566 (1953).
9. Skalski K., Bilans tlenowy naturalnego odbiornika ścieków przemysłowych jako wskaźnik przy wyborze metody ich oczyszczania, Gaz, Woda i Techn. San. 28: 249 (1954).
10. Thomas H. A. Analysis of the biochemical oxygen demand curve, Sew. Works Journ. 12:504 (1940).

MGR INŻ. JANUSZ WAGNER
Adiunkt Politechniki Warszawskiej

Współpraca urządzenia chłodniczego z chłodnicą atmosferyczną, jako redukcja bilansu wodnego

W związku z potężnym rozwojem uprzemysłowienia Polskiej Rzeczypospolitej Ludowej nasuwa się konieczność ogólnego gospodarowania rezerwami naturalnymi. Nie wystarczy też szukać drogi wyjścia wtedy, gdy wyczerpanie się tego czy innego zasobu krajowego okaże się faktem dokonanym, lecz przewidując niebezpieczeństwo należy zaradzić mu zawczasu. Właściwe wykorzystanie wody stanowi problem godny zastanowienia.

Przykładem bezplanowej polityki gospodarczej na odcinku wody może być miasto N-York. Rozwój przemysłu chłodniczego i konieczność stosowania klimatyzacji oraz pobór dużych ilości wody na różne cele produkcyjne doprowadziły do tego, że w miesiącach letnich występuje nagminnie jej brak. Stało się koniecznością stosowanie bardzo ostrych restrykcji policyjnych, aby oszczędnością nadrobić przeoczenia lat minionych.

W okręgach przemysłowych Nadrenii i Westfalii notowano ostatnio stałe obniżanie się poziomu wody w studniach, dochodzące do 7 m, co wskazuje na to, że pobór wody przekracza jej dopływ.

Zjawisko podobne stwierdzamy również i w m. Łodzi, pozostawionej na skutek zaniedbań gospodarki przedwojennej bez dobrego zaopatrzenia w wodę.

Przemysł mleczarski jest dużym konsumentem wody na cele chłodzenia mleka i utrzymywania we właściwej czystości pomieszczeń przerobowych. Racjonalna i świadoma swych celów gospodarka wodna zakładu mleczarskiego może dać duże oszczędności w krajowym bilansie wodnym.

Każdy duży zakład mleczarski stosuje obecnie urządzenia chłodnicze, te ostatnie zaś wymagają ośrodka, któremu może być przekazane ciepło pobrane z parownika oraz równoważnik cieplny pracy sprężarki. Ośrodkiem tym jest z reguły woda omywająca powierzchnię wymiany ciepła skraplaczy.

Skraplacze urządzenia chłodniczego o wydajności powyżej 10 000 kcal/h, a takie w przemyśle mleczarskim znajdują zastosowanie, nie mogą być chłodzone powietrzem, gdyż odbija się to niekorzystnie na temperaturze skraplania, a tym samym wydajności urządzenia chłodniczego i poborze mocy przez sprężarkę.

Przy zasilaniu skraplacza wodą studzienną o temperaturze 10°C do 12°C, przyjąć można jej podgrzanie w wysokości maksimum 10°C, co daje, zgodnie z bilansem cieplnym skraplacza, $Q = G_w \cdot \Delta t$, wydatek około 120 1/1000 kcal mocy chłodniczej urządzenia. O ile woda jest cieplejsza — zużycie jej ilościowe wzrasta i dochodzi do 170—200 1/1000 kcal.

Mleczarnia o przerobie 100 000 1/dobę mleka konsumpcyjnego przy wodzie studziennej o temperaturze 12°C wymagać będzie mocy chłodniczej $100 000 \times 12 = 1 200 000$ kal., czemu odpowiada znów pobór wody średnio $150 \times 1200 = 180 000$ l = 180 m³.

Tę pokąźną ilość wody można z powodzeniem zredukować do 5%, tj. ca 8—10 m³ przez zastosowanie chłodnic atmosferycznych, co jest szeroko skądinąd wykorzystane w chłodniach przemysłowych, nie tylko za granicami naszego kraju ale i u nas.

Zasadą chłodzenia atmosferycznego jest cykliczny obieg wody, która pobrawszy pewną ilość ciepła w skraplaczu oddaje je powietrzu w chłodnicy atmosferycznej. W chłodnicy tej może następować wymiana ciepła przez konwekcję, co wymaga niskich temperatur powietrza lub na drodze wymiany masy. W ostatnim przypadku część wody obiegowej odparowuje, z tym, że para wytworzona w ten sposób jest pochłaniana przez powietrze. Ciepło parowania pobrane z masy wody obiegowej uszczupla jej pojemność cieplną i powoduje obniżenie temperatury. Przy odparowaniu wody obiegowej można ją ochłodzić poniżej suchej temperatury powietrza otaczającego. Zjawisko powyższe jest możliwe tak długo, jak długo powietrze posiada zawartość wilgoci poniżej granicznej, tj. nie osiągnęło stanu nasycenia i na tym jest oparte działanie chłodnic atmosferycznych.

Ilość wody, która powinna odparować, aby obniżyć resztę masy wodnej o temperaturze Δt łatwo obliczyć teoretycznie z równania bilansu $G_w \cdot \Delta t = r (\Delta G_w)$, gdzie ozna-

G_w — ilość chłodzonej wody w kg;

r — ciepło pary w kcal/kg.;

ΔG_w — ilość wody odparowanej.

Zakładając przykładowo $\Delta t = 10^\circ \text{C}$, i przyjmując $r = 600$ kcal/kg. otrzymujemy

$$G_w \cdot 10 = 600 \Delta G_w \quad \text{skąd} \quad \Delta G_w = \frac{G_w \cdot 10}{600} \approx 2\%$$

co oznacza, że przy odparowaniu 2% ilości wody reszta jej obniży swą temperaturę o 10°C.

W praktyce, rzecz prosta, liczby teoretyczne ulegają zmianom i stąd przyjmowana wysokość rzeczywista strat wody wynosi 5%, co odpowiada oszczędności 95%!

Z omówionej wyżej zasady chłodzenia wody wynika jasno droga, jaką iść musiała myśl konstruktora dla praktycznego jej zrealizowania.

Celem przyspieszenia odparowania należało stworzyć wodzie możliwości stykania się z powietrzem na jak największej powierzchni i, tak kierować przepływem tego ostatniego, aby uzyskać dobre przemieszanie obu czynników.

Najprostszym urządzeniem są duże pojemniki wodne, w których powierzchnia wymiany równa jest powierzchni lustra wody, a cyrkulację powietrza zabezpieczają wiatry.

Takie chłodnice posiadają wadę małej wydajności, rzędu 200—300 kcal/m² lustra wody, a więc dla chłodziarki o skutku skraplacza np. 120 000 kcal/h potrzebny byłby zbiornik o powierzchni około 500—600 m².

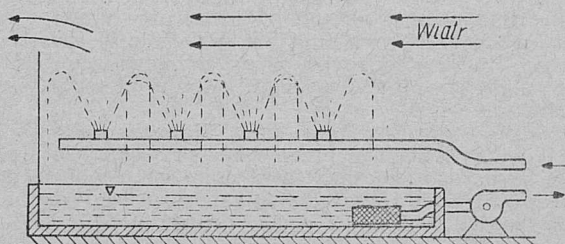
Znacznie korzystniej przedstawia się sprawa, gdy, stosując otwarty pojemnik wody, zaopatrzy się go w dysze rozpylające wodę (rys. 1). Dzięki przepływowi wody przez dysze i jej rozpyleniu powierzchnia wymiany wzrasta bardzo znacznie, co ilustruje poniższe zestawienie:

Ciepłota wody atn	2	8
Prześwit dyszy ϕ mm	1,3	1,3
Wydajność 1/min	0,45	0,9
Wielkość kropli wody ϕ mm	0,11	0,04
Powierzchnia 1 litra wody przed rozpyleniem dm²	6	6
Powierzchnia 1 litra wody po rozpyleniu dm²	5443	14349
Powiększenie powierzchni razy	920	2600

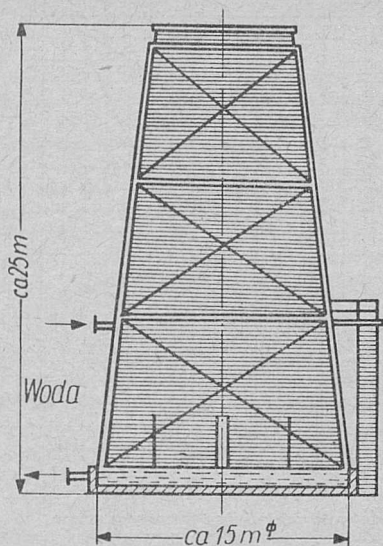
W stosunku do zwykłych pojemników wody zbiornik z urządzeniem rozpylającym posiada dużo większą wydajność, wynoszącą ca 5 000 kcal/m², a więc dla cytowanego wyżej przykładu $Q = 120 000$ kcal/h powierzchnia lustra wody wyniosłaby ca 25 m². Nasilenie zraszania przyjmuje

$$\frac{W}{F} = 0,8 - 1,2 \text{ m}^3/\text{m}^2 \text{ h.}$$

Przy małych urządzeniach, dzięki intensywnemu unoszeniu kropelek wody przez wiatr, powierzchnia rzeczywista pojemnika musi być nieraz kilkakrotnie powiększona w stosunku do obliczeniowej.



Rys. 1 — Chłodnica atmosferyczna otwarta

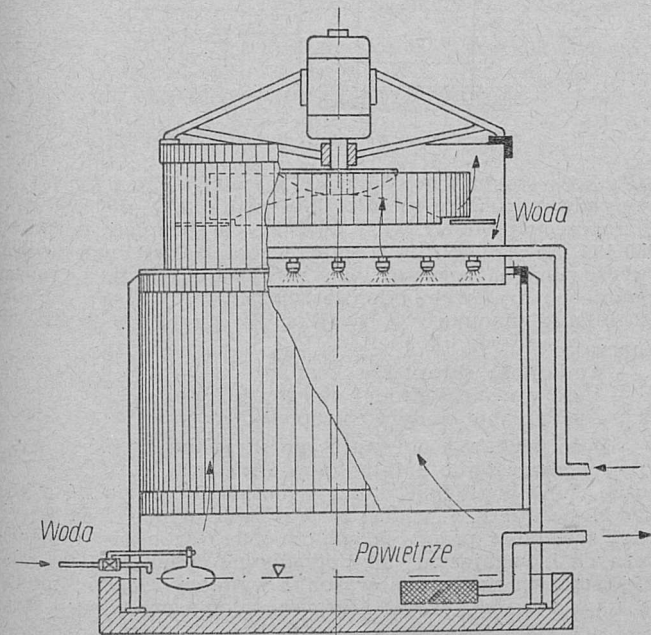


Rys. 2 — Chłodnica kominowa o wydajności 1000 Mcal/h

Chłodnice atmosferyczne tego typu znajdują rzadko zastosowanie mimo ich prostoty i taniości dzięki stosunkowo dużym wymiarom powierzchni, trudności wkomponowania ich w zabudowę terenu i zależności wydajności od szybkości wiatru, która waha się normalnie w dość dużych granicach. Największym rozpowszechnieniem cieszą się chłodnice atmosferyczne (kominowe) wieżowe, czy to z naturalnym ciągiem powietrza (rys. 2), czy też sztucznie wywołanym przez wbudowany w nią wentylator (rys. 3). W chłodnicach tych woda, podlegająca ochłodzeniu, jest doprowadzana do systemu rur zraszających, z których ścieka wzdłuż właściwej chłodnicy kratowej lub płytowej. Powietrze dostaje się od dołu do wieży i przepływa przez nią w przeciwnym kierunku do wody. Ruch powietrza jest wywołany bądź ciągiem naturalnym, bądź sztucznym.

Wieże o ciągu naturalnym muszą mieć wysoką nadbudowę—komin wyciągowy, którego pozbawione są chłodnice atmosferyczne wentylatorowe.

Chłodnice o ciągu naturalnym posiadają mniejszą wydajność od wentylatorowych, gdyż dopuszczają dla warunków istotnych w chłodnictwie natężenie zraszania 2—3 m³/h m² przekroju poziomego chłodnicy, gdy przy sztucznym ciągu liczba ta wzrasta do 4—6 m³/h m², a nawet przy specjalnej budowie z dużymi wentylatorami i dyszach rozpylających o wysokim ciśnieniu osiąga się natężenie $\frac{W}{F} = 10 \text{ m}^3/\text{h m}^2$.



Rys. 3 — Chłodnica wentylatorowa

Chłodnice o ciągu naturalnym budowane są najczęściej z drewna, w postaci ściętego ostrosłupa o przekroju kwadratowym, w części dolnej umieszczona jest właściwa chłodnica ociekowa.

Rozróżnić należy powierzchnię przekroju wieży (F), do której odnoszone są dane liczbowe natężenia zraszania, od powierzchni wymiany ciepła (F_o).

Powierzchnię wieży F najlepiej ustalać na podstawie nomogramu Bermana (patrz praca I.P.M. 1955) lub na drodze analitycznej, wychodząc z założenia wielokrotności obiegu powietrza do wody.

Przykładowo chłodziarka o wydajności 100.000 kcal/h wymaga wody 12 m³/h i wobec tego przy chłodnicy atmosferycznej dopuszczalne jest podgrzanie wody w skraplaczu o 4—5°C zamiast o 8—10°. Stosując wodę przeplywową, obieg jej musimy zdwoić i będzie on wynosił w zaokrągleniu W=25 m³/h.

Ilość powietrza (P) stosowana w chłodnicach tego typu wynosi średnio 3-krotną ilość wody, tj. 25.000 kg × 3 = 75.000 kg/h. Zakładając szybkość powietrza v = 3 m/sek i jego ciężar właściwy przy t_w = 18°C i φ = 0,66 równy γ = 1,2 otrzymuje się przekrój chłodnicy

$$F = \frac{P}{\gamma \cdot v \cdot 3600} = \frac{75\,000}{1,2 \cdot 3 \cdot 3600} = 5,8 \text{ m}^2$$

Z wykresu Bermana dla

$$\frac{t_w}{t_s} = 0,8; \quad t_w = 18^\circ; \quad \Delta t = 6^\circ$$

i temperaturze wody ochłodzonej 21°C. znajduje się $\frac{W}{F} =$

$$= 4,6 \text{ m}^3/\text{m}^2 \text{ h skąd } F = \frac{25.000}{4,6} = 5,5 \text{ m}^2, \text{ a więc otrzy-}$$

muje się praktycznie identyczne liczby, gdyż powierzchnia zaokrąglona wyniesie w danym przykładzie F = 6 m². Powierzchnia ta jest rozumiana jako powierzchnia czynna prześwitu, tj. po odliczeniu ram, płyt, konstrukcji nośnych itp.

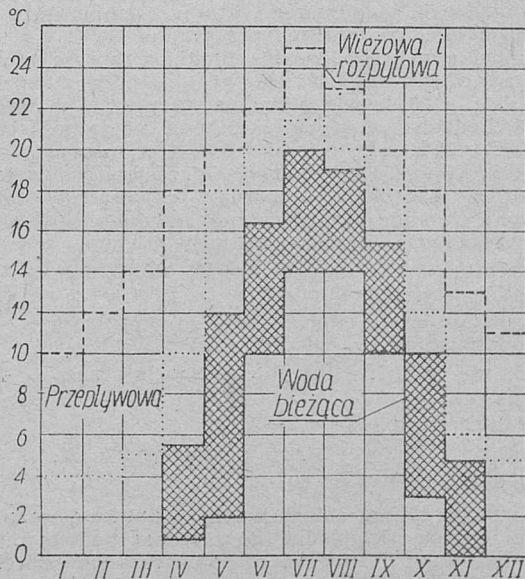
Powierzchnia wymiany ciepła jest znacznie większa i daje

się obliczyć ze wzoru $F_o = \frac{P}{k} \cdot \eta_k$ gdzie k i η_k są to współ-

czynniki doświadczalne, które dla rozpatrywanego przykładu można przyjąć k=100 i η_k=0,4 skąd

$$F_o = \frac{75.000}{100} \cdot 0,4 = 300 \text{ m}^2$$

W powyższych orientacyjnych przykładowych obliczeniach widać, jak ważną rolę odgrywa szybkość powietrza i stąd staje się zrozumiałe, że chłodnice wentylatorowe (rys. 3) są



Rys. 4 — Temperatury wody osiągane w ciągu roku przy chłodnicach przeplywowych, rozpylających i wieżowych.

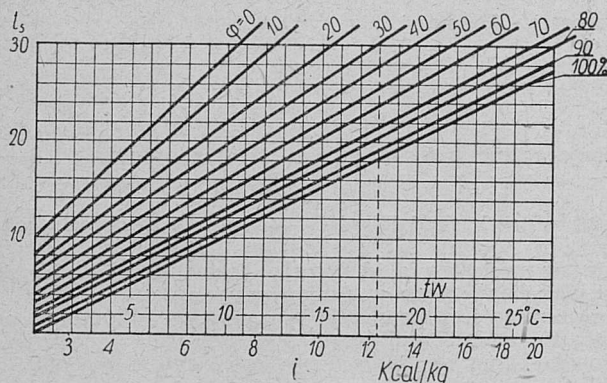
w stanie ochłodzić znacznie większą ilość wody na jednostkę czasu od chłodnic z ciągiem naturalnym.

Bardzo istotne są temperatury wody, jakie daje się osiągnąć przy chłodzeniu atmosferycznym. Dla pobieżnej orientacji podany jest wykres (rys. 4) ilustrujący skutki chłodzenia, osiągnięte na przestrzeni roku w jednym z okręgów przemysłowych Zw. Radzieckiego. Na wykresie tym odnośne linie obrazują dolne temperatury uzyskiwane przy stosowaniu chłodnicy wieżowej, otwartego basenu z dyszami rozpyłowymi, chłodnicy przepływowej oraz dla porównania temperatury wody bieżącej.

Liczyby wykresu mają wartość ścisłą dla obszaru o analogicznych warunkach klimatycznych i dla nas posiadają jedynie wartość porównawczą. Widać, że przy otwartych zbiornikach osiąga się na ogół, a zwłaszcza w zimie, najkorzystniejsze warunki.

Chłodnice wieżowe jednak posiadają, mimo nieco gorszego skutku chłodniczego, cenną cechę, która wysunęła je na czoło chłodnic atmosferycznych — są one najtańsze i najdogodniejsze do montażu i eksploatacji.

Pomijając dość zawile rozważania teoretyczne przyjmować należy, że granica ochłodzenia wody jest równa temperaturze termometru wilgotnego (t_w), która znowu stanowi funkcję temperatury termometru suchego (t_s) oraz wilgotności względnej (φ), co widać na uproszczonym wykresie Moliera (rys. 5).



Rys. 5 — Wykres Moliera dla wilgotnego powietrza

W warunkach krajowych przyjmuje się średnio $t_w = 18^\circ\text{C}$ i temperatura ta stanowi dolną teoretyczną granicę chłodzenia wody, praktycznie zaś będzie się ona utrzymywać dla chłodnic wieżowych na poziomie $7-10^\circ\text{C}$, a dla wentylatorów o $2-5\%$ wyższym. W chłodziarkach należy się liczyć z temperaturą wody dopływowej do chłodnicy atmosferycznej, tj. wodą opuszczającą skraplacz, $t_1 = 26-28^\circ\text{C}$ i po ochłodzeniu jej w chłodnicy atmosferycznej osiąga ona temperaturę $t_2 = 20-22^\circ\text{C}$. W miarę podwyższania t_1 wydajność chłodnicy atmosferycznej wzrasta, lecz odbija się to na pracy urządzenia chłodniczego, którego temperatura skraplania normalnie nie powinna przekraczać 30°C .

Jak widać z wykresu (rys. 6), chłodnica zaprojektowana na wydajność chłodniczą 100.000 kcal/h , przy temperaturze $t_1 = 27$ i $t_2 = 23$, będzie posiadała np. przy $t_1 = 45^\circ\text{C}$ temperaturę końcową $t_2 = 30^\circ$ i osiągnie wydajność ca $Q = 350.000\text{ kcal/h}$ przy niezmiennych wymiarach.

Przeciętnie można przyjmować, że zastępując wodę przepływową w skraplaczu urządzenia chłodniczego obiegiem z włączoną chłodnią atmosferyczną, parametry pracy skraplacza przedstawiać się będą, jak następuje:

Temperatura wody dopływowej do skraplacza $t_2 = 23^\circ\text{C}$. (woda odpływająca z chłodnicy).

Temperatura wody odpływającej ze skraplacza $t_1 = 27^\circ\text{C}$. (woda odpływająca do chłodnicy).

Chłodzenie wody na chłodnicy atmosferycznej $t_1 - t_2 = 4^\circ\text{C}$.

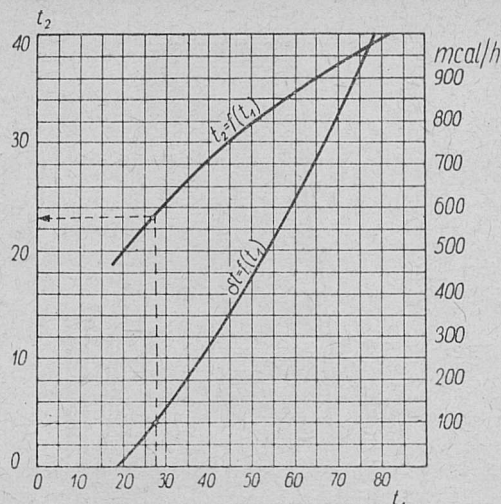
Temperatura skraplania $t_h = 30^\circ\text{C}$

Ilość wody obiegowej 2 razy przepływa.

Oszczędność na wodzie $90-95\%$.

Przy projektowaniu obiegu wodnego należy zawsze zbadać opory przepływu skraplacza, gdyż wobec podwojenia ilości wody w stosunku do normalnej podwyższa się czterokrotnie opory przepływu, co nie zawsze jest dopuszczalne.

Normalny obieg ilustruje rys. 7 fig. a, w przypadku zaś, gdy podwyższenie przepływu przez skraplacz nie jest możli-

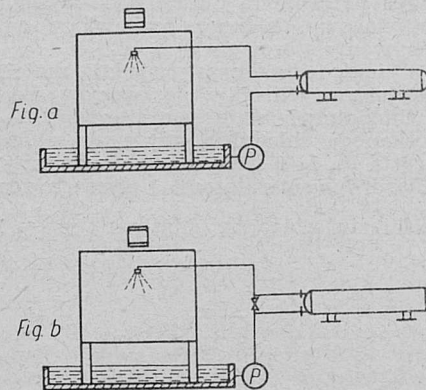


Rys. 6 — Wydajność chłodnicy atmosferycznej w zależności od temperatury wody.

we, stosuje się obieg rys. 7 fig. b, co daje jednak gorsze warunki pracy chłodziarki podnosząc temperaturę skraplania do ca $t_h = 33^\circ\text{C}$.

Do niedawna popularne były w chłodnictwie skraplacze tak zw. ociekowe (inaczej „zaczepekowe“, „dachowe“), wykonane w postaci węzownicy umieszczanej w otwartym miejscu i zraszanej strumieniem wody obiegowej. Realizowały one w dużym stopniu zasadę chłodzenia atmosferycznego, lecz dzięki dużej zależności od warunków zewnętrznych oszczędność wody nie przekraczała 75% , a i to przy dużych wymiarach gabarytowych. Uzasadnienie znajdujemy łatwo w równaniach wymiany ciepła w skraplaczu oraz bilansie cieplnym chłodzenia atmosferycznego.

Wydajność skraplacza Q zależna jest od jego powierzchni wymiany (F), współczynnika przenikania ciepła (k) i średniej różnicy temperatur (Δt) czynnika chłodzącego i chłodzonego $Q = F \cdot k \Delta t$. Oczywiście się staje, że przy małym Δt i nie



Rys. 7 — Schemat obiegu wody

nader korzystnym k powierzchnia wymiany F , a z nią i waga przyrządu musi wzrastać. Przykładowo, dla $Q=100.000$ skraplacz przeciwprądowy waży 1675 kg , a skraplacz ociekowy 5450 kg . Ze względu na potrzebny materiał stalowy rurowy grubościenny, stosowanie tych skraplaczy odbija się nader ujemnie na krajowym bilansie żelaza.

Z bilansu cieplnego $Q = W \cdot c \cdot \Delta t_w = P \Delta t$, w którym oznaczają:

Q — wydajność skraplacza kcal/h ,

W — ilość wody chłodzonej obiegowej kg/h ,

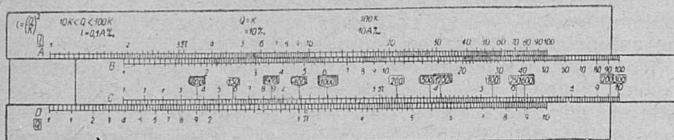
Δt_w — podgrzanie wody w skraplaczu $^\circ\text{C}$,

P — ilość powietrza omywającego skraplacz kg/h ,

Δt — podwyższenie entalpii powietrza kcal/kg , można znowu wyciągnąć dalsze wnioski. Opierając się o wykres Moliera (rys. 4) widać, że przy zmiennym Δt na skutek dużej zależności pracy skraplacza od warunków atmosferycznych i wahającym się przepływie powietrza (P), ulegają istotnym wahaniom warunki wymiany ciepła. Zmienia się Δt_w , a z nią i temperatura skraplania czynnika — fakt wysoce niepożądany dla normalnej pracy urządzenia chłodniczego.

D	100	150	200	250	300	400	500	600	700	800	900	1000	1200
K	0,054	0,159	0,338	0,612	1,990	2,17	3,92	6,4	9,4	13,7	18,8	24,9	40,6
100 K	5,4	15,9	33,8	61,2	99,0	392	392	640	940	1370	1880	2490	4060

- średnice od 400 do 700 — ramki podwójne, przedział od 100 do 999, cecha logarytmu równa 2,
- średnice od 800 do 1200 — ramki potrójne, przedział od 1000 do 9999, cecha logarytmu równa 3.



Znalezienie spadku ciśnienia — to wykonanie na suwaku działania $i = \left(\frac{Q}{K}\right)^2$ co się sprowadza do następujących czynności:

- a) szkiełko suwaka nastawiamy na dany przepływ na dolnej nieruchomej skali (skala „D”)
- b) daną średnicę oznaczoną na ruchomej skali C doprowadzamy do kreski szkiełka
- c) początek wzgl. koniec skali ruchomej wskaże na górnej nieruchomej skali (skali kwadratów „A”) — szukaną wartość spadku ciśnienia i .

Pozostaje określić wymiar odczytanej wartości. Jeżeli przepływ bierzemy w litrach na sek. to spadek ciśnienia otrzymamy w promillach, przy czym należy zapamiętać następujące pravidła:

1. Przy wartości Q l/sek < 100 K odczyt na górnej skali A dzielimy przez 10 ($i = 0,1$ A‰).
2. Przy wartości Q l/sek > 100 K odczyt na górnej skali A mnożymy przez 10 ($i = 10$ A‰).

Zauważmy, że przy Q l/sek = 100 K strata ciśnienia zawsze równa jest 10‰.

Przykład 1. $Q = 12$ l/sek $D = 150$.

Ponieważ dla tej średnicy $100 K = 15,9$ (ramka pojedyncza — więc cecha $1g = 1$, zatem nie 1,59 i nie 159) widzimy, że mamy $Q < 100K$; otrzymany na górnej skali odczyt 50,7 dzielimy przez 10 i otrzymujemy wynik $i = 5,07$ ‰.

Przykład 2. Średnica jak wyżej, $Q = 25$ l/sek. Teraz $Q > 100K$ i odczyt na górnej skali należy pomnożyć przez 10, otrzymując $i = 25$ ‰.

Można w tym miejscu postawić zarzut, że wyżej podane pravidła nie wyczerpują sprawy. Rzeczywiście, gdybyśmy w przykładzie 1 mieli zadane nie 12 lecz 1,2 l/sek, to opierając się na tych pravidłach otrzymalibyśmy ten sam wynik, 5,07‰, co byłoby oczywiście błędne. Analogicznie przy zadaniu w przykładzie 2 wartości 10-krotnie większej, tj. 250 zamiast 25 l/sek. muszą więc być postawione dodatkowe warunki, które zapobiegają błędom. Takimi dodatkowymi warunkami będą górna i dolna granice wartości przepływów praktycznie stosowanych przy danej średnicy przewodu.

Jeżeli Q jest mniejsze od $100K$ więcej niż dziesięciokrotnie, tj. $Q < 10K$, to $i = 0,001$ A‰, co oznacza, że odczyt na skali A należy podzielić przez tysiąc. Otrzymujemy wówczas $i < 0,1$ ‰, a więc wartość spadku linii ciśnienia praktycznie nie stosowana, gdyż przy niej prędkości będą za małe. A więc: dolną granicę stosowaną praktycznie dla przepływów jest $Q = 10K$.

Górną granicę dla Q przy różnych D określimy z warunku, że prędkość w przewodach nie powinna przekroczyć 2 m/sek. Przy takiej prędkości dla $D = 100$ mm mamy $i = 100$ ‰, lecz już dla $D = 500$ mm $i = 10$ ‰. Łatwo obliczyć, że wartość $i = 100$ ‰ ma miejsce przy Q większym ok. 3-krotnie od $100K$ (ściśle biorąc przy $Q > 3,16 \cdot 100K$). Ustalmy więc, że tylko dla $D = 100$ maksymalny, praktycznie stosowany przepływ będzie ok. trzykrotnie większy od $100K$, a to nie pociąga za sobą konieczności postawienia jakiegoś dodatkowego warunku do reguły omówionej pod 2), głoszącej, że przy $Q > 100K$ $i = 10$ A‰.

Ogólnie więc możemy napisać, że stosowane w praktyce przepływy mieszczą się w następujących granicach:

dla $\phi 100$ mm $10K < Q < 3 \cdot 100K$

dla $\phi 500$ mm (i większych) $10K < Q < 100K$

Dla średnic pomiędzy 100 i 500 mm górna granica zawiera się pomiędzy $300K$ i $100K$, np. dla $\phi 300$ mm można przyjąć $150K$.

Podstawiając odpowiednie K otrzymujemy:

dla $\phi 100$ mm, $0,5 < Q < 15$ l/sek

dla $\phi 300$ mm, $10 < Q < 150$ l/sek

dla $\phi 500$ mm, $40 < Q < 400$ l/sek.

Dla łatwiejszego zapamiętania, można wymienione reguły wpisać na brzegu suwaka wraz ze wzorem zasadniczym

$$i = \left(\frac{Q}{K}\right)^2$$

Cyfry i kreski wyznaczające K na suwaku najlepiej wydrapać szpilką, a rysy zasmarować ołówkiem. Będą one równie wyraźne i trwałe jak oryginalne cyfry i podziałka suwaka.

mgr inż. Wiktor Petrozolin

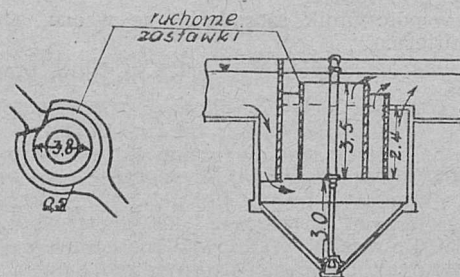
Samoczynna regulacja szybkości przepływu ścieków w piaskownikach

Zasadniczym warunkiem przy projektowaniu piaskowników jest zachowanie stałej prędkości przepływu ścieków, niezależnie od ich zmiennej ilości w ciągu doby. Optymalna prędkość przepływu ścieków przez piaskownik wynosi 0,3 m/s i może być zmniejszona jedynie do 0,1 m/s. Przy przekroczeniu szybkości 0,3 m/s zachodzi wynoszenie z piaskownika drobniejszych cząstek piasku, co wpływa na szybsze zużycie pomp ściekowych lub osadowych. Przy spadku poniżej 0,1 m/s występuje osadzanie się w piaskowniku większych zawiesin zanieczyszczających znacznie piasek.

Najprostszym sposobem zachowania małych wahań prędkości ścieków w piaskowniku jest podzielenie go na 2 lub więcej komór, pracujących razem w czasie maksymalnego i pojedynczo w czasie minimalnego przepływu. Zazwyczaj dzieli się piaskowniki na 2 komory, z których pierwsza jest dwa razy większa od drugiej. W czasie dużych przepływów włączane są obie komory, w nocy zaś pracuje mniejsza komora. Wskazane jest jeszcze przyjąć komorę rezerwową, włączaną na czas ręcznego wydobywania piasku, chociaż wydobywanie takie może mieć miejsce również w nocy, w czasie minimalnego przepływu. W większych piaskownikach przy wydobywaniu piasku za pomocą urządzeń mechanicznych nie przyjmuje się zazwyczaj komór rezerwowych. Stosuje się czasami także kilka komór włączających się kolejno wraz ze wzrostem przepływu ścieków. Osiąga się to przez zastosowanie na odpływie z każdej komory zastawek różnej wysokości. Przy podnoszeniu się poziomu ścieków i powiększaniu prędkości następuje przelew przez zastawki i kolejna praca komór. Nie jest to rozwiązanie dobre i nie zapewnia osiągnięcia równomiernej pracy wszystkich komór.

W Związku Radzieckim zbudowano na jednej z moskiewskich oczyszczalni ścieków (Liublińska) piaskownik pionowy o regulacji szybkości przepływu ścieków w oparciu o powyższą zasadę (rys. 1).

Składał się on z kilku pionowych cylindrycznych przegród, osadzonych współśrodkowo, których górne krawędzie mogły być obniżane lub podwyższane. Usytuowano je w ten sposób, że przy najmniejszym przepływie i małej wysokości piaskownika pracował jedynie skrajny walec. Ze zwiększeniem przepływu i podwyższeniem napełnienia, ścieki przelewały się kolejno przez krawędzie coraz mniejszych walców. Przy maksymalnym przepływie ścieki przepływały przez sumaryczny przekrój wszystkich walców. Jak się jednak okazało w praktyce, piaskownik powyższy nie zdał egzaminu i musiał być całkowicie przerobiony. Wg danych radzieckich powyższy typ może być stosowany jedynie dla większych oczyszczalni, przy kanalizacji ogólnospławnej

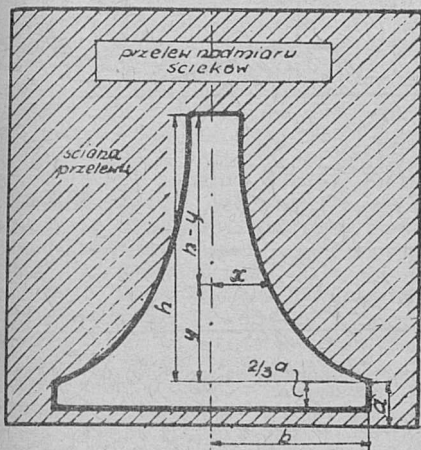


Rys. 1. Piaskownik pionowy Liublińskiej oczyszczalni ścieków.

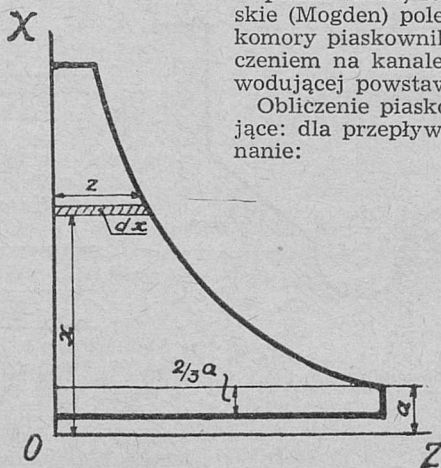
miasta. Przy suchej pogodzie pracuje tylko skrajny walec, przy mokrej włączają się kolejno następne.

W średnich i większych oczyszczalniach ścieków stosowane są inne sposoby regulacji prędkości przepływu ścieków przez piaskowniki. Należy tutaj wymienić przede wszystkim dwa sposoby: pierwszy amerykański, tzw. przelew proporcjonalny (proportional flow weir) i drugi — angielski ze zwężką powodującą odskok Bidone'a.

Przelew proporcjonalny umieszcza się na końcu poziomego piaskownika i stanowi on cienką ściankę (zazwyczaj blaszana), w której wykonuje się otwór prostokątny w dolnej części i kształtu hiperbolicznego w górnej części (rys. 2). Jest on tak obliczony, że zmiany przepływu są proporcjonalne do wysokości spiętrzenia ścieków w piaskowniku. Przy mi-



Rys. 2. Przelew proporcjonalny.



Rys. 3. Przelew Sutro.

Obliczenia tego przelewu są uproszczone, gdyż usunięto konieczności spełnienia 2 równań i pozbyto się potęg ułamkowych.

Przelew ten bywał od dawna stosowany powszechnie w większych oczyszczalniach w Związku Radzieckim i Ameryce. Należy jednak zaznaczyć, że przelewy proporcjonalne nie spełniają całkowicie warunku stałej prędkości przy wahanach przepływu ścieków przez piaskownik, gdyż dół przelewu musi być na określonej wysokości nad dnem piaskownika, zazwyczaj wynoszącej ok. 30 cm. Im mniejsza jest ta wysokość, tym bardziej stała będzie prędkość przepływu ścieków przez piaskownik, jednak zwiększy się ilość wynoszonego piasku. Niemniej jednak powyższe urządzenie jest jednym z lepszych, polecanych nawet przez Imhoffa.

Inny sposób zapewnienia samoregulacji szybkości ścieków w piaskowniku, stosowany przez nowe oczyszczalnie angielskie (Mogden) polega na nadaniu przekrojowi poprzecznemu komory piaskownika profilu zbliżonego do paraboli z umieszczeniem na kanale odpływowym z piaskownika zwężki, powodującej powstawanie odskoku Bidone'a.

Obliczenie piaskownika w danym przypadku jest następujące: dla przepływu nadkrytycznego w zwężce istnieje równanie:

$$q = K.B.h^{3/2} \quad (6)$$

gdzie q — przepływ w stopach³/sek
 h — głębokość powyżej zwężki Bidone'a w stopach

B — szerokość zwężki w stopach,

K — stała

różniczkując równanie (6) otrzymujemy

$$dq = \frac{3}{2} K.B.h^{1/2} = a.n^{1/2} \quad (7)$$

minimalnym przepływie nie występuje spiętrzenie ścieków i przechodzą one swobodnie przez dolną prostokątną część wycięcia. W górnej części ścianki przelewu wykonuje się dodatkowo otwór prostokątny dla odprowadzenia zbyt wielkiego przepływu. Równania dla obliczenia kształtu przelewu proporcjonalnego są następujące:

$$x = b \left(1 - \frac{2}{\pi \sqrt{\lg y/a}} \right) \quad (1)$$

$$Q = \frac{2}{3} b \sqrt{2g} \left(\frac{3}{2} h^{1/2} + a^{1/2} \right) \quad (2)$$

$$\text{oraz } Q_1 = \frac{2}{3} b \sqrt{2g} [(h+a)^{3/2} - h^{3/2}] \quad (3)$$

gdzie Q — całkowity przepływ przez przelew w stopach³/sek.
 Q_1 — przepływ przez dolną prostokątną część przelewu w stopach³/sek.

x i y — rzędne punktów na hiperboli, licząc od założonej osi.

Inne wymiary również w stopach, jak na rys. 2.

Zaprojektowanie kształtu przelewu polega na dobraniu dla danych wartości Q i h pozostałych wielkości, aby spełnione były równania 2 i 3. Przyjmuje się przy tym, że w czasie minimalnego przepływu ścieki przepływają bez spiętrzenia przez część lub całe dolne wycięcie prostokątne z zachowaniem minimalnej dopuszczalnej prędkości.

Mając obliczone wartości a , h i b można, przyjmując kolejno wartości y , wyznaczyć z równania 1 rzędne x punktów hiperboli.

Przelew Sutro (Sutro Smith weir) jest typem przelewu proporcjonalnego (rys. 3). Równania dla obliczenia kształtu tego przelewu są następujące:

$$Q = b \sqrt{2ag} \left(h + \frac{2}{3} a \right) \quad (4)$$

$$z = b \left(1 - \frac{2}{\pi \sqrt{\lg \frac{x}{a}}} \right) \quad (5)$$

gdzie Q , a , b , h — jak poprzednio,
 x i z — jak na rysunku 3.

z drugiej zaś strony przepływ przez wycinek elementarny przekroju poprzecznego piaskownika będzie

$$dq = V.x.dh \quad (8)$$

gdzie V — prędkość w stopach/sek.

Przez porównanie 2 ostatnich równań otrzymamy równanie:

$$x = \frac{3}{2} \cdot \frac{K.B.h^{1/2}}{V} \quad (9)$$

jest to równanie paraboli.

Dla $V = 1$ stopa/sek. (0,3 m/sek) najkorzystniejszej prędkości dla piaskownika, zwykle przyjmowanej

$$x = \frac{3}{2} \cdot K.B.h^{1/2} \quad (9')$$

dla $q = Q_{max}$ $h = H$ i $x = X$ (oznaczenia jak na rys. 4)

$$\text{otrzymamy: } X = \frac{3}{2} K.B.H^{1/2} \quad (10)$$

$$\text{oraz } Q = K.B.H^{3/2} \quad (11)$$

dzieląc równanie (10) przez (11) pozbawiamy się stałych B i K

$$\frac{x}{Q} = \frac{3}{2H} \quad \text{stad } X = \frac{3Q}{2H} \quad (12)$$

Mając X i H wykreślamy parabolę przekroju poprzecznego piaskownika.

Z ostatniego równania (12) mając daną wartość Q i zakładając wartość H (1–3 m) otrzymujemy całkowitą szerokość paraboli na poziomie przepływu ścieków. Otrzymany przekrój paraboliczny należy zastąpić przez łatwo praktycznie wykonalny przekrój prostokątny zastępczy, z kinetą w dnie. Dzieli się go zwykle na 2 zastępcze przekroje (2 komory) w sposób podany na rysunku 4. Zwykle umieszcza się dodatkowo jeszcze jedną komorę rezerwową.

Pojemność rowków zbiorczych na dnie piaskownika oblicza się wychodząc z konieczności wybierania piasku 1 raz na 1–2 doby.

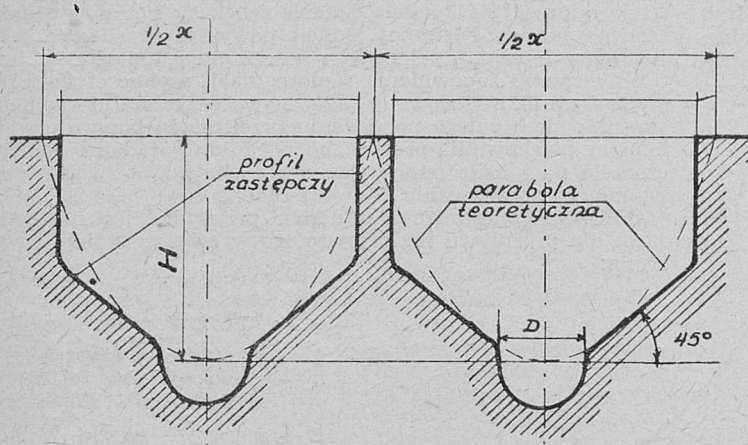
Zwężkę regulacyjną, tworzącą odskok, połączoną również z urządzeniem pomiarowym pływakowym, przekazującym

odczyty na tablicę rozdzielczą, sytuuje się na końcu każdej komory piaskownika.

Przepływ ścieków przez każdą zwężkę wyniesie:

$$q_1 = \frac{Q}{n} \quad (13)$$

gdzie Q —maksymalny dopływ na piaskownik w stopach³/sek.



Rys. 4. Piaskownik poziomy o profilu parabolicznym.

n — ilość komór piaskownika

Zakładając wysokość napełnienia kanału przed zwężeniem H_1 można ze specjalnych tablic obliczeniowych znaleźć odpowiadający przepływ i obliczyć ze wzoru szerokość zwężenia

$$B = \frac{q_1}{H_1 \cdot q_2} \quad (14)$$

Podany poniżej przykład zaczerpnięty jest z obliczeń urządzeń jednej z większych oczyszczalni ścieków, projektowanej przez inż. mgr. K. Żółcińskiego.

Obliczeniowy przepływ ścieków wyniesie: $q = 0,75 \text{ m}^3/\text{s}$, czyli po przeliczeniu na stopy

$$q = 0,75 \times 35,4 = 26,6 \text{ stopa}^3/\text{sek}$$

Przyjęto wysokość napełnienia $H = 1 \text{ m} = 3,3 \text{ stopy}$.

Sumaryczna szerokość piaskownika na poziomie zwierciadła ścieków

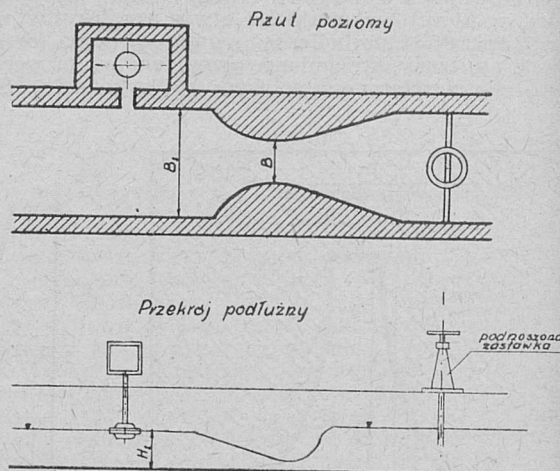
$$x = \frac{3,26,6}{2,3,3} 12,2 \text{ stopy} = 3,7 \text{ m}$$

Przyjęto 4 komory piaskownika na etap obliczeniowy po $x = 1,0 \text{ m}$ i jedną rezerwową.

Długość piaskownika obliczono dla czasu przebywania ścieków 60 sek

$$L = 60 \times 0,3 = 18 \text{ m}$$

Z tablic „Lea Recorder for measuring the sewage“



Rys. 5. Zwężka regulacyjno-pomiarowa powodująca odskok Bidone'a.

$$\begin{aligned} \text{dla } b &= 1' \quad H = 1' \quad q = 3 \text{ stopy}^3/\text{sek} \\ b &= 1' \quad H = 2' \quad q = 8,5 \text{ stopy}^3/\text{sek} \end{aligned}$$

z interpolacji dla

$$b = 1' \quad H = 3,3' \quad q = 14,5 \text{ stopy}^3/\text{sek}$$

Przepływ przez jedną komorę

$$q = \frac{26,6}{4} = 6,65 \text{ stopy}^3/\text{sek}$$

stąd szerokość zwężki

$$b_1 = \frac{6,65}{114,50} = 0,46' = 14 \text{ cm.}$$

Literatura:

- 1) H. E. Babbitt „Sewerage and Sewage treatment“ New York 1940 r.
- 2) K. Imhoff „Taschenbuch der Stadtentwässerung“.
- 3) Szyszkin i inni „Kanalizacja“ Moskwa, 1951 r.

inż. Lucjan Grómski

Przegląd wydawnictw zagranicznych z zakresu gazownictwa

A. Technologia paliw, produkcja gazu

Kolar M. Saidl J.: O możliwości zastosowania w gazowniach węgla niesiekających, w szczególności węgla brunatnych. Paliwa, t. 35, nr 4, kwiet. 55, s. 99.

Przeprowadzono badania nad odgazowaniem czeskich węgli kamiennych słabosiekających z domieszką węgla brunatnych w ilości 30—50%. Odgazowanie przeprowadzono w porcelanowej retorcie $\Phi 80 \text{ mm}$ w elektrycznym piecu oporowym. Wsad retorty wynosił 1 kg., temp. wsadu 1040 — 1080°C. Przeprowadzone doświadczenia wykazały, że jakość koksu w stosunku do zwykłych kokсів gazowniczych nie jest niższa — odwrotnie, jego wytrzymałość mechaniczna jest wyższa. Wydajność gazu jest większa, a jego ciepło spalania utrzymuje się w dotychczasowych granicach. Przeprowadzone doświadczenia nie dały całkowitego obrazu uzysku wszystkich produktów i wymagają sprawdzenia w zakładzie.

J. Naczyński

W. A. Macfarlane: Kilka uwag dotyczących zastosowania węgla w USA.

Journal of the Institute of Fuel t. 28 nr 170, marz. 55 s. 109—113.

Przyjmując całkowite roczne zużycie węgla w USA w 1900 roku za równe 100, w roku 1950 stwierdzono wskaźnik 445. Ze względu na całkowite niemal wyeliminowanie parowozów na kolejach amerykańskich na rzecz lokomotyw o silniku Diesla oraz na coraz to większe wykorzystanie w energetyce zasobów ropy naftowej i gazu ziemnego, udział węgla w ogólnym bilansie energetycznym ma wyraźną tendencję zniżkową. Dużo wysiłku badawczego poświęca się obecnie napędowi lokomotyw przy pomocy turbiny gazowej opalanej węglem, przy czym główna trudność leży w usunięciu lotnego popiołu, powodującego erozję łopatek turbinowych. Zbudowano 2 zakłady doświadczalne, celem uzyskania olejów z węgla, pracujące na zasadzie uwodornienia i procesu Fischer-Tropscha, ponadto opracowano szeroki program ekstrakcji oleju z łupków. Celem umożliwienia stosowania niemiec-

kich procesów zgazowania Winklera i Lurgie'go dla wysoko spiekających się węgli amerykańskich, opracowano metodę zapobiegającą aglutynacji węgla. Proces Parry'ego umożliwił na skalę przemysłową suszenie i karbonizację w niskiej temperaturze lignitu, który po przejściu procesu, z początkowej zawartości wilgoci 35% zawiera już tylko 3,6%, z równocześnie wzrostem wartości opałowej z 6920 na 10230 B. th. U/funt.

W. Popielski

W. Schroeder: Wydobywanie i użytkowanie gazu kopalnianego w Zagłębiu Saary. Gas u. Wasserfach t. 96 nr 7, kwiet. 55, s. 193.

Wydobywaniu węgla w Zagłębiu Saary towarzyszy obfite występowanie gazu kopalnianego. Przy dobowym wydobywaniu węgla ok. 55 tys. t ilość uchodzącego gazu wynosi około 1,3 mil. m³. Głównym składnikiem gazu jest metan (50—90%). Zużytkowanie gazu kopalnianego rozpoczęło w 1948 r., kiedy zbudowano urządzenie przygotowujące metan do silników. Wykorzystanie gazu wzrastało z 12 tys. m³/dobę w 1950 r. poprzez 22 tys. m³/dobę w 1953, na przewidywane z końcem 1955 r. 500 tys. m³/dobę. Gazy kopalniane o wysokiej zawartości metanu (85—95%) używane są jako paliwo motorowe (ładuje się je w butle pod ciśnieniem 200 atm.). Jest ono o 30% tańsze i pozwala na zaoszczędzenie 300 tys. litrów importowanej benzyny. Duże ilości gazu kopalnianego, zwłaszcza o mniejszej zawartości metanu (55 — 65%), rozprzodza się gazociągami i zużytkowuje do opalania kotłów zakładów przemysłowych i do opalania komór pieców koksowniczych. Stosowanie gazu kopalnianego zupełnie nie zawierającego siarki jest bardzo korzystne, nie wywołuje korozji palników. Oprócz opisanych zastosowań, firma Saar-Ferngas-A.G. buduje urządzenie typu „Klarenthal“ do krakowania gazu kopalnianego z powietrza. Do gazu ze skrakowania dodaje się pewną ilość gazu kopalnianego, uzyskując gaz o cieple spalania 4700 — 4800 kcal/Nm³, zawierający około 15% H₂, co zapewnia dostateczną szybkość spalania. Budowane urządzenie ma przerabiać 200 tys. m³/gazu na dobę.

J. Naczyński

V. Jelansky: Kilka uwag o oczyszczaniu gazu metodami suchymi.

Journal des Usines a Gaz, t. 79, nr 3, marz. 55, s. 111 (tłum. z art. w czas. Paliva nr 8 sierp. 54 s. 202—207).

Autor analizuje pochodzenie siarki w węglu. Siarkowodór tworzy się częściowo z siarki organicznej, a częściowo z siarczoków. Siarczany żelaza przemieniają się w siarczki (FeS₂, Fe₁₁ S₁₂), przy czym uwalnia się siarka, która w połączeniu z wodorem tworzy H₂S. Podczas destylacji węgla, część siarki w postaci siarkowodoru, wraz z małą częścią siarki związanej organicznie (merkaptoponowa, tioeterowa i in.) przechodzi do gazu. Proces tworzenia się siarkowodoru zachodzi w granicach temperatur 300—600°C. W temperaturach wyższych H₂S rozkłada się, a uwolniona siarka reaguje z węglem. Wg Perny (Praga) 60 — 70% siarki przechodzi do koksu, 3% do smoły, a reszta do gazu (95% jako H₂S). Aby oczyścić 100 tys. m³ gazu o zawartości H₂S 4 — 5 g/m³ trzeba zużyć 1 t masy oczyszczającej o zawartości 50% Fe₂O₃, z czego 70% jest związane w postaci hydratu aktywnego. Ilość masy, którą należy załadować do skrzyń oblicza się

w Czechosłowacji wg wzoru Jegorowa:
$$V = \frac{1673 \sqrt{S}}{f \cdot g} (S - \text{zawartość H}_2\text{S w gazie w } \%, f - \text{zawartość hydratu aktywnego w masie, } g - \text{ciężar masy w t}).$$
 Dobra masa oczyszczająca powinna zawierać 50% Fe₂O₃, z czego 70% pod postacią hydratu aktywnego. Zawartość wody 30 — 40%, SiO₂ — 15% dla mas naturalnych, a 10% dla mas sztucznych. Dla wyregulowania optymalnej wartości pH = 7, pozostawia się w gazie nieco amoniaku, lub dodaje do oczyszczalników 0,5% wapna gaszonego. Dodatek trocin drewnianych ułatwia przejście gazu przez masę.

A. Boznański

J. Bähr: Usuwanie siarkowodoru z gazu przez selektywne wymycie przy pomocy roztworu amoniaku oraz przetworzeniu H₂S na siarkę lub siarczan amonu.

Brennstoff-Chemie t. 36 nr 9/10, maj 55, s. 129 — 142.

Mokre metody odsiarczania gazu mają najlepsze widoki praktycznego zastosowania w koksownictwie. Proponowano różnorodne sposoby, tzw. metody kombinowane, które pozwalają na jednoczesne przerobienie siarkowodoru i amoniaku wydzielonych z gazu na siarczan amonu. Nie znalazły one jednak do tej pory zastosowania w technice koksowniczej. Najlepszymi okazały się metody, w których gaz płu-

cze się przy pomocy wody amoniakalnej, przy czym siarkowodór z gazu jest selektywnie wymywany, zaś obecny dwutlenek węgla nie zostaje wymyty, jeżeli czas zetknięcia gazu i cieczy płuczącej jest dostatecznie krótki. Stwierdzono, że w czasie krótkiego zetknięcia gazu z cieczą płuczącą zawierającą amoniak — wymywany jest głównie H₂S i tylko w minimalnej ilości CO₂. Na podstawie tych wyników opracowano metodę „selektywnego płukania“ („selektiv Kurzwäsche“). Podano teoretyczne założenia procesu i opisano różne typy płuczek stosowane do selektywnego wymywania H₂S. Najlepszą okazała się płuczka „Kittel-Wäscher“ (Ø 2 m, wys. 6 m). W płuczce tej osiągną 55% wymycia H₂S z gazu, podczas gdy w płuczce rusztowej (Ø 3 m, wys. 6 m) w tym samym czasie osiągną wymycie tylko 15% H₂S. Podano również sposoby dalszego przerobu wydzielanego H₂S i NH₃ na: 1) siarczan amonu i kwas siarkowy, 2) siarczan amonu i siarkę, 3) na stężony roztwór amoniaku i siarkę.

B. Borkowski

P. R. Grossman, R. W. Curtis: Gaz do syntezy z gazogeneratorem na pył węglowy.

Trans. ASME t. 76, nr 4, 1954, s. (689—695) *Chimia i chim. techn.* nr 2 str. 99 — 107 (1955).

Podano opis gazogeneratorów pracujących na pył węglowy: generatory zbudowano na zasadzie normalnych palenisk pyłowych z tą różnicą, że zastosowano pewien nadmiar dawkowanego węgla w stosunku do dawkowanego tlenu. Medium zgazowujące: tlen i para wodna, wdmuchiwane razem z pyłem węglowym przez rozpylacze. Uzyskiwany gaz zawiera około 40% CO i 40% H₂.

A. Turowska

R. Weiner: Elektrografit i wypalony koks w budowie aparatury chemicznej.

Chemiker Zeitung t. 79 nr 2 stycz. 55 s. 41—46.

Z koksu ubogiego w popiół, sprasowanego w formy i wypalonego przy 1300°, powstaje tzw. „Durabon“ (Hartbraunkohle). W oporowych piecach elektrycznych (50 tys. Amp. i 110 V.) materiał ten przemienia się na „Diabon“ czyli elektrografit. Oba są materiałami idealnymi dla przemysłu chemicznego, gdyż zupełnie nie korodują i są doskonałymi przewodnikami ciepła. Szczegółowo omówiono strukturę tych materiałów, ich własności fizyczne i chemiczne i przykłady zastosowania w budowie aparatury.

J. Doliński

H. Vollbrecht: Podstawy techniki wysokich ciśnień.

Chemiker Zeitung t. 79 nr 5 i 6 marz. 55 s. 139—141, 171—174.

Technika wysokich ciśnień postawiła nowe zadania budowie aparatury. Ściany naczyń muszą być dostosowane do warunków ciśnienia i temperatury. Specjalne wymagania dotyczą uszczelniania połączeń i zamknięć oraz ruchomych części urządzeń. Artykuł zawiera szereg rozwiązań tych problemów. Omówiono zagadnienie napięć na ścianach naczyń, jego budowę oraz najszersze opracowano problem uszczelniania pod ciśnieniem.

J. Doliński

D. I. Riabczikow, B. R. Bielajewa: Metody określenia wilgoci. *Uspiechi chemii* t. 25 nr 2 luty 55 s. 240—247.

W artykule podano liczne stosowane metody określenia wilgoci różnych ciał w zależności od ich stanu skupienia oraz własności chemicznych. W opisie uwzględniono metodę pośredniego i bezpośredniego określenia wilgoci. Podano przykłady obliczeń oraz rysunki aparatów laboratoryjnych stosowanych w praktyce.

M. Fałęcki

B. P. Mierkow: Zamykająca ciecz stosowana przy analizie gazów.

Zawodskaja Laboratoria t. 31, nr 4 kwiec. 55, s. 499.

Z uwagi na to, że wszystkie cieczce zamykające powodują zanieczyszczenia biurety autor proponuje stosować kwas 6-tetralino-sulfanilowy. Przygotowuje się go z tetraliny i kwasu siarkowego, a następnie uzyskany kwas rozcieńcza 5-krotnie wodą.

A. Turowska

W. A. Porkowskij, G. A. Aliszina: Ilościowe oznaczanie etylenu w mieszaninie gazowej.

Zawodskaja Laboratoria, t. 31, nr 4 kwiec. 55, s. 415—416.

Ponieważ stosowanie rtęci jako cieczy zamykającej daje duże błędy oznaczania w mieszaninach gazowych zawierających dwutlenek węgla, a zwłaszcza etyleny, autorzy opracowali model aparatu do wykonywania analiz gazów zawierających etyleny. Metoda polega na przeprowadzeniu pewnej

określonej ilości gazu (0,5 — 2 l) przez 10 ml 10-procentowego kwasu siarkowego, dodaniu dwuchromianu potasu i odmiareczkowaniu nadmiaru użytego dwuchromianu. 1 ml 0,1 n tiosiarcznanu odpowiada 0,44 mg tlenu etylenu.

A. Turowska

Ja. D. Zelwenski, A. Gruzincewa, S. Gerczikowa. Oznaczanie zawartości organicznych połączeń siarki zawartych w gazie metodą przekształcenia ich w siarkowodór. *Zawodskaja Laboratoria*, t. 31, nr 3 marz. 55. s. 277—281.

Opierając się na metodzie przeprowadzania organicznych połączeń siarki w siarkowodór przy zastosowaniu katalizatorów, autorzy opracowali metodę bezkatalityczną. Podali warunki dotyczące temperatury reakcji i szybkości przepływu gazu. Warunkiem jest, by gaz zawierał wodór. Podane wyniki wykazują średnio 1% błędu oznaczania.

A. Turowska

B. Rozpraszanie gazu

Pomiar ubytków korozyjnych bez ważenia metalu. *Plant* t. 7 nr 2 lut. 53 s. 58—59

Bezwarunkowy pomiar ubytku korozyjnego metalu zakopanego w ziemi na drodze elektrycznej, bez potrzeby uciekania się do odkopywania, polega na wyznaczaniu prądu korozyjnego

$$I_0 = \frac{I_p \cdot I_g}{I_p + I_g} \text{ przy czym } I_p \text{ i } I_g \text{ oznaczają prądy}$$

doprowadzane z zewnątrz, potrzebne do wywołania polaryzacji katodowej, względnie anodowej, celem zniesienia prądu korozyjnego. Odpowiednie wartości dla I_p i I_g otrzymujemy z charakterystycznych zagieć na krzywych polaryzacji katodowej i anodowej. Korzyści, które daje zastosowanie metody elektrycznej są następujące: 1) pomiar dotyczy aktualnie zachodzących ubytków wagowych, 2) produkty korozyjne, które częstokroć wpływają inhibując na dalszy proces korozyjny nie zostają usunięte, 3) wyeliminowanie błędów związanych z procesem oczyszczania powierzchni rurociągów. W doświadczeniach laboratoryjnych używano dokładnych ważonych próbek stalowych zakopanych do 5 różnych głębokości korozyjnych o różnym stopniu napowietrzenia, o własnościach pH 2,2 + 9,6. Ubytki korozyjne obliczone na podstawie powyższego równania i prawa Faradaya różniły się zaledwie o 4% od ubytków rzeczywistych, uzyskanych przez bezpośrednie zważenie.

W. Popielski

Nadziemne zbiorniki gazu pod ciśnieniem; wytyczne dla budowy, wyposażenia, próby ruchu. DIN 3396 *Gas u. Wasserfach* t. 96 nr 1 stycz. 55 s. 14—19.

Omówienie nowego projektu DIN 3396, który zgłoszono na miejsce przestarzałej normy z roku 1953. Zarzuty można zgłaszać do 30 kwietnia br.

J. Doliński

Racjonalne spawanie jako sposób łączenia termoplastycznych tworzyw sztucznych. H. Peukert. *Chemiker Zeitung* t. 79 nr 7 kwiec. 55 s. 210—213.

Podział tworzyw sztucznych na duro- i termoplastyczne. Omówienie różnych systemów spawania: 1) gorącym gazem przy pomocy dodatkowego drutu i bez tego dodatku, 2) elementami grzejnymi (kilkoma odmiennymi sposobami)

Recenzje

Dr inż. Jarosław Doliński

Oszczędne używanie gazu w gospodarstwach domowych i instytucjach usługowych

PWT Warszawa, 1955. A5 str. 44. rys. 31. tabl. 3.

Fachowej literaturze gazownictwa przybyła nowa, cenna pozycja. Broszura wydana pod powyższym tytułem liczy wprawdzie zaledwie 44 strony, ale strony te są dobrze wyzsłane

Książeczka jest napisana interesująco, dobrym stylem, a treść jej jest bogata i celowo dobrana. Wprawdzie przeznaczona jest ona dla szerszych kół użytkowników gazu, a więc pisana jest odpowiednio popularnie, ale i fachowiec znajdzie w niej dużo ciekawych i pożytecznych wiadomości.

Książeczkę podzielono na krótkie rozdziały omawiające: znaczenie gazownictwa w ogólnej gospodarce energetycznej, gazownictwo w Polsce, gaz ziemny i gazy sztuczne stosowane w gospodarstwach domowych i przemysłach miejskich, własności najczęściej stosowanych gazów, rozpraszanie gazu miejskiego, płomień gazowy, zasadnicze konstrukcje palni-

3) przez tarcie, 4) w polu wysokiej częstotliwości ze spawem krok za krokiem, lub spawem ciągłym. Te ostatnie próby nadają się tylko do tworzyw o charakterze dipolowym.

J. Doliński

Kilka uwag o korozji i sposobach jej zapobiegania. James P. Reuton. *The Gas World* t. 141 nr 3675, stycz. 55 s. 255.

Znana kolumna żelazna w Delhi, licząca 1600 lat nie wykazuje śladów rdzy. Swoją długowieczność zawdzięcza jednorodnej strukturze metalicznej i brakowi H_2S w suchym powietrzu. Autor podkreśla bardzo ujemny wpływ zanieczyszczenia powietrza gazami przemysłowymi na proces korozji oraz omawia postępy osiągnięte w wyrobie rur żeliwnych dzięki odlewom odsrodkowym i porównuje odporność korozyjną rur stalowych i żeliwnych. Omówiono ponadto wymogi stawiane należytej izolacji rurociągów, sugerując wypełnianie wykopów w glebie specjalnie agresywnej piaskiem lub kredą. Wspomniano również o katodowej i anodowej ochronie rurociągów, o sposobie przeprowadzania pomiarów potencjału i gęstości prądu ochronnego oraz o bardzo dużym znaczeniu oporu właściwego gleby.

W. Popielski

Korozja zakopanych rurociągów i ochrona katodowa. F. Day. *The Gas World* t. 141 nr 3675, stycz. 55 s. 250.

Ekonomiczne znaczenie ochrony katodowej jest bardzo duże: dzięki niej można używać rur o cieńszych ściankach, co daje oszczędność 40% kosztu rur. B. ważną rzeczą w ochronie katodowej jest utrzymywanie i kontrolowanie odpowiedniego ujemnego potencjału „rurociąg-gleba“, który winien wynosić — 0,95 V przy czym do pomiarów wspomnianego potencjału należy używać niepolaryzującej elektrody $Cu(CuSO_4)$. Koszt ochrony katodowej wynosi poniżej 1% kosztów budowy gazociągu przy czym izolacja winna być wykonana b. dokładnie. Bezpośrednio przed ułożeniem rurociągu należy izolację sprawdzić przy pomocy elektrycznego aparatu do wykrywania nieszczelności izolacji i wszelkie uszkodzenia troskliwie naprawić. Koszt ochrony protektorowej rurociągu o małej średnicy na długości 1/2 mili angielskiej wynosi poniżej 10 l.

W. Popielski

C. Użytkowanie gazu

Dobra kuchnia — mało pracy. *Gas u. Wasserfach* t. 96 nr 1 stycz. 55 s. 9—14.

Omówienie wystawy urządzonej pod powyższym hasłem w Stuttgarcie w 54 r. Dzieliła się ona na 5 głównych grup: 1) znaczenie kuchni w gospodarce społecznej, 2) kuchnia w planie mieszkaniowym, 3) techniczne wyposażenie kuchni, 4) kuchnia wzorowa, 5) przegląd kuchni seryjnych, produkowanych przez przemysł.

J. Doliński

Stulecie palnika bunsenowskiego. G. Lockemann. *Chemiker Zeitung* t. 79 nr 10 maj 55 s. 330—332.

Historia wynalazku Bunsena. Przypuszczalny wpływ konstrukcji palnika M. Faradaya, rola ucznia Bunsena Henry Roscoe i rola mechanika Piotra Desagi przy budowie palnika bunsenowskiego. Zastosowanie i znaczenie palnika tego typu.

J. Doliński

ków, kuchnie gazowe, gazowe grzejniki wody, gazowe kotły warzelne, piece do obróbki i topienia metali, przykłady innych zastosowań gazu, odczytywanie stanu gazomierza.

Dobre ilustracje ułatwiają zrozumienie treści.

Broszura, która ukazała się bardzo na czasie, rozejdzie się na pewno szybko, zwłaszcza, że nakład jest bardzo mały, stanowiący za skromny w stosunku do ważności omawianego tematu.

Sperski

SPROSTOWANIE

Do artykułu mgr inż. A. Madeyskiego pt. „Zarys techniki eksploatacji borowin w zdrojownictwie“ (nr 6/55 GWTS) wkrały się błędy, które obecnie prostujemy.

Str. 199, szpalta lewa, wiersz 22 od dołu, zamiast „luki“ powinno być „luki“.

Str. 199, szpalta lewa, wiersz 1, 3, 6 od dołu, zamiast „rurowe“ powinno być „nurowe“.

Str. 200, szpalta prawa, przed wierszem 7 od dołu opuszczono słowa: „Instalacje w układzie podwójnym (Imhoffa rys. 11)“.

Rys. 2

Przy fermentacji osadów ściekowych w studniach emszerowskich, wzgl. w komorach do wydzielonej fermentacji metanowej, otrzymuje się przy stosowaniu jedynie mechanicznego oczyszczania ścieków i bez podgrzewania komór— od 10 do 15 l/gazu na osobę i dobę. Na oczyszczalniach stosujących czynny osad i przy podgrzewaniu osadu do 25 — 35°C ilość ta wzrasta znacznie i w niektórych wypadkach osiągnąć może 20—30 l gazu na osobę i dobę.

Wydzielający się przy fermentacji gaz składa się głównie z dwutlenku węgla (ok. 30%) i metanu (ok. 70%). Prócz tego w gazie tym wykryć można N_2 , O_2 , H_2 i H_2S .

Tablica 1

Przykłady składu gazu do fermentacji metanowej osadu ściekowego wyrażone w % objętościowych.

Miejscowość	CO_2	N_2	O_2	H_2	CH_4	H_2S
Warsz. Stacja Doświadcz. „Kaskada”	43,9	12,3	0,9	—	72,9	—
Warsz. Stacja Pomp na Potockiej	27,3	0,4	1,3	—	71,0	—
Lublin. Studnie Imhoffa	26,2	4,0	1,4	—	68,4	—
Moskwa	18,4	7,5	0	7,2	66,9	—
Moskwa. Fermentacja mezofilowa	28,5	6,5	—	—	65,0	0,001
Moskwa. Fermentacja termofilowa	33,5	4,5	—	—	62,0	0,003

Wg Husmanna (Praxis der Wasserreinigung — 1950, r.) gaz od fermentacji zawiera:

- 65 — 90% metanu (CH_4)
- 10 — 35% dwutlenku węgla (CO_2)
- 0 — 5% wodoru (H_2)
- 0 — 10% azotu (N_2)
- 0 — 0,5% siarkowodoru (H_2S)

Ciężar 1 litra CO_2 — 1,97 g, 1 litra CH_4 — 0,73 g, 1 litra H_2S — 1,539 g.

Wg prof. Strogonowa sucha pozostałość osadu osiadłego w osadniku Imhoffa w przeliczeniu na 1 mieszkańca wynosi 40 gramów na dobę. Z tego 70% (28 g) stanowią związki organiczne.

Jeśli przyjmujemy, że w normalnie pracującym urządzeniu gaz składa się w 70% z CH_4 i w 30% z CO_2 i nie będziemy liczyć azotu, to w 10 litrach ciężar CO_2 stanowiłby $3 \times 1,97 = 5,8$ g, CH_4 — $7 \times 0,73 = 5,2$ g, a razem 11,0 g. — Odpowiednio dla 15 litrów ciężar tych gazów wyniósłby 16,5 g. To znaczy, że z 28 g organicznej substancji wydzieli się od 11,0 do 16,5 g substancji w postaci gazu z fermentacji, czyli rozkłada się od 39,4 do 59% wyjściowej masy związków organicznych — średnio 49% (okrągło 50%). Odpowiada to rozkładowi 50% ogólnej objętości osadu, gdyż objętość osadu zależy głównie od znajdujących się w nim związków organicznych.

Ponieważ ciężar 1 l gazu w normalnie pracującym urządzeniu wynosi ok. 1,2 g, to ilość gazu otrzymana za pewien okres czasu wskazuje na stopień rozkładu załadowanego osadu. W zależności od temperatury, do której podgrzewa się osad w komorze do wydzielonej fermentacji, odróżniamy fermentację mezofilową (od 25 — 35°C) od fermentacji termofilowej (45 — 55°C). W chwili obecnej technicznie opanowana jest na razie fermentacja mezofilowa.

Przy zachowaniu odpowiednich warunków eksploatacji komory fermentacyjnej dominuje fermentacja zasadowa przy pH równym albo nieco wyższym od 7,0, czym się tłumaczy brak w gazie siarkowodoru.

Nie wykłuczona jest jednak możliwość powstawania kwaśnej fermentacji przy zakłóceniu normalnej eksploatacji. Najczęstszą przyczyną powstawania kwaśnej fermentacji bywa nieodpowiednie dla danej temperatury lub danej ilości dojrzałego osadu, świeżego doładunku, niedostateczne mieszanie osadu, zleganie się osadu na dnie komory i zleganie się pływającego na powierzchni „kożucha” itp.

Kwaśna fermentacja wyraża się spadkiem pH cieczy mulowej w zbiorniku do pH = 5,0, gwałtownym obniżeniem się zasadowości (poniżej 50 mg — ekw.), wysoką zawartością lotnych kwasów tłuszczowych (powyżej 50 mg-ekw.). W gazie w tym czasie zjawia się H_2S , maleje ilość CH_4 i mocno wzrasta ilość CO_2 .

Zaburzenia tej natury w większej lub mniejszej mierze powstają na wszystkich oczyszczalniach. Najczęściej nieuchwytnie i nie badane podczas eksploatacji, występują one na jaw dopiero w mniejszych lub większych zniszczeniach, które powodują w pierwszym rzędzie w przewodach rurowych, stalowych kłozach zbiorników gazowych (gazogoldach), pompach itd.

Jeśli zwrócimy się do tabl. 1 to wykryto (w badaniach moskiewskich) od 0,001 do 0,003% H_2S w gazie z fermentacji. a Husmann podaje, że ilość H_2S w tym gazie może osiągnąć 0,5%. Wagowo wypadłoby, że w 1m³ było

$$\frac{1000 \times 1}{1000 \times 100} \times 1,539 = 0,01539 \text{ g, } \frac{1000 \times 3}{1000 \times 100} \times 1,539 = 0,04617 \text{ g,}$$

$$\frac{1000 \times 5}{10 \times 100} = 5 \text{ g siarkowodoru. Jeśli porównać te liczby}$$

z tym, że w gazie węglowym ilość H_2S dochodzi do 35 g w 1 m³ (inż. Chrzyszczewski: Technologia Chemiczna, skrypty, Uniwersytet Łódzki, 1951 r.), to i tych małych ilości, które wykrywano podczas badań moskiewskich, nie można lekceważyć.

Jednym ze sposobów do wyzbycia się H_2S z gazu z fermentacji jest, jak i w gazowniach, przepuszczanie gazu przez płuczki z rudy ławkowej.

W artykule tym podaję rysunki techniczne 2 typów płuczek, dla jednej z zaprojektowanych przeze mnie oczyszczalni ścieków. Pierwsza płuczka — 1-warstwowa, druga 3-warstwowa.

Podstawowe założenia:

- 1) Urządzenie ma służyć do odsiarczania 300 m³ gazu na dobę, co mogłoby odpowiadać $\frac{300000}{15} = 20\ 000$ (osób), wzgl. $\frac{300000}{30} = 10\ 000$ (osób).
- 2) Konstrukcja płuczek powinna być taka, by łatwo było łądować i usuwać masę chłonną, nie naruszając układu ogólnego.
- 3) Ilość masy chłonną, grubość warstw i ich układ oparte być powinny na danych z praktyki gazowni.
- 4) Możliwość łatwej kontroli oczyszczania gazu.

Projekt wykonany był jeszcze w r. 1948 i oparty na danych, ustnie otrzymanych w gazowni warszawskiej. Bardziej wyczerpujące dane dokumentacyjne otrzymałem z dwóch książek: 1) dr inż. Rudolf Riedl „Urządzenia i ruch gazowni”, Warszawa, 1952, PWT i 2) N. Ł. Stackiewicz „Gazosnabżenie gorodow”. Leningrad, 1954. Dane stąd zaczerpnięte potwierdziły prawidłowość założeń przyjętych przeze mnie w 1948 r. Założenia te są następujące:

- a) czas przepływu gazu przez masę chłonną 130—200 sek,
- b) szybkość przepływu od 5 — 8 mm/sek (nie może przekraczać 9 mm/sek),
- c) tym szybkościom odpowiada powierzchnia 2,5 m² na 1000 m³ dziennej produkcji,
- d) aby stykanie się gazu z masą było dostatecznie długie, przyjmuje się od 5 do 10 m² masy rozdzielonej na wszystkie skrzynie na 1000 m³ dziennej produkcji gazu,
- e) grubość warstwy masy chłonną w skrzyniach 50 cm,
- f) rudę ławkową rozdrabnia się i miesza dla powiększenia powierzchni reakcyjnej z trocinami drzewnymi, wzgl. z wiórami.

Dla nadania masie zasadowego odczynu, przy którym reakcja przebiega bardziej aktywnie, dodaje się 5% wapna i od 25 — 30% wody w zależności od zawartości wilgoci w gazie. Skład suchych części składowych masy chłonnej byłby:

	% na wagę	% objętość
Ruda ławkowa	94—95	70—75
Trociny	4—5	25—30
Wapno	0,4—0,5	0,8—1,1

(d. c. n.)



Wydawnictwo „Budownictwo i Architektura“

poleca:

- GILEWICZ A., TOMASZEWSKI W.: **Bezpieczeństwo pracy w budownictwie.** 1955, s. 210, zł 15,50.
- HILDEBRAND J.: **Żurawie elektryczne i spalinowe.** 1955, s. 158, zł 6,60.
- JASINSKI W.: **Suszenie surówki ceramicznej.** 1955, s. 63, zł 2,30.
- KLUZ T.: **Strunobetonowe wkładki deskowe.** 1955, s. 234, zł 15,80.
- KRYSTER J., PAWLIKOWSKI W.: **Fundamentowanie w budownictwie.** 1955, s. 181, zł 8,50.
- LENKIEWICZ W.: **Podręcznik budownictwa ogólnego. Część 2. Wykonawstwo budowlane.** 1955, s. 371, zł 17,70.
- MALINOWSKI R., MILIŃSKI J.: **Betoniarnie budowlane.** 1955, s. 100 zł 7.—.
- MIELNIK W. I., SZEJNKIN B. I., SZNIEJDIEROW R.G.: **Montaż i spawanie konstrukcji blaszanych urządzeń przemysłowych.** Tłum. z ros. W. Kulikowski. 1955, s. 200, zł 13,20.
- MIESZKOWSKI J.: **Monter instalacji kanalizacyjnych.** 1955, s. 88 zł 2,60.
- MYŚLAKOWSKI K.: **Tablice do obliczania wykopów i nasypów przy robotach wodno-melioracyjnych.** Wyd. 2. 1955, s. 62, zł 4.—.
- NAWROCKI L.: **Studnie na wsi.** Informator. 1955, s. 108, zł 7,10.
- PEŁASKI H.: **Prace miernicze przy układaniu przewodów podziemnych.** Wiadomości podstawowe. 1955, s. 156, zł. 7,80.
- Podstawy szklarstwa.** Praca zbiorowa. Tom 2. 1955, s. 741, zł 53.—.
- PORSZNIIEW I. N.: **Zwalczanie korozji w urządzeniach sanitarno-technicznych.** Tłum. z ros. Z. Kowalski. 1955, s. 155, zł. 12.—.
- PRZYŁĘCKI H.: **Badanie wody, ścieków, osadów i gazów w zakresie techniki sanitarnej.** Tom 2. Badania bakteriologiczne i hydrobiologiczne. 1955, s. 268, zł 32.—.
- WOJNAROWICZ S.: **Wodociągi.** 1955, s. 260, zł 10,20.
- WOLSKI Z.: **Malarz budowlany.** Wiadomości podstawowe. 1955, s. 104, zł 4.—.

Do nabycia w księgarniach technicznych **DOMU KSIĄŻKI**
i u kolporterów zakładowych

Warunki prenumeraty

Prenumerata normalna

Kwartalna	18,—
Półroczna	36,—
Roczna	72,—

Zgłoszenia przyjmują wyłącznie urzędy pocztowe oraz listonosze wiejscy i miejscy. Termin zgłoszenia prenumeraty upływa z dniem 10 każdego miesiąca poprzedzającego okres prenumeraty.

Pojedyncze zeszyty „Gaz, Woda i Technika Sanitarna“ można nabyć jedynie w Wydziale Zbytu Czasopism Technicznych NOT, Warszawa, Czackiego 3/5. Zakupu można dokonać osobiście względnie przesyłką pocztową po uprzednim wpłaceniu należności (za zeszyt i koszty przesyłki) na PKO 1-6-100.020 z wyszczególnieniem opłaconych zeszytów

Cena pojedynczego zeszytu zł 6, porto zł 0,45.

Prenumerata ulgowa

($\frac{1}{2}$ ceny prenum. norm.)

Z prenumeraty ulgowej mogą korzystać członkowie stowarzyszeń technicznych NOT, członkowie klubów racjonalizacji i techniki oraz studenci szkół wyższych. Zgłoszenia (tylko zbiorowe) przez oddziały wojewódzkie NOT oraz koła naukowe studentów przyjmuje Ruch Centrala Kolportażu Prasy i Wydawnictw, Warszawa, Srebrna 12, po uprzednim wpłaceniu należności na konto PKO Nr 1-6-100.020.

Państwowe Wydawnictwa Techniczne

Przegląd wydawnictw z dziedziny bezpieczeństwa i higieny pracy

Spis ten obejmuje zestawienie książek zarówno znajdujących się w obrocie księgarskim, jak wyczerpanych. Te ostatnie znaleźć można i korzystać z nich w bibliotekach.

Album ochron osobistych. Praca zbiorowa pod red. M. Ziemborakowej. 1953, s. 142, zł 8.80 (opraw.)

BATURIN W. W.: Podstawy wentylacji przemysłowej. Tłum. z ros. A. Wysocki. 1954, s. 348, zł 36.30 (opraw.)

Bezpieczeństwo pracy przy urządzeniach elektrycznych. Praca zbiorowa. Stow. Elektrycznych. Polskich. Wyd. 2 popraw i uzup. 1954, s. 178, zł 17.—

DZIKOWSKI A.: Bezpieczeństwo i higiena pracy w rzemiośle brązowniczym, galwanizatorskim i odlewniczym. Związek Izb Rzemieślniczych. 1954, s. 63, zł 4.—

DZIKOWSKI A.: Bezpieczeństwo i higiena pracy w rzemiośle kowalskim. Związek Izb Rzemieślniczych. 1953, s. 34, zł 2.—

JEWTIUCHOW K. S.: Technika bezpieczeństwa transportu wewnątrzzakładowego. Tłum. z ros. W. Czarnocka i J. Dobrzański. 1954, s. 183, zł 13.—

LAZARIEW N. W.: Szkodliwe substancje w przemyśle. Tom 1. Związki organiczne. Tłum. z ros. W. Nowacki i Z. Kowalski. 1954, s. 566, zł 60.— (opraw.)

MICHNOWSKI J., KOZŁOWSKI T.: Książeczka galwanizera. 1953, s. 79, zł 2.50

MICHNOWSKI J., KOZŁOWSKI T.: Książeczka szlifierza. 1953, s. 61, zł 2.10

PALUCH E.: Toksykologia przemysłowa. 1954, s. 380, zł 47.— (opraw.)

SKŁODOWSKI A., ZANOZIŃSKI Z.: Bezpieczeństwo i higiena pracy w rzemiośle ślusarskim. 1953, s. 50, zł 3.50

TOMAROW M. M.: Technika bezpieczeństwa pracy przy tłoczeniu blach na zimno. Tłum. z ros. W. Czaplicki. 1953, s. 284, zł 23.— (opraw.)

WALEWSKI A.: Bezpieczeństwo i higiena pracy w rzemiośle blacharskim i kotlarskim. 1953, s. 40, zł 3.50

ZIELIŃSKI J.: Wiadomości z higieny pracy. 1952, s. 151, zł 9.—

Biblioteka Ochrony Pracy

BARAN I.: Sztuczne oświetlenie pomieszczeń pracy. Wyd. 2. 1955, s. 107, zł 8.50

BARAN I.: Światło i praca. Wyd. 3 popraw. i rozszerz. 1952, s. 132, zł 2.—

BIEKAREWICZ A. M., MIESZCZARIKOW J. S.: Technika bezpieczeństwa i higiena przemysłowa w odlewniach żeliwa. Tłum. z ros. J. Holtorp. 1954, s. 166, zł 12.—

BUKOWIECKI L., KELM L.: Prasownie. Młotownie. Kuźnie matrycowe i obręczarnie. 1952, s. 44, zł 2.30

CIUBRA K.: Pył w przemyśle i sposoby jego zwalczania. 1952, s. 52, zł 2.—

ĆWIEK Z.: Cięcie i spawanie metali pod wodą. 1953, s. 74, zł 5.90

DOBROWOLSKI J., ROTTENGRUBER J.: Polerowanie elektrolityczne. 1954, s. 48, zł 3.—

DZIKOWSKI A.: Szlifowanie. 1953, s. 191, zł 11.50

Eksploatacja linii napowietrznych wysokiego napięcia. Wyd. 2 popraw. 1952, s. 108, zł 6.—

Eksploatacja urządzeń elektrycznych sieci miejskich i wiejskich. 1952, s. 136, zł 10.—

GLAZER T.: Zakłady koksochemiczne. 1954, s. 115, zł 7.80

GOSZTOWT J.: Ochrona pracy przy produkcji uszczelnień azbestowo-kauczukowych. 1952, s. 64, zł 3.50

HELBRECHT J.: Liny i łańcuchy. 1952, s. 54, zł 4.—

HELBRECHT J.: Przeładunek statków handlowych. 1954, s. 96, zł 6.30

HOLTORP J.: Bezpieczeństwo pracy przy obsłudze żeliwników. 1953, s. 52, zł 3.50

HOLTORP J.: Bezpieczeństwo pracy zalewaczy i wybijaczy w odlewniach żeliwa. 1953, s. 40, zł 2.50

HORBACZEWSKI J.: Technika ochrony pracy przy przeróbce metali na prasach. 1953, s. 148, zł 8.30

KONARZEWSKI T.: Bhp w rzemiośle elektromechanicznym. 1954, s. 71, zł 4.—

MAŁECKI I., KOŁTOŃSKI W., STRASZEWICZ W.: Zwalczanie hałasów w zakładach przemysłowych. 1954, s. 208 zł 15.—

Montaż ciepłno-mechanicznych urządzeń elektrowni. Tymczasowe przepisy bezpieczeństwa i higieny pracy. 1952, s. 108, zł 7.—

OKRASA E., WOLSKI J.: Sprzęt ochronny w elektroenergetyce. 1953, s. 59, zł 4.20

Przepisy bezpieczeństwa pracy w eksploatacji linii napowietrznych o napięciu ponad 35 kV. Wyd. 3 popraw. 1954, s. 91, zł 6.—

Przepisy bezpieczeństwa pracy w eksploatacji urządzeń elektroenergetycznych elektrowni i stacji. Wyd. 2. 1954, s. 95, zł 6.80

Przepisy bezpieczeństwa pracy w eksploatacji urządzeń elektroenergetycznych sieci miejskich i wiejskich. Wyd. 2. 1953, s. 106, zł 10.—

Przepisy o bezpieczeństwie i higienie pracy z okresu od 6.XI.1946 r. do 29.II.1952 r. Wyd. 2 uzup. 1952, s. 166, zł 11.—

Przeróbka ropy naftowej i gazu ziemnego. Praca zbiorowa. 1953, s. 41, zł 2.—

ROSZKOWSKI S.: Bezpieczeństwo pracy przy pędniach. 1952, s. 61, zł 5.30

RÓŻAŃSKI W.: Obróbka cieplna stali. 1954, s. 63, zł 3.—

RZECKI M.: Elektryczne spawanie i cięcie metali. 1952, s. 99, zł 4.60

RZECKI M.: Użytkowanie butli z gazami w przemyśle. 1953, s. 116, zł 8.80

SJERGIEJEW M. A., NIKITIN P. S.: Organizacja tokarskiego stanowiska roboczego. Tłum. z ros. S. Pietkiewicz. 1955, s. 44, zł 2.—

SOWIŃSKI L., ŻMIGRODZKA H.: Zagadnienia ochrony pracy w ustawodawstwie polskim. 1954, s. 227, zł 16.50

Sprzęt ochronny w elektroenergetyce. Wyd. 2 popraw. i uzup. 1954, s. 58, zł 4.70

SZAWERNOWSKI P.: Bezpieczeństwo i higiena pracy przy robotach pogłębiarskich. 1953, s. 124, zł 8.60

SZUBERT W.: Podstawy prawne bezpieczeństwa pracy w ZSR. 1953, s. 127, zł 6.80

SZYMIK F.: Pomiary rozkładu napięć na izolatorach linii napowietrznych wysokiego napięcia. 1953, s. 30, zł 2.—

Transport paliwa i zasilanie kotłów węglem w elektrowniach. 1953, s. 72, zł 4.40

Tymczasowe przepisy bezpieczeństwa i higieny pracy dla działów ciepłych elektrowni i sieci przewodów ciepłych. Praca zbiorowa. 1952, s. 118, zł 6.10

WALEWSKI A.: Wskazówki ochrony pracy przy eksploatacji silników. 1952, s. 33, zł 1.50

WALEWSKI A., ROSZKOWSKI S.: Ochrona pracy w odlewniach. 1953, s. 243, zł 12.50

WŁASOW A. F.: Technika bezpieczeństwa pracy na obrabiarkach do skrawania metali. Tłum. z ros. A. Wysocki. 1954, s. 164, zł 12.—

ZAJĄC S.: Produkcja środków ochrony roślin. 1954, s. 62, zł 4.—

ZIEBORAKOWA M.: Zasady ochrony dróg oddechowych 1953, s. 35, zł 2.20

Biblioteczka Wykładowcy Bhp

FILIPKOWSKI S.: Szkolenie załóg. 1954, s. 24, zł 1.—

FLATTAU J.: Oświetlenie. 1954, s. 32, zł 2.—

GARLICKI R.: Organizacja i działalność służb bhp. 1954, s. 53, zł 2.50

GODECKI M.: Ogólne podstawy bezpieczeństwa i higieny pracy w transporcie wewnątrzzakładowym. 1954, s. 55, zł 3.—

GRZEBALSKI C., KORPETTA S.: Osłony i zabezpieczenia przy maszynach i pędniach. 1954, s. 51, zł 2.50

HUMMEL H.: Podstawy fizjologii i higieny pracy. 1954, s. 68, zł 3.—

JANISZEWSKI T.: Podstawy zabezpieczeń przeciw porażeniu prądem elektrycznym. 1954, s. 46, zł 2.—

MAZURKIEWICZ A.: Metody badania stanu bezpieczeństwa i higieny pracy. 1954, s. 56, zł 2.50

MODLIŃSKI E.: Ochrona pracy w gospodarce socjalistycznej. 1954, s. 47, zł 2.—

SZUBERT W.: Zagadnienia prawne ochrony pracy. 1954, s. 56, zł 3.—

WOLFF T.: Ogólne zasady wentylacji. 1954, s. 39, zł 2.—

ZIEBORAKOWA M.: Ochrony osobiste. 1954, s. 64, zł 2.50