

kolejami żelaznymi, znoszące natomiast bardzo dobrze możliwość transportu wodnego. Na pytanie: co się będzie przewozić na kanałach galicyjskich? odpowiada datami liczbowymi p. Andrzej Kędzior, dyrektor krajowego biura melioracyjnego. Węgiel kamienny z zagłębia krakowskiego wzdłuż całego kraju na wschód. Obecne zapotrzebowanie węgla w Galicyi i Bukowinie wynosi 2 750 000 t, którego konsumpcja znacznie się zwiększy z powodu obniżenia ceny i rozwoju przemysłu. Następnie ropa, której produkcja w r. 1908 w Tustanowicach i Boryslawiu wynosiła 1585 620 t, a w r. 1909 wzrosła do 1 937 630 t. Dalej drzewo, którego wywieziono w r. 1908 z Galicyi do Niemiec 450 000 t, oraz ziemia, żwir, margiel, glina, których eksport do Niemiec wynosił w tymże roku 120 278 t. Następnie materiały budowlane i płody rolnicze, wreszcie nawozy mineralne, których wóz z Niemiec wynosił 58 747 t w r. 1908. Dla racjonalnego zagospodarowania samych tylko pastwisk o powierzchni 750 337 ha, których meliorację podejmuje obecnie Wydział krajowy, potrzebuje Galicya rocznie 450 000 t kaitinu i 300 000 t tomasyny.

„Rozwój naszego przemysłu naftowego zawisł od budowy kanałów wodnych, oświadcza inżynier górniczy p. Angermann. Podstawą przemysłu naftowego są nasze ogromne i bogate pokłady naftowe w Karpatach. Długość Karpat w Galicyi i Bukowinie wynosi 600 km, mamy więc razem 6000 km linii naftowych, z których, razem biorąc, rocznie nie więcej jak jeden kilometr się wyeksploatowuje. Dziś produkujemy dwudziestą część produkcji amerykańskiej, a szóstą część rosyjskiej, i przy tak słabej eksploatacji już się formalnie dusimy w ciasnocie, wytworzonej przez brak taniego wywozu. Konkurencja amerykańska bije nas swemi drogami wodnymi i zabiera najlepsze rynki zbytu w Europie“.

Największe wszakże znaczenie miałby kanał galicyjski dla przyszłości krakowskiego zagłębia węglowego, tak piękne rokującego nadzieje. Znany geolog wiedeński, dr. Petraschek¹⁾, szacuje zapas węgla kamiennego w całej Austrii na 28 miliardów tonn, w tem sama Zachodnia Galicya zawiera w swych głębiach 25 miliardów tonn, czekających na przedsiębiorczość ludzką. Rachunek ten jest bardzo ostrożny i oparty na podstawie poczynionych faktycznie odkrywek. Wszakże, powiada dr. Maksymilian Matakiewicz, profesor budownictwa wodnego w politechnice lwowskiej, bez drogi wodnej, zapewniającej tani transport, krakowskie zagłębie węglowe nigdy może nie będzie mogło wyzyskać swych bogactw, wobec konkurencji z kopalniami już rozwiniętymi, a także wyzyskanie innych surowych płodów Galicyi przy drogim transporcie kolejowym nie będzie możliwe. W wielu okolicach kraju regulacja rzek, budowa dróg, roboty melioracyjne postępują w zbyt powolnym tempie z powodu braku

¹⁾ Por. tłumaczenie pracy d-ra W. Petraschka p. t. „Pokłady węglowe wzdłuż przyszłego kanału Dunaj-Wisła“. Wydawnictwo Ligi pomocy przemysłowej.

kamienia lub wysokich cen tegoż, wywołanych drogim transportem kolejowym. Że drogi wodne, powiada w innym miejscu prof. Matakiewicz, zapewniają rzeczywiście niskie koszty przewozu, wynika to z porównania kosztów transportu na kanałach i kolejach. We Francyi koszt przewozu na kanałach za tonnę i kilometr wynoszą przeciętnie 0,01 franka; dla nowego kanału Bewergern-Hanower w Niemczech przyjęto taryfę 1,4 feniga za tonnę i kilometr, podczas gdy fracht na kolejach hesko-pruskich dla towarów według specjalnej taryfy III wynosił 3 fenigi. Dla węgla stosunek taryf na kanał i na kolei przedstawia się tam jak 1,2—1,3 : 2,5, z czego wynika, że taryfa kanałowa jest o połowę niższa od taryfy kolejowej. Droga wodna, zdaniem tegoż autora, posiada dla rozwoju ekonomicznego tem większą wartość, im jest dłuższą, gdyż wtedy można liczyć na dalekie transporty, przyczem taryfy przewozowe mogą być jeszcze niższe. Jednak już sam kanał galicyjski, od granicy śląskiej aż do Dniestru, posiada znaczną długość 464 km, która wystarcza, aby koszt przewozu były znacznie niższe, niż na kolejach. Kanał ten więc winien być w każdym razie budowany, nawet gdyby ze względów oszczędnościowych zaniechano połączenia go z Odrą i Dunajem.

Na pytanie: jaka jest różnica między taryfami kolejowymi a kanałowymi dla masowych towarów przy 320 km przeciętnej odległości transportu? odpowiada wyczerpująco p. Bronisław Chodkiewicz, starszy inżynier krajowy biura kolejowego, i przychodzi do wniosku, na zasadzie ścisłego rachunku, że taryfa kanałowa będzie tańszą od kolejowej w następującym stosunku: dla żelaza—o 51%, dla zboża—o 42%, dla ropy—o 31%, dla węgla krajowych i rudy—o 29 i 28%, dla drzewa tartego—o 27% i t. p.

Odpowiedzi na pytania: czy istnieje niebezpieczeństwo obniżenia dochodów kolei państwowych z powodu konkurencji kanałów? oraz: jakie są widoki rentowności kanałów galicyjskich?—nie mogąc być ścisłymi, nie przeczą wszakże pożytkowi budowy zamierzonej drogi wodnej. Austriackie ministerium handlu obliczyło koszt kanału Dunaj-Odra-Wisła-Dniestr, łącznej długości 804 km, na 637 226 000 kor., z czego na kanały galicyjskie od Dziedzic do Zalesia, długości 465 km, przypada 336 839 911 kor. Rząd austriacki ma w tym celu, w ciągu 20 lat trwania budowy, emitować corocznie 4% obligacje, umarżalne w ciągu lat 90, czyli, że od chwili rozpoczęcia budowy zajdzie potrzeba uzyskania gotówki corocznie w kwocie 31 861 250 kor., z czego na koszt kanału w obrębie Galicyi wypada 15 930 675 kor. Koszt powyższy w $\frac{1}{8}$ częściach ma obciążać skarb państwa, zaś w $\frac{1}{8}$ części—interesowane kraje, Galicya więc otrzymałaby inwestycję państwową w sumie 294 735 000 kor. Czy ją otrzyma? Na to pytanie należy szukać odpowiedzi nie tyle w pożyteczności lub zbyteczności dróg wodnych dla Galicyi, ile we wzajemnym stosunku do siebie politycznych sił krajów, wchodzących w skład monarchii habsburskiej.

M. Ch.

Wykorzystanie rozprężania (ekspansji) pary u maszyn wyciągowych.

(Tabl. XX, XXI i XXII—Dokończenie do str. 243 w № 19 r. b.).

Względ na możliwie spokojny bieg liny wskazał przy pseudoastatycznych regulatorach najmniejsze możliwe napełnienie cylindrów. Na mocy doświadczeń i wykresów, przy tej okazji zebranych, ustawione zostały następujące wykresy № I do XII sił stycznych i obliczenie niejednostajności maszyn, przy której powstają niebezpieczne drgania liny (por. tabl. XX, XXI i XXII). Aby nie tylko wielkość, lecz także i sposób zmian prędkości oznaczyć, obliczone zostały równocześnie wykresy prędkości czopa korbowego. Wyrysowane są one kreskowanymi liniami — — — — w bezwzględnej wielkości i we względnej, przy której linia oporu wykresów sił stycznych służy jako średnia prędkość czopa korbowego.

Niechaj oznaczają:

X—czterocylindrowa (tandem-bliźniacza) maszyna o 725 mm i 1150 mm średnicy cylindrów i 1800 mm skoku, ze stalową tarczą Koepego o średnicy 6,4 m.

$GD^2 = 835\,000\text{ kgm}^2$. Największa prędkość liny wynosiła 16 m/sek.

Y — maszyna równych rozmiarów co X, lecz GD^2 wynosiło tylko 450 000 kgm^2 , a największa prędkość liny 24 m/sek.

p — prężność pary dolotowej w atm. abs.

p_0 — „ „ „ wylotowej „ „ „

v — średnia prędkość liny w m/sek.

w — „ „ „ czopa korbowego w m/sek.

E — napełnienie cylindrów wysokoprężnych.

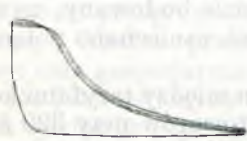
d — stopień niejednostajności maszyny.

Wykresy № I do IX, należą do maszyny X, № X do XII, do maszyny Y. Zostały one wyrysowane odpowiednio do formy kształtówek, względnie do rzeczywistych wykresów indykatorów, przyczem zarazem uwzględniono, że najczęściej podczas okresu przyspieszenia parę dolotową trochę się dławia (patrz wykresy № VII, VIII, IX, XII).

Wykres Nr. I. $v=4$ m/sek.; $E=90\%$; $p=10$ atm. abs.;
 $p_0=0,2$ atm abs.; $d \cong \frac{1}{2,1}$; $w \cong 1,13$ m sek.; $w_{\max} \cong 1,365$ m/sek.;
 $w_{\min} \cong 0,895$ m/sek.; $w_1 \cong 1,058$ m/sek.; $w_2 \cong 0,916$ m/sek.;
 $w_3 \cong 1,345$ m/sek.; $w_4 \cong 1,252$ m/sek.

Wykres prędkości wskazuje bardzo wielkie zmiany. Z powodu małej prędkości liny, powstają, pomimo nierównomiernego biegu maszyny, tylko w większych odstępach po sobie następujące fale w linie, które niebezpiecznych drgań liny nie wywołują.

Wykres Nr. II. $v=8$ m/sek.; $E=90\%$; $p=10$ atm. abs.; $p_0=0,2$ atm. abs.;
 $d \cong \frac{1}{9,72}$; $w \cong 2,26$ m/sek.; $w_{\max} \cong 2,376$ m/sek.; $w_{\min} \cong 2,144$ m/sek.; $w_1 \cong 2,226$ m/sek.;
 $w_2 \cong 2,165$ m/sek.; $w_3 \cong 2,371$ m/sek.; $w_4 \cong 2,322$ m/sek.



Rys. 10.



Rys. 11.



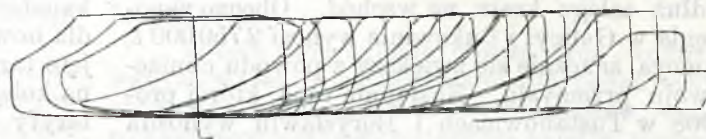
Rys. 12.



Rys. 13.

Wykres Nr. III. $v=12$ m/sek.; $E=90\%$; $p=10$ atm. abs.; $p_0=0,2$ atm. abs.; $d \cong \frac{1}{21,96}$; $w \cong 3,39$ m/sek.;
 $w_{\max} \cong 3,467$ m/sek.; $w_{\min} \cong 3,313$ m/sek.; $w_1 \cong 3,367$

Wykres Nr. V. $v=16$ m/sek.; $E=15\%$; $p=11$ atm. abs.; $p_0=0,2$ atm abs.; $d \cong \frac{1}{57}$; $w \cong 4,52$ m/sek.;
 $w_{\max} \cong 4,56$ m/sek.; $w_{\min} \cong 4,48$ m/sek.; $w_1 \cong 4,508$ m/sek.;

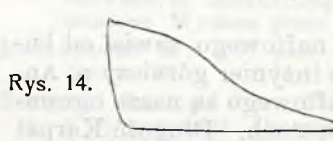


Rys. 8.

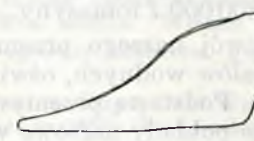


Rys. 9.

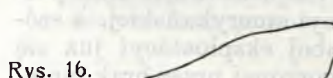
$w_2 \cong 4,488$ m/sek.; $w_3 \cong 4,552$ m/sek.; $w_4 \cong 4,524$ m/sek.;
 $w_5 \cong 4,509$ m/sek.; $w_6 \cong 4,517$ m/sek.



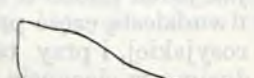
Rys. 14.



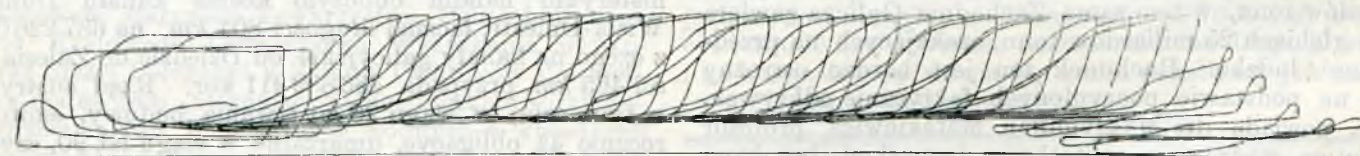
Rys. 15.



Rys. 16.



Rys. 17.



Rys. 18.

$w_2 \cong 3,326$ m/sek.; $w_3 \cong 3,462$ m/sek.; $w_4 \cong 3,429$ m/sek.

$w_2 \cong 3,395$ m/sek.; $w_3 \cong 3,362$ m/sek.; $w_4 \cong 3,389$ m/sek.;
 $w_5 \cong 3,413$ m/sek.; $w_6 \cong 3,376$ m/sek.

Wykres Nr. IV. $v=12$ m/sek.; $E=70\%$; $p=10$

Jak wyżej wspomniałem, regulator pseudoastatyczny

Rys. 19.



Rys. 20.



Rys. 21.



Rys. 22.



atm. abs.; $p_0=0,2$ atm. abs.; $d \cong \frac{1}{24,54}$; $w \cong 3,39$ m/sek.;
 $w_{\max} \cong 3,459$ m/sek.; $w_{\min} \cong 3,321$ m/sek.; $w_1 \cong 3,36$ m/sek.;
 $w_2 \cong 3,325$ m/sek.; $w_3 \cong 3,451$ m/sek.; $w_4 \cong 3,432$ m/sek.

drganie liny, lecz bieg jej był czasami nierównomierny i niespokojny.

Wykres Nr. VIII przedstawia pierwszą połowę Nr III i drugą połowę Nr VI, — oba przeliczone na $v=14,66$ m/sek.;

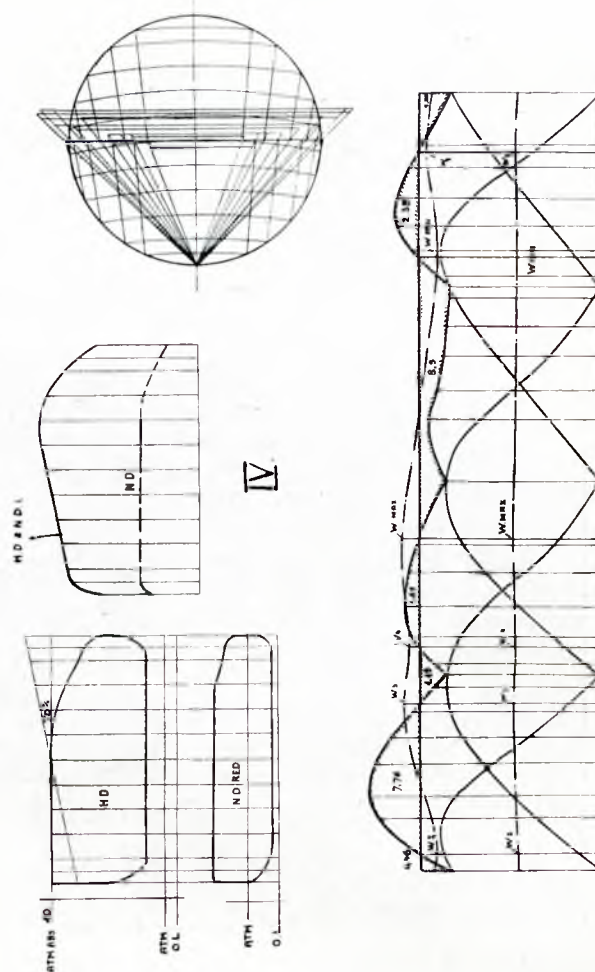
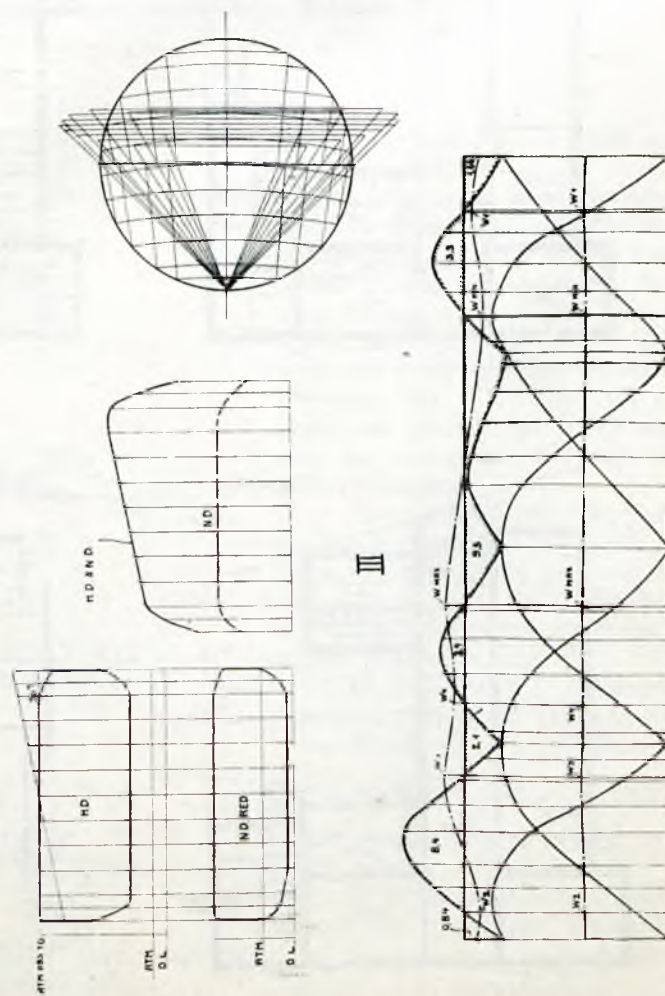
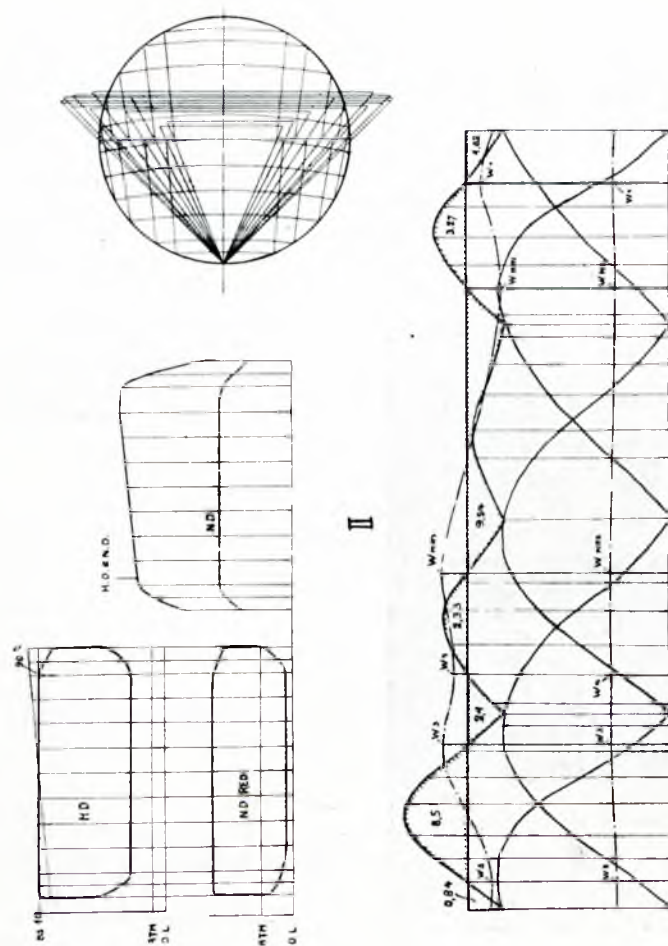
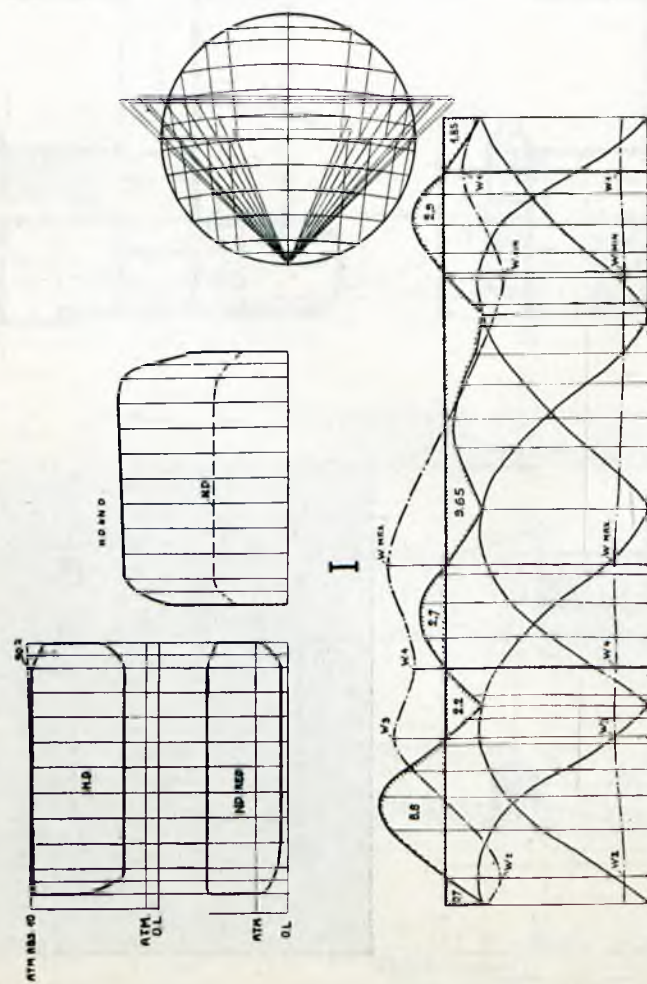
zmienia napełnienie cylindrów bardzo raptownie. Zmiana sił stycznych i niejednostajności maszyny zależna jest oczywiście od położenia korby, przy którym regulator wywiera swój wpływ na stawidła. Wykresy Nr. VII, VIII, IX i XII skreślone zostały na mocy założenia, że następuje to przy końcu skoku maszyny.

Nadmienić jeszcze wypada, że według wykresów tacheografu, regulator przechodził w swe najwyższe położenie u maszyny X przy 14,5 do 15 m/sek., u maszyny Y przy 21 m/sek. prędkości liny.

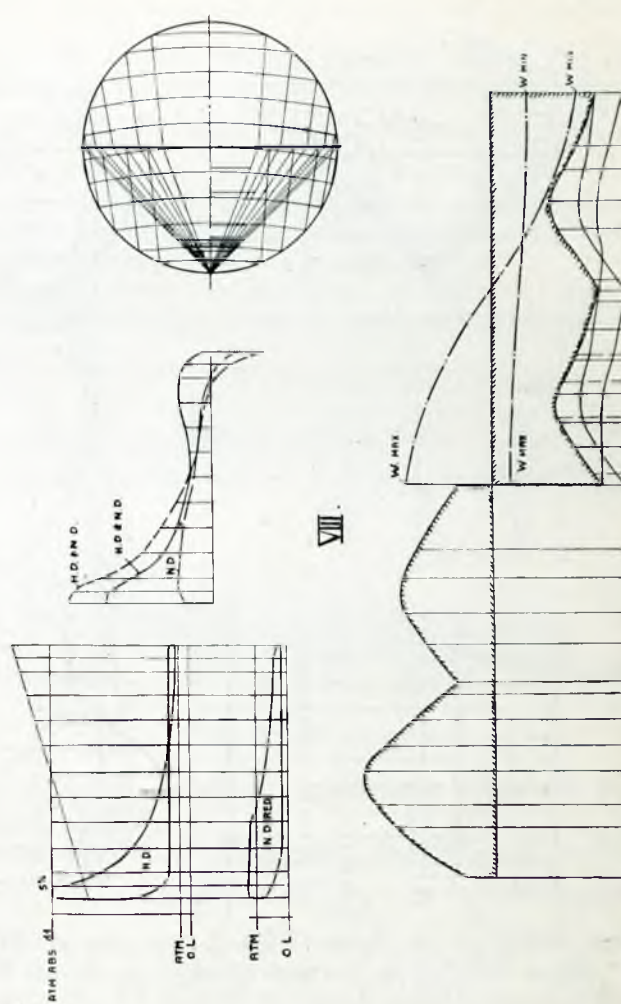
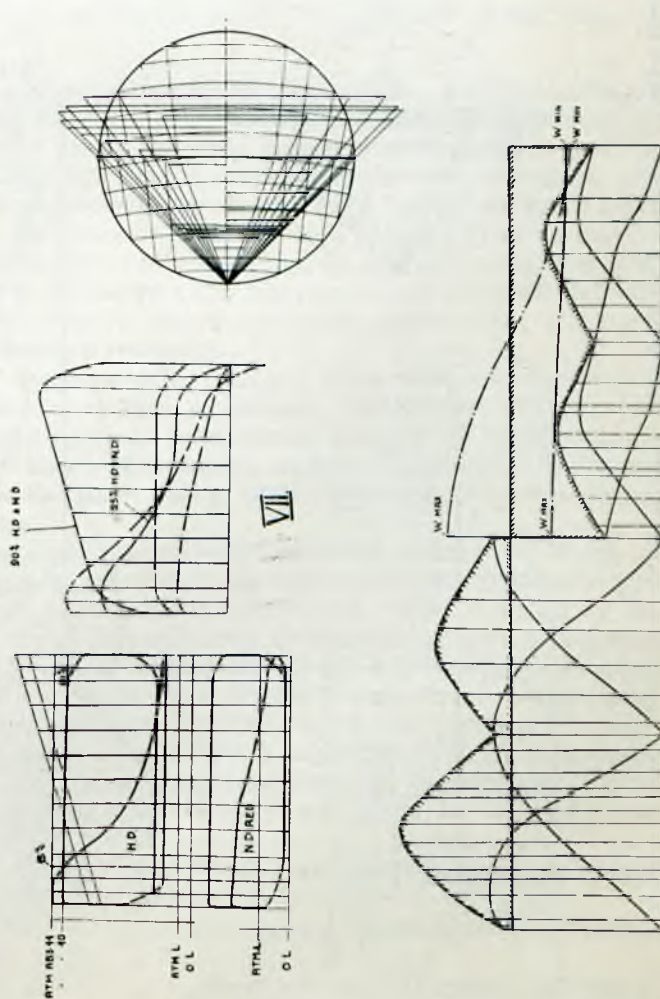
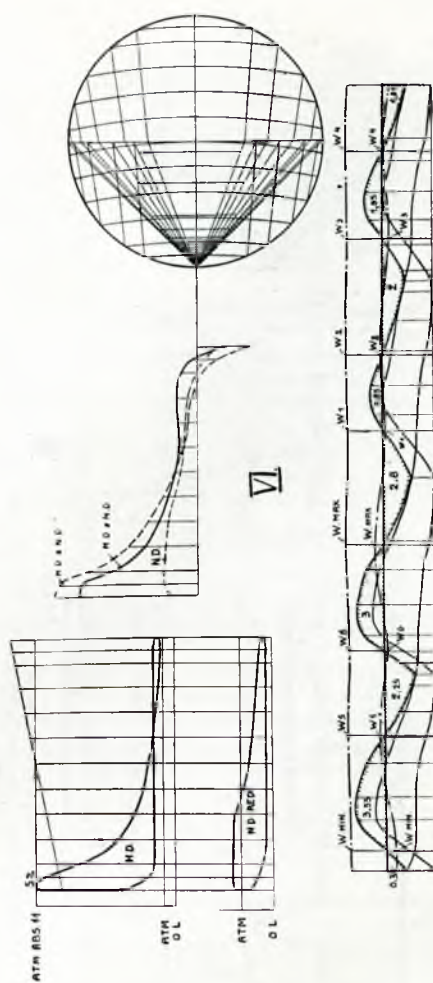
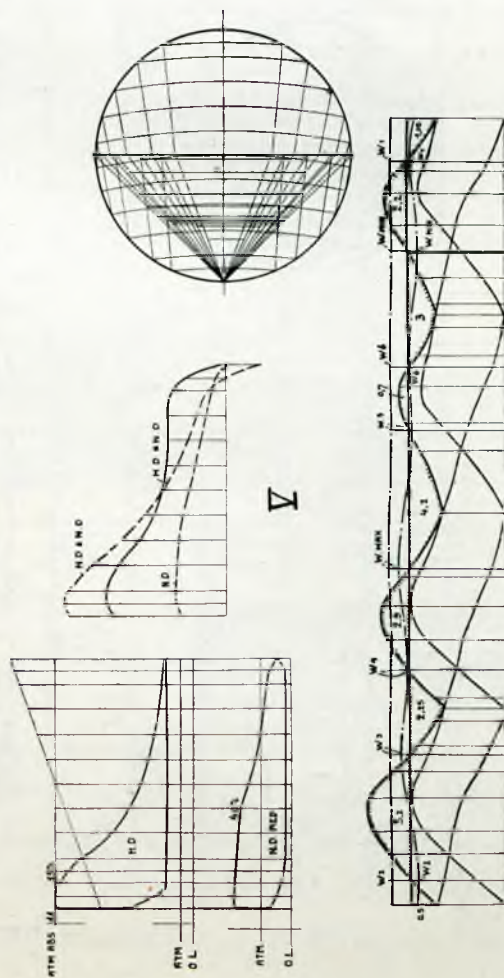
Wykres Nr. VII przedstawia pierwszą połowę Nr III i drugą połowę Nr V; — oba przeliczone na $v=14,66$ m/sek.; $d \cong \frac{1}{8,36}$; $w \cong 4,147$ m/sek.; $w_{\max} \cong 4,395$ m/sek.; $w_{\min} \cong 3,899$ m/sek.

Przy tej niejednostajności maszyny nie powstało niebezpieczne

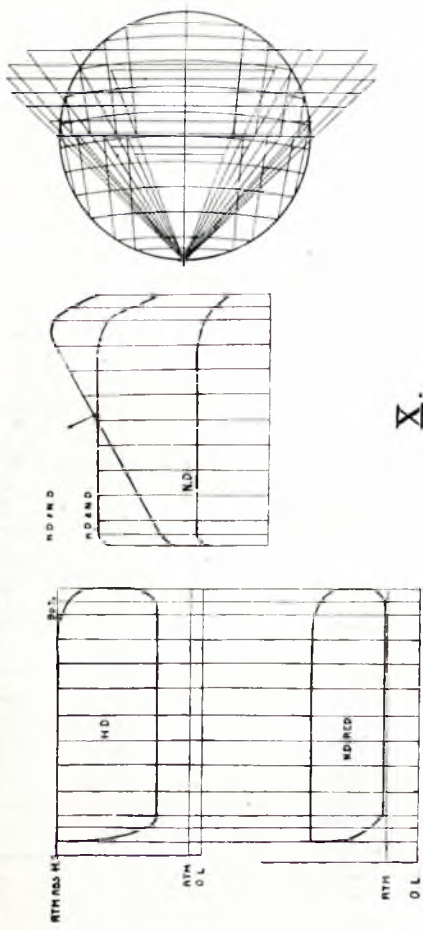
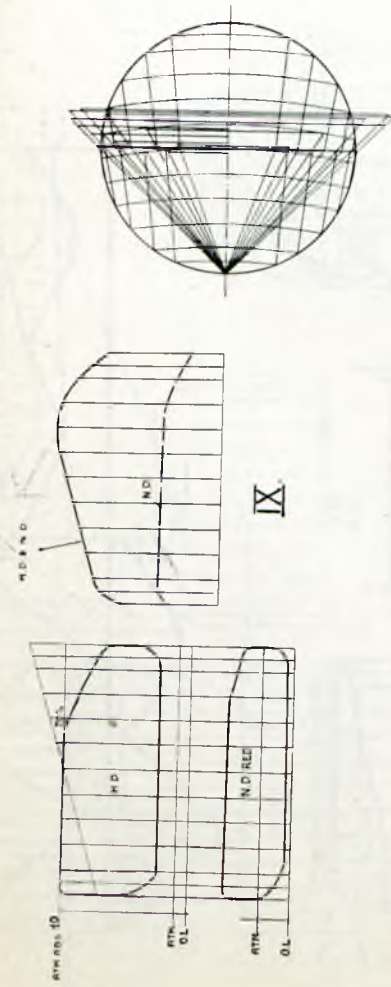
Do art. „Wykorzystanie rozprężania (ekspansji) pary u maszyn wyciągowych”:



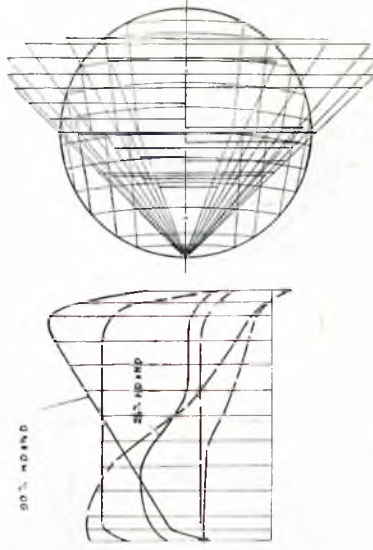
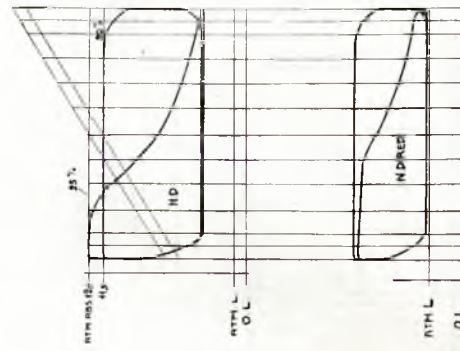
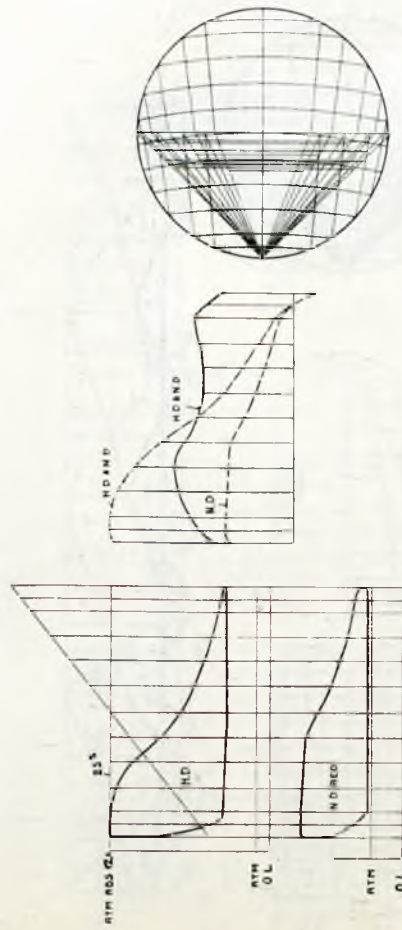
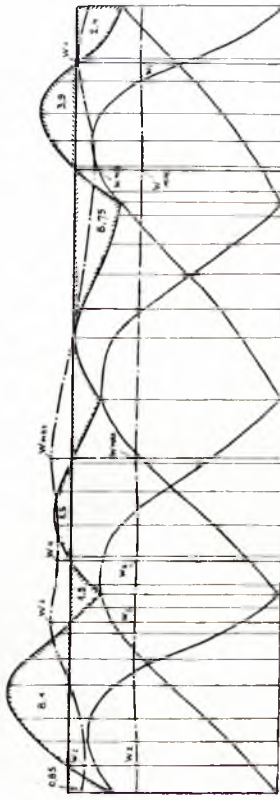
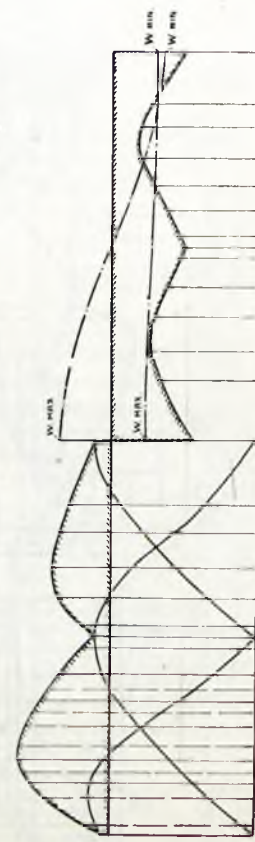
Do art. „Wykorzystanie rozprężania (ekspansyi) pary u maszyn wyciągowych”.



Do art. „Wykorzystanie rozprężania (ekspansyi) pary u maszyn wyciągowych”.

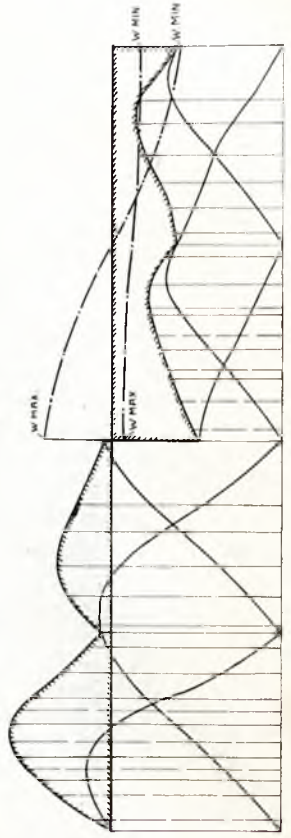
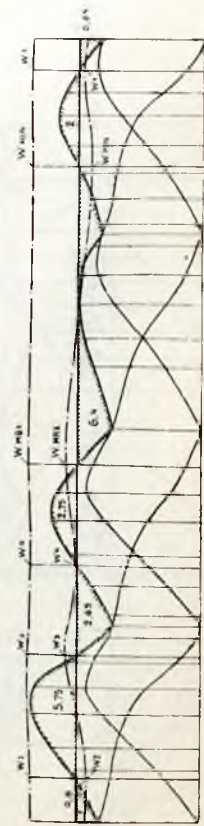


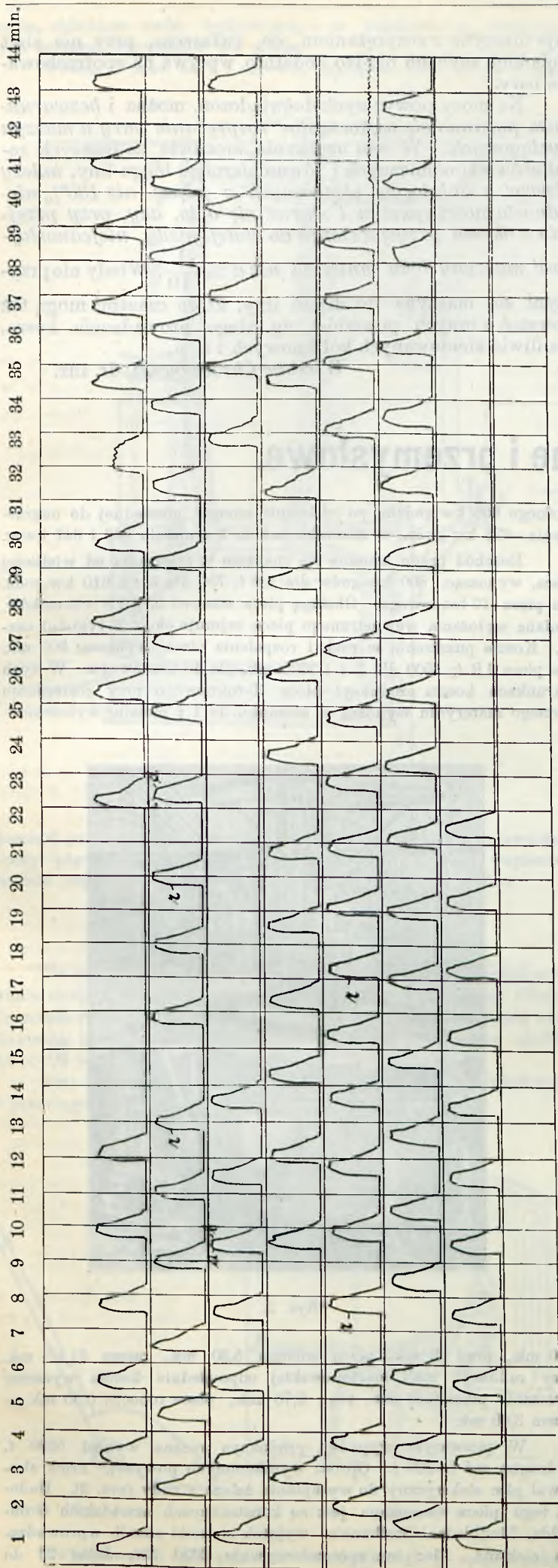
X.



XI.

XII.





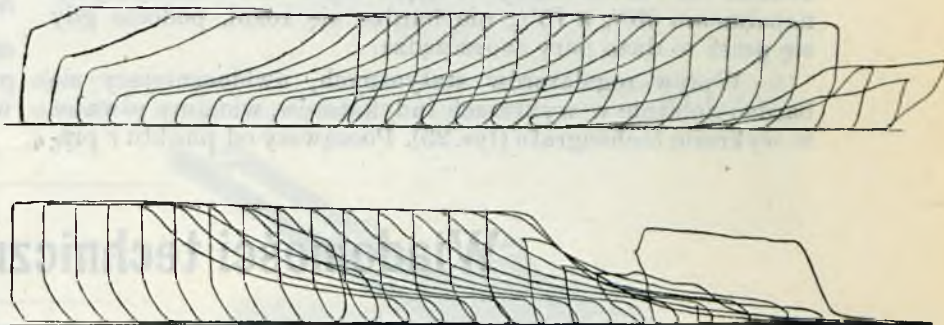
$d \cong \frac{1}{6,2}$; $w \cong 4,147$ m/sek.; $w_{\max.} \cong 4,481$ m/sek.; $w_{\min.} \cong 3,813$ m/sek.

Najmniejsze napełnienie 5% było, jak doświadczenia wykazały, z powodu wielkich drgań liny niedopuszczalne.

Wykres Nr. IX przedstawia pierwszą połowę № IV, i drugą połowę № V, —oba przeliczone na $v = 14,66$ m/sek.; $d \cong \frac{1}{10,1}$; $w \cong 4,147$ m/sek.; $w_{\max.} \cong 4,352$ m/sek.; $w_{\min.} \cong 3,942$ m/sek.

Warunki na kopalni umożliwiły wtedy ustawienie stwidła podług wykresu Nr. IX, przez co otrzymaliśmy równomierny bieg liny, jaki praktyka wymaga.

Trudniej przedstawiała się sprawa maszyny Y. Z powodu małego GD^2 nie było możliwe uzyskanie zadowolają-



Rys. 23 i 24.

cego biegu liny przy mniejszym napełnieniu cylindrów wysokoprzężnych niż 25%.

Wykres Nr. X. $v = 20$ m/sek.; $E = 90\%$; $p = 11,5$ atm. abs.; $p_0 = 1,13$ atm abs.; $d \cong \frac{1}{55,7}$; $w \cong 5,655$ m/sek.; $w_{\max.} \cong 5,734$ m/sek.; $w_{\min.} \cong 5,576$ m/sek.; $w_1 \cong 5,647$ m/sek.; $w_2 \cong 5,588$ m/sek.; $w_3 \cong 5,734$ m/sek.; $w_4 \cong 5,707$ m/sek.

Wykres Nr. XI. $v = 24$ m/sek.; $E = 25\%$; $p = 12,6$ atm. abs.; $p_0 = 1,13$ atm. abs.; $d \cong \frac{1}{70,2}$; $w \cong 6,786$ m/sek.; $w_{\max.} \cong 6,834$ m/sek.; $w_{\min.} \cong 6,738$ m/sek.; $w_1 \cong 6,768$ m/sek.; $w_2 \cong 6,746$ m/sek.; $w_3 \cong 6,833$ m/sek.; $w_4 \cong 6,793$ m/sek.

Wykres Nr. XII przedstawia pierwszą połowę Nr. X i drugą połowę Nr. XI, —oba przeliczone na $v = 21$ m/sek.; $d \cong \frac{1}{11,03}$; $w \cong 5,938$ m/sek.; $w_{\max.} \cong 6,207$ m/sek.; $w_{\min.} \cong 5,669$ m/sek.

Powyższe wykresy sił stycznych dobitnie zbijają rozpowszechnione zapatrywanie, że wyzyskanie rozprężania pary u maszyn wyciągowych jest, z powodu niebezpiecznych drgań liny, niemożliwe. Zarazem wskazują one na przyczynę nierównomiernego biegu liny: u maszyn z zwykłym sterowaniem ręcznym wina polega zwykle na maszyniście przez zbyt raptowną zmianę napełnień cylindrów podczas jazdy, u maszyn z automatycznym sterowaniem zła szukać należy w małej niejednostajności regulatorów, t. j. regulatora pseudoastatycznego.

W celu usunięcia ujemnych stron ostatnich, stosowałem statyczne regulatory ciężarowe. Zadowolili one zupełnie w praktyce stawiane wymagania. Pomimo, że miały możliwość dawania samoczynnie bardzo małych napełnień i które rzeczywiście ustawiły, nie powodowały nigdy niebezpiecznych drgań liny.

Ciężarowe regulatory posiadają jednak tę wadę, że przechodzą z najniższego w najwyższe swe położenie (lub odwrotnie) niezupełnie równomiernie, tylko regulują w odstępach, np. dzielą cały swój skok na 4 do 5-ciu podniesień. Cechuje je pewna ociężałość. Chcąc zaprowadzić regulatory sprężynowe, trzeba było najpierw ustanowić niejednostajność sprężyn, dającą tę samą pewność co regulatory ciężarowe. Na mocy doświadczeń u najróżniejszych maszyn wyciągowych, doszedłem do przekonania, że stopień niejednostajności powinien być większy niż 100%; — polecać można 115—130%.

Działanie automatycznej regulacji rozprężania przedstawiają wykresy indykatorów:

- a) rys. 8 do 13, zdjęte z maszyny X (regul. pseudoastatyczny),
- b) „ 14 „ 18 „ „ „ „ Y
- c) „ 19 „ 22 „ „ masz. równej X (regulator statyczny),
- d) „ 23 i 24 „ u masz. bliźniaczej o średnicy cylindrów 600 mm, o skoku 1000 mm (regulator statyczny).

Powyższe wykresy udowadniają już, że maszyny z samoczynnymi stawidłami bardzo ekonomicznie pracują, co też w zupełności potwierdziły doświadczenia odbiorcze. Zarazem można z wykresów tych wywnioskować, że przez użycie regulatorów statycznych więcej się zyskuje, niż u pseudoastatycznych, gdyż zaczynają one prędzej wprowadzać rozprężanie pary. Naturalnie, nie powinno to się odbywać na koszt przyspieszenia. Obecnie buduje się jednakże zasadniczo maszyny o takich rozmiarach, aby mógły uzyskać możliwie wielkie przyspieszenie, pomimo częściowego rozprężania. Dalej zwrócić też i na to należy uwagę, że sprawność maszyn przy napełnieniu 95% a 75% nie bardzo się różni, podczas gdy się przez to dużo pary zaoszczędza.

Wpływ regulatorów statycznych, uwidoczniający się bardzo dobitnie w wykresach indykatorów, widzimy również w wykresie tacheografu (rys. 25). Począwszy od punktu *r* pra-

cuje maszyna z rozprężaniem, co, zwłaszcza, przy nie zbyt głębokich szybach bardzo dodatnio wpływa na spotrzebowanie pary.

Na mocy powyższych doświadczeń, można i *bezwzględnie* powinno się wykorzystać rozprężanie pary u maszyn wyciągowych. W celu uzyskania możliwie najlepszych rezultatów ekonomicznych i równomiernego biegu liny, należy używać regulatorów statycznych z więcej niż 100% niejednostajności sprężyn i starać się o to, aby, przy przejściu z okresu przyspieszenia do stałej jazdy, niejednostajność maszyny była mniejszą niż $d \leq \frac{1}{10}$. Wtedy nie przy-

czyni się maszyna do drgań liny, które czasami mogą też powstać z innych powodów, np. złego prowadzenia kosza, wadliwie zbudowanych kół linowych i t. p.

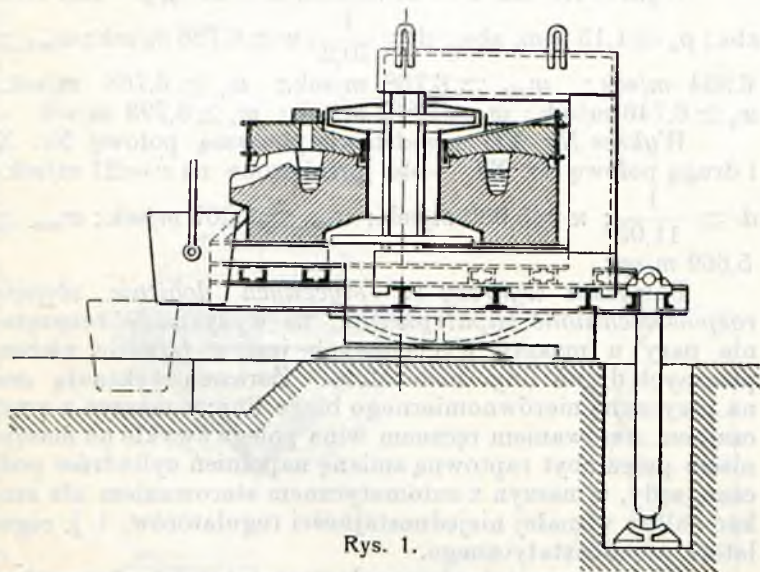
Wiesław Chrzanowski, dr. inż.

Wiadomości techniczne i przemysłowe.

Piece elektryczne Fricka.

Do jednych z najnowszych konstrukcji pieców elektrycznych, stosowanych w metalurgii żelaza i stali, należą piece Fricka. Świeżo zainstalowały je u siebie dwie firmy szeffeldzkie: John Brown (1,8 t—250 k. m.) i Jessop Sons (3 t—600 k. m.), a także Fr. Krupp w Essen (10 t—1000 k. m.).

Piece elektrostalowe Fricka należą do rodzaju indukcyjnych (p. *Przegl. Techn.* r. 1909, № 40 i nast.) ze żłobem pierścieniowym; od innych pieców tego typu, różnią się one ustrojem zwojnicy pierwotnej. Rys. 1 przedstawia przekrój pieca 3-tonnowego; rys. 2 je-



Rys. 1.

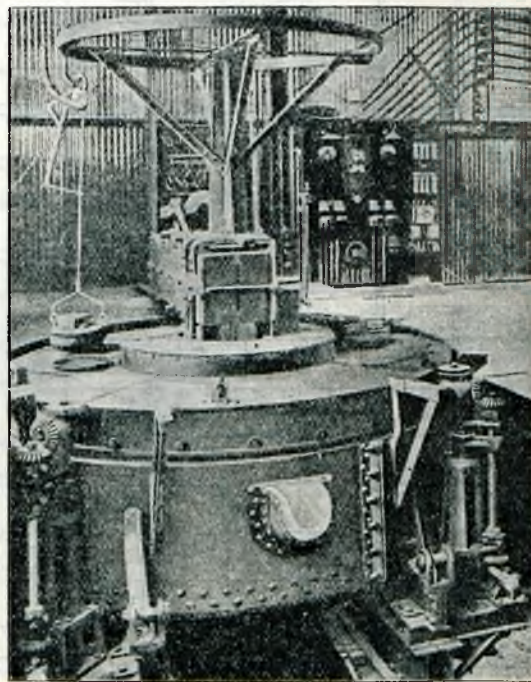
go widok zewnętrzny. Pokrywa pieca posiada charakterystyczny kształt, stanowi ona całość skrupowaną dwoma pierścieniami żelaznymi—zewnętrznym i wewnętrznym. Przy piecach do topienia materiału zimnego pokrywą tę można obracać zapomocą przekładni trybowej (rys. 2). Pomiędzy pokrywą a piecem znajdują się uszczelnienia piaskowe; pokrywa posiada dwa lub trzy otwory, przez które można wprowadzać do żłobu rozmaite dodatki, oraz usuwać żużel. W piecach do oczyszczania stali bessemerowskiej i tomasowskiej pokrywa jest nieruchoma: trzy lub cztery otwory przy obwodzie pokrywy umożliwiają mieszanie masy roztopionej. Piec ogrzewany jest przez umieszczanie pierścieni stalowych lub drutów. Zbieranie żużla odbywa się zależnie od typu pieca; przy rafinacji metalu najlepsza metoda według Fricka polega na wylewaniu metalu z pieca, oddzielaniu następnem żużla i zlewaniu metalu z powrotem do pieca.

Szerokość żłobu wynosi 300 do 420 mm przy piecu 3 i 8-tonnowym. Aby uchronić uzwojenia od niespodziewanego zetknięcia się z roztopionym metalem, w murze pieca przeprowadzone są odpowiednie kanały odprowadzające. Frick oblicza, że piec 15-tonnowy wymagać będzie stosowania tylko 2500 k. m.

Piec esseński dał 134 spusty w ciągu 42 dni, przerabiając 883 t materiału surowego i dając wzamian 850 t czystego metalu; straty wynosiły zaledwie 33 t, t. j. 3,73%. Szarża trwała przeciętnie 6½ godzin. Rozchód prądu wynosił: w stosunku do 1 t materiału pier-

wotnego 698 kw-godzin, po odliczeniu energii, niezbędnej do nagrzewania—623 kw-godz., w stosunku zaś do 1 t metalu 663 i 647 kw-g.

Rozchód prądu zmienia się znacznie w zależności od wielkości pieca, wynosząc: 800 kw-godz. dla 1,8 t, 750 dla 3 t i 610 kw-godz. dla pieca 10-tonnowego. Obsługę pieca stanowi 5, 6 i 8 robotników. Zmiana wyłożenia wewnętrznego pieca zajmuje około 6 tygodni czasu. Koszta puszczenia w ruch i rozpalenia pieca wynoszą: 900 mk. dla pieca 1,8 t; 1500 dla 3 t i 3000 mk. dla 10-tonnowego. W tych warunkach koszt produkcji pieca 10-tonnowego przy roztopianiu zimnego materiału wynoszą w stosunku do 1 t metalu: wyłożenie—



Rys. 2.

3,80 mk., prąd 22 mk., płaca robocza 5,30 mk., razem 31,10 mk. Przy rafinacji stali martenowskiej odpowiednie koszty wynoszą: wyłożenie pieca 0,80 mk., prąd 2,70 mk., płaca robocza 0,30 mk.,—razem 3,80 mk.

W pierwszym wypadku produkcja roczna wynosi 5880 t, w drugim zaś 26 000 t. Oprócz wymienionych powyżej, Frick zbudował piec elektryczny do wytapiania żelaza z rudy (rys. 3). Budowa tego pieca wzorowana jest na konstrukcjach szwedzkich Grönwalda, Lindblada i Stohlhane'a; wyjątek stanowi sposób wprowadzania elektrod. Piec ten spotrzebowywuje 2000 kw, dając 23 do 27 t surowca na dobę. Piec składa się z obszernej komory na żużel, z szybu centralnego wysokości 6 m z sasem do odprowadzania gazów; elektrody w liczbie czterech, wprowadzane są do komory żużlowej. Od przepalenia chroni je warstwa węgla drzewnego lub koksu. Elektrody o przekroju 600 × 600 mm doprowadzają prąd o sile 12 000 do 15 000 amp. Elektrody posiadają grube okucia mo-