



PRZEGLĄD TECHNICZNY

CZASOPISMO POŚWIĘCONE SPRAWOM TECHNIKI I PRZEMYSŁU

WYDAWCA SP. Z O. O. PRZEGLĄD TECHNICZNY

REDAKTORZY INŻ. J. FALKIEWICZ I INŻ. M. THUGUTT

Nr. 26

WARSZAWA, 29 GRUDNIA 1937 R.

Tom LXXVI

S. BRYŁA

624 . 04 : 691 . 7

Nowe przepisy obliczania konstrukcji stalowych

Przepisy obliczania konstrukcji stalowych w budownictwie zostały wydane w Polsce przez Ministerstwo Robót Publicznych w roku 1923, a zmienione w r. 1926 i w tej zmienionej formie przetrwały bez zmiany do dnia dzisiejszego. W międzyczasie wydało jedynie Ministerstwo Spraw Wewnętrznych przepisy dotyczące konstrukcji spawanych w budownictwie, które zresztą uwzględniły same połączenia spawane i wykonanie spawania; zmiany te natomiast nie objęły zupełnie zasad obliczania i projektowania konstrukcji stalowych w ogóle.

Jednakże rozwój konstrukcji stalowych w okresie tych jedenastu lat był bardzo duży. Rozwój ten polegał nie tylko na wprowadzeniu spawania, aczkolwiek był to tego postępu i tego rozwoju powód największy. Ponadto pogląd na teoretyczne zasady obliczania uległ ogromnej metamorfozie; jeżeli bowiem do niedawna przy obliczaniu nie wykraczaliśmy zupełnie poza granicę sprężystości materiału stalowego, to dzisiaj przy obliczaniu konstrukcji statycznie niewyznaczalnych, weszliśmy w zasięg plastyczności materiału, co z jednej strony zbliża nas do rzeczywistego stanu rzeczy, z drugiej pozwala na osiągnięcie znacznych korzyści pod względem ekonomii. Wytworzyły się zatem nowe podstawy obliczania konstrukcji stalowych.

Powtórę w produkowaniu stali w ogóle, a w Polsce w szczególności, zaszły również zmiany, które musiały znaleźć swój oddźwięk w konstrukcjach stalowych. Zaczęto wytwarzać stale wysokowartościowe o znacznej granicy wytrzymałości i znacznej minimalnej gwarantowanej granicy plastyczności. Wprawdzie przepisy z r. 1926 dawały możliwość zastosowania tych stali na podstawie § 15 pkt. 2, który pozwala na podniesienie naprężeń dopuszczalnych w tym stosunku, w jakim granica plastyczności stwierdzona dla danej stali jest wyższa od 2400 kg/cm². Jednakowoż granicę plastyczności tej wielkości spotykamy

u nas dopiero przy stalach o wyższych wytrzymałościach; zasada ta nie była zatem zgodna z rzeczywistym stanem rzeczy.

Wreszcie w kierunku zwiększenia naprężeń dopuszczalnych działała również coraz bardziej wprowadzana zasada ekonomii konstrukcji, uzasadniona doskonaleniem metod pracy i wykonywania. W konstrukcjach żelazobetonowych podniesiono naprężenia dopuszczalne w przepisach wydanych przez P. K. N. w roku 1934. Tym bardziej należało zastosować to w konstrukcjach stalowych, gdzie gwarantuje się zawsze dane granice, a rzeczywistość daje wyniki znacznie wyższe od gwarantowanych.

Zmodernizowanie przepisów dotyczących konstrukcji stalowych konieczne było również pod kątem współczynników na wyobczenie i szeregu innych szczegółów. Wreszcie zaś żeliwo, oraz żelazo spawane, o których mówią jeszcze przepisy z r. 1926, są dzisiaj prawie zupełnie nieużywane w budownictwie.

Wszystkie te powody skłoniły Radę Stalową do zainicjowania zmiany obowiązujących przepisów obliczania konstrukcji stalowych, którą to pracę przeprowadziła Komisja Budownictwa Stalowego P. K. N., działająca w porozumieniu z Radą Stalową.

Praca Komisji przeciągnęła się dość długo, gdyż przede wszystkim musiano uzgodnić z Komisją Hutniczą P. K. N. sprawę gatunków, właściwości i oznaczeń stali. Obecnie jednak ukazują się projekt Komisji w pierwszej postaci. Obejmuje on jedynie zasady obliczania, natomiast zasady wykonania ujęte będą oddzielnie. Projekt ten dotyczy również jedynie konstrukcji budowlanych, natomiast dla mostów, suwnic, wysokich masztów itd. wydane zostaną przepisy później. Również później ustalone będą propozycje Komisji w sprawie obciążeń konstrukcji budowlanych, która to rzecz została przydzielona Komisji Budownictwa Stalowego na wspólnym zebraniu przewodniczących komisji budowlanych P. K. N.

Przepisy obliczania konstrukcyj stalowych zatwierdzone przez P. K. N., stające się dziś normą P. K. N., składają się z 10-ciu paragrafów.

Paragraf 1 podaje naprężenia dopuszczalne, normując je, podobnie jak w przepisach dotychczasowych, dla dwóch rodzajów obciążeń. Pierwszy rodzaj obciążenia przewiduje jednostajne działanie ciężaru własnego, obciążenia użytkowego oraz śniegu, a zatem jedynie obciążenia pionowe; drugi rodzaj obciążenia przewiduje natomiast obciążenie objęte pierwszym rodzajem obciążenia, a nadto najniekorzystniejsze działanie wiatru, wpływu zmian temperatury, wpływu sztywnych połączeń w konstrukcjach szkieletowych, oraz ewentualnie innych obciążeń. Zatem przy obliczaniu konstrukcyj szkieletowych należy uwzględnić wpływ sztywnego połączenia, co się daje odczuć specjalnie mocno zwłaszcza w słupach zewnętrznych. Podobnie przeciętnego dachu można nie liczyć na parcie wiatru, ale wtedy przyjmować trzeba naprężenia dopuszczalne niższe. Z reguły warto będzie liczyć na II rodzaj obciążenia.

Jeżeli natomiast konstrukcja obliczana obciążona jest jedynie ciężarami pionowymi według pierwszego rodzaju obciążenia, to jednak można liczyć ją wedle naprężeń dopuszczalnych dla drugiego rodzaju obciążenia, oczywiście z zastosowaniem wszystkich innych paragrafów. Np. belki stropowe można liczyć zatem na naprężenia według drugiego rodzaju naprężenia, ale trzeba przeliczyć przy tym również i strzałkę ugięcia według paragrafu 6.

Na rynku znajduje się dzisiaj przeważnie t. zw. stal (żelazo) w gatunku handlowym, którego wytrzymałość wynosi 3400—4200 kg/cm², jednakowoż własności tej stali nie są kontrolowane i dlatego w normach figuruje pod nazwą stali bez znaku, aczkolwiek w rzeczywistości jest to prawie ten sam materiał, co stal 010 W. Należy podkreślić, że kontrola materiału stalowego jest znacznie ostrzejsza i pewniejsza od kontroli materiału betonowego, gdyż przy stali kontrolowanej wykluczone jest, aby *Q_r* (granica płynności), wzgl. *R_r* (wytrzymałość na rozciąganie) była niższa od przewidzianej, a badanie przeprowadza się dla wszystkich wytopów. Natomiast w konstrukcjach betonowych dopuszczalne jest nawet odrzucenie próby, która daje wyjątkowo niski rezultat, nadto zaś beton na budowie jest zazwyczaj gorszy niż w próbach, tak często z powodu wykonania, a prawie zawsze z powodu warunków, w jakich wiąże i tęższe. Przy stali bez znaku gwarancji powyższej wprawdzie nie ma, ale odchyłka w dół co do wytrzymałości jej zachodzi tylko wyjątkowo i wtedy jest wręcz minimalna (parę procent).

Normy przewidują zastosowanie w konstrukcjach stalowych 4 gatunków stali, a mianowicie: stal bez znaku, stal 010 W, stal 015 W i stal 020 W, przy czym naprężenia dopuszczalne przyjmuje się dla nich wedle tabeli I.

Dla nitów i śrub przewiduje się następujące warunki i naprężenia dopuszczalne według tabeli II.

Stal bez znaku (stal handlowa) jest dzisiaj stosowana w niemal wszystkich konstrukcjach budowlanych, podobnie jak stal 010W stosowana jest w konstrukcjach mostowych.

TABELA I.

Znak stali		Bez znaku	010 W	015 W	020 W				
własności mechaniczne	Wytrz. na rozciąg. <i>R_r</i> w kg/cm ²	nie określają się	3400 do 4200	3700 do 4500	4200 do 5000				
	Gran. płynności <i>Q_r</i> w kg/cm ²		2100	2300	2500				
	Wydłużenie <i>A₁₀</i> w %		25	22	20				
Naprężenia dopuszczalne	Rodzaj obciążeń	I	II	I	II	I	II	I	II
	Zginanie rozciąganie ściskanie	1200	1400	1300	1500	1400	1700	1500	1800
	kg/cm ² Ścinanie	960	1120	1040	1200	1340	1340	1200	1440

TABELA II.

Znak stali		Nity	Śruby surowe	Śruby toczone			
		010 Nt	015 Sr	015 Sr			
Własności mechaniczne	Wytrz. na rozciąg. <i>R_r</i> w kg/cm ²	3400 do 4200	3800 do 5000	3800 do 5000			
	Gran. płynności <i>Q_r</i> w kg/cm ²	nie określa się					
	Wydłużenie <i>A₁₀</i> w %	26	900/ <i>R_r</i>	900/ <i>R_r</i>			
Naprężenia dopuszczalne	Rodzaj obciążeń	I	II	I	II	I	II
	Ciśnienie na ścianki otworów	2400	2880	1500	1800	2200	2640
	Rozciąganie lub wyrwanie główki	—	—	1000	1200	1100	1350
	kg/cm ² Ścinanie	1100	1350	900	1080	1000	1200

W ogóle należy rozróżnić następujące gatunki stali budowlanych:

1) stale węglowe (znaczone W, z wyjątkiem nieznaczonej stali).

2) stale specjalne (znaczone S).

W tabeli I ujęte są cztery gatunki stali węglowych. Podzielić je można również na kategorie: a) gatunków handlowych (stal niekwalifikowana) i b) stale kwalifikowane (znaczone W). O ile jednak stal 010W istnieje na rynku w znacznej ilości i jest do otrzymania za dopłatą 6 zł. za tonnę do zasadniczej ceny, to stal 015W dostarczana była jedynie na specjalne życzenie za dopłatą 13 zł. od tonny, zaś stali 020W u nas się jeszcze nie walcuje, tak, że norma w tej rubryce zrobiona jest pod kątem przeszłości, możliwej, ale jeszcze zupełnie niepewnej.

W grę mogą wejść raczej stale budowlane specjalne, t. j. nie stale węglowe, ale niskostopowe, takie, w których dodatków stopowych jest ilość raczej niewielka. Z dodatków wchodzi tu w grę pod kątem uzyskania wyższych wartości mechanicznych i technologicznych mangan, krzem, chrom, nikiel i molibden, zaś pod kątem rdzoodporności miedź. Stale te posiadają przy tym własności korzystniejsze od stali węglowych nawet wysokowartościowych; wykazują bowiem wyższą zwłaszcza granicę płynności, według której normuje się naprężenie dopuszczalne w budownictwie, nadto są mniej kruche i łatwiej spawalne. Dlatego też, kto wie, czy one raczej nie zajmą miejsca, które w normach P. K. N. a zarazem w tabeli I zajmuje stal węglowa 020W. Ponieważ jednak jeszcze nie są wyrabiane na większą skalę, a częściowo są jeszcze w stadium prób, przeto nie można było objąć ich normami. Jednakowoż uwzględniają je przepisy z góry, pozwalają bowiem w nich dopuścić naprężenia wyższe, dla pierwszego rodzaju obciążenia o 25%, dla drugiego rodzaju obciążenia nawet o 28%, to też w wielu wypadkach trzeba się będzie zastanowić, które materiały zastosować.

Stale wysokowartościowe, których wyrób zdaje się być dzisiaj bliższy, są to stale specjalne (niskostopowe) o wytrzymałości około 5000—6000 kg/cm². Znak ich nie jest jeszcze ustalony; najprawdopodobniej jednak przyjęte będzie oznaczenie S-52 (t. j. „stal specjalna” o wytrzymałości 52 kg/mm²). Będzie ona droższa oczywiście od stali handlowej, natomiast ciężar konstrukcyj z nich wykonanych będzie znacznie mniejszy. Trudno będzie określić z góry cyfrę szczegółową. Wszędzie tam, gdzie w grę wchodzi wyboczenie lub też strzałka ugięcia, korzyści otrzymane ze stali wysoko wartościowej będą mniejsze. Tam natomiast, gdzie czynniki te odgrywają rolę mniejszą, korzyść będzie większa. W ogóle dla ramownic większe, niż dla słupów i belek stropowych.

Natomiast należy wziąć pod uwagę moment inny: wobec pewnego braku żelaza, jest rzeczą wskazaną możliwie wykorzystać rudy, z których wytapia się żelazo. Nie byłoby żadnego sensu ograniczyć zastosowanie stali tam, gdzie ona jest materiałem właściwszym, natomiast wskazane jest możliwe wykorzystanie tego, co mamy, i przejście na produkcję materiałów szlachetnych. Ważne to jest zwłaszcza pod kątem potrzeb państwa, a przede wszystkim potrzeb wojska. I dlatego też wskazane jest, aby stal wysokowartościową, zwłaszcza stale specjalne, możliwie na szeroką skalę wprowadzić w Polsce.

Konstrukcje ze stali wysoko wartościowych posiadają większą lekkość, ale też mniejszą sztywność. Nie trzeba przeceniać znaczenia sztywności, aczkolwiek, jeżeli ma się konstrukcję sztywniejszą z materiału nieco gorszego, albo mniej sztywną z materiału nieco lepszego, przy tej samej cenie, to zazwyczaj padnie wybór na pierwszą z nich, chyba, że w grę wchodzi walory lekkości i smukłości, które niejednokrotnie są bardzo ważne (np. duże hale).

W ogóle przy przeciętnej konstrukcji będzie można uzyskać niekiedy nawet do kilkunastu procent

oszczędności w cenie ogólnej konstrukcji przy zastosowaniu stali specjalnej.

Przepisy pozwalają zastosować stale jeszcze o wyższych wytrzymałościach niż stal 020W, a więc stale specjalne (S) (§ 1 b), przy czym naprężenia dopuszczalne będzie można przyjąć dla nich o tyle wyższe w tym samym stosunku, w jakim wyższa jest granica płynności dla danej stali od takiejże granicy stali 020 W, t. j. 2500 kg/cm². Stal więc, która będzie miała granicę płynności 3000 kg/cm², może otrzymać naprężenie dopuszczalne 1800 kg/cm² (wzgl. 2160 kg/cm²).

Paragraf 2 omawia obliczanie części rozciąganych. Zgodnie z dotychczasowymi przepisami należy oczywiście uwzględnić przekroje netto, czyli po potrąceniu dziur na nity.

Analogiczne postępowanie przepisane jest w następnym paragrafie przy obliczaniu słupów i prętów ściskanych, jednakowoż zmniejszenia tego nie potrzeba uwzględniać przy obliczaniu momentu bezwładności przekroju we wzorach na wyboczenie.

Oba te punkty zgodne są z analogicznymi punktami przepisów dotychczasowych.

Natomiast zmiany widzimy w przepisach obliczania części ściskanych na wyboczenie. Wprowadziona zasada obliczania pozostała ta sama: dla odpowiednich smukłości elementu ściskanego l/i podaje tabela współczynniki wyboczenia (współczynniki zmniejszające) β , podobnie jak w przepisach dotychczasowych i podobnie, jak widzimy to w przepisach innych państw europejskich, wydanych w ostatnim czasie. Jednakowoż współczynniki te są inne niż dotychczas, są mianowicie wyższe zwłaszcza dla mniejszych smukłości, t. j. do granicy, od której ważny jest wzór *Eulera*. Tym samym wysoce niekorzystne współczynniki używane dotychczas ulegają zmianie zgodnie z tym co widzimy i w innych państwach europejskich.

Współczynniki β według nowych przepisów wyższe są od dotychczasowych w myśl powyższego, aż

do smukłości $\frac{l}{i} = 100$.

Poniżej zestawione są współczynniki β według przepisów dotychczasowych i według nowej normy.

$\frac{l}{i}$	Współczynnik zmniejszający β		$\frac{l}{i}$	Współczynnik zmniejszający β	
	według dotychczasow. przepisów	według nowej normy		według dotychczasow. przepisów	według nowej normy
5	0,88	0,98	55	0,68	0,79
10	0,85	0,97	60	0,66	0,77
15	0,83	0,96	65	0,64	0,74
20	0,81	0,94	70	0,62	0,71
25	0,79	0,93	75	0,60	0,67
30	0,77	0,91	80	0,58	0,64
35	0,75	0,89	85	0,56	0,61
40	0,73	0,87	90	0,54	0,57
45	0,72	0,85	95	0,52	0,54
50	0,70	0,82	100	0,50	0,50

Powyżej granicy $\frac{l}{i} = 100$ współczynniki wedle dotychczasowych przepisów i według norm nowych są niemal identyczne.

Długość wolną (wyboczeniową) l — należy przyjmować równą:

0,8 L — dla słupów o wszechstronnym utwierdzeniu obu końców,

1,0 L — dla słupów przytrzymanych przegiębnie na obu końcach.

W częściach kratownic długość wolną przyjmuje się jak następuje:

Element	W płaszczyźnie kraty	Prostopadle do płaszczyzny kraty
Pasy nieuszytwn. poprzecznie (wiatrownicami)	0,8 L	Należy przeliczyć dla każdego wypadku
Pasy uszytwnione poprzecznie	0,8 L	0,9 $L - L^1$
Pręty kratownicy	0,8 $L - L^1$	L

Długość teoretyczną L przyjmuje się równą odległości od osi do osi stężeń poprzecznych lub dźwigarów uszytwniających poprzecznie dany element. Jeśli pręt ściskany osadzony jest na płycie, wówczas długość L należy liczyć od górnej powierzchni płyty.

Zupełnie inaczej niż w dawnych przepisach ujęty jest dział omawiający obliczanie prętów (i słupów) ściskanych o przekroju złożonym. Dotychczas pręty takie obliczane były tak samo, jak pręty lite, lub też łączone na całej długości, a odległość przewiązek ujęta była jedynie w ten sposób, że „pewność przeciw wyboczeniu każdej części z osobna między łącznikami miała być conajmniej dwukrotnie większa od pewności na wyboczenie całego słupa na całkowitej długości”. Przepisy wprowadzone pozwalają na obliczenie odległości przewiązek w sposób ściślejszy, jednakowoż nie precyzowały w jaki sposób to obliczenie miało być przeprowadzone. Nie zwracano natomiast uwagi na to, że pręt taki o przekroju złożonym jest na wyboczenie mniej wytrzymały, niż pręt lity lub łączony na całej długości. Obecne przepisy ujmują punkt ten w sposób następujący:

Zespół współpracujących elementów niezwiązanych z sobą na całej długości, a jedynie połączonych w odstępach l_1 przewiązkami, lub kratą należy obliczać jak pręty o przekroju jednolitym j. w., lecz o długości na wyboczenie względem osi $y-y$

$$l_y = \gamma l;$$

l oznacza tu długość teoretyczną, a więc niezredukowaną w myśl tabelki wyżej podanej. We wzorze tym

$$\gamma = \sqrt{1 + \left(\frac{\alpha_1}{\alpha_y}\right)^2}$$

jest współczynnikiem zwiększającym, przy czym

¹⁾ Zależnie od stopnia utwierdzenia, naprz. od wielkości blachy węzłowej.

$$\alpha_1 = \frac{l_1}{i_1} =$$

odstęp między przewiązkami
promień bezwładn. pojedynczego elementu

$$\alpha_y = \frac{l}{i_y} =$$

teoretyczna długość całego pręta
promień bezwładn. całego przekr. wzgl. osi $y-y$

Odstęp między przewiązkami należy tak dobrać, by $\alpha_1 < \alpha_y$ oraz $\alpha_1 \leq 50$.

Pobieżne zanalizowanie powyższych wzorów, uzasadnionych zresztą zupełnie teoretycznie, aczkolwiek nieco (nieznacznie) komplikujących obliczenie, prowadzi do następujących wniosków:

Pręty złożone i wiązane przewiązkami lub kratą posiadać będą mniejszą nośność obliczeniową, niż pręty lite lub łączone na całej długości. Różnica ta odbija się specjalnie wtedy, gdy odległość między elementami, z których złożony jest taki przekrój, jest nieznaczna, oraz, gdy odstęp przewiązek jest raczej duży. Dla odległości między przewiązkami l_1 równej około 30 i_1 , różnica będzie stosunkowo nieznaczna (ok. 5 do 7%). Wzrastać jednakowoż będzie dla większych odstępów niekiedy

prawie do 20% (dla smukłości $\frac{l}{i}$ równającej się około 50. W ogóle γ w swoich skrajnych wartościach może wahać się od 1 do 1,41.

Przepisy faworyzują w tym punkcie zatem takie słupy, w których odległości przewiązek od siebie są małe.

Wedle dotychczasowych przepisów nie było różnicy między słupami pełnymi, a słupami skratowanymi. Zato współczynniki wyboczeniowe były aż do $\frac{l}{i} = 100$ mniej korzystne. W porównaniu zatem z dotychczasowymi przepisami pręty i słupy złożone będą obecnie niekiedy lżejsze, a niekiedy cięższe.

W dalszym ciągu paragraf 3 zajmuje się słupami i prętami ściskanymi mimoosiowo, przy których należy wyznaczyć naprężenie złożone, wywołane obciążeniem i momentem zginającym. Przepisy podkreślają, że ustęp ten dotyczy nie tylko słupów, ale też krzyżulców i przekątni kratownic przytwierdzonych mimoosiowo. Należą tu np. krzyżulce złożone z jednego profilu, przynitowane do blach węzłowych jednostronnie. W konstrukcjach spawanych można nawet profil pojedynczy przytwierdzić osiowo, wycinając go odpowiednio i zakładając na pionową część pasy. I tu więc są połączenia spawane korzystniejsze od nitowanych. Przepisy polecają nawet, przy tak jednostronnie przytwierdzonych prętach, uwzględnić wygięcie tych prętów, powstające na skutek mimoosiowego przytwierdzenia. W ogóle zatem nie będzie sensu — i słusznie — wykonywać belki kratowe z krzyżulcami przytwierdzonymi jednostronnie.

W konstrukcjach szkieletowych mamy zazwyczaj utwierdzenie sztywne belek do słupów; przepisy polecają utwierdzenie to uwzględnić w obliczeniu. Szczegółowsze wytyczne dotyczące obliczenia konstrukcji szkieletowej będą podane w innej normie, mianowicie w normie obciążeń i zasad obliczenia,

którą to normą, wspólną dla wszystkich rodzajów konstrukcyj inżynierskich, zajmie się również Komisja Budownictwa Stalowego P. K. N. w myśl uchwały Rady Komisji Budowlanych P. K. N.

Również ostatni ustęp § 3 — dotyczy przeważnie konstrukcyj szkieletowych. Pozwala on mianowicie styki słupów pracujących wyłącznie na ściskanie, wykonanych dokładnie i z zastosowaniem frezowania kształtówek słupowych, obliczać na połowę siły osiowej słupa. Trzony słupów można połączyć z płytami stopowymi, względnie głowicowymi, wyłącznie na ściskanie, obliczając połączenie na czwartą część siły osiowej słupa, o ile powierzchnie styku dzięki sfrezowaniu i dokładnemu wykonaniu dają gwarancję bezpośredniego docisku.

Wiadomo, że belka zginana nie usztywniona poprzecznie, narażona jest w swej części ścisanej na wyboczenie poprzeczne (zwichrzenie). Dotychczasowe przepisy nie ujmowały tego. Przepisy obecne natomiast wprowadzają dla tego rodzaju belek zmniejszenie naprężenia dopuszczalnego, zresztą nieznaczące (§ 4). § 5 omawia obliczanie rozpiętości i utwierdzenia belek. W stosunku do przepisów dotychczasowych wprowadza on tę zmianę, że dla belek leżących na murze należy przyjmować za rozpiętość obliczeniową ich rozpiętość w świetle l_0 , a nie jak dotychczas $1,05 l_0$, co miało bardzo małe znaczenie, a było jednak bardzo niewygodne w obliczeniach. Również przepisy nowe określają, że na utwierdzenie belki w ścianie można liczyć, gdy nacisk P muru leżącego nad wpuszczoną częścią belki

czyni zadość warunkowi $P = \frac{3M}{a}$; M oznacza

tutaj moment zamocowania (utwierdzenia) odpowiadający najniekorzystniejszemu obciążeniu belki, P nacisk muru leżącego nad wpuszczoną częścią belki o długości a .

Belki stalowe, (podobnie jak i drewniane) należy obliczać w domach mieszkalnych na ugięcie. Jest to czynnik, który ma swoje znaczenie częściowo wy-

trzymałościowe, częściowo raczej optyczne, chodzi bowiem też o to, by z powodu zbytniego ugięcia nie występowały w sufitach pęknięcia. Ten czynnik zależy głównie zresztą od obciążenia ruchomego, mniej od własnego. Przepisy pozwalają, by strzałka ugięcia belek wolnopodpartych wynosiła najwyżej 1/400 objętości. Przepis ten ma automatycznie znacznie mniejsze zastosowanie w budynkach szkieletowych, gdzie belek wolnopodpartych prawie, że się nie stosuje.

Następne paragrafy mają znaczenie mniejsze i obejmują one naprężenia dodatkowe, zmiany temperatury i współczynnik sprężystości.

Dopiero w § 10 widzimy ważny moment, mianowicie usankcjonowanie obliczenia belek statycznie niewyznaczalnych przy pomocy t. zw. teorii plastyczności materiału. Teoria ta zagranicą już szeroko stosowana, w Polsce jest prawie nieznaną i nie poruszana w pismach poza artykułami prof. *Hubera* i moimi; nie tylko zaś jest uzasadniona doświadczeniami ale nadto daje możliwość znacznych oszczędności.

Paragraf ostatni dotyczy stali już używanej w zastosowaniu do celów budowlanych. Jest on już właściwie normą P. N./B 640. Wprowadza on naprężenie dopuszczalne dla stali, materiału poprzednio używanego, w wysokości nie większej jak 600 kg/cm², przy czym najmniejszy rzeczywisty przekrój nie może być po usunięciu rdzy mniejszy, niż 80% przekroju pierwotnego.

Jak widać z tego zestawienia, nowe przepisy zmodernizowały w znacznym stopniu zasady obliczania konstrukcyj stalowych. Dotyczy to tak uwzględnienia materiałów, jakie przychodzą na rynek, jakoteż i sposobów obliczania. Są one od dotychczasowych nieco śmielsze, uwzględniają jednakowo w całości postęp nauk inżynierskich i dlatego z pewnością przyczynią się do rozwoju sztuki inżyniersko-budowlanej w Polsce.

Inż. E. TERLECKI

553.3:669.1

Aglomeracja rudy i jej korzyści^{*)}

Pobieżne zestawienie ilości posiadanych w kraju miałkich rud żelaznych.

Produkcja aglomeratu w czasach normalnych winna opierać się na rozchodowaniu ok. 60% biednych rud krajowych z dodatkiem ok. 40% bogatych i b. tanich koncentratów skandynawskich lub wpałków pirytowych włoskich. Dopiero, kiedy z różnych względów tworzyw tych z zagranicy sprowadzić się nie da — produkcję spiekalni oprzemy na własnych tworzywach krajowych.

Krajowa produkcja miałkich tworzyw potrzebnych do prowadzenia spiekalni o produkcji do 350 t/24 godz. (dla ok. 400 t/24 surówki), przedstawia się w stosunku miesięcznym następująco:

Piryków w obecnej chwili produkujemy przeszło 5000 t miesięcznie (kopalnia *Staszyc*), z czego otrzymuje się 2500 t wpałków pirytowych (ilość obecnie wydobywanych piryków stale jest zwiększana)

Wpałki pirytowe, pochodzące z piryków z kopalni *Staszyc*, są w gatunku najlepszym, gdyż obok wysokiej, bo aż 67% zawartości Fe, zawierają tylko znikome ilości szkodliwych domieszek 0,04% Cu, 0,015% P, 0,08% Zn, 0,13% Mn; As i Pb nie zawierają wcale^{*)}.

Poza tym posiadamy zapas wpałków pirytowych zmagazynowanych w starych hałdach wewnątrz kraju, liczący ok. 500 000 t. Wartość tych wpałków jest o tyle niższa, że zawierają one 0,9% Cu.

^{*)} Ref. wygłoszony w Kole Metalurgów w Starachowicach w 1936 r.

^{*)} Zawierają b. mało SiO (0,5—1,0%).

Stąd do spieku na surówkę martenowską mogą być użyte w ilości nie większej od 20%.

Co do produkcji drobnej własnej rudy w kraju, to sprawa ta przedstawia się następująco:

Kopalnie Starachowickie produkują miesięcznie ok. 1000 t o zawartości ok. 26% Fe (ruda surowa).

Kopalnie sydereytów w częstochowskim produkują ok. 1000 t wysiewków drobnego sydereytu prażonego o zawartości ok. 40% Fe. Co się tyczy sydereytu miążkiego, nieprażonego, pochodzącego przeważnie z prac przygotowawczych, to jego ilość sięga ok. 3000 t na miesiąc, o zawartości do 30% Fe.

Ogólna zatem ilość drobnych produkowanych rud w kraju w okresie miesięcznym przedstawia się następująco:

Wypalki perylowe z kopalni Staszyc	— min. 2500 t
Rudy drobne z kop. Starachowickich	500 t
Odsiewki sydereytu prażonego	1000 t
Drobny sydereyt nieprażony	3500 t
Wypalki (stare zapasy, ok. 15%)	1500 t

Razem 9000 t

Ilość 9000 t miesięcznie (licząc b. ostrożnie) tworzy drobnych wystarczy, na wypadek odciążenia dopływu koncentratów zagranicznych, do wyprodukowania ok. 8000 t aglomeratu o zawartości ok. 45% Fe i ok. 14% SiO₂.

Uzasadnienie konieczności budowy spiekalni rudy w Starachowicach (aglomeracji) i opis procesu spiekania.

Szereg krajów, jak Rosja, Szwecja, a nawet Niemcy, które posiadają znaczne złoża rud żelaznych bogatych, stosują u siebie na bardzo szeroką skalę wzbogacanie biednych rud własnych, bądź w formie dodawania do rud biednych — bogatych i następnego spiekania, bądź spiekając lub brykietując uprzednio otrzymany koncentrat z rud biednych*). Słowem jest to gospodarka bardzo rozumna, która może służyć za przykład, jak należy korzystać z bogactw naturalnych kraju.

Sytuacja Polski pod względem zapasów krajowych rud żelaznych przedstawia się znacznie gorzej od sytuacji wymienionych krajów, gdyż nie posiadamy zupełnie bogatych rud, a tylko stosunkowo nieznaczne złoża rudy średnio bogatej, zawierającej od 35% do 50% Fe. Znacznie zaś więcej posiadamy rudy o zawartości od 20 do 35% Fe, która nie nadaje się ze względów ekonomicznych do bezpośredniego przetopu w wielkich piecach. Jednakże są to złoża przeważnie wolne od zanieczyszczeń szkodliwych, a przeto po poddaniu ich właściwemu zabiegowi wzbogacającemu mogą nam w zupełności wystarczyć dla potrzeb zakładów przemysłowych, położonych w środkowej części kraju.

Powyższą drogą uniezależnilibyśmy się zatem od konieczności sprowadzania bogatej kawałkowej rudy zagranicznej, co na wypadek wojny stworzyłoby dla nas sytuację bez porównania dogodniejszą.

Zdając sobie sprawę ze znaczenia wyżej wymienionego zagadnienia, powinniśmy niezwłocznie przystąpić do zrealizowania go w formie założenia u siebie instalacji wytwarzającej kawałkowe bogate tworzywo wielkopieczowe przez wzbogacanie rudy biednej, bądź przez dodawanie do rudy biednej — bogatej, a następnie poddawania jej procesowi kawałkowania.

Stąd kwestia wzbogacania rudy biednej ściśle łączy się ze sprawą następnego kawałkowania jej metodą spiekania, lub brykietowania.

Brykietowanie ustępuje metodzie spiekania — czyli tak zwanemu aglomerowaniu, choćby z tego względu, że aglomeracja daje materiał-aglomerat o ogromnie rozwiniętej powierzchni w formie masy gąbczastej, łatwo redukującej się. Poza tym przy aglomeracji usuwa się do 80% zawartości siarki i cynku*). Tych zalet brykietowanie nie posiada, dając materiał zbity, trudno redukujący się, ze wszystkimi zanieczyszczeniami, które znajdowały się w mieszance przed jej zbrykietowaniem.

Czynnik wzbogacania w aglomeracji przez samo tylko spiekanie rud biednych występuje o tyle, o ile do spieku używa się sydereytów nieprażonych, w formie miążkich biednych odpadków kopalnianych. Także aglomeracja raczej służy do kawałkowania miążkich biednych rud krajowych z miążkami bardzo bogatymi rudami krajowymi, przeważnie llenkami, jak np. wypalkami perylowymi, zendrą oraz częściowo sprowadzanymi miążkami, bogatymi, a stosunkowo tanimi koncentratami skandynawskimi i t. p.

W Starachowicach istniał projekt wybudowania najpierw urządzenia do wzbogacania naszych własnych biednych rud, a dopiero w następnej kolejności — urządzenia do spiekania ich.

Naszym zdaniem, założenia spiekalni wewnątrz kraju nie należy uzależniać od wcześniejszego uruchomienia instalacji wzbogacającej, dotychczas jeszcze dokładnie nie opracowanej, a wręcz przeciwnie należy jak najrychlej wybudować najpierw spiekalnię, a instalację wzbogacającą pozostawić swojemu losowi, a już przynajmniej nie krępować jej powstaniem sprawy uruchomienia aglomeracji. Stawiamy ten wniosek dlatego, że Starachowice np. przy pracy jednego wielkiego pieca uzyskałyby oszczędność w sumie przeszło 400 000 zł. w stosunku rocznym**). Poza tym nie wiadomo, kiedy zostanie opracowana metoda wzbogacania naszych biednych rud i czy ona będzie opłacała się i czy w ogóle jest potrzebna***). Tymczasem zaś w razie zwiększonego zapotrzebowania, przy użyciu własnych biednych drobnych rud krajowych łącznie z bogatymi krajowymi wypalkami perylowymi i t. p., potrafimy wytworzyć aglomerat zawierający ok. 35—45% Fe, co pozwoli nam otrzymywać znacznie większą (ok. 20%) produkcję surówki, niż gdybyśmy aglomeratu tego nie posiadali. Jednocześnie przez dobór mieszanki otrzymamy taki gatunek aglomeratu, że zastąpi on nam w zupełności najszlachetniejsze gatunki kawałkowej rudy zagranicznej, co jest też nie bez znaczenia. Ostatecznie w dalszej perspektywie po wybudowaniu instalacji

*) Niemcy ostatnio stosują u siebie tak zwany sposób „Rennverfahren”, przy którego pomocy otrzymuje się z rud biednych (20—25%) produkt zawierający ok. 98% Fe, ale ze znaczną zawartością siarki (ok. 0,8%), a tym samym nie nadający się do bezpośredniego przetopu w stalowniach.

*) As usuwa się ok. 40—60%. Kierczeńska Mietałurgia, str. 71, r. 1934.

**) Biorąc pod uwagę ceny rud z końca 1936 r.

***) Dotychczas na tym polu w skali przemysłowej dodatnich wyników nie otrzymano.

wzbogacającej, aglomeracja będzie służyła do spiekania koncentratów własnych.

Sprawa korzyści, jaką daje aglomerat przy stosowaniu go do przetopu w wielkim piecu, dzisiaj nie ulega wątpliwości, mianowicie obok już wspomnianych zalet osiąga się oszczędność na rozchodzie koksu o ok. 10%.

Poza tym z miejsca usunie on w zupełności bogate kawałkowe, a bardzo drogie rudy zagraniczne, obecnie przez nas sprowadzane, zwiększając, jak już zaznaczyłem, spożycie własnej rudy krajowej, w postaci drobnych biednych rud, które dzisiaj są przeważnie wyrzucane na hałdy, a bogate w postaci wypalek pirytowych wywożono częściowo na G. Śląsk i do Czechosłowacji

Sprawę wywożenia naszych wypalek pirytowych do Czechosłowacji lub na G. Śląsk należałoby też rozwiać, podobnie jak parę lat temu rozwiązano kwestię wywożenia z Zagłębia Staropolskiego żużli dynarskich na G. Śląsk, podnosząc znacznie opłaty kolejowe.

W wypadku uruchomienia aglomeracji należałoby też zwrócić uwagę na siarkę, która zostaje z gazami wydalona przez komin. Mianowicie przy używaniu do 30% wypalek pirytowych i produkcji 300 t/24 godz. aglomeratu — ilość siarki uniesionej ze spalinami wyniesie ok. 1400 kg, co po przeliczeniu na kwas siarkowy przekracza 3,50 t kwasu na dobę.

A g l o m e r a t .

Jak wiemy, masa aglomeratu składa się z tlenków żelaza w postaciach: Fe_2O_3 , FeO , wolnego Fe , ziarn kwarcytu i krzemianów żelaza — najmniej pożądanych. Otóż z praktyki własnej zauważyliśmy, że aglomerat, którego wygląd jest bardzo ładny, jest twardy i daje małą ilość mialu, utrzymując się w bryłach większych, wymaga większego rozchodu koksu, niż gatunki zdawałoby się na oko gorsze, więcej rozsypujące się, czyli kruche, jednakże o masie w zupełności spieczonej*).

Analizy brane specjalnie w celu stwierdzenia powodu tej zbytnej kruchości i gorszego zachowania się w piecu wykazały, że aglomerat okazalszy, lepiej prezentujący się, zawierał więcej (1%) czystego zredukowanego Fe , kiedy ten drugi, na oko gorszy, drobniejszy — zawierał mniej Fe . A pomimo to, jak już zaznaczyłem, dawał wyniki lepsze, obniżając rozchód koksu do 0,75 t/t surówki martenowskiej.

Niewątpliwie, że w grę wchodzi tu rodzaj i ilość utworzonych krzemianów i tlenków żelaza, które tworzą się przy zbytym przepalaniu, gdyż temperatura topliwości utworzonych krzemianów, stopień ożużlenia ich oraz redukcyjność różnych tlenków żelaza odgrywają tu rolę decydującą. Wg naszego zdania, im mniej utworzyło się krzemianów oraz im wyższego rzędu są tlenki Fe , tym łatwiej aglomerat się redukuje. Praktyka to potwierdza, mianowicie im mniej SiO_2 i FeO zawiera aglomerat, tym jest lepszy. Nie zawsze tak jest — jednakże, gatunki spieczone w miarę, były zawsze najlepsze. Dobre gatunki aglomeratu zawierały ok. 55% Fe , 6—7%

SiO_2 i mniej więcej tę samą ilość FeO *). Przy zawartości SiO_2 ok. 10% aglomerat dawał gorsze wyniki.

Szlify ziarna aglomeratu wykazują obok kryształów bogatych w tlen w postaci Fe_2O_3 , kryształów Fe_3O_4 i FeO z wtrąceniami czystego Fe jeszcze kryształy kwarcytu i krzemianów żelaza. Otóż przy zbytym przepalaniu aglomeratu ilość FeO jest za duża, a jednocześnie spiek jest nadmiernie ożużlony, wynikałoby stąd, że spiekanie winno być zakończone przy najmniejszej ilości FeO . Praktycznie biorąc, sprawa ta sprowadza się do ilości koksyku w mieszance, a mianowicie za duża jego ilość daje spiek zbyt ożużlony i odtleniony, a tym samym trudniej redukujący się w atmosferze wielkiego pieca, ale zato o budowie silniejszej**). Natomiast za mała ilość koksyku daje przełom aglomeratu nierówny — o gniazdach, zawierających jeszcze nieprzealoną mieszankę, dzięki czemu zawiera on znaczne ilości mialu. Jest to aglomerat najgorszy, bo poza drobnoziarnistością i kruchością zawiera jeszcze znaczne ilości nieusuniętej S i Zn , które to pierwiastki przeważnie w znacznej ilości znajdują się w mieszance.

Proces spiekania mieszanki.

Wyjaśnienie przebiegu procesu jest następujące. Mieszanka składa się z tlenków żelaza, skały płonnej oraz koksyku i wody. Otóż na początku procesu, po wyjściu taśmy z pod palnika, w górnej warstwie mieszanki następuje spalanie się koksyku wg reakcji $C + O_2 = CO_2$, przy czym wydziela się największa ilość ciepła (8130 kal), potrzebna do przebiegu dalszych reakcji i spiekania się. W dalszej kolejności CO_2 przechodzi przez całą warstwę mieszanki, ogrzewa ją i odparowuje H_2O . Następna nowopowstała ilość CO_2 , przechodząc już przez rozżarzone, nieco niższe położone warstwy mieszanki, napotyka jeszcze niespalone ziarna koksyku, wchodzi z nim w reakcję tworząc już $CO_2 + C = 2CO$, które jednakże z powodu zbyt wilgotnych i mało ogrzanych jeszcze niższych położonych warstw przechodzi przez nie, nie biorąc udziału w redukcji tlenków żelaza. Dopiero dalsze ilości tlenu, przechodząc przez rozżarzony koksyk, spalają go najpierw na CO_2 , potem na CO i dopiero to CO już wchodzi w reakcję z tlenkami żelaza, redukując je w znacznym stopniu nawet do stanu metalicznego. Warstwa zaś intensywnego spalania koksyku i spiekania się, stopniowo obniża się, w kształcie płaszczyzny poziomej, aż do samego spodu, w którym to momencie kończy się proces redukcji i spiekania.

Równocześnie z wyżej opisanym procesem odbywa się, poczynając od góry, proces powrotnego utleniania się masy przez tlen powietrza, przepływający przez warstwy, nieposiadające już koksyku, a rozgrzane do temperatury topliwości, przy tym równocześnie oziębia je tak, że aglomerat, znajdujący się na ostatnim wózku taśmy (pod koniec procesu) winien już być zimny i o czarnym przełomie gąbczastym***).

*) Z podkładem dolomitowym. Bez podkładu zawartość Fe wynosi ok. 62—64%, a SiO_2 — 7—8%.

***) Znaczną rolę w tym wypadku odgrywa też i ilość SiO_2 .

***) Aglomeracja syst. Dwight-Lloyd'a.

*) Aglomerat normalnie spieczony topi się w temp. ok. 1250°C, a silnie spieczony (zbyt ożużlony — zawierający dużo krzemianów) — ok. 1150°C. Kierzeńska Mielurgja. 1934 r.

Bez wątpienia przebiegają tu jeszcze inne, bardziej skomplikowane reakcje, o których bliżej nie wiemy. Np. udział reakcji bezpośredniej (za pomocą C) oraz wybitny udział wody w procesie spiekania, bez której proces spiekania nie może się odbywać i t. p.

Analizy spalin, jakie przeprowadziliśmy, wykazały następujący stan rzeczy, mianowicie: na początku procesu zawierały max. ilość CO_2 i H_2O , potem w miarę posuwania się procesu, zawartość CO zaczęła wzrastać, a CO_2 maleć, tak że w połowie procesu gazy zawierały więcej CO (ok. 20%) niż CO_2 , aby przy samym końcu zupełnie zniknąć.

Zasadniczo rozróżniamy w wyżej opisanym procesie spiekania 3 okresy: okres przygotowawczy, polegający na utworzeniu się warstwy zapłonowej i odparowaniu nadmiaru wody, okres redukcji tlenków i spiekania masy i okres powtórnego utleniania Fe i tlenków niższego rzędu wraz z oziębianiem całej już spieczonej masy^{*)}.

Początek rozpoczęcia właściwego spiekania odbywa się dopiero po wyjściu mieszanki z pod palnika gazowego. Pod palnikiem następuje tylko ogrzanie cienkiej warstewki górnej, grubości ok. 8 mm, do temp. 1100—1200°C^{**}). Warstwa ta po wyjściu z pod palnika daje początek spiekaniu się, a sama jest niespieczona, zachowując się do końca procesu w stanie luźnego czerwono-brunatnego pyłu (hematyt), który w zwałach nadaje aglomeratowi wygląd niezupełnie spieczonego tworzywa.

Proces spiekania się pod palnikiem nie może rozpocząć się z tej prostej przyczyny, że tam panuje atmosfera, składająca się ze spalin gazu wielkopieczowego, CO_2 , H_2O i N_2 ^{***}). Gazy te, przechodząc przez mieszankę, ogrzewają ją tylko, biorąc udział w tworzeniu się, wyżej wspomnianej warstwy zapłonowej.

Korzyści stosowania we wsadzie aglomeratu własnej produkcji.

Zakładamy, że pojemność wielkiego pieca wynosi 250 t i że przy normalnym biegu spala on ok. 155 t koksu na dobę (przy 11% pop. i 6% H_2O). Przyjmujemy, że ilość ta ze względu na poprawny profil pieca jest normalną i na niej oprzemy dalsze swoje obliczenia i wnioski.

Obecna produkcja surówki martenowskiej przy naboju zawierającym ok. 36% Fe i ilości żużla ok. 1,0 t/t surówki wynosi ok. 150 t/24 godz. Rozchód koksu na tonnę wytopionej surówki wynosi ok. 1,05 t/t surówki.

Gdybyśmy wzbogacili nabój do 45% Fe przy ilości żużla ok. 0,65 t/t surówki, otrzymalibyśmy rozchód koksu max. 0,85 t/t surówki, a więc produkcja surówki na dobę wzrosłaby do ok. 180 t. Spadek rozchodu koksu o śr. 150 kg na tonnę surówki po przeliczeniu na złote dałby oszczędność w stosunku miesięcznym 30 000 zł. Do powyższej sumy dodać należy oszczędności na kosztach przerobu z tytułu wzrostu produkcji — liczymy ok. 2 zł./t, co daje $5\,400 \times 2 = 10\,800$ zł. Całkowita oszczędność, nie licząc już innych zysków z tytułu większego obrotu,

wyniosłaby w stosunku rocznym $(30\,000 + 10\,800) \times 12 = 490\,000$ zł. (ceny miarodajne dla 1936 r.).

Jak widzimy, jest to suma nie bez znaczenia, wymagająca większego zastanowienia.

W naszych obliczeniach nie opieramy przewidywanej wyższej produkcji na krótszym przebywaniu naboju w piecu, lecz na bogatszych i łatwiej redukcyjnych jego tworzywach (aglomerat).

W obecnej chwili nie mamy sposobu wzbogacania naboju inną drogą, niż przez dodanie bogatszych rud zagranicznych^{*)} lub ok. 50% aglomeratu dostatecznie bogatego (ok. 56% Fe), a wyprodukowanego w kraju przy użyciu ok. 60% miałkich biednych rud krajowych. Rudy te, jak już uprzednio zaznaczyliśmy, nie mają zbytu, a mamy ich pod dostatkiem i po b. niskich cenach. Rozchodowanie w znacznej ilości własnej rudy miałkiej podniosłoby też znaczną rentowność naszych kopalń, a więc wpłynęłoby także na obniżenie kosztów produkcji rudy kawałkowej.

Oszczędność roczną w sumie ok. 490 000 zł. dla jednego wielkiego pieca uzyskałoby się tylko z tytułu zmniejszenia rozchodu koksu i kosztów przerobu. Do sumy tej winno się doliczyć jeszcze oszczędności z tytułu stosowania do aglomeracji miałkich bardzo tanich rud, zagranicznych lub krajowych, jak: własne odsiewki z rud kawałkowych i ilastej prażonej, syderytu prażonego i nieprażonego oraz wapałek pirytowych. Z rud zagranicznych stosowanoby tylko koncentrat (magnetyt), też bardzo tani, w ilości ok. 40%.

Aglomerat wyprodukowany w kraju chociażby i w ilości 40% z rudy zagranicznej będzie zawsze tańszy od rudy kawałkowej zagranicznej, np. rudy riffeńskiej lub innej, które w normalnych czasach jesteśmy zmuszeni sprowadzać chociażby dla specjalnych gatunków surówki i dla względów czysto ekonomicznych^{**}).

W wypadku zaś, gdyby wyprodukowany w kraju aglomerat kosztował tyle, co ruda kawałkowa zagraniczna, to i wówczas korzyści byłyby wielostronne, a mianowicie:

- 1) część ceny aglomeratu w postaci kosztów produkcji pozostaje w kraju;
- 2) jako tworzywo łatwo redukujące się aglomerat daje oszczędność na koksie (ok. 10%);
- 3) możemy przez dobór mieszanki otrzymać aglomerat o składzie dowolnym, który nam może zastąpić najszlachetniejsze gatunki rudy zagranicznej;
- 4) na wypadek zwiększonego zapotrzebowania możemy z naszych miałkich rud krajowych wyprodukować aglomerat, bez udziału rud zagranicznych, o zawartości ok. 35% — 45% Fe.
- 5) możliwość zastąpienia w razie potrzeby czystych kawałkowych rud zagranicznych przez aglomerat we wsadzie martenowskim.

Tabele mieszanek do spieku (aglomeratu) i naboju W. P., wzięte z praktyki, ze względu na brak miejsca pominięto. Red.

*) Czas trwania pierwszych dwóch okresów zależy od składu mieszanki, zaś ostatni dla warunków normalnych jest stały.

***) I częściowo spieka się, zależnie od temp. płomienia.

***) Biorę pod uwagę spalanie bez nadmiaru powietrza.

*) Obecnie dodajemy ok. 18% rudy zagr. o zawartości 60% Fe.

***) Sprowadzamy ok. 1600 t miesięcznie.

E. ŻMIJA

658 . 58 : 621 . 9

Kilka uwag o kontroli i odbiorze obrabiarek

Ogólnie przyjętymi normami odbiorczymi dla obrabiarek są normy prof. G. Schlesingera, podane w książce p. t. „Prüfbuch für Werkzeugmaschinen”.

Należy jednak pamiętać, że są to normy dla obrabiarek nowych i podwyższanie tych dokładności lub w wielu wypadkach niewolnicze trzymanie się tych norm, może podnieść znacznie, a niepotrzebnie koszty naprawy, lub budowy obrabiarek. Poza tym, normy te traktują odbiór obrabiarek raczej z punktu teoretycznego i stanowczo są niewystarczające w rzeczywistych praktycznych warunkach odbiorczych.

Dobre przeprowadzenie odbioru obrabiarki wymaga nie tylko stosowania się do wszystkich punktów podanych w warunkach odbiorczych, ale wymaga jeszcze umiejętnego podejścia do tego zadania i znajomości pracy i budowy obrabiarki.

Odbiór każdej obrabiarki powinien składać się z dwóch etapów: pierwszy w tym miejscu, gdzie obrabiarka była budowana lub naprawiana, a drugi — na ostatecznym miejscu pracy obrabiarki.

Na pierwszy etap odbioru powinny się składać: odbiór na wygląd zewnętrzny ogólny, następnie odbiór wszystkich, przynajmniej najważniejszych elementów, jak łoża, suporty, stoły, łożyska, wrzeciona, śruby pociągowe, nakrętki, koła zębate, pod względem dopasowania i wykończenia powierzchni i na koniec odbiór według punktów odbiorczych, zawartych w normach Schlesingera (podanych również w II tomie podręcznika „Mechanik” str. 512—547).

Dokładność poszczególnych elementów obrabiarki jest przeważnie zagwarantowana przez fabrykę i należałoby to pominąć w pierwszym etapie odbioru, jednak ze względu na późniejsze reklamacje i bardzo utrudnione ustalenie z czyjej winy obrabiarka nie spełnia swego zadania [n. p. czy łożo tokarki było źle doszabrowane, czy pokreśliło się podczas transportu, czy wadliwa praca łożyska spowodowana jest złym wykonaniem, czy jednorazowym nienasmarowaniem przez obsługującego itp.] lepiej jest zaraz obrabiarkę dokładnie skontrolować.

Drugi etap odbioru powinien być przeprowadzony na miejscu, praktyczną próbą pracy. Tutaj szczególną uwagę należy zwrócić już nie tyle na dokładność wykonywanej roboty, bo ta musi być dobra, o ile pierwszy odbiór został dobrze przeprowadzony, ile na samo zachowanie się obrabiarki podczas pracy. Szczególnie należy zwrócić uwagę na łożyska (zwłaszcza przy szlifierniach), czy nagrzewanie się ich nie wzrasta zbyt wysoko (odbiorca powinien jednak pamiętać o zasadzie „że o jakości pracy łożyska nie świadczy jego temperatura” — łożysko posiadające nawet dość wysoką temperaturę może pracować zupełnie prawidłowo, co zwłaszcza bardzo często spotyka się u szlifierek), czy obciążenie silnika napędzającego lub pasa nie wzrasta za wysoko, czy nie występują jakieś nadmierne szkodliwe drgania, czy obrabiarka nie ha-

łasuje zbyt (jest to niezgodne z nowoczesnymi warunkami pracy i świadczy o złym wykonaniu takich elementów, jak koła zębate, pasy, łańcuchy, pompki i t. p.).

Sam sposób przeprowadzania odbioru tak pierwszego jak i drugiego wymaga odpowiedniego planu i kolejności.

W pierwszym odbiorze przyjmuje się najpierw wszystkie części (rozmontowując obrabiarkę), należy przy tym zwrócić uwagę na to, że dokładne wykonanie i dopasowanie poszczególnych elementów obrabiarki, to nie jest to samo, co „ciasne dopasowanie”. Przeważnie popełnia się ten błąd na nakrętkach do śrub pociągowych suportowych, prowadnicach suportowych, łożyskach, które są zbyt ciasno pasowane do wrzeciona i przez to nie mają odpowiedniego luzu, koniecznego do prawidłowej pracy łożyska. Należy przy tym zwrócić uwagę na miejsca rowków smarowniczych, na jakość materiału łożyskowego, sposób regulacji łożysk i czy przy „dociąganiu” łożysk nie zmienia się położenie osi wrzeciona (bardzo ważny punkt). Co do rodzaju łożysk — to chociaż zdania konstruktorów są w tej sprawie podzielone, praktyka wykazuje, że jednak zwykłe łożyska ślizgowe są niezastąpione, nawet dla najwyższych ilości obrotów. Nakrętki na śruby pociągowe do tokarek, suportów i t. p. powinny się dawać nakręcać nie zbyt ciasno (z czuciem) i to na całej długości śruby. Jeżeli śruba jest wielozwojowa, to należy nakręcać nakrętkę kolejno, na zmianę, każdą nitkę (zwój). Zwoje nakrętki i śruby powinny być czyste, bez zacięć, wyrw i karbów.

Wrzeciona na powierzchniach pracujących w łożyskach muszą być zupełnie gładkie, okrągłe i cylindryczne. Koła zębate powinny mieć dobrze obrobione powierzchnie pracujące, nie powinny być powichrowane i dobrze powinny się zazębiać. Powierzchnie szabrowane sprawdza się w ten sposób, że tuszem niebieskim naciera się równomiernie, nie płytkę lub pryzmę kontrolną, a powierzchnię badaną. Przy tej czynności bardzo ważną zasadą jest dobre ustawienie powierzchni kontrolowanej do poziomu, to samo odnosi się do obrabiarek ustawionych już do pracy. Jakość czyli dobroć szabrowanych powierzchni wyraża się ilością punktów na cal kwadratowy oraz stosunkiem powierzchni punktów (wystających) do powierzchni wgłębień, który powinien wynosić ok. 3:1. Jeżeli idzie o ilość punktów (wystających) na cal kwadratowy, to niektóre wymagania wynoszą 30 punktów na cal kwadratowy, a nawet i więcej. W praktyce jednak bardzo rzadko spotyka się więcej, jak 10—15 punktów na cal kwadratowy i można przyjąć to za zupełnie dobre i wystarczające szabrowanie, a nawet za bardzo dobre, o ile szabrowanie takie jest równomierne na całej długości powierzchni.

Dalej sprawdza się wszystkie ruchy (posuwy, zaciski, śruby), to zn., czy wszystkie suporty i stoły przesuwały się równo na całej długości przesuwu bez zacięć i z jednakową siłą, czy zaciski dobrze

działają, czy wyłączniki, włączniki i sprzęgła dobrze pracują i nie zacinają się i t. d.

W trakcie tego odbioru należy również zwrócić uwagę, aby obrabiarka dawała się rozmontować i zmontować bez jakichś szczególnych trudności, ze względu na późniejsze naprawy

Po tym ogólnym sprawdzeniu następuje dopiero sprawdzanie dokładności obrabiarki według norm *Schlesingera*.

Sprawdzanie powinno się zawsze zaczynać od głównych baz, którymi są przede wszystkim wrzeciona i prowadnice główne. Następnie sprawdza się suporty dolne i powierzchnie pracujące podstawowe, stopniowo idąc do elementów mniejszych.

Każdy ruch lub element powinien być tak sprawdzany, jak później obrabiarka będzie pracowała. n. p. jeżeli sprawdzamy podłużny ruch stołu frezarki względem wrzeciona, to wszystkie inne suporty, prowadnice i t. p. powinny być zaciśnięte tak, jak podczas pracy frezarki. Jeżeli znowu sprawdzamy prostopadłość ruchu przesuwu pionowego całego stołu frezarki względem wrzeciona, to sam odczyt na czujniku po przesunięciu o pewną wysokość (przy zlurowanych zaciskach) powinien odbyć się przy zaciśniętych prowadnicach pionowych.

Aby naprawa obrabiarki była dokładna, szybka i tania, ważnym jest, aby rzemieślnicy byli odpowiednio przeszkoleni, bądź na specjalnych kursach, bądź przez odbiorcę warsztatowego, który w czasie przeprowadzanego odbioru powinien stale udzielać rzeczowych informacji, wskazówek i wyjaśnień dla czego tak ma być dana część wykonana i dlaczego tak sprawdza się ją, a nie inaczej.

Praktyka rzemieślnika jest bardzo cenna, o ile idzie o takie rzeczy, jak pasowania poszczególnych elementów obrabiarki, montowanie skomplikowanych mechanizmów, wykonywanie nowych nawet bardzo dokładnych części i t. d. Jeżeli jednak idzie o uzyskanie odpowiednich dokładności zespołów więcej złożonych, jakimi są n. p. obrabiarki, to sama praktyka rzemieślnika jest nie wystarczająca i powoduje, że budowa i remonty obrabiarki są długie, drogie i mało dokładne.

Dla lepszego zobrazowania tego niech posłużą niżej podane przykłady.

W czasie odbioru pewnej frezarki, sprawdzono najpierw bicie wrzeciona (por. „Mechanik” str. 524, Nr. p. 2), następnie równoległość wrzeciona do płaszczyzny stołu (por. „Mechanik” str. 524, Nr. p. 1) i równoległość do osi wrzeciona ruchu poprzecznego stołu, w płaszczyźnie poziomej i pionowej (por. „Mechanik” str. 524, Nr. p. 7). Następnie sprawdzono dopiero ruch pionowy całego suportu na prostopadłość do wrzeciona (por. „Mechanik” str. 525, Nr. p. 8) i w tym sprawdzaniu okazała się niedokładność 0,05 mm (zbieżność) na 100 mm, wobec czego frezarka nie została przyjęta, a skierowana do poprawki.

Rzemieślnik remontujący tę frezarkę, nie mógł się jednak z tym pogodzić i zrozumieć, dlaczego ma zacząć wyprowadzać ten błąd od głównej pionowej powierzchni kadłuba frezarki i przez to wszystkie powierzchnie i prowadnice aż do górnej powierzchni stołu, gdy według niego wystarczyłoby odpowiednio wyrównać (przez podszabrowanie) tylko górną powierzchnię stołu frezarki.

Takie na pozór błahe rzeczy kosztują warsztat nieraz dużo pieniędzy i czasu, a możnaby temu łatwo i tanio zaradzić przez odpowiednie pouczenie rzemieślników.

Co należy poprawić i gdzie — nie zawsze da się ustalić na podstawie tylko jednego pomiaru, czasami trzeba przeprowadzić kontrolę prawie wszystkich pomiarów i potem dobrze się zastanowić, gdzie i jak należy błąd usunąć.

Każdy błąd lub niedokładność, zauważone podczas odbioru, a więc niedokładność w prostoliniowości, prostopadłości lub centryczności ruchów, względnie niedokładność pasowań, kwalifikuje obrabiarkę do poprawki, po której odbiór, zwłaszcza na normy odbiorcze *Schlesingera*, powinien być bezwzględnie przeprowadzony całkowicie od początku(!), to zn. tak, jakby dana obrabiarka nie była przed tym odbierana. Na pewne ustępstwa w tym kierunku może sobie pozwolić tylko bardzo doświadczony odbiorca.

W czasie przeprowadzania odbioru obrabiarki, często napotyka odbiorca na różne niewytłomaczone w pierwszej chwili zjawiska i wyniki. Na przykład różne metody pomiarowe, teoretycznie zupełnie dobre, dają w zastosowaniu praktycznym nieraz wyniki zupełnie różne lub co gorsze — z gruntu fałszywe.

Pewien duży warsztat, naprawiający duże ilości obrabiarek, nie mógł uniknąć przy wytaczaniu otworów w głowicach rewolwerowych mimośrodowości osi wrzeciona do osi otworów w głowicy. Otwory w głowicy rewolwerowej były wytaczane nożem umocowanym sztywnie w wrzecionie rewolwerówki i przy zastosowaniu daleko posuniętych ostrożności, jak: dokładne wyremontowanie całej rewolwerówki przed wytaczaniem otworów w głowicy, mała ilość obrotów przy wytaczaniu, bardzo drobny wiórek, łożyska wrzeciona rewolwerówki zimne podczas wytaczania. Kontrola po wytoczeniu otworów w głowicy wykazywała stale osie wszystkich otworów w głowicy wyżej o 0,1—0,2 mm względem osi wrzeciona i to powtarzało się przy wszystkich rewolwerówkach przedstawionych do odbioru.

Zjawisko to było początkowo różnie interpretowane, a więc: zbyt silnym nacięciem pasa, przez co wrzeciono miało być przesunięte ku górze — sprawdzono jednak, że ten czynnik nie był przyczyną powyższego błędu, wpływ hydrodynamicznej pracy łożysk podczas wytaczania — nie mógł mieć żadnego znaczenia przy tak bardzo małej ilości obrotów wrzeciona, ugięcia noża przy wytaczaniu bardzo małym wiórkiem i dość sztywnym zamocowaniu noża — były minimalne (ok. 0,01 mm) i niekoniecznie stale w jednym kierunku, nagrzewanie się łożysk i obsad łożysk, a przez to unoszenie się osi wrzeciona do góry — nie mogło mieć miejsca, gdyż łożyska podczas wytaczania były zimne. Należy w tym miejscu zaznaczyć, że wrzeciono obrabiarki, w której łożyska nagrzały się normalnie, w czasie pracy, n. p. u tokarki, może zmienić swoje położenie do 0,06 mm (wyżej), z tego też względu, i jeszcze innych, praktycy chętnie stosują konik o 0,1 mm wyżej.

Powróćmy jednak do wyżej opisanych rewolwerówek, otóż sprawdzanie centryczności wrzeciona do wytaczanych otworów w głowicy rewolwerowej odbywało się w ten sposób, że czujnik umocowany

sztynnie na dźwigni we wrzecionie obracał się około trzpienia dopasowanego do otworu w głowicy (por. „Mechanik” str. 514, Nr. p. 4) i jak to zresztą wszędzie, gdzie idzie o sprawdzanie współosiowości, metodę tą podają normy *Schlesingera*.

Otóż bliższe zbadanie tej sprawy wykazało, że ta metoda sprawdzania centryczności jest nieodpowiednia i daje bardzo duże błędy i różnice przy odczycie na czujniku w górnym i dolnym położeniu. Przyczyną tego są najprawdopodobniej pewne ugięcia dźwigni czujnika, mimo najbardziej sztywnego zamocowania i różnice w napięciu czujnika w

górnym i dolnym położeniu. Potwierdziły to później całkowicie inne metody pomiarowe, jak również sama praca tych rewolwerówek.

Ten błąd pomiarowy był przyczyną, że wyżej wspomniany warsztat przez kilka lat obniżał (podszabrowywał) całą głowicę rewolwerową, co nie tylko przedłużało bardzo naprawę, zwiększało koszty, ale poza tym niweczyło zasadniczy cel wytaczania oraz, co najważniejsze — „taka poprawka” zmniejszała w b. dużym stopniu dokładność naprawianych maszyn.

PRZEGLĄD PISM TECHNICZNYCH

Nowy tunel pod rzeką Hudson w Nowym Jorku

Wskutek znacznie wzmożonego ruchu samochodowego pomiędzy New Jersey i Manhattan, który w r. 1936 osiągnął liczbę 31 500 000 wozów, okazała się potrzeba budowy nowego tunelu, gdyż dotychczasowe połączenia — tunel *Holland*¹⁾, most *Waszyngtona* oraz kilkanaście promów — okazały się nie wystarczające. Ruch kołowy przez tunel *Holland*, oddany do użytku w r. 1927, wyniósł w r. 1936 prawie 12 milionów wozów, a przez most *Waszyngtona* 6 milionów wozów.

Duża odległość (16 km) pomiędzy tunelem *Holland* i mostem *Waszyngtona* bez wygodnego na tej przestrzeni połączenia, przyspieszyła również decyzję budowy nowego tunelu, a właściwie tunelów.

Tunele te, z których jeden został już w całości wykończony i oddany do użytku, a drugi jest w budowie, znajdują się pomiędzy mostem *Waszyngtona* i tunelem *Holland*. Oba tunele biegną pod rzeką równolegle w odległości 22,86 m, lecz przy końcach odchylają się od siebie ze względu na ukształtowanie brzegów rzeki. Początkowo odległość miała wynosić tylko 18,28 m, ale z obawy na wstrząsy urządzenia wiertniczego, które mogłyby wpłynąć niekorzystnie na zbudowany już tunel, zwiększono ją do 22,86 m. Długość zbudowanego już tunelu wynosi 2 504 m. Budowę drugiego wykopu o długości 2 555,5 m już rozpoczęto. Długość każdego wykopu pod zwierciadłem rzeki wynosi ok. 1 400 m (rys. 1).

Zdolność przelotowa obu tuneli, z których każdy jest przeznaczony dla ruchu jednokierunkowego, wyniesie 10 milionów wozów rocznie.

Na każdym brzegu przy wjeździe do tunelu zainstalowano maszyny wentylacyjne. Przekroje obu tuneli są identyczne (rys. 2 i 3) i każdy jest zbudowany z rur o średnicy zewnętrznej 9,45 m. Rura składa się z pierścieni, a każdy pierścień utworzony jest z 14 jednakowych segmentów. Wewnątrz rura wyłożona jest warstwą betonu i wskutek tego średnica przekroju jest zredukowana do 9 m. Grubość ścian rury łącznie z betonem wynosi 76 cm.

Jezdnię tunelu stanowi płyta stalowa pokryta warstwą ochronną betonu. Szerokość jezdni 6,55 m, jest więc większa o 45 cm od szerokości przejazdu jednocześnie dwóch rzędów wozów jest zapewniony. Szczyt znajduje się nad

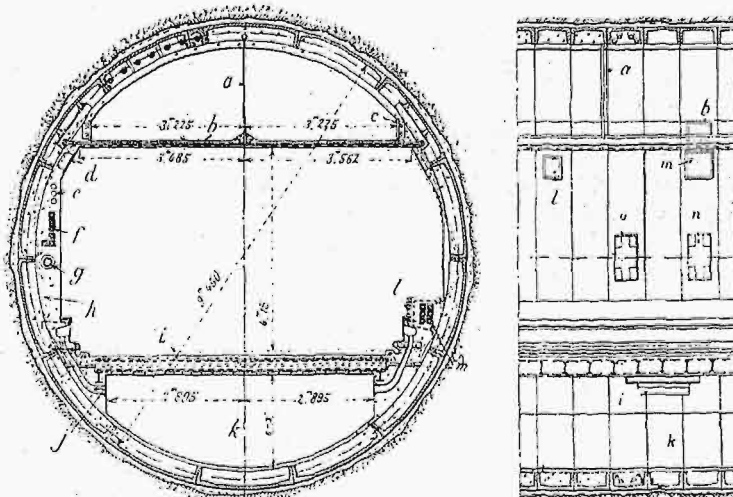
jezdnią na wysokości 4,15 m. Prace przy budowie tunelu prowadzone systemem analogicznym, jak w tunelu *Holland*, stosując specjalne świdry tunelowe. Roboty prowadzono jednocześnie z dwóch stron. Średnica każdego świdra wynosi 9,76 m, długość 5,67 m, a ciężar 400 tonn. Świder pracujący od strony New Jersey posiadał, jako urządzenie pomocnicze, ruchome rusztowanie na szynach, które mogło być zmontowane ze świdrem, bądź też pracować niezależnie od niego. Rusztowanie to składa się z 9 niezależnych platform, poruszanych przy pomocy cylindrów pneumatycznych, które również ułatwiły prace.

Przebijanie tunelu od strony New Jersey odbywało się początkowo, ze względu na teren skalisty gruntu, sposobami



Rys. 1.

Przekrój podłużny tunelu drogowego *Lincolna* pod rzeką Hudson w Nowym Jorku.



Rys. 2 i 3.

Przekroje: poprzeczny i podłużny części tunelu.

a — ciągnio podtrzymujące sufit; b — kanał odprowadzający zepsute powietrze; c — skrzynka połączeń; d — wcięcie lampy elektrycznej; e — przewody elektryczne niskiego napięcia; f, m — przewody wysokiego napięcia; g — rurociąg; h — rura odwadniająca; i — nawierzchnia jezdni; j — otwór doprowadzający świeże powietrze do części środkowej tunelu; k — główny przewód świeżego powietrza; l — nawierzchnia z płyt drogi dla obsługi tunelu; m — urządzenie sygnalizacyjne; n — aparat kontrolny; o — skrzynka przekąźnika.

¹⁾ „Przeгляд Techniczny”, r. 1928, str. 481.

zwykłymi na długości 220 m, a dalsze prace zostały wykonane przez zastosowanie świdra tunelowego. Przebijanie tunelu od strony New Jersey odbyło się w rekordowym czasie. Średnio dzienna budowa wyniosła 9 m, czego dotychczas przy pracach tunelowych nigdy i nigdzie nie osiągnięto.

W sprzyjających warunkach do uruchomienia świdra wystarczało ciśnienie powietrza, wynoszące tylko 1,12 kg/cm², a więc bardzo bliskie ciśnieniu hydrostatycznemu na dnie rzeki, której głębokość wynosi ok. 11,5 m. Tunel, jak wspomnieliśmy, zbudowany jest z rur, składających się z pierścieni, obudowanych zwornikami. Ciężar jednego zwornika wynosi ok. 1500 kg, a całego pierścienia szczelnie obudowanego — 21 850 kg. Grubość obudowania ściany wykończonej rury wynosi 40 cm na długości tunelu pod zwierciadłem rzeki i nieco mniej na pozostałych długościach.

Sufit tunelu południowego zawiera 6000 000 sztuk okrągłych płytek szklanych o średnicy 12 cm, a będący w budowie tunel północny — 800 000 takich płytek. Płytki są zamocowane w ramkach brązowych.

Ściany boczne tunelu pokryto tafelkami ceramicznymi. Jest to więc pierwszy tunel drogowy w Ameryce, wykończony w ten sposób.

Części końcowe tunelu mają w przekroju poprzecznym kształt prostokąta. System wentylacyjny jest taki sam, jak w tunelu *Holland*.

Świeże powietrze do tunelu doprowadzają maszyny zainstalowane na brzegu; przepływa ono kanałem pod jezdnią, skąd otworami (rys. 2, j) przedostaje się do części środkowej tunelu. Powietrze zepsute usuwane jest z kanału nad sufitem przy pomocy specjalnych szybów. Zbudowany tunel posiada 32 wentylatory, których całkowita wydajność waha się w granicach od 3 000 m³/min. do 8 000 m³/min. Wentylatory napędzane są, zależnie od wielkości, przez jeden lub dwa silniki elektryczne, z których każdy posiada dwie różne prędkości. Wydatki związane z budową tunelu południowego osiągnęły sumę 43 000 000 dolarów, a koszt budowy obu tuneli wyniesie razem 74 800 000 dolarów.

Całość budowy pochłonie 101 400 tonn stali.
(*Génie Civ.*, 20.XI. 1937 r.).

F.

Urządzenia do wyrobu miedzi elektrolitycznej.

Przeszło 90% stosowanej w technice miedzi jest to miedź elektrolityczna o czystości 99,95%. Stosowanie takiej miedzi w technice spowodowane jest wzrostem przewodności wraz ze stopniem czystości miedzi. Miedź czysta daje się znacznie lepiej obrabiać, a więc prasować, przeciągać i walcować. Poza tym przy elektrolitycznym oczyszczaniu otrzymuje się również metale szlachetne, zawarte w surowej miedzi, jak: srebro, złoto i platynę.

Przebieg oczyszczania miedzi jest następujący: Anody przygotowuje się sposobem ogniowym z miedzi surowej, a następnie zawieszają w wannach, przygotowanych do procesu elektrolitycznego. Pod wpływem działania prądu elektrycznego miedź anod przechodzi razem z zawartymi w miedzi surowej metalami do roztworu, przy czym miedź metaliczna osiada na katodzie, natomiast inne metale częściowo gromadzą się w roztworze, częściowo zaś osiadają w formie szlamu na dnie wanien. Jako katody służą cienkie blachy miedziane. Gdy miedź, osadzająca się na katodach, osiągnie grubość 10—15 mm, wyjmuje się blachy katodowe z wanien, myje się, topi i odlewa w sztaby.

Do elektrolizy stosowane są wanny drewniane lub betonowe, wyłożone twardym ołowiem. Na ścianach podłużnych są umieszczone szyny, na których opierają się anody

przy pomocy specjalnych uszów i katody przy pomocy nośnych płyt miedzianych. Wanny są napełnione elektrolitem, składającym się z roztworu wodnego siarczanu miedzi z dodatkiem kwasu siarkowego.

Natężenie prądu kąpieli stosuje się od 1500 do 10000 A, w zależności od wielkości produkcji dziennej, przy czym napięcie wynosi 0,25 V. Przy szeregowym łączeniu wanien, napięcia sumują się przy tym samym natężeniu prądu. Stosownie do tego napięcia wanien, dobiera się napięcie prądu, które się odpowiednio reguluje.

Tego rodzaju urządzenia pracują z gęstością katodową 150—200 A/m², zależnie od stopnia czystości miedzi anodowej. Rozchód energii na tonnę otrzymanej miedzi katodowej wynosi 250—350 kWh. Dotychczas ze względów gospodarczych budowano urządzenia elektrolityczne na produkcję dzienną nie niższą 10—20 tonn. Obecnie zaś, mając na względzie wymagania gospodarki narodowej, buduje się również i mniejsze urządzenia elektrolityczne. Jako przykład tego można podać dwa zamówienia na urządzenia oczyszczania miedzi, wydane w roku 1936 znanej firmie niemieckiej, przez rząd jednego z państw na Dalekim Wschodzie¹⁾. Produkcja dzienna jednego z urządzeń wynosi 35 tonn, zaś drugiego — tylko 4 tonny. Sprawa kosztów odnośnych urządzeń przedstawia się nierównomiernie.

Koszt urządzenia 35 tonnowego wynosi bez budynków i fundamentów około 700 000 RM, zaś dla urządzenia 4-tonnowego — ok. 450 000 RM.

(*Chemiker Zeitung*, Nr. 4, 1937).

Inż. Z. S.

Lord Ernest Rutherford

Dnia 19 października 1937 r. zmarł w Cambridge w Anglii Lord *Ernest Rutherford of Nelson*, jeden z największych fizyków współczesnych, którego nazwisko jest jak najściślej związane z powstaniem i rozwojem całej nowoczesnej gąłęzi fizyki, a mianowicie z fizyką atomu. Jego odkrycia naukowe miały decydujący wpływ na powstanie nowoczesnego poglądu na budowę materii i dlatego nazwisko *Rutherforda* wyszło daleko poza granice Anglii i znane jest nie tylko wśród fizyków, ale zna je również prawie każdy kulturalny człowiek na całym świecie.

Ernest Rutherford urodził się w małej miejscowości Nelson, w Nowej Zelandii, dnia 30 sierpnia 1871 roku; był on czwartym dzieckiem z pośród dwanaściorga rodzeństwa.

Dzieciństwo i lata szkolne spędził w ojczyźnie, skąd, po przyznaniu mu stypendium, wyjechał na dalsze studia do Cambridge, dokąd pociągały go słynne odkrycia naukowe *J. J. Thomson'a*. Po ukończeniu tych studiów wraca na Nową Zelandię, gdzie przez krótki czas pracuje jako nauczyciel w szkole wyższej, zajmując się jednocześnie pracami badawczymi z zakresu fizyki.

W pierwszych latach dwudziestego wieku otrzymuje katedrę fizyki na uniwersytecie w Montrealu (Kanada). W 1907 r. przenosi się do Manchester w Anglii, gdzie od 1919 r. aż do śmierci był kierownikiem słynnego laboratorium *Cavendish'a* w Cambridge.

W pierwszych pracach naukowych, łącznie z rozprawą doktorską, *Rutherford* zajmował się przeważnie zgadnieniami z zakresu telegrafu iskrowego. Wkrótce jednak dziedzina jego zainteresowań ulega zdecydowanej zmianie: całe dalsze swoje życie poświęca badaniom świeżo odkrytego zjawiska promieniotwórczości pierwiastków. Już w Montrealu w tej dziedzinie wspólnie z fizykiem *F. Soddy* dokonał pierwsze-

¹⁾ Redakcja czasopisma zastrzegła sobie podanie informacji co do nazwy firmy.

go większego i podstawowego odkrycia. Po szeregu dalszych, zresztą bardzo prostych doświadczeń, wysunął twierdzenie, że przy promieniowaniu mamy do czynienia z rozpadem atomów pierwiastków i że następuje przy tym przemiana promieniotwórczego pierwiastka w inny. A więc promieniotwórczość ma charakter atomowy i w ciągu tego samego czasu tylko zawsze ściśle określona część danej substancji promieniotwórczej ulega rozpadowi, zupełnie niezależnie od wpływów zewnętrznych. Zrozumiała jest rzeczą, że twierdzenie o rozpadzie atomów pierwiastków poruszyło mocno świat naukowy, obaliło bowiem ustalony podówczas pogląd, że atom jest najmniejszą cegiełką materii.

Badając promieniowanie radu *Rutherford* wykrył i zbadał naturę promieni α , β i γ ; stwierdził, że promienie α mają ogromną prędkość i posiadają naboje elektryczne dodatnie, a dalej że cząsteczki promieni α są niczym innym jak zjonizowanymi atomami helu; wykrył nabój ujemny promieni β i wykazał, że promienie γ , tak jak świetlne i *Roentgena*, nie ulegają odchyleniu zarówno w polu magnetycznym jak i elektrycznym. Te przekonujące wnioski miały doniosłe skutki dla dalszego rozwoju fizyki, oceniono je tak właśnie bezpośrednio po ogłoszeniu, a *Rutherford* już w 1908 r. za tę pracę otrzymał nagrodę *Nobla* w dziale chemii.

Później *Rutherford*, badając przechodzenie promieni α przez bardzo cienkie blaszki metali, przekonał się, że niektóre promienie α przechodzą przez nie bez odchylenia, inne po przejściu ulegają odchyleniu, a zdarzają się nawet takie promienie, które przez blaszki nie przechodzą, ulegają odbiciu. Doświadczenia te były podstawą naprawdę genialnych wniosków. Z drogi promieni α , wnioskował *Rutherford*, że atomy w b. cienkiej blaszce są nie dość „gęsto” ułożone, że atom składa się z jądra, którego średnica jest bardzo mała w porównaniu do średnicy atomu. Cała prawie masa atomu jest ześrodkowana w jądrze, które posiada nabój elektryczny dodatni. Naokoło jądra krążą elektrony.

Jak trafne były te wnioski, świadczy fakt, że model budowy atomu podany przez *Rutherforda*, a zmodyfikowany później przez *Bohra*, prawie bez zmian zasadniczych przetrwał do dnia dzisiejszego.

Rutherford pierwszy dokonał również (1918 r.) sztucznej przemiany pierwiastków, uczniom zaś jego zawdzięczamy odkrycie obojętnej elektrycznie cząsteczki jądra — neutronu.

Obok epokowych odkryć naukowych, *Rutherford* wstawił się nie mniej jako doskonały organizator i nauczyciel. Pod jego kierunkiem wykonano dziesiątki prac naukowych, których wyniki należały często również do wiekopomnych.

Aby przekonać się, jak wielkie są zasługi *Rutherforda* w nauce o promieniotwórczości, wystarczy otworzyć podręcznik z tego zakresu, a nie znajdziemy tylko w niektórych rozdziałach jego nazwiska na pierwszym miejscu. Liczne też są zaszczyty, których doznał wśród swoich i obcych. Anglia w 1931 r. za zasługi naukowe nadała mu tytuł lordowski, a po śmierci zwłoki jego pochowano, co jest jeszcze większym podkreśleniem tych zasług, w opactwie *Westminsterskim*.

F. Ł.

BIBLIOGRAFIA

Prof. *K. Stadtmüller* i inż. *K. Stadtmüller*. Słownik techniczny. Część polsko-niemiecka. T. II. Poznań, 1936.

Jak to wyjaśniliśmy w recenzji zamieszczonej w zesz. 22 z r. 1936 „Przeglądu Technicznego”, część niemiecko-polska opracowana w wydaniu pierwszym przez ś. p. *K. Stadtmüllera*, profesora Wyższej Szkoły Przemysłowej w Krakowie,

wyszła w r. 1912, w wydaniu drugim przy współudziale syna inż. *K. Stadtmüllera* w r. 1923—1925. Tom I (litery A — O) części polsko-niemieckiej w redakcji obu *Stadtmüllerów* ukazał się w roku ub., a obecnie ukazał się tom II tej części (litery P — Z) tak, iż wydawnictwo można uważać za skończone.

Autorowie korzystali z bardzo licznych słowników i encyklopedyj polskich i niemieckich, oraz ze współpracy około 200 specjalistów odnośnych gałęzi wiedzy technicznych. Słownik obejmuje przeszło 120 000 terminów technicznych, należy więc z pewnością do największych polskich i niemieckich.

Autorowie, podobnie jak w I-szym tomie, starają się wprowadzić możliwie dobre rodzime wyrażenia, zamiast wyrazów, przyjętych z obcych języków. Tak np. idąc za radą inż. *Pragłowski* wprowadzają wyrażenie „ziom” zamiast „grunt”. Czy uda im się oczyścić język polski z naleciałości obcych? W każdym razie jest to nie tylko podręcznik do użytku praktycznego, ale także pierwsza, większa i bardzo cenna próba ustalenia naszej terminologii technicznej i z pewnością przyczyni się do przyspieszenia, wlokącej się żółtym krokiem pracy, podjętej na tym polu przez Akademię Nauk Technicznych.

Może znajdą się także naśladowcy pp. *Stadtmüllerów* i podejmą się opracowania podobnych słowników dla innych języków, więc przede wszystkim polsko-francuskiego i polsko-angielskiego.

Świat techniczny wita z wdzięcznością wydawnictwo pp. *Stadtmüllerów* i z pewnością nie poskąpi im jak najżyyczliwszego poparcia.

Prof. dr. inż. *A. Różański*.

KRONIKA

Konkurs na pracę naukową z dziedziny komunikacji znaczenia miejscowego.

Zarząd Fundacji Stypendialnej im. *Józefa Tomickiego* (Warszawa, Aleja Róż 16, tel. 569-50) ogłosił konkurs na pracę naukową na temat:

„Rola i potrzeba komunikacji znaczenia miejscowego dla racjonalnego rozwiązania ogólnego programu komunikacyjnego w Polsce”.

W pracy tej mają być rozpatrzone środki komunikacji miejscowej, a więc kolejki dojazdowe i podmiejskie, tramwaje i autobusy, jako uzupełnienie kolei głównych, mają być wysświetlone możliwości ich współpracy pomiędzy sobą i z kolejami głównymi, wreszcie ma być rozważone ich znaczenie w wykonaniu ogólnokrajowego programu polityki komunikacyjnej, mającej na celu rozwój gospodarczy Polski.

Nagrody: I — zł. 1000; II — zł. 500.

Termin przedstawienia pracy: 1 maja 1938 r. Do tego terminu praca podpisana godłem, powinna być nadesłana do Zarządu Fundacji wraz z kopertą zapieczętowaną, oznaczoną godłem i zawierającą wyjaśnienie godła; koperta będzie otwarta dopiero po osądzeniu konkursu przez Zarząd Fundacji.

Zarząd Fundacji zastrzega sobie prawo nieprzyznania nagrody, jeżeli zakres prac i ich poziom będą niezgodne z intencją konkursu.

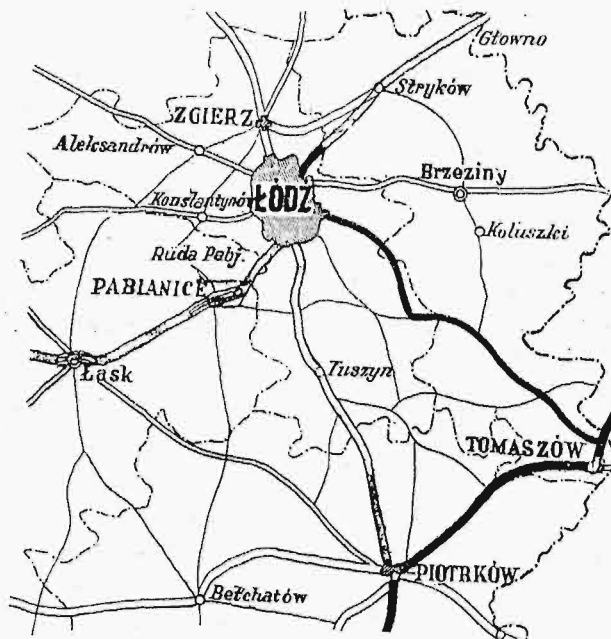
Zarząd Fundacji Stypendialnej im. *Józefa Tomickiego* (przewodniczący), inż. *T. Baniewicz*, min. *A. Kühn* inż. *M. Kuźmicki* (sekretarz), inż. *J. Rusin* i prof. *A. Wasiutyński*.

Drogi o nawierzchni ulepszonej w Woj. Łódzkim.

Województwo łódzkie w ostatnich trzech latach dokonało poważnego wysiłku nad podniesieniem stanu dróg koło-

wych dla ruchu samochodowego. W ciągu tego czasu zbudowano 150 km nowych dróg tłuczniowych, 65 km brukowanych, a 222 km dróg państwowych przebudowano na nawierzchnie ulepszone, z czego na drogi o jezdni z kostki granitowej względnie bazaltowej przypada 102 km i tyleż o nawierzchni asfaltowej; jezdnię betonową otrzymało 18 km.

Większa część dróg przebudowanych na trwałą nawierzchnię należy do t. zw. węzła łódzkiego, w którego skład wchodzi droga Łódź — Piotrków — Tomaszów — Łódź (rys. 1).



Rys. 1. Mapa łódzkiego węzła drogowego

Uroczyste otwarcie węzła łódzkiego odbyło się dn. 8 grudnia b. r. w obecności P. Min. *Ulrycha*.

Na traktce Warszawa — Łódź, 30 km odcinek Łódź — Główno otrzymał jezdnię z kostki bazaltowej względnie granitowej, położonej na całkowicie odbudowanej szosie. Szerokość jezdni łącznie z pasami bocznymi z kamienia płytowanego wynosi 7 m. Droga Łódź — Piotrków posiada jezdnię z nieregularnej kostki bazaltowej, względnie granitowej. Odcinek Piotrków — Tomaszów posiada jezdnię asfaltową szerokości 3,8 m, a łącznie z betonowymi pasami po bokach 5,5 m. Taką samą nawierzchnię otrzymała droga Tomaszów — Łódź, z wyjątkiem końcowego 8 km odcinka pod Łodzią, który, ze względu na silny ruch kołowy, otrzymał kostkę granitową.

Koszt 1 km jezdni betonowej wyniósł 105 tys. złotych, o nawierzchni smołowo-termakowej i smołowo-granitowej przy szerokości (razem z obramowaniem) 5,4 m — 95 tys. złotych.

Koszt wykonanych robót w latach 1935—1937 wyniósł ok. 50 milionów złotych.

Ł.

ŻYCIE STOWARZYSZENIA TECHNIKÓW POLSKICH w WARSZAWIE Z SALI ODCZYTOWEJ.

Dnia 10 grudnia b. r. inż. *Z. Śliwiński* wygłosił odczyt p. t. „O budowie zapory i zakładu wodno-elektrycznego w Rażnowie na Dunajcu”.

Prelegent omówił znaczenie zapory w gospodarce przeciwpowodziowej, organizację prac wstępnych i stronę techniczną wykonywanych robót.

Prace przy budowie rozpoczęto w r. 1935. W okresie organizacyjnym zbudowano 17 km kolejki do stacji Marcinkowice, własną elektrownię o mocy 300 KW i linię wysokiego napięcia z Mościc, budynki gospodarskie i wiele innych urządzeń. Mechanizacja przy budowie posunięta jest jak najdalej. Budowę poprzedziły dłuższe i wszechstronne badania i przygotowanie terenu pod zaporę.

Beton wprost z betoniarek na miejsce budowy dostarczają transportery, zawieszane na linach nośnych o długości 700 m, podpartych na wieży stalowej wysokości 80 m. Dzienny transport betonu wynosi ok. 3 500 m³. Do budowy zapory wyjdzie ok. 400 000 m³ betonu. Zapora podzielona jest szwami dylatacyjnymi co 17 m.

Spiętrzenie wody wyniesie 30 m. Powstanie więc jezioro o długości 19 km, 18 km² powierzchni i pojemności 220 milionów m³ wody.

Szczytowa moc zainstalowanych turbin wyniesie 50 000 KW, a roczna produkcja energii 150 milionów kWh. Przelawy obliczone są na 3 500 m³/sek.; tyle właśnie wynosił maksymalny przepływ w czasie wielkiej powodzi w 1934 r. Minimalny przepływ sięga zaledwie 10³/sek. Przed sygnalizowaną powodzią poziom wody w zbiorniku obniża się o 11,5 m, co daje 160 milionów m³ wody.

Umiejętne gospodarowanie zbiornikiem wpłynie również korzystnie na polepszenie żeglugi na Wiśle.

W budowie przewidziane są również: przerzut dla tratw i stopniowe przepławki dla ryb. Ukończenie całości prac przewiduje się w 1939 r.

Odczyt był ilustrowany licznymi wykresami, oraz krótkim filmem.

TREŚĆ:

Nowe przepisy obliczania konstrukcyj stalowych, *St. Bryła*.
Aglomeracja rudy i jej korzyści, inż. *E. Terlecki*.
Kilka uwag o kontroli i odbiorze obrabiarerek, *E. Żmija*.
Przeгляд pism technicznych.
Bibliografia.
Kronika.
Przeгляд Odlewniczy.
Przeгляд Czasopism.

SOMMAIRE:

Les nouveaux prescriptions pour le calcul des charpentes, par le prof. *S. Bryła*.
Les avantages d'agglomération du mines outils, par *M. E. Żmija*.
Sur la contrôle et réception des machines outils, par *M. E. Żmija*.
Revue documentaire.
Bibliographie.
Chronique.
Revue de fonderie.
Revue des journeaux.