

H U T N I K

CZASOPISMO POŚWIĘCONE SPRAWOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XIII

KATOWICE 1946

ZESZYT 1

Inż. ST. HOLEWIŃSKI



Zasoby surowców mineralnych domniemanych przyszłych dostawców Polski*)

(zakończenie)

BRYTYJSKIE INDIE WSCHODNIE

Innym poważnym dostawcą rud manganowych, poza ZSRR, są złoża Indostanu. Rudy te dostarczano również do Polski, prawie wyłącznie w postaci twardego gatunku — pylomełanu. Szczytowym okresem produkcji był rok 1927, który dał 1,2 milj. t rudy. Na skutek konkurencji ZSRR i kopalń południowo-afrykańskich, od tego czasu zaznaczał się pewien spadek wydobycia (825.000 t w r. 1936).

Rudy manganowe występują w Indiach w postaci licznych, nierzadko dużych złożach, rozrzuconych na całym terenie kraju. Najważniejsze z nich są następujące:

Prowincje centralne: Balaghat (bardzo ważne zagłębie), Bhandara, Chhindwara, Jabalpur i Nagpur.

Indie centralne: Ihabua.

Bengalia i Orissa: Singbhum i Gangpur.

Prowincja Bombay i portugalska Goa: Panch Mahals i North Kanara.

Madras: Vizagapalan, Sandur (b. ważne) i Bellary.

Mysore: Chimoga, Chitaldrug.

W ogóle złoża manganowe zajmują powierzchnię 0,5 tys. km², wadą zaś ich jest znaczna odległość od wybrzeża morskiego — od 400 do 1.200 km. Są to częściowo złoża epigenetyczne i syngenetyczne.

Według L. L. Fermov, rudy manganowe Indii występują we wszystkich epokach geologicznych od archaikum do plejocenu. Najważniejszym poziomem rudonośnym jest poziom Dharwar. Syngenetyczne złoża tego poziomu zawdzięczają swe pochodzenie meta-

morfozie głębinowej, która spowodowała przejście osadów manganowych w rudy krystaliczne, jak hausmanit, braunit oraz skał manganowych w gondyt. Część tych utworów była zmetamorfizowana przez erupcję magm od ultra-zasadowych do kwaśnych. Są to przeważnie soczewki o długości 2 do 12 km i miąższości 30 m. Skład chemiczny tych rud jest następujący: 50—54% Mn; 0,11—0,3% P; 3,2—8,5% SiO₂; 2—5,5% Fe; 2—5,5 Al₂O₃; 2—3,7% — CaO.

Stosują ją tak w hutnictwie dla produkcji żelazo-stopów, jak i w przemyśle chemicznym. Pokłady rud manganowych występują również w zwietrziałych pokrywach laterytowych, stanowiących strop poziomu Dharwar o nieprawidłowych zarysach, z dużą domieszką żelaza (np. Jabalpur). Zasoby rud indyjskich szacowane są na 144 milj. t. Złoża Bihar i Orissa są nieznaczne i eksploatowane przede wszystkim dla hut miejscowych.

Najważniejszym przedsiębiorstwem eksploatującym przed ostatnią wojną rudy manganowe, było Central-Provinces Manganese Co Ltd, dostarczające prawie 80% produkcji krajowej.

Wpływ wojny zaznaczył się na eksporcie specjalnie od r. 1941. Zapotrzebowanie wewnętrzne w r. 1937 wynosiło 61.000 t, a w r. 1938 — 71.000 t i ostatnio prawdopodobnie znacznie wzrosło, ażeby umożliwić wywóz gotowego żelazo-manganu, wymagającego znacznie mniejszego tonażu niż ruda.

Produkcja żelazo-manganu indyjskiego wynosiła w r. 1937 — 14.000 t, w r. 1938 — 22.000 ton, przeważnie zużywanego przez sta-

*) Dokończenie art. z nr 5, str. 173, r. 1945.

lownie krajowe. Eksport rud manganowych ilustruje następująca tablica:

Wywóz w 1.000 t

Kraj odbiorczy	1937	1938	1939	1940
Niemcy	18	3		
Anglia	277	139		
Holandia	19	0		
Belgia	140	19		
Francja	188	82		
Indie Portugalskie (Morumgao) ¹⁾	174	131		
Japonia	182	104		
Stany Zjednoczone	145	84	91 ²⁾	193
Pozostałe	29	96		
Razem:	1.172	658		

Goya (pod Satarà)	72.000.000 m ³	z	288.000.000 t
Koło Itabira do Matto Dentro	Conceição	82.000.000 „ „	320.000.000 t
	Esmeril	19.000.000 „ „	76 000.000 t
	Cane	33.000.000 „ „	132.000 000 t
	Pitanguy	14.000.000 „ „	56.000 000 t
	Sao Luiz	8.000.000 „ „	32.000.000 t
Na południe od S. Barbara	8.000.000 „ „	32 000.000 t	
Pico de Itabira do Campo	10.000.000 „ „	40.000.000 t	
Rio de Peixe	3.000.000 „ „	12.000.000 t	
Cocães (na półn. zach. od Santa Barbara)			
Razem:	247.000.000 m ³	z	988.000.000 t

BRAZYLIA

Daleki, egzotyczny kraj południowo-amerykański zdawałoby się jest zbyt odległy, ażeby móc zaopatrywać w masowe surowce mineralne Polskę. Życie jednak pokonało trudności transportowe poprzez niezmierzone oceany i do Polski docierały dość poważne nawet ilości rud żelaznych i manganowych z Brazylii. O nich też będziemy mówić, przemilczając o innych możliwościach górniczych tego olbrzymiego kraju.

Stan Minas Geraes w Brazylii uważany jest jako obszar ziemi najbogatszy w rudy żelaza.

Według referatu wygłoszonego przez O. A. Derby w r. 1910 na kongresie geologicznym w Stockholmie na podstawie danych L. F. Gonzaga de Campos znajdują się tam zapasy rudne w ilości 1 miliarda ton. Zestawienie ich wygląda następująco:

Dalszy miliard zawierają inne złoża, poza tym 2 miliardy t zawierają luźne utwory rudne (t. zw. jacutinga) i wreszcie 1,7 miliardów złóż wtórnych powierzchniowych, wzbogaconych (t. zw. canga). Łącznie więc 5,7 miliardów ton z przeciętną zawartością 60% Fe, a więc 3,5 miliarda t Fe.

Na kongresie geologicznym (r. 1926) w Madrycie kierownik państw. instytutu geologicznego w Brazylii określił zapasy te na 8 miliardów t.

Obszar rudonośny ciągnie się od Itabira do Matto Dentro na północy, do Que'uz (Lafayette) na południe na przestrzeni 125 km, przy szerokości 60 km.

Złoże znajduje się w zmetamorfizowanych, krystalicznych kwarcytach, piaskowcach i łupkach, prawdopodobnie wieku przedkambryjskiego. Są to t. zw. warstwy Itabira, spoczywające zgodnie na gnejsach, granicach i łupkach krystalicznych.

Harder i Chamberlin (Journal of Geology, 1915, str. 341—78) dzielą warstwy Itabira w sposób następujący:

- 1) Nadkład;
- 2) Piracicaba — łupki i kwarcyt;
- 3) Warstwy rudonośne Itabira (miąższość 350—1.200 m);
- 4) Batatal — łupki gliniaste (miąższość maxim. 30 m);
- 5) Caraca — kwarcyty (miąższość do 1500—1800 m).

Ruda występuje w pokładach i soczewkach o miąższości do 150 m, rozciągłości do 1 km. Pierwotna ruda twarda jest błyszczem żelaza o zawartości 60—70% Fe, przeistoczona na wychodach w zwirowska — „jacutinga“ — przechodząca w dolinach rzek w piasek rudny. Okolica jest poza tym pokryta utworami młodszymi, składającymi się ze scementowanych kawałków rudy, zawierających około 60% Fe. Utwory te noszą nazwę — „Canga“. Sama nazwa „itabiryt“ jest rozumiana rozmaicie: jedni odnoszą ją do utworów skalnych, składających się z kwarcytów, łupkowych i błyszczem

¹⁾ Dla dalszej wysyłki przeważnie Niemiec, Belgii i Japonii.

²⁾ Wg. statystyki handlu zagranicznego Stanów Zjednoczonych.

szczy żelaza pochodzenia osadowego, inni oznaczali nią rudę Pico de Itabira do Campo ze zbitego utworu ziarnisto-lupkowego składającego się z blyszczu żelaza z niewielkim dodatkiem kwarcu i magnetytu. Itabirytem utarło się jednak nazywać rudę biedniejszą z 40 — 50% żelaza. Hematyt brazylijski zawiera czasami do 69% Fe przy 0,035% P, jest więc rudą wyjątkowo czystą, doskonale nadającą się dla Wielkich Pieców, jak i pieców sta-

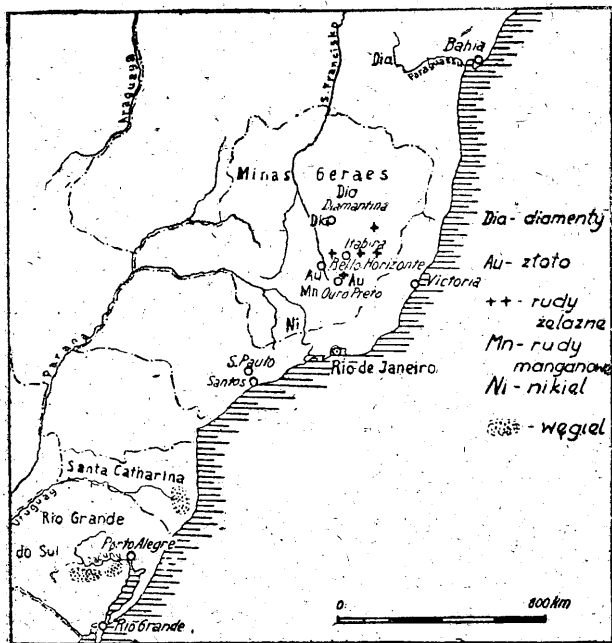
matytu, magnetycznego żelaziaka czerwonego, scementowanych żółtą lub czerwoną ochrą. Związane są one z powierzchnią i występują w dolinach rzeczek i zboczach wzgórz, pokrywając nieraz olbrzymie przestrzenie. Canga może być utworem miejscowym lub obcym dla danego terenu. Pod względem chemicznym canga są nieco biedniejsze od rud twardych i zawierają nieco więcej fosforu. Oto przykład analiz: 1) 63,5% Fe i 0,118% P; 2) 58,6% Fe i 0,2% P; Natomiast ruda twarda zawiera 68% Fe i 0,014% P. Rudy otoczkowe („jucatinga“) tworzą zapasy mniejsze niż „canga“ występując w okolicach podnóży wychodnych rudy twardej.

Masy rudy pasemkowej i twardej tworzą specjalną rzeźbę gór tamtejszych. Poza hematytami stwierdzone zostały również złoża magnetytowe lecz o innej genezie.

Złoża brazylijskich rud manganowych znajdują się w St. Minas Geraes koło Miquel Burnier, a żelazo-manganowe koło Itabira do Matto Dentro (analiza ostatnich 31,83% Fe; 9,78% Mn; 10,4% SiO₂; 0,73 CaO i 4,35 MgO). Łącznie z twardymi rudami żelaznymi-manganowe nigdy nie występują. W okolicy Miquel Burnier-Ouoro warstwy manganowe osiągają miąższość 2,5 m. Pod względem mineralogicznym rudy są mieszaniną piroluzytu z psydomelanem. Próby rudy z Metallurgica wykazały zawartość 0,93—3,52% Fe; 0,21—1,24% CaO; 55,74—52,68% Mn; 0,05% P; 2,2—0,2 SiO₂; 0,35% MgO.

Rudy manganowe St. Minas Geraes są przeważnie pokładowe, zaznaczając się na wychodach wzgórzami. Jądro złóż stanowią rodonit z rodochrozytem, które na wychodach i powierzchni zostały utlenione do piroluzytu i psydomelanu. Eksploatowane były przede wszystkim te ostatnie. Poza tym występują duże złoża jako wtórne zwirowiska manganowe o zmiennej analizie. Rudę poddają wzbogaceniu metodą mokrą, koncentrat posiada wówczas ponad 45% Mn, pozostałość zawiera 35—45% Mn. Duża część urobku była eksportowana przede wszystkim do Stanów Zjednoczonych, następnie Francji, Belgii, Holandii i Polski. Wyosił on przed wojną około 500.000 ton.

Charakter niektórych złóż jest osadowy, niektórych metasomatyczny. Eksport z okręgu Miquel Burnier = ¼, z okr. Queluz — ¼ całkowitej ilości. Pierwotnie łatwo eksploatowane rudy na odkrywkę są teraz przypuszczalnie już wyczerpane, (odkrywka Morro da Mina). Potężne złoża żelaza manganu nie mogą być, wobec braku paliwa, podstawą dla stworzenia



Południowa Brazylja

łowniczych jako piękny materiał kawałkowy, świetnie reagujący z kapielą stalową.

W soczewkach hematytu są wkłady rud pasemkowych, biedniejszych, które wyraźnie odgraniczone są od hematytu.

Skład rudy pasemkowej jest następujący: Fe 46—43%; Mn—8,18—0,16; P 0,011—0,017 SiO₂ 32—37; (pasemka kwarcytu) Al₂O₃ 0,6—0,46% alkalia 0,11—0,1; strata przy prażeniu 0,39—0,46%. Ruda czysta występuje jako masowa, drobno-lupkowa, twarda lub drobna, piaszczysta lub pyłowa.

Rudy wtórne (Canga) powstały na wskutek zwietrzenia mechanicznego i chemicznego warstw itabirytowych (nazwa Canga jest wyrazem pochodzenia afrykańskiego — Sapanhoacanga — w narzeczu tym oznacza on „głowę murzyna“). Są to konglomeraty brył hematytu scementowane limonitem lub hematytom bezpostaciowym. Otańczaki konglomeratu posiadają wielkość różną do 200 mm, kształty kanciaste i składają się z miki żelaznej, he-

krajowego przemysłu metalurgicznego, tak, że w okresie pokojowym między pierwszą i drugą wojną światową wydobyte np. brazylijskich rud żelaza zmalało do 100.000 — 150.000 t rocznie.

To samo można powiedzieć o rudach manganowych (w r. 1936 wydobyto 166.000 t), które

Compania Siderurgica Belgo Mineira koło Sabara
Compania Brasileira Usinas Metallurgicas
Usinas Queiroz Junior Limitada koło Esperança

12.652 surówki 11.030 stali
16.885 „ 6.885 „
11.456 „ — „

Razem 40.993 surówki 17.915 stali

Trzeba przyznać, że i trudności stworzenia własnego hutnictwa są duże: brak dostatecznej ilości węgla drzewnego, brak wapienia (który jest droższy od rudy wysokoprocentowej), brak rozwiniętego przemysłu przerobczego itd. Należy jednak zaznaczyć, że Państwo Brazylijskie częściowo pokonało trudności organizacyjne i materiałowe, ostatnie bowiem wojenne dane z lat 1940, 1941 sygnalizują znaczny wzrost produkcji żelaznej w Brazylii.

	Surówka	Stal surowa	Wyroby walcowane
Rok 1940	186.000 t	141.000 t	135.000 t
„ 1941	209.000 t	154.000 t	150.000 t

W tym samym okresie poważnie wzrósł wywóz rud manganowych prawdopodobnie do Stanów Zjednoczonych, które pod tym względem mają poważny niedobór: w r. 1940 wywieziono 222,700 t; w r. 1941 — 437.400 t.

ALGIER I TUNIS

Obydwie te kolonie francuskie zaopatrywały w rudy żelazne i fosforyty Europę przed wojną. Ponieważ rolę tę będą spełniały nadal, wspominać o nich, poruszając tylko sprawę 2 wymienionych surowców, pomijając inne.

Rudy żelazne Tunisu są przeważnie mało-fosforowymi hematytami, o przeciętnej zawartości 52% Fe. Występują one w utworach mezozoicznych jako złoża bądź metasomatyczne, bądź żyłowe. Eksploatacja prowadzona była na 7 kopalniach; najpoważniejszym producentem jest okrug północno-zachodni Djeris'a, dostarczający 79% ogólnego wydobycia. Wydobycie w r. 1938 wynosiło 817.930 t z 423,630 Fe; r. 1937 dał o 126.000 t mniej. Ogólny wywóz w r. 1938 802.540 t, z czego Anglia otrzymała 470.225 t — 58,59%, Niemcy 170.275 t — 21,22%; Holandia 66.325 t — 8,26 % i Francja 64.605 t — 8,05%.

były intensywnie eksploatowane w okresie koniunktury wojennej.

Produkcja surówki opierała się na piecach pędzonych węglem drzewnym. Stalownictwo również było słabo rozwinięte.

Według Oliveire w r. 1929 surówkę i stal wytwarzały nast. przedsiębiorstwa:

Fosforyty są najpoważniejszym surowcem Tunisu; wysuwając go pod tym względem na jedno z naczelných miejsc fosforytowych producentów świata. Zapasy szacowane są na 1,5 miliarda t. Początki eksploatacji sięgają dziewiętego dziesiątka lat ubiegłego stulecia.

Pod względem genetycznym są to złoża pochodzenia organicznego, bardzo rozległe, o miąższości do 3,5 m, odbudowane w dużych odkrywkach. Największe złoża fosforytowe leżą na południe od m. Tunisu koło Gafsa, która połączona jest linią kolejową o dług. 200 km z portem Sfax.

Następne co do wielkości złoża jest Kalao-Djerda na południowy zachód od m. Tunisu, eksploatowane przez Societe des Phosphates tunisiens et de Engrais et Produits chimiques.

Gafsa dostarczyła dotychczas 40 mil. ton, a Tunis wogóle 55,5 mil. ton. Głównymi odbiorcami fosforytów była Francja (26%), następnie Włochy (21%), Anglia (18%), Holandia (12%), Hiszpania (8%) i Belgia (7%). Z fosforytami tuniskimi zaczynają konkurować marokańskie, gdyż pierwsze zawierają maksymalnie do 65% $3CaO \cdot P_2O_5$, natomiast marokańskie 68—77%.

Dużą doniosłość posiadają złoża rud żelaznych Algieru. Eksploatowane przeważnie w departamencie Oranu. Występują one w wapieniach mezozoicznych i zawierają przeciętnie 54% Fe, przy bardzo nieznacznej domieszce fosforu, co jest niezmiernie ważną okolicznością dla przemysłu stalowego Anglii. Ze względu na nieznaczną odległość złóż od wybrzeża morskiego, kopalnie rud żelaznych rozwijają się bardzo pomyślnie. Najważniejsze przedsiębiorstwa są: Societe d'Ouenza, Compagnie de Mokta-el-Hadid, Societe des Mines de Zaccar, Societe des Mines de Katylie, Societe de Timezrit.

Złoża są przeważnie typu metazomatycznego, a ruda gatunkowo-żelaziakiem czerwonym, z podrzędną ilością innych gatunków. Wywóz

rud żelaznych wynosił w r. 1937 — 1.560.000 t, a w r. 1938 — 2.750.000 t. Głównymi odbiorcami była Anglia (1.320.000 t), Niemcy (826.000 t), Holandia (214.000 t), Belgia (129.000 t) i Francja (127.000 t). Po r. 1940 wywóz kierowany był przeważnie do Francji. Zapasy rud algierskich szacowane są na 100 milj. t o zawartości 52% Fe.

Fosforyty tworzą bardzo duże złoża typu organicznego w wapieniach mezozoicznych. Zawartość $3CaO \cdot P_2O_5$ waha się od 58 do 60%. Odbudowa prowadzona jest przeważnie w wielkich odkrywkach; 92,4% wydobywania skupione jest w Koniff w okr. Tebassa na granicy wschodniej i M'Zoita niedaleko od Constantine. Szczytowy punkt produkcji przypada na r. 1929 z urobkiem 929.000 t. Wywóz fosforytów w r. 1938 wynosił 486.000 t, z czego do Francji skierowano 156.000 t, Niemiec 109.000 t, Irlandii 59.000 t, Holandii 33.000 ton i Polski 25.000 ton.

MARROKO HISZPAŃSKIE

Konkurentką rudy krzyworskiej przed wojną była często dostarczana do Polski ruda marokańska, z pod Melilli. Jedna i druga są gatunkami hematytowymi, jedna i druga zawiera powyżej 64% Fe, jednak gatunek marokański miał poważną zaletę — był kawałkowy, natomiast Krzywy Róg dawał bardzo poważny odsetek miazgu.

Kolonia ta o powierzchni 34.000 km² posiada dopiero od 20 lat znaczenie górnicze. Dzięki

nagim pozbawionym roślinności wzgórzom kraj był bardzo łatwo dostępnym dla badań górniczych i większość kopalni nie uszła dzięki temu uwagi tubylców. Największe jednak znaczenie posiadają rudy żelazne okolic Melilli. Czynnymi tu przedsiębiorstwami są: Comphania Esp. de Minas del Rif z dużymi wpływami technicznymi i finansowymi Anglii, — Monte Uixan; Comphania Minera Hispano-Africana — kopalnie w Afrau; Societat anonima Setolazar — kopalnie Iberkanen.

Wydobycie hematytów i magnetytów w Marokko hiszp. było następujące:

w okresie lat	1920—1924	1,3 milj. t
„ „ „	1925—1929	4,8 „ „
„ „ „	1930—1934	3,0 „ „
„ „ „	1935—1938	5,0 „ „

a) **Złoża Seltolazar.** Warstwy kambryjskich łupków gliniastych, wapieni dolomitycznych, jasnych piaskowców i kwarcytów gór Uixan i Axara zawierają 2 do 3 grup rud żelaznych. Societ. anon. Setolazar odbudowuje wapniste magnetyty i hematyty na odkrywce. Trafiają się tu wkładki pirytu. Złoża poprzecinane jest żyłami skał wybuchowych — diorytowych — diabazowych, na skutek czego osadowy hematyt lub syderyt uległ metamorfizacji kontaktowej, przechodząc w magnetyt. Złoża żelazne Iberkanen, przecinające rudy młodsze (ankeryt, syderyt, błyszcz żelaza) są pochodzenia hydrotermalnego wypełniając pustki i szczeliny powstałe na skutek fałdowania.

Analizy kopalni Setolazar

Magnetyt		Hematyt	Pełna analiza hematytu ubog. w piryt	
Fe	62.019	61.067	Fe ₂ O ₃	— 70.785
SiO ₂	3.045	6.046	FeO	— 5.352
Mn	0.012	—	FeS	— 0.060
P	0.016	0.022	Al ₂ O ₃	— 2.380
S	4.035	2.088	SiO ₂	— 11.200
			CaO	— 3.780
			MgO	— 0.680
			SO ₃	— 0.352
			P ₂ O ₅	— 0.081
			AS ₂ O ₅	— ślady
			Sn	— „
			Pb	— „
			Zn	— „
			Strata prażon.	5,04

Przeciętnie ruda zawiera 47% Fe. Genetycznie rudy Setolazar dzielą się na:

- 1) pierwotne — hematyt, piryt pokładowy;
- 2) piro-metamorficzne: magnetyt i przekryształizowany piryt;

3) żyły hydrotermalne: piryt żyłowy, syderyt, błyszcz żelaza, ankryt i siarczek miedzi;

4) zwietrzałe limonity.

Rudy w postaci hematytów i pirytów osado-

wych leżą naprzemianległe z osadami staro paleozoicznymi w postaci utworów ilastych i wapienistych z tufami wulkanicznymi.

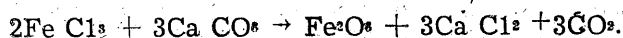
Złoża kopalni Setolazar są na odkrywkę i sztolniami.

Kopalnia, jak również roboty górnicze na Monte Afra połączone są linią kolejową z portem Melilla. W specjalnej prażalni wypraża się siarkę, zawartą w rudzie.

b) Złoża Axara. Istniejąca tu kopalnia Rogelio eksploatuje magnetyty i hematyty, które są nieco biedniejsze od złoża poprzedniego:

	Magnetyty	Hematyty
SiO ₂	8,5 — 5,71%	8,68%
Fe	55,0 — 53,0%	50,0%
Mn	—	0,21%
P	0,12 — 0,14%	0,143%
S	3,05 — 5,27%	0,004%
CaO	5,75	

c) Ponad 70% wydobycia rud z Marokka hiszpańskiego pochodzi z czynnych od r. 1910 odkrywek przedsiębiorstwa Minas del Rif na Monte Uixan. Staropaleozoiczne łupki, kwarcyty i wapienie przecięte są tu żyłą hematytu, o pochodzeniu według niektórych badaczy (prof. H. Quiring) hydrotermalnym. Tłumaczy on genezę tego złoża działaniem chlorków żelaza na otaczające wapienie według reakcji:



Żyły Monte Uixan są poprzecinane przez liczne szczeliny, wypełnione często diorytem, diorytoporfirytem, które, działając termicznie na hematyt, zmieniały go na magnetyt. Tak magnetyt, jak i hematyt są tu często zanieczyszczone pirytem (do 3% S), co zmusza do prażenia specjalnie zasiarczanych rud. Historia genezy rud Uixan jest następująca: 1) ruda pierwotna — blyszcz żelaza; 2) pirometamorfoza żyłowa — magnetyt; 3) iniekcje hydrotermalne — piryt żelaza i miedzi i 4) rudy zwietrzałe — limonit i malachit. Skład chemiczny rud miejscowych: Fe₂O₃ — 83,5%; FeO — 12,2; MnO — 0,18%; Al₂O₃ — 0,1%; CaO — ślady; MgO — 0,97%; SiO₂ — 1,2; S — 0,096; P₂O₅ — 0,03; Zn — 0; Cu — ślady, H₂O kryst. — 1,45; łącznie Fe — 67% i P — 0,013%. Ruda eksploatowana jest odkrywkowo w 2 do 5 poziomach za pomocą czerpaków mechanicznych, miesięczny urobek wynosił 60—80.000 ton. Kopalnia połączona jest z Melillą linią kolejową.

d) Afra 3 kopalnie Afra, Alicartima i Andalusia należą do żyły o 3,5 km długości, której

wychodne znajdują się na wschodnich zboczach Monte Afra. Północna część tej żyły zawiera srebronośne rudy ołowiane i galman. Skały, otaczające żyłę, należą do formacji kambryjskiej i składają się z kwarcu, wapienia i barytu.

Miąższość żyły wynosi od 10 do 12 m. Ruda zawiera znaczne ilości Mn: Fe₂O₃ — 70,71%; Mn₂O₃ — 6,06; MnO — 0,54%; Al₂O₃ — 0,81%; SiO₂ — 4,42%; CaO — 4,6%; MgO — 1,19%; BaO — 0,33%; S — 0,096; P₂O₅ — 0,059; Cu — 0,011; H₂O kryst. — 5,28; czyli składniki metalurgiczne — Fe — 49,5%; Mn — 4,25%; P — 0,026. Lokalne skupienia rud żelazo-manganowych zawierają cynk i ołów, np. Fe — 34,45%; Mn — 20,5%; Zn — 1,07; Pb — 10,62 i SiO₂ — 10,62%; skład rur cynkowych jest następujący: Zn — 48,73%; Cu — 0,1%; Mn — 0,68%; CaO — 0,72%; Pb — 0,06%; Fe — 1,04%; Al₂O₃ — 0,12%; MgO — 0,29%; SiO₂ — 0,54%; S — 0,16%.

Żyły Afra mają charakter szczelinowy.

Żyła blyszczu żelaza Alicantina jest południowym przedłużeniem żyły kopalni Afra, posiadającym bardzo silny upad. Otaczające skały należą do staro-paleozoicznych łupków gliniastych, czasami z wkładami wapienia.

Ruda Alicantina jest hematytem manganowym z bardzo nieznaczną domieszką pirytu żelaznego i miedzianego. Magnetytu nie stwierdzono.

Analiza rud jest następująca: 52,67% Fe; 1,87% Mn; Zn — 0,09%; P — 0,026; S — 0,80%; As — 0,018; SiO₂ — 3,45%; Al₂O₃ — 0,52%; CaO — 7,06%; MgO — 0,82%.

Kopalnia posiada 2 odkrywki, eksploatujące do 2.000 ton miesięcznie (1937 rok).

Ruda sąsiedniej kopalni La Andalusia zawiera: Fe — 53 — 58%; SiO₂ — 3,5 — 7,65%; P — 0,018 — 0,095%.

Z kopalń, bardziej oddalonych od Melilli, należy wymienić leżącą o 50 km na zachód od tego portu, należącą do Compania Minera Hispano-Africana w Tazaguin. Występujące tu żyły blyszczu żelaza, będącego pochodzenia hydrotermalnego, nadają się do odbudowy w miejscach przecięcia żyły przez ulawienia wapieni, w łupkach. ogólnie biorąc odbudowa jest nieopłacalna. Skład rudy: Fe 49,51%; Mn — 1,48%; S — 0,3%; P — 0,02%; SiO₂ — 1,36%; CaO — 7,65%; MgO — 3,74%.

Oprócz wymienionych złóż, leżących w utworach sylursko-kambryjskich, spotykane są one również w mezozoikum.

Najważniejsze pod względem gospodarczym jest złożo Monte Uixan.

Ruda hiszpańsko-marokańska była eksploatowana przeważnie do Europy: Anglii, Niemiec, Polski i innych.

Oprócz wspomnianych już wyżej rud cynku i ołowiu należy wymienić rudy antymonu okręgu Ceuta (ok. 300 ton rocznie) oraz grafit.

Ważnym warunkiem rozwoju górnictwa Marokka hiszp. jest polepszenie dróg komunikacyjnych. W przyszłości trudno jest się liczyć ze znalezieniem większych złóż.

SIERA LEONE (AFRYKA ZACHODNIA).

Przed wojną do Polski kierowano kilkakrotnie wydobywaną w tej kolonii rudę żelazną. Zaczęła ona zdobywać nawet popularność, wobec czego nie można pominąć jej milczeniem.

Siera Leone stała się jedną z ważniejszych producentów rudy żelaznej wśród krajów Imperium brytyjskiego, z chwilą, kiedy zaczęto od r. 1933 eksploatować złożę Marampa. Zawiera ono hematyt małowosforowy, z 57—58% Fe i 0,04% P. Pokład Marampa nie posiada dużej miąższości, za to pokrywa znaczną powierzchnię, występując na powierzchni okolicznych wzgórz. Odbudowa prowadzona jest odkrywkowo, kopalnia zaś połączona jest z nowopowstałym portem Pepel kolejką wąskotorową, o długości 80 kilometrów. Wywóz tej rudy kierowany był przede wszystkim do Anglii, następnie do Niemiec, a przed ostatnią wojną nawet do Polski. Szczególnie ważną jest ta ruda dla angielskich stalowni bessemerowskich, zastępując częściowo coraz trudniejszą do nabycia rudę hiszpańską. Drugie złożę hematytu, lecz zasobniejszego w żelazo (52—69% Fe przeciętnie 61% Fe i 0,06% P), znajduje się w Tonkolili na wyżynach południowo-zachodniej części okrągu Koinadugu. Zasoby rudne są tu o wiele większe, niż w Marampa. I tu wychodnie znajdują się na wzgórzach, a rozciągłość pokładu stwierdzono na długość 18 km przy bardzo dużej miąższości (jakoby 100 do 150 m). W pobliżu przeprowadzona była nowa linia kolejowa.

ZŁOTE WYBRZEŻA (AFRYKA ZACHODNIA).

Kolonia ta była dostarczycielką dla Polski wysokoprocentowych rud manganowych. Występują one w pobliżu wybrzeża morskiego.

Rudy manganowe występują w pobliżu wybrzeża morskiego, o 60 km od portu Tokoradi, tuż na linii kolejowej Tokoradi-Kumassi.

Zawartość manganu jest wysoka, wahając się w granicach od 46 do 62%; przeciętnie ruda eksportowa zawiera 50% Mn. Złoża zostały odkryte w r. 1914 koło Insuta.—Dagwin. Pokłady rudne zalegają w regionalnie zmetamorfizowanych utworach Para., a rozciągłość ich wynosi 3,8 km.

Mineralogicznie ruda składa się z psydomelanu, o następującym składzie chemicznym: 50 — 53% Mn; 0,2 — 0,13% P; 4 — 7% SiO₂; 2 — 2,5% Fe (czasami więcej) 1,5 — 2% Al₂O₃. Miąższość pokładów waha się od 3,5 do 6 m. Całkowita produkcja Złotego Wybrzeża pochodzi z kopalni Nsuta, przedsiębiorstwa Afric n Manganes Co. Ltd. (filia Union Carbide Co. i Elektro Metallurgical Co. — przedsiębiorstwa amerykańskiego), uważana za największą kopalnię manganu świata, prowadzoną odkrywkowo za pomocą bagrownic.

Zapasy „pewne“ kopalni szacowane są na 13 milj. ton. Inne złoża, również zasobne, z powodu większych odległości od morza, na razie nie są eksploatowane. Przed wojną odbiorcami rudy manganowej Złotego Wybrzeża były przede wszystkim Stany Zjednoczone, następnie Norwegia, Francja, Belgia, Kanada, Niemcy, nie wyłączając sporadycznych dostaw do Polski.

NEWFOUNLAND.

Wśród polskich hutników staje się popularną myśl stworzenia stalowni thomasowskiej. Niestety, dostarczenie z kraju wymaganej w tym celu ilości fosforowych rud żelaznych jest pod wielkim znakiem zapytania, jeżeli nawet zagadnieniem wręcz niemożliwym do rozwiązania.

Rudy takiego typu w bardzo znacznej ilości znajdują się w odległej kolonii angielskiej Newfoundland. Nie wspominałbym o nich, gdyby nie fakt, że pomimo znacznej odległości, dostarczane były przed wojną do Anglii, nawet do Niemiec, a więc istniały wówczas warunki, umożliwiające stosowanie ich dla europejskich Wielkich Pieców. Nazywają je rudami Wabana.

Złożę rud żelaznych Wabana nad zatoką Conception u wschodniego cyplu wyspy, eksploatowane jest nad wybrzeżem i pod poziomem dna morskiego. Występujące tu pokłady, o miąższości od 3 do 8 m, zawierają osadowo-eolityczne rudy wieku sylurskiego, zalegają dość poziomo, ciągnąc się daleko pod wodami zatoki. Częściowo eksploatują je na lądzie odkrywkowo, obecnie jednak odbudowa ich prowadzona jest przeważnie pod ziemią

pod dnem morskim. Zapasy rud Wabana wynoszą 3,5 — 4 miliardów ton, przy zawartości 50 — 52% Fe, 12% SiO₂ i 0,8% P. Anglia do niedawna wykazywała małe zainteresowanie tymi surowcami, ze względu na dużą zawartość fosforu, a głównymi odbiorcami ich były Niemcy i bliska Kanada. Podczas wojny, wskutek trudności dostaw rud skandynawskich, hiszpańskich i innych, przemysł angielski zmuszony był jednak do stosowania rud Neufoundland, dzięki czemu w okresie lat 1941—1942 wydobycie wzrosło do niebywałych liczb 4—5 milionów ton rocznie.

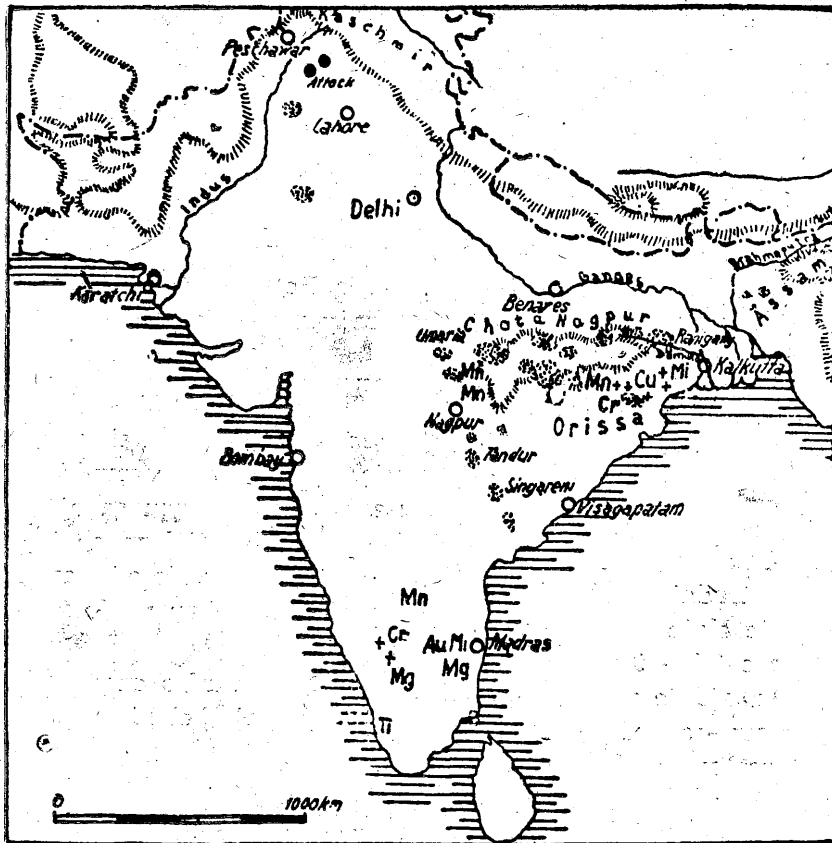
Eksploatacja podmorska wskutek filarów bezpieczeństwa związana jest ze stratą 40% zapasów. Posiadaczem złoża jest przedsiębiorstwo

angielsko-kanadyjskie Dominion Steel and Coal Corporation.

Wywóz rudy żelaznej w 1.000 ton:

Kraj odbiorczy	1938 r.	1939 r.	1940 r.
Niemcy	1.140	707	—
Anglia	44	172	742
Kanada	504	519	662
Stany Zjednoczone	—	15	19
Razem:	1.688	1.414	1.423

Przegląd zasobów mineralnych wymienionych krajów daje do pewnego stopnia możliwość sprecyzowania pewnych poglądów i wysnucia



- Ropa naftowa
- ++-Rudy żelazne
- Mn-Rudy manganowe
- Cu-Rudy miedziane
- Cr-Rudy chromowe
- Mi-Mika
- ⊙-Wągiel
- Mg-Magnez
- Au-Złoto
- Ti-Rudy tytanu

Indostan

wniosków co do ich możliwości eksportowych dla Polski.

1) Najpoważniejszymi dostawcami wysokoprocentowych rud żelaza i manganu mogą być bezsprzecznie Z. S. R. R. (Krzywy Róg, Nikopol, względnie kaukaska ruda manganowa z Czjatury) i Skandynawia.

2) Wątpliwym jest dostarczanie rud z Cze-

chosłowacji, która, mając świetnie rozwinięte hutnictwo żelazne, sama musi importować rudę od sąsiadów. Mogą być jedynie brane pod uwagę złoża słowackie (Markusowce i inne), które zaopatrywały nas okresowo i przed wojną, ruda ta jednak (syderyt prażony) o parę zaledwie procent była bogatszą od częstochowskiej.

3) Z państw bałkańskich mogą być brane pod uwagę, jako importerzy, jedynie Grecja i Jugosławia i to z pewnym zastrzeżeniem, gdyż ani ilość dostarczonej rudy, ani też jakość nie może całkowicie zadość uczynić naszym wymagom. Dla hutnictwa żelaznego jedynie Rumunia może dostarczyć pewnej ilości rudy manganowej, i to jedynie dla ograniczonej ilości gatunków surowców żelaznych.

Co się dotyczy innych surowców, to przede wszystkim należałoby uwzględnić rudy chromowe Bułgarii, Jugosławii, Grecji oraz Turcji, rudy cynkowo-olowiane i miedzi Jugosławii, częściowo Bułgarii i niektóre mniej znaczące surowce Grecji, jak korund, magnezyt, talk.

4) Co się dotyczy Austrii i Węgier, to pierwsza z nich może być brana pod uwagę jako importerka rud żelaznych i magnezytu, państwo węgierskie może nas zaopatrzyć w dość znaczne ilości boksytów.

5) Z pośród dalekich krajów zamorskich niewątpliwie powinno wzrosnąć dla nas znaczenie brazylijskich rud żelaza i manganu, choćby jako obiektu wymiennego za węgiel, którego w Brazylii brak, a który przed wojną był tam importowany przez Anglię i Niemcy. Również powinno być utrzymane na należytych poziomie znaczenie wysokoprocetowych rud marokańskich, tak popularnych przed wojną prawie w całej Europie. Prawdopodobnie nie będą pominięte i Algier z Tunisem, głównie jako źródło rud żelaza i słynnych fosforytów.

Na zakończenie przytaczam tablicę światowych zapasów rud żelaza z podziałem na poszczególne części świata i poszczególne kraje:

Światowe zapasy rud żelaznych

wedł. N. M. Mikani w Economic Geology (39/1944, str. 1/24):

	Stwierdzone zapasy mil. t.	Przybliżona zawart. % proc. Fe	Możliwe za osy mil. t.	Przybliżona zawart. % proc. Fe
Ameryka Północna				
Kanada	100	50	10.000	35
Kuba	3.000	40	12.000	—
Meksyk	100	60	100	—
Nowa Zelandia	1.250	40	2.000	40
Stany Zjedn.	3.800	45	67.000	35
Razem Ameryka Północna				
	8.250	—	91.100	—
Europa				
Albania	20	50	—	—
Niemcy	800	32	2.000	30
Finlandia	—	—	90	35

Francja	4.500	35	6.000	35
Grecja	100	50	50	45
Anglia	3.100	30	7.000	30
Włochy	60	50	—	—
Norwegia	300	35	1.000	30
Austria	200	35	200	—
Polska	140	30	200	25
Portugalia	50	45	100	—
Rumunia	25	40	—	—
Rosja europ.	3.100	45	15.000	35
Szwecja	1.250	62	1.250	60
Szwajcaria	20	30	—	—
Hiszpania	800	45	1.000	35
Jugosławia	70	50	—	—
Czechosłowacja	55	40	100	—
Węgry	80	40	—	—
Razem Europa	14.670	—	34.000	—
Azja				
Chiny	500	40	700	35
Indochiny franc.	50	50	—	—
Indie	3.600	60	10.000	—
Japonia	70	40	—	—
Korea	70	35	300	30
Malaga	75	55	—	—
Indie holend.	100	—	1.500	—
Filipiny	500	47	500	—
Rosja azjat.	1.400	45	2.400	—
Turcja	15	65	35	—
Razem Azja	6.340	—	15.700	—
Australia				
	400	60	umiark.	—
Nowa Kaledonia				
	20	52	—	—
Ameryka Południowa				
Brazylia	4.000	60	11.000	40
Chile	120	60	—	—
Kolumbia	—	—	35	55
Peru	100	60	—	—
Venezuela	100	60	1.000	45
Razem Ameryka Południowa	4.320	—	12.000	—
Afryka				
Algier	160	50	—	—
Tunis	30	50	—	—
Marokko franc.	—	—	60	—
Marokko hiszp.	30	55	—	—
Gwinea franc.	—	—	2.500	45
Rodezja	—	—	b. bogat.	25
Sierra Leone	20	55	bogate	55
Unia poł. afr.	1.000	55	7.000	45
Togo	—	—	20	50
Razem Afryka	1.240	—	12.000	—
Razem świat	35.240	—	164.800	—

Inż. IGNACY BOREJDO

Drogi rozwoju hutnictwa polskiego*).

Stalownia martinowska.

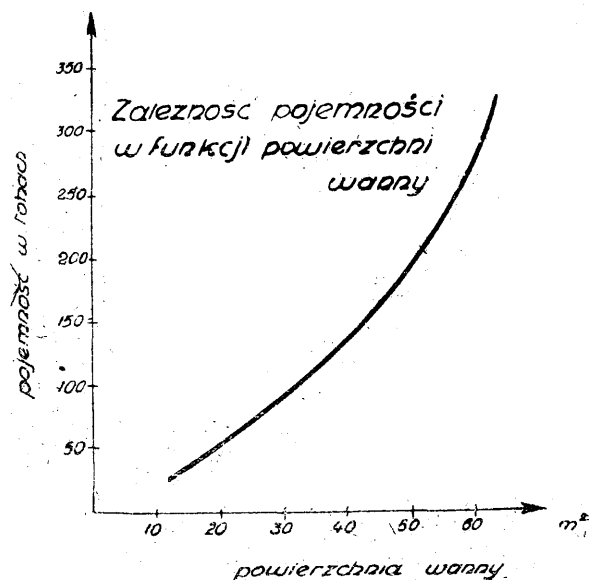
Jedną z najbardziej zapuszczonych i najbardziej mglistych dziedzin naszej produkcji hutniczej jest stalownictwo. Jakkolwiek w porównaniu ze wszystkimi innymi działami produkcji hutniczej — wielkopiecownictwem, walcowniami i koksowniami — stalownie znajdują się we względnie lepszym stanie technicznym, niemniej jednak, gdy staramy się doszukać w stalownictwie naszym celowego, z góry przemyślanego kierunku rozwojowego, natrafiamy na dżunglę, którą należy w jak najkrótszym czasie wykarczować. Ułatwi to nam orientację w naszym stanie posiadania.

Wkrótce staniemy przed zadaniem budowy nowych stalowni martinowskich, będziemy musieli rozwiązać szereg zagadnień i rozstrzygnąć wiele spraw. Zagadnienia będą dwójakiego rodzaju: natury technologicznej i natury konstrukcyjnej. Mógłby ktoś radzić, aby pójść drogą najmniejszego oporu i poprostu przenieść doświadczenia zagranicy pod jednym i drugim względem na grunt polski. Nie zawsze jest to jednak możliwe, a jeszcze mniej racjonalne, gdyż można w ten sposób popełnić szereg nieobliczalnych błędów, ponieważ zarówno konstrukcja pieców, jak i proces technologiczny zależy od szeregu warunków lokalnych. Jedyną drogą, prowadzącą do celu, jest przeprowadzenie odnośnych badań na miejscu, na istniejących piecach i wówczas — po zestawieniu tych badań z takimiż badaniami zagranicznymi — wyciągnąć odpowiednie wnioski.

Jeśli na wstępie mówiłem o dziedzinie „najbardziej mglistej“, miałem na myśli fakt, że dotychczas w naszym stalownictwie nie ma jasnych linii wytycznych co do sposobów prowadzenia procesów martinowskich pod względem metalurgicznym, a tym samym nie możemy mieć jasnego poglądu na sprawę korzyści takiej czy innej konstrukcji wzgl. wielkości pieca martinowskiego, ponieważ te dwie sprawy dość ściśle wiążą się ze sobą. Aby usunąć zło i przygotować grunt dla rozbudowy stalownictwa i wyboru najracjonalniejszych konstrukcyj, należy natychmiast przystąpić do przeprowadzenia badań procesów martinowskich na szeroka skalę i przy tych badaniach uwzględ-

nić właściwości konstrukcyjne pieców. Istnieje u nas wprawdzie pewien zapas doświadczeń, przeprowadzonych nad piecami martinowskimi, ale są one prawie bezużyteczne i mało zrozumiałe, ponieważ przemawiają do nas nieskoordynowanym językiem technicznym, poza tym doświadczenia te miały charakter dorywczy i bezplanowy.

Aby z czekających nas badań można było wyciągnąć prawidłowe wnioski, należy z góry rozpracować i ustalić zespół wskaźników, charakteryzujących całość pracy pieca martinowskiego, zarówno pod względem budowy, jak i pod względem metalurgicznym. Jakież to wielkości są charakterystyczne dla martinów? Można je rozdzielić na trzy główne grupy: 1) wskaźniki konstrukcyjne, ujmujące wpływ wymiarów oraz tworzywa (cegła ogniotrwała) pieca na jego pracę; 2) wskaźniki metalurgiczne, charakteryzujące stosunki właściwe i wreszcie 3) wskaźniki gospodarcze, charakteryzujące wydajność, uzysk i warunki termiczne pracy pieca. Właściwie najważniejszą grupą wskaźników jest ta trzecia, która jednak dość ściśle łączy się z grupą drugą. Grupa druga zależy od zaopatrzenia surowcowego i od zastosowanych procesów metalurgicznych. Co do grupy pierwszej — wy-



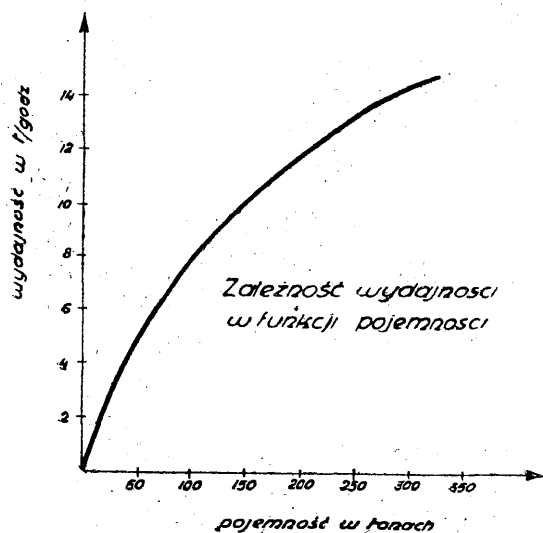
Rys. 1

pada zaznaczyć, że konstrukcja pieca winna być tego rodzaju, aby przy najodpowiedniejszym procesie metalurgicznym wskaźniki grupy trze-

*) Dalszy ciąg artykułu z nr 6/45, str. 253.

ciej wypadły najkorzystniej. Przyjrzyjmy się teraz bliżej owym wskaźnikom.

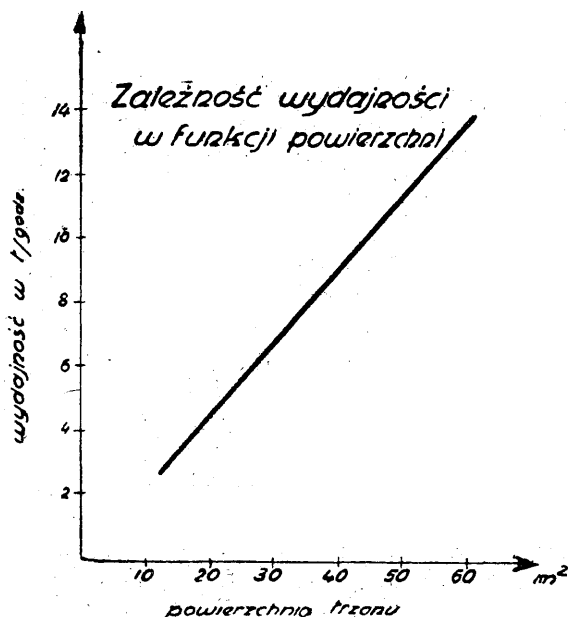
Wielkość wzgl. pojemność pieca wyrażamy wagowo, w tonach spuszczonego wytopu (jako średnia, uzyskana np. w ciągu jednej kampanii piecowej). Pojemność ta zależna jest od powierzchni i głębokości trzonu. Jeśli przedstawimy graficznie zależność pojemności pieca w funkcji powierzchni trzonu, to dla większości pieców otrzymamy krzywą, zwróconą wypukłością ku osi odciętych (rys. 1), co wskazuje na szybszy wzrost głębokości pieców od wymiarów poziomych przy wzrastających pojemnościach. Jak wiadomo, w ostatnich latach istnieje dążność do budowania pieców o dużych pojemnościach, dochodzących nawet do 400 ton w jednej jednostce. Piece te rozwinęły się na tle dążeń do zastosowania procesów duplex, oszczędzających złom, polegających na tym, że praca dwóch pieców martinowskich jest ze sobą w ten sposób skojarzona, że jeden z nich pracuje jako „płaskodenny” przechylny mieszalnik, zasilany bezpośrednio płynną surówką i w nim odbywa się wstępne wyświeżanie przeważnie krzemu i manganu, drugi — jako zwyczajny martin — pracuje na płynnym wsadzie. Otóż przy tego rodzaju piecach nie jest rzeczą objętą, jaką głębokość pieca obierzemy. Przeważająca ilość naszych pieców pracuje na twardej wsadzie. Przy tego rodzaju piecach uwagę należy ześrodkować przede wszystkim na szybkim stopieniu wsadu, a zatem korzystnie jest



Rys. 2

mieć piece o dużej powierzchni i małej głębokości. W miarę wzrostu udziału płynnego wsadu lub dla pieców, pracujących całkowicie na płynnym wsadzie, powierzchnia wanny może być mniejsza, za to jej głębokość większa. Po-

dobnie, jak fizyczny stan wsadu, wpływa na wyniary trzonu chemiczny jego skład. Jeśli wsad zawiera znaczną ilość fosforu lub krzemu, to potrzeba dużo czasu na przeprowadzenie reakcji w kąpiel i w żużlu. I w tym wypadku celem jest powiększenie głębokości trzonu.



Rys. 3

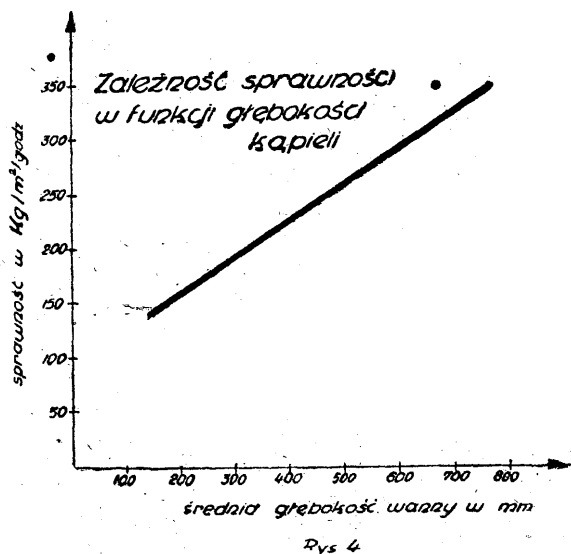
Z tego wynika, że im większy jest udział płynnego wsadu i im więcej krzemu i fosforu trzeba wyświeżać, tym korzystniej jest pogłębić trzon, pamiętając jednak o tym, że musi być dana możliwość szybkiego ściągnięcia żużla dla utrzymania nieznacznej jego grubości (stosowanie pieców przechylnych).

Z powyższego wynika, że dla charakterystyki pracy pieców martinowskich ważne są następujące wskaźniki: 1) wydajność w tonach/godz. w funkcji pojemności pieca w tonach; 2) wydajność w ton/godz. w funkcji powierzchni trzonu (rys. 2 i rys. 3).

Krótką analizą tych wykresów wskazuje, że nie uwzględniają one jeszcze w całości procesu metalurgicznego. Pierwszy wykres pomija wpływ powierzchni trzonu na szybkość roztopienia wsadu twardego. Drugi wykres pomija znaczenie przewodnictwa cieplnego i wysoką reaktywność chemiczną głębokiego trzonu dla pieców, pracujących na płynnym wsadzie.

Rys. 2 przedstawia wydajność pieca w funkcji jego pojemności. Dane doświadczalne wskazują, iż krzywa wydajności jest zwróconą wypukłością ku osi odciętych, znaczy to, że wydajność wzrasta wolniej, niż pojemność pieców. Tłumaczy się to tym, że dla większości pieców powierzchnia trzonu wzrasta wolniej, niż ich

pojemność. Z wykresu tego nie należy wyciągnąć fałszywego wniosku, że dwa piece o jednakowej pojemności muszą mieć jednakową wydajność godzinną. Przeważnie tak nie jest, ponieważ takie dwa piece mogą mieć różne powierzchnie trzonu, a od ich wielkości również



zależy wydajność godzinna pieca. Rys. 3 wskazuje zależność wydajności od powierzchni. Dla większości pieców otrzymujemy tu linie bardzo zbliżone do prostych lub zbiór punktów, rozsianych po obu stronach linii prostej. Jeśli jednak porównamy pracę dwóch pieców o jednakowej powierzchni, lecz różnej głębokości, przy czym głębszy (większa pojemność) pracuje na płynnym wsadzie i z tego tytułu ma większą wydajność godzinną, to wykres trzeci zawodzi. Te rozważania pouczają nas, że nie można łączyć wydajności pieca tylko z pojemnością względnie z powierzchnią wanny, że należy tu wprowadzić jeszcze jeden czynnik, a mianowicie, stosunek pojemności w tonach do powierzchni trzonu, lub — co na jedno wychodzi — głębokość trzonu. Jeśli jeszcze zamiast dotychczas notowanej wydajności w tonach/godz. wprowadzimy nową wielkość — sprawność powierzchni trzonu w kg./m²/godz., to nowy wykres (rys. 4) wskazuje wpływ głębokości trzonu na sprawność powierzchniową i charakteryzuje piece, pracujące na płynnym wsadzie. Ostatnia krzywa jest dla większości pieców również linią, zbliżoną do prostej. W niektórych wypadkach linią zlekka zakrzywioną, o charakterystycznym maksimum. Jest rzeczą jasną, że przed przystąpieniem do praktycznego określenia omawianych wykresów należy dokładnie ustalić: jak określić pojemność pieca, powierzchnię trzonu (na jakiej wysokości ją mierzyć), jak zmierzyć wagę spustu (czy tylko wagę dobrych blo-

ków, czy też wagę płynnej stali w kadzi), jak zmierzyć czas (czy czas napraw i krótkich postojów zaliczyć do czasu trwania wytopu, czy też nie).

Dla dalszej charakterystyki należy tworzyć wykresy uzysku dla różnych typów pieca. Dobrze będzie obliczyć oddzielnie uzysk samego pieca, określony jako stosunek spuszczonej stali do wagi wsadu

$$U_p = \frac{\text{waga metalicznego wsadu w t.}}{\text{waga płynnej stali w t.}} \cdot 100\%$$

oraz uzysk stalowni, określony jako stosunek wagi otrzymanych dobrych bloków do wagi płynnej stali

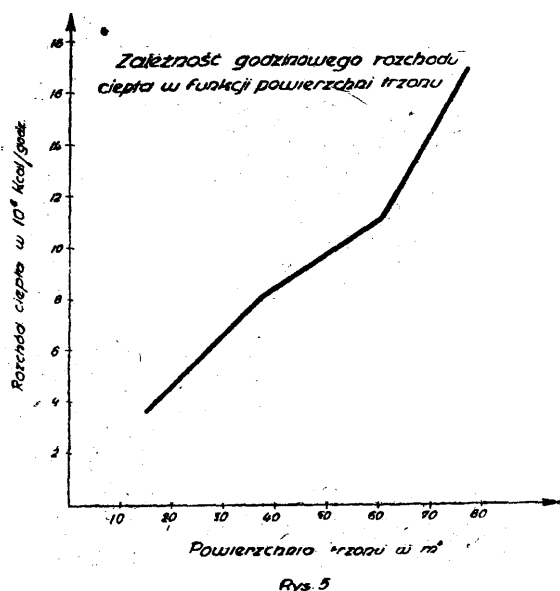
$$U_s = \frac{\text{waga dobrych bloków w t.}}{\text{waga płynnej stali w t.}} \cdot 100\%$$

W ten sposób równocześnie otrzymujemy charakterystykę jakości pracy samej stalowni. Uzysk całkowity otrzymamy mnożąc obydwaj uzyski

$$U_c = U_p \cdot U_s$$

Uzysk powinno się obliczyć, jako średnią za okres pracy jednej kampanii piecowej (między dwoma kapitalnymi remontami), przy czym należy oczywiście łom obiegowy stalowni doliczyć zarówno do produkcji, jak i do wsadu.

Specjalną uwagę poświęcić należy badaniom termicznym pieców martinowskich. Należy szczególnie uwzględnić wszystkie czynniki, mające wpływ na dobre spalanie i dobre oddanie ciepła kąpielii wzgl. wsadowi. Jako czynniki takie należy uważać szybkości przepływu

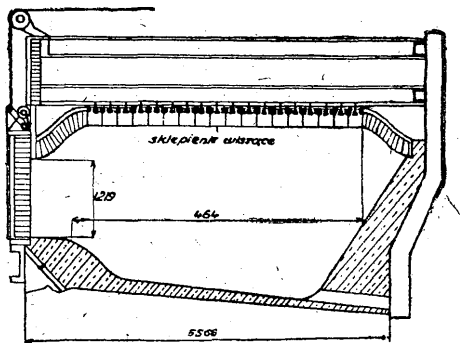


w palnikach, kąty nachylenia palników, położenie punktu przecięcia się strumienia gazu ze strumieniem powietrza, ciąg. Najbardziej roz-

powszechniony jest zwyczaj odniesienia rozchodu ciepła na tonę pojemności pieca. Jakkolwiek wskaźnik ten może oddać pewne usługi praktyczne, nie charakteryzuje on jednak pracy termicznej pieca. Należy tu obrać inną wielkość, mającą wpływ na spalanie. Za taką, obrać można objętość przestrzeni piecowej nad zwierciadłem metalu. Jeśli teraz przyjmiemy (co w przybliżeniu odpowiada rzeczywistości), że objętość ta jest proporcjonalna do powierzchni trzonu, to rozchód ciepła na m² tej powierzchni daje miarę jakości pracy termicznej pieca. Rys. 5 wskazuje wykres rozchodu ciepła w 10³ koal./godz.

Jest rzeczą zrozumiałą, że ustalenie omawianych charakterystyk (a może jeszcze i innych) dla pracujących pieców martinowskich wnieśie dużo światła w dziedzinę u nas dotychczas prawie nietkniętą mózgiem badacza polskiego i pozwoli nam być twórczymi i w kierunku opracowania nowych typów pieców martinowskich.

W Polsce nie mieliśmy i nie mamy konstruktorów pieców martinowskich. Koncerny zamawiały piece hutnicze w firmach zagranicznych i nie były zainteresowane, aby wykształcić polskich konstruktorów. Ta sama okoliczność była przyczyną tego, że nie przeprowadzano prawie żadnych badań i nie gromadzono żadnego materiału doświadczalnego, który mógłby służyć za podstawę pracy dla konstruktorów. Obecnie w tym kierunku musi nastąpić przełom. Trzeba — jak zaznaczyłem na początku — natychmiast przystąpić do badań i studiów, z których będą mogli korzystać nasi przyszli konstruktorzy przy projektowaniu nowych pieców. Niezależnie od tego trzeba zapoznawać się z now-

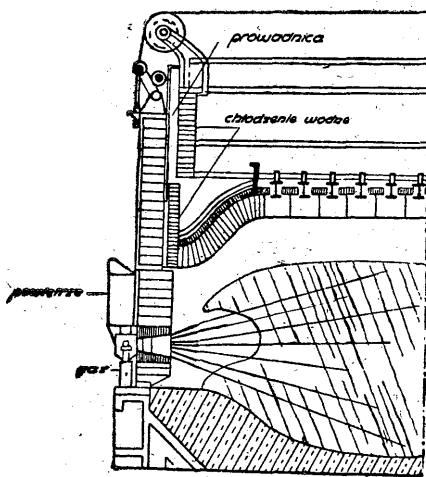


Przekrój przez 110 tonowy piec martinowski bez przedniej ściany

Rys. 6

szymi konstrukcjami zagranicznymi i pomyślnie z nich wypróbować u nas. Jako przykład przytoczę jedną z ciekawszych nowszych

konstrukcji amerykańskich, powstałą tuż przed wojną i zasługującą na uwagę. Jest to piec martinowski o pojemności 110 ton, bez ściany przedniej, to znaczy, że otwór wsadowy zajmuje całą szerokość przedniej ściany. Budowa ta umożliwiła zastosowanie specjalnej ciężkiej sadzarki teleskopowej, która ładuje cały wsad naraz i czas ładowania pieca został dzięki temu skrócony do 1/30 normalnego czasu ładowania. Następną nowością tego pieca są boczne palniki ruchome, zmontowane na podniesionych kłapach i służące do szybkiego stopienia wsadu. Sklepienie jest ukształtowane, jako sklepienie wiszące, dzięki czemu wytrzymałość kamieni została powiększona o około 40 — 75%. Rys. 6 przedstawia przekrój poprzeczny omawianego pieca. Kamienie dynasowe sklepienia, łączone są na „wpust“, fugi nałożone i uszczelnione. Całość sklepienia składa się z kilku oddzielnych segmentów, tak, że każdy z nich może być szybko zdjęty za pomocą suwnicy i zamieniony. Dzięki tej konstrukcji sklepienia, przednia ściana nie posiada słupów ankrowych i drzwiowych, co z kolei umożliwiło powiększenie przestrzeni piecowej z jednej strony i rozszerzenie otworu wsadowego do 10 mtr. — na szerokość siedmiu kłap. Trzon trzymany jest — z powodu braku ankrów przedniej ściany — przez specjalnie ukształtowane stężenia (rys. 7). Oszczęd-



Palnik pomocniczy dla przyspieszenia stopienia wsadu

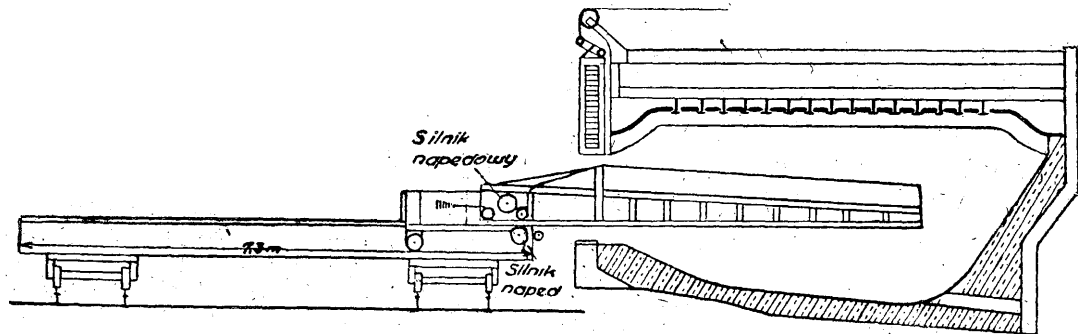
Rys. 7

ności, uzyskane przez zastosowanie sklepienia wiszącego oraz zastosowanie konstrukcji bez przedniej ściany, obniżyły koszty przetworzenia o około 5 c/t. stali surowej. Kłapy są wymurowane cegłą ogniotrwałą grubości 230 mm., poza tym belki naddrzwiowe są chłodzone wodą (rys. 7). Przez naciągnięcie liny, rolki,

tocząc się po prowadnicy, podnoszą drzwi ku górze. Na rys. 7 widzimy również zmontowane palniki pomocnicze, odcinane, służące — jak już zaznaczono — do szybszego stopienia wsadu.

Ładowanie pieca odbywa się, jak już wspomnieliśmy, za pomocą ciężkiego wozu teleskopowego (rys. 8).

Wóz składa się z pięciu oddzielnych wózków, każdy szerokości 2 mtr. i długości 7,3 mtr. Każdy wózek zostaje oddzielnie na placu złomu załadowany i podwożony pod piec. Tutaj wykonują one obrót o 90° i wsuwają platformę ze wsadem do pieca, przy czym rozładowanie może nastąpić, zależnie od uru-



*Wóz teleskopowy do ładowania całego
wsadu naraz*

Rys. 8

chomienia silników A lub B, bądź przez spychanie ładunku, bądź przez wyciągnięcie teleskopowego wózka spod ładunku.

Zastosowanie tego sposobu ładowania — jak podają Amerykanie — obniża koszty przetwarzania na około 9 c/t. stali surowej. Czas łado-

wania zostaje przez to skrócony z 60 min. do 2 min. znaczne są również oszczędności cieplne, ponieważ odpada całkowicie częste otwieranie klap. Oszczędności te wynoszą około $14,10^6$ koal. w okresie jednego ładunku.

(d. c. n.)

Inż. ST. GOCKOWSKI, inż. H. MAKOWSKI i M. RADWAN

Wpływ zgniotu, temperatury i czasu wyżarzania na własności wytrzymałościowe i budowę stali walcowanych na zimno sposobem „Sędzimir” i wyżarzanych.

1. Zgniot.

Wszystkie procesy obróbki mechanicznej metali, względnie stopów, możemy podzielić na dwie podstawowe grupy:

1. przeprowadzane na gorąco,
2. przeprowadzane na zimno.

Obróbkę mechaniczną na gorąco, a więc: walcowanie, ciągnięcie, kucie czy tłoczenie uskutecznia się w ogóle w temperaturach stosunkowo wysokich, w szczególności dla stopów żelazo-węgiel w temperaturze przemiany alotropowej żelaza alfa w żelazo gamma, która dla czystego żelaza wynosi 906° . Temperatura ta, w której zachodzi całkowita zmiana fa-

zy, związana z przekształcaniem materiału w stanie stałym, jest temperaturą graniczną, rozgraniczającą te dwa zasadnicze rodzaje obróbki; poniżej niej odbywają się więc procesy obróbki mechanicznej na zimno.

Obróbkę mechaniczną na zimno, obejmującą również procesy walcowania, ciągnięcia lub tłoczenia, określamy terminem „zgniot”, wprowadzonym przez Broniewskiego.

Zjawiska występujące w praktyce pod wpływem zgniotu, a zwłaszcza po wyżarzaniu, stosowanym normalnie po zgniotcie, wywołują szereg zmian własności tworzywa, będących przedmiotem licznych prac badawczych. Przed przystąpieniem do omówienia ich należy po-

święcić nieco uwagi zagadnieniu mechanizmu zgniotu.

Każdy metal, względnie stop, w stanie równowagi, a więc nie podlegający wpływom czynników mechanicznych składa się z konglomeratu ułożonych obok siebie kryształów, posiadających każdy swoją orientację. O ile na taki zespół kryształów wywierac odpowiedni nacisk, to następstwem jego są odkształcenia, mające swe źródło w siatce przestrzennej, zbudowanej z regularnie rozmieszczonych w niej atomów.

Pod wpływem odkształcenia atomy ulegają przesuwaniu w pewnych, określonych płaszczyznach krystalograficznych, zwanych płaszczyznami poślizgu. Ponieważ rozmieszczenie atomów w różnych płaszczyznach krystalograficznych jest różne, zatem naprężenia przesuwające atomy w odpowiednich kierunkach, wywołują wydłużenia różnej wielkości.

Odkształcenia mogą mieć charakter sprężysty lub trwały. W pierwszym wypadku przesunięcie atomów w siatce przestrzennej posiada charakter przejściowy t. j. po usunięciu obciążenia atomy wracają do równowagi. Może jednak zajść taki wypadek, iż atomy nie powrócą na dawne miejsce, ale przenikając się w siatce, zajądają się jakby (*Atomverhalten*) Pod wpływem tego zajądzenia atomów w miejscu odkształconym, miejsca przyległe znajdują się stopniowo także w stanie naprężenia. Jak wynika z wielu prac badawczych, zajądzenie atomów jest główną przyczyną występującego odkształcenia i pochłania ono przeważającą część energii odkształcenia występującej w kryształach. Zależnie od budowy kryształów i od rodzaju powiązania między atomami, może występować kilka płaszczyzn poślizgu. Zachodzi to wtedy, gdy płaszczyzna najłatwiejszego poślizgu zostanie umocniona pod wpływem zgniotu. Im więcej płaszczyzn poślizgu występuje w siatce przestrzennej metalu czy stopu, tym metal (stop) jest bardziej plastyczny. O ile w jednej siatce występuje kilka płaszczyzn poślizgu, wtedy odkształcenia zachodzą w kierunku największego zmniejszenia przekroju. W razie przekroczenia granicy odkształceń trwałych w tym właśnie miejscu następuje rozerwanie materiału.

W miarę działania obciążenia na dane tworzywo, odkształceniu ulegają najpierw kryształy w tych płaszczyznach, które mają najkorzystniejsze położenie w stosunku do kierunku działających sił (np. kierunek walcowania czy przeciągania). Przy dalszym odkształce-

niu zjawisku temu ulegają również kryształy, położone w płaszczyznach mniej korzystnych. W końcu pod wpływem naprężeń występuje w siatce przestrzennej równokierunkowość kryształów.

Odkształcenie kryształów pod wpływem zgniotu zależy od wielkości tego zgniotu i charakteryzuje się ono zatraceniem normalnego kształtu ziaren, które przed zgniotem posiadają kształt miarowych wieloboków, zaś po zgniotcie są silnie wydłużone w kierunku prostopadłym do kierunku zgniotu i mają kształt wrzecionowaty.

Ponieważ rozpad kryształów podczas zgniotu nie może być zmierzony bezpośrednio, należało zastosować metodę pośrednią, która pozwoliłaby wyrazić liczbowo stopień zgniotu.

Jeżeli jedynym skutkiem zgniotu jest zmniejszenie się przekroju materiału (przeciąganie drutu), względnie grubości jego (walcowanie blach), wówczas zgniot mierzymy procentowym zmniejszeniem się przekroju lub grubości w stosunku do przekroju (grubości) pierwotnego (pierwotnej). Tego rodzaju miarę zgniotu wprowadził Goerens i wyraża się ona następującym wzorem:

$$\frac{F_0 - F'}{F_0} \cdot 100\%$$

gdzie: F_0 — pole przekroju pierwotnego,
 F' — pole przekroju po zgniotcie
 lub:

$$\frac{a_0 - a}{a_0} \cdot 100\%$$

gdzie: a_0 — grubość materiału pierwotna,
 a — grubość materiału po zgniotcie.

W ten sposób zgniot 50% odpowiada zmniejszeniu się przekroju (grubości) do połowy. Zrozumiałe jest, iż zgniotu 100% nie można osiągnąć, gdyż odpowiada on zmniejszeniu przekroju do zera, co jest wykluczone.

2. Zmiany własności pod wpływem zgniotu.

Zmiany, występujące pod wpływem odkształceń w rozmieszczeniu energii w siatce przestrzennej, wywołanych przede wszystkim zajądzeniami atomów, nie pozostają bez wpływu na własności mechaniczne.

W pierwszym rzędzie pod wpływem zgniotu zachodzi w metalach (stopach) wzrost twardości i wytrzymałości. Ze wzrastającym umocnieniem wzrasta także granica płynności, która przy pewnym zgniotcie osiąga wartość równą wytrzymałości. Odwrotnie zachowuje się wydłużenie, które w miarę wzrostu zgniotu ulega znacznemu zmniejszeniu.

Równoległe ze zmianą własności mechanicznych ulegają zmianie także własności fizyczne. A więc ze wzrostem zgniotu zwiększa się objętość właściwa, osiągając dla żelaza wartość graniczną 1%, zwiększa się opór elektryczny, zmniejsza się natomiast przenikliwość magnetyczna jak również i odporność chemiczna w wyniku korozji jako czynnika elektrochemicznego, uzupełniającego wpływ naprężeń, obojętne, czy to statycznych, czy dynamicznych.

Goerens¹⁾ podaje następujące zestawienie zmian własności fizycznych dla żelaza z węglem o zawartości węgla 0,07% przy zgniotcie 96,5%. Liczby podane są w procentach, przy czym własności materiału przed zgniotem przyjęto za 100%.

granica sprężystości:	315
„ proporcjonalności:	346
„ płynności:	382
wytrzymałość na rozciąganie:	259
wydłużenie przy zerwaniu:	17
przewężenie:	27
twardość Brinella:	192
ciężar właściwy:	99
opór elektryczny:	102
siła koercji:	423
histereza magnetyczna:	322
przenikliwość magnetyczna:	35
szybkość rozpuszczania się w kwasie siarkowym	603

3. Rekrytalizacja.

Metal lub stop, odkształcony pod wpływem zgniotu, posiadając większy zasób energii niż nieodkształcony, znajduje się w stanie pewnego rodzaju równowagi niestabilnej. Kryształy odkształcone naogół nie ulegają zmianie w temperaturach zwykłych (z wyjątkiem metali łatwotopliwych, które uwalniają się od skutków zgniotu już w temperaturach zwykłych, względnie zbliżonych do nich). Dopiero przez podgrzanie materiału odkształconego można częściowo lub całkowicie usunąć objawy zgniotu (zmiany własności struktury), zależnie od temperatury i czasu ogrzewania. Powrót własności do stanu pierwotnego przed zgniotem zachodzi już w stosunkowo niskich temperaturach i początkowo nie wywiera żadnego wpływu na budowę, a polega jedynie na usunięciu naprężeń wewnętrznych. Ten przejściowy proces zwie się „wypoczynkiem“ kryształów. Zjawisko wypoczynku, polegające głównie na rozluźnieniu najsilniejszych ząbów atomów, jest

niemożliwe do zaobserwowania na drodze metalograficznej. Dopiero badania rentgenograficzne wykazały, iż wypoczynek kryształów przejawia się charakterystycznym zaostreniem pierścieni interferencyjnych, podczas gdy w tworzywie odkształconym pierścienie są zamglone i szersze.

W miarę wzrostu temperatury, zaczynają występować charakterystyczne zmiany struktury. Mianowicie kryształy, wydłużone podczas zgniotu, ulegają przemianom w kryształy równosiowe, przy jednoczesnej zmianie wielkości. Proces występowania takich nowych kryształów zwie się rekrytalizacją, zaś najniższa temperatura, przy której można zaobserwować powstawanie ziaren rekrytalizowanych, zwie się temperaturą rekrytalizacji.

Przebieg mechanizmu rekrytalizacji jest następujący: w ząbionych atomach siatki przestrzennej stopu odkształconego, nagromadzona jest energia odkształcenia. Pod wpływem bodźca zewnętrznego, w postaci energii cieplnej, zachodzi przemieszczenie atomów, prowadzące do stanu równowagi. Im większa ilość energii była nagromadzona w ząbionych atomach, tym mniejszy jest potrzebny dopływ ciepła w celu wywołania przemieszczenia atomów. Istnieje pogląd, iż miejsca ząbów atomów, a więc miejsca o maksymalnej energii odkształcenia, są ośrodkami rekrytalizacji. Powstałe początkowo drobne kryształy ulegają pochłonięciu przez sąsiednie ośrodki krystaliczne, te rozrastają się, ale zostają następnie pochłonięte przez nowe kryształy. Wzrost kryształów, zachodzący wraz ze wzrostem temperatury, posuwa się dotąd, dopóki nie nastąpi wyrównanie się wszystkich naprężeń. Tworzywo znajduje się wtedy w równowadze fizycznej. W miarę postępującego procesu rekrytalizacji ulega zmianie kształt ziaren, które z podłużnych, silnie spłaszczonych pod wpływem zgniotu, przeobrażają się w ziarna coraz to krótsze, aż w końcu po osiągnięciu równowagi kształt ich zbliżony jest do kuli. Charakterystyczne to zjawisko tłumaczy się tym, iż każdy układ, znajdujący się w równowadze niestabilnej, dąży do przyjęcia takiej postaci, która posiada maksymalną równowagę. Postacią taką, o minimalnej jednocześnie powierzchni jest kula.

Na powstawanie ośrodków rekrytalizacji mają decydujący wpływ 3 następujące czynniki:

1. temperatura rekrytalizacji,
2. czas wyżarzania,
3. zgniot.

Ilość ośrodków rekrytalizacji wzrasta wraz ze wzrastającym zgniotem, natomiast temperatura rekrytalizacji ulega zmniejszeniu. Dolna granica temperatury rekrytalizacji jest tym mniejsza, im silniejsze było odkształcenie. Ilość ziaren jest tym mniejsza, a tym samym ziarna po rekrytalizacji są tym większe, im mniej był zgniot. Przy małych zgniotach duże kryształy powstają tylko w małej ilości, a przy jeszcze mniejszych zgniotach osiąga się granicę, kiedy już nie powstają nowe kryształy, a więc nie zachodzi wcale rekrytalizacja. Aby zatem nastąpiła rekrytalizacja, zgniot musi przekroczyć dolną granicę. Ta granica zgniotu dla żelaza miękkiego wynosi 8 — 10%, dla stali chromowych około 2%. Wartość graniczna zgniotu, przy której zaczynają występować zjawiska rekrytalizacji, zwie się progiem rekrytalizacji. Im większa jest temperatura rekrytalizacji, tym mniejszy czas potrzebny jest do rekrytalizacji ziaren. Np. żelazo zlewne, odkształcone na zimno i wyżarzone w temperaturze 700°, wykazuje całkowitą rekrytalizację już po 5 minutach, natomiast przez wyżarzanie w 600° otrzymuje się ten sam wynik dopiero po 2 godzinach.

4. Walcowanie blach stalowych na zimno.

W przeróbce stali spotykamy się często z objawami zgniotu, wywołującego doniosłe zmiany w materiale. Jednym z takich procesów obróbki mechanicznej przez zgniot jest walcowanie blach stalowych na zimno.

Wpływ walcowania stali na zimno znany jest od dłuższego czasu. Już w 1887 r. był on opisany przez R. H. Thurstona²⁾, który w licznych badaniach stwierdził wzrost granicy elastyczności i wytrzymałości na rozciąganie, a jednocześnie zmniejszenie wydłużenia i przewężenia. Poza tym stwierdził on, że wyżarzanie materiału, walcowanego na zimno, wywołuje specyficzny wpływ na zmiany własności, wywołane walcowaniem na zimno.

Badania, rozpoczęte przez Thurstona, były kontynuowane przez szereg badaczy, którzy w badaniach swych potwierdzili wyniki uzyskane przez Thurstona. Z prac, dotyczących walcowania na zimno, należy wymienić prace E. Heyna³⁾, M. Rudeloffa⁴⁾, a przede wszystkim P. Goerensa⁵⁾, który przeprowadził dokładne badania z 3 stalami walcowanymi na zimno do maksymalnego zgniotu 65%. Zawartość węgla w tych stalach wynosiła: 0,11, 0,14 i 0,78%. Jak wykazały badania jego, wzrost wytrzymałości na rozciąganie wraz ze wzrastającym zgniotem występuje szczególnie intensywnie

dla stali wysokowęglistej, podczas gdy stale o zawartości 0,11 i 0,14% C wykazują nieznaczny wzrost wytrzymałości.

A. Pomp i F. Winterhoff⁶⁾ przeprowadzili badania, dotyczące zmiany granicy płynności, wytrzymałości na rozciąganie, wydłużenie i twardości Rockwella stali taśmowej o zawartości 0,12% C dla następujących grubości taśmy: 2,0, 1,5, 1,0 i 0,5 mm. Przed walcowaniem na zimno taśmę wyżarzone w temperaturze 670° i 920°.

Wyniki badań wykazały, iż wraz ze wzrostem odkształcenia wzrastają: granica płynności od 16 — 45 kg/mm², wytrzymałość na rozciąganie od 35 — 77 kg/mm² i twardość od 48 — 95°, natomiast zmniejsza się wydłużenie od 40 — 3%. Różnice w wartościach wytrzymałości na rozciąganie taśmy o grubości najmniejszej 0,5 mm i o grubościach większych, są nieznaczne przy jednakowym zgniotcie. Nie potwierdza się zatem pogląd, wyrażany często w praktyce, że przy tym samym zgniotcie blachy cieńsze umacniają się intensywniej. Wytrzymałości na rozciąganie blach wyżarzanych przed walcowaniem na zimno w temp. 670° i 920° praktycznie są ze sobą zgodne.

T. Swinden i G. R. Bolsover⁷⁾ badali wytrzymałość na rozciąganie 4 stali walcowanych na zimno, o wzrastającej zawartości węgla (0,10, 0,34, 0,54, 0,70% C) w zależności od zgniotu. Stale walcowane od grubości początkowej 7,62 mm do 2,54 mm w 10 przepustach. Wraz ze wzrastającym zgniotem wytrzymałości wykazują równomierny wzrost, przy czym w stalach o większej zawartości węgla wzrost wytrzymałości jest proporcjonalnie większy.

J. R. Freeman i R. D. France⁸⁾ przeprowadzili porównawcze badania walcowania na zimno blachy z żelaza elektrolitycznego i stali siemens - martinowskiej do głębokiego tłoczenia. Wyściowa grubość blachy wynosiła 1,65 mm. Wyniki badań wykazały równomierny wzrost wytrzymałości na rozciąganie i twardości Brinella. Po 0,5-godzinnym wyżarzeniu blachy ze stali siemens - martinowskiej w temp. 1° do 700° nastąpił znaczny spadek wytrzymałości na rozciąganie, a jednocześnie wzrost wydłużenia w granicach temp. 500—600°, natomiast zmiękczenie żelaza elektrolitycznego wystąpiło już w temperaturze wyżarzania o 100° niższej. Okazało się przy tym, że wytrzymałość na rozciąganie po wyżarzeniu była tym mniejsza, im większy był zgniot. Zmiana struktury, której należało oczekiwać wraz ze stopniowym spadkiem wytrzymałości na rozciąganie w temp. niższych nie wystąpiła wcale.

Do podobnych wyników doszli C. A. Edwards i K. Kuwada⁹⁾, badając twardość Brinella stali zlewnej, niskowęglistej, walcowanej na zimno i również wyżarzanej w ciągu 0,5 godz. Badania wykazały szybki spadek twardości w temp. 550° przy większych zgniotach, zaś w temp. 600° — przy mniejszych zgniotach. Mikrografie struktury wykazały zgodnie, iż temperatura rekryształizacji była tym niższa, im większy był zgniot.

H. Hanemann i C. Lind¹⁰⁾ badali zmiany wytrzymałości stali o zawartości 1,2% C, walcowanej na zimno, a następnie wyżarzanej, przy czym operacje walcowania i wyżarzania przeprowadzano kolejno od 1 do 5 razy. Wytrzymałość na rozciąganie blach wyżarzanych 2—5 razy wzrasta równomiernie wraz ze wzrostem zgniotu, natomiast stal raz wyżarzana wykazuje mały wzrost wytrzymałości. Godnym uwagi jest fakt, iż wytrzymałość na rozciąganie blach wyżarzanych jest tym mniejsza, im częściej były one walcowane i wyżarzane. Stopniowe zmękczenie stali Hanemann i Lind tłumaczy w sposób następujący: struktura wyjściowa, składająca się z perlitu pasemkowego i sorbitu, ulega początkowo przemianie w postać drobnokulkową, następnie po każdym kolejnym wyżarzeniu kuleczki stają się coraz większe, dzięki czemu struktura końcowa jest gruboziarnista.

A. Pomp i H. Poellein¹¹⁾ przeprowadzili badania, dotyczące wytrzymałości na rozciąganie, wydłużenie i twardości Herberta taśm stalowych o wzrastającej zawartości węgla: 0,09, 0,29, 0,65, 1,14, 1,44% w zależności od zgniotu. Wytrzymałość na rozciąganie stali o zawartości 0,09 i 0,29% C wzrasta początkowo w kształcie krzywej, zaś powyżej 35% zgniotu przebiega ona wzdłuż prostej, a więc proporcjonalnie do zmiany grubości, zaś przy zgniotcie 75% zaczyna znów wzrastać intensywnie. Krzywe dla pozostałych czterech stali początkowo wzrastają równomiernie, jednak przy wyższym zgniotcie wzrost ich jest intensywny. Godnym uwagi jest fakt, iż wzrost wytrzymałości na rozciąganie stali od 0,65% do 1,44% C przebiega prawie równolegle. Jak z tego widać w stalach taśmowych, wysokowęglistych zawartość węgla nie wywiera wyraźnego wpływu na wzrost wytrzymałości na rozciąganie materiału walcowego na zimno. Przebieg krzywych wydłużenia odpowiada mniej więcej zawartości węgla, mianowicie ze wzrostem jego — wydłużenia zmniejszają się. Przebieg krzywych twardości Herberta zbliżony jest do krzywych wytrzymałości na rozciąganie.

Poza wymienionymi wyżej badaniami wpływu walcowania na zimno na własności wytrzymałościowe stali węglistych na uwagę zasługują jeszcze badania W. Puzicha¹²⁾ i C. Jungwirtha¹³⁾ dotyczące walcowania na zimno stali stopowych. W. Puzicha przeprowadził badania 4 taśm ze stali stopowych manganowo-chromowo-niklowych o następującej zawartości węgla, manganu, chromu i niklu i własnościach wytrzymałościowych:

	C%	Mn%	Cr%	Ni%	R kg/mm ²	A%
1.	0,05	0,66	19,60	9,11	62,6	63,4
2.	0,06	14,50	15,40	1,38	79,6	54,5
3.	0,13	16,00	15,00	1,08	74,2	52,5
4.	0,19	18,70	14,40	0,20	81,3	66,5

Grubość początkowa taśm wynosiła 2 mm.

Taśmy walcowano do 75% zgniotu przy stosowaniu kolejno 30%, 20% i 10% zgniotu w każdym przepuszczeniu w celu zbadania, który zgniot będzie najkorzystniejszy dla danej stali.

Badania wytrzymałościowe wykazały, iż w przeciwieństwie do stali węglistych, stale stopowe, walcowane w jednym przepuszczeniu, posiadały mniejszą wytrzymałość niż walcowane w kilku przepustach, przy czym różnica przy zgniotcie 75% wynosiła około 10 kg/mm². Zjawisko to tłumaczy się tym, iż stal, umacniając się w każdym z przepustów, staje się coraz twardsza w przeciwieństwie do stali walcowanej w jednym przepuszczeniu.

Wytrzymałość stali, walcowanych w kilku przepustach, była następująca:

stal 1:	125 kg/mm ²	(przyrost 62 kg/mm ²)
„ 2:	145	„ „ 65 „
„ 3:	140	„ „ 66 „
„ 4:	170	„ „ 79 „

Jak wynika z tego, stal o największej zawartości niklu (9,1%) a o najmniejszej zawartości manganu (0,6%) przy mniej więcej jednakowej zawartości chromu umacniają się najgorzej, zaś stale bogate w mangan (16 — 18%) natomiast ubogie w nikiel (0,2 — 1,0%) umacniają się najintensywniej.

Wydłużenie nie wykazuje większych odchyleń dla poszczególnych stali, malejąc przy maksymalnym zgniotcie do 3%.

O. Jungwirth¹³⁾ przeprowadził badania, dotyczące zmiany granicy płynności, wytrzymałości na rozciąganie i wydłużenie dla stali manganowej twardej o zawartości 13,0% Mn i 1% C, walcowanej na zimno do 20% zgniotu. Dla porównania przeprowadzono analogiczne badania dla stali siemens-martinowskiej o zawartości 0,36% C, w tych samych warunkach. Stal manganowa wykazuje znacznie większy wzrost

wytrzymałości na rozciąganie i spadek wydłużenia wraz ze wzrostem zgniotu, niż stal siemens - martinowska. Stal manganowa przed walcowaniem na zimno była hartowana w wodzie w temp. 1000 — 1070°. Struktura jej po hartowaniu była austenityczna. Po walcowaniu na zimno stal była nadal niemagnetyczna, co wskazuje na fakt, iż podczas walcowania na zimno nie nastąpił rozkład austenitu w martenzyt, który ma własności magnetyczne.

Jak widać z powyższego przeglądu w dotychczasowej literaturze brak jest porównawczych badań odnośnie wpływu walcowania na zimno, jak również związanego z nim wyżarzania, na własności wytrzymałościowe i budowę stali taśmowych, węglistych o zawartości węgla mniejszej od 0,08%. Opisane poniżej badania walcowania na zimno i wyżarzania stali o zawartości 0,05% C i związane z tym zmiany własności wytrzymałościowych miały za zadanie wypełnienie tej luki.

II. WYKONANIE BADAŃ.

Przeprowadzane badania miały na celu w pierwszym rzędzie ustalenie temperatury wyżarzania i czasu wyżarzania blachy walcowanej na zimno sposobem „Sedzimir“ w zależności od zgniotu, ze szczególnym uwzględnieniem zdolności do głębokiego tłoczenia.

1. Materiał badany.

Materiałem wyjściowym do badań była blacha walcowana na gorąco z kęsów. Grubość blachy wynosiła 3,00 mm, szerokość — 700 mm. Przed walcowaniem na zimno blacha była wy-

żarzana w pakietach w piecach węglbnych w temp. 900° w ciągu 2 godzin (doprowadzenie temp. do 900° wynosiło 10 godzin). Skład chemiczny blachy był następujący:

C%	Mn%	Si%	P%	S%	Cu%
0,05	0,31	ślady	0,039	0,033	0,20

Blachę walcowano na zimno sposobem Sedzimir do grubości 0,35 mm przy zastosowaniu 10 przepustów. Zgnioty blachy w poszczególnych przepustach (w %) jak i zgniot całkowity podano w tablicy I (w rubryce przepust O podano dane, dotyczące materiału wyjściowego). Należy nadmienić, iż walcowanie przeprowadzono w analogicznych warunkach co i walcowanie warsztatowe, stosując różne zgnioty na tym samym odcinku blachy, stanowiącym część składową całej taśmy. Ten sposób walcowania zastosowano w celu wyeliminowania ewentualnych różnic w składzie chemicznym.

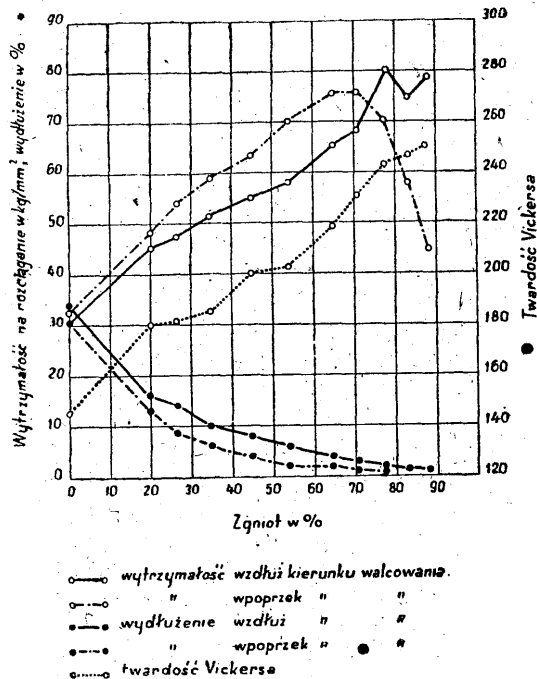
Z każdego arkusza blachy o różnej grubości wycięto 2 serie próbek w kierunku walcowania i w poprzek kierunku walcowania. Jedną serię próbek sezonowano w temp. 100° w ciągu 72 godzin w celu usunięcia naprężeń wewnętrznych, drugą serię wyżarzano w różnych temperaturach przy zastosowaniu różnych okresów czasu według następującego schematu:

		Temperatura wyżarzania				
		600°	700°	800°	900°	1000°
Czas wyżarzania w min.	—	—	—	5	5	5
	15	15	15	15	15	15
	45	45	45	45	45	45
	90	90	—	—	—	—

Przepusty	Grubość blachy w mm	Zgniot		Wytrzymałość na rozzerwanie		wydłużenie		Twardość Vickersa (obciąż. 10 kg)
		podczas przepustu w %	całkowity w %	wzdłuż kierunku walcowania w kg/mm ²	w poprzek kierunku walcowania w kg/mm ²	wzdłuż kierunku walcowania w %	w poprzek kierunku walcowania w %	
0	3,00	0,0	0,0	30,5	32,6	34,0	30,0	145
1	2,40	20,0	20,0	45,7	48,5	16,0	13,0	179
2	2,20	8,3	26,7	47,7	54,0	14,0	8,5	181
3	1,95	11,4	35,0	51,2	59,0	10,0	6,0	185
4	1,65	15,4	45,0	55,0	63,6	8,0	4,0	198
5	1,38	16,3	54,1	57,5	69,7	6,0	2,0	203
6	1,05	23,0	65,0	65,0	75,3	4,0	2,0	218
7	0,87	26,7	71,0	68,2	75,6	3,0	1,0	232
8	0,67	23,0	77,8	80,3	69,6	2,0	1,0	243
9	0,50	25,4	83,5	74,5	57,5	1,5	—	247
10	0,35	30,0	88,3	77,6	44,7	1,0	—	251

Czasy wyżarzania w poszczególnych temperaturach ustalono we wstępnych badaniach, uwzględniając obecne warunki warsztatowe.

Stosowanie dużej rozpiętości czasu jak i temp. wyżarzania miało na celu ustalenie optymalnych warunków wyżarzania.



Rys. 1.

Własności wytrzymałościowe blachy walcowanej na zimno sposobem Sędzimir w zależności od zgniotu.

Próbki sezonowane i wyżarzane poddano następującym badaniom:

- próba na rozciąganie,
- próba na twardość,
- próba na głębokie tłoczenie,
- badanie struktury.

a) Próba na rozciąganie.

Próbie na rozciąganie wykonano na próbkach o wymiarach odpowiadających wymiarom, ustalonym przez American Society for Testing Materials¹⁴⁾, a więc:

całkowita długość próbek wynosiła: 200 mm
 długość pomiarowa: 50 mm
 szerokość: 10 mm

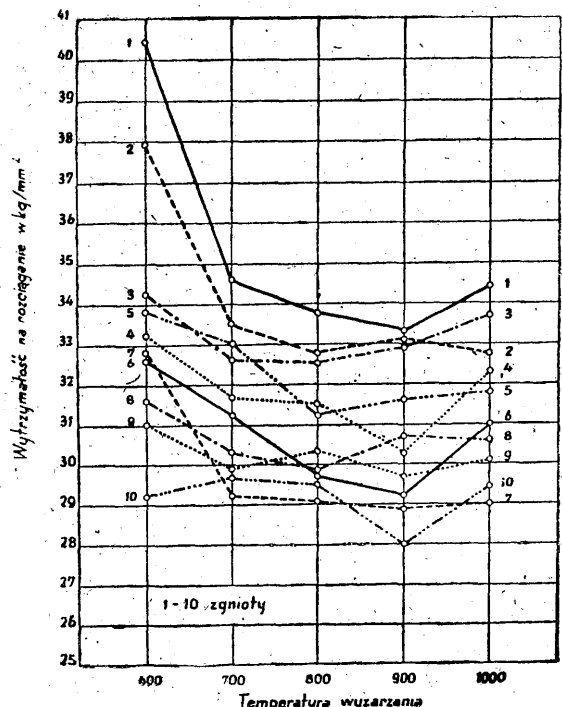
Próbie na rozciąganie przeprowadzono na 4-tonowej uniwersalnej maszynie rozrywczej. Graficznie wyniki wytrzymałości na rozciąganie i wydłużenie próbek walcowanych i sezonowanych przedstawiono na rys. 1.

Jak widać z wykresu wytrzymałość próbek sezonowanych wzrasta proporcjonalnie wraz ze wzrostem zgniotu do wysokości zgniotu ok. 77%.

Powyżej niego wytrzymałość spada. Na wyniki wytrzymałości wpływa poważnie sposób wycięcia próbek w stosunku do kierunku walcowania. Próbki, wycięte wzdłuż kierunku walcowania, posiadają mniejszą wytrzymałość, aniżeli próbki wycięte w poprzek tego kierunku. Zależność ta jest słuszna do zgniotu około 77%. Powyżej tego zgniotu wytrzymałość próbek podłużnych wzrasta, zaś próbek poprzecznych spada poniżej osiągniętego maks.—75,6 kg/mm² przy zgniocie 71%. Maksymalna wytrzymałość próbek, wyciętych zgodnie z kierunkiem walcowania, wynosi 80,3 kg/mm² (w porównaniu z materiałem wyjściowym wzrost wynosi 163%).

Gwałtowniejszy spadek wytrzymałości próbek, wyciętych w poprzek kierunku walcowania, o zgniocie powyżej 71%, umotywowany jest utworzeniem się jakby włókien z fragmentów rozkruszonych kryształów, których wytrzymałość w kierunku poprzecznym jest znacznie mniejsza niż w kierunku podłużnym.

Na tablicy II podano wyniki wytrzymałości na rozciąganie próbek wyciętych wzdłuż kierunku walcowania, wyżarzanych w granicach temperatur od 600 — 1000° dla czasu wyżarzania 15 minut. Graficznie wyniki przedstawiono na rys. 2.



Rys. 2.

Wytrzymałość na rozciąganie blachy walcowanej na zimno sposobem Sędzimir i wyżarzanej w zależności od zgniotu. Czas wyżarzania 15 minut.

Tablica II.

Zgniot	Temperatura wyżarzania	Wytrzymałość na rozzerwanie w kg/mm ²	Twardość Vickersa	Zgniot	Temperatura wyżarzania	Wytrzymałość na rozzerwanie w kg/mm ²	Twardość Vickersa
1	600°	40,4	145	6	600°	32,6	112
	700°	34,6	135		700°	31,2	111
	800°	33,8	132		800°	29,7	110
	900°	33,3	127		900°	29,2	107
	1000°	34,4	128		1000°	31,0	113
2	600°	37,9	142	7	600°	32,8	115
	700°	33,5	132		700°	29,2	108
	800°	32,8	128		800°	29,1	112
	900°	33,1	121		900°	28,9	108
	1000°	32,8	123		1000°	29,0	112
3	600°	34,2	131	8	600°	31,6	117
	700°	32,6	125		700°	30,3	107
	800°	32,5	123		800°	29,8	108
	900°	32,9	117		900°	30,3	103
	1000°	33,6	118		1000°	30,6	108
4	600°	33,2	123	9	600°	31,0	110
	700°	31,7	118		700°	29,9	104
	800°	31,5	118		800°	30,3	103
	900°	30,7	115		900°	29,7	105
	1000°	32,3	114		1000°	30,1	106
5	600°	33,8	119	10	600°	29,2	108
	700°	33,0	115		700°	29,7	105
	800°	31,2	113		800°	29,5	102
	900°	31,6	114		900°	28,0	97
	1000°	31,8	116		1000°	29,4	103

Krzywe od 1 — 10 odnoszą się do poszczególnych zgniotów, stosowanych podczas walcowania. Jak widać z wykresu—ogólnie biorąc, wytrzymałość wszystkich próbek spada wraz ze wzrostem temperatury wyżarzania. Charakterystyczne jest, iż największy spadek wytrzymałości wykazują próbki o najmniejszym zgnioście, zaś próbki o maksymalnych zgniotach wykazują bardzo łagodny spadek wytrzymałości. Zjawisko to tłumaczy się tym, iż początkowa wytrzymałość próbek o największym zgnioście, która była największa, zaczęła szybciej zmniejszać się w miarę wzrostu temp. wyżarzania, aniżeli wytrzymałość próbek o mniejszych zgniotach. Spadek ten charakteryzuje się szczególnie (jak wykazały badania) w granicach temp. 500 — 600°, czego w badaniach jak i na wykresie nie uwzględniono. Podczas, gdy wytrzymałość próbki o zgnioście największym — 88,3%, wynosząca 77,6 kg/mm², zmniejszyła się

podczas wyżarzania do 600° do 29,2 kg/mm², to tymczasem wytrzymałość próbki o zgnioście najmniejszym — 20,0% zmniejszyła się w tym samym obszarze temperatur od 45,7 kg/mm² tylko do 40,4 kg/mm². W tym wypadku temperatura 600° była jeszcze za niska, aby wywołać całkowitą rekrytalizację materiału o tak małym zgnioście. Na uwagę zasługuje wzrost wytrzymałości niemal wszystkich próbek w granicach 900° — 1000° bez względu na zgniot. Zjawisko to tłumaczy się tym, iż po ogrzaniu próbek do 1000°, a więc powyżej Ac₃, a następnie po ochłodzeniu na powietrzu, nastąpiło utwardzenie materiału, wywołane powstaniem drobnoziarnistej struktury.

b) Próba na twardość.

Oznaczenie twardości dla próbek sezonowanych jak i wyżarzanych przeprowadzono na aparacie Vickersa przy obciążeniu 10 kg (dla

próbek sezonowanych) i 5 kg (dla próbek wyżarzanych). Wyniki twardości próbek sezonowanych przedstawiono na tabl. I (rys. 1) zaś próbek wyżarzanych w granicach temperatur od 600 — 1000° przy czasie wyżarzania 15 minut na tabl. II. Wyniki są średnimi z dwóch oznaczeń, przeprowadzonych równolegle. Twardość próbek sezonowanych wykazuje wzrost proporcjonalny do wytrzymałości na rozciąganie, osiągając właściwie maksimum przy zgnieciu około 77,8%. Dalszy wzrost twardości jest bardzo łagodny. Twardość próbek wyżarzanych wykazuje przebieg analogiczny co i krzywe wytrzymałości na rozciąganie, a więc próbki o najmniejszym zgnieciu posiadają największy spadek twardości i odwrotnie.

c) Próba na głębokie tłoczenie.

Próba na głębokie tłoczenie przeprowadzono metodą Erichsena na aparacie Guillery'ego przy zastosowaniu trzpienia tłoczącego o średnicy 20 mm i matrycy o średnicy otworu 27 mm. Do badań użyto próbki poczynając od zgniotu 4 do 10 włącznie t. j. od grubości 1,65 mm do grubości końcowej 0,35 mm, wyżarzone w różnych temperaturach przy różnych czasach w-g ustalonego schematu.

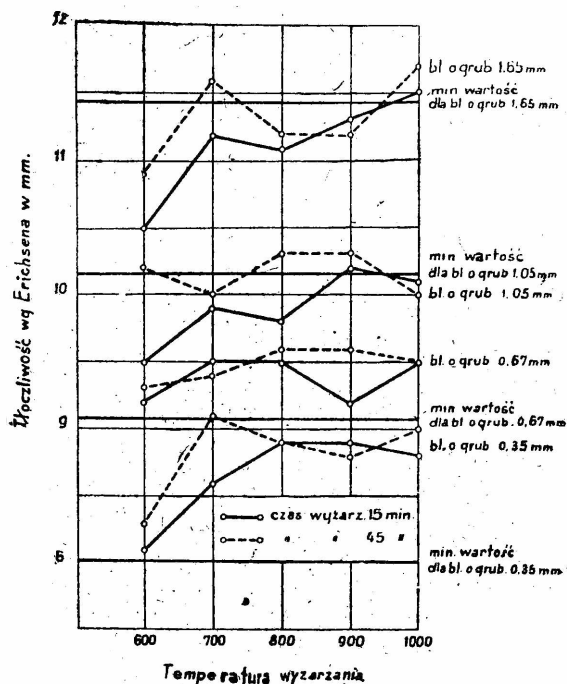
Wymiary próbek były następujące: szerokość — 90 mm, długość 200 mm. Wyniki, otrzymane z 4 prób przeprowadzonych równolegle, podano na tablicy III, natomiast na rys. 3 przedstawiono graficznie wyniki dla serii próbek,

Tablica III.

Zgniot L p. por. Tabl. I.	Grubość b acy w mm	Minimalna wartość głębokiego tłoczenia w mm w/g warunków DVM A 101	Czas wyżarzania w min.	Temperatura wyżarzania i wyniki próby Erichsena				
				600° C	700° C	800° C	900° C	1000° C
4.	1,65	11,45	5	—	—	11,2	11,3	11,5
			15	10,5	11,2	11,1	11,3	11,5
			45	10,9	11,6	11,2	11,2	11,7
			90	11,0	11,5	—	—	—
5.	1,38	10,85	5	—	—	10,8	10,9	10,8
			15	10,3	10,7	10,7	10,6	10,2
			45	10,5	10,7	10,5	10,7	10,5
			90	10,4	10,8	—	—	—
6.	1,05	10,15	5	—	—	10,0	9,9	10,5
			15	9,5	9,9	9,8	10,2	10,1
			45	10,2	10,0	10,3	10,3	10,0
			90	9,9	9,8	—	—	—
7.	0,87	9,65	5	—	—	9,6	9,8	9,8
			15	9,1	9,6	9,7	9,6	9,9
			45	9,4	9,2	9,9	10,0	10,0
			90	9,7	9,9	—	—	—
8.	0,67	9,05	5	—	—	9,7	9,8	9,7
			15	9,2	9,5	9,5	9,2	9,5
			45	9,3	9,4	9,6	9,6	9,5
			90	9,0	9,6	—	—	—
9.	0,50	8,55	5	—	—	9,2	9,5	9,4
			15	8,5	9,0	9,3	9,1	9,3
			45	8,4	9,1	9,3	9,2	9,4
			90	8,7	9,3	—	—	—
10.	0,35	8,00	5	—	—	8,8	8,7	8,7
			15	8,2	8,6	8,9	8,9	8,8
			45	8,3	9,1	8,9	8,8	9,0
			90	8,6	8,9	—	—	—

Wyniki próby na głębokie tłoczenie metodą Erichsena w zależności od temperatury i czasu wyżarzania dla poszczególnych zgniotów.

wyżarzonych w granicach temperatur od 600—1000° przy czasie wyżarzania 15 minut. Jak widać z wykresu przebieg krzywych wraz ze wzrostem temperatury wyżarzania w granicach od 600 — 1000° nie wykazuje większych zmian, co zgodne jest z wynikami otrzymanymi przez



Rys. 3.

Twardość wg Erichsena blachy walcowanej na zimno sposobem Sędzimir i wyżarzanej.

A. Pompa i S. Weicherta¹⁵⁾; mianowicie stwierdzili oni, że do temperatury ok. 600° występuje znaczny wzrost głębokiego tłoczenia, powyżej zaś tej temperatury zmiany zachodzące są minimalne.

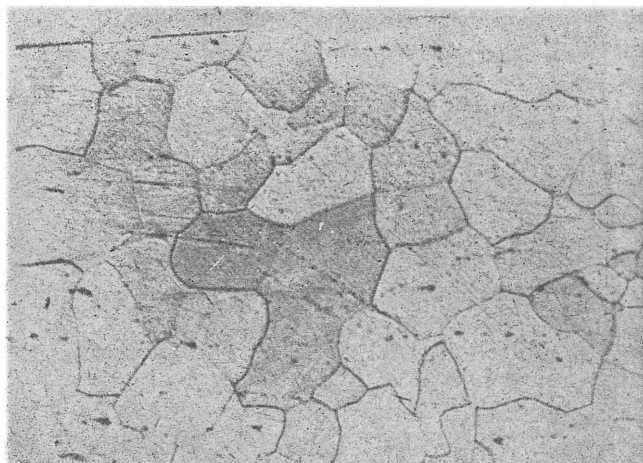
Porównując wyniki badań głębokiego tłoczenia blach walcowanych na zimno sposobem Sędzimir i wyżarzanych z minimalną wartością głębokiego tłoczenia w-g niemieckich warunków odbiorczych D. V. M. — 101 dla odpowiednich grubości blachy, widzimy, iż w miarę wzrostu zgniotu przy tych samych warunkach wyżarzania jakość blachy ulega znacznemu polepszeniu, osiągając przy zgniotach końcowych (grubości blachy 0,50 i 0,35 mm nota bene produkowane w Hucie Pokój w dużych ilościach) wartości znacznie przewyższające wartości minimalne.

d) Badanie struktury.

Badanie struktury blachy walcowanej i wyżarzanej przeprowadzono na zglądach próbek wyciętych w kierunku walcowania. Zglądy tra-

wiono 3% alkoholowym roztworem HNO₃, a następnie fotografowano przy 150-krotnym powiększeniu.

Rys. 4 — przedstawia mikrostrukturę materiału wyjściowego podwalcowanego na gorąco (przed walcowaniem na zimno). Widoczne są



Rys. 4.

Mikrostruktura materiału wyjściowego.

duże ziarna ferrytu o kształcie regularnych wieloboków.

Rys. 5 — przedstawia mikrostrukturę blachy o maksymalnym zgniotcie 88,3%. Budowa ziarnista znikła zupełnie. Materiał posiada budowę włóknistą utworzoną z krystalitów, t. j. fragmentów rozkruszonych ziaren.

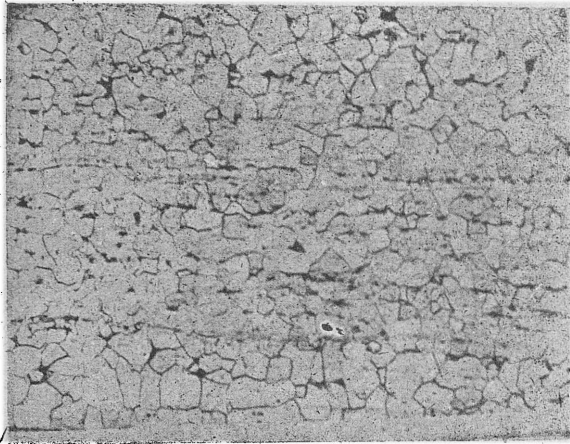


Rys. 5.

Mikrostruktura blachy walcowanej o maksymalnym zgniotcie 88,3%.

Zglądy próbek żarzonych wykazały, jak to już stwierdził Czochralski i Oberhoffer, że wraz ze wzrostem zgniotu i temperaturą wyżarzania ziarna materiału zmniejszają się. Blachy o ma-

ksymalnym zgniocie i temperaturze wyżarzania posiadają ziarna najdrobniejsze. Stwierdzono poza tym, że dzięki wyżarzaniu powyżej 900° powstają ziarna drobne i równomierne, niezależnie od zgniotu. A. Pomp i S. Weichert podają jako dolną granicę temp., w której powstaje budowa drobnoziarnista temp. Ac3 czyli w naszym wypadku dla zawartości węgla 0,05% $Ac_3 = 880^\circ$.



Rys. 6.

Mikrostruktura blachy walcowanej o zgniocie 88,3% i wyżarzanej w temp. 900° w ciągu 5 minut.

Rys. 6 przedstawia mikrostrukturę blachy walcowanej do zgniotu 88,3% i wyżarzanej w temp. 900° w ciągu 5 minut. Kształt ziaren o charakterze normalnych wieloboków świadczy o całkowitej rekrytalizacji mimo krótkiego czasu wyżarzania.

WNIOSKI

Na podstawie badań blachy walcowanej metodą Sędzimirą i wyżarzanej w różnych temperaturach, wyciągnięto następujące wnioski, uwzględniające w pierwszym rzędzie blachy do głębokiego tłoczenia:

1. Minimalnym zgniotem, dla którego można osiągnąć zadawalające wyniki głębokiego tłoczenia jest zgniot 45%, przy czym temperatura wyżarzania musi być znacznie wyższa od temp. Ac3 t. j. powyżej 1000°.
2. Blachy o zgniotach do 70% wymagają dla dobrych wyników głębokiego tłoczenia niższej temperatury wyżarzania w granicach 900 — 1000°.
3. Dla blach o zgniotach powyżej 70% omawiane wyniki można osiągnąć przy niższych temperaturach t. j. od 800 — 900°.

Należy tu jeszcze nadmienić, że każdy zakres temp. wyżarzania wymaga odpowiedniego czasu nagrzewania blachy. Im temperatura wyżarzania jest wyższa, tym większy jest wpływ czasu nagrzewania i tym ściślej należy przestrzegać tego czasu, gdyż przekroczenie jego wpływa ujemnie na zdolność do głębokiego tłoczenia. Im temperatura wyżarzania jest niższa, tym czas wyżarzania jest dłuższy i tolerancja przekroczenia czasu może być większa.

Blachy do ocynkowania wystarczy wyżarzać w temperaturze od 700 — 900°. Zrozumiałe jest, iż czas wyżarzania w temp. 700° będzie dłuższy niż w 900°. O ile w pierwszym wypadku w celu przeprowadzenia całkowitej rekrytalizacji czas wyżarzania dla blach o dużym zgniocie wynosi 15 — 30 minut, to w drugim wypadku waha się on w granicach 5 — 10 minut. Ze względu na studzenie blachy przed zanurzeniem do kąpielii cynkowej o temp. ok. 450° należałoby raczej stosować niższą temperaturę wyżarzania t. j. 700°, praktyczne jednak względy przemawiają raczej za stosowaniem krótszego wyżarzania w temp. 900°.

STRESZCZENIE

Przeprowadzono badania wytrzymałości na rozerwanie, twardości i zdolności do głębokiego tłoczenia stali o zawartości 0,05% C, walcowanej na zimno sposobem Sędzimirą w 10-ciu przepustach o różnych zgniotach, wyżarzanej w różnej temperaturze w granicach od 600 — 1000° przy różnych czasach od 5 — 90 minut.

Badanie wytrzymałości na rozciąganie blachy walcowanej i sezonowanej wykazało równomierny wzrost jej wraz ze wzrostem zgniotu do ok. 70% powyżej tej wartości wytrzymałość wykazuje spadek, umotywowany daleko posuniętym odkształceniem struktury. Wytrzymałość próbek, wycinanych w kierunku walcowania jest mniejsza, aniżeli wytrzymałość próbek, wycinanych w poprzek tego kierunku. Przy zgniocie 70% obie krzywe zbiegają się i powyżej 70% — zachodzi spadek obu wytrzymałości, przy czym spadek wytrzymałości próbek poprzecznych jest gwałtowniejszy.

Wytrzymałość blachy walcowanej i wyżarzanej wykazuje spadek wraz ze wzrostem temperatury wyżarzania. Największy spadek wykazują próbki o najmniejszym zgniocie, zaś próbki o maksymalnych zgniotach wykazują łagodny spadek wytrzymałości (w granicach temperatur wyżarzania od 600 — 1000°).

Twardość próbek sezonowanych jak i wyżarzanych, mierzona aparatem Vickersa, zachodząca

wuje się analogicznie jak wytrzymałość na rozciąganie, wykazując dla próbek sezonowanych równomierny wzrost, aż do maksymalnego zgniotu około 77%, zaś dla próbek wyżarzanych — spadek wraz ze wzrostem temperatury wyżarzania.

Zdolność do głębokiego tłoczenia, przeprowadzona na próbkach wyżarzanych, wykazuje wzrost umiarkowany wraz ze wzrostem temperatury wyżarzania dla poszczególnych zgniotów. W porównaniu z minimalną wartością zdolności do głębokiego tłoczenia w-g niemiec-kich warunków odbiorczych D. V. M. — A 101, zdolność do głębokiego tłoczenia w miarę wzrostu zgniotu, a więc przy blachach coraz cieńszych, jest coraz większa, osiągając przy zgniotach maksymalnych (70 — 88% zgniotu), wartości znacznie przekraczające wartości minimalne.

Badanie struktury próbek sezonowych wykazało rozkruszenie ziaren ferrytu najpierw wzdłuż linii poślizgu, następnie utworzenie się z fragmentów ziaren wydłużonych włókien. Włókna te występują najwyraźniej powyżej zgniotu, wynoszącego 70%.

Badanie struktury próbek wyżarzanych wykazało rekrytalizację materiału, zależnie od temperatury wyżarzania, czasu wyżarzania i zgniotu. W temperaturze najniższej t. j. 600° rekrytalizacja całkowita próbek o dużych zgniotach występowała po 90 minutach w 700° — po 15—30 minutach, w 800° — po 10—15 minutach, w 900° — po 5 minutach.

LITERATURA.

1) P. Goerens: Ueber den Einfluss der Kaltformgebung auf die Eigenschaften von Eisen und Stahl. Ferrum 10 (1913) str. 65—81, 137—151.

2) R. H. Thurston: Report on Cold-rolled Iron. 1937.

3) E. Heyn: Die Umwandlung des Kleingefüges bei Eisen und Kupfer durch Formänderung im kalten Zustand und darauffolgendes Ausglühen. Z. V. d. I. 44 (1900) str. 433—41.

4) M. Rudeloff: Untersuchungen über den Einfluss vorausgegangener Formänderung auf die Festigkeitseigenschaften der Metalle. Mitt. aus den kgl. techn. Versuchsanstalten zu Berlin (1901). Ergänzungsheft Nr. 1, str. 1.

5) P. Goerens: Ueber den Einfluss der Warmbehandlung auf die Eigenschaften von kaltbearbeitetem Flusseisen. Ferrum 10 (1912—13), str. 226—33 i 260—70.

6) A. Pomp i F. Winterhoff: Unterlagen für die Prüfung und Walzhärtenstaffelung von kaltgewaltem kohlenstoffarmen Bandstahl. Mittl. K.-Wilh.-Inst. Eisenforschung, Düsseldorf 14 (1932) str. 11—24. Por. Stahl und Eisen 52 (1932) str. 396.

7) T. Swinden i G. R. Bolsover: Some Notes on Cold-rolled Strip Steel. L. Iron Steel Inst. 115 (1927) str. 569—602. Por. Stahl u. Eisen 47 (1927) str. 1343—44.

8) J. R. Freeman i R. D. France: Comparative Cold-rolling Test of Open-Hearth Steel Strip and Electrolytic Iron Strip. Techn. Papers Bur. Standarde Nr 288 (1925) str. 297—313. Por. Stahl u. Eisen 46 (1926) str. 641—43.

9) C. A. Edwards i K. Kuwada: The Influence of Cold-Rolling and Subsequent Annealing on the Hardness of Mild Steel. J. Iron Steel Inst. 116 (1927) str. 245—63. Por. Stahl u. Eisen 48 (1928) str. 47—48.

10) H. Hanemann i C. Lind: Ueber Materialveränderungen durch Kaltwalzen. Stahl u. Eisen 33 (1913) str. 551—55.

11) A. Pomp i H. Poelhein: Festigkeits- und Gefügeuntersuchungen an kaltgewalzten und geglühten Bandstählen verschiedener Vorbehandlung. Mittl. K.-Wilh.-Inst. Eisenforschung, Düsseldorf 11 (1929) str. 155—84.

12) W. Puzicha: Einfluss des Kaltwalzens auf die Eigenschaften hochfester Stahlbänder, Stahl u. Eisen 63 (1943) str. 853—60.

13) O. Jungwirth: Walzwerkwesen. J. Puppe, cz. III, str. 503—12.

14) American Society for Testing Materials: Report of Committee E 1 on Methode of Testing, Proc. Am. Soc. Test. Mat. 27, T. I (1927) str. 584—96. Por. Stahl u. Eisen 47 (1927) str 2087—88.

15) A. Pomp i S. Weichert: Einfluss der Walz- und Glüh-temperatur auf die Festigkeitseigenschaften und das Gerüge von kaltgewaltem kohlenstoffarmen Flussstahl. Mittl. K. W. I. für Eisenforschung 10 (1928) str. 301—16.

Inż. Z. KROTKIEWSKI

Nasz przyszły wielki piec.

W artykule „Drogi rozwoju hutnictwa polskiego“ (Hutnik — listopad 1945 r.) autor porusza nadzwyczaj aktualne tematy, które w myśl wezwania do ożywionej dyskusji, nie mogą pozostać bez oddźwięku.

Co do pierwszej części wymienionego artykułu, omawiającej konieczność rozbudowy hutnictwa, stopień zacofania w jakim się znajdujemy i żądania jakie należy postawić przyszlemu naszemu hutnictwu, to trudno się z nią nie zgodzić, jedynie wymagania od przyszle-

go hutnictwa, należałoby uzupełnić koniecznością oszczędzania siły roboczej, przez szeroko wprowadzoną mechanizację pracy, tym bardziej, że przyczyni się ona do obniżenia kosztów produkcji, polepszenia jej jakości i do oszczędności w materiałach.

Natomiast, odnośnie drugiej części artykułu mam szereg zastrzeżeń.

Przewidywanie rozrostu naszej produkcji hutniczej do 3 milj. t stali rocznie wydaje mi się bardzo nieśmiałym. O ile z cyfrą tą można

by się pogodzić na okres najbliższych 2—3 lat, to po nim będzie ona musiała być więcej niż podwojoną, tak, że najdalej w okresie 10 lat dojdzie do 6,5—7 milj. t. Dopiero taka produkcja da nam około 250 kg stali na głowę ludności i postawi nas na średnim poziomie pomiędzy uprzemysłowionymi narodami Europy. Stać się państwem uprzemysłowionym to nasze przeznaczenie dziejowe, bez spełnienia którego, musielibyśmy się wyżyć marzeń o do-

broycie, o podniesieniu skali życiowej, o dodatnim bilansie handlowym, jednym słowem o tym do czego dąży pracujący lud Polski.

Wyjdźmy z produkcji stali 6.800.000 t rocznie, w tym stare huty, po modernizacji i rozbudowie dadzą 2.000.000 t. Pozostałe 4.800.000 t przypadają na nowe huty. Dzieliąc tę produkcję na 3 w przybliżeniu jednakowej wielkości huty otrzymamy produkcję każdej z nich:

Koksownia	1.500.000 t koksu
Wielkie Piece	1.300.000 t, w tym surówki przetw. 1.080.000, odl. 220.000
Stalownia	1.900.000 t bloków stalowych
Walcownia	1.500.000 t stali walcowanej

Poza tymi zasadniczymi oddziałoiami huta powinna posiadać oddziały wtórnej produkcji, a mianowicie:

Fabrykę produktów ubocznych z gazu koksowego,

Fabrykę cementu i cegły z żużla w.-piecowego,

Centralę gazową, jako ośrodek gazyfikacji wszystkich palenisk na hucie za pomocą mieszanek gazu w.-piecowego i koksowego,

Siłownię pracującą na nadwyżkach gazów hutniczych.

Podana produkcja huty nie tak znów bardzo różni się od zaprojektowanej przez inż. Borejdo. Główna różnica polega na tym, że inż. Borejdo traktuje nową hutę jako jedyną, ja ją traktuję jako jedną z trzech.

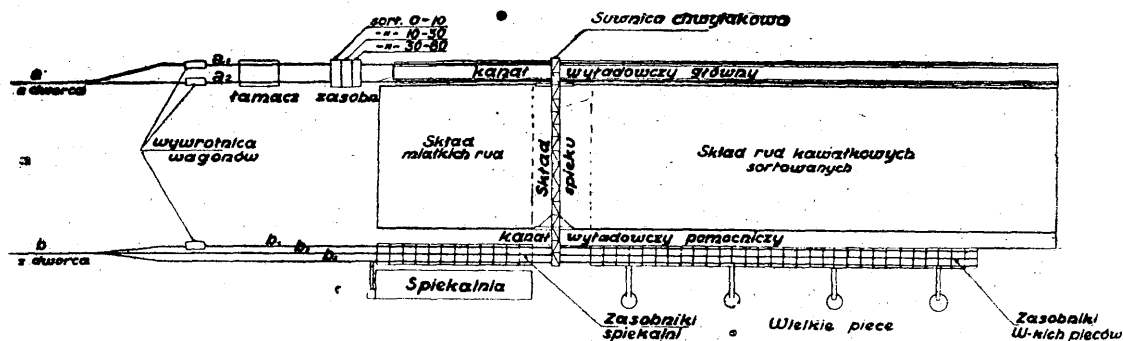
Życie pokaże kto ma rację!

Sprawę wielkich pieców omówimy w tej kolejności jaka była przyjęta we wspomnianym na wstępie artykule. Podany schemat urządzenia do przygotowania rud, typu jaki się spotyka w północnej Francji i Nadrenii, jest bardzo daleki od doskonałości. Zasadniczym błędem jest umieszczenie składowiska tworzyw przed sortownią. Takie umieszczenie przesądza konieczność wyładowywania rud na składowisku i ponownego ładowania w celu dostawy do sortowni. Nowoczesne huty dostarczają nadchodzące materiały bezpośrednio do sortowni i już sortowany składują. To oszczędza jeden wyładunek, oraz daje tę prerogatywę, że na składzie mamy materiały sortowane — już gotowe do użytku. Ponadto umieszczenie składowiska przed sortownią wymaga albo drugiego składowiska przed wielkimi piecami, albo jak w schemacie, wielkiej ilości zasobników wielko-pieczowych włączających 8—12-dniowy zapas materiałów, co jest nie-

słuchanie kosztowne i niewygodne, gdyż obsługa wieloszeregowych zasobników na trzęca dużo trudności. O wiele korzystniejsze jest urządzenie składowiska równoległe do linii wielkich pieców, przy nim jedno- lub dwuszeregowy zasobniki wielko-pieczowe. W jednym końcu składowiska mieści się sortownia, z której sortowany materiał idzie wprost na skład. Składowisko obsługuje suwnica chwytakowa, która prowadzi całą gospodarkę materiałową na składowisku i przy pomocy chwytaka zasila zasobniki wielko-pieczowe. Przy takim urządzeniu wystarczają zasobniki o pojemności 1—1,5 dobowego zapasu, a więc są wielokrotnie mniejsze niż w poprzednim wypadku. Obsługa jedno- lub dwuszeregowych zasobników przez wagon-wagę jest prosta. Schemat podany przez inż. Borejdo nie przewiduje możliwości ominięcia sortowni, a liczyć się należy z tym, że są materiały nie wymagające sortowania, jak np. wypalki pirytowe, szwedzkie brykiety Sidwaranger i wiele innych. Niepotrzebne kierowanie tych tworzyw na sortownię nadmiernie by ją obciążało i stwarzało dodatkową nieproduktywną robotę. Inż. Borejdo kładzie nacisk na „fizyczne przygotowanie naboju“, niestety autor nie tłumaczy, co pod tym rozumie, jeżeli są to zabiegi tego rodzaju jak prażenie, wzbogacanie i t. p. to winny one być dokonywane na kopalni, przed wysyłką do huty, jeżeli jest to rozsortowanie tworzyw pg. wielkości ziarna, to powinna to spełniać sortownia na trzy gatunki np. 0—10, 10—30 i 30—80, lecz tego schemat nie przewiduje, przeciwnie, jest wskazany tylko sortyment 15—80, co nie jest korzystne, gdyż taka pospółka jest o wiele mniej przewiewna dla gazów w piecu niż te same tworzywa lecz rozsortowane na dwa gatunki i ładowane do pieca rozdzielnie.

Na koniec schemat uniemożliwia „mieszanie“ tworzyw o zbliżonych własnościach, co jest możliwe jedynie z tworzywami rozsortowanymi i pod chwytakiem suwnicy na składowisku.

Wyszość urządzenia amerykańskiego, które zyskało sobie również prawo wyłączności w ZSSR, w porównaniu z niemiecko-francuskim, najlepiej wykaże rys. 1. W układzie tym, wagony przeznaczone do sortowania, nadcho-



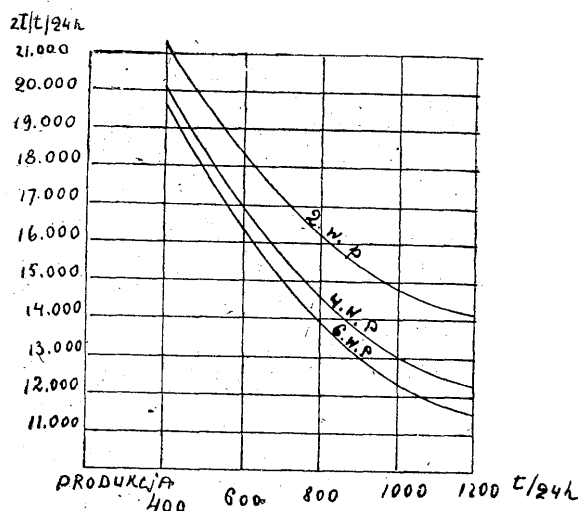
Rys. 1.

dzą z dworca kolejowego po torze „a“ do wywrotnicy wagonów. Wywrotnica opróżnia je do bunkra o pojemności około 120 t z którego czerpią nadchodzące pod bunkier po torach „a“ i „a“ samorozładowne wagony z wlanym napędem — t. zn. „transfercary“, każdy po 60 t i każdy z przyczepką również 60 t. „Transfercary“ dostarczają swą wartość do sortowni, gdzie ją wyładują. Następnie transfercary idą pod końcowy bunkier sortowni, napełniają się ładunkiem jednego z sortymentów, odwożą go w odpowiednie miejsce kanału wyładowczego głównego i po wyładowaniu wracają pod wywrotnicę. Rudę z kanału chwytak suwnicy przenosi na składowisko, a z niego, w miarę potrzeby do bunkrów wielko piecowych. Tworzywa niewymagające sortowania, wprost z dworca są kierowane na tor „b“ przechodzą przez wywrotnicę, transfercary i po torze „b“ są wyładowywane do kanału pomocniczego, względnie wprost do zasobników wielko piecowych. Po torach b² i b³ chodzą również transfercary, które służą do dostarczania do zasobników wielko piecowych aglomeratu ze spiekalni, tworzyw ze składu podawanych chwytakiem suwnicy, oraz materiałów nadchodzących z huty (pył w. p., zendra i t. p.).

Sortownia składa się z zasobników wstępnych, odsiewaków wstępnych, łamaczy, wstęp transportowych, odsiewaków końcowych i zasobników z przegrodami dla oddzielnych sortymentów 0—10, 10—30 i 30—80.

Sprawa wyboru wielkości wielkiego pieca wymaga różnostronnego wyjaśnienia. Wykres

uwidoczniony na rys. 2. wykazuje, że koszt budowy szybko spada wraz z powiększeniem pieca i wraz z ilością pieców w zespole. Krzywa kosztów eksploatacyjnych ma podobny przebieg. Powyższe wskazują na to, że należy budować wielkie piece jaknajwiększe. Z drugiej strony liczyć się musimy z jakością koksu, która ogranicza wysokość pieca, o tyle by koks w piecu nie podlegał rozgniataniu pod ciężarem wsadu. Ośmioletnie doświadczenie z wielkim piecem „A“ na hucie Kościuszko wykazało niezbicie, że jego wysokość 22,650 mm nie jest jeszcze maksymalna, ale już bliska górnej granicy. Bez ryzyka można



Rys. 2.

wysokość nowych polskich pieców ustalić na $H = 23$ m. O większych wysokościach będziemy mogli mówić dopiero wtedy, gdy na-

sze koksownie **faktycznie** wytworzą lepszy koks niż wytwarzają obecnie. Mając już ustaloną wysokość należy profil pieca tak opracować, by zachowując należytą proporcjonalność poszczególnych wymiarów, zgodną z teorią i danymi praktycznymi z dobrze pracujących pieców o zbliżonych wymiarach, nadać mu **maksymalną pojemność**, a co za tym idzie i maksymalną wydajność. Pomijając czysto fachowe obliczenia i porównania z długim szeregiem pieców zagranicznych podaję na rys. 3 profil opracowany na wyżej podanych zasadach. Profil ten daje pojemność 725 m³ i może być uważany jako **optymalny dla naszych warunków**.

Pod optymalnością rozumiem to, że zmniejszenie pojemności automatycznie zmniejszy produkcję, a tym samym podwyższy koszt budowy w odniesieniu do 1 t wytwarzanej surówki, i koszt eksploatacji, odwrotnie powiększenie pojemności (przy niezmienniej wysokości) naruszy najkorzystniejszą proporcjonalność wymiarów, a w wyniku pogorszy współczynnik wydajności, podwyższy wydatek koksu i podroży produkt.

Współczynnik wydajności nie jest czemś, co można dowolnie sobie z góry założyć. Nie można sobie powiedzieć, że piec o pojemności 500—700 m³ ma dawać 1000 t/24 g, przede wszystkim dla tego, że tak doskonałych współczynników nie osiągnęły nawet chwilowe rekordy światowe, a powtórnie współczynnik jest zależny w dużym stopniu i od wsadu.

Jeden i ten sam piec „A” na hucie Kościuszko o pojemności 486 m³ dał w latach 1938—39:

O ile by dać wsad 54% Fe, lepszy koks, aglomeraty i rudy kawałkowe sortowane, oraz osuszony dmuch, nie trudno by było osiągnąć wydajność 650 t/24 g, a więc $k = 0,75$ (rekord światowy 0,68).

wsad	produkcja	współczynnik k
48% Fe	570 t/24 g	0,85 m ³ /t
40% Fe	480 t/24 g	1,00 m ³ /t
30% Fe	350 t/24 g	1,40 m ³ /t

Europejskie piece pracują przeważnie ze współczynnikiem $k = 1,2—1,8$, jakkolwiek nie są rzadkie wypadki gdy współczynnik podnosi się do $k = 2,2$.

Amerykańskie piece, mając doskonały koks lecz przeważnie miałki nieśpiékane rudy

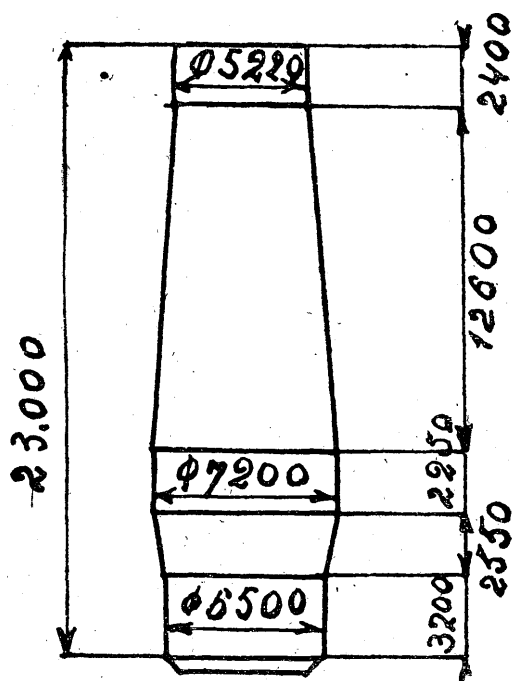
o średniej zawartości Fe, utrzymują $k = 0,9$ do 1,2.

Rosyjskie piece pracując na dość dobrym koksie i pierwszorzędnych rudach i aglomeratach często osiągają $k = 0,75—0,80$.

Na mniej lub więcej korzystną pracę pieca składa się: profil, jakość tworzyw, jakość koksu, a ilość dmuchu jest dopiero funkcją tych czynników.

Zwiększenie ilości dmuchu ponad tę funkcyjną zależność, napewno doprowadzi do nadmiernego wydatku koksu i pogorszenia jakości produkcji. Zaproponowany profil (rys. 3) przy wsadzie 10% — 15% rud krajowych, reszta zagraniczne rudy kawałkowe 60% Fe i aglomeraty oraz przy warunkach wyszczególnionych w końcu niniejszego artykułu da średnią za rok dzienną produkcję 800 t/24 g, a w poszczególnych dniach do 900 — 950 t/24 g.

Nie ulega wątpliwości, że nagrzew dmuchu jest rzeczą korzystną. Jeżeli liczyć tylko w ka-



Rys. 3.

loriach, to przyjdziemy do wniosku, że korzyści rosną wraz z temperaturą dmuchu — lecz praktyka wskazuje nam mylność takiego liczenia. Praktyka poucza, że temperatura dmuchu musi być dostosowaną do profilu pieca, do jakości tworzyw, do jakości koksu, do ilości dmuchu i do gatunku wytapianej surówki. Przedwojenna praktyka pieca „A” przy wytopie surówki thomasowskiej na rudzie darniowej i pra-

cy na kwaśnych żuźlach ustaliła najkorzystniejszą temperaturę dmuchu 350° — 400°

Takie same cyfry opublikował znany niemiecki wielkopieczownik Lenninks przy pracy na „dogerertz“. Próby podwyższania tej temperatury prowadziły niezmiennie do zawieszania wskutek zwiększenia wydatku koksu i spadku produkcji, zjawiska te występowały u Lenninks'a, pomimo lepszego koksu w silniejszym stopniu wskutek nieracjonalnego profilu. Przy wytopie surówki przerobczej dla naszych warunków najkorzystniejsza temperatura druchu wyniesie 600° — 650° , dla surówki odlewniczej 650° — 750° . Ponieważ stalowe rekuperatory należytej konstrukcji mogą pracować stałe z temp. 700° a pod wieloma względami dają dużo lepsze warunki niż cowpery, to przyszłość nasza idzie w kierunku rekuperatorów stalowych. Wytop ferromanganu wymaga wprawdzie temp. 800° i wyżej, lecz na tę produkcję na długie lata wystarczą stare piece z ich cow-

perami, tymbardziej, że ferromangan tak silnie niszczy piec, że nowych pieców poprostu byłoby szkoda na tę produkcję.

Sprawa oczyszczania gazu w nowoczesnej hucie odgrywa wielką rolę, przede wszystkim ze względu na racjonalną gospodarkę gazem, w drugim rzędzie ze względu na wykorzystanie pyłu wielkopieczowego. Spalanie wymaga również czystego gazu, w przeciwnym razie pył gazu przy spalaniu topi się, drobne stopione kropelki osiadają na palnikach, armaturze, a co gorsza na ogrzewanych przedmiotach. Jeżeli ostatnie podlegają walcowaniu, kropelki pyłu wwalcowują się w metal, obniżając jego jakość.

Pomijam opis nowoczesnej gospodarki gazowej, jako wychodzącej poza ramy niniejszego artykułu, przytoczę jedynie kilka cyfr: w hucie posiadającej 4 wielkie piece po 800 t/24 g t. j. o łącznej produkcji 3600 t/24 g i koksownię o wydajności 4160 t/24 g.

Wielkie piece dadzą gazu	14.400 000 m ³ /24 g	po 900 kal =	12.960.000.000 kal/24 g
Koksownia da gazu	2.080.000 m ³ /24 g	po 4000 kal =	8.320.000.000 kal/24 g
		Razem:	21.280.000.000 kal/24 g

co w przeliczeniu na przeciętny węgiel o 6000 kal/kg jest równoważne do 3540 t węgla dziennie, a przy cenie węgla 200 zł/t wyniesie 700.000 zł dziennie, oprócz kosztów transportu, odwozu żuźla, obsługi palenisk itp. Te precyzyjne cyfry jasno wykazują, że gaz jest podstawową wartością, przy której pył odgrywa rolę ubocznego produktu, tym nie mniej pył winien być należycie wykorzystany.

Nie tak jeszcze dawno hutnicy starali się przeciwdziałać wydmuchowi pyłu z pieca.

Dziś poglądy się zmieniły. Wszak rudy sortujemy, drobne i odsiew aglomerujemy i te zabiegi sownie się opłacają, gdyż usuwają szkodliwy wpływ pyłu w piecu. Sortowanie nie jest zupełne, a przy ładowaniu pieca tworzą się nowe porcje pyłu, lecz piec sam się od niego ratuje przez wydmuch. Jest to zjawisko korzystne, któremu należy pomagać, a nie przeszkadzać. Złapany pył nie jest niczym innym jak odsortowaną miazką rudą, niema więc żadnej podstawy by go traktować inaczej jak tą, którą przedtem odsialiśmy w sortowni. Ponieważ ostatnią aglomerujemy i pył powinien być aglomerowanym. To, że w pyle jest zawarta pewna ilość drobnego koksiku dla aglomeracji jest tylko korzystnym.

Myśl wprowadzenia surowego pyłu do wiel-

kich pieców datuje się od ok. 50 lat. Pierwsze próby polegały na wdmuchiowaniu pyłu wraz z dmuchem przez dysze, następnie pojawiły się prasy ślimakowe i tłokowe, którymi wtłaczano pył do pieca w spadkach, w przestronie lub w szybie. Sposób Heskampa zmienia tylko mechanizm wtłaczania pyłu, wątpliwie czy na lepsze, gdyż pył pędzony ze znaczną szybkością przez rury, tak silnie ściera ostatnie, że remont nie ma końca. Z metalurgicznego punktu widzenia wtłaczanie pyłu nie jest korzystne o ile dzieje się to na pewnej wysokości w szybie, duża część pyłu znów zostaje wydmuchana, jeżeli niżej, lub w przestroni tworzą się narosty, naruszające prawidłowość schodzenia nabojów. We wszystkich wypadkach znaczna wikszość pyłu redukuje się stałym CO₂ jest jawnie szkodliwe. Nie można się tu powoływać na znane wypadki, kiedy przez formowanie pieca, wzmagala się redukcja bezpaśnienia, otrzymano w wyniku korzyści. Zwiększenie produkcji było rekompensatą, która kryła straty na redukcji. Przy wtłaczaniu pyłu nie ma rekompensaty i całość przynosi więcej strat niż korzyści. Nic też dziwnego, że ogromna większość wielkopieczowników zarzuciła wtłaczanie pyłu do pieca, skierowując wyłącznie do spiekalni.

Co się tyczy oczyszczania gazu, przechodzi on

normalnie przez 5 stopni oczyszczania, a mianowicie:

1) Wstępny odpylnik I typu cyklonowego odbiera ok.	55%	pyłu
2) Wstępny odpylnik II typu ośrodkowego odbiera ok.	20%	„
3) Przewód kolanowy odb. ok.	5%	„
4) Skrubber mokry „ „	15%	„
5) Elektrofiltr lub theiseny odbiera ok.	5%	„
	100%	„

Pozostająca w gazie ilość pyłu jest za drobną by mogła być brana w rachubę przy przybliżonych cyfrach.

Dobrze urządzone odpylanie wstępne odbiera w 3-ch stopniach ok. 80% grubszego pyłu, jeżeli by resztę pyłu osadzać w elektrofiltrze, to trzeba by go było znacznie rozbudować, by nie dopuszczać do przeciążenia, obniżającego stopień oczyszczania. Korzystniej jest zamiast tej drogiej rozbudowy zainstalować tańsze skrubbery.

Jeżeli mówimy o różnych ulepszeniach, prowadzących do usprawnienia, produkcji wielkopiecowej, nie podobna zamilczeć o powszechnie stosowanym w Ameryce a coraz częściej i w Europie osuszaniu dmuchu

Jeżeli weźmiemy pod uwagę, wilgotność naszego klimatu i ilość dmuchu do pieca, to przekonamy się, że ilość wprowadzonej z dmuchem do pieca wody mierzy się tonami. Woda ta natychmiast w garze dysocjuje, pochłaniając ciepło tam, gdzie jest ono najpotrzebniejsze. Tlen z dysocjacji spala koks, wódór wznosi się i w wyższych warstwach spala się z tlenem rud oddając ciepło tam, gdzie jest ono szkodliwe. Każdy praktyk wielkopiecowy wie, że piec w zimie idzie lepiej niż w lecie lub jesienią. Jest to łatwe do wytłumaczenia: w zimie powietrze jest suchsze — mniej wody wdmuchujemy do pieca. Znane są dwa sposoby osuszania dmuchu.

- 1) Sposób Geyleya, polega na wymrażaniu wilgoci powietrza,
- 2) Sposób Siliko-Genn, polega na absorpcji wilgoci.

Pierwszy z nich jest dobry, lecz drogi w inwestycji i w eksploatacji, drugi jest znacznie tańszy i daje dostatecznie dobre rezultaty. Cza-

sopismo Stahl und Eisen rok 1924 str. 761 i 1051 podaje wyniki badań tymi sposobami.

Sposób Geyleya dał oszczędność na koksie 5,5% i wzrost produkcji 18,5%

Sposób Silko-Genn dał oszczędność na koksie 18% i wzrost produkcji 12 do 26%

Znaczna różnica oszczędności na koksie pochodzi prawdopodobnie od znacznej różnicy wilgotności powietrza jakie miały miejsce w obu wypadkach. Będziemy bardzo ostrożni jeżeli dla naszych warunków przyjmiemy, że przez osuszanie dmuchu osiągniemy 7% oszczędności koksu i wzrost produkcji 15%. Nawet tak ostrożny szacunek zamortyzuje koszt instalacyjnie mniej niż w roku. Zestawiając wyżej wymienione i ogólnie znane inne zdobycze techniki wielkopiecowej w wyszczególnieniu wyposażenia jakie powinien posiadać nowoczesny, ekonomicznie pracujący oddział wielkopiecowy, należy wymienić jako najważniejsze:

- 1) Wielkie piece maksymalnej wysokości na jaką zezwala gatunek koksu największej pojemności przy danej wysokości, o szerokim garze i niskich stromych spadkach.
- 2) Zmechanizowane składowisko tworzyw, łącznie z sortownią.
- 3) Spiekalnię dla aglomerowania wszystkich miążkich tworzyw, łącznie z pyłem wielkopiecowym i zendrą.
- 4) 5-cio stopniową oczyszczalnię gazów jako wstępne stadium do ogólnie hutniczej centrali gazowej.
- 5) Dmuchały odśrodkowe z napędem turbiną spalinową zdolne do ilości dmuchu wynoszącej 2,5 objętości pieca w ciągu 1 min.
- 6) Osuszalnię dmuchu (Siliko-Genn).
- 7) Tlenownię dla wzbogacenia dmuchu w tlen do ok. 28—30% tlenu.
- 8) Rekuperatory jako nagrzewnice dmuchu.
- 9) Mieszalniki na 24 godzinną produkcję
- 10) Maszyny rozlewnicze
- 11) Pełny komplet aparatów pomiarowych dla kontroli produkcji
- 12) Odpowiednio wyszkolone kierownictwo.

Oto dwanaście przykazań, spełnienie których postawi polskie hutnictwo wielkopiecowe na jednym z przodujących miejsc w Europie.

Inż. STANISŁAW KAWIŃSKI

Jeszcze o produkcji surówki thomasowskiej.

W szeregu artykułów, które ukazały się w „Hutniku“ w 1945 r., poruszono zagadnienie wprowadzenia procesu thomasowskiego w Odrodzonej Polsce i podano różne koncepcje wytwarzania surówki thomasowskiej. Doskonałym uzupełnieniem poprzednich artykułów jest artykuł inż. Z. Krotkiewskiego w grudniowym zeszycie, w którym wskazuje on słusznie na żużel thomasowski jako na jedno z głównych fosforodajnych tworzyw do wytopu surówki thomasowskiej.

W moim artykule o wytwarzaniu surówki thomasowskiej w oparciu o krajowe fosforodajne tworzywa, w którym przytoczono jeden ze sposobów doboru wsadu do wytopu surówki thomasowskiej, celowo pominięto żużel thomasowski jako fosforodajne tworzywo do wsadu wielkopiecowego, natomiast wprowadzono do obliczeń żużel z zasadowych pieców martenowskich w celu zareklamowania tego materiału, który w dużych ilościach jest odkładany na zwały.

Ponieważ w artykule inż. Krotkiewskiego została wyrażona opinia o zasadowych żużlach martenowskich nie zupełnie zgodna z teorią i praktyką metalurgiczną, podaję niżej dodatkowe wyjaśnienia własności przetopowych żużli w ogóle i zasadowych żużli martenowskich w szczególności.

Rozróżniamy żużle kwaśne i zasadowe:

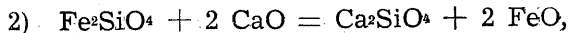
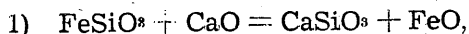
1. ŻUŻLE KWAŚNE:

Do kwaśnych należą żużle bessemerowskie, kwaśne martenowskie, żużle pudłowe oraz żużle z pieców grzewczych o kwaśnym trzonie. We wszystkich tych żużlach tlenki żelaza i manganu są całkowicie lub częściowo związane z krzemionką w związku typu $R\text{SiO}_3$ i $R_2\text{SiO}_4$. Żużle pudłowe, a czasami i inne, częściowo zawierają tlenki o wyższym stopniu utlenienia (Fe_3O_4). Otóż wg. słów profesora Metalurgii Pawłowa (str. 79 — proces wielkopiecowy), przytoczonych na podstawie badań Kassela nad redukcją żużli, tlenek węgla CO łatwo redukuje Fe_3O_4 do FeO w temperaturach niższych od 500° (dokładnie: $410 - 450^\circ$). Co do redukcji za pośrednictwem CO żelaza metalicznego z FeO kwaśnych żużli. — to jest ona możliwa tylko w wypadku, gdy zawartość FeO w żużlu jest większa, niż odpowiadająca wzorowi Fe_2SiO_4 , t. j. gdy tlenek FeO nie jest związany z krzemionką w silikat. Reakcja ta zaczyna się w temperatu-

rach wyższych od 500° , a szybko przebiega przy temperaturze 700° , t. j. niższej od punktu topliwości silikatów, lecz ilość zredukowanego w ten sposób FeO do metalicznego żelaza zawsze jest nieco mniejsza od ilości niezwiązanej z krzemionką. Redukcja metalicznego żelaza z silikatów odbywa się przy znacznie wyższej temperaturze, za pośrednictwem C, i poprzedzana topieniem ich, oraz rozkładaniem za pośrednictwem CaO.

„Wzajemne oddziaływanie wapna i kwaśnych żużli zaczyna się przy temperaturze bliskiej do temperatury topnienia tych żużli (ca. 1100°) chociaż produkty reakcji (CaSiO_3 i Ca_2SiO_4) są bardziej trudnotopliwe“ (prof. Pawłow).

Ponieważ reakcje tworzenia się tych związków (CaSiO_3 i Ca_2SiO_4) dają większy dodatni efekt cieplny od reakcji powstawania obu silikatów żelaza, to rozkład tych ostatnich za pośrednictwem CaO wg. reakcji:



daje w rezultacie dodatni efekt cieplny, co zmniejsza zapotrzebowanie ciepła na redukcję, wyzwalającego się FeO. Wg. prof. Pawłowa — z termochemicznego punktu widzenia — redukcja żelaza ze związków z krzemionką jest procesem prostym, w praktyce jednak zachodzą komplikacje, gdyż związki te są łatwotopliwe i w roztopionym stanie łatwo ściekają pomiędzy większymi kawałkami topnika i koksu i mało czasu znajdują się z nimi w kontakcie, „wskutek czego, nie zdążą rozłożyć się, zredukować i nagrzać, a dochodząc do garu obniżają jego temperaturę — po pierwsze jako ciała stosunkowo chłodne, a powtórnie dlatego, że silikat żelaza może tu być zredukowany w większym lub mniejszym stopniu twardym węglem C. Potrzebne ciepło może być uzupełnione przez zwiększoną temperaturę dmuchu i — jeżeli żużel w garze jest więcej zasadowy, niż wymaga wzór $R_2\text{SiO}_4$, to redukcja może być pełną. Przy ograniczonej temperaturze dmuchu i kwaśnych żużlach nie będzie pełnej redukcji i otrzymamy żelazisty żużel wielkopiecowy. Część tego żużla znajdując się nad surówką przed spustem reaguje na krzem w surówce i odbiera ją (w wypadku surówki odlewniczej). Stąd wpływają główne warunki redukcji żelaza z jego zwią-

ków z krzemionką: **nadmiar wapna w naboju i wysoka temperatura dmuchu**“ (prof. Pawłow).

Wg. prof. Pawłowa — dawniej, przy pracy na węglu drzewnym, kwaśnych żuźlach wielkopiecowych i niskiej temperaturze dmuchu trudno było zredukować znaczne ilości żelaza z żuźli (kwaśnych). Bogate żuźle pudłowe dodawano do wsadu w ilościach nie większych od 3% wagi rudy. Zwiększenie dodatku przeróbczych żuźli (z pieców grzewczych lub pudłowych — autor) powodowało otrzymywanie białej surówki i żelazistych żuźli.

Dalej przytaczam znów słowa prof. Pawłowa:

„Niezrozumiałym jest, dlaczego stare poglądy na nadzwyczaj trudną redukcyjność przeróbczych żuźli (kwaśnych — autor), na niemożliwość dodawania ich do naboju na surówkę odlewniczą, wypowiedane są i obecnie, chociaż to ostro przeczy rzeczywistości“. Dalej prof. Pawłow przytacza przykłady przerobu kwaśnych żuźli, jak na surówkę przeróbczą bezkrzemową, tak i na odlewniczą, w ilościach 25%, 50%, a nawet 100% całego namiaru żelazodajnych tworzyw „bez uszczerbku dla oszczędnego rozchodu paliwa i pełnej redukcji żelaza“.

Wszystko wyżej powiedziane odnosi się do żuźli kwaśnych.

Gdyby pogląd inż. Krotkiewskiego był wypowiedziany w odniesieniu do tego rodzaju żuźli, to byłoby zrozumiałym, że „na jedynym w Polsce nowoczesnym Wielkim Piecu „A“ na Hucie „Kościuszko“ (słowa inż. Krotkiewskiego) — można było mieć trudności przy przerobie kwaśnych żuźli, gdyż możliwość regulowania temperatury dmuchu jest tu zbyt ograniczona.

Na innych nowoczesnych Wielkich Piecach w Ameryce i Rosji Sowieckiej tej trudności nie tylko nie ma, lecz łatwiej jest w nich przetapiać kwaśne żuźle, niż w starych piecach typu niemieckiego, o nieprawidłowym profilu i wąskim garze, gdzie nie może być prawidłowego schodzenia naboju, ani równomiernego podziału wznoszącego się gazu w całym przekroju pieca na wszystkich poziomach.

2. ŻUŻLE ZASADOWE.

Żuźlami zasadowymi, które mogą być i bywają przetwarzane w Wielkich Piecach, są zasadowo żuźle martenowskie, żuźle thomasowskie i żuźle, z pieców grzewczych o zasadowym trzonie i ściankach.

Podam własności przetopowe tylko dwóch pierwszych żuźli, gdyż chodzi mi o ich wykorzystanie. — Otóż w tych żuźlach jest nadmiar wapna, — tlenki żelaza i manganu znajdują się

w nich w stanie wolnym, niezwiązanym z krzemionką, dlatego wg. prof. Pawłowa redukcja żelaza odbywa się w nich tak za pomocą CO przy niskich temperaturach, jak i za pomocą C przy temperaturach wysokich. — Im kawałki są mniejsze i bardziej pęczyste, t. j. łatwiej przenikalne dla gazu, tym więcej żelaza redukuje się za pomocą CO. Żuźle te są **łatwo redukcyjne a trudno topliwe** wskutek dużej zasadowości, co daje im, jako materiałowi przetopowemu przewagę nad żuźlami kwaśnymi.

Takie własności przetopu (łatwa redukcyjność i trudna topliwość) — są najbardziej korzystne dla Wielkiego Pieca. (vide prof. Pawłow — str. 109 i 81). Lecz żuźle te są biedne, dają dużo żuźla w Wielkim Piecu i dlatego mogą być przetwarzane tylko w kombinacji z bogatymi rudami, co było szeroko stosowane w Związku Radzieckim.

Wielkopiecownicy, którzy przetwarzali większe ilości żuźla martenowskiego, napotykali na inne trudności: na trudności rozbijania go i należytego przygotowania do wsadu, wskutek przerostu żelaza.

Należy więc już w Stalowni nadawać mu kruchość przez polewanie wodą. Leżenie przez kilka miesięcy na zwałach powoduje częściowe lasowanie się, kruchość i rozpadanie na drobne kawałki (przy czym duże kawałki, poprzerażane żelazem, trudne do sadzenia do Wielkiego Pieca, winny wracać do Stalowni).

Zasadowe żuźle martenowskie były przetwarzane z powodzeniem przed wojną i w Polsce na hutach: na hucie „Laura“ przetwarzali je inż. Latour i Bartoszewicz (w latach 1938-39) dodając do 1000 kg. żuźla na nabój koksu wagi 4800 kg. W tym okresie Wielki Piec na „Laurze“ pracował bardziej prawidłowo, niż w okresach, kiedy nie dodawano do naboju żuźla martenowskiego, przy czym często brano żuźel ze zwałów (słowa inż. Bartoszewicza).

Przetapiano również żuźle martenowskie na Hucie „Pokój“ i w Starachowicach. Wreszcie w Ostrowcu inż. W. Żółkowski przy wytopie surówki martenowskiej dawał do 200 kg. zasadowego żuźla martenowskiego na 1 tonę wytapianej surówki, jako manganodajne tworzywo. Z przestarzałego pieca, o nieprawidłowym profilu i wąskim garze, mającego objętość ca. 265, inż. Żółkowski wytapiał średnio 177 ton surówki martenowskiej na dobę, przy zawartości Fe we wsadzie 40,5 — 41% i rozchodzie koksu 87% (vide księgi w Hucie Ostrowiec).

Dla umożliwienia Wielkiemu Piecowi wykorzystania żuźla martenowskiego jako manga-

nodajnego tworzywa — autor niniejszego, jako główny metalurg, ustalił tolerancyjne warunki na zawartość fosforu w surówce martenowskiej dla własnej Stalowni, określając górną granicę na P : 0,8, wychodząc z założenia, że walka z fosforem w zasadowym piecu Martenowskim dla doświadczonego stalownika nie nastęrcza większych trudności — przy niskich zawartościach S i Si.

Nie powodowało to konieczności zwiększania ilości kamienia wapiennego do wsadu w Stalowni ponad ustaloną normę 8%, nawet na stal resorową, ani nie przedłużało czasu przeływania wytopu w piecu (średnio otrzymywaliśmy 100 — 105 wytopów miesięcznie z pieców o pojemności 20 — 40 t.).

Żużel thomasowski, który inż. Krotkiewski słusznie dodawał do wsadu na surówkę thomasowską, jako fosforodajne tworzywo, — nie różni się zasadniczo swymi własnościami przetopowymi od zasadowych żużli martenowskich (zawiera więcej P.).

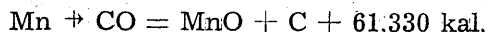
O ile zastosowanie zasadowych żużli martenowskich do wsadu wielkopiecowego na surówkę martinowską ograniczone jest zawartością w nich fosforu i dopuszczalnym P w surówce, to przy wytopie surówki thomasowskiej — fosfor staje się pożądanym składnikiem, a natomiast wysoka zawartość Mn stawia granicę. W moim obliczeniu naboje na surówkę thomasowską ten górny limit został wyprowadzony. W obu wypadkach najważniejszym czynnikiem jest bogactwo wsadu i zarówno żużel martenowski jak i żużel thomasowski mogą być stosowane tylko w kombinacji z bogatymi rudami.

Polska posiada mało rud żelaznych i w niskim gatunku, musi więc tworzywa żelazodajne w postaci rud sprowadzać z zagranicy. Należy przeto sprowadzać tylko wysokoprocentowe rudy, o zawartości ponad 60% Fe, aby mieć możność wyzyskania ubogich w żelazo tworzyw krajowych a wśród nich i żużli martenowskich.

Zawartość żelaza w naboju wielkopiecowym nie powinna spadać niżej 40%, gdyż wzrost rozchodu koksu (vide wyliczenia prof. Ludkiewicza), jak i nne koszta przerobu wzrastają nie wprost proporcjonalnie do obiednienia wsadu, a znacznie szybciej.

Co do redukcji Mn z żużli martenowskich, to te same prawa mają tu zastosowanie, co i przy redukcji Mn z rud. Tylko powyższe stopnie utlenienia manganu mogą być redukowane za pomocą CO i tylko do MnO, gdyż w tem-

peraturach 600 — 700°, przy których odbywa się energiczna reakcja redukcji Fe z FeO za pomocą CO, w stosunku do manganu może mieć miejsce odwrotna reakcja wg. wzoru:



i dlatego nie może mieć miejsca redukcja Mn do metalicznego manganu za pomocą CO. — Redukcja Mn z MnO za pomocą twardego C wymaga dużo ciepła i wysokiej temperatury, co wymaga dużego rozchodu paliwa i wysokiej temperatury dmuchu. Drugim warunkiem redukcji Mn jest zasadowość żużla wielkopiecowego, t. j. nadmiar CaO, przeszkadzający powstawaniu związków MnO z krzemionką, łatwotopliwych, a trudnoredukcyjnych. Powstawanie silikatów manganu, nawet przy nadmiarze CaO w naboju, jest główną przyczyną, że nigdy nie osiąga się pełnej redukcji Mn.

OTOCZKA.

Co do stosowania otoczki (żłomu) do wsadu wielkopiecowego, to słusznie wypowiada się inż. Krotkiewski przeciwko niej. Sprawia ona dużo kłopotu, szczególnie jeżeli jest skłębiona. Do Wielkich Pieców z nowoczesnymi zamknięciami i sposobem zasypu — taka otoczka w ogóle nie może być stosowana. Jedynie drobna, sypka otoczka w pewnej ilości może być dodawana, lecz jeżeli istnieje możliwość dobrania dostatecznie bogatego wsadu do Wielkiego Pieca bez otoczki i jeżeli tej ostatniej nie ma w nadmiarze do dyspozycji — to zawsze korzystniej będzie przetopić ją bezpośrednio w Stalowni. Sposoby otrzymywania drobnej, krótkiej otoczki, łatwiej do zabierania elektromagnesem już w warsztatach mechanicznych na tokarkach w czasie toczenia, były w czasie wojny mocno propagowane przez Niemców i szereg warsztatów stosowało je. Tam, gdzie nie ma pras do pakietowania otoczki, huty mają kłopot z nią, gdy jest w długich, łatwo skłębających się kawałkach. Takiej otoczki niechęć brać ani Stalownie, ani Wielkie Piece. Dlatego przy ustalaniu cen na różne gatunki żłomu winna być zastosowana znacznie większa niż dotychczas różnica ceny między otoczką krótką i długą, skłębającą się, w celu zachęcenia warsztatów przeróbczych do robienia przyrządów, umożliwiających otrzymywanie krótkiej, sypkiej, łatwej do zużycia otoczki.

ZAKOŃCZENIE.

Wszyscy autorzy zgadzają się zasadniczo co do możliwości i celowości wprowadzenia procesu thomasowskiego w Polsce. Za-

gadnienie doboru fosforodajnego wsadu do Wielkiego Pieca, jak i wytwarzanie surówki thomasowskiej nie powinno nastęrczyć większych trudności naszym metalurgom. Stalownicy muszą odbyć praktykę w thomasowniach zagranicznych. Co do ilości-

wego programu, to wymieniona przez kilku autorów cyfra 500.000 ton stali thomasowskiej rocznie wydaje się realną, uwzględniając ograniczoną możliwość stosowania tej stali, oraz zakładany ogólny ilościowy program rozbudowy hutnictwa żelaznego.

Inż. EDMUND BRYJAK

Metody fizyczno-chemiczne w laboratorium hutniczym.

Nowoczesną chemię analityczną trudno sobie dziś wyobrazić bez stosowania metod fizycznych i fizyczno-chemicznych. Powody, którym należy przypisać zastosowanie tych metod w tak szerokim zakresie są różnorodne, główniejszymi są: oszczędność personelu, chemikalii, szybkość oznaczeń, obiektywność pomiarów i w wielu wypadkach możliwość zachowania materiału dowodowego w postaci kliszy, filmu czy papieru fotograficznego. Podczas gdy zagranicą liczyło się aparaty spektralne, czy aparaty rentgenowskie na setki, to u nas tylko nieliczne były w użyciu. Przypisać to należy pewnemu konserwatyzmowi, brakiem pieniędzy na zakup drogich przyrządów i brakiem wyszkolonego personelu.

Metody fizyczno-chemiczne będą zawsze tylko metodami pomocniczymi klasycznej chemii analitycznej. Dla cechowania metod fizyczno-chemicznych zawsze sięgamy do pomocy chemii analitycznej, która z małymi wyjątkami ciągle jeszcze pracuje klasycznymi metodami. Dobrą analizę chemiczną wykonać potrafi tylko wyszkolony analityk z dłuższą praktyką.

Analizę metodą fizyczno-chemiczną wykonuje również siła przyuczona względnie krótko przeszkolona, według przepisów wypracowanych przez chemika. Siła przyuczona ma tylko za zadanie ściśle trzymać się danych przepisów, resztę wykonują przeważnie przyrządy same.

W niniejszym artykule chciałbym dać przegląd ważniejszych fizycznych i fizyczno-chemicznych metod. Uwzględnione zostaną nie tylko metody dla prac ściśle seryjnych, ale również nowe metody dla celów naukowo-badawczych z położeniem nacisku na praktyczne ich zastosowanie. Z teorii metody zostanie podana tylko zasada. Na przykładach z praktyki uwy-pukli się znaczenie poszczególnych metod.

Analiza spektralna.

Każdy atom wzbudzony skutkiem działania energii zewnętrznej wysyła promieniowanie

elektromagnetyczne. W zależności od wielkości zużytej energii wysyła dany atom promienie widzialne, podfiołkowe oraz inne. Promieniowanie zachodzi skutkiem przeskoku elektronów z torów odpowiadających wyższym poziomom energii do niższych. Dla analizy spektralnej ważne są promienie światła widzialnego, ale szczególnie promienie niewidzialne, podfiołkowe. Jeśli te promienie skierujemy na szklaną, a potem przez pryzmat ze szkła lub też kwarcu, wtedy n. p. białe światło ulega rozczepieniu dając efekt podobny do tęczy. Żarzące się gazy lub pary wysyłają światło o ściśle określonych długościach fal, które uwidaczniają się w formie prążków. Jest to tak zwane widmo emisyjne pierwiastków. Położenie linii spektralnych prążków w widmie, długość ich fal zależy od ciał zawartych w źródle światła. Na oznaczeniu długości fal poszczególnych prążków, a następnie przez porównanie ich z atlasem linii spektralnych, opiera się jakościowa analiza spektralna. Natężenie zacinienia poszczególnych linii określa nam zawartość danego ciała. Na pomiarze intensywności zacinienia, już określonych jakościowo linii, opiera się ilościowa analiza spektralna. Im więcej danego pierwiastka będzie w źródle światła, tym większa będzie intensywność zacinienia. Intensywność zacinienia mierzy się fotometrami z komórką fotoelektryczną, lub termoelektrycznie przy pomocy termoelementu. Przez porównanie z próbami o znanej zawartości i odczytanie na krzywej wzorcowej uzyskuje się procent zawartości składnika. Praktycznie wykonuje się analizę spektralną w następujący sposób: z badanego materiału wykonuje się 2 elektrody, najlepiej w formie pręcików, które przymocowuje się do statywu. Przez pręciki-elektrody przepuszcza się prąd elektryczny dający w szczelinie łuk elektryczny lub wyładowanie iskrowe. Uzyskane światło skierowuje się przez szczelinę i pryzmat w którym światło zostaje spektralnie rozłożone. W spektrografach, bo tylko o takich

będziemy mówili, fotografuje się otrzymane widmo emisyjne. Możliwości analizy spektralnej są bardzo duże. Umożliwia ona szybkie wykrywanie nawet śladów obecności pierwiastków w badanym materiale. Analiza jakościowa pozwala nam wykryć zanieczyszczenia w wysokości 10^{-2} do 10^{-4} %. Dla analizy jakościowej wystarczają bardzo małe ilości materiału. Dziesiętne, a nawet setne miligramy substancji, pozwalają wykonać analizę spektralną. Czułość (dokładność) analizy spektralnej nie jest dla każdego pierwiastka ta sama. Najłatwiej wykryć metale, natomiast metaloidy, jak siarka, fosfor, węgiel i t. p. posiadają bardzo niską subtelność oznaczenia. Ale właśnie dla tych pierwiastków istnieją inne szybkie metody. Jako środków do wzbudzenia atomu, t. zn. do wytworzenia źródła świetlnego i otrzymania gazów metalu używa się, jak już poprzednio wspomniano, łuku lub iskry elektrycznej. Można użyć łuku prądu stałego lub prądu zmiennego. Przy łuku prądu zmiennego zachodzą pewne trudności i częstokroć używa się iskry wysokonapięciowej o wysokiej częstotliwości do zapalenia go. Przy elektrodach z metali niskotopliwych jak Pb, Mg, Al, Zn często stosuje się łuk przerywany. Wskutek okresowego przerywania łuku, elektrody nie ogrzewają i nie obtapiają się tak szybko. Łuk elektryczny daje nam w zasadzie widma atomowe pierwiastków. Wysokonapięciowa iskra, jako mająca więcej energii, daje nam t. zw. widmo iskrowe pochodzące od zjonizowanego atomu. Warunki wzbudzenia należy zbadać dla każdego materiału. Na podstawie tych badań określa się warunki wyładowań n. p. dla łuku elektrycznego, przepływający prąd w amperach, a przy wzbudzeniu iskrą wysokonapięciową o wysokiej częstotliwości — napięcie, pojemność kondensatorów i indukcyjność cewek w układzie wyso-

kiej częstotliwości. Szczególnie przy ilościowej analizie spektralnej konieczne jest zachowanie zawsze tych samych warunków analizy, jak: przekroju elektrod, kształtu główki elektrody, odstepu elektrod, warunków wzbudzenia, jak pojemności, indukcyjności i t. p. czasu naświetlania, gatunku płyty fotograficznej, gatunku wywoływacza, czasu wywoływania, utrwalania, płókania, suszenia. Tylko ścisłe przestrzeganie i dotrzymanie przepisów daje reprodukcyjne (porównywalne) wyniki. W szybkości wykonania analiz jest analiza spektralna prawie że niedościgniona. Amerykanom udało się wykonać analizę stali o 7 składnikach w niecałych dziesięciu minutach, w których jest liczone pobranie prób z pieca hutniczego, odlewanie prób, obróbka elektrod, analiza spektralna, wywołanie i utrwalenie, fotometrowanie. Do tych celów użyto specjalnie skonstruowanych aparatów, szybko-wywoływaczy i szybko-utrwalaczy. Wypracowanie tej metody trwało około dwóch lat. W ten sposób stało się możliwym, skorygowanie wytopu jeszcze podczas procesu hutniczego. Z własnej praktyki mogę podać, że w ciągu ośmiu godzin można było zanalizować 50 gatunków niklu na 10 składników, z których 4 były ilościowe, 2 półilościowe, a reszta na obecność a w razie obecności oceniania ich ilości. Przy takiej pracy było zatrudnionych 5 ludzi i wykonano w ten sposób 200 analiz ilościowych, 100 półilościowych i 200 jakościowych, razem w sumie 500 analiz w ciągu jednego dnia pracy. Zużyty materiał był znikomy. Wykonanie 500 analiz, czyli 100 analiz na osobę, mając do dyspozycji tylko ok. 100 miligramów substancji, przy czym zawarte składniki stopowe były w wysokości od 0,1—0,001%, było by niemożliwe do przeprowadzenia zwykłymi sposobami analitycznymi. Dla porównania podaję oznaczenie ołowiu metodą analityczną i spektograficzną.

Analiza ołowiu

chemicznie

ilość materiału 500 g
Oznaczenie: Cu, Ag, Bi, As, Sb, Cd
czas analizy ok. 3 dni
zużycie materiałów:
ca. 500 g ołowiu
500 cm³ HNO₃
100 cm³ H₂SO₄
3 ltr. H₂O dest. i inne odczynniki

spektograficznie

ilość materiału ok. 100 g (waga elektrod)
w całości zużyto 0,01 g. Elektrody można przechować!
ok. 30 minut
ca. 0,01 g ołowiu
—
—
1 płyta fotograficzna na 25 analiz,
wywoływacz, utrwalacz.

Z zestawienia wynika, że oszczędność materiałów, odczynników i czasu przy analizie spektralnej jest znaczna. Jednym słowem w ciągu

lat oszczędza się tony ołowiu i odczynników.

Krótko przed wojną i w czasie wojny, rozwój analizy spektralnej postąpił szybko na-

przód. Dawniej używano dla analizy ilościowej wzorce porównawcze, obecnie jest to już niepotrzebne. Po opracowaniu metody i jej wycechowaniu, należy przy pracy zważać tylko na ściśle przestrzeganie przepisów. Praca ta została zmechanizowana i tak: czas naświetlania jest regulowany przy pomocy zegarów elektrycznych, wywołanie, utrwalanie i suszenie odbywa się również automatycznie. Korzystne wzorce porównawcze używa się tylko przy opracowaniu metody. Dla materiałów, z których nie można wykonać stałych elektrod, rozpuszcza się ściśle oznaczoną ilość materiału w oznaczonej ilości kwasu i odmierzoną częścią nasyca się spektralnie czyste elektrody węglowe.

Rentgenografia strukturalna

Rentgenowskie metody prześwietleniowe są na ogół znane. Używa się ich szczególnie do wykazania w odlewach baniek gazowych, lunek i t. p. wad materiałowych. W tym rozdziale chciałbym jedynie omówić t. zw. rentgenografię strukturalną, mniej znaną ogółowi. Rentgenografia strukturalna opiera się na promieniowaniu charakterystycznym metali użytych jako anody n. p. miedzi, żelaza, chromu i t. p. Dla wywołania promieniowania rentgenowskiego potrzeba znacznie większych ilości energii, niż dla wywołania widma emisyjnego przy analizie spektralnej. W zasadzie rentgenowskie promieniowanie charakterystyczne jest promieniowaniem prążkowym. Im cięższy dany atom, tym krótsze jest jego promieniowanie charakterystyczne. W prawie Moseley'a zawarte są zależności pomiędzy długością fali, a liczbą porządkową pierwiastka. Mianowicie długość fali promieniowania charakterystycznego jest odwrotnie proporcjonalna do kwadratu liczby porządkowej. Ażeby wywołać charakterystyczne promieniowanie rentgenowskie należy wybrać z czaszy elektronowej K, najbliższej jądra atomowego, elektron; przy powrocie elektronu na czaszę następuje charakterystyczne dla każdego pierwiastka promieniowanie, nazwijmy je promieniowaniem serii K. Prawem podstawowym rentgenografii strukturalnej jest prawo Bragg'a, w którym zawarte są wzajemne zależności pomiędzy: długością fali promieniowania charakterystycznego, odstępem sieci przestrzennej danej substancji i kątem odbłyśku. Przy pomocy rentgenograficznej analizy strukturalnej badamy budowę wewnętrzną, t. zw. układ atomów i jonów w stopach i chemicznych połączeniach. Stosując tą analizę można łatwo stwierdzić czy dane ciało jest: mieszaniną n. p. eutektyką, kryształem mieszanym czy związkem chemicz-

nym. Można również stwierdzić wzajemną rozpuszczalność poszczególnych składników, co posiada zasadnicze znaczenie dla badań metaloznawczych. Według prawa Vegard'a, parametr sieci przestrzennej dla metali, mających ten sam układ krystalograficzny i podobny promień atomowy tworzący, kryształ mieszany, jest proporcjonalny do % molowych składników. Przy pomocy analizy termicznej i metalografii jest nieraz trudno określić zawartość składników poszczególnych faz w wypadku zaistnienia dwu lub więcej faz w stanie stałym. (Rentgenografia rozwiązuje to zagadnienie). Jako przykład z praktyki mogę podać analizę rentgenograficzną allemontytu, minerału pochodzenia francuskiego. Allemontyt jest to minerał składający się z arsenu i antymonu. Rentgenogram wykazał dwufazowość przy czym jedna faza została zidentyfikowana jako czysty arsen, a druga faza jako kryształ mieszany arsenu z antymonem o zawartości 60% arsenu. Rentgenografia strukturalna jest zatem używana tam, gdzie zachodzą zmiany w sieci przestrzennej kryształów. Strukturalna analiza rentgenograficzna wykazuje więc nieomylnie wszelkie zmiany w materiale. Materiał użyty dla badań rentgenograficznych jest znikomy n. p. dla metody proszkowej według Debey-Scherrer'a trzeba kilka miligramów substancji. Rentgenografie strukturalna stosuje się również dla badań wytrzymałościowych. Przy pomocy specjalnych metod można określić naprężenie mechaniczne w częściach maszyn silnie obciążonych, nie uszkadzając ich. Odległości atomów w kryształach są rzędu 10^{-8} cm (10^{-8} cm = angstrom znak A°). Pracując precyzyjnie można jeszcze stwierdzić różnice w sieci przestrzennej wynoszące $0,001 \text{ A}^\circ$. Próbowano również używać promieni Rentgena do rentgenograficznej analizy spektralnej. Na podstawie tej metody wykryto pierwiastek hafn, uzupełniając w ten sposób lukę w układzie okresowym pierwiastków. Metoda ta jednakowoż nie wyszła poza laboratoria naukowe.

Uginanie i interferencje elektronów.

Każdy elektron ma swój ładunek, swoją masę i **szybkość z którą się porusza**, mogąca dojść do szybkości światła. Według de Broglie strumieniowi elektronów posiadających pewną **szybkość można przypisać pewną falę**. Długość tej fali będzie zależała od szybkości czyli energii, którą nadamy pędzącym elektronom. N. p. strumień elektronów uzyskany ze źródeł o wysokim napięciu będzie miał długość fali mniejszą, niż strumień elektronów uzyskany przy pomocy **niskiego napięcia**. Jest wobec tego

jasne, że strumień elektronów o pewnej długości fali, będzie uginany i będzie dawał interferencje tak samo jak inne fale elektromagnetyczne, jak np. promienie Rentgena i światło widzialne, jeśli przepuścimy je tylko przez odpowiednią siatkę. Pomimo tego, że zjawiska uginania promieni Rentgena i strumieni elektronów są bardzo podobne, należy jednak zaznaczyć zasadnicze różnice istniejące między nimi. Podczas gdy przy promieniach Rentgena w głównej mierze tylko elektrony badanej substancji zostają pobudzone do drgania, to przy promieniach elektronowych również i jądra atomowe biorą udział w tym procesie. Z tego powodu intensywność interferencji promieni elektronowych jest milion razy większa, niż promieni Rentgena. Czas ekspozycji dla zdjęć fotograficznych jest niezmiernie krótki i wynosi około jednej sekundy, podczas gdy zdjęcia rentgenowskie wymagają czasu od kilku minut do kilku godzin. Analiza rentgenograficzna i analiza przy pomocy uginania elektronów uzupełniają się. Promienie Rentgena jako bardzo przenikliwe, wchodzą głęboko w materiał i nie nadają się dla badań powierzchni. Promieni elektronowych używa się szczególnie dla badań powierzchni katalizatorów, adsorpcji gazów, pasywności itd., dlatego że mogą przeniknąć tylko zewnętrzne warstwy powierzchni, dochodzące do grubości kilkunastu atomów. Z przykładów możemy podać następujące, przy pasywnym żelazie okazało się, że warstwa ochronna składa się z Fe_2O_3 . Warstwa Beilby'ego otrzymana podczas polerowania szlifów metali okazała się, tak jak Beilby przypuszczał, substancją bezpostaciową i posiada własności przechłodzonej cieczy. Również wypadki zatrucia katalizatorów mogły być w ten sposób wyjaśnione.

Mikroskop elektronowy

Granica widzialności w mikroskopach optycznych jest ograniczona długością fali użytego światła. Przy świetle widzialnym można jeszcze rozróżnić dwa przedmioty o wielkości $0,0002 \text{ mm} = 2000 \text{ \AA}$. Stosując światło o krótszej fali, n. p. promieni podfioletowych, można jeszcze zobaczyć ciała o wielkości ok. 1000 \AA . Niepodobną jest rzeczą uzyskanie powiększeń silniejszych, gdyż będą to tylko „puste powiększenia”. Przy pomocy mikroskopu elektronowego już dzisiaj uzyskano powiększenia dochodzące do sto tysięcy razy. Należy przypuszczać, że w przyszłości będzie można oglądać drobiny. Dla wyjaśnienia zjawisk zachodzących w mikroskopach elektronowych, stworzono specjalną naukę t. zw. geometryczną optykę elektronową. Za-

chowanie się elektronów w mikroskopie elektronowym jest podobne do zjawiska uginania elektronów. Każdemu strumieniowi elektronów przypisuje się, w zależności od napięcia, pewną długość fali. N. p. mikroskop elektronowy, pracujący pod napięciem 75000 V posiada długość fali $0,0447 \text{ \AA}$, długość ta jest zatem 10^5 razy mniejsza od długości fali światła widzialnego. Odpowiednikami soczewek szklanych w mikroskopie optycznym są w mikroskopie elektronowym soczewki magnetyczne lub elektrostatische, tak samo jak w mikroskopie optycznym, mamy w mikroskopie elektronowym dwie soczewki odpowiadające okularowi i obiektywowi. Istnieje jednak zasadnicza różnica między soczewką optyczną (szklaną) a soczewkami magnetycznymi wzgl. elektrostaticznymi. Podczas gdy w soczewkach optycznych ogniskowa ma zawsze wartość stałą, to dla soczewek magnetycznych i elektrostaticznych możemy ich ogniskową zmienić, przez zmianę nałożonych na nie napięć. Jako soczewkę magnetyczną używa się dziś przeważnie opancerzowaną cewkę. Jako soczewkę elektrostaticzną używa się układ składający się z trzech przelów, z których obie zewnętrzne są połączone i w stosunku do wewnętrznej posiadają pewne napięcie. Jako źródła elektronów stosuje się rozżarzony drut wolframowy lub inną katodę o własnościach takich samych jak katoda w lampach radiowych. Cały mikroskop elektronowy, wraz z badanym obiektem, jest zamknięty i znajduje się w próżni $= 10^{-4} \text{ mm Hg}$. Mikroskopy elektronowe pracują napięciami dochodzącymi do 100.000 V i więcej. Obraz zostaje fotografowany. Mikroskopu elektronowego używa się przy badaniu metalograficznym metali, badaniu drobnych pyłów, jak dymów hutniczych, badaniu powierzchni i badaniu w świetle przechodzącym. Przy pomocy dużych powiększeń, uzyskanych mikroskopem elektronowym, można było wyjaśnić problemy przy których zbyt niskie powiększenie mikroskopu optycznego nie dało konkretnych wyników badań.

Metalografia

Technika szlifowania i polerowania metali jest dobrze znana. Dlatego też chcę zwrócić uwagę na rzeczy nowe. Wiadomo, że przy szlifowaniu i polerowaniu metali, szczególnie przy metalach i stopach miękkich, tworzy się t. zw. warstwa Beilby'ego, która ma strukturę bezpostaciową i którą tylko przez kilkakrotne polerowanie i trawienie można usunąć. Aby tego uniknąć i jeszcze z innych względów, została przez Francuzów rozwinięta metoda, znana pod

nazwą „elektrolityczne polerowanie“. Metoda ta ogranicza się jednakże do czystych metali i stopów, w których występuje tylko jedna faza stała n. p. dla stali austenitycznych, mosiądzu itd. Zasada jest prosta. Szlif szlifowany uprzednio do papieru 000 zostaje poddany anodowemu rozpuszczaniu w odpowiednim elektrolicie. Jako katodę używa się ten sam metal z którego składa się anoda. Jako elektrolit stosuje się: dla miedzi i mosiądzu kwas pyrofosforowy, dla ołowiu i cyny kwas octowy lodowaty z kwasem nadchlorowym. Tego ostatniego elektrolitu używa się również dla żelaza i stali. Przy odpowiedniej gęstości prądu i temperaturze elektrolityczne polerowanie trwa około 4 do 5 minut. Przy użyciu wpracowanych sił można w ten sposób uzyskać znaczną oszczędność czasu w stosunku do dawnego sposobu.

Aby móc zbadać zachowanie się tworzywa w wyższych temperaturach, dochodzących do 1000° C, zostały zbudowane specjalne piece do mikroskopów. Przy pomocy tych badań można śledzić rekrytalizację, rozpuszczalność wzajemną dwóch faz, przemiany itp. Szlif wkłada się do piecyka na okienko z kwarcu. Cały piecyk jest zamknięty i pracuje w próżni wynoszącej od 10^{-4} do 10^{-5} mm Hg. Ze względu na pewną grubość okienka kwarcowego można szlif obserwować pod powiększeniem do 200 razy, co w większości wypadków wystarcza.

Przy stopach zachodzi często potrzeba zidentyfikowania poszczególnych faz stopowych. Z twardości poszczególnych składników stopu, można dużo wnioskować o jego budowie i składzie. Oczywiście twardość mierzona mikroskopowo, przy pomocy przyrządów Brinell'a, Vickers'a, Rockvella, da nam tylko średnią twardość tworzywa. Aby móc zmierzyć twardość poszczególnych krystalitów tworzywa, skonstruowano przyrząd t. zw. mikrotwardomiernik. Mikrotwardomiernik jest kombinacją obiektywu mikroskopowego i piramidy diamentowej wraz z wbudowanym przyrządem pomiarowym. Nie wchodząc w szczegóły konstrukcyjne, tego cudu mechaniki precyzyjnej, możemy przy pomocy tego przyrządu stwierdzić twardości od 1 do 10.000 kg/mm² mikrotwardości. Powierzchnia krystalitów powinna wynosić kilka u². Z zastosowań można wymienić pomiar twardości kilku faz w szlifie n. p. węglików i osnowy kobaltowej w stopach twardych, pomiaru twardości poszczególnych krystalitów w metalurgii proszkowej, badanie procesów dyfuzyjnych, badanie twardości szkieł, badanie różnych warstw nałożonych galwanicznie, wykrywanie wewnętrznych naprężeń i orientacji kryształów, rozmie-

szczenie twardości w tworzywach prasowanych na zimno itp. Jak z wyliczonych przykładów widać, przyrząd ten daje nam duże możliwości. Przyrządu tego używa się wspólnie ze specjalnym okularzem, który wymierza przekątnie odcisku piramidy diamentowej. Mikrotwardomiernik można użyć aż do największych powiększeń mikroskopowych.

Kolorymetria i fotometria

Metody kolorymetryczne są obok analizy spektralnej jednymi z najczęściej używanych metod fizycznych. Kolorymetria opiera się na prawie Lambert'a—Beer'a. Jeśli światło o pewnej długości fali, przechodzi przez barwny roztwór, wtedy część wchodzącego światła zostaje absorbowana. Według prawa Lambert'a—Beer'a zależy ekstynkcja absorbowanego roztworu od koncentracji zawartego w nim składnika i grubości warstwy roztworu, przez którą przechodzi światło. W pewnych granicach koncentracji istnieje proporcjonalność pomiędzy tymi zależnościami.

Posiadamy dzisiaj dużo aparatów opartych na subiektywnym i obiektywnym pomiarze. Według klasycznej definicji przez kolorymetrię, czyli mierzenie barw, określamy pomiar koncentracji rozpuszczonego barwnego ciała w porównaniu z roztworem, który zawiera to same ciało w znanej koncentracji. Pod fotometrią, ściśle biorąc pod fotometrią spektralną, rozumie się pomiar intensywności światła w różnych częściach widma, przy pomocy przyrządu, którym można dowolnie zmniejszać natężenie światła, a więc bez użycia roztworów porównawczych.

Kolorymetria zajmująca się pomiarem intensywności światła przechodzącego przez barwny roztwór bez użycia roztworu porównawczego, jest znana pod nazwą kolorimetrii absolutnej. Powiększenie czułości pomiarów uzyskuje się przez użycie filtrów o barwach dopełniających n. p. dla roztworu o fioletowej barwie (n. p. nadmanganianu) stosuje się filtr o barwie zielonej. Gdy badany roztwór składa się z kilku barwnych składników n. p. chromianów (barwa żółta) nadmanganianu (barwa fioletowa), eliminuje się jedną z tych barw metodą kompensacyjną. Kolorymetria i fotometria rozwinęła się szczególnie po wprowadzeniu charakterystycznych odczynników organicznych. Czułość tych reakcji jest ogromna i koncentracje graniczne, przy których można jeszcze wykryć badany składnik wynosi 1 : 10 000 000. Każdy z ważniejszych metali posiada kilka odczynników organicznych do wyboru. Stosowane są głównie odczynniki Merck'a. W związku z wielką czu-

łością reakcyj z odczynnikami organicznymi potrzeba bardzo mało materiału do analizy (naważki około 0,1 g) co pociąga za sobą również oszczędność chemikalii.

Kolorymetr fotoelektryczny jest oparty na zasadzie pomiarów intensywności światła przechodzącego przez badany roztwór fotokomórką selenową. Jest to metoda obiektywna i nadaje się szczególnie dla pomiarów ruchomych. Metody kolorymetryczne stosuje się szczególnie dla analizowania składników występujących w małych ilościach, poniżej 1% chociaż dla składników dochodzących do kilku procent są również używane. Oprócz oszczędności chemikalii i materiałów, odznaczają się te metody szybkością. Czas trwania jednej analizy wynosi około 10—20 minut, przy seryjnych analizach obniża się ten czas jeszcze znacznie. Metoda ta ma jeszcze tę zaletę, że często pozwala oznaczyć dany barwny składnik bez przeprowadzania rozdziału składników.

Analizy luminescencyjne i nefelometryczne wykonuje się również przy pomocy fotometrów. Nefelometria i analiza luminescencyjna mają to wspólne, że w obu wypadkach mierzy się ilościowo emisję światła ciał stałych, względnie roztworów. Przy nefelometrii mierzy się jak n. p. w roztworach koloidalnych światło rozproszone (efekt Tyndall'a) pochodzące od fazy rozproszonej. Faza rozproszona ma optycznie inne własności niż faza płynna. Światło rozproszone zawiera zawsze części długości fal światła którym został system nefelometryczny nasświetlony, natomiast przy analizie luminescencyjnej drobiny rozpuszczone w rozczynniku przy nasświetlaniu go światłem o pewnej długości i fali, zostają pobudzone do emisji, (światła) przyczem emitowane promienie mają dłuższą falę niż źródło światła. Nefelometrię używa się m. inn. do oznaczenia ciężko sącących się osadów n. p. $Al(OH)_3$ wzgl. osadów przy których sączenie jest niemożliwe. Badany roztwór z zawiesiną porównuje się z roztworem wzorcowym. Nefelometria znajduje również zastosowanie przy analizach gazów spalinowych, dymów itd. Analiza luminescencyjna wykorzystuje fluorescencję, roztworów ciał stałych, które powstają przez nasświetlenie światłem podfioletkowym. Stosuje się ją przeważnie do oznaczeń jakościowych.

POLAROGRAFIA

Jeśli elektrolit lub nieelektrolit rozpuścimy w odpowiednim rozpuszczalniku, do którego włożymy dwie elektrody i przyłożymy pewne

równomiernie wzrastające napięcie, to zobaczymy, że, od pewnego, zawsze dla danego jonu lub drobiny charakterystycznego, napięcia następuje rozkład względnie zmiana danego jonu czy drobiny. Napięcie powyższe nazywamy potencjałem redukcyjnym. Przy i powyżej potencjału redukcyjnego wydzielają się kationy jako metal na katodzie. Na dokładnym pomiarze potencjału redukcyjnego polega polarograficzna analiza jakościowa. Przy podwyższaniu w sposób ciągły napięcia wskutek prądu w dyfuzyjnych wzrasta natężenie prądu, określające nam ilość jonu w elektrolicie. Mając rozpuszczonych w roztworze kilka różnych soli, otrzymamy w ten sposób krzywą schodkową napięcia i prądu, którą matematycznie się wylicza. Oś odciętych tego układu przedstawia przeważnie oś napięcia (analiza polarograficzna jakościowa), oś rzędnych układu, — oś prądu (analiza polarograficzna ilościowa). W wydzielaniu metali na katodzie następuje pewna kolejność, o czym informuje nas szereg napięciowych metali. Metale szlachetne będą się wydzielają przy niższym napięciu, natomiast metale mniej szlachetne — przy wyższych napięciach. Przez zastosowanie spolaryzowanej, kropelkowej katody rtęciowej uzyskało się dobrze reprodukuje się wyniki. Aparaty dzisiejsze t. zw. polarografy są zautomatyzowane. Cięgi zmieniające się napięcie i występujące prądy są rejestrowane przez galwanometr z zwierciadłem na walcu z papierem fotograficznym.

Jedyną czynnością analityka jest przygotowanie roztworu do analizy, wywołanie papieru fotograficznego i wymierzanie tegoż. Ilości metali wydzielone na kropelkowej katodzie są tak minimalne, że można daną analizę wielokrotnie powtórzyć, lub też roztwór przechowywać. Metody polarograficzne znalazły szerokie zastosowanie w hutnictwie żelaza, cynku, ołowiu i w innych dziedzinach. Metody te stosuje się nie tylko do analiz metali, lecz również do anionów, oraz do organicznych związków. Czas wykonania analizy polograficznej roztworu składającego się z kilku składników wynosi około 10 minut.

Potencjometria

Przy zwyczajnej analizie miareczkowej (chemicznej) dla stwierdzenia końca reakcji używa się albo wskaźników, punktu wystąpienia osadów wzgl. rozpuszczania się osadów. Przy analizie potencjometrycznej koniec reakcji wskazuje pewien ściśle określony elektrochemiczny stan roztworu t. zw. skok potencjału. Potencjometria jest oparta na wzorze Nernst'a, w któ-

rzym są zawartę zależności pomiędzy siłą elektromotoryczną, stałą gazową, temperaturą, stałą Faraday'a, wartością i koncentracją jonów. Podczas miareczkowania potencjometrycznego mierzy się ciągle potencjał elektrochemiczny roztworu, aż do dojścia do tak zw. skoku potencjału, który wskazuje nam koniec reakcji. Potencjometria jest jedną ze starszych metod fizyczno-chemicznych, dlatego tutaj dłużej o niej rozwodzić się nie będziemy. Często jest stosowana w laboratoriach hutniczych. Wymienić tu można reakcje strącania, utleniania i redukcji, reakcje pomiędzy kwasami i zasadami, reakcje tworzenia się związków sprzężonych itd.

Różne metody

Z szeregu znanych metod zasługują jeszcze na uwagę następujące: Przez pomiar stałych własności stopów i płynów, można często bardzo dokładnie określić czystość, wzgl. skład danego ciała. Dla zidentyfikowania płynów używa się często destylacji, oznaczenia punktu wrzenia, również można z powodzeniem użyć pomiaru lepkości dynamicznej. Refraktometria zajmuje się badaniem współczynnika załamania świetlnego. Szczególnie dla różnych ługów, zawierających różne ilości rozpuszczonego materiału (ługi dla elektroliz) można dokładnie zmierzyć współczynnik załamania świetlnego, którego wartość wzrasta wraz z zawartością danej soli w roztworze. Dobre refraktometry pozwalają nam na stwierdzenie różnic na czwartym miejscu dziesiętnym. Jeszcze dokładniejszy pomiar współczynników załamania, uzyskuje się przy pomocy interferometrów. Są one stosowane dla cieczy, a częściej dla gazów. Pozwalają one na stwierdzenie różnic współczynników załamania na piątym, a nawet na szóstym miejscu dziesiętnym. Współczynnik rozszerzalności liniowej jest również stałą materiału. Przez pomiar współczynnika rozszerzalności liniowej nieznanego metalu w tzw. dilatometrze, można często stwierdzić z jakim metalem mamy do czynienia i ustalić jego ewentualny skład chemiczny. Na uwagę zasługuje jeszcze pomiar stałej dielektrycznej i pomiar przewodnictwa elektrycznego, które również są stałymi materiału. N. p. dla określenia gatunku miedzi miarodajnym jest tylko jego elektryczne przewodnictwo właściwe.

Z mniej ważnych metod, ale naukowo ciekawych zasługuje na uwagę analiza radiometryczna, t. zn. pomiar promieniotwórczości i wykorzystanie sztucznej promieniotwórczości dla analizy ilościowej. Analiza ilościowa przy pomocy sztucznej promieniotwórczości, polega na wytwarzaniu sztucznej promieniotwórczości składników w danym stopie n. p. w duralumieniu, następnie przez pomiar czasu półtrwania określa się jakościowo skład, a z natężenia sztucznej promieniotwórczości skład ilościowy. Oczywiście czasy półtrwania nie powinny być dłuższe niż kilka minut.

Zakończenie

W niniejszym artykule starano się dać skrót ważniejszych metod fizycznych i fizyczno-chemicznych mających zastosowanie w nowoczesnym laboratorium hutniczym.

Jak już na wstępie wspomniano, są to metody w Polsce bardzo mało stosowane. Przy rozpowszechnianiu tych metod, stanęły na przeszkodzie z jednej strony kosztowność aparatów, a z drugiej strony różne uprzedzenia, jakoby aparaty te były bardzo skomplikowane i trudne do obsługi. W rzeczywistości używanie tych aparatów po wpracowaniu się jest bardzo proste. Dzisiejsze firmy wytwórcze przysyłają wraz z aparatem dokładny opis aparatury, często również przepisy analityczne, lub też wskazują odpowiednie źródła w literaturze. Przy wyborze odpowiedniej aparatury należy mieć na względzie w porównaniu z klasyczną chemią analityczną, następujące punkty: zalety i wady, dokładność metody, szybkość, oszczędność materiałów, cena przyrządu, jednym słowem trzeba uwzględnić celowość danej aparatury. Często zdarza się, że stosuje się skomplikowane aparatury dla zagadnień, które można rozwiązać w znacznie prostszy sposób. Z drugiej znowu strony w wielu wypadkach metody fizyczne i fizyczno-chemiczne są jedynymi drogami, którymi można rozwiązać dany problem. Aby rozpowszechnić nowoczesne metody analityczne i badawcze, które zagranicą odgrywają dominującą rolę, byłoby wskazaniem utworzyć na wyższych uczelniach odpowiednie katedry, lub też przynajmniej wykłady o metodach fizycznych i fizyczno-chemicznych chemii analitycznej.

Inż. ZBIGNIEW JAGLARZ

Kwalifikacja stali miękkich do głębokiego tłoczenia metodą „Przełomu na niebiesko“.

Stale miękkie do głębokiego tłoczenia dostarczane przez producenta stali w postaci blach, przechodzą w okresie swego wytwarzania i przetwarzania ich w gotowy wyrób, szereg kosztownych procesów technologicznych. Produkcja wyrobów głęboko tłoczonych napotyka na trudności techniczne i związane z tym wielkie koszty wytwórcze na skutek braków materiału i łamania narzędzi tłocznych, gdyż materiał użyty do tego celu nie stoi na wysokości zadania. Decyzja przeznaczenia materiału na głębokie tłoczenie jest specjalnie ważna. Musi to być wysoko jakościowy materiał, zakwalifikowany przed rozpoczęciem walcowania z niego platyn, by zużyć go w razie jego niedoskonałości, do innych celów.

Dobroć materiału do głębokiego tłoczenia ocenia się w zależności od tego, jakiego rodzaju przymieszki niemetaliczne w sobie zawiera, i jak są one w metalu rozłożone. Istnieje cały szereg metod klasyfikacji stali ze względu na zawartość w nich przymieszek żuźlowych, jak metoda szwedzka (Benedicks), metoda A. B. Kinzel, W. Krafts oraz W. Zitelera, metoda M. S. D. (opracowana przez inż. Włodkę), własne poszczególnych zakładów przetwórczych i inne.

Klasyfikacja według tych metod wymaga wykonania szlifów badanych pod mikroskopem. Są to metody laboratoryjne

- 1) mało dostępne dla pracowników „ruchu“,
- 2) kosztowne,
- 3) trudno do zsynchronizowania z biegiem produkcji i przerobu hamujące szybki odbiór,
- 4) ograniczają się one do badania pod mikroskopem drobnego wycinka przekroju wytworzonej platyny.

W okresie wojny zastosowali Niemcy do odbioru stali miękkich do głębokiego tłoczenia t. zw. „Hülsenstahl“ (stale do tłoczenia łusek karabinowych i artyleryjskich (kwalifikacja) na podstawie próby „Przełomu na niebiesko“, t. zw. Blaubruchprobe, wynalezionej przez Hauptmann'a. Metoda ta polega na klasyfikacji wytopu stali miękkiej na wykonanym celowo do tej kwalifikacji złomie materiału przewalowanego na pewny wymiar, podgrzanego do temperatury nalotu na niebiesko czyli do temperatury ok. 350° C. Jest tu wykorzystana znana

metaloznawcom zasada „kruchości na niebiesko“. Złom oglądany gołym okiem pokazuje charakter i wartość wytopu ze względu na czystość materiału i stopień zanieczyszczenia wtrąceniami niemetalicznymi.

Metoda określona przewiduje 3 zasadnicze grupy zanieczyszczeń materiału:

- 1) Jama usadowa
- 2) Likwaty
- 3) Inkluzje.

Opracowanie fotografii dla każdej z grup i wielkość tych zanieczyszczeń kwalifikuje materiał na dobry, dopuszczalny i odrzucony od dalszej przeróbki.

Chcąc zdać sprawę z odbioru metodą „Przełomu na niebiesko“ przedstawię po krótko całość przebiegu produkcji stali miękkich do głębokiego tłoczenia:

- 1) Wyprodukowanie stali miękkiej w piecach martinowskich zasadowych. Produkowano 2 gatunki:

I 13: C: 0,13—0,18 %; Mn 0,52 (najczęściej 0,3 %); Si < 0,12 %; P < 0,03; S < 0,35 %; Al > 0,02 % max. 0,06 %; Cu < 0,25 %. Ewentualne zanieczyszczenia (Cr+Ni < 0,20 %);

I 15: C: 0,15—0,20 przy analogicznym składzie pozostałych Mn, Si, P, S, Cu. ewent. Cu+Mn, Al > 0,02 max. 0,065 %.

Należy stwierdzić, że tylko piece i łace „gorąco“ produkowały materiał dobry. Nakrzemowanie wytopu odbywa się w kadzi. Stal uspakajano Al, przy czym część Al (1,4 kg/1 t stali) dawano razem z surowką tuż przed spustem do pieca, resztę Al (1,5 kg/1 t stali) metalicznego rozdrobionego rzucano do kadzi.

- 2) Stal spuszczano w możliwie wysokiej temperaturze i po odstaniu się w kadzi celem dostatecznej koagulacji i wypłynięcia do żuźła produktów odtlenienia, odlewano syfonowo możliwie szybko. (Łajek dużej średnicy ok. \varnothing 50 mm). Większa średnica nie wskazana, gdyż powoduje rozbryzgi stali w czasie lania, a po ostygnięciu wlewków skrzepy na ich powierzchni. Stosowane są wlewki z głowami otulonymi, przy czym sypano lunkieryt w nadstawki.

Poszczególne spodki znaczone były literami A, B, C, D, E, F, a wlewki numerami 1, 2, 3 itd., tak więc były A¹, A² itd., B¹, B², itd., przy czym w każdy wlewek wtapiano wstęgę z wybitą odpowiednio cechą A¹, C¹ itd.

- 3) Kwalifikacja wstępna. — Po odlaniu spodka A odlewano 2 wlewki kwalifikacyjne wagi ok. 200 kg. każdy, i następnie po odlaniu spodka C również 2 wlewki kwalifikacyjne — razem 4. Przed użyciem wytopu do dalszego wyrobu, wlewki kwalifikacyjne zostają przewalcowane na platyny 200×10—15 mm i służą do kwalifikacji wstępnej.

a) analizy chemicznej

b) stopnia czystości stali i charakteru wtrąceń niemetalicznych metodą „Przełomu na niebiesko“

- 4) Walcowanie platyn. — Wlewki ugrupowane spodkami wg. swych numerów kolejnych sadzono do pieców grzewczych i przewalcowywano na platyny 250 mm×40 mm.

Głowę bloka-nadlew i ok. 1 m poza kończącym się nadlewem już w postaci platyny, oraz 500 mm ze spodka wlewka odrzucano jako odpady.

Materiał w postaci pasów po ostygnięciu na chłodni cięty był na sztuki platyn również numerowane A1/1—A1/10 itp., A2/1—A2/10 itp., przy czym z głowy pasa ze środka i z dołu brano próby kwalifikacyjne na „Przełom na niebiesko“. W ten sposób przeprowadzano kwalifikację każdego wlewka w wytopie.

- 5) Próby na „Przełom na niebiesko“. — Próba wycięcia ze wstęgi platyn 250 mm×40 mm×250 mm w połowie swej długości ok. 125 mm na nacinany karb szerokości 2 mm głębokości 2—4 mm i zależnie od tego z jakiej części wlewka pochodzi. Odpowiednio nacechowana n. p. G (głowa) G A1/8, albo D (dół) D A1/8, S (środek) S A1/8. Próbą kwalifikującą zasadniczo wlewek, jest próba ze środka wlewka, a więc brana ze środka pasa platyny. Próbę tę w piecu gazowym nagrzewano do temperatury ok. 350° C tak, że na powierzchni cięcia od noża nożycy zimnej ukazuje się nalot niebieski. Po zjawieniu się nalotu próba jest przenoszona szybko w kleszczach przez robotnika na kowadło specjalne pod prasę, karbem do spodu za po-

mocą piramidalnego stempla łamana na 2 części.

Należy stwierdzić, że za niskie nagrzanie powoduje nalot fioletowego koloru, natomiast zbyt wysokie zmienia kolor próbki na popielaty.

Przy niedostatecznym nagrzaniu, ciemno-fioletowy kolor przełomu zaciemnia obraz. Zbyt wysokie nagrzewanie powoduje wygięcie próbki i niemożliwość oglądnięcia przełomu.

Przełom obserwujemy i stwierdzamy jedno z 3-ch grup zanieczyszczeń:

a) **Jama usadowa** (Lunker) —

szerokie i długie (czasami wzdłuż całego przełomu) pustki w materiale wypełnione jasno-popielatymi smugami;

b) **Likwaty** (Seigerungen) —

drobne pustki-dziurki w materiale okrągłych i owalnych kształtów. — Albo pustki te są czyste jakby wnętrza pęcherzy, albo wypełnione smugami popielatymi aluminato-silikatów (likwacja baniek gazowych);

c) **Inkluzje** (Einschlüsse) —

zgrupowania drobnych i większych wymiarów wtrąceń materiałów ogniotrwałych pochodzących czy to z kadzi rozlewniczej czy cegieł kanałkowych itp.

Materiał dobry posiada minimalne zanieczyszczenia i niebieskavo-popielaty kolor, przy czym specjalnie czysty aksamitny przełom.

Próba na „Przełom na niebiesko“ jest bardzo wrażliwa i materiał jednocześnie badany jako szlif trawiony daje potwierdzenie wad zbadanych metodą „Przełomu na niebiesko“ gołym okiem.

Próby mikroskopowe, które również wymagają szlif (zglądu) z badanego materiału, a więc i dużej pracy przygotowania próby, wad wyżej wymienionych nie wykrywają.

Dla kontroli kwalifikacji „Przełomu na niebiesko“ wprowadzono obserwację przekroju cięcia nożycy na zimno poszczególnych sztuk platyn w odpowiednim świetleniu, przy czym noże, nożycy muszą mieć odpowiedni luz tak jednak, by przy cięciu nie rwały materiału i nie tworzyły t. zw. „zaciągnięć“ materiału, które przy braku wprawy kontrolera mogą być brane za wadę materiałową. Obserwacja ta wykrywa na powierzchni cięcia rysy i pory, które są śladami jam usadowych i wtrąceń w b. dużym pomniejszeniu, co „Przełom na niebiesko“ stwierdza całkowicie wyraźnie. Należy stwierdzić, że wlewki kwalifikacyjne dają właściwy

obraz i charakter wytopu na zasadzie badania ich po przewalcowaniu na platynę n. p. 200×10 mm—15 mm próba „Przełomu na niebiesko“, tak że tylko dla produkcji b. drobnych sztuk jak łusek, wymagana jest dalsza kwalifikacja każdego wlewka dla celów kontroli.

Dalsze próby w stosunku do poszczególnych wlewków metoda „Przełomu na niebiesko“ potwierdzają w zasadzie słusność kwalifikacji na podstawie wlewków kwalifikacyjnych. Dla odbioru wytopu na blachy do głębokiego tłoczenia uważać należy za zupełnie wystarczającą kwalifikację wytopu na podstawie metody „Przełomu na niebiesko“ zastosowaną do platyn wlewków kwalifikacyjnych.

Reasumując, próba „Przełomu na niebiesko“ w odbiorze stali miękkich dla głębokiego tłoczenia może być oparta na:

- 1) Kwalifikacji wstępnej wlewków próbnych, przez co wytop nie nadający się do produkcji jest od razu z góry wyeliminowany i unika się trudności produkcyjnych i kosztów związanych z brakami produkcyjnymi.

Na podstawie próby „Przełomu na niebiesko“ twierdzić można:

materiał dobry — co potwierdza głębokie tłoczenie, jest materiałem o wysokim stopniu czystości i dobrych wynikach na przełomach.

materiał zły — w dużym stopniu zanieczyszczony względnie o nierównomiernym rozproszeniu zanieczyszczeń, w tłoczeniu

rwie się, niszcząc przy tym narzędzia, należy go próbą „Przełomu na niebiesko“ z produkcji wyeliminować.

- 2) „Przełom na niebiesko“ jest próbą b. czułą i wrażliwą.
- 3) Można go zaliczyć do technologicznych prób odbioru łatwych do stosowania i tanich.
- 4) Personel wytwórczy stali, kierownicy, mistrzowie, wytapiacze mogą każdej chwili stwierdzić niedociągnięcia produkcyjne w wytopie i zauważyć jaki rodzaj wad w danym wytopie przeważa.
- 5) Personel odbiorczy może dojść w szybkim czasie do wprawy kwalifikacyjnej.

Metodę odbioru na podstawie próby „Przełomu na niebiesko“ możnaby zastosować również do odbioru wytopów dla produkcji rur. Należałoby w tym celu stosować również wlewki kwalifikacyjne i po przewalcowaniu ich na wymiar, pręty płaskie czy platyny o grubości ok. 25—30 mm, badać na bróbę „Przełomu na niebiesko“. Stal utleniona z pęcherzami podskórnymi w „Przełomie na niebiesko“ pokazuje niejednorodności i dziury po pęcherzach. Sprawą odbioru materiałów miękkich na podstawie próby „Przełomu na niebiesko“ należy zainteresować H. I. B., który mógłby przygotować tablice zdjęć przełomów i odpowiednio do 3-ch typów wad zanieczyszczeń ustalić w każdej grupie kwalifikację dobrą, dopuszczalną i niedopuszczalną dla materiałów do dalszej przeróbki.

Inż. Zdzisław WARCZEWSKI

Miesięczne sprawozdania wydziałowe hut żelaznych i ich opracowanie.

Punktem wyjściowym przy kierowaniu, kontroli, przybliżonym obliczaniu kosztów własnych, przy porównaniach i planowaniu w przedsiębiorstwach są miesięczne sprawozdania wydziałowe. Opierają się one na pierwotnych zapiskach ruchowych, robionych na każdej dniówce przez mistrzów lub starszych robotników, na tablicach, książkach czy też na kartach, oraz na danych otrzymywanych od innych wydziałów, jak energetyczny, biuro płatnicze i t. p.

Po uzgodnieniu stanu zapasów z księgowością przy pomocy miesięcznych inwentur powstaje w ten sposób podstawowy szkielet ilości-

wy całego przebiegu wytwórczości na hucie oraz nieoceniony materiał dla wszelkiej statystyki z jej zasadniczymi wskaźnikami technicznymi.

Objęmując okres miesięczny pracy, sprawozdania te — w przeciwieństwie do sprawozdań dziennych — nie są wrażliwe na przesunięcie w czasie pomiędzy wsadem a wytwórczością i dzięki szeregowi uzgodnionych, możliwie dokładnych danych ilościowych pozwalają stworzyć rzeczową kontrolę minionych okresów, ustalić podstawy dokładnego planowania na przyszłość oraz przeprowadzić porównania pracy:

- a) tego samego wydziału,
- b) między wydziałami oraz
- c) między hutami.

Jasnym jest, iż dyrektorzy hut, kierownicy wydziałów oraz kontrola ruchu muszą się posiłkować stale tym materiałem sprawozdawczym. Miesięczne sprawozdania wydziałowe winny być jednocześnie głównym źródłem dla całej statystyki przedsiębiorstwa tak, aby wszelkie zestawienia i zapytania urzędów, instytucji i organizacji zewnętrznych nie potrzebowały każdorazowo wędrować na wydziały hutnicze, lecz zatrzymywały się w Centralnych Zarządach jako centralach wszelakich danych statystycznych. Przy takim ujęciu sprawozdań wydziałowych i przy scentralizowaniu, statystyki w Zarządach odciąża się automatycznie hutę od ciągłej korespondencji statystycznej, ankietowej itp.

Aby sprostać tego rodzaju zadaniom, należy jednakże wprowadzić w życie szereg zasadniczych postulatów, którym te sprawozdania miesięczne muszą odpowiadać. Podstawowym warunkiem jest ich regularne opracowywanie w jak najkrótszym terminie po miesiącu sprawozdawczym.

I. Strona formalna formularzy sprawozdań miesięcznych

Zacznijmy od strony czysto formalnej sprawozdań, to jest od samych formularzy. Jako format papieru należy stosować tylko wymiary znormalizowane, a więc przede wszystkim:

- A⁴ (210 mm × 297 mm),
- A³ (297 mm × 420 mm).

Oczywiście formularze mogą być wykorzystane tylko jednostronnie ze względu na techniczną konieczność wykonywania kilku egzemplarzy sprawozdań naraz. Ponieważ sprawozdania przechowuje się w segregatorach lub skoroszytach, należy przewidzieć odpowiedni odstęp niezapisany dla dziurkacza, o szerokości przynajmniej 20 mm. Ze względu na czytelność i pismo maszynowe odstęp linijek poziomych od siebie musi w formularzu wynosić przynajmniej 6,4 mm lub wielokrotność tego odstępu. Jeżeli chodzi o odstęp linii pionowych, to — ze względu na ewentualne zastosowanie pisma maszynowego — powinien wynosić on pewną zaokrągloną wielokrotność 2,6 mm. Nagłówki formularzy musi być dostatecznie przejrzyste; w lewym rogu u góry powinien być znak wydziału opracowującego formularze, w prawym rogu u góry bliższe dane co do okresu sprawozdawczego oraz nazwa zakładu. Wresz-

cie sam tekst formularzy ma być wzorem jasności; zależności pomiędzy rubrykami muszą być przejrzyste, wszelkie skróty winny być łatwo zrozumiałe, przy wszelkich wielkościach mianowanych musi być podany w nawiasach wymiar tych wielkości np. (t), (kWh). — W ustępie IV niniejszego referatu podano wzory kilku formularzy, zadośćczyniących powyższym wymaganiom formalnym. Formularze te dotyczą sprawozdań, przesyłanych przez huty żelazne do organizacji nadrzędnych; mają one celowo bardziej ogólny charakter, niż sprawozdania wewnętrzno-hutnicze.

II. Ogólne uwagi o wielkościach technicznych, występujących w sprawozdaniach

Jako zasadę wysunąć należy konieczność jak najdokładniejszego mierzenia wszelkich wielkości technicznych, występujących w sprawozdaniach wydziałowych, gdyż tylko wówczas sprawozdania te, stanowiące podstawę dla dalszych opracowań, będą zawierały dostatecznie pewny materiał ilościowy.

Przy opracowaniu sprawozdań należy pamiętać, iż nawet przybliżone lub dorywcze mierzenie wielkości technicznych, jak wagi, ilości, długości itp. jest lepsze od niemierzenia wogóle. Jeżeli więc trudno ważyć złom obiegowy w stalowni (wilki, nadlewy, lejki, kości itd.) to jednakże przez sporadyczne ważenie tych odpadków można ustalić dostatecznie dokładnie przybliżoną wagę tego złomu obiegowego we wsadzie w stosunku do wytwórczości danej stalowni; jest to bezwzględnie lepsze niż szacowanie tych ilości na oko.

Analogicznie w dziedzinie zużycia węgla przez poszczególne piece grzewcze lepiej jest notować dokładnie ilość zużytych wózków czy taczek, niż operować przybliżonymi danymi, nieopartymi na pomiarach.

Druga zasadnicza uwaga dotyczy każdorazowego dokładnego sprecyzowania tej wielkości technicznej, o którą chodzi. Tak np. nie można mówić ogólnie o węglu koksującym koksowni. Pamiętać trzeba, że występują tam trzy rodzaje węgla: 1) węgiel koksujący, przywożony z kopalń, 2) mieszanina wsadowa węgla, wychodząca z wież węglowych na taśmę przenośnika, 3) węgiel zwilżony i specjalnie ubity, przygotowany do wsadu. Tak samo nie można mówić ogólnie o gospodarce elektrycznej huty, nie podając dokładnie, czy chodzi tu o ilości energii elektrycznej, pobrane z zewnątrz oraz wytworzone we własnej elektrowni, czy też o faktyczne zużycie tej energii elektrycznej przez

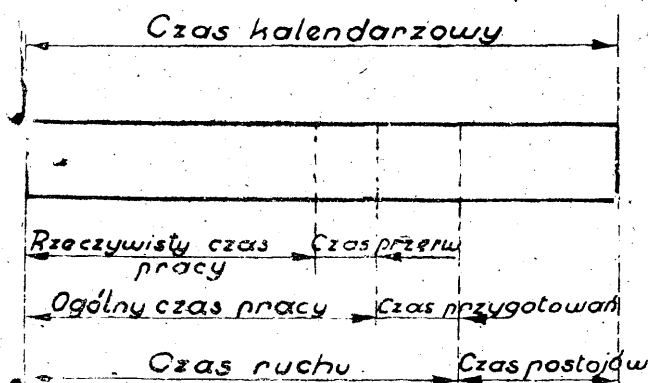
odbiorców na hucie, które jest mniejsze od poprzedniego o wielkość strat w elektrycznej sieci hutniczej oraz zużycie własne elektrowni hutniczej.

III. Terminologia i definicje pojęć technicznych w sprawozdaniu

Cała wartość miesięcznych sprawozdań stanie się mimo to wątpliwa, jeśli nawet przy najlepszych formularzach i przy wielkiej ilości podanych liczb terminologia oraz definicje wielkości technicznych i liczb charakterystycznych nie będą jednoznacznie ustalone. W przeciwnym razie otrzymujemy nieporównywalne liczby i zarówno kontrola sprawozdań jak i wyciąganie dalszych wniosków, nie mogą dać pożądanego wyniku.

Dlatego też jako pracę przygotowawczą pierwszorzędnej wagi należy postawić obowiązkowe ustalenie dla wszystkich hut żelaznych jednej wspólnej terminologii i jednolitych definicji wielkości technicznych oraz liczb charakterystycznych, występujących w sprawozdaniach poszczególnych wydziałów hutniczych. Praca ta jest dosyć żmudna i nie da się od razu zakończyć. Jest ona jednakże nieodzownie potrzebna i nią się zajmiemy w dalszych rozważaniach.

Jako ważny ogólny punkt sprecyzować należy przede wszystkim terminologię różnych czasów występujących w sprawozdaniach wydziałowych. W ramach zrozumiałego samo przez się czasu kalendarzowego (rys. 1) rozróż-



Rys. 1.

nić wypada **czas ruchu**, w ciągu którego załoga danego oddziału znajduje się na swojej swojej dniówce oraz **czas** (dłuższych i przewidzianych) **postojów**.

Czas ruchu dzieli się skolei na **ogólny czas pracy** i na **czas przygotowań**, (np. przekład

walców w czasie dniówki lub rozpał pieca w czasie dniówki). Wreszcie czas pracy dzieli się na **rzeczywisty czas pracy** i na **czas** (krótszych i nieprzewidzianych) **przerw w ruchu**.

Opierając się na powyższych definicjach różnego rodzaju czasów, wprowadzamy współczynniki wykorzystania czasu. **Współczynnikiem wykorzystania czasu pracy** będziemy nazywali stosunek rzeczywistego czasu pracy do ogólnego czasu pracy; **współczynnikiem wykorzystania czasu kalendarzowego** nazwiemy stosunek ogólnego czasu pracy do czasu kalendarzowego. Wreszcie ogólnym **współczynnikiem w wykorzystaniu czasu kalendarzowego** będziemy nazywali stosunek rzeczywistego czasu pracy do czasu kalendarzowego; jest on jak łatwo sprawdzić, równy iloczynowi wyżej określonych obu współczynników.

IV. Miesięczne sprawozdania wydziałowe

Miesięczne sprawozdania wydziałowe muszą obejmować zasadniczo dla wydziałów wytwórczych następujące zasadnicze grupy danych:

- wytwórczość, dane o zużyciu czasu oraz materiały wsadowe, wszystko zgrupowane według możliwości według poszczególnych agregatów,
- stan wysyłki,
- stan zapasów (materiały wsadowe, wytwory itd.,
- stan zamówień,
- stan załogi,
- ewentualne dodatkowe dane (zużycie energii, ważniejszych materiałów pomocniczych itp.)

W wydziałach pomocniczych powyższe grupy danych ulegają pewnej redukcji.

Po tych uwagach ogólnych wypada zająć się kolejno poszczególnymi sprawozdaniami wydziałowymi i przynajmniej dla zasadniczych wydziałów podać definicje tych najważniejszych wielkości technicznych, które w nich występują.

A. Koksownia

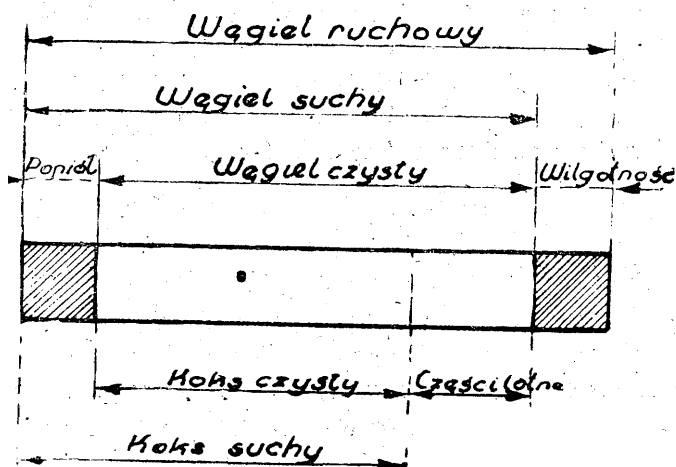
- Oprócz rzeczywistego wsadu węgla, uzgadnianego ze stanem zapasów i przychodem, wprowadzić należy dla pieców koksowniczych wsad przeliczeniowy węgla suchego = ogólna waga węgla w tonach, wsadzonego w rozpatrywanym czasokresie do pieców, po przeliczeniu tego węgla na stan suchy, to jest po odliczeniu średniej wilgotności, występującej w węglu.

- Oprócz wytwórczości rzeczywistej koksu w stanie ruchowym, uzgadnianej ze stanem za-

pasów i wysyłką, wprowadzić należy wytwórczość przeliczeniową koksu suchego w tonach, odliczając od wytwórczości rzeczywistej średnią wilgotność, zawartą w koksie.

3. Czas rzeczywisty pracy baterii pieców odpowiada czasowi kalendarzowemu, zmniejszonemu o czas postojów przewidzianych i czas przerw nieprzewidzianych oraz ewentualnie o czas przygotowań.

4. Wydajność godzinna w tonach odpowiada ogólnej miesięcznej wytwórczości przeciętnej baterii pieców, odniesionej do podanego wyżej rzeczywistego czasu pracy baterii.



Rys. 2.

5. W myśl terminologii rysunku 2, procentową zawartość popiołu i procentową wilgotność węgla należy podawać w stosunku do węgla w stanie ruchowym; natomiast procentowa zawartość części lotnych odnosi się do t. zw. węgla czystego, a więc do węgla bez popiołu i bez wilgotności.

6. Wytwórczość i zużycie gazu podawać należy w nm^3 , biorąc pod uwagę gaz suchy, sprowadzony do 0° i do ciśnienia 760 mm rtęci. Jednostkową wytwórczość gazu odnosimy do 1 t wsadowego węgla suchego.

7. Uzyski produktów ubocznych (smoły, siarczan amonu, benzolu) podawać należy w stosunku do zdefiniowanego powyżej wsadu węgla suchego.

B. Wielkie piece.

1. Namiarem nazywamy ogół wszystkich materiałów wsadowych wielkiego pieca, zaliczanych w pełnej wadze w ich stanie ruchowym. Namiar składa się więc z:

- rud,
- złomu wielkopiecowego,
- innych żelazodajnych surowców,
- topników,

wszystko podane w tonach.

2. Czas rzeczywisty pracy wielkiego pieca odpowiada czasowi kalendarzowemu, zmniejszonemu o czas postojów oraz ewentualnie o czas przygotowań.

3. Wydajność dzienna wielkiego pieca w tonach odpowiada ogólnej miesięcznej wytwórczości surówki w tonach, przeliczonej na podstawie podanego wyżej rzeczywistego czasu pracy.

4. Uzysk oblicza się na podstawie wytwórczości miesięcznej surówki w stosunku do zdefiniowanego wyżej zamiaru miesięcznego.

5. Zużycie ogólne oraz jednostkowe koksu przelicza się na koks suchy.

6. Wytwórczość i zużycie gazu wielkopiecowego podawać należy w nm^3 , jednostkową wytwórczość gazu odnosimy do 1 t koksu suchego.

C. Stalownia

1. Wsad obejmuje:

- surówkę (płynną i stałą) i złom żeliwny,
- ewentualnie metal wyświeżony wstępnie w innych piecach,
- złom stalowniczy wraz ze złomem stalowniczym obiegowym,
- rudę przeliczoną wagowo na czystą zawartość (Fe + Mn),
- metaliczne dodatki (FeMn, FeSi, Al i inne ferrostopy).

2. Czas rzeczywisty pracy pieca odpowiada czasowi kalendarzowemu, zmniejszonemu o czas postojów przewidzianych i czas przerw nieprzewidzianych oraz ewentualnie o czas przygotowań. Rzeczywisty czas pracy obejmuje normalne reparatury pieców, przeprowadzone każdorazowo po spuście.

3. Wytwórczość pieca lub całej stalowni odpowiada wadze dobrych wlewków (kwadratowych, okrągłych, płaskich itd.) + waga ewentualnych dobrych odlewów stalowych.

4. Uzysk oblicza się na podstawie wyżej określonej wytwórczości i wyżej określonego wsadu.

5. Wydajność godzinną pieca oblicza się w odniesieniu do podanego wyżej rzeczywistego czasu pracy i podanej wyżej wytwórczości pieca.

6. Zużycie paliwa podawać należy zawsze loco wentyl gazowy pieca; tak więc nie można dodawać wartości opałowej węgla generatorowego do wartości opałowej gazu, koksowego lub mieszanego, doprowadzanych wprost do kanałów pieca, lecz należy uprzednio uwzględnić skutek użyteczny ciepłny generatorów i ich rurociągów przesyłowych.

D. Walcownia (jak również młotownie i prasownie).

1. Wsad walcowni wagowo przeobraża się w:

- a) wytwory,
- b) odpady,
- c) braki,
- d) **stratę materiału.**

2. Odpady (obcięte konce, szlaka, zgar) i braki stanowią materiał obiegowy na hucie, który przynosi walcowni uznania pieniężne ze strony innych wydziałów. Część zgaru jest jednakże nieuniknioną stratą materiału i dlatego została specjalnie uwidoczniiona przy bilansie **wagowym wsadu i jego przerobu.**

3. Czas rzeczywisty pracy walcowni odpowiada czasowi kalendarzowemu, zmniejszonemu o czas dłuższych postojów przewidzianych i czas krótszych przerw nieprzewidzianych oraz ewent. czas przygotowań, np. **czas przekładania walców w czasie dniówki.**

4. Wytwórczość odpowiada wadze właściwie przerobionych i nadających się na sprzedaż wytworów. Należy rozróżniać wytwórczość:

- a) pieców,
- b) walcarek,
- c) wykończalni oraz
- d) walcowni jako całości.

5. Uzysk oblicza się na podstawie wyżej określonej wytwórczości; należy tylko rozróżniać: a) uzysk walcowni jako całości od b) uzysku otrzymanego w piecu, c) uzysku na walcarece, d) uzysku na wykończalni.

6. Wydajność godzinną walcowni należy obliczać w stosunku do podanego wyżej rzeczywistego czasu pracy i do określonej wyżej wytwórczości.

7. Zużycie paliwa w piecach walcowni należy odnosić do wsadu, podając po przeliczeniu ilość zużytych kalorii na tonę albo 1 kg wsadu.

E. Wydział energetyczny

1. Jak już o tym była mowa wyżej, należy zawsze dokładnie rozróżniać, o jakie ilości danego rodzaju energii chodzi: czy o pobierane przez poszczególnych odbiorców na hucie, czy też o ilości wytwarzane, które to ostatnie obejmują jeszcze straty sieci hutniczych oraz ewentualne zużycie własne wytwórni energii.

2. Przy wydziałach ciepłych o ruchu ciągłym, np. walcownie, młotownie itd., gdzie w czasie przewidzianych postojów piece grzewcze stygną, tak iż należy je rozgrzewać przed rozpoczęciem dniówki, jest rzeczą konieczną

robić ogólne zużycie paliwa na paliwo rozpałowe i na paliwo ruchowe. Paliwo rozpałowe obejmuje zużycie paliwa aż do momentu rozpoczęcia dniówki, poczym rozpoczyna się zużycie paliwa ruchowego i trwa aż do końca dniówki.

3. Przy wszystkich analizach chemicznych paliwa należy zaznaczyć, czy dotyczą one paliwa suchego czy też wilgotnego.

4. Przy danych, dotyczących ciśnienia, należy dokładnie podać, czy chodzi o ciśnienie absolutne, czy też o względne, mierzone każdorazowo w stosunku do panującego ciśnienia atmosferycznego.

5. Ilość gazów, występującą na hutach, podawać należy jednolicie w nm^3 , to jest w stanie suchym po sprowadzeniu objętości gazu do 0° i do ciśnienia 760 mm rtęci. Jest to i z tego względu wskazane, iż analiza aparatu Orsat'a lub aparatów pokrewnych dotyczy właśnie gazów w stanie suchym. W wypadkach, kiedy podajemy ilość gazów, obliczoną dla innego stanu, należy to **wyraźnie zaznaczyć.**

6. Przy obliczaniu wartości opałowych należy brać wszędzie pod uwagę tylko wartość opałową dolną wszelkich gatunków paliwa.

Jako ilustrację powyższych dyspozycji w sprawie opracowania miesięcznych sprawozdań wydziałowych podajemy wzory formularzy dla kilku wydziałów. Formularze te bynajmniej nie są jedynym możliwym rozwiązaniem tego rodzaju i należy je uważać tylko za jedną z prób w tym względzie, czyniącą zadość podanym wyżej warunkom. Przypominamy, że chodzi tu o sprawozdania miesięczne dla instytucji nadrzędnych, nie wnikające celowo w szczegóły.

Formularz, dotyczący zużycia paliwa i energii (tabl. 3), ma na celu ujęcie liczbowe miesięcznego zużycia ilościowego przez zakłady paliw stałych (według sortymentów), ponadto wody ruchowej i powietrza sprężonego. Do tego celu wystarczył format A4; nagłówek i tekst rubryk formularza podaje w sposób jednoznaczny te wielkości, które ma wypełnić zakład. Rubryki, które nie mają być wypełnione, są specjalnie zakreskowane; przy wszelkich wielkościach mianowanych podany jest w nawiasach wymiar tych wielkości. Pomiedzy dziurkami, przeznaczonymi dla dziurkacza, wprowadzono bliższe dane dotyczące wydziału i referatu, opracowującego formularz, oraz datę wykonania formularza.

Jako druga ilustracja niech posłuży formularz sprawozdania miesięcznego koksowni (tabl. 4). Również i ten formularz udało się

C.Z.P.H.

Tabl. 3

Rok

Wydział Energetyczny

Huta

Sprawozdanie zużycia paliwa i energii

za miesiąc

Sortyment	Węgiel płomienny							
	Zużycie (t/miesiąc)				Zapasy na 1-go..... (t)	Wartość cieplna (kcal/kg)	Wilgot- ność (%)	Zawartość popiołu (%)
	Ruchowy	Deputat	Ogółem	Udział (%)				
Kęsy ponad 120 m/m								
Kostka 80-220 m/m								
Orzech I. 5-80 m/m								
„ II. 30-50 m/m								
„ III 19-30 m/m								
„ IV. 10-18 m/m								
„ V. 6-10 m/m								
Miał I. 0-10 m/m								
„ II. 0-6 m/m								
S u m a				100				

Sortyment	K o k s					U w a g i	
	Zużycie		Zapasy na 1-go.....	Wartość cieplna (kcal/kg)	Wilgot- ność (%)		Zawar- tość (%)
	(t/mies)	Udział (%)					
Kęsy ponad 80 m/m							
Kostka 60-80 m/m							
Orzech I. 40-60 m/m							
„ II. 20-40 m/m							
Goszek 10-0 m/m							
koksik 0-10 m/m							
S u m a							

Węgiel koksujący		U w a g i
Zużycie (t/mies.)		
Zapasy na 1-go		

Woda ruchowa		U w a g i
Dodatkowa woda do obiegu chł. (m ³ /mies.)		
Dodatkowa woda do obiegu b. (m ³ /mies.)		

Powietrze sprężone		U w a g i
Ilość (nm ³ /mies)		
Ciśnienie (atn.)		

Podpis:

Data:

C.Z.P.H. Wydział Techniczny

Sprawozdanie koksowni

Rok Huta

za miesiąc

Main production report table with columns for Wytworczosc, Gaz, Wytworzenie, Prace, and various production metrics.

Table B: Zapis na 1 (Inventory/Record per 1) for various materials like dobuty, ogolem, etc.

Analiza koksu w piecowego (średnia)

Table C: Kokso analysis data including Wilgotnosc, Popól, Wyrzynalosc, and Scieralnosc.

Table D: Uzyski przeliczone na węgiel suchy (Yields calculated on dry coal) for Smoła, Benzol, Siarcz. amon., and Gaz.

Zuzycie energii

Table E: Energy consumption table with columns for Rodzaj, Para, Prąd, and Woda ruch.

Uwagi

Podpis: Data:

utrzymać w formacie A. Grupa A. danych formularza obejmuje liczby, dotyczące wytwórczości, czasu pracy, ilości pracowników i przeprowadzonych robotniko-dniówek, oraz dane, dotyczące węgla wsadowego. Grupa B. dotyczy zapasów, wysyłki miesięcznej i otwartych zamówień na wytwory koksowni oraz obejmuje obrót węgla i głównych materiałów pomocniczych. W grupie C. podano głównie dane średniej analizy koksu wielkopiecowego; grupa D. obejmuje uzyski wytworów koksowni, przeliczone na węgiel suchy; wreszcie w grupie E. podano zużycie energii ogólne i jednostkowe za miesiąc sprawozdawczy.

V. Statystyka

Miesięczne sprawozdania wydziałowe pozwalają ustalić szereg ważnych zależności i wniosków przy pomocy statystyki. Jak wiadomo statystyka jako nauka pomocnicza nie posiada właściwego określonego obiektu badań, lecz tworzy tylko metody badań, stosowane w różnych dziedzinach życia. Celem statystyki jest liczbowo charakterystyka powtarzających się zjawisk, mierzonych w określonych, jednostkach pomiarowych.

W przeciwieństwie do nauk przyrodniczych, dla których prace statystyczne posiadają prawie niezmienną wartość w czasie i przestrzeni, statystyka ruchowa, jak i wszelka statystyka gospodarcza, dotyczy ciągle zmiennego układu zjawisk i ma na celu w pierwszym rzędzie właśnie ujęcie zależności, występujących przy zmianach tych zjawisk.

Miesięczne sprawozdania wydziałowe ze swoim ogromnym materiałem liczbowym, odnoszącym się do przeróżnych dziedzin technicznego życia huty, nadają się w znakomity sposób do opracowań statystycznych.

Tak więc obok szczegółowej statystyki wytwórczości wraz z uzupełniającym przeglądem czasów mamy statystykę wsadu, zapasów, wysyłki, stanu zamówień, stanu załogi, zużycia energii, zużycia materiałów pomocniczych itd. Sam przegląd tych liczb daje wyraźny obraz rozwoju zakładu, zmian warunków pracy, wpływu racjonalizacji itp.

Przez systematyczne porównawcze ujęcie tego bogatego materiału liczbowego można ustalić ważne zależności (korelacje), istniejące pomiędzy poszczególnymi wielkościami, jak np. pomiędzy procentowym wsadem surówki i średnim czasem trwania topu w piecach martenowskich, albo pomiędzy uzyskiem z namiaru

wielkopiecowego i wytwórczością wielkiego pieca. Tym samym statystyka ruchowa pozwala opracować podstawy techniczne pracy wydziałów przy zmiennych czynnikach tej pracy, ułatwia kontrolę wyników oraz umożliwia planowanie wytwórczości. Ta ostatnia dziedzina jest specjalnie ważna, zwłaszcza w okresie kierowanej gospodarki państwowej. Dlatego też należy uważać statystykę techniczną za niezwykle cenny materiał, bez którego nie może się dzisiaj obyć kierownictwo zakładów i wydziałów. Przypomnieć wypada, iż jednolity sposób opracowywania miesięcznych sprawozdań wydziałowych pozwala przeprowadzić porównanie pracy tych samych wydziałów na różnych zakładach, a tym samym ułatwia racjonalizację pracy zespołu zakładów.

Jako cenne uzupełnienie statystyki technicznej z jej szkieletem ilościowym całego przebiegu wytwórczości na hutach podnieść wypada szczegółową statystykę kosztów własnych, która daje ekwiwalent pieniężny dla procesów technicznych, ujętych przez miesięczne sprawozdania wydziałowe.

Właściwy i pełny obraz otrzymujemy dopiero przez zestawienie obu tych statystyk, gdyż w ten sposób oprócz strony technicznej analizujemy i uwzględniamy również stronę ekonomiczną pracy zakładu.

Streszczenie

Miesięczne sprawozdania wydziałowe hut żelaznych posiadają pierwszorzędne znaczenie dla kierownictwa technicznego zakładów. Aby spełnić to zadanie, zarówno strona formalna, jak i treść tych sprawozdań musi być jak najstaranniej opracowana. Należy w tym celu stworzyć przede wszystkim jasne i jednoznaczne definicje wszystkich wielkości, występujących w sprawozdaniach, oraz dążyć do tego, aby wszelkie wielkości techniczne na hutach były jak najdokładniej mierzone. Jako przyczynek do tej ważnej pracy podano dla głównych działów hutnictwa definicje najważniejszych wielkości technicznych, ilustrując zagadnienie przykładami tekstów formularzy.

Koniecznym uzupełnieniem miesięcznych sprawozdań wydziałowych jest statystyka. Umiejętne posługiwanie się sprawozdaniami miesięcznymi i ich statystyką jest w okresie kierowanej gospodarki państwowej nieodzownie potrzebne. Cenne uzupełnienie statystyki technicznej stanowi statystyka kosztów własnych, dając liczbowe ujęcie ekonomicznej strony pracy zakładów.

Przyczynek do badań nad trwałością wlewnic stalownianych.

Badania przeprowadzono na dwóch próbach A i B o następującym składzie:

	A	B
Węgiel związany	0,000	0,220
grafit	3,570	3,190
suma węgla	3,570	3,410
Si	2,010	2,210
Mn	0,470	0,400
P	0,120	0,100
S	0,068	0,067
Stopień nasycenia		
w/g Heyna	0,98	0,96
Wytrzymałość		
w/g tward. Brinella	36,4	44,6

W pierwszym rzędzie chodziło o stwierdzenie jaki wpływ będzie miała na jakość wlewnic, przy tych samych warunkach badania, ta okoliczność, że w materiale próby A nie występuje wogóle węgiel związany, natomiast materiał próby B zawiera 0,22% cementytu.

Badania mikrograficzne potwierdziły analizę chemiczną. Materiał próby A wykazał czysto ferrytyczną strukturę, podczas gdy w materiale próby B widoczny był perlit w osnowie ferrytycznej w ilości odpowiadającej procentowej zawartości cementytu.

Próbki z materiału A i B poddane były badaniu dilatometrycznemu w dilatometrze różnicowym Chevenardá, przyczem badano mikrostrukturę zarówno przed jak i po próbie dilatometrycznej. Chodziło w tym wypadku o stwierdzenie czy w czasie stygnięcia żeliwa, w warunkach istniejących w odlewni, powstają w nim naprężenia wewnętrzne oraz czy istniejące ewentualnie naprężenia można usunąć przez żarzenie w temp. 600° C.

Poza tym wymienione próby dilatometryczne miały wyjaśnić wpływ żarzenia w tej temp. na końcową strukturę oraz na jakość materiału ze względu na jego trwałość w warunkach pracy wlewnicy.

Z otrzymanych krzywych dilatometrycznych wynikało, że w warunkach normalnego stygnięcia w odlewni, żeliwo próby A i B nie wykazało żadnych naprężeń wewnętrznych.

Poza tym okazało się, że przy stygnięciu z tego zakresu temp. żeliwo zachowuje się prawie zupełnie obojętnie nie wykazując żadnych tendencji do deformacji lub powstawania naprężeń. Na tej podstawie autor wyciąga wniosek, że zarówno przy podgrzewaniu jak i przy chłodzeniu wlewnic w zakresie temperatur od 0° do

600° C nie należy się obawiać powstawania w nich dodatkowych naprężeń lub odkształceń.

Porównanie struktury przed i po żarzeniu w temp. 600° wykazało, że grafit ma tendencję do zgrupowywania się wokół pewnych ośrodków krystalizacji, przyczem na listach grafitu entektycznego krystalizuje w formie drobniutkiej szczoteczki grafit trzeciorzędny.

Dla zbadania zachowania się materiału wlewnicowego przy podgrzewaniu do wyższych temperatur i następnym chłodzeniu zostały badane próbki jeszcze raz umieszczone w dilatometrze i ogrzewane do temperatury 950° C. Szybkość podgrzewania była dokładnie regulowana i wynosiła 6° na minutę. W temp. 950° próbki wytrzymały przez pół godziny aby przemiana fizy α w β mogła się całkowicie dokonać, poczem ochłodzono je z szybkością 8° na minutę. Tę operację powtórzono dwukrotnie dla każdej próbki. Próba ta wykazała, że przy ogrzewaniu powyżej temperatur przemian alotropowych zarówno materiał próby A jak i B traci całkowicie swoją niewrażliwość i obojętność, którą wykazywał przy zmianach temp. w granicach od 0° do 600° C.

Histereza przemiany jest dla materiału próby B zawierającego perlit o wiele większa niż dla materiału próby A.

Na podstawie tych badań autor dochodzi do wniosku, że żeliwo wlewnicowe, a w szczególności żeliwo zawierające perlit podlega na żarzeniach odkształcającym jeśli tylko osiąga temperatury rozpoczynających się przemian alotropowych.

Naprężenia te stoją w pewnym stopniu do stopnia przemiany alotropowej, która nastąpiła w żeliwie. Te ciągle powstające w czasie przemian alotropowych naprężenia wewnętrzne najsilniej oddziałują z natury rzeczy tam, gdzie występuje nierównomiernie podgrzewanie lub chłodzenie.

Obserwacja struktury wykazała, że po podgrzewaniu żeliwa do temperatury powyżej 950° C aż do rozpuszczenia węgla w mieszanych kryształach fazy β, następuje miejscami koagulacja grafitu w postaci zwyrodniałej podwójnej entektyki grafitowej wokół której wykrywa się perlit. Wskutek tego struktura staje się silnie niejednorodną, co może mieć tylko ujemny wpływ na jakość materiału wlewnicowego.

Entektyka fosforowa jest rozmieszczona wśród pierwotnej dentrytycznej struktury że-

liwa wlewnicowego w postaci małych kanciąstych płytek. Wpływ fosforu na właściwości żeliwa wlewnicowego jest analogiczny jak perlitu tylko znacznie silniejszy. Powoduje on wzrost wrażliwości na zmiany temperatur (naprężenie wewnętrzne) ale też i wzrost odporności na ścieranie. Dlatego też wlewnice zawierające stosunkowo dużo fosforu przy dobrym obchodzeniu się z nimi wytrzymują często większą ilość odlewów niż wlewnice o niskim fosforze. Natomiast większa zawartość siarki jest zawsze szkodliwa ze względu na powodowanie kruchości żeliwa w temp. czerwonego żaru.

Z wyników badań można wyciągnąć następujące jednoznaczne wnioski.

1. Żarzenie do temp. 600° C dla usunięcia ewentualnych naprężeń jest bez jakiegokolwiek wpływu na trwałość materiału.
2. Na trwałość wlewnic oddziałują przede wszystkim dwa czynniki.

Żeliwo hematytowe o ferrytycznej strukturze bez perlitu wykazuje o wiele mniejszą wrażliwość na naprężenia przy zmianach temperatur niż takie samo żeliwo o pewnej zawartości perlitu. Z tych względów wypadki pęknięć wlewnic o budowie czysto ferrytycznej są w praktyce stosunkowo nieliczne w porównaniu do wlewnic o budowie perlitycznej, które zwłaszcza przy niewłaściwym obchodzeniu się z nimi wykazują znaczny procent pęknięć na skutek naprężeń termicznych. Natomiast jeśli idzie o ścieralność to wlewnice perlityczne mają przewagę nad ferrytycznymi i mogą wytrzymać większą ilość odlewów o ile są odpowiednio traktowane szczególnie przy chłodzeniu po odlewie wlewków. Zachowują się one znakomicie szczególnie tam gdzie istnieje duży, dobrze utrzymany park wlewnic i gdzie jest dobry dozór nad nagrzewaniem i chłodzeniem wlewnic w czasie ich pracy.

Jeśli idzie o zagadnienie stosowania materiałów stopowych w celu poprawienia własności wlewnic to niestety wysokie ceny dodatków

stopowych i trudności otrzymania ich uniemożliwiają prawie przeprowadzenie na większą skalę odpowiednich badań. Jako jedyny stosunkowo tani dodatek stopowy może wchodzić w rachubę tylko miedź. Miedź w mniejszych ilościach 0,12% do 0,18% powoduje powstawanie ośrodków krystalizacji grafitu i zmniejszenie wrażliwości materiału wlewnicowego na naprężenia techniczne, gdyż dodatek miedzi powoduje wyraźny wzrost przewodności cieplnej żeliwa.

Dodatek surówki tytanowej działa w ten sposób, że przez wytwarzanie bardzo licznych zarodków krystalizacyjnych powoduje powstanie drobnolistkowego grafitu. Jednakże nie ma to większego wpływu na trwałość wlewnic, gdyż już wtórna struktura, po żarzeniu nie wykazuje prawie żadnej różnicy w porównaniu z żelivem wytopionym bez dodatku surówki tytanowej.

Dalszym ważnym czynnikiem oddziałującym na właściwości wlewnic jest według mniemania autora kwestia dziedziczności, to znaczy, że wytopione żeliwo wykazuje cechy użytych do wsadu surowców. Jest rzeczą stwierdzoną, że kokile o indentyzycznym prawie składzie chemicznym, lecz odlane z materiałów wytopionych z różnych surowców wykazują znaczne różnice w trwałości. Z drugiej strony musimy przyjąć, że nieznaczne różnice w zawartości siarki i fosforu nie mogą mieć decydującego wpływu na trwałość wlewnic. Istnieje zatem jakaś inna przyczyna różnej długości życia wlewnic i tej przyczyny należy zdaniem autora szukać w pierwotnych własnościach użytego do wsadu hematytu.

Zagadnienia trwałości wlewnic nie można więc rozwiązać tylko za pomocą odpowiedniego prowadzenia wytopu żeliwa w odlewni, lecz należy także zwrócić uwagę na właściwości używanych surowców hematytowych a w dalszej konsekwencji na procesy ich wytwarzania oraz używane do tego celu surowce.

K.

MINISTERSTWO PRZEMYSŁU**CENTRALA ŻELAZA i STALI****KATOWICE, ul. Juljusza Ligonia 7****Telefon 329-61****Skrót telegraficzny: „CENTROSTAL”**

Sprzedaje na prawach wyłączności
wszelkie wyroby hutnicze

- 12 Oddziałów Wojewódzkich
- 12 Składow Głównych Żelaza
- 5 Składow Stali Szlachetnych
- 130 Uznanych Składow Żelaza na terenie całego kraju.

Szkolenie inwalidów wojennych

Państwowy Zakład szkolny dla Inwalidów wojennych w Poznaniu, ul. Piotra Wawrzyniaka 45, donosi zainteresowanym inwalidom wojennym, że pozostała jeszcze ograniczona ilość miejsc wolnych w następujących warsztatach szkolnych: w szewskim 3 miejsca, w cholewarskim 4, w krawieckim 2, w czapniczym 5, w koszykarskim 5, w stolarskim 4, w tapicersko-rymarskim 3, w ślusarsko-mechanicznym 3, w radiotechnicznym 5, na kursie handlowym 6.

Przyjętym do Zakładu zapewnione jest bezpłatne całodzienne utrzymanie, mieszkanie w internacie i opieka lekarska. Nauka w rzemiosłach trwa 2 lata, na kursie handlowym 1 rok. Inwalidzi wojenni, którzy chcą odbyć bezpłatne przeszkolenie w powyższych zawodach, winni bezzwłocznie złożyć podanie wraz z życiorysem w dyrekcji Zakładu.

STATYSTYKA

A. HUTNICTWO ŻELAZNE.

w tonach

Wytwórczość

Działy	R o k 1 9 4 5					
	I kwartał (luty— marzec)	II kw.	III kw.	IV kw.	grudzień	Ogółem (luty-grudz.)
I. Surówka						
Surówka martinowska	9.472	21.226	73 355	107.225	31 621	211.278
Surówka odlewnicza	—	2.135	6.574	6.233	2 544	14 942
Ferrostopy	—	—	754	1.275	890	2.029
Razem	9.472	23.361	80.683	114.733	35 055	228 249
II. Stal						
Wlewki	7.129	81.070	169.041	229.326	72 998	486 566
Odlewy stalowe	332	1.839	3.161	3.131	948	8.463
Razem	7.461	82.909	172.202	232.457	73 946	495.029
III. Wyroby walcowane						
Półwytwory (do wysyłki naze- wnątrz)	(1.822)	(5.352)	(30.758)	(46 144)	(14 197)	(84.076)
Szyny wraz z akcesoriami	1.215	10.095	25 342	22.757	3.718	59.409
Żelazo kształtowe i szerokosto- powe pow. 80 m/m.	335	3.505	16 541	16.944	6.222	37.325
Żelazo prętowe i uniwersalne	2.140	23.938	31 498	40.189	11.934	97.765
Żelazo na drut (walcówka)	89	4.922	9 169	12.382	3 570	26 562
Taśmy walcowane na gorąco	12	686	2.890	4.413	1 140	8 001
Blachy	1.070	7.677	18 478	36 485	11 613	63 710
Stal we wszelkich gatunkach	263	1.959	2 688	6.259	2 299	11.174
Rury walcowane bez szwu	558	2.315	10 375	14.316	4.237	27.564
Razem¹⁾	5.687	55.097	116 981	153 745	44.733	331.510
IV. Rury						
Rury spawane	12	22	901	1 118	668	2 053
Rury spawane (Ferrum)	—	122	386	1.766	726	2.274
Rury ciągnięte	93	133	524	2.168	773	2.918
Łączniki do rur	32	34	20	26	5	112
Rury podsadzkowe	—	—	323	—	—	323
Razem	137	311	2 154	5.078	2.172	7.680
V. Wyroby kute i prasowane						
Zestawy kołowe	26	712	4.458	8.927	2.923	14.133
Odkówki	153	1.601	2 459	2.166	665	6.379
Razem	179	2.313	6 927	11.093	3 588	20.512
VI. Wyroby działu przetwórczego						
Wytwory zimno walcowane i ciągnięte	85	547	2.450	4 298	1.336	7.380
Różne wyroby z blachy i bla- cha ocynkowana	213	2.026	5.004	6.250	2.152	13 493
Różne wyroby z drutu	63	275	720	725	219	1.783
Konstrukcje, maszyny i urzą- dzenia i inne wyroby	236	2.630	5 133	8.750	2.812	16.749
Razem	597	5.478	13 307	20 023	6 519	39.405
VII. Odlewy						
Wszelkie odlewy żeliwne i spe- cjalne	66	1.654	4.516	7 312	2 369	13.548
Razem	66	1.654	4.516	7.312	2.369	13.548

1) bez półwytwórców

Liczba czynnych pieców

Wyszczególnienie ¹⁾	R o k 1 9 4 5														
	sierpień			wrzesień			październik			listopad			grudzień		
	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c
Wielkie piece	7	7	—	7	7	—	11	10	1	11	10	1	10	9	1
Piece martinowskie	23	21	2	27	24	3	31	28	3	32	29	3	35	30	5
Piece elektryczne	7	7	—	6	6	—	4	4	—	4	4	—	4	4	—

¹⁾ Liczby w rubr. a) dla całej Polski, w rubr. b) dla woj. Śląsko-Dąbr., c) dla pozostałych wojew.

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5				
	sierpień	wrzesień	październik	listopad	grudzień
Ogółem	49 014	52 396	57 060	59 889	62 114
w tym fizycznych	43 652	46 803	51 210	53 840	55 962
„ umysłowych	5 362	5 593	5 850	6 049	6 152

B. KOPALNICTWO RUD.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5					
	I kw.	II kw.	III kw.	IV kw.	grudzień	Ogółem (kwiec.-grudz.)
Ogółem wydobyto	—	7 945	35 461	62 949	21 984	106 355
w tym rudy ilastej	—	4 345	18 746	35 561	12 359	58 652
„ rudy brunatnej (i utlen.)	—	2 700	12 253	18 576	6 219	33 529
„ rudy darniowej	—	—	1 160	3 880	1 400	5 040
„ rudy piritowej	—	900	3 302	4 932	2 006	9 134

Liczba czynnych zakładów

Rejony	R o k 1 9 4 5					
	Ogółem kopalń	w t y m w r u c h u				
		sierpień	wrzesień	październik	listopad	grudzień
Ogółem	25	13	16	18	18	18
Konopiska	6	2	2	4	4	4
Borek	6	3	3	3	4	4
Śląsko-Dąbr.	4	2	2	2	2	2
Staropolski	8	5	7	7	7	7
Panki	*	1	1	1	*	*
Dolno-Śląski	1	—	1	1	1	1

^{*)} w związku ze zmianą schematu organizacyjnego, kopalnia w rej. Panki przeszła do rejonu Borek.

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5				
	sierpień	wrzesień	październik	listopad	grudzień
Ogółem	2 678	3 185	3 838	4 174	4 316
w tym fizycznych	2 534	3 015	3 645	3 967	4 078
„ umysłowych	144	170	193	207	238

C. HUTNICTWO CYNKOWE.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5					Ogółem (luty - grudz.)
	I kwart. (luty-marz.)	II. kwart.	III kwart.	IV kw.	grudzień	
1. Kopalnie:						
Wydobyto rudy blen- dowej	10 685	40073	64 577	85 941	26 699	201 276
Wydobyto rudy gal- manowej	1 113	5663	12 716	16 089	5 049	35 581
2. Zakłady wzbogacania:						
blendy	2 146	7215	12 207	15 738	4 854*	37 306
galena	202	541	936	1 347	436	3 026
galman	914	4945	11 061	14 355	4 583	31 275
3. Huty tlenku cynku:						
tlenek spiekany	1 483	2485	4 961	6 656	1 943	15 585
4. Prażalnie:						
blendy prażona i spiekana	3336	7923	14 776	15 397	5 254	41 432
kwas siarkowy 50° B ^e	901	5752	22 674	23 955	7 946	53 282
siarka	354	1052	301	1 490	602	3 197
5. Huty cynkowe:						
cynk surowy	3316	6697	9 421	10 916	3 679	30 350
cynk elektrolityczny	1045	1580	1 828	1 582	563	6 035
6. Walcownie cynku:						
blacha cynkowa	465	1582	3 639	4 167	1 342	9 853
7. Huta ołowiu:						
ołów handlowy	991	1108	1 805	2 149	750	6 053
glejta	14	33	—	66	—	113
minia	32	—	25	86	3	143
blacha ołowiana	—	71	160	217	84	448
inne wyroby	1	15	37	51	14	104
8. Zakład kadmu						
kadm	—	—	15,45	33,7	10,6	49,15

Liczba czynnych zakładów

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5				
	sierpień	wrzesień	październik	listopad	grudzień
Kopalnie rud	2	4	4	4	4
Zakłady przeróbki mechanicznej	2	2	2	2	2
Huty tlenku cynku	2	2	2	2	2
Prażalnie	5	5	5	5	5
Huty cynku i ołowiu*)	5	5	6	6	6
ilość pieców w ruchu	22	24	25	25	25
ilość system. elektrolit.	1	1	1	1	1
Walcownie cynku	3	3	3	3	3
Zakłady kadmu	1	2	2	2	2

*) w tym 1 huta ołowiu

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	R o k 1 9 4 5				
	sierpień	wrzesień	październik	listopad	grudzień
Ogółem	9 559	9 749	10 096	10 360	10 451
w tym fizycznych	8 403	8 570	8 908	9 129	9 211
„ umysłowych	1 156	1 179	1 188	1 231	1 240