

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE SPRAWOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XIII

KATOWICE - SIERPIEŃ - 1946

ZESZYT 8

Inż. Mikołaj CZYŻEWSKI
Akademia Górnicza

Kontrola jakości rud i pracy prażaków.

(Ciąg dalszy.)

4. Wyniki badań pracy prażaka.

Prażalnia kopalni „Stanisław” posiadała 3 prażaki, główne wymiary których uwidoczniło na rys. 7. Pojemność prażaka (V) wynosi 89,9 m³, a powierzchnia zewnętrzna płaszcz (F) 193 m².

Ze względu na to, że prażalnia nie posiadała wagi do ważenia wózków z rudą surową, nieodzowne było w czasie przeprowadzania badań biegu prażaka, przynajmniej mniej więcej dokładnie, określić wagę załadowanej rudy; w tym celu przy każdym badaniu ustalało się przeciętną wagę jednego wózka w sposób następujący. Z każdego, co 20-tego wózka wysypywano rudę na górny pomost prażaka i, w miarę możliwości szybko, ważono. Wybór rudy do ważenia uskuteczniało się w ten sposób, iż wybierano wózki o różnym naładowaniu. Na podstawie wagi odebranej rudy obliczono przeciętną wagę rudy jednego wózka i na podstawie ilości załadowanych wózków ustalono ogólną ilość (Rs) rudy załadowanej w okresie badania.

Prowadzenie biegu prażaka w czasie badań odbywało się w sposób przyjęty przez kierownictwo prażalni i żadnych uwag, dotyczących prowadzenia prażaka, ani kierownictwu, ani obsłudze prażaka przeprowadzających badania kontrolne nie udzielał.

Wyniki tych badań zestawiono w tabeli 10.

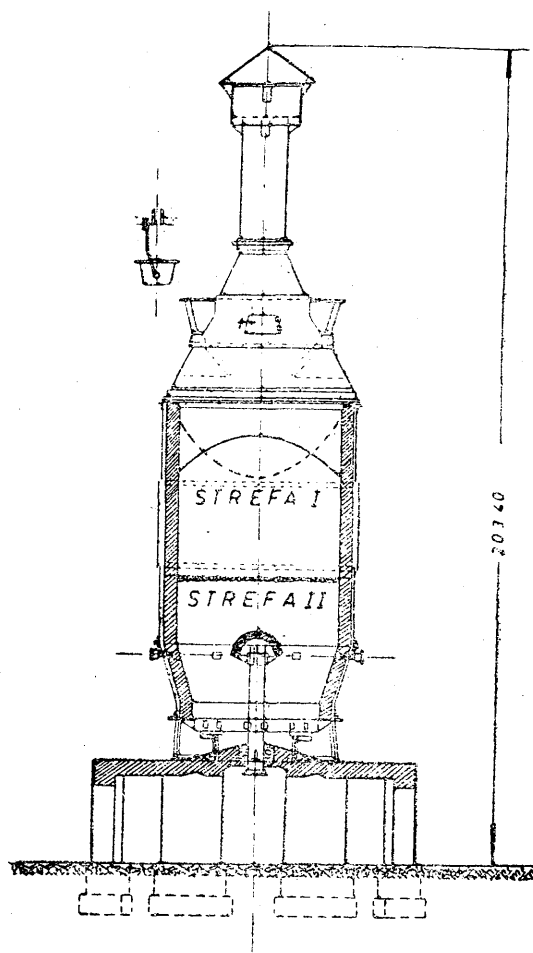
Na podstawie danych, otrzymanych przy badaniach, ustaliliśmy charakterystyczne cechy pracy prażaka.

a) Straty prażenia.

Teoretyczne straty prażenia, obliczone według równania 6, powinny wynosić:

$$S = 0,67 \cdot 28,82 (1,24 - 0,24 \cdot m) + 3,6 = 22,9\%$$

Stopień utlenienia m przyjmujemy równy jedności, ponieważ z wykresu (rys. 3) wynika, że o ile w rudzie prażonej znajduje się



Rys. 7.

Prażak do prażenia rudy przy kopalni „Stanisław”.

37,03%, przy 28,82% żelaza w rudzie surowej, to prawie całkowita ilość żelaza utlenia się na Fe₂O₃ (prosta II).

Z wykresu (rys. 5) otrzymujemy, że straty prażenia przy m = 1 wynoszą 21,3. Jak już wspominaliśmy, wykres ten ma zastosowanie

TABELA 10.

Zestawienie wyników pomiarów, otrzymanych przy badaniu prażaka L. 3.

L. porządkowa	W y n i k i p o m i a r ó w			
1.	Czas badania 96 godz.			
2.	Średnia waga jednego wózka rudy 0,52 t			
3.	Załadowano rudy surowej 681 wózków $R_s = 681 \cdot 0,52 = 354$ t			
4.	Zużyto węgla 1,21 t			
5.	Rozchód węgla w stosunku do rudy surowej $k = 1,21 \cdot 100 : 354 = 3,4\%$			
6.	Otrzymano rudy prażonej:	t	% w stosunku do rudy surowej	% w stosunku do rudy prażonej
	W kawałkach > 25 mm	212,7	60,06	80,94
	W kawałkach 25 — 5 mm			
	Odsiewki 5 mm	19	5,36	7,23
	Niedoprażonej R_n	19,1	5,39	7,26
	Bardzo spieczonej R_p	6,6	1,86	2,51
		5,6	1,52	2,06
	R a z e m	263,0	74,19	100,00
7.	Chemiczny skład spalin: CO_2 — 15,4, CO — 0,3, O_2 — 12,3%; N_2 — 67,5%; H_2O — 4,5% Ciepło niespalonych produktów destylacji węgla kamiennego 25 Kal/m ³ spalin. Zawartość wilgoci 38 gr/m ³ spalin.			
8.	Chemiczny skład węgla: C — 71,51%, H_2 — 4,38%, Ssp — 0,37%, O_2 — 5,56% N_2 — 1,26%, Wilgoć — 3,98 %, Popiół — 12,90%. Wartość opałowa $U_1 = 6374$ Kal/kg Części lotne 34,2%.			
9.	Szybkość przepływających spalin przy temperaturze 200° C, $V_t = 1,99$ m/sek.			
10.	Średnia temperatura odciąganej rudy prażonej 300° C.			
11.	Procentowa zawartość Fe w rudzie surowej 28,82%; wilgoci 3,6%			
12.	Procentowa zawartość Fe w rudzie prażonej 37,03%			
13.	Temperatura płaszcza prażaka (średnia) 107° C			
14.	Czas przebywania rudy w prażaku — 46 godzin			

dla rudy o 2% zawartości wilgoci, ponieważ mamy 3,6% wilgoci, więc do 21,3 trzeba dodać 1,6% i otrzymujemy straty prażenia równe 22,9%.

Straty prażenia, ustalone na podstawie pomiarów wynoszą (według równania 9):

$$S_2 = 1 - \frac{R + R_p}{R_s - R_n} = 1 - \frac{250,8 + 5,6}{354 - 6,6} = 0,26 \text{ (26\%)}$$

Różnica pomiędzy stratami prażenia, obliczonymi teoretycznie a ustalonymi doświad-

czalnie, jest dosyć znaczna i wynosi 3,1%.

Różnica ta wynika wskutek tego, że pewną ilość rudy w postaci pyłu unosi prąd powietrza i nie została ona uwzględniona przy obliczeniach. (Tego pyłu jednak nie powinno być więcej niż 1%). Nie jest wykluczone, że wspomniana różnica mogła zajść także z powodu nieuniknionych niedokładności w określaniu ilości poszczególnych rodzajów rud prażonych. W szczególności niedokładność taka mogła zaistnieć przy ustalaniu ilości rudy surowej, której wagę, jak zaznaczyliśmy

wyżej, obliczono na podstawie przeciętnej wagi poszczególnych wózków. Przyjmując odsiewki < 5 mm i rudę bardzo spieczoną, jako straty, rzeczywiste straty prażenia wynoszą (według wzoru 7):

$$S_o = 1 - \frac{R_1}{R_s - R_n} = 1 - \frac{231,7}{354 - 6,6} = 0,333 \text{ (33,3\%)}$$

Sprawność prażenia będzie się równała:

$$S = \frac{26}{33,3} = 0,78$$

Przy należyтым prowadzeniu prażaka sprawność prażenia powinna wynosić 0,85—0,90.

Rzeczywisty współczynnik użycia rudy, obliczony według równania 8:

$$W_o = \frac{R_s - R_n}{R_1} = \frac{354 - 6,6}{231,7} = 1,5$$

Nie uważając odsiewek i rudy spieczonej za straty, współczynnik powinien się równać (wedle równania 10):

$$W_2 = \frac{R_s - R_n}{R + R_p} = \frac{354 - 6,6}{250,8 + 5,6} = 1,35$$

b. Wydajność prażaka.

Wsad rudy surowej N_s

$$N_s = \frac{24.R_s}{z} = \frac{24.354}{69} = 88 \text{ t/24 godz. (11).}$$

Wydajność prażaka może odnosić się albo do ogólnej ilości otrzymanej rudy prażonej, albo tylko do rudy > 25 mm i odsiewek 25—5 mm, natomiast odsiewki < 5 mm i rudę niedoprażoną uważa się jako straty.

Wydajność prażaka (N_2) w stosunku do ogólnej ilości otrzymanej rudy charakteryzuje pracę prażaka pod względem maksymalnej produkcyjnej jego zdolności, przy danych warunkach prowadzenia i oblicza się według wzoru:

$$N_2 = \frac{24(R + R_p + R_n)}{h} = \frac{24.263}{96} = 66 \text{ t/24 godz. (12)}$$

Wydajność prażaka w stosunku do rudy > 25 mm i 25—5 mm charakteryzuje rzeczywistą produkcyjną zdolność prażaka i oblicza się według wzoru:

$$N_1 = \frac{24.R_1}{h} = \frac{24.231,7}{96} = 58 \text{ t/24 godz. (13)}$$

Wydajność prażaka powinna być daleko większa, jak to udowodnimy w następnym rozdziale.

c. Spaliny i powietrze.

Szybkość przepływających spalin w kominie, przy temperaturze 200° C wynosiła 1,99 m/sek, przy redukcji temperatury do 0° C — szybkość przepływających spalin będzie się równała:

$$V_o = \frac{1,99.273}{273 + 200} = 1,15 \text{ m/sek.}$$

Znając powierzchnię przekroju komina (0,948 m²) obliczamy ilość spalin na minutę.

$$S_p = 0,948.1,15.60 = 65,4 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Zmierzenie ilości dopływającego powietrza w badanych prażakach nie żaden sposób, a wobec tego liczyliśmy na podstawie danych, otrzymanych w czasie badań.

Ilość doprowadzonego powietrza można obliczyć kilkoma sposobami. Sposób pierwszy polega na obliczeniu ilości powietrza (P) na podstawie ilości otrzymanych spalin (S_p) i procentowej zawartości azotu w tychże, która wynosiła 67,5% (tab. 6, poz. 7),

$$P_1 = \frac{65,4.67,5}{79} = 55,6 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Ilość spalin (S_r) odnośnie do kg rudy surowej ustalamy za pomocą wzoru:

$$S_r = \frac{24.60.S_p}{1000.N_s} = \frac{1,44.S_p}{N_s} = \frac{1,44.65,4}{88} = 1,07 \text{ m}^3/\text{kg rudy} \dots (14)$$

Obliczenie ilości powietrza drugim sposobem jest oparte na procentowej zawartości CO₂ i azotu w spalinach, oraz ilości CO₂ powstałego ze spalania węgla i prażenia rudy.

W ciągu minuty wydziela się z rudy CO₂:

$$\frac{28,82.0,788.0,509.61}{100} = 7,05 \text{ m}^3/\text{min.}$$

*) % zawartość azotu w powietrzu.

28,82 — % Fe w rudzie surowej, 0,788 — CO₂ na kg Fe w rudzie, 0,509 — objętość właściwa CO₂, 61 — wsad rudy surowej na minutę.

Ze spalania węgla powstało składników zawierających C (CO₂ + CO):

$$\frac{0,7151 \cdot 1,866 \cdot 3,4 \cdot 61}{100} = 2,77 \text{ m}^3/\text{min.}$$

0,7151 — zawartość C w 1 kg węgla, 1,866 — tyle gazu, zawierającego C, wytwarza się z 1 kg węgla, 3,4 — rozchód węgla w %.

Z węgla kamiennego i rudy wytwarza się 9,82 m³/min. (7,05 + 2,77) (CO₂ + CO); ponieważ w spalinach było 67,5% azotu i 15,7% (CO₂ + CO), więc ilość doprowadzonego powietrza będzie się równała:

$$P_2 = \frac{9,82}{0,79} = 12,43 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Tr: Bardzo spiębiczenia ilości powietrza polegającego na obliczeniu ilości doprowadzonego powietrza przy spalaniu z teoretyczną ilością powietrza, oraz ilość otrzymanych spalin. Różnica pomiędzy ilością spalin, otrzymanych przy badaniu, a ilością spalin, otrzymanych z obliczenia przy spalaniu z teoretyczną ilością powietrza, daje nadmiar powietrza. Suma z nadmiaru powietrza i obliczonej teoretycznej ilości powietrza daje całkowitą ilość powietrza.

$$P_t = \frac{(1,548 \cdot 3,4 + 2,88) \cdot 61}{21} = 23,6 \text{ m}^3/\text{min.}$$

1,548 — ilość tlenu dla spalania kg węgla kamiennego, 2,88 — ilość O₂ dla utlenienia rudy.

Ilość spalin przy spalaniu z teoretyczną ilością powietrza

CO ₂ + CO	9,82
H ₂ O	3,40
N ₂	20,38

Razem: 33,60 m³/min.

Innych składników nie uwzględniamy, ponieważ wpływają one mało na wynik obliczeń.

Na minutę otrzymuje się 65,4 m³ spalin, wobec tego nadmiar powietrza wynosi 65,4 — 33,6 = 31,8, a całkowita ilość powietrza

$$P_3 = 31,8 + 23,6 = 55,4 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Jak widzimy, ilości powietrza, obliczone różnymi sposobami, są bardzo zbliżone do siebie, co udowadnia, że pomiary były przeprowadzone z zupełnie wystarczającą dokładnością, wobec czego przyjmujemy ilość powietrza, dopływającego do prażaka, jako średnią arytmetyczną ilości otrzymanych różnymi sposobami:

$$P = \frac{P_1 + P_2 + P_3}{3} = \frac{55,6 + 53,5 + 55,4}{3} = 54,9 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Ilość powietrza w stosunku do jednego kg spalonego węgla wynosi:

$$P = \frac{54,9 \cdot 100}{61 \cdot 3,4} = 26,5 \text{ m}^3/\text{kg węgla.}$$

Przy prawidłowym biegu prażaka ilość doprowadzonego powietrza powinna zadość uczynić dwóm warunkom: po pierwsze, nie powinna być mniejsza od ilości powietrza, niezbędnego do ochłodzenia w prażaku rudy wyprażonej przynajmniej do 50° C, po drugie, ta ilość powietrza powinna być wystarczająca do normalnego spalania węgla.

O ile te warunki nie zostaną dotrzymane, to, albo ruda będzie odciągana gorąca, albo węgiel nie będzie całkowicie spalony w strefie spalania. Tak w pierwszym, jak i w drugim wypadku powstaną nieuzasadnione straty ciepła, a co za tym idzie, zwiększy się rozchód węgla. Może zajść i taki wypadek, że powietrza będzie za mało, tak dla spalania węgla, jak i dla chłodzenia rudy. Jasne jest, iż wtedy straty cieplne będą jeszcze większe i bieg prażaka będzie pod każdym względem bardzo niekorzystny.

W danym wypadku, doprowadzona ilość powietrza była całkowicie wystarczająca dla spalania węgla, jednak nieco niewystarczająca do należytego ochłodzenia rudy.

Po ukończeniu prażenia w strefie spalania (rys. 7-1), gdzie głównie odbywa się dysocjacja i utlenienie zewnętrznych warstw kawałków, ruda schodzi w strefę II, w której odbywają się następujące procesy:

1. ostateczny rozkład węglanów w środkowej części kawałków;
2. utlenienie FeO na Fe₂O₃ i
3. ochłodzenie rudy.

Więc w strefie drugiej cała ilość ciepła jawnego rudy, oraz nadwyżka ciepła, powstałego z reakcji chemicznych, powinna być zu-

żyta na ogrzanie powietrza; ażeby to osiągnąć, ilość powietrza i szybkość przepływu powinna być dostateczna.

d) Bilans cieplny.

Zależność pomiędzy ciepłem, wytworzonym ze spalania węgla i wskutek utlenienia FeO, a ciepłem, zużytym na procesy, związane z prażeniem 100 kg rudy, można przedstawić w postaci następującego równania:

$$U_1 \cdot k = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 + Q_6 + Q_7 - Q_8 \quad (15)$$

gdzie oznaczamy przez: U_1 — wartość opałowa użyteczna węgla, k — procentowy rozchód węgla w stosunku do rudy surowej, Q_1 — ilość ciepła potrzebnego na rozkład węglanów, Q_2 — ilość ciepła na odparowanie wilgoci rudy, Q_3 — straty ciepła na promieniowanie, Q_4 — ciepło jawne, zawarte w spalinach, Q_5 — straty ciepła w spalinach, wskutek niecałkowitego spalania produktów destylacji węgla kamiennego, Q_6 — ciepło, zawarte w odciąganej rudzie prażonej, Q_7 — inne, nieuwzględnione straty, Q_8 — ciepło reakcyjne utlenienia FeO na $m \text{ Fe}_2\text{O}_3$ i $n \text{ FeO}$.

Obliczamy poszczególne pozycje tak przychodu, jak i rozchodu ciepła w prażaku.

Ciepło wytworzone ze spalania węgla (na podstawie danych tabeli 9, poz. 5 i 8):

$$U_1 \cdot k = 6374 \cdot 3,4 = 21700 \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (16)$$

Ciepło zużyte na rozkład węglanów:

$$Q_1 = 445 \cdot \text{Fe}_3 = 445 \cdot 28,82 = 12850 \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (17)$$

445 — ciepło reakcyjne rozkładu FeCO_3 , w stosunku do kg Fe w rudzie surowej, 28,82 — z tabeli 10, poz. 11.

Ciepło na odparowanie wilgoci w rudzie W% (tabela 10, poz. 11), przy założeniu, że dla odparowania kg wody trzeba zużyć 600 Kal.

$$Q_2 = 600 \cdot W = 600 \cdot 3,6 = 2160 \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (18)$$

Straty na promieniowanie obliczamy za pomocą równania Stefana-Boltzmana:

$$Q_3 = \frac{4,7 \cdot 24 \cdot F (T_2^4 - T_1^4)}{100^4 \cdot Q_s \cdot 10} \text{ Kal/100 kg}$$

$$\text{rudy} \quad (19)$$

F — wewnętrzna powierzchnia płaszczka prażaka wynosi 193 m², T_2 — średnia zewnętrzna temperatura płaszczka prażaka 273+107 (tab. 10, poz. 13), T_1 — temperatura otoczenia wynosiła 7° C, czyli $T_1 = 273 + 7$, Q_s —

wsad rudy surowej w ciągu 24 godzin równał się 88 t (równ. 11).

Podstawiając te wielkości w równanie 19, otrzymujemy:

$$Q_3 = \frac{4,7 \cdot 24 \cdot 139 (380^4 - 280^4)}{100^4 \cdot 88 \cdot 10} = 2320 \text{ Kal/100 kg rudy.}$$

Obliczenie ciepła jawnego spalin skutecznymi na podstawie pojemności cieplnej spalin (tabela 11) i ilości spalin w stosunku do 100 kg rudy (równ. 14).

TABELA 11.

Obliczenie ciepła jawnego spalin ogrzanych do temperatury 200° C (tab. 10, poz. 9).

Ilość poszczególnych składników w 1 m ³ spalin (tabl. 6 poz. 7). a m ³	Pojemność cieplna poszczególnych składników b Kal/m ³	Ilość ciepła, którą zawierają poszczególne składniki a · b Kal.
CO ₂ — 0,154	82,6	12,80
CO — 0,003	62,0	0,124
O ₂ — 0,123	62,0	7,440
N ₂ — 0,675	62,0	41,85
H ₂ O — 0,045	77,4	3,485

Pojemność cieplna spalin:

$$C_0^{200} \cdot t \approx 65,7 \text{ Kal/m}^3$$

$$Q_4 = C_0^{200} \cdot t \cdot \text{Sr} \cdot 100 = 65,7 : 1,07 : 100 = 7010 \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (20)$$

Wiedząc, że m³ spalin zawiera cząsteczek niespalonych, odpowiadających 25 Kal. (tab. 10, poz. 7), oraz, że na 100 kg rudy przypada 107 m³ spalin, obliczamy straty ciepła wskutek niecałkowitego spalania produktów destylacji węgla kamiennego.

$$Q_5 = 25 \cdot 107 = 2675 \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (21)$$

Ciepło, zawarte w odciąganej rudzie prażonej, możemy obliczyć za pomocą następującego równania:

$$Q_6 = \frac{100 \cdot t \cdot c}{W_2} \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (22)$$

gdzie oznaczamy przez: t — temperaturę odciąganej rudy (300° C, tab. 9, poz. 10), c — średnie ciepło właściwe rudy, które możemy przyjąć równe 0,22 Kal/kg, W_2 — współczynnik użycia rudy, obliczony według równania 10, wynosi 1,35, więc Q_6 będzie się równało:

TABELA 12.

Bilans cieplny prażaka przy warunkach pracy, przyjętych przez kierownictwo prażalni.

L. równania	Przychód ciepła	Kal.	o/o	L. równania	Rozchód ciepła	Kal.	o/o
16	$k \cdot U_1 \cdot k$ - ciepło spalania węgla	21 700	62,9	17	Q_1 — ciepło na rozkład Fe CO ₂	12 850	37,3
23	Q_3 — ciepło utlenienia FeO	1 280	37,1	18	Q_2 — ciepło parowania H ₂ O	2 160	6,4
				19	Q_3 — ciepło promieniowania	2 320	6,7
				20	Q_4 — ciepło jawne spalin	7 010	20,3
				21	Q_5 — ciepło niespalonych produktów	2 675	7,7
				22	Q_6 — ciepło jawne rudy prażonej	4 390	12,7
				24	Q_7 — inne straty cieplne	3 095	8,9
	R a z e m:	34 500	100,0		R a z e m:	34 500	100,0

$$Q_6 = \frac{100 \cdot 300 \cdot 0,22}{1,35} = 4390 \text{ Kal/100 kg rudy.}$$

Ciepło reakcyjne odnośnie do kg żelaza, przy utlenieniu FeO na Fe₂O₃ wynosi 444 Kal, a na Fe₃O₄ — 598 Kal. Ponieważ część rudy była słabo wyprażona, a znaczna część Fe została utleniona na Fe₃O₄, wobec tego przyjmujemy, że ciepło reakcyjne wynosi 444 Kal/kg Fe. Przy takim założeniu przy utlenieniu (FeO) żelaza, znajdującego się w 100 kg rudy, wytwarza się ciepła:

$$Q_3 = 444 \cdot Fe = 444 \cdot 28,82 = 12800 \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (23)$$

Podstawiając otrzymane wielkości w równanie 15, możemy ustalić inne niewzględnie straty cieplne:

$$Q_7 = (21700 + 12800) - (12850 + 2160 + 2320 + 7010 + 2675 + 4390) = 3095 \text{ Kal/100 kg rudy} \quad (24)$$

Z przytoczonego bilansu cieplnego wynika, że praca prażaka odbywała się w warunkach niekorzystnych, ponieważ pozycje niektórych strat, jak np. ciepło spalin, ciepło rudy i inne straty, były zbyt wysokie, a spowodowane nadmiernym zużyciem paliwa.

Dla prażaka o wymiarach podanych na rys. 7, wydajność 66 t/24 godz. (równ. 12) była bezwarunkowo za niska, co należy tłumaczyć wadliwym prowadzeniem pracy, oraz nieprzebiegową konstrukcją pewnych szczegółów prażaka, co postaramy się udowodnić w następnym rozdziale.

(d. c. n.)

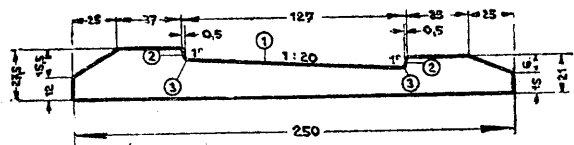
Inż. Aleksander Schillaki Franciszek Gerlich
Huta Kościuszko

Na marginesie walcowania i kalibrowania podkładek kolejowych typu P. K. P.

Jako przykład naszych rozważań wybieramy polską podkładkę kolejową typu P. S. Swego czasu, kiedy toczyły się debaty na temat wyżej wspomnianego profilu między władzami kolejowymi a przedstawicielami hutnictwa polskiego, postawiła kolej hutnikom bardzo ostre warunki odbioru, żądając niemal prostopadłych ścian zagłębienia, cha-

rakteryzującego podkładkę. (Patrz rysunek podkładki). Żądano przy tym ostrych i równych krawędzi ścianek, dając tylko niewielką tolerancję odchylenia prostopadłości, wynoszącą 0,5 mm przy wymaganej szerokości zagłębienia 127 mm. Promień zaokrąglenia u nasady ścianki nie może według przepisów przekraczać 1 mm.

Warunki podyktowane przez kolej nastężywały walcownikom pewne trudności, a wymagania były przyczyną dużej ilości wybraków. Trudność polegała na precyzyjnym i dokładnym wykonaniu zagłębienia



- ① Zagłębienie charakteryzujące podkradkę
② Ścianka zagłębienia
③ Promień zaokrąglenia u nasady ścianki.

nia. Dlatego też całość naszego referatu rozważać będziemy pod tym kątem widzenia.

Każdemu walcownikowi i kalibrownikowi wiadomo, że przy tego rodzaju profilach trzeba, dla uniknięcia deformacji i sfałdowań, stosować równomierny gniot na całej powierzchni przekroju i w każdym poprzedzającym kalibrze uwzględnić pewne zżęzenie żądanego zagłębienia. Następny kaliber musi bowiem pod każdym względem wszechstronnie dotykać konturów przechodzącej sztaby i wgniatać się w nią z pewnym dociskiem, równomiernym na całym przekroju walcowanego pręta. Równomierny docisk gwarantuje nam ostrość konturów i nie powoduje wciągania, względnie zawalcowywania powstałych już w poprzednich kalibrach ścianek.

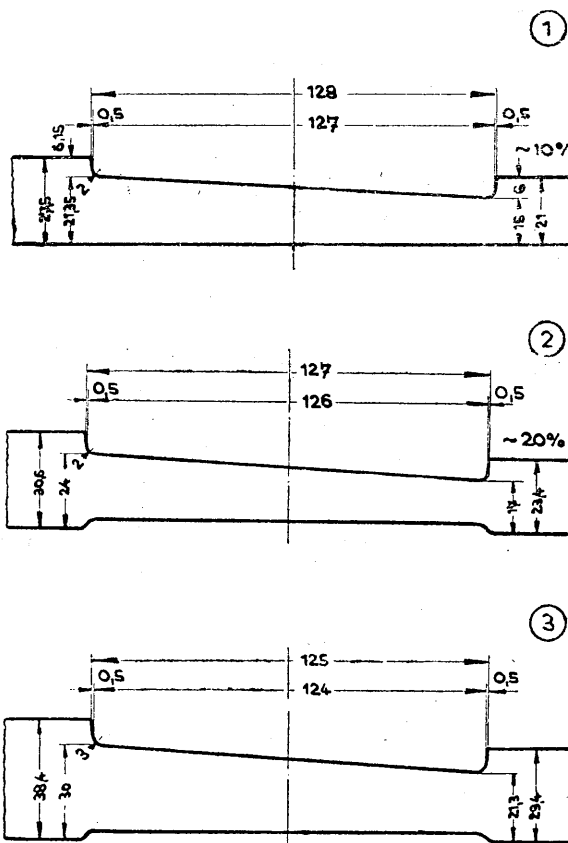
Jeden ze sposobów kalibrowania tego rodzaju profilu obrazują szkice nr 1, 2 i 3, uwzględniające nam część środkową walcowanej sztaby w ostatnich trzech przechodach.

Jednocześnie ze zżęzieniem zagłębienia wzrasta grubość całego profilu, dzięki czemu w kalibrach gotowych stosować możemy równomiernie 10% wygniot na całej powierzchni przekroju. Stosowanie zbyt dużego zżęzenia zagłębienia w kalibrach przedwykańczających nie jest wskazane z tego względu, że ukształtowane już poprzednio ścianki mogłyby ulec w tym wypadku zawalcowaniu.

Przy tym sposobie kalibrowania i walcowania pamiętać jednak musimy o tym, że sztabę, przechodzącą z kalibru nr 2 należy prowadzić przez kalibry wykańczające na całej długości tak dokładnie, by patryca tego kalibru wchodziła dokładnie do podwalcowanego już profilu i nie mogła powodować żadnych uszkodzeń, względnie deformacji, ukształtowanych w poprzednim przechodzie

ścianek zagłębienia. Pamiętać bowiem musimy, że najmniejsze zboczenie sztaby, czy też przesunięcie wzajemne walców deformuje nam w tym wypadku wewnętrzną część profilu i czyni go tym samym niezdatnym do użytku.

Utrzymanie jednakże sztaby idealnie równo w ciągu całego okresu walcowania jest rzeczą nadzwyczaj trudną a w wielu wypadkach wręcz niemożliwą. Toteż często przy tego rodzaju walcowaniu spotykamy się z szeregiem wybraków, charakteryzujących się



Rys. 1, 2, 3.

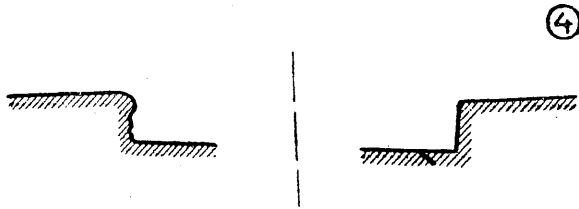
zagłębieniem o ściankach z jednej strony surowych o zaokrąglonych i ściętych górnych krawędziach, z drugiej natomiast o ostrych i stromych powstałych przez ścięcie i następnie zawalcowanie ścianek, ukształtowanych już w poprzednich przechodach (patrz rysunek 4).

Nasuwa się więc pytanie, jak tego uniknąć i jaki byłby najlepszy sposób walcowania wyżej wspomnianego profilu. Pozornie zdawać by się mogło, że najlepszym rozwiązaniem tego problemu byłoby walcowanie sztaby o pełnym profilu, aż do przedostatniego

wykroju i kształtowanie wymaganego zagłębienia dopiero w kalibrach wykańczających.

Próbujemy rozpatrzyć i zanalizować to zagadnienie.

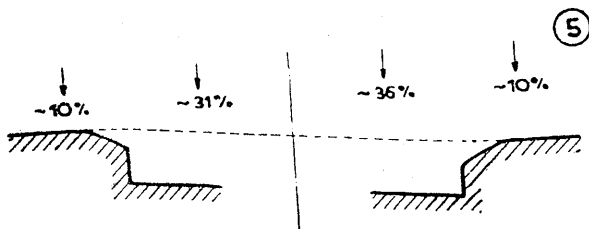
Celem nadania sztabie w kalibrze wykańczającym ostatecznego kształtu, przy równoczesnym uformowaniu wymaganego zagłębienia



Rys. 4.

Deformacja wewnętrznych ścian zagłębienia na skutek różnych gniotów.

nia, należy stosować w części środkowej, tj. w miejscu, w którym kształtować ma się zagłębienie, gniot 30—36%owy, na pozostałych natomiast miejscach gniot tylko 10%owy. Przy takim jednak rozłożeniu gniotów powstaną w sztabie silne naprężenia, które spowodują nadpęknięcie walcowanego profilu i deformację ścianek zagłębienia. Materiał bowiem w części środkowej pod wpływem 30 względnie 36%owego gniotu chce się wydłużyć w stosunku 1—1,3, względnie 1—1,36, skrajne natomiast włókna tylko w stosunku 1—1,1. Silniej gnieciona część sztaby będzie usiłowała w tym wypadku ciągnąć mniej gniecione partie skrajne, te zaś z kolei starać się będą hamować zbyt intensywne wydłużanie się części środkowej. Na skutek tego, w punktach raptownego przejścia z małego gniotu na trzykrotnie większy, tj. w miejscach tworzenia się ścianek, materiał popłyynie do strefy większych gniotów i większego wydłużenia, a tym samym spowoduje deformacje wewnętrznych krawędzi zagłębienia (patrz rysunek 5).



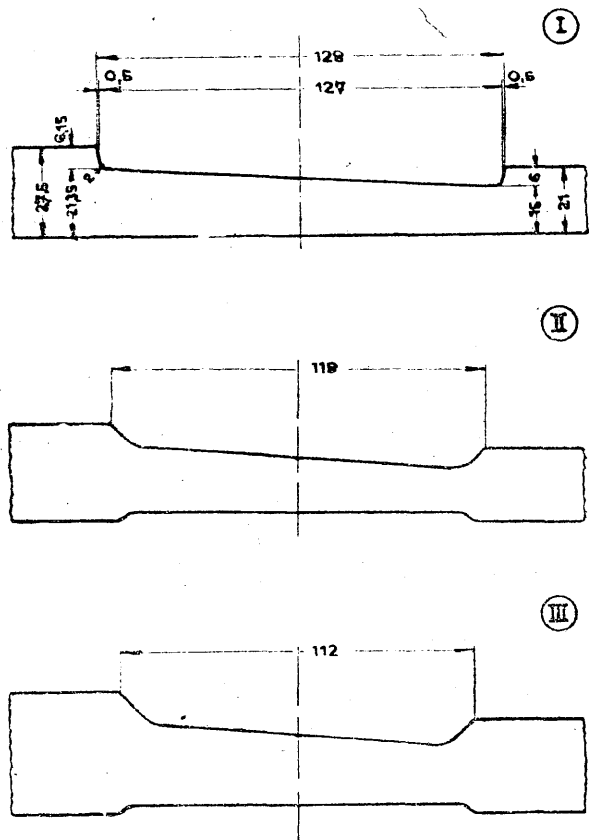
Rys. 5.

Działanie hamujące powoduje poza tym silne sfaldowanie materiału i czyni profil całkowicie niezdatnym do użytku. Jak więc z tego wynika, ten sposób walcowania nie dał

by nam dobrych wyników.

Dzięki jednakże pewnym poprawkom i wykorzystaniu dobrych stron pierwszego i drugiego sposobu walcowania, opracowana została przez technologa Gerlicha metoda, dzięki której walcować można wyżej wspomniany profil bez żadnego ryzyka, nawet na walcowniach o przestarzałych urządzeniach. Stosowany przytem sposób kalibrowania przedstawiony został na rysunkach I, II, III.

Polega ona na tym, że kaliber nr II, tj. przedwykańczający, jak i poprzednie kształtuje się w ten sposób, by zagłębienie charakteryzujące profil było o 8—10 mm węższe niż w kalibrze gotowym i posiadało ścianki silnie pochyle o łagodnym zaokrągleniu. Dzięki takim obrysom zagłębienia nie ma obawy, aże-

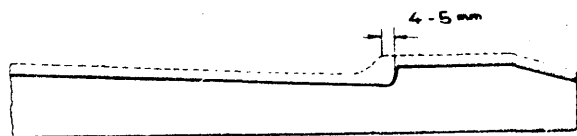


Rys. I, II, III.

by w czasie walcowania przy przejściach sztaby do poszczególnych kalibrów powstawały jakiegokolwiek deformacje, czy też zawalcowania.

Kaliber wykańczający natomiast profilujemy ściśle według wymaganego kształtu. Dzięki temu, jego patryca wciska się w ostatnim przechodzie w podwalcowany już profil, wgniatając równocześnie w podstawę podkładki uformowany w poprzednich przechodach zarys ścianek i kształtując nowy obrys

zagłębienia o ostrych i stromych krawędziach, oraz wymaganej przepisami wysokości (patrz rysunek 6).



Rys. 6.

Powstałe w ten sposób ścianki odpowiadają ściśle wymaganiom i niewiele różnią się swoim kształtem od ścianek frezowanych.

Należy przy tym zaznaczyć, że nie zachodzi w tym wypadku ścięcie i zawalcowanie materiału, jak w poprzednio opisanym przypadku, lecz wgniecenie tegoż na szerokości 4—5 mm, na całej długości walcowanej podkładki, a dzięki temu zwiększenie przekroju zagłębienia do wymaganych wymiarów, przy równoczesnym uformowaniu prawidłowych ścianek.

Większy gniot (około 36%) zachodzi w tym wypadku tylko na niewielkiej szeroko-

ści walcowanego przekroju, nie powstają więc tutaj żadne deformacje ani też sfałdowania materiału. Materiał nie posiada również naprężeń, o których była wzmianka przy drugiej metodzie walcowania. Jedynym śladem stosowania w tym wypadku większych gniotów na pewnym przekroju walcowanego profilu, są ciągnące się wzdłuż ścianek zagłębienia dwie smugi koloru stalowo niebieskiego, na czerwono-rdzawym tle podkładki. Zaznaczyć przy tym należy, że przy tej metodzie, przy raz nastawionych walcach, jeżeli tylko próba okaże się dobrą, nie zachodzi potrzeba dodatkowej kontroli profilu w czasie pozostałych godzin pracy, kształt zagłębienia nie ulega bowiem w ciągu całego okresu walcowania żadnej zmianie. Kaliber wykańczający wytrzymuje przy tej metodzie przeciętnie 400 t produkcji, przy czym boczne ścieranie się patrycy w kalibrze wykańczającym jest minimalne przy odpowiednio dobranym materiale walców. W wypadku zużycia się, względnie wytarcia kalibrów, wystarcza normalnie około 5 mm podtoczenia, by przeprowadzić je znowu do pierwotnego stanu.

Inż. Edward BUĆKO
Hutniczy Instytut Badawczy

Karburyzacja gazu w piecu martenowskim.

(Dokończenie.)

3. Karburyzacja gazu smołą.

Zastosowanie do opalania pieców martenowskich czystego gazu koksowego, lub mieszanego z gazem wielkopieczowym, wysunęło zagadnienie karburyzacji płomienia.

Karburyzacja winna spełniać pewne podstawowe warunki.

1. Musi opłacać się gospodarczo, a więc karburyzator nie może być droższy od gazu koksowego wzgl. mieszanego.

2. Urządzenie do karburyzacji winno być w ruchu niezawodne, łatwe i proste w obsłudze.

Dla celów karburyzacji znalazły zastosowanie:

1. Pył węgla brunatnego.
2. Produkty destylacji węgla.

Układ cen w r. 1937 w Niemczech dla gazu koksowego i jego karburyzatorów był następujący.¹²⁾

Gaz koksowy przesyłany

$$0.022 \text{ RM/Nm}^3 = 5,35 \text{ RM/10}^6 \text{ kal}$$

Lekka smoła

$$70 \text{ RM/to} = 7.80 \text{ RM/10}^6 \text{ kal}$$

Surowa smoła

$$35 \text{ RM/to} = 4,12 \text{ RM/10}^6 \text{ kal}$$

Pył węgla brunatnego

$$13 \text{ RM/to} = 2.60 \text{ RM/10}^6 \text{ kal}$$

Oczywiście podane ceny mają znaczenie tylko orientacyjne dla zobrazowania podstaw do pewnych usiłowań w dziedzinie częściowego zastąpienia gazu koksowego tańszym paliwem.

Lekkie destylaty węgla, jako zbyt cenne, drogie i ważne surowce dla innych celów, szybko zostały zaniechane i przerzucono się na smołę.

Oczywiście smoła jest dużo tańsza i prawdopodobnie dla celów karburyzacyjnych nie

zabraknie jej nam nigdy, niemniej wymaga pewnych urządzeń ze względu na to, że trzeba ją podgrzać do właściwej temperatury.

Chemicznie jest smoła mieszaniną węglowodorów złożonych wagowo w ok. 89,5% z węgla a w 5% z wodoru i ma wartość opałową Wd ok. 8600 kal. Temperatura topliwości jej wynosi ok. 67°. Zatem może być dostarczona do stalowni albo w stanie płynnym w zbiornikach izolowanych, z których będzie przelana do stałych zbiorników, albo w kawałkach. Kawalkową smołę należy przesyłać w dużych kubłach. Smołę tę trzeba potem roztopić w zbiornikach, na stalowni.

Smoła osiąga dostateczną płynność w zakresie temperatur ok. 150° do 200° C. Jako środek do tego celu została użyta para wodna i olej. W wyniku doświadczeń zrobionych utrzymał się olej. Smoły nie można ogrzewać bezpośrednio palnikami ze względu na konieczność ścisłego utrzymania właściwej temperatury i poza tym podgrzewacz musi towarzyszyć smole aż do samych palników, aby nie stygła i nie krzepła w przewodach. Nadto miejscowe przegrzania w zbiorniku powodowałyby wytrącanie ze smoły stałego węgla, któryby osadzał się, wymagając od czasu do czasu wyłączenia zbiornika z pracy i czyszczenia.

Do rozpylania smoły używa się sprężonego powietrza możliwie suchego i podgrzanego do temp. 200° do 220° C. Zatem powietrze musi również otrzymać tu swój własny podgrzewacz oraz reduktor ciśnienia. Ciśnienie robocze dla sprężonego powietrza na hutach wynosi 6—8 at. Natomiast potrzebne ciśnienie dla rozpylenia smoły wynosi 3 do 6 at. zależnie od wyników doświadczenia. Zużycie powietrza jest 0,8 m³ na 1 kg smoły.

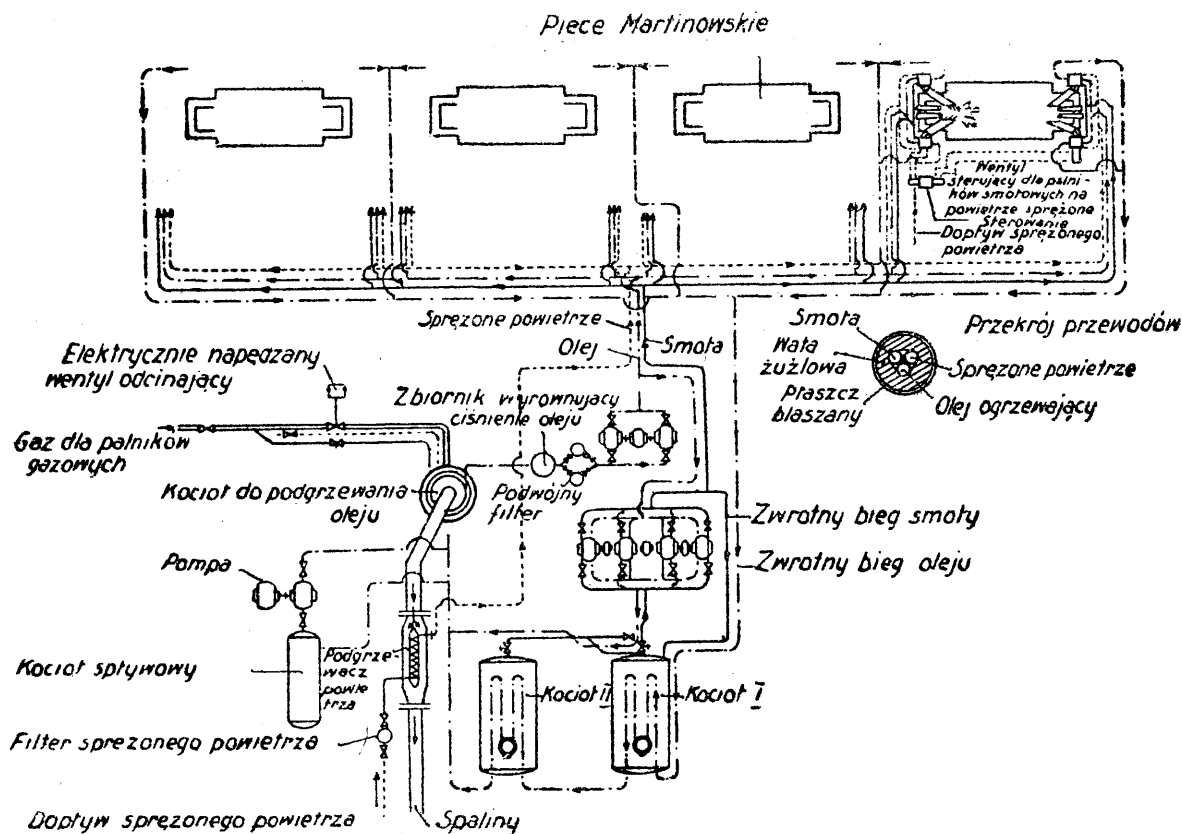
Zużycie smoły dla celów karburyzacji wynosi ok. 10 do 16 kg/t stali, tj. dla średniej wielkości pieca o wydajności 7 t/godz. 70 kg do 112 kg na godz.

Zaden z autorów nie znajduje w cenie rynkowej smoły poważniejszej zachęty do zwiększenia jej zużycia i częściowego zastąpienia nią gazu koksowego. Jak w naszych warunkach ta sprawa mogłaby wyglądać, nie wiem. W niemieckich hutach rozwój budowy aparatów karburyzacyjnych dał pewne różnice mało istotne. Przytoczę tu opis urządzenia karburyzacyjnego wg. Brenner'a⁹⁾ na płynną smołę dla czterech pieców martenowskich, opalanych dalgazem.

Jak wyżej podałem, ważne jest utrzymanie stałej temperatury smoły w rurociągach, dlatego na podstawie doświadczeń poprowadzono je w wiązках razem, przewód oleju ogrzewającego na spodzie, a nad nim przewód smoły i sprężonego powietrza. Wszystkie trzy przewody są ściągnięte w wiązkę taśmą stalową, następnie owinięte wełną izolacyjną i blazanym płaszczem. Podobnie izolowane są przewody zwrotne. Inne wykonanie łączy przewody dolotowe do pieca i zwrotne w jedną wiązkę, przy czym zwrotnymi są smoła i olej ogrzewczy, natomiast powietrze jest zawsze otwarte w celu przedmuchiwania dymu. Wiązka liczy pięć przewodów. Średnica przewodów wynosi: dla smoły 51 m/m, przed aparatem dozującym zredukowana na 32 m/m, dla oleju ogrzewczego 51 m/m, przed aparatem dozującym zredukowana na 25,4 m/m, dla powietrza sprężonego 32 m/m, przed aparatem dozującym zredukowana na 19 m/m. Do ogrzewania użyto oleju maszynowego, zmieszanego z olejem cylindrowym filtrowanym, o danych: lepkość 8,5 stopni /50°, punkt zapłonu 215°, punkt krzepnięcia -8°, ciężar właściwy 0,910.

Rys. 10 podaje schemat aparatów i ich układu. Widzimy, że główny obwód smoły jest zamknięty. Gałąź zwrotna, wiodąca do zbiornika, jest zaopatrzona w zawór bezpieczeństwa (nadcisnieniowy), który w razie podniesienia się ciśnienia smoły w przewodach, czy to spowodu odstawienia karburyzacji na piecu, czy przekładania gazu na piecu, otwiera się i przepuszcza nadmiar smoły z przewodów do zbiornika spowrotem.

Przez ten zbiornik przepuszczona jest węzłowica z olejem ogrzewczym zwrotnym, dzięki czemu utrzymuje się w nim temperatura smoły w granicach 150° do 170°. Dodatkowe ogrzewanie jest zbędne. Niemniej temperatura smoły nie powinna spadać poniżej 150°, aby nie następowało osadzanie się stałych części smoły na ścianach zbiornika. W opisywanym wypadku smoła była dostarczana w stanie płynnym koleją. Zarówno zbiornik kolejowy jak i zbiorniki stałe na stalowni muszą być dobrze izolowane. Zbiorniki stalowni mają pojemność po 30.000 l. każdy. Dwie pompy, włączone na 1 motor, tłoczą smołę do przewodów. Pompy mają zawory do nastawienia żądanego ciśnienia. Drugie 2 pompy służą jako rezerwa. Pracuje się przy ciśnieniu smoły 3 at. Temperatura smoły jest stale mierzona i regulowana temperaturą oleju ogrzewczego.



Rys. 10.

Urządzenia karburizacyjne na smołę dla 4 pieców martenowskich.

Autor pominął całkowicie filtry dla przefiltrowania smoły. Należy jednak przyjąć, że konieczne są dwa filtry, mianowicie pierwszy, wstępny, przy przelewaniu smoły z wagonów do zbiorników i drugi, między zbiornikiem a pompą tłoczącą. Filtry te są konieczne dla zabezpieczenia się przed zatykaniem dysz zanieczyszczeniami stałymi.

Olej ogrzewczy jest podgrzewany do 190° we własnym piecyku dobrze izolowanym. Olej przepływa w węzownicy ogrzewanej dwoma gazowymi palnikami pierścieniowymi. Jeden z nich wypala ilość gazu uregulowaną w sposób stały, natomiast dopływ gazu do drugiego palnika jest regulowany zaworem, połączonym z termometrem. Dokładność regulacji temperatury oleju wynosi $\pm 5^\circ$ i jest konieczna dla utrzymania stałości podgrzewu smoły. Przekraczać temperatury 200° nie należy, ze względu na bliską już temperaturę zapłonu oleju. Stąd przewód olejowy prowadzi do zbiornika wyrównawczego, który służy do utrzymania ciśnienia oleju na stałym poziomie 0,7 at. Zbiornik jest zaopatrzony w tłok, odpowiednio zrównoważony przeciwciężarami. Tłok ten utrzymuje stałe żądane ciśnienie.

Stąd poprzez podwójny filtr olej idzie do pomp tłoczących. Dwie pompy są połączone z jednym motorem, jedna z nich służy jako rezerwa. Stąd olej płynie już bezpośrednio przewodami do palników. W obiegu zwrotnym idzie przez oba zbiorniki smoły, ogrzewając ją do 150°—170° i z pominięciem zbiornika olejowego do piecyka podgrzewającego. Zbiornik olejowy umieszczony jest w dole. W razie niebezpieczeństwa pożarowego, zaraz po zamknięciu dopływu gazu podgrzewającego olej, otwiera się zawór łączący do zbiornika olejowego i cała obiegowa ilość oleju w kilku minutach spłynie do niego. Stąd olej może być przepompowany do obiegu osobną pompą.

W obiegu znajduje się ok. 7000 kg oleju. Do podgrzewu zużywa się ok. 1000 m³ gazu koksowego na 24 godz. Miesięczne zużycie oleju wynosi ok. 20 do 25 kg.

Powietrze sprężone, fabryczne o ciśnieniu 6—8 atmosfer, idzie przez reduktor, który redukuje ciśnienie na 3 atm. Po możliwym odwodnieniu i oczyszczeniu na filtrze idzie do podgrzewacza. Podgrzewacz powietrza pracuje ciepłem spalin odlotowych z ogrzewacza oleju. Powietrze otrzymuje tu tempe-

aturę 200°—220° i przy tej temperaturze idzie w wiązkę razem z olejem i smołą do palników. Ta temperatura powietrza potrzebna jest dla należytego rozpylenia smoły w palniku. Przy przekładaniu biegu pieca z głowicy na głowicę, przekładane są także palniki. Powietrze natomiast płynie stale do dysz, aby: po pierwsze, chłodzić końcówki dysz i po drugie, chronić je od zanieczyszczenia. Zresztą zużycie sprężonego powietrza nie jest wysokie i wynosi ok. 8,8 m³/kg smoły. Dla zapewnienia zaopatrzenia w sprężone powietrze na wypadek przeszkody w dopływie powietrza fabrycznego jest zainstalowana rezerwowa sprężarka z własnym zbiornikiem powietrza.

Dysza palnika zaopatrzona jest w płaszcz wodny chłodzący, średnicy ok. 50 m/m. Olej obiegowy dochodzi tylko do przyłącznika przy głowicy, tak że do dyszy wchodzi już tylko powietrze i smoła. Płaszcz wodny ma ochraniać dyszę przed niszczącym działaniem żaru w głowicy. Niemniej działa także ochładzająco na powietrze i smołę w dyszy. Autor wyraża opinię, że opływające ilości ciepła między płaszczem wodnym a dyszą wystarczają dla zrównoważenia działania płaszcza wodnego. Inne wykonanie przewiduje między dyszą a płaszczem wodnym izolację azbestową.

Skośne ścięcie płaszcza wodnego nie pozwala na odkładanie się spieków na końcu dyszy i zatykanie jej. Średnica otworu dyszy smoły wynosi 1.7 m/m, a pierścieniowy otwór dyszy rozpylający 5 do 5.5 m/m.

Regulacja długości płomienia karburyzowanego odbywa się zmianą ciśnienia powietrza lub smoły.

Po różnych próbach i badaniach ustalono ustawienie dysz karburyzacyjnych z dwustronnych głowic, przy czym kąt zbieżności dysz wynosi 70°.

Jak widzimy z powyższego, instalacja ta jest dość kosztowna, wymaga dużej ilości aparatów pomiarowych dla ciśnienia, temperatury, dalej wymaga zbiorników, pomp, filtrów. Opracowanie całości urządzenia i budowa wymagać będzie też pewnego czasu. Meier Cortés podaje w swoim przypadku zużyty czas na opracowanie i budowę na 1½ roku.

Rozchód cieplny jest niski, wynosi on dla pieca o dziennej wydajności 150 to 1,21.10⁶ kal/to stali, z czego pokrywa gaz koksowy

o wartości opalowej Wd 4000 kal 1,08.10⁶ kal, a smoła o wartości opalowej Wd — 8500 kal 0,136.10⁶ kal.

Zatem udział gazu wynosi 89% a smoły 11%. Podobne wyniki cieplne otrzymała również huta „Kościuszkowski”, używając gazu koksowego, karburyzowanego mieszaną oleju i smoły (Pechöl). Na piecu pojemności 45 t. o dziennej produkcji 155 t, miała zużycie ciepła łącznie z nagrzewaniem 1,24.10⁶ kal/to stali, z czego gaz koksowy pokrywał 1,148.10⁶, a smołą 0,092.10⁶ kal., zatem udział smoły procentowo był niższy i wynosił 7.5%. Zużycie smoły na 1 to stali wynosiło 10 kg.

Jeżeli chodzi o zużycie pieca, gaz koksowy wymaga stosowania dla budowy materiałów wysokogatunkowych chromitowych na głowicę. Karburyzacja płomienia smołą nie daje pogorszenia wytrzymałości pieca.

Na polskich terenach mamy 2 piece martenowskie na gaz koksowy z urządzeniem karburyzacyjnym. Jeden piec posiada huta „Bobrek” w Bobrku. Urządzenia karburyzacyjne są przewidziane na smołę. Drugi piec posiada huta „Kościuszkowski” w Chorzowie. Urządzenia te są przeznaczone na mieszaną smołę i oleju koksowego w stosunku ca 1 : 1. Niemniej mieszaną ta jest drogim środkiem karburyzacyjnym, jakkolwiek łatwiejszym w pracy. Pierwszy piec jeszcze chwilowo nieczynny, drugi obecnie jest w ruchu. Należy przypuścić, że doświadczenia poczynione na obu piecach dadzą nam pewne wskazówki co do problemu karburyzacji gazu w piecu martenowskim.

4. Karburyzacja gazu pyłem węgla brunatnego.

Pył węgla brunatnego jako karburyzator znalazł zastosowanie w zachodnich Niemczech w oparciu o węgiel brunatny z reńskiego zagłębia.

Pył węglowy wprowadza dwa czynniki niepożądane: popiół i siarkę. Jeśli chodzi o siarkę, nie stwierdzono jej wpływu na kąpiel metalową, przechodzi ona razem z popiołem do komór. Popiół niestety zanieczyszcza komory i powoduje trudności.

Czy zastosowanie pyłu węgla brunatnego w Polsce jest możliwe? Należy przyjąć, że tak, gdyż na ziemiach odzyskanych mamy jego kopalnie. Zresztą możliwe byłoby również zastosować pył węgla kamiennego młodych formacji. Ważne jest, by węgiel miał możliwie niską zawartość popiołu. Dane niemieckiego

węgla brunatnego były następujące w/g Wulfert'a:¹²⁾

Wartość opałowa Wd 5100 kal/kg

Skład węgla surowego (łącznie z wodą i popiołem)

woda	10.0%
części lotne	50.1%
pozostałość koksowa	39.9%

Procentowy skład chemiczny węgla

C	H ₂	O ₂	N ₂	S	H ₂ O	Popiół
57.7	4.4	21.3	0.9	0.4	10.0	5.3

Dokładność zmielenia przedstawiała się następująco:

Sito Nr	30	40	50	70	80
Oczek na cm ²	900	1600	2500	4900	6400
całkowita pozostałość w %	0—4	5—10	10—20	20—35	40—60

Pył węglowy pobierany jest ze zbiornika urządzeniem ślimakowym o regulowanej szybkości obrotów i dalej dostarczany do palników sprężonym powietrzem. Urządzeniu doprowadzającemu pył do pieca stawia się wymagania, aby dostawa była równomierna przy jak najmniejszym zużyciu powietrza.

W opisywanym urządzeniu dla pieca pojemności 55 to całkowite zużycie powietrza wynosiło 1,85 Nm³/kg przy 200 kg pyłu/godz., a 0,21 Nm³/kg przy 1200 kg pyłu/godz. zasadniczo zużycie powietrza sprężonego dla danego urządzenia jest stałym, niezależnie od ilości przetłoczonego pyłu, natomiast ze zwiększeniem ilości pyłu maleje ilość zassanego wtórnego powietrza. Dlatego ważnym jest odpowiednie dobranie przekroju przewodów i dysz dla utrzymania małego zużycia powietrza transportującego, przy normalnej roboczej ilości pyłu.

Fakt, że kalorycznie pył węglowy jest dwa razy tańszy od gazu koksowego, zachęcał do zastosowania go w dużych ilościach zastępczo, zamiast gazu koksowego. Niemniej, przy ilościach ponad 500 kg/godz., co odpowiada 0,255 kg/m³ gazu, do 1200 kg/godz., odpowiada 1,090 kg/m³ gazu, następowało przewlekane spalanie, sięgające aż do worków żużlowych. Wprawdzie dzięki temu wsad topił się szybko i równomiernie, lecz piec na stronie

odciągowej szedł bardzo gorąco, co prowadziło do bardzo silnego niszczenia głowic. Przewlekłość spalania pozostaje w związku z właściwościami paliwa stałego, gdzie proces spalania jest bardziej skomplikowany niż paliwa gazowego, przez procesy powierzchniowe. Pył węglowy, wychodząc z dyszy, styka się z gorącym powietrzem i spalinami powstającymi przez spalanie gazu koksowego, ogrzewa się od nich kontaktowo, opromieniowany

w przestrzeni piecowej, również przyjmuje z tego źródła ciepło. Powoduje to odgazowanie pyłu i dalszy rozkład węglowodorów do szkieletów węglowych.

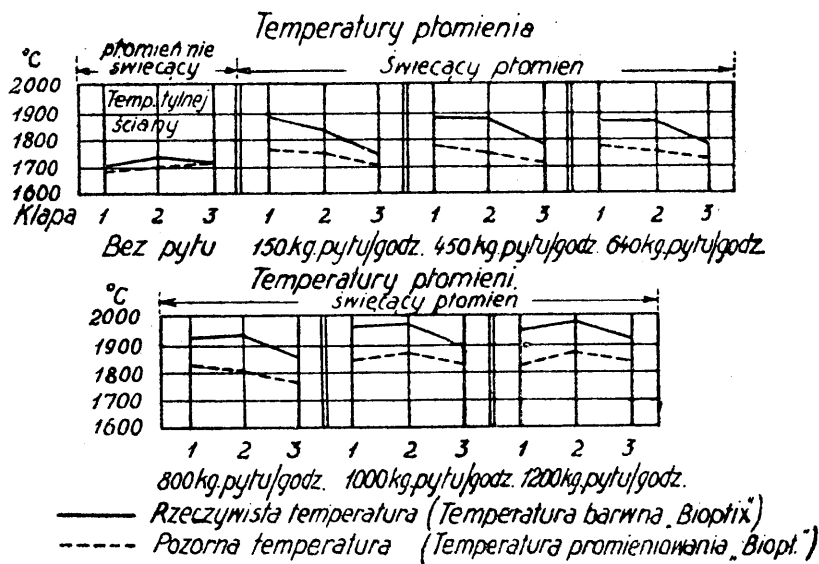
Przebieg ten jest czasowy i przy wysokim dodatku pyłu węglowego czarne jądro płomienia spowodu nierozłożonego pyłu jest widoczne do pierwszej kłapy pieca. Ze złożoność budowy pyłu węglowego ma decydujący wpływ na przewlekłość spalania, znaleziono dowód w następującym doświadczeniu. Zamiast pyłu węglowego użyto pyłu koksowego całkowicie odgazowanego. Ten spalił się krótkim, bardzo jasnym płomieniem.

Spalanie produktów rozpadu pyłu węglowego odbywa się w/g schematów wyżej już opisanych dla ciężkich węglowodorów. Rozkład temperatur płomienia na długości pieca podaje rys. 11. Pomiar wykonano na wysokości wzierników kłap pieca przy pomocy pirometru Bioptix. Jak widzimy, ze wzrostem ilości pyłu wzrasta temperatura płomienia i spalanie przewleka się. Zarazem najwyższa osiągnięta temperatura płomienia przesuwana się z pierwszej do drugiej kłapy. Różnica temperatur mierzonych: prawdziwej (barwnej) i pozornej (czarnej) jest miarą siły promieniowania płomienia. Mniej więcej do ilości pyłu max. 500 kg/godz. osiągnięto najlepszy efekt karburyzacji i spalania.

W czasie biegu pieca ilość doprowadzonego pyłu pozostaje niezmienną, natomiast zmniejsza się ilość gazu i w czasie gotowania zmniejsza się do 50%. Dla zapewnienia dobrego prowadzenia płomienia pracuje się dwiema dyszami płaskimi, o różnych przekrojach. W okresie największego zapotrzebowania gaz idzie obiema dyszami, w miarę zmniejszenia

Poniżej tej strefy cegły są lekko zanieczyszczone i bez trudu można je oczyścić.

Jednym ze środków zaradczych¹³⁾ jest rozszerzyć prześwit między cegłami ze 150 m/m na 200 m/m nieco powyżej tej strefy, aż do dołu. Jako oczyszczanie stosuje się wytapianie żużla przez silne przegrzanie komór. Po wytopieniu opory komór maleją. W warunkach



Rys. 11.

Przebieg spalania gazu koksowego w piecu martenowskim, w zależności od dodanej ilości pyłu węgla brunatnego.

ilości gazu wyłącza się jedną lub drugą dyszę.

Myśl podgrzewu mieszanki pyłu węglowego i powietrza, w celu przyspieszenia procesu rozpadu, a przez to spalania przy dodatku większych ilości pyłu, jest realizowana w ten sposób, że wdmuchuje się go w ciąg powietrzny dyszą poniżej dysz gazowych. Pył miesza się z powietrzem, rozgrzewa wcześniej, cały przebieg reakcji spalania znacznie przyspiesza się, tak że konieczne jest częściej pyłu doprowadzić do strumienia gazu dla stworzenia dostatecznie długiego płomienia. Inaczej podgrzewać pyłu nie można, gdyż temperatura zapłonu mieszanki pyłu węglowego i powietrza leży przy 160°.

Pył węglowy niesie z sobą również swój popiół, który odkłada się na ścianach komór, na podłodze komór i w kanałach. Powyżej 1000° popiół zżużla się i sływa po kratownicy do rejonu temperatury krzepnięcia (950°—1000°). W tej temperaturze krzepnie na wysokości dwu do trzech warstw cegły, powodując tu zatkanie przepływu. Położenie tej strefy zależy od biegu komór, wypada mniej więcej w 1/3 wysokości schodząc w dół.

kach pracy stwierdzono zmniejszenie oporów z 16 m/m SW na 5,5 m/m SW.

Do komór pieców pracujących na pyłe węglowym cegła dynasowa nie nadaje się, gdyż szybko zżużla się pod działaniem popiołu. Natomiast cegła szamotowa wysokogatunkowa pracuje bardzo dobrze, nie stapia się. I przy umiejętnym prowadzeniu pracy pieca krata komór wytrzymała w górnej 1/3 wysokości 700 topów, a dolne 2/3 nawet 1081 topów.

Wspomniałem wyżej o siarce. Otóż siarka osadza się z popiołem raczej w strefie niższych temperatur od 1000° jako siarczan wapnia. Poniższa tabela podaje wzrost zawartości SO₃ w miarę przechodzenia ku chłodniejszym częściom pieca.

	CaO %,	SO ₃ %,	CaO nad- miar %,
Pył 8-ej warstwy kraty	27,92	0,38	—
Pył 12—15 warstwy	27,43	13,63	230
Pył 18—24 warstwy	23,50	21,63	55
Pył z kanału	20,10	22,81	26
Pył ze spodka komina	17,38	24,62	0

Cena pyłu węgla brunatnego jest czynnikiem zachęcającym do jak najdalej idącego zastąpienia nim gazu koksowego.

Pytanie, jak daleko to się opłaca. Analiza przeprowadzona przez Mund'a¹⁴⁾ wykazuje, że właściwie daleko pójść nie można spowodu popiołu.

Należy wziąć pod uwagę, że dla celów karburyzacji zupełnie wystarczy ok. 25 kg pyłu/to stali. Urządzenia techniczne, zastosowane w wypadku omawianym przez Munda, nie pozwalały zejść mu niżej 40 kg/to stali. Zażużenie krat powoduje nie tylko zwiększenie oporów ale także pogarsza wymianę ciepła w nich. To też przy zbyt wysokim udziale pyłu w opalaniu pieca, komory szybko zażużają się i straty ciepłe spowodowane tym w dalszej kampanii pieca zniweczą zysk tańszego paliwa, a poza tym jeszcze skróci się żywot pieca. Wykresy wym. autora, co prawda wyrysowane może z pewną dowolnością, wskazują, że gospodarczo i technicznie najlepsze wyniki otrzymał przy zastosowaniu dodatku pyłu węglowego ok. 40 kg/to stali, a wyżej nad 60 kg/to nie należy iść. Wynik ten jest zgodny również z opinią poprzednich autorów.

5. Regulacja temperatury komór pieca.

Karburyzacja gazu otrzymana powyższymi metodami niezupełnie zadawała. Konieczność wytapiania co pewien czas komór pieca martenowskiego przy karburyzacji pyłem węglowym spowodowała zainstalowanie dodatkowych palników do komór kratowych, gdyż spaliny nie miały dostatecznej temperatury.

Z drugiej strony przeciążenie pieców w celu zwiększenia ich wydajności powodowało, że przeważnie pojemność krat dla wymiany ciepłej okazała się za małą.

Jest rzeczą znaną, że w czasie sadzenia piec stygnie, po pierwsze spowodu dużego dopływu dzikiego powietrza, a po drugie spowodu silniejszego oddawania ciepła wsadowi. Oczywiście stygną również komory pieca. Ogrzanie ich w okresie topienia i gotowania jest dość powolne. Wszystko to powoduje przedłużenie topu. W celu usunięcia ostygnięcia komór pieca znalazło zastosowanie dodatkowe ogrzewanie komór kratowych¹⁵⁾. Urządzenie takie zainstalowane zostało na hucie pracującej gazem mieszanym i gazem generatorowym a więc gazem potrójnym. Gaz czadnicowy był

zastosowany jako czynnik karburyzacyjny. Do komór powyżej kraty doprowadzono po dwa palniki gazu. W kanał odlotowy wbudowano rekuperator dla podgrzewu tego gazu. Gaz dopuszcza się do komór odciągowych, gdyż spaliny same nie są w stanie dostatecznie szybko podgrzać kratownicy. Racjonalne jest podgrzewanie komór od początku sadzenia aż do roztopienia, później wyłącza się podgrzew, tak że w czasie wyrabiania topu temperatura komór nawet nieco spada. Przy pracy bez podgrzewu dodatkowego otrzymano temperatury powietrza ok. 900° do 960°, dzięki podgrzewowi podniesiono tę temperaturę znacznie powyżej 1000° a w czasie sadzenia osiągnięto nawet ok. 1150°, zatem należy przyjąć, że wzrost temperatury wynosił ok. 150° do 200°. Ponadto przy lepszym podgrzewie gazu mieszanego otrzymano samokarburyzację. Gaz mieszany jest ubogi w CH₄, zawiera go ok. 8.5% i przez to temperatura rozpadu CH₄ dla niego jest o wiele wyższa, niż dla czystego metanu czy nawet gazu koksowego. Najlepsze wyniki otrzymano przy podgrzewie do 1140°. Powyżej tej temperatury zachodzi rozpad na węgiel i wodór. To zjawisko występowało, jeśli stosowało się podgrzew dodatkowy, pod koniec topienia i w czasie wyrabiania. Wtedy też odpromieniowanie płomienia wybitnie malało, czego także dowodem był wzrost znaczny temperatury spalin odchodzących z pieca do komór. Proces tego rodzaju znacznie przyspiesza topienie i pozwala na lepsze podgrzanie topu, zwłaszcza w okresie początkowym gotowania. Oczywiście temperatury sklepienia czy głowic są również wyższe. Temperatura spalin w czopuchu wynosi zamiast normalnych 500° ok. 600° do 700° i autor wypowiada się za możliwością budowy kotła na spaliny odlotowe, co zresztą w nowszych dużych stalowniach zostało zastosowane.

Wydajność pieca tonażowa wzrasta o ok. 11% do 16%, podczas gdy wykorzystanie ciepła nie ulega zmianie i wynosi w okresie topienia 37.2% bez podgrzewu, a 37.4% z podgrzewem.

Poniższa tabelka ujmuje dane porównawcze biegu pieca z podgrzewem i bez podgrzewu:

W drugim wypadku¹⁶⁾ zainstalowano palniki do komór dla wytopienia żużla z krat regeneracyjnych przy karburyzacji pyłem węglowym. Szybko jednak oceniono ich wartość jako czynnika regulującego temperaturę komór i zastosowano stałe ich użycie, zwłaszcza

O k r e ś l e n i e	Z dodatkowym podgrzewem	Bez dodatkowego podgrzewu
Zużycie ciepła kal/m ² trzonu, godz.	334.5. 10 ³	277.3. 10 ³
Przeniesienie ciepła na wsad kal/m ² trzonu, godz.	125.0. 10 ³	103.0. 10 ³
Wykorzystanie ciepła %	37.4	37.2
Szybkość topienia kg/m ² trzonu, godz.	365	305
Temperatura komór °C	1100 do 1200	950 do 1000
Temperatura podgrzewu °C	1050 do 1200	900 do 980
Temperatura spalin u wejścia do komór		
a) okresu sadzenia °C	1140 do 1250	1100 do 1220
b) okresu topienia °C	1180 do 1290	1140 do 1250
c) okresu wyrabiania °C	1340 do 1420	1140 do 1230
Temperatura kąpielii °C	1650 do 1750	1610 do 1670
Temperatura spalin w czopuchu °C	650 do 750	500 do 600

pod koniec kampanii pieca, w celu polepszenia jego wydajności. Palniki te również pozwalają znacznie przyspieszyć ogrzewanie pieca po remontach.

Stwierdzić należy, że przejście do dodatkowego podgrzewu komór kratowych jest rzeczą nową i niestety więcej wypowiedzi na ten temat nie ma w literaturze. Pomysł sam jest dobry, ponieważ daje pełną możliwość regulowania samokarburyzacji przy pracy gazem mieszanym.

Odnosnie zagadnienia karburyzacji można stwierdzić, że wiąże się ono ściśle z przejściem z gazu czadnicowego na gaz koksowy lub mieszany. Rodzaj karburyzacji należy wybrać w/g opłacalności.

Zanim dojdziemy do konieczności budowy nowych układów karburyzacyjnych, będziemy mieli pewne dane z wyników karburyzacji smołą i mieszanką smołową z naszych hut. Wyniki te będzie można porównać z danymi odnoszącymi się do pyłu węglowego. Widziałbym również korzyść w zastosowaniu dodatkowych palników do komór, jako czynnika wprowadzającego samokarburyzację gazu mieszanego i regulującego bieg pieca. Urządzenie to ma tę zaletę, że jest o wiele prostsze i mniej miejsca zajmuje niż tamte urządzenia karburyzacyjne, chodzi jednak też o to, by jego wpływ samokarburyzujący był wystarczający.

Przy tym wszystkim w projektach tych należy uwzględnić, że piece muszą być budowane z materiałów chromitowo-magnezytowych,

zwłaszcza głowice pieców. Są to materiały dużo droższe od dynasu i poza tym niestety musimy je całkowicie importować z zagranicy. Zatem konstrukcja pieców będzie musiała być przeprowadzona jak najstaranniej, aby użycie tamtych materiałów było jak najbardziej racjonalne.

Literatura

7. Karburierung mit Steinkohlenpech und Teeröl mit kaltem Koksofengas beheizten Siemens-Martin-Oefen. St. u. E. 57 (1937) str. 1449/52.
8. Emil Lange: Steinkohlenteerpech als Karburierungs- und Heizmittel. St. u. E. 58 (1938), str. 1361/65.
9. Peter Bremer: Die Karburierung des Ferngases zum Schmelzen in Siemens-Martin-Oefen unter besonderer Berücksichtigung der Verwendung von Steinkohlenteerpech. St. u. E. 58 (1938), str. 1365/69.
10. Ernst Gnida: Betriebsergebnisse eines Siemens-Martin-Oefens mit Koksofengasbeheizung (Kaltgasbetrieb). St. u. E. 62 (1942), str. 612/614.
11. Peter Bremer, Carl Meier-Cortés: Die Karburierung des Ferngases mit flüssigem Steinkohlenteerpech und Pechzusatzfeuerung beim Schmelzen in Siemens-Martin-Oefen. St. u. E. 62 (1942), str. 913/920.
12. Ernst Wulffert: Das Karburieren mit Braunkohlenstaub im koksofengasbeheizten basischen Siemens-Martin-Oefen. St. u. E. 57 (1937), str. 1165/1171 i 1195/1201.
13. Carl Krutzer: Betrieb Koksofengasgefeuerter Siemens-Martin-Oefen mit erhöhtem Braunkohlenstaubzusatz. St. u. E. 57 (1937), str. 1397/1404.
14. Alfred Mund: Steigerung der Haltbarkeit und Leistung von Siemens-Martin-Oefen mit Koksofengasbeheizung unter Braunkohlenstaubzusatz. St. u. E. 60 (1940), str. 537/542 i 563/567.
15. Fritz Engels, Gottfried Prieur: Leistungssteigerung bei Siemens-Martin-Oefen durch Kammer-Zusatzbeheizung. St. u. E. 63 (1943), str. 145/150.
16. Alfred Mund: Kammer-Zusatzbeheizung bei Siemens-Martin-Kaltgasofenbetrieb. St. u. E. 64 (1944) str. 481/485.

Inż. Ignacy BOREJDO
Nacz. Dyr. C. Z. P. H.

Światowa produkcja hutnicza w przededniu i w czasie drugiej wojny światowej.

(Ciąg dalszy.)

Przedstawiliśmy w dość pobieżnym skrócie najbardziej istotne punkty, odnoszące się do rozbudowy hutnictwa w pierwszym planie pięcioletnim Z. S. R. R. — Aby zrozumieć ogrom zadania, jakie plan ten stawiał przed metalurgami i ciężkim przemysłem radzieckim, wystarczy sobie uprzytomnić, że hutnicy powinni byli w ciągu czterech lat (1931 — 1934) uruchomić aparat wytwórczy, którego wydajność byłaby większa, niż połowa ówczesnej maksymalnej produkcji surówki w Niemczech. W czasie tego czterolecia wybudowano i uruchomiono 31 wielkich pieców, 75 pieców martenowskich i 35 walcowni różnych typów. Jeśli cyfry te porównamy z odnośnymi cyframi rozbudowy hutnictwa Stanów Zjednoczonych w czasie pięciolecia prosperity (1925 — 1929) — 7 nowych wielkich pieców, 78 przebudowanych na większą objętość i 68 pieców martenowskich — to w całej pełni występuje niebawem w historii rozwoju hutnictwa czyn metalurgów radzieckich. Należy pamiętać, że przecież Stany Zjednoczone, rozbudowując swoje hutnictwo, dysponowały wspaniałym aparatem wytwórczym ciężkiego przemysłu, który w krótkich terminach i sprawnie dostarczał hutnictwu wszelkich potrzebnych zespołów i urządzeń, wtedy, gdy budowa ciężkich maszyn w Z.S.R.R. albo w ogóle jeszcze nie istniała, albo też była dopiero w powijakach. Takie zakłady, jak „Uralmaszstroj”, „Czelabstroj”, „Krammaszstroj” i t. p. dopiero były w budowie, wzgl. rozbudowywały się. Poza tym nie wolno zapominać, że hutnictwo Stanów Zjednoczonych dysponowało również odpowiednio rozbudowanym i wyposażonym kopalnictwem rud i silnym aparatem transportowym lądowo-wodnym, gdy hutnictwo Z. S. R. R. dopiero musiało stwarzać i jedno i drugie. Ogrom pracy, związanej z budową nowego hutnictwa Z. S. R. R., trudno uzmysłwić za pomocą wskaźników technicznych. Aby choć w części zobrazować ilość i różnorodność tych robót przy budowie jednej tylko nowoczesnej huty, przytoczymy kilka cyfr.

Centralna elektrownia huty magnitogorskiej posiada moc 248 tys. kW, to znaczy jest 2,5 razy większa od np. naszej elektrowni w Łaziskach Górnych. Zapotrzebowanie wody wynosi 167,5 miliona m³, t. j. równa się $\frac{3}{4}$ zapotrzebowania takiego miasta, jak Leninograd. Długość linii wodociągowej — 400 km. Obrót towarowy — około 17 milionów ton. Ogólna długość hutniczej linii kolejowej — 305 km. Rozmiary robót budowlanych dają się scharakteryzować następującymi cyframi: 15 milionów m³ robót ziemnych, 1,2 miliona m³ robót betonowych i żelbetonowych, 440 tysięcy m³ muru ceglanego, 140 tysięcy m³ murów z cegły ogniotrwałej, 220 tysięcy ton konstrukcji żelaznej. Pomimo olbrzymiego znaczenia huty magnitogorskiej w ogólnym planie rozbudowy hutnictwa radzieckiego, kapitały inwestycyjne, przeznaczone dla tej huty, stanowią zaledwie 10 do 12% ogólnych kredytów inwestycyjnych, poświęconych hutnictwu, a przecież jednocześnie z Magnitostrojem budowano 19 innych hut, w tym 8 hut wielkopieczowych, przebudowywano stare, rozbudowywano koksownie, kopalnictwo rud i zakłady materiałów ogniotrwałych.

Prócz wymienionych wyżej robót budowlanych należało wyprodukować całe mnóstwo maszyn i urządzeń hutniczych, ponieważ tylko niektóre specjalne maszyny sprowadzane były z zagranicy. I tak budowano we własnych zakładach bloomingi, walcarki wszelkich typów i wielkości, suwnice, dmuchawy, silniki elektryczne i transformatory, kadzie i samotoki i t. d. i t. d. — Wymienione urządzenia nigdy przedtem nie były w Rosji produkowane. Aby zadanie uzbrojenia hutnictwa mogło być dokonane własnymi siłami, trzeba było zrekonstruować istniejące fabryki budowy maszyn i zaopatrzyć je technicznie tak, aby mogły sprostać zadaniu. Równocześnie — tylko dla celów budowy maszyn i urządzeń hutniczych — przygotowano 2 zakłady — olbrzymy: „Uralmaszstroj” i „Krammaszstroj”. O odwadze

i bohaterstwie pracy robotników, inżynierów i techników radzieckich w tym okresie świadczy fakt, iż stosunkowo nieduży Izorski zakład w ciągu 9 miesięcy wybudował pierwszy w Z. S. R. R. blooming, który — po zmontowaniu — pracował nie gorzej od importowanych z zagranicy. To samo powiedzieć

można o hucie Jenakijewskiej, która pierwsza wyprodukowała maszynę rozlewniczą dla surówki.

O olbrzymich rozmiarach budownictwa hutniczego i o wielkiej uwadze, jaką tej sprawie poświęcał rząd Z.S.R.R., świadczyć mogą sumy na ten cel przeznaczone w poszczególnych latach pierwszej pięcioletki:

W milionach rubli.

	1928/29	1929/30	1931	1932	1933	1934
Dla Komisariatu Ciężkiego Przemysłu	1559	3845,1	6147,6	8507,9	7422,2	8250,4
W tym dla hutnictwa	213,4	553,7	1121,5	1806,5	1833,6	1912,0
% udział hutnictwa	13,7	14,4	18,3	21,2	24,7	23,2

Realizacja planu budownictwa hutniczego w latach 1931 — 1934.

Z kolei zrobimy krótki przegląd wykonanych inwestycji hutniczych w latach 1931 — 1934, a dla głównego trzonu tych inwestycji, t. j. dla Uralo-Kuźnieckiego kombinatu po-

nadto zestawienie całkowitego projektu z wykonanymi w omawianym czasokresie robotami:

1. Huta Magnitogorska.

Oddział:	Zaplanowano:	Wykonano w 1931 — 1934 r.:
Wielkopiecowy —	8 baterij koksowych 8 wielkich pieców po 1180 m ³ każdy, o dobowej produkcji 1000 do 1100 ton surówki	4 baterie koksowe — 276 komór 4 wielkie piece
Martenowski —	34 marteny po 150 ton, 3 mieszalniki po 1300 ton każdy	7 pieców martenowskich
Walcownia —	3 bloomingi, 2 walcarki wstępne — ciągłe 630 i 450 mm., 1 średnia 500 mm i 2 po 350 mm, 4 małe 300 mm i 2 po 250 mm, 1 walcarka szyn	1 blooming 1 walcownia 630 mm 1 walcownia 450 mm 1 średnia 500 mm
Elektrownia —	248 tys. kW, w tym: 2 turbogeneratory po 12 tys. kW, 1 turbogenerator 24 tys. kW, 4 turbogeneratory po 50 tys. kW.	100 tys. kW

2. Huta w Kuźniecku.

Wielkopiecowy —	4 baterie koksowe 4 wielkie piece o produkcji 1200 tys. ton surówki	4 baterie koksowe — 220 komór 4 wielkie piece
Martenowski —	12 martenów po 150 ton 3 marteny po 300 ton o produkcji 1450 tys. ton stali	10 martenowskich pieców
Walcownia —	1 blooming, 1 walcownia gruba	1 blooming i walcownia gruba
Elektrownia —	108 tys. kW, z przewidyw. rozbudową do 158 tys. kW	84 tys. kW

3. **Huta stali jakościowych** — Zaporozstal, jedna z większych w Z. S. R. R., uruchomiła dwie baterie koksowe — 138 komór, 2 wielkie piece, 9 pieców elektrycznych, walcownię 750 mm, walcownię 460 mm, walcownię średnią 360 mm i walcownię małą 280 mm; daje produkcję 80 tys. ton stali elektrycznej i 55 tys. ton wyrobów walcowanych ze stali szlachetnej.
4. **Huta w Krzywym Rogu** — uruchomiła jeden wielki piec i elektrownię o mocy 25 tys. kW.
5. **Hutniczy Kombinat „Azowstal”** imienia Sergo Ordżonikidze uruchomił 2 wielkie piece i elektrownię o mocy 16 tys. kW.
6. **Huta Nowo-Lipecka** — uruchomiła jeden wzorcowy wielki piec oraz elektrownię o mocy 24 tys. kW.
7. Uruchomiona została moskiewska walcownia rur „Krasnaja Truba”, oraz
8. Leningradzka jakościowa odlewnia staliwa, o trzech piecach elektrycznych. Celem uniezależnienia hutnictwa Z.S.R.R. od importu zagranicznego wybudowano i uruchomiono trzy huty dla ferrostopów:
9. **Hutę Czelabińską** ferrostopów i elektrod grafitowych imienia Woroszyłowa, o ośmiu piecach elektrycznych,
10. **Hutę Zaporozką** ferrostopów „Dnieprospław”, o jedenastu piecach elektrycznych,
11. **Hutę Zestafońską** ferromanganu, o trzech piecach elektrycznych.

Oprócz tego następujące huty zostały ukończone i uruchomione w czasie drugiej pięcioletki: „Niżnietagilska”, „Tulska”, „Piotrowsko-Zabajkalska”, „Pierwouralska” walcownia rur, „Nikopolska”, „Nowomoskiewska” walcownia blachy, „Sinarska” odlewnia rur, „Baskalska” — dla stali jakościowych i „Chaliłowska” — dla przeróbki miejscowych rud, zawierających nikiel i chrom.

Poza tym ogromnym programem budowy nowych hut, zrekonstruowano i zracjonalizowano cały szereg starych zakładów przez wprowadzenie ich kompletnej mechanizacji, przy czym przebudowa niektórych zakładów sięga tak głęboko, że stały się one olbrzymimi, zupełnie nowoczesnymi zakładami. Z pośród takich zakładów należy w pierwszej linii wymienić hutę w Makiejewce i hutę imienia Dzierżyńskiego.

1. Na hucie Makiejewskiej im. Kirowa wybudowano całkowicie nowy oddział wiel-

kopiecowy, zmechanizowany, o trzech potężnych wielkich piecach, z przewidzianymi dalszymi olbrzymiami; uruchomiono nową martenowską stalownię o pięciu 150-tonowych piecach; wybudowano blooming; zmechanizowano starą walcownię blachy średniej; w oddziale wielkopiecowym uruchomiono nową aglomerownię o dwóch taśmach, urządzenie do kalibrowania rudy oraz trzy maszyny rozlewnicze dla surówki; uporządkowano gospodarkę gazową i oparto ją o wspólną gospodarkę energetyczną huty, uruchomiono nowy turbozespół o mocy 24 tys. kW.

2. **Huta im. Dzierżyńskiego** otrzymała również nowy oddział wielkopiecowy; w stalowni uruchomiono trzy 110 tonowe piece martenowskie, w walcowni — nowy blooming. Szereg innych hut, na skutek przebudowy i dobrojenia, stał się nowoczesnymi zakładami.
3. **Huta im. Woroszyłowa** otrzymała dwa nowe wielkie piece, typu amerykańskiego, całkowicie zmechanizowane.
4. To samo dotyczy huty im. Stalina (Donbas), która otrzymała nowe wielkie piece typu amerykańskiego; przebudowano starą martenownię i zaopatrzone ją w nowe piece 170-tonowe; przebudowano walcownię na produkcję jakościowej stali prętowej.
5. **Huta „Krasnyj Oktiabr”** przestawiona została na produkcję jakościową; dobrojono ją oddziałami obróbki termicznej; stalownię rozszerzono i dobudowano trzy marteny; w walcowni uruchomiono walcownię średnią 450 mm i walcownię blachy; uzupełniono wykończalnię; uruchomiono walcownię blachy na zimno; dla czuwania nad dokładnością produkcji materiału profilowego wybudowano oddział kalibrowania.
6. **Huta „Elektrostal”** po rekonstrukcji stała się jednym z najpoważniejszych zakładów stali szlachetnej. Otrzymała ona nową odlewnię elektrostali, o czterech piecach elektrycznych i dwóch martenach, nową młotownię i prasownię o potężnych młotach i prasach; zmechanizowano walcownię 600 mm, uruchomiono dwie nowe walcownie 800 i 300 mm; dobrojono wykończalnię.

7. Hutę Złotoustowską przebudowano również na zakład do produkcji stali wysokogatunkowych (wysokostopowych) i stopowych. Otrzymała ona pięć nowych pieców elektrycznych i blooming, poza tym rekonstrukcji uległy wszystkie inne oddziały hutnicze.
8. Huta Mariupolska im. Iljicza również stała się hutą jakościową. Otrzymała ona nowy piec martenowski, piec elektryczny, nową walcownię rur; odbudowano i zmeczhanizowano walcownię grubą 750 mm, walcownię blachy grubej, średniej i cienkiej, zmodernizowano walcownię średnią 450 mm, wybudowano nową walcownię na zimno o dwóch walcarkach quarto, nową wytrawialnię i wyżarzalnię.
9. Huta im. Andrejewa w Taganrogu otrzymała nową martenownię o trzech piecach, nową walcownię rur i nowy oddział produkcji rur zgrzewanych.
10. Huta im. Liebknechta otrzymała nową stalownię martenowską o czterech piecach, przebudowano i rozszerzono istniejącą walcownię rur, wybudowano nową walcownię rur oraz walcownię kół.
11. Na hucie Czusowskiej wybudowano jeden wielki piec oraz uruchomiono walcownię wlewków i walcownię średnią.
12. Na Hucie Wyksuńskiej wybudowano nową stalownię o dwóch 70-tonowych piecach i odbudowano walcownię blachy średniej.
13. Huta Kosogorska otrzymała jeden nowy wielki piec.
14. Na hucie Dniepropietrowskiej im. Chatajewicza wybudowano dwa wielkie piece.

O rozmiarach robót rekonstrukcyjnych, przeprowadzonych na starych hutach, daje pojęcie fakt, że udział ich w ogólnym nakładzie kapitałowym, oddanym do dyspozycji hutnictwa w latach 1931—34, wynosi około 40%. Ogółem wybudowano na starych hutach 10 nowych wielkich pieców, 6 przebudowano, 33 nowych pieców martenowskich, 14 nowych i zrekonstruowanych walcowni, 3 walcownie rur. Poza tym na t. zw. hutach małej metalurgii (przeważnie uralskich) uruchomiono w tym samym okresie 24 piece martenowskie, 11 walcowni i odbudowano jeden wielki piec na węgiel drzewny.

Rozmiary inwestycji, zrealizowanych w tym okresie we wszystkich podległych hutnictwu gałęziach przemysłu, można scharakteryzować wielkością nakładów kapitałowych.

Nakłady kapitałowe dla hutnictwa i przemysłów pomocniczych za czas 1928/29 — 1934 w milionach rubli:

Rodzaje przemysłu	1928/29	1929/30	1931	1932	1933	1934
Hutnictwo żelazne	172,9	426,6	834,1	1447,7	1487,4	1530,0
Przemysł koksochemiczny	10,2	55,0	170,4	187,7	159,0	171,0
Kopalnictwo rud żelaznych i manganow.	18,2	47,7	73,4	90,1	104,4	135,0
Przemysł materiałów ogniotrwałych	12,1	24,4	43,6	81,0	82,8	76,0
Razem	213,4	553,7	1121,5	1806,5	1833,6	1912,0
% udział w nakładach nowych zakładów	20,3	33,5	55,0	55,2	52,7	57,0

Tablica powyższa wskazuje, że nie tylko przemysłowi hutniczemu, ale i pomocniczemu poświęcone były znaczne sumy.

Wydatkowane kapitały w bardzo krótkim

czasie zaczęły dawać efekt produkcyjny. (W okresie 1928/29—1934 około 65% nakładów.)

Uruchomienie produkcyjne zainwestowanych kapitałów: :

Rodzaje przemysłu	1928/29	1929/30	1931	1932	1933	1934
Hutnictwo żelazne	146,3	250,0	333,7	744,5	1180,1	1155,0
Przemysł koksochemiczny	9,7	19,6	41,9	101,8	136,9	157,0
Kopalnictwo rud żelaznych i manganow.	14,9	33,4	55,8	62,5	72,4	93,0
Przemysł materiałów ogniotrwałych	5,9	26,8	22,2	50,1	63,2	56,0
Razem	176,8	329,8	453,6	958,9	1452,6	1461,0

Jako najważniejszy sukces pierwszego planu pięcioletniego należy uważać fakt stworzenia w Z. S. R. R. podstaw nowoczesnego hutnictwa. W okresie tym zostało wybudowanych jedenastu nowych hut (Magnitogorska, Kuźniecka, Zaporozska, Krzyworońska, Azowstal, Leningradzka, Lipecka, Dnieprospław, Czelabińska, Zestafońska i Krasnaja Truba), z czternastu nowoczesnymi wielkimi piecami, osiemnastu piecami martenowskimi, 12 elektrycznymi, 22 piecami elektrycznymi dla żelazostopów, 2 bloomingami i 8 walcownikami. W tym samym czasie na starych hutach i hutach t. zw. małej metalurgii wybudowano i uruchomiono 17 nowych i zrekonstruowanych wielkich pieców, 57 nowych pieców martenowskich, 29 pieców elektrycznych, 4 bloomingi i 21 walcowni.

Ogółem oddano do ruchu 31 wielkich pieców, 75 martenów, 41 elektrycznych dla stali, 22 elektrycznych dla ferrostopów, 6 bloomingów i 29 walcowni.

Poniższa tabela przedstawia porządek uruchomienia agregatów w poszczególnych latach:

	1931	1932	1933	1934	Razem
Wielkie piece	6	11	7	7	31
Marteny	17	20	23	15	75
Walcownie	6	6	14	9	35

Nowe wielkie piece w ilości 24 (bez przebudowanych) powiększyły ogólną objętość radzieckich wielkich pieców o 21.464 m³. Oddanie tych pieców do eksploatacji w sposób zasadniczy zmieniło techniczną strukturę radzieckiego wielkopiecownictwa. Z pośród 88 wielkich pieców, jakie istniały na początku 1931 r., tylko jeden piec nr 4 na hucie Makiejewskiej posiadał objętość 842 m³. Główna masa pieców (63% wg. objętości) posiadała objętość do 500 m³, pieców o objętości od 500 do 700 m³ było 31%, a tylko 6% stanowiły piece o objętości większej od 700 m³. Były to: Makiejewski piec nr. 4 o objętości 842 m³ i Jenakijewski nr 5 o objętości 750 m³.

Zestawienie nowych wielkich pieców Z.S. R. R. wg. objętości.

(1931 — 1934)

Grupy objętości w m ³	Ilość pieców	Sumaryczna czynna objętość w m ³	Procentowy objętościowy udział
do 799	5	2596	12,1
od 800 do 899	4	3326	15,5
od 900 do 999	8	7460	34,7
od 1000 i wyżej	7	8082	37,7
Razem	24	21464	100,0

Sumaryczna objętość pieców o jednostkowej objętości do 300 m³ była 4^{1/2} razy większa od całkowitej objętości pieców o jednostkowej objętości powyżej 700 m³.

Po oddaniu do ruchu nowych pieców, piece o objętości do 500 m³, będące dawniej typem zasadniczym, stanowią obecnie zaledwie 36% całkowitej objętości. Obecnie typem, charakteryzującym wielkopiecownictwo radzieckie, stał się piec o objętości powyżej 800 m³. Stanowi on teraz 43% całkowitej objętości piecowej. 7 pieców o objętości powyżej 1000 m³ daje obecnie 16% sumarycznej objętości. Średnia objętość jednego pieca wynosi obecnie 428 m³, zamiast dawniejszych 309 m³, t. j. wzrosła o 38%.

Zestawienie porównawcze zmiany struktury wielkopiecownictwa radzieckiego:

Grupy wielkich pieców w/g objętości w m ³	na dzień 1. 1. 31 r.		na dzień 1. 1. 35 r.	
	Ilość pieców	Sumarycz. objętość w m ³	Ilość pieców	Sumarycz. objętość w m ³
do 299	49	7600	54	8533
od 300 do 499	23	9410	22	9084
od 500 do 699	14	8582	17	10294
od 700 do 899	2	1598	7	5715
od 900 do 999	—	—	8	7460
od 1000 i wyżej	—	—	7	8082
Razem	88	27190	115	49173

Ponieważ z pośród 24 nowo wybudowanych wielkich pieców 15 posiada objętość ponad 900 m³, procentowy udział tych całkowicie zmechanizowanych olbrzymów w ogólnej objętości wielkich pieców jest obecnie w ZSRR większy niż w Stanach Zjednoczonych.

Zestawienie wielkich pieców Z.S.R.R. i Stanów Zjednoczonych.

Objętość pieców w m ³	USA	ZSRR	Z RR — bez pieców na węgiel drzew.
	Udział procentowy		
do 255	3,4	43,5	15,6
od 255 — 481	22,9	20,9	31,1
od 481 — 594	14,8	7,8	11,7
od 594 do 707	24,3	8,7	13,0
od 707 do 821	22,6	1,7	2,6
od 821 do 877	6,2	4,3	6,5
od 877 i wyżej	5,8	13,1	19,5
Razem:	100,0	100,0	100,0

Jeszcze bardziej jaskrawą jest techniczna przewaga wielkopiecownictwa radzieckiego nad niemieckim, co uwidoczniła poniższa tabela:

Porównanie wielkich pieców ZSRR i Niemiec.

Objętość pieców w m ³	Niemcy	ZSRR	Z RR, lecz bez pieców na węgiel drzew.
	Udział procentowy		
do 200	11,8	35,7	9,1
od 201 do 300	11,8	11,3	11,7
od 301 do 400	15,2	7,8	11,7
od 401 do 500	19,5	11,3	16,9
od 501 do 600	18,7	6,1	9,1
od 601 do 700	15,2	8,7	13,0
od 701 do 800	4,9	1,7	2,6
od 801 do 900	1,9	4,3	6,5
od 901 i wyżej	1,0	13,1	19,4
Razem:	100,0	100,0	100,0

Z tablicy tej widzimy, że udział procentowy pieców o objętości 800 m³ i wyżej jest w

Z.S.R.R. około 9 razy większy, niż w Niemczech, przy czym te ostatnie posiadają tylko dwa piece o objętości 900 do 1000 m³, podczas gdy Z.S.R.R. posiada już 6 pieców o objętości 1200 m³. Jednakże, jeżeli chodzi o ogólną objętość wielkich pieców, Związek Radziecki jeszcze daleko ustępuje Niemcom, a tym bardziej Stanom Zjednoczonym.

Następnym wskaźnikiem zmiany struktury radzieckiego wielkopiecownictwa jest znaczny wzrost mocy dmuchaw. W omawianym okresie uruchomiono 29 turbodmichaw, o ogólnej mocy 206 tys. KM i 9 dmuchaw gazowych, o łącznej mocy 44 tys. KM, przy czym moc turbodmichaw na dz. 1. 1. 31 r. wynosiła zaledwie 62 tys. KM, wzrosła więc 3¹/₃ razy.

W niemieckim stopniu zmieniła się techniczna struktura stalowni martenowskich. Na dz. 1. 1. 31 r. hutnictwo radzieckie nie posiadało ani jednego pieca martenowskiego o powierzchni trzonu większej, niż 50 m². Największym piecem martenowskim był piec nr. 10 na hucie im. Piotrowskiego, którego powierzchnia trzonu wynosiła 48 m².

Już w ciągu 1931 r. sytuacja się zmienia. W tym roku powierzchnia pieców od 40 do 60 m² wynosi już 10% sumarycznej powierzchni 230 martenów; 65% całkowitej powierzchni stanowią piece o powierzchni od 20 do 40 m², a 25% — piece małe do 20 m² powierzchni. W 1935 r. znajdujemy sytuację gruntownie zmienioną. Ilość pieców wzrosła do 298, ogólna powierzchnia — z 5407 m² do 7944 m², t. zn. wzrosła o 50%. Piece, o powierzchni trzonu większej niż 40 m², stanowią już 33% ogólnej powierzchni. Pracują już 22 piece 150-tonowe, których powierzchnia stanowi już 18% całości.

Poniższa tabela daje obraz dynamiki rozwoju pieców martenowskich:

Rozwój pieców martenowskich w Z.S.R.R. w okresie 1931 — 34 r.

Grupy pieców wg. powierzchni trzonu w m ² :	1 9 3 1 r.				1. 1 1935 r.			
	Ilość piec.	Udział %	Sum. pow.	Udział %	Ilość piec.	Udział %	Sum. pow.	Udział %
do 20	98	42,6	1381	25,5	118	39,6	1642	20,7
od 20 do 40	120	52,2	3480	64,4	132	44,3	3704	46,6
od 40 do 60	12	5,2	546	10,1	26	8,7	1173	14,8
od 60 i wyżej	—	—	—	—	22	7,4	1425	17,9
Razem:	230	100,0	5407	100,0	298	100,0	7944	100,0

Elektrometalurgia została prawie na nowo stworzona. Do 1931 r. liczono wszystkiego 18 pieców elektrycznych. W ciągu czterech lat oddano do ruchu 41 nowych pieców elektrostałowych.

Niemniej gwałtowny był wzrost i rozwój walcowni. W 1931 r. w ZSRR pracowało 238 walcowni. W 1931 r. uruchomiono 6 walcowni, w tym 2 nowe i 4 zrekonstruowane. W 1932 r. oddano do eksploatacji 6 walcowni, w tym 2 nowe i 4 przebudowane. Wśród nowych znajduje się blooming dla huty Kuźnieckiej. W 1933 r. uruchomiono 14 walcowni, w tym 2 zrekonstruowane i 12 nowych, a wśród nich 3 bloomingi. W 1934 r. oddano do eksploatacji 9 walcowni, w tym 2 odbudowane i 7 nowych, wśród nich walcownie grube w Magnitogorsku i blooming na hucie Złotoustowskiej. Razem na 1. I. 1935 pracują już w Z.S.R.R. 272 walcownie.

O walcownictwie możemy powiedzieć to samo, cośmy mówili o wielkopiecownictwie i stalownictwie. Nowe i odbudowane zespoły całkowicie zmieniają oblicze techniczne dawnego walcownictwa. Przede wszystkim zniaczą, dawniej tutaj nieznaną, a podnosząc poziom techniczny całej huty, pozwalają rozwinąć dotychczas nienotowaną wytwórczość. Cztery bloomingi mogą przepuścić ponad cztery miliony ton wlewków rocznie. Taka sama olbrzymia wydajność cechuje inne, w tym czasie uruchomione zespoły. Walcownia szyn huty Kuźnieckiej może wyprodukować 450 tys. ton szyn rocznie. Walcownia gruba w Magnitogorsku posiada wydajność 320 tys. t żelaza kształtowego. Oczywiście, że tego rodzaju olbrzymie wydajności wymagają najbardziej posuniętej mechanizacji, pierwszorzędnych urządzeń transportowych dla zapewnienia ciągłego przepływu tworzyw, półproduktów i gotowych wyrobów. Stąd też huty rzemieślnicze są wyrazem najnowocześniejszej techniki i należą do przodujących w hutnictwie światowym.

Najbardziej zacofaną dziedziną w ZSRR były walcownie rur. Inwestycje w tej gałęzi przemysłu, dokonane w omawianym okresie, postawiły ją również na czoło najbardziej nowoczesnych zakładów europejskich, mogących wytrzymać wszelką z nimi konkurencję, zarówno pod względem uzbrojenia technicznego, jak i pod względem jakości i wielkości produkcji. W latach 1933 i 1934 na hutach Taganrogu i Mariupola zostały uruchomione dwa duże zespoły pielgrzymowe, o łącznej

wydajności 200 tys. ton. rocznie. W 1935 r. ukończono budowę dwóch zespołów Sztyfela, o łącznej wydajności 70 tys. ton, na hucie Nikopolskiej. W tymże 1935 r. zostają uruchomione na Pierwouralskiej hucie dwa nowe zespoły Sztyfela i Erhardta, o łącznej produkcji 90 tys. ton rur specjalnych. Jeżeli do tego doliczymy 10 nowych zespołów dla produkcji rur zgrzewanych i 2 zespoły do elektrycznego spawania rur oraz modernizację starych walcowni rur, to otrzymamy obraz nowej struktury tej dziedziny technologii hutniczej w Z.S.R.R. Wydajność wytwórcza walcowni rur na dz. 1. I. 1935 r. w porównaniu z rokiem 1932 wzrosła z 370 tys. ton do 600 tys. ton, t. j. o 62%. W ciągu 1935 r. wzrosła ona o dalsze 25%.

W dużym stopniu wzrosła moc elektrycznych urządzeń oraz stopień elektryfikacji hut. Moc wszystkich silników, pracujących w hutnictwie, wynosiła w 1931 r. 627 tys. kW, w 1935 r. — 1139 kW, t. zn. wzrosła o 82%, w tym moc silników elektrycznych wzrosła z 343 tys. kW do 695 tys. kW, t. j. o 103%. Udział więc procentowy napędu elektrycznego wzrósł z 54,6% do 61,1%. Równocześnie obserwujemy intensywną budowę nowych elektrowni hutniczych. Moc zainstalowanych turbozespołów wzrasta w tym czasie 2½-krotnie — z 243786 kW na 1. I. 1931 r. do 608706 kW na 1. I. 1935 r. Powierzchnia ogrzewalna zainstalowanych kotłów, która na 1. I. 1931 r. wynosiła 172421 m², wzrosła do 263370 m², t. j. o 63%, przy czym w instalacjach kotłowych przewagę mają duże jednostki o powierzchni ogrzewalnej 1100 do 1500 — 2000 i 2500 m² i ciśnieniu rzędu 30 atm. przy 400 do 425° C. Ale moc zainstalowana elektrowni hutniczych nie pokrywa własnego zapotrzebowania hut i stąd wiele zakładów zmuszonych jest czerpać energię z zewnątrz. Moc elektrycznych podstacyj na hutach, redukujących napięcie, wzrosła w omawianym czteroleciu 12-to-krotnie — z 65 tys. kW do 800,9 tys. kW.

Wytwórczość zespołów produkcyjnych, uruchomionych w okresie 1931 — 34, wynosi: dla surówki 8 milionów ton, a dla stali 4,5 miliona ton rocznie.

Przemysł koksowniczy.

Silny wzrost produkcji surówki musiał pociągnąć za sobą głębsze zmiany również w istniejącym aparacie produkcji koksu wielkopiecowego. Już w 1931 r. dysproporcja między

produkcją surówki, a produkcją koksu doszła do katastrofalnego stanu, wymagającego natychmiastowego ograniczenia spożycia koksu we wszystkich dziedzinach życia gospodarczego, celem umożliwienia produkcji surówki. Stąd też budowa nowych koksowni idzie w tym samym szybkim tempie, jak budowa nowych wielkich pieców, przy czym zwracano uwagę przede wszystkim na jakość koksu, ponieważ nowe wielkie piece wymagały koksu o wysokich własnościach mechanicznych i wolnego od szkodliwych domieszek. W rezultacie, w przeciągu czterech lat powstały na hutach nowe oddziały koksochemiczne, stare zaś koksownie uzupełniono w urządzenia do utylizacji produktów ubocznych.

Wybudowano i uruchomiono w tym okresie 1500 komór na 15 koksowniach. Roczna produkcja tych komór wynosiła 8,1 miliona ton. Wśród nowych koksowni specjalne miejsce zajmują koksownie Uralo-Kuźnieckiego kombinatu, posiadające 496 komór i wybudowane w przeciągu trzech lat. W 1934 r. koksownie

Wschodu dały 3201 tys. ton koksu.

Nowe koksownie zostały wybudowane według najlepszych wzorów europejskich i amerykańskich (systemy: Otto, Becker, Koppers). Koksownia Kemerowska, uruchomiona w 1934 roku, wybudowana została według radzieckiego projektu biura „Moshiprokoks”. Nowe koksownie zostały całkowicie zmechanizowane i posiadają dużą wydajność. Naprzykład wydajność nowej komory jest 6 razy większa od starej, bez uchwycenia produktów ubocznych i 2,2 razy większa od komory starej z uchwyceniem produktów ubocznych. Ten wzrost wydajności jest wynikiem nie tylko zwiększenia objętości komory, ale również konstrukcji koksowni, dzięki której czas gazowania został wybitnie zmniejszony. Podczas gdy czas gazowania w starych piecach wynosił 30 do 50 godzin, to w nowych wynosi od 15 do 18 godzin, tak że obecnie średni czas koksowania dla całego ZSRR spadł z 37,8 do 28,7 godzin.

Zestawienie nowych koksowni, uruchomionych w latach 1931/34:

Nazwa zakładu	Rok uruchomienia	System	Ilość baterij	Ilość komór	Wydajność koksu przy 6% wilgoci w tys. ton
1. Gorłowski — drugi etap	1931	Koppers	2	133	540
2. Ałczewski — drugi etap	1931	Otto	2	88	520
3. Rutczenkowski — drugi etap	1931	Otto	1	52	270
4. Kamiński — pierwszy etap	1931	Becker	2	80	570
5. Kamiński — drugi etap	1932/33	Becker	½	45/90	860
6. Dniepropietrowski — drugi etap	1932	Koppers	2	80	470
7. N. Makiejewski	1933	Koppers	4	184	990
8. Brjański — drugi etap	1933	Koppers	1	42	85
9. Zaporozki — pierwszy etap	1934	Becker	2	138	750
10. Magnitogorski	1932	Becker	2	138	750
11. Magnitogorski	1933	Becker	2	138	750
12. Kuźniecki	1932	Becker	2	110	650
13. Kuźniecki	1934	Becker	2	110	650
14. Kemerowski	1934	Moshiprokoks	1	55	275
15. Charkowski	1932/33	Moshiprokoks	1	5	} 50
16. Charkowski	1932/33	Becker	1	5	
Razem			30	1493	8180

Dopiero przez stopniowe uruchomienie nowo wybudowanych jednostek dało się oparować krytyczną sytuację, jaką przeżyło hutnictwo radzieckie w 1931 r. z powodu braku

koksu. Od 1931 r. do 1934 r. produkcja koksu wzrosła o 210% — jak to wskazuje poniższa tabela:

Nazwa okręgu	Produkcja koksu o 6% wilgoci w tys. ton				
	1931	1932	1933	1934	1934 r. w % do 1931 r.
Huty Południa	6446	7329	8544	10996	171
Huty Wschodu	304	1085	1673	3201	1053
Razem:	6750	8414	10217	14197	210

Widzimy, jak ciężar gatunkowy produkcji koksu przenosi się w kierunku wschodnim. W 1931 r. Wschód dał zaledwie 4,5% produkcji koksu, a w 1934 r. jego udział wzrósł do 22,5%.

Rok 1934 nie jest tylko rokiem bezwzględniego wzrostu produkcji koksowniczej. W roku tym zostają również osiągnięte dobre wyniki w kierunku lepszego wykorzystania urządzeń i uzyskania wysokich wskaźników produkcyjnych, zarówno ilościowych, jak i jakościowych. Dzięki temu, że 75% całkowitej ilości węgla, przeznaczonego dla koksowni, już w 1934 r. podlega wzbogaceniu (płukaniu), zdołano jakość koksu znacznie poprawić. Dla zakładów Południa wskaźniki jakościowe zmieniły się w sposób następujący:

	r. 1931	r. 1934
Popiół	11,74	10,1
Siarka	1,81	1,72
Wilgoć	6,35	3,84

Wskaźniki te mają dla ruchu wielkopiecowego ogromne znaczenie. Jak wiadomo, każdy procent popiołu zwiększa rozchód koksu o 2% i zmniejsza wydajność wielkiego pieca, każda zaś 0,1% siarki zwiększa rozchód koksu w wielkim piecu o 2% i również zmniejsza wydajność.

Węgiel wschodni daje koks znacznie biedniejszy w siarkę, niż węgiel Południa. Ten ostatni daje koks o zawartości od 1 do 2% S, wschodni zaś tylko 0,5 do 0,6% S. Tym właśnie w głównej mierze tłumaczy się lepsza praca pieców Magnitogorska i Kuźniecka, ich lepsze wskaźniki rozchodu koksu i lepszy gatunek surówki. Pod względem zawartości popiołu koks Wschodu mało różni się od koksu Południa. Zawiera on od 11,5% do 13,5% popiołu. Wskazuje to tylko na złą pracę wzbogaczających urządzeń Kuźnieckich i Karagandyjskich.

Chemiczna produkcja uboczna wzrosła

mniej, niż produkcja koksu, gdyż o 90% w okresie czteroletnim. Natomiast ilość zakładów, chwytających produkty uboczne, wzrosła z 76% w 1928 r., do 83% w r. 1934. Znacznie rozszerzono stosowanie gazu koksowego. W całym szeregu zakładów (Kuźnieck, Magnitogorsk, Makiejewka, Alczewsk, Dzierżyńskiego, Stalina) piece martenowskie opalane są gazem koksowym. Tam, gdzie ten gaz nie znajduje zastosowania na miejscu, wyrastają sieci dalgazu.

Kopalnictwo rud.

Podstawą radzieckiego hutnictwa są własne, bardzo bogate złoża rud żelaznych i manganowych oraz węgla kamiennego, koksującego i płomiennego. Wprawdzie wzajemne geograficzne rozmieszczenie tych bogactw mineralnych nie jest korzystne, jednak przy odpowiednim ukształtowaniu stosunków transportowych położenie geograficzne nie stanowi poważniejszej przeszkody w wykorzystaniu tych bogactw dla stworzenia podstaw potęgi przemysłowej państwa.

Trzeci plan pięcioletni, którego końcowym etapem był rok 1942, przewidywał na tenże rok produkcję surówki w ilości 22 milionów ton i stali — 28 milionów ton. W pierwszym roku tej pięcioletki produkcja surówki wyniosła 14,6 miliona ton i stali — 18 milionów ton. Na XVIII zjeździe partii WKP (b) w marcu 1939 r. Stalin postawił przed hutnictwem radzieckim zadanie zwiększenia w ciągu 10 — 15 lat produkcji surówki do 50 — 60 milionów ton rocznie i stali do 70 — 80 milionów ton rocznie. Oznacza to blisko czterokrotny wzrost w stosunku do produkcji z 1938 r.

Ponieważ w 1938 r. wydobyto 26,5 miliona ton rud, więc w ciągu następnych 10 — 15 lat należy produkcję rud podnieść do wysokości około 120 milionów ton rocznie. Chcąc



Rozmieszczenie zasobów rud żelaza i ośrodków przemysłu hutniczego Z. S. R. R.

zorientować się, czy zasoby radzieckie pozwolą na taki wzrost wydobycia, wypada nieco szczegółowiej zastanowić się nad tymi zapasami i ich geograficznym rozmieszczeniem. W tym celu przytoczymy garść najświeższych danych.

Obliczone do 1917 r. zasoby rud żelaznych Związku Radzieckiego wynosiły 2056 mil. ton (bez krzemianów żelaza). Według ostatnich obliczeń Związkowego Instytutu Geologicznego zapasy te w 1938 r. wynosiły już 10.880,1 miliona ton. W liczbie tej złoża stwierdzone, nadające się do przemysłowej eksploatacji, wynoszą 4505,2 miliona ton. Ten olbrzymi wzrost ma Związek do zawdzięcze-

nia intensywnej pracy swych geologów, którzy od pierwszej pięciolatki (1928 r.) rozwinęli bardzo ożywioną działalność, rozciągającą się na wszystkie zakątki swej niezmierniej ojczyzny. W samych tylko latach 1935 — 1937 wykryto nowe złoża, których wartość oblicza się na 1,4 miliarda ton rud. Poszukiwania w latach 1938 — 1940 doprowadziły do dalszego rozszerzenia znanych zasobów, jak również do wykrycia nowych, w różnych krajach ZSRR. Według stanu z dn. 1. I. 1938 r. geograficzne rozmieszczenie zasobów rud żelaznych ZSRR przedstawia się — jak następuje:

W milionach ton

	Zasoby geologiczne	Z tego A+B*)	Udział % A+B
1. Rosja Północna	1065,0	27,8	2,6
2. Rosja Środkowa	1537,4	579,1	37,6
3. Ukraina i Krym	4213,6	2306,7	54,8
4. Kaukaz (Północny i Południowy)	315,8	215,1	68,2
Europejska część ZSRR	7131,8	3128,7	43,8
5. Ural	2414,1	1168,5	48,3
6. Kazachstan i Azja Środkowa	118,7	11,1	9,4
7. Syberia Zachodnia	414,8	111,3	26,8
8. Syberia Wschodnia i Republika Jakucka	707,1	70,6	10,0
9. Daleki Wschód	93,6	15,0	16,0
Azjatycka część ZSRR	3748,3	1376,5	36,7
Cały Z. S. R. R.	10880,1	4505,2	41,3

*) Grupa A — ściśle zbadane i obliczone zasoby. Grupa B — stwierdzone, lecz tylko częściowo zbadane zasoby.

Wyżej podany obraz należy jeszcze uzupełnić olbrzymimi zapasami rud krzemianowych (kwarcytów żelaza), znajdujących się w wielu miejscowościach ZSRR, a nie objętych wyżej podanymi ilościami. Zasoby geologiczne tych rud według stanu z dn. 1. 1. 1938 r. wynoszą 256670,1 milionów ton, w tym 11687,7 milionów ton przynależnych do grup A i B.

Najważniejsze złoża.

Rosja Północna. Złoża tej części kraju w r.

1917 wynosiły zaledwie 18 milionów ton. W latach po Rewolucji geolodzy radzieccy wykryli, zbadali i obliczyli nowe zasoby. Razem ta część kraju reprezentuje obecnie 1065 milionów ton rud żelaznych. Mają one dla ZSRR duże znaczenie, ponieważ mogą zasilić Leningradzki okręg przemysłowy i stanowią podstawę hutnictwa Północy.

Rozmieszczenie tych rud przedstawia się następująco:

	Zapasy geologiczne	W tym A + B	Zawartość Fe w %
	w milionach ton		
ASRR Komi	121,6	1,4	—
w tym Okręg Gamski	112,5	1,4	27
Karelja	101,6	26,4	—
w tym Pudożskaja Gora	92,0	24,8	20 — 32
Okręg Murmański	841,8	—	27 — 65
Razem	1 065,0	27,8	—

Rudy w Komijskiej ASRR są biedne i bardzo trudne do wzbogacenia. Duże znaczenie mają rudy Karelskie, gdyż składają się przeważnie z tytanomagnetytów. Rudy, zalegające w okręgu Niedźwiedziej Góry (Pudożskaja Gora) zawierają wanad i po wzbogaceniu nadają się do produkcji surówki wanadowej. Rudy półwyspu Kola są mało zbadane. Złoża magnetytowe nad brzegami jeziora Kowda zawierają dużo fosforu i dają po wzbogace-

niu dobry koncentrat. Rudy te mają być poddane szerszym badaniom i stanowić będą podstawę wielkiego kombinatu hutniczego, planowanego w okolicach Czerepowca.

Rosja Centralna. Większość rud, zalegających w tej części kraju, znajduje się w pobliżu wielkich centrów konsumpcyjnych wyrobów hutniczych. Według okręgów podział przedstawia się stosownie do poniższej tabelki:

W milionach ton	Zasoby geologiczne	W tym A + B	Zawartość Fe w %
Okręg Tuły	191,8	143,1	20 — 53
Lipeck (okr. Woroneżski)	154,6	67,4	20 — 53
Kalacz i Chopior (okr. Woroneżski i Stalingradzki)	716,0	184,4	38
Kurska Magnetyczna Anomalia (okr. Kurski)	336,7	175,1	53 — 58
Inne złoża	138,4	9,1	—
Razem	1537,5	579,1	

Do najważniejszych okręgów rudnych Rosji Środkowej należy zaliczyć: Lipecki, Kurską Anomalię Magnetyczną i Tulski. Okręgi Tulski i Lipecki posiadają żelaziak brunatny i zaopatrują weń Nowo-Tulską i Nowo-Lipecką hutę — obie wybudowane w czasie pierwszej i drugiej pięciolatki, oraz stare przebudowane i rozbudowane huty: Kosogorską (koło Tuły) i „Swobodnyj Sokol” (koło Lipecka). Na razie miejscowe rudy pokrywają tylko 50% potrzeb tych hut, reszta dowożona

jest z południa — z kopalń Krzyworożskich.

Badania stwierdziły, że 54% zasobów Tulskich i 20% Lipeckich dadzą się eksploatować przemysłowo. Rudy Chopioru są również żelaziakiem brunatnym, zawierają jednak od 0,7 do 2,9% fosforu, przy stosunkowo niskiej zawartości, bo około 38% żelaza.

Dokładniej w ostatnich kilku latach zbadane złoża Kurskiej Anomalii wykazały, obok ogromnych zasobów krzemianów, również porażne ilości, gdyż około 350 milionów ton

zwykłych rud. Złóża zbadane znajdują się w 6 okręgach. Najbogatszym z nich okazał się okręg Lebedyński, który posiada około 144 milionów ton rud, o przeciętnej zawartości żelaza = 58%. Z pozostałych, również zbadanych, okręgów wykazuje Korobkowski 15,6 miliona ton i Sałtykowski około 23,3 miliona ton. Geologowie sowieccy dowodzą, że Kurańska Anomalia rozciąga się aż po Smoleńsk i Orel i że zasoby jej są znacznie większe niż zostało dotychczas obliczone.

Czwarta pięciolatka przewidywała znaczną

rozbudowę kopalnictwa tego okręgu i równoległą budowę hut, opartych o miejscową rudę. Niestety, niespodziewana napaść Niemiec hitlerowskich na Związek Radziecki nie pozwoliła planu tego urzeczywistnić.

Ukraina i Krym. 38,7% ogólnych zasobów rud żelaznych ZSRR przypada na te dwa kraje. To równocześnie określa ich rolę, jaką odgrywają w hutnictwie radzieckim.

Stan zasobów na dz. 1. 1. 1938 r. przedstawia się następująco:

	Geologiczne zasoby		W tym A + B	Zawartość Fe w %
	w milionach ton			
Ukraina (Krzywy Róg)	1491,2	668,5	58—63	
Krym (Kercz)	2722,4	1638,2	20—51	
R a z e m	4213,6	2306,7	—	

W 1910 r. obliczono zasoby rudy krzywożskiej na 206,4 miliona ton. Nowe jednak badania wykazały, jak widać z powyższego zestawienia, że wynoszą one około 1,5 miliarda ton. Wysoka zawartość żelaza w tych rudach i olbrzymie zasoby spowodowały, że zaplanowana z wielkim rozmachem rozbudowa wydobycia rud w okręgu centralnym w drugim planie pięcioletnim nie została całkowicie zrealizowana i huty centrum były zaopatrywane w rudy z Krzywego Rogu. Okręg Ker-

zeński wykazuje około 2,7 miliarda ton zapasów. Są to przeważnie rudy o dużej zawartości fosforu (od 0,45 do 1,1%), wymagające spiekania. Kombinat Kamysz-Buruń zaopatruje w rudy Kerczeńską hutę „Wojkow” oraz Mariupolską hutę „Azowstal”.

Kaukaz (północny i południowy). I w tym kraju odkryto dość pokaźne zapasy rud. Są one rozdzielone w sposób następujący:

	Zasoby geologiczne w milionach ton	W tym A + B	Zawartość Fe w %
Kaukaz Północny	115,4	37,2	—
w tym złoża Małkińskie (okr. Kabardino-Bałkarski)	78,6	21,8	23,1 — 50,6
Kaukaz Południowy	200,4	177,9	—
w tym złoża Daszkesanu w Azerbejdżanie	190,0	175,0	18 — 59,8
Razem	315,8	215,1	—

Za podstawę do stworzenia miejscowego hutnictwa w Północnym Kaukazie mogą służyć rudy Małkińskie, występujące w odległości 35 km od Kisłowodzka. Rudy te zawierają: chrom, nikiel, mangan, tytan, wanad, kobalt. Analogiczną rolę dla Południowego Kaukazu odgrywają rudy Daszkesanu w Azerbejdżanie, zawierające kobalt.

Ural i Baszkirja. Poza okręgiem Krzyworozskim na Ukrainie, drugim co do wielkości terenów rudonośnych jest Ural. Według najnowszych danych zasoby uralskie (okręgi: baszkirski, czkałowski, swierdłowski, czela-

biński i permski) stanowią około 60% zasobów wschodnio-radzieckich rud. Razem bogactwa żelaznych rud Uralskich obliczone są na 2,4 miliarda ton, z czego 1,17 miliarda przypada na grupy A i B. Większość rud uralskich odznacza się stosunkowo wielką czystością oraz zawartością składników stopowych, co kwalifikuje je do produkcji stali szlachetnych. Jest to zasadniczym powodem, że tu właśnie powstają główne huty jakościowe ZSRR.

Oprócz złóż bogatych i zasobnych występują tutaj również pokłady o mniejszym znaczeniu. W ostatnich latach przedwojennych

(1936—1938) przeliczone zapasy wykazały pięciokrotny wzrost w stosunku do dawniej stwierdzonych ilości. Wyników tych jeszcze nie należy uważać za ostateczne, ponieważ mimo wszystko Ural jest jednym z najsłabiej zbadanych obszarów ZSRR.

Najdokładniej zbadany jest obszar Góry „Magnitnaja”. Pozostałe zaś okręgi, łącznie z dobrze znanymi złożami Tagilo-Kuszwinskimi i Bakalskimi, wymagają dodatkowych gruntownych badań i stąd możliwości wykrycia nowych złóż i powiększenia znanych zasobów.

Przegląd rudnych zasobów uralskich według ich miejsc zalegania i stan na dz. 1. I. 1938 r.

	Zasoby geologiczne w milionach ton	W tym A + B	Zawartość Fe w %
I. Obszar Swierdłowski-Permski	892,3	421,0	—
1. Okręg Bogosłowski			
w tym	111,5	27,2	—
złoża Auerbachowskie	14,9	9,3	39 — 60,5
2. Okręg Tagilo-Kuszwinski	422,1	226,0	—
Góra Błagodat'	117,2	63,8	35 — 63
Góra Wysokaja	129,2	106,8	27 — 61
Góra Lebiażka	43,6	25,1	31 — 64
złoża tytanomagnetytu	46,2	1,3	15 — 64
3. Okręg Alapajewski	186,2	119,9	—
Alapajewsk	143,1	89,9	25 — 42
II. Obszar Czelabiński	766,8	578,8	—
w tym			
4. Okręg Kamiensko-Sinarski	105,8	49,7	26 — 54
5. Okręg Bakalski	174,6	85,1	20 — 61
kopalnie „Tiazołyj”, „Wierchnie Bulańska” i inne	33,5	7,9	20 — 61
kopalnie „OGPU”	92,8	45,3	33 — 57
kopalnie „Objediniennyj Rudnik”	28,4	22,5	36 — 48
6. Okręg Magnitogorski	436,6	427,7	—
Góra „Magnitnaja”	419,2	419,2	30 — 61
III. Republika Baszkirska	282,0	71,4	—
w tym			
7. Okręg Bielőrecki	253,5	71,3	30 — 50,8
złoża Sigasino-Komorowskie	226,0	68,9	—
IV. Obszar Czkałowski	472,7	97,7	—
w tym			
8. Okręg Chaliłowski	396,7	96,7	25 — 45,1
Razem Ural	2413,8	1168,9	—
w okręgach od 1 do 8	2087,0	1103,6	—

Jak widać — około $\frac{2}{3}$ zasobów uralskich występuje w obszarach: Swierdłowskim, Permskim i Czelabińskim, około $\frac{1}{6}$ w obszarze Czkałowskim i około $\frac{1}{6}$ w Baszkirii. 86,5% rud żelaznych zalega w okręgach 1 do 8, które obejmują 85 miejsc zalegań z ogólnej ich liczby dwustu. Poniżej scharakteryzujemy każdy z wymienionych okręgów.

1. Okręg Bogosłowski. Rozciąga się on w północnej części Uralu na długości około 220 km. Rozróżniamy tu trzy grupy złóż, z których południowe są obecnie eksploatowane. Okręg ten zaopatruje w rudę hutę Serowską. Złoża północnej grupy odznaczają się wielką czystością. Zasoby tego okręgu całkowicie wystarczają na pokrycie zapotrze-

- bowania miejscowych hut. Nowo powstałe kopalnie jednak nie pracują jeszcze sprawnie. Poza tym mechaniczna przeróbka rud powoduje trudności. Z tego powodu huta Serowska zmuszona jest sprowadzać pewną ilość rud z Magnitogorskiego i Bakalskiego okręgu.
2. Podobnie kształtują się stosunki w **okręgu Tagilo-Kuszwińskim**. Złóża gór Wysoka i Lebiażka mają zaopatrywać w rudę uruchomioną hutę Nowo-Tagilską. Wydobycie jest jednak niewystarczające i z tego powodu i ta huta musi chwilowo korzystać z rud Magnitogorskich.
 3. W **okręgu Ałapajewskim** złoża również występują w trzech grupach: Ałapajewska, Syrjanowska i Synjaczyczińska. Rudy te wymagają wzbogacenia. Czynne są tylko dwie mniejsze kopalnie.
 4. **Okręg Kamieńsko-Sinarski** na wschodnich stokach Uralu obejmuje obszar około 150 km² i posiada przeważnie żelaziak brunatny.
 5. Rudy **okręgu Bakalskiego** odznaczają się bardzo małymi zanieczyszczeniami fosforem i siarką. Występują przeważnie na wschodnich i zachodnich stokach gór Bulandicha i Irkuskan oraz na wschodnich zboczach góry Szujda. Do najbogatszych należą złoża kopalń „OGPU”, „Objedionnyj Rudnik” i zachodniego stoku góry Irkuskan. Ze względu na jakość rud zaplanowano wybudowanie w tym okręgu nowej huty.
 6. Najbogatszym i przestrzennie najbardziej zwartym jest **okręg Magnitogorski**, którego zasoby wynoszą 436,6 milionów ton. Z tego na samą górę magnetyczną przypada 419,2 mil. ton i 17,4 mil. ton na złoża „Małyj Kuibas”. Jedne i drugie rudy zaliczyć należy do bogatych. Wydobycie — odkryte. Planowana produkcja — 7,5 miliona ton rocznie. W 1938 r. wydobyto 6 milionów ton na ogólną produkcję 7,73 miliona ton wszystkich kopalń uralskich. Łatwość wydobycia i bogactwo górnych pokładów przyczyniły się do tego, że nie poświęcono należytej uwagi innym uralskim okręgom rudonośnym i w konsekwencji Magnitogorsk nie tylko zaopatrywał w rudę kombinat Uralo-Kuźniecki, lecz cały szereg innych hut, położonych na Uralu. Zasoby „Magnitnej” wystarczą na zasilanie całkowicie rozbudowanej huty Magnitogorskiej na okres około 33 lat, przy czym alimentowanie huty w Stalińsku (Kuźnieck) będzie musiało być ograniczone, ewent. nawet całkowicie wstrzymane. To samo odnosi się do innych hut, które otrzymywały rudę z Magnitogorska. Dało to nowy impuls do intensywnej rozbudowy kopalnictwa rud w dotychczas zaniedbanych okręgach uralskich.
 7. **Okręg Bielőrecki**. Rudy tego okręgu odznaczają się wielką czystością — brakiem szkodliwych składników. Odnosi się to szczególnie do pokładów „Sigasino-Komorowskich”, które stanowią główną masę złóż tego okręgu (226 milionów ton na 253,5 miliona ton). Huta Bielőrecka jest zasilana tymi rudami. Ze względu na niewielką odległość tego okręgu od Magnitogorska, rudy jego uważać można za rezerwę dla huty Magnitogorskiej.
 - 8 **Rudy okręgu Chalilowskiego** zawierają chrom, nikiel, kobalt, tytan, mangan, wanad i częściowo glinę. Z ogólnych zasobów, wynoszących około 400 milionów ton, zbadano i zakwalifikowano do przemysłowej eksploatacji tylko około 66 milionów ton. Rudy te mają być przerabiane w nowo budującej się hucie w Orsku, która produkować będzie chromo-niklową surówkę i stal. Chalilowski okręg posiada grupę dziesięciu złóż, rozciągających się na przestrzeni 100 km. Najważniejsze z nich są Nowo-Kijewskie, Mało-Chalilowskie, Orłowskie i Akermańskie. Gromadzą one największe zasoby i położone są wzdłuż dróg komunikacyjnych. Kopalnie, zbudowane na pokładach Nowo-Kijewskich i Akermańskich, mają pokryć potrzeby huty Orskiej, obliczone na około 4 milionów ton rocznie.
- Na specjalną uwagę zasługują występujące na Uralu złoża rud tytanomagnetytowych. Występują one w kilkunastu miejscach, z których dziesięć zostało dokładniej zbadanych. Obliczone dotychczas zasoby wynoszą 202,6 miliona ton, z których 165,8 mil. ton w okręgach Swierdłowska i Permu, a 36,8 mil. ton w okręgu Czelabińska. Duże znaczenie przemysłowe mają pokłady Pierwouralska, obliczone na 86,1 mil. ton i Kuszwińska — 19,6 mil. ton. Taką samą uwagę przywiązuje się do pokładów Wołkowskich w okręgu Tagilo-Kuszwińskim.

Kazachstani Azja Środkowa. Ta część kraju należy do najmniej zbadanych. Geograficznie rudy rozłożone są — jak wskazuje poniższa tabelka:

	Zasoby geologiczne w milionach ton	W tym A + B	Zawartość Fe w %
Okręg Karkaraliński	40,1	9,9	50—69
Ken-Tjube	37,8	9,0	50—55
Okręg Atasulski	39,6	—	—
Bolszoi Kitaj	26,0	—	—
Okręg Czetski	9,0	—	—
Kara-Tas	7,3	—	—
Okręg Karsakpaj	7,1	0,9	45,7—51,2
złóża Karsakpaj	5,6	0,9	45,7—51,2
Inne okręgi Karagandy	5,2	—	—
Inne obszary Kazachstanu	6,4	0,3	—
Kazachstan razem	107,4	11,1	—

Zasoby geologiczne Kirgizji obliczane są na 11,9 miliona ton. W pozostałej środkowoazjatyckiej części ZSRR rudonośnych terenów nie wykryto.

94% rudonośnych terenów Kazachstanu występuje w obszarze Karagandy. Rudy te mają duże znaczenie ze względu na wysoką zawartość żelaza oraz bliskość węgla karagandyjskiego, z którym łącznie tworzą podstawę dla rozwoju hutnictwa, mającego zaopatrzyć w metal całą Azję Środkową.

Największe znaczenie przypisuje się zasobom w okręgach Atasul i Karsakpaj, które są połączone koleją z zagłębiem węglowym Karagandy. W 1939 r. rozpoczęto obszernie bada-

nia wymienionych rudonośnych terenów. Tereny Karsakpaj obfitują w bardzo bogate pokłady kwarcytów żelaza, wśród których większość zawiera wysoki procent żelaza. Według stanu z dnia 1. I. 1939 r. rozmiary zasobów tych rud obliczone są na przeszło 100 milionów ton. Te same dane podają ilość zdatnych do eksploatacji rud obu omawianych okręgów na 90 milionów ton.

Syberia Zachodnia. Zasoby rud żelaznych Syberii Zachodniej nie są duże. Spotykamy tu szereg złóż, szczególnie w okręgu Nowosybirskim i Krasnojarskim, o mniejszym znaczeniu. Terenowo rozłożone są one w sposób następujący:

	Zasoby geologiczne w milionach ton	W tym A + B	Zawartość Fe w %
Grupa Telbeska	27,8	19,8	—
Temir-Tau	14,3	9,9	35—59
Odra-Basz	9,9	9,9	23,6—43
Grupa Kondomska	99,7	33,9	—
Szeregesz	38,7	3,2	25,5—54,3
Koczura	5,1	0,5	41,0—50,0
Tashtagol	33,4	25,3	50,8
Szałym	22,5	4,9	30,3—55,2
Razem	127,5	53,7	—
Grupa Taszelgińska	14,6	9,9	20—68
Grupa Telska	120,4	—	31,9
Pokłady Telskie	88,3	—	27,7—48,3
Pokłady Abakańskie	70,3	48,0	20—60
Grupa Irbińska	32,6	2,3	35—62
Inne	49,4	0,6	—
Zachodnia Syberia razem	414,8	114,5	—

Większa część terenów rudonośnych zachodniej Syberii leży w odległości 100 do 550 km od huty Kuźnieckiej w Stalińsku. Okoliczność ta pozwala na stopniowe przestawienie tej huty na rudy miejscowe, zamiast sprrowadzania ogromnej ilości, bo około 2 milionów ton, z odległości 2300 km (Magnitorsk). Zasoby złóż zachodnio-syberyjskich są daleko większe, niż przypuszczano wg. obliczeń z 1938 r. Na przykład — już w 1939 r. stwierdzono, że zasoby pokładów Abakańskich wynoszą 120 milionów ton, a nie 70 milionów, jak obliczono przedtem. To samo odnosi się do rud Irbińskich. Na terenach Kondomskich szczegółowo zbadane zostały tylko pokłady Tasztagol. W 1939 r. i 1940 r. rozpoczęto szczegółowe badania terenów Szalym, Szeregesz i Koczura.

W związku z koniecznością utworzenia blisko położonej bazy rudnej dla huty w Stalińsku (Kuźnieck) stoi sprawa pokrycia siecią dróg komunikacyjnych Syberii Zachodniej. Obok wybudowanych w latach 1932 — 1938 linii kolejowych do Telbeskiego okręgu rudnego i do niektórych kopalń okręgu Kondomskiego, otworzono jesienią 1940 r. odcinek Górno-Szorskiej kolei, długości 105 km, łączą-

cej kopalnię Tasztagol z hutą w Stalińsku. Równocześnie na górze Tasztagol w okręgu „Gornaja Szoria” powstaje nowoczesna urządzona kopalnia rudy. Przejście huty Kuźnieckiej całkowicie na rudy okręgu Górno-Szorskiego miało nastąpić w przeciągu 3 do 4 lat, t. zn. do r. 1944, przy czym miała być również silnie rozbudowana eksploatacja pokładów Temir-Tau. Wydobywanie kopalń Tasztagol i Koczura miało w 1943 r. wzrosnąć do 2 milionów ton rocznie, a Temir-Tau do 1,5 miliona ton. Według istniejących planów eksploatacja złóż rudonośnych, leżących w zasięgu huty Kuźnieckiej, miała być tak rozbudowana, że od początku 1943 r. huta Kuźniecka sprowadzałaby jeszcze tylko 500 tys. ton rud Magnitogorskich dla potrzeb stalowni. Poza tym i druga Kuźniecka huta, której pierwszy etap budowy miał być ukończony w 1944 r., miała być zasilana rudami okręgu Górno-Szorskiego i Tasztagol oraz ze złóż Abakano-Minusińskich.

Syberia Wschodnia i Republika Jakucka.

Bogactwa rudne Wschodniej Syberii, obliczane na około 500 milionów ton, występują głównie w czterech rejonach. Są one jeszcze mało zbadane. Ich podział jest następujący:

	Zasoby geologiczne w milionach ton	W tym A + B	Zawartość Fe w %
OKRĘG IRKUCKI	406,9	62,9	—
w t y m			
1. Pokłady Brackie	32,3	10,0	24—63
pokłady Krasnojarskie	20,4	10,0	24—47
2. Grupa Himska	345,5	52,9	—
pokłady Rudnogorskie	228,9	52,9	53,6
pokłady Korszumowskie	108,0	—	40,0
Razem Bracko-Himska Grupa	377,8	62,9	—
OKRĘG CZITA	197,9	2,4	—
1. Rejon „Nerczyński Zawod”	175,0	—	—
„Zeleznyj Kriaz”	100,0	—	55
„Berezowski”	75,0	—	40—50
2. Rejon Piotrowsko-Zabajkałski, złoża Baljagińskie	2,7	2,4	46
WSCHODNIA SYBERIA RAZEM	604,8	65,3	—
REPUBLIKA JAKUCKA	102,3	5,2	—
R a z e m:	707,1	70,5	—

Największe gospodarcze znaczenie terenów rudonośnych wschodnio-syberyjskich przypisuje się rejonowi Bracko-Iljińskiemu w okręgu Irkuckim. Tu znajduje się Rudnaja Gora—największe złoża wschodnio-syberyjskie, obliczone w 1938 r. na 228,9 miliona ton, a obecnie są widoki na zwiększenie zapasów. Zasoby te czekają jeszcze na eksploatację przez nową, w tym okręgu zaprojektowaną, hutę, która miała rozpocząć pracę w pierwszej połowie czwartej pięcioletki. Również nieeksploatowane i mało zbadane są złoża Nerczyń-

sko-Zawodskie i rudy Burjato-Mongolskiej ASRR.

Złoża rejonu Baljagino okręgu Czity są położone o 26 km od nowej huty Piotrowsko-Zabajkalskiej i stanowią podstawę surowcową dla tej huty.

W Jakuckiej Republice wykryto tereny rudonośne tylko w okolicach Batomska — 140 km od Jakucka. Są to przeważnie żelaziaki brunatne, o zawartości żelaza około 37%.

Daleki Wschód. Rudy na Dalekim Wschodzie występują w następujących okręgach:

	Zasoby geologiczne w milionach ton	W tym A + B	Zawartość Fe w %
WYBRZEŻE	69,6	0,6	—
w t y m			
Okręg „Olgiński“	68,5	0,6	—
Rejon „Bielogorski”	7,0	0,6	34,9
Rejon „Listwiczny”	60,0	—	—
Okręg Ussuryjski			
REJON SIERGIEJEWSKI	0,3	0,2	46,7
Okręg Dolno-Amurski			
REJON MIKOŁAJEWSKI	23,7	14,2	25,8—44,5
R a z e m:	93,6	15,0	—

Z wyżej wymienionych złóż bliżej zbadane są rudy rejonu Mikołajewskiego, położonego w odległości 600 km od Komsomolska, nad dolnym Amurem. Są to przeważnie żelaziaki brunatne, biedne, które mogą być łatwo wzbogacone. W 1939 r. obliczono zasoby, zdadne do eksploatacji, na 15,5 miliona ton. Rudy te służą jako podstawa surowcowa dla

nowej huty „Amurstal” w Komsomolsku, nie będą mogły jednak długo zaspokajać jej potrzeb. Jako drugie źródło zaopatrywania tej huty przewidziane są rudy Bielogorskie na wybrzeżu, których jest niestety mało i w dodatku są one trudne do wzbogacenia. Inne złoża są w toku szczegółowszego badania.

(d. c. n.)

Inż. Stanisław HOLEWIŃSKI
C. Z. P. H.

Hutnictwo żelazne Anglii i Stanów Zjedn. A. P. (Dokończenie.)

Kopalnictwo rud żelaza.

Od końca zeszłego stulecia Stany Zjedn. przodowały i przodują na świecie w wydobyciu rud żelaznych. Wprawdzie w pierwszych latach po wojnie 1914—1918 r. produkcja rud francuskich przewyższała amerykańską, lecz ustępowała za to pod względem żelaza zawartego w rudach. Aczkolwiek Sta-

ny Zjednoczone importują pewne ilości rud żelaznych, lecz w stosunku do wydobycia krajowego, ilości b. nieznaczne, tak że prawie całkowite zapotrzebowanie wielkich pieców dostarczało górnictwo własne.

Z chwilą powstania kopalnictwa rud nad Jeziorem Górnym (połowa ubiegłego stulecia) i w miarę jego niesłychanego rozwoju,

zrodził się od razu problem przewozu rud do odległych ośrodków hutniczych.

Człowiekiem, który zagadnienie to rozwiązał, z nadzwyczajną precyzją i genialnym wprost darem przewidywania, był Andrew Carnegie, właściciel olbrzymich zakładów w Pittsburgu. Pomimo trudności przeprowadził on magistralę w sposób nadzwyczaj prosty, unikając zbytecznych luków i wzniesień, puszczając na nią wagony 50-tonowe, później zaś 60, 75, a nawet 90-tonowe.

Transport rudy znad Jeziora Górnego odbywa się w sposób następujący. Ruda koleją dostarczana jest do odległego o 150 km portu w Duluth i innych nad Jeziorem Górnym. Tam przeładowuje się rudę do zasobników, mogących pomieścić cały ładunek okrętowy = 10 000 do 12 000 t. Zasobniki wyposażone są w zamknięcia mechaniczne, umożliwiające załadunek 10 000 do 12 000 t w ciągu godziny.

Urządzenia przeładunkowe o 1500 km odległych portów umożliwiają wyładunek za pomocą maszyn Hulett'a 8000 do 12000 t w ciągu 4—6 godzin.

Analizy błyskawiczne umożliwiają formowanie odjeżdżających pociągów według jednorodnych gatunków rud; analizy te przekazywane są telefonicznie do miejsc przeładunkowych i wyładunkowych. Dzięki temu ruda o niezwykle zmiennych właściwościach otrzymywana jest przez odbiorców dobrze rozklasyfikowana chemicznie, jak i pod względem ziarnistości.

Taka sama organizacja obejmuje transport węgla do odległych o 600—800 km ośrodków odbiorczych (Chicago i in.).

Transport węgla i rudy, dzięki wprost idealnej organizacji, umożliwia pomimo dużych odległości odbiór stosunkowo tanich materiałów wsadowych i utrzymywanie kosztów własnych surówki i stali na niskim poziomie.

Należy poza tym sprostować istniejącą u nas opinię, jakoby rudy północno-amerykańskie wyróżniały się specjalnie wysokim gęstokiem. Faktycznie tak nie jest. W początkowych fazach eksploatacji nad Jeziorem Górnym rudy były lepsze pod względem chemicznym i fizycznym. Obecnie wydobywane rudy nawet z jednej i tej samej kopalni wykazują zmienne właściwości chemiczne, ziarnistość, odtlenialność itd. Ruda Mesabi, która zjawiała się na rynku w roku 1890 jest bardzo łatwoodtlenialna, pyłowata i różnorodna pod względem chemicznym.

Ponieważ ruda Mesabi zalega niegłęboko, przez co umożliwiona jest, pomyślana na skalę amerykańską, mechaniczna odbudowa odkrywkowa, przeto popyt na nią, jako materiał tani, stale wzrastał, zaś wielkopiecowcy amerykańscy zmuszeni byli wykonać olbrzymią pracę dostosowania swoich pieców i metod pracy do przetopu tego materiału.

Przeciętnie amerykańska produkcja rud w ostatnich dziesiątkach lat stanowiła $\frac{1}{3}$ produkcji światowej, tak pod względem absolutnej liczby wydobytych ton, jak i zawartości w nich żelaza, która wynosi ok. 50% Fe. (co mniej więcej odpowiada średniej zawartości światowej). Tak jak w dziedzinie węgla lub ropy przodujące to stanowisko oparte jest na wydajności stosunkowo nieznacznej ilości okręgów: pod względem bowiem wydobytych mas 86% ich są to rudy okręgu Jeziora Górnego (Lake Superior), a uwzględniając zawarte w nich żelazo udział ten wzrasta do 90%.

Najważniejsze obszary rudziane, oraz ich górnictwo skupione są na terenie 3 stanów u zachodnich brzegów Jeziora Górnego, mianowicie: Minnesota (okręgi Mesabi, Vermilion i Cuyuna), Wisconsin (Gogebic i Menominee), oraz Michigan (Marquette). Prawie 73% wydobycia rud miejscowych stanowi praca olbrzymich odkrywek. Jak gigantyczną jest skala pracujących tu przedsiębiorstw górniczych ilustruje produkcja kopalni Hull-Rust-Burt. Sellers koło Hibbing w okręgu Mesabi Range, która wynosiła 10,4 mil. ton w roku 1940, zaś 19,4 mil. ton w roku 1943 i pod względem ilości żelaza w wydobytym urobku, poza ZSRR, Szwecją i Francją, przekraczała wszystkie inne uprzemysłowione kraje. Ilość kopalń, których roczna eksploatacja przewyższała 1 mil. t, była 12, dając łącznie 34 mil. t, tj. 50% zapotrzebowania ogólnokrajowego przed wojną. Konieczność podziemnej odbudowy stale wzrasta, tak że np. w okręgach Marquette, Menominee i Gogebic prace górnicze prowadzone są przeważnie pod ziemią.

Występujące tu rudy są przeważnie hematytami z nieznaczną domieszką limonitów i magnetytów. Złoża mają postać nieprawidłową i występują w postaci soczewek, płyt, w utworach osadowych przedkambryjskich i archaicznych, przeważnie w związku z tak zw. „formacją żelazną” („iron formation”). Genezę tych złóż tłumaczy geologia amerykańska ługującą działalnością wód meteorycz-

nych, które rozpuszczały i utleniały krzemionkę w okresie przedkambryjskim, przypuszczalnie w warunkach suchego klimatu, przy czym proces ten sięgał poziomów bardzo głębokich.

Stratygraficznie złoża rud żelaznych leżą w górnym i średnim huronie i w serii archaicznej.

Seria archaiczna składa się z gnejsów, granitów, bazaltów, gabbro, andezytów, przy czym te 2 ostatnie gatunki noszą nazwę skał zielonych i są uważane za utwory wulkaniczne (Keewaten Serie). Na podłożu Keewaten Serie zalegają utwory osadowe formacji żelaznej (okręgi Vermillion i Michipicoten w Kanadzie).

Grupa algońska składa się z 4 oddziałów o zaleganiu niezgodnym: trzy dolne zwą się Huronian, górny zaś — Keweenawen, przy czym złoża rud żelaznych ułożone są w Huronian. Rozmieszczenie i skład petrograficzny złóż żelaznych w poszczególnych seriach Huronian nie jest jednakowy dla wszystkich okręgów.

Np. w Marquette znane są 3 oddziały Huronian: dolny złożony z kwarcytów, doloomitów; średni z łupkami, kwarcytami i bardzo ważną formacją żelazną Negannee; górny — kwarcyty, łupki i okruchowe skały wulkaniczne z wkładami formacji żelaznej.

Podobny zespół skał istnieje w Menominee. W okręgu zaś Gogebic brak jest oddziału trzeciego, a formacja żelazna znajduje się w górnym oddziale.

W okręgu Mesabi dolny Huronian składa się z konglomeratów, szarogłazów i łupków b. silnie zdyslokowanych i przeciętych intruzjami. Wzdłuż południowego tego pasa ciągną się złoża rud żelaznych na przestrzeni 100 mil. Huronian górny zawiera kwarcyty i formację żelazną.

Na utworach hurońskich leżą zmetamorfizowane utwory serii Keweenawen, składające się z piaskowców, konglomeratów i magm zasadowych. Seria ta formacji żelaznej nie posiada. Pod nazwą formacji żelaznej przyjęto nazywać różne utwory okruchowe, przeważnie kwarcyty i łupki, naprzemianległe z syderytami lub limonitami, tworzące warstwy o miąższości od kilku do paruset metrów.

Zauważyć się tu dają pasma kwarcu naprzemianległe z pasmami tlenków żelaza, wszystko o zabarwieniu czerwonym i silnym sfaldowaniu. Mniej prawidłowy układ pasmowy, o mniej krystalicznej strukturze utworów, nosi nazwę rogowców żelazistych. Skały te

różnie są nasycone tlenkami żelaza, od 30 do 66%, zaś reszta stanowi krzemionkę. Poza wymienionymi utworami występują w formacji żelaznej różne łupki żelaziste, utwory syderytowe i żelazisto-krzemionkowe, oraz rudy żelazne. Chemicznie cała masa formacji żelaznej jest skupiskiem tlenków żelaza z krzemionki, z b. nieznaczną domieszką węglanów i krzemianów.

Charakterystyczną częścią składową formacji żelaznej są łupki greenolitowe, przy czym minerał greenolit posiada skład podobny do glaukonitu, nie zawierając potasu. Wskutek wpływów metamorficznych intruzji granitu i gabbro w serii Keweenawen łupki syderytowe przeistoczyły się w magnetytowe, zaś hematyt ziemisty — w błyszcz żelaza. Wogóle formacja żelazna zawiera przeciętnie około 25% Fe, zaś koncentracja żelaza była skutkiem działalności wód meteorytycznych na ubogie w żelazo utwory.

Hematyt zawiera dość znaczne ilości magnetytu, przy czym gatunki bogate w błyszcz żelaza zawierają magnetytu więcej, np. t. zw. twarda ruda okręgu Marquette, nosząca nazwę spekularytu. Rudy innych okręgów są miękkie, ziemiste, o czerwonym, typowo hematytowym zabarwieniu, zlekka uległe limonitacji. Taką rudą jest np. — z okr. Mesabi.

Przeważna ilość rudy jest miękka i pulchna, co znakomicie sprzyja zmechanizowanej odbudowie złoża, zaś przeciętna zawartość żelaza waha się w granicach 40 do 60%, przy nieznacznej ilości fosforu i siarki, co umożliwia otrzymywanie z nich bessemerowskich gatunków surówki. Rud dla surówek typu thomasowskich w opisywanym okręgu nie ma. Przeciętny skład eksploatowanej w r. 1936 rudy wynosił 51,5% Fe, 0,1% P, 8,6% SiO₂, 0,8% Mn, przy 10,9% wilgoci. W Cuyuna-Range wiele złóż rudnych posiada zawartość manganu ponad 5 do 10%. Roczne wydobycie takich rud wynosi około 1 mil. t, będąc przedmiotem specjalnego zbytu, a statystycznie ujęte jako ruda żelazna z zawartością manganu.

Najważniejszym okręgiem jest Mesabi-Range, który w okresie lat 1854—1936 dał 72% urobku. Przeciętna wysokość kosztów własnych w Michigan dla r. 1940 wynosiła 2,28 d. dla 1t (= 1016 kg) dla odkrywkowych robót i 3,93 d. robót szybowych. W olbrzymich przedsiębiorstwach Mesabi-Range w Minnesota koszty własne nie były o wiele mniejsze.

Ujemną cechą złóż rud żelaznych Jeziora Górn. jest znaczna odległość od zagłębi węglowych. Ażeby ruda dotarła do ważniejszych ośrodków hutniczych w stanie Pennsylvania, musi ona ulec kilkakrotnemu przeładunkowi: z kopalni do portu Wielkich Jezior, przeładunek na okręt dostarczający ładunek do portu odbiorczego, tu znów przeładunek na wagony kolejowe i dalszy transport do huty. A trzeba przecież wiedzieć, że trasa ta dla stanu Pennsylvania wynosi przeciętnie 2000 km.

W ostatnich jednak latach powstały liczne zakłady wielkopieczowe nad brzegami Wielkich Jezior, przeważnie nad jeziorem Erie, dokąd dowożony jest koleją węgiel koksowy. Jedynie dzięki wspaniałemu wyposażeniu przeładunkowemu, oraz współczesnym środkom transportowym, przemysł żelazny Stanów Zjednoczonych może być konkurencyjnym w stosunku do innych krajów. Dotychczas większość rud Jeziora Górn. dowożoną jest do zakładów wielkopieczowych bez uprzedniego wzbogacania. Ze względu jednak na coraz większą eksploatację rud biedniejszych, pewna ich część jest wzbogacana. W r. 1940 przez instalacje wzbogacające przeszło 14,8 mil. t, z których otrzymano 9,4 mil. t koncentratów. Metody te opierają się przede wszystkim na płukaniu rud żelaznych, usunięciu części ilastych, a gatunki zawierające dużo mialu poddawane są aglomeracji (dotychczas wiadomo jest o 2 takich zakładach).

W latach ostatnich czynione są próby stosowania cieczy ciężkich, polegające na stosowaniu mieszaniny wody z żelazo-krzemem, co dało jakoby zadawalniające wyniki, lecz do r. 1940 nie było czynione na większą skalę.

Sprzedaż rud wzbogaconych z nad Jeziora Górnego wynosiła ostatnio ponad 15% obrotu ogólnego.

Zewnętrznie rudy miejscowe przypominają nieco hematyty krzyworskie, posiadające tylko nieco więcej jasnych tonów różowych i szarych w zabarwieniu.

Miaższość pokładów waha się od 6 do 40 m, przy czym ciągną się one nieraz na znacznej przestrzeni. Zasoby rud Jeziora Górnego szacowane są na 1358 mil. t na r. 1940, a więc b. znaczne, lecz uwzględniając olbrzymi rozwój eksploatacji (94 mil. t, w r. 1941) należy się liczyć z szybkim wyczerpaniem ich i przesunięciem geograficznym ośrodków górnictwa i hutnictwa żelaznego. Amerykanie

doskonale zdają sobie z tego sprawę, dokładnie badając i kontrolując zapasy złóż z roku na rok, jak może w żadnym innym okręgu. Jednak gdyby nawet zaczęto odbudowywać rudy biedniejsze, wymieniony zapas można z dużą dozą prawdopodobieństwa uważać za ostateczny.

Kształt złóż Jeziora Górnego jest bardzo różny, najczęściej znacznych rozmiarów o charakterze pokładowym i uwarstwionym, pogrążonym miejscami całkowicie w formacji żelaznej. Formy geometryczne często były określane przez utwory nieprzenikliwe dla wody, jak dejki skał wybuchowych i, przeistoczonych w glinę, serie łupków sfałdowanych, w obrębie których to przestrzeni cyrkulowały wody rozpuszczające i osadzające związki żelaza. Wskutek tych warunków skupienia rud mają pewien że tak powiem upad: nachylenie to np. w okręgach Gogebic, Marquette jest b. strome, zaś pokłady są silnie sfałdowane, w okr. Mesabi pokłady zalegają poziomo, dzięki temu odbudowa ich jest prowadzona stosunkowo płytko (około 60 do 70 m maxim.)

Poza Jeziorem Górnym pod względem gospodarczym ma duże znaczenie złożo Clinton na południowo-zachodnim zboczu Alleganów w stanie Alabama i Tennessee. Są to oolityczno-osadowe hematyty i limonity należące do utworów górno-sylurskich o dużej rozciągłości pokładów. Przekiętny skład ich wynosił w okr. Birmingham w r. 1940 — 35,2% Fe; 0,16% Mn; 0,31% P i 15,43% CaO. Odbudowa rud Clinton prowadzona jest w 9/10 — szybko, przeważnie w okolicach Alabama i Birmingham. Skład chemiczny skały płonej jest tak korzystny, że można ją uważać za samotopliwą, nie wymagającą dzięki temu specjalnego wzbogacania pomimo nieznacznej zawartości żelaza.

Złoża rudne zalegają w postaci wydłużonych soczewek pośród łupków gliniastych, piaskowców, konglomeratów i zanieczyszczonych wapieni tzw. piętra Clinton. Charakter tych warstw świadczy, że są to utwory płytkiego morza, które ulegały krótkotrwałym zmianom. Jedna z tej serii rudonośnej ciągnie się w kierunku południowo-wschodnim od Alabama przez Georgię, Tennessee, Wirginie zach., Pennsylvanię do stanu New-York, przy czym w części północno-wschodniej zaleganie pokładów jest prawie poziome, dalej zaś zgodnie z Appalachami jest pofałdowane, dzięki czemu na znacznych przestrzeniach

warstwy rudonośne wychodzą na powierzchnię ziemi. W okolicach Clinton miąższość 3 pokładów wynosi 1,8 do 3 m, koło Birmingham grubość 4 pokładów osiąga 9 m.

Rozróżnić tu można 4 gatunki rudy: 1) oolitowy hematyt, scementowany lepiszczem wapiennym, 2) zlepienie szczątków kalcytowych koralii, trylobitów, krynoidów itp. scementowane hematytem lub hematytowo-wapiennym lepiszczem; 3) konkrecje hematytowe o płaskiej formie, ze szczątkami zhematytowanych skamienilin; 4) piaskowiec żelazisty o ziarnach scementowanych i otoczonych hematytem i kalcytem.

Minimalną zawartością żelaza dla opłacalności odbudowywanej rudy jest 25%.

Rudy bliższe powierzchni ziemi do głębokości około 60 metrów dzięki wpływom wody lęgającej wapien zostały w naturalny sposób wzbogacone, są one miękkie tzw. Soft ore; gatunki poziomów głębszych nie uległy tej przeróbce, zachowując swój pierwotny charakter, są uboższe i zwą się „twardymi” — hard ore.

Skład chemiczny twardej rudy: Fe — 37,0%; SiO₂ — 7,14%; Al₂O₃ — 3,81%; CaO — 19,2% Mn — 0,23%; S — 0,08%, P — 0,30%; ruda miękka: Fe — 50,44%; SiO₂ — 12%; Al₂O₃ — 6,06%; CaO — 4,65%; S — 0,07; P — 0,46. Widzimy, że gatunek „miękki” ma już kwaśny charakter, wymagający dodatku topnika, ruda zaś „twarda” posiada nadmiar zasad: mieszanka z obydwu odmian może być samotopliwą. Poza tym obydwie gatunki są fosforowe, jednak za mało mają tego pierwiastka, ażeby dać w wielkim piecu surówkę thomasowską, co można osiągnąć przez niewielki dodatek materiałów fosforowych.

Zapasy rud Clinton są bardzo znaczne, szacowane na 2 miliardy ton, lecz produkcja ich ustępuje skali eksploatacyjnej Jeziora Gór., osiągając dla r. 1941 okrągło 8,1 mil. t. Jest to zagłębie przyszłości po wyczerpaniu złóż północnych i to nie tylko dla górnictwa, lecz przypuszczalnie i hutnictwa żelaznego, które dzięki bliskości okręgu Warrior z dobrym węglem koksowym ma wszelkie warunki pomyślnego rozwoju.

Złóża magnetytów stanów wschodnich: New-York (na północy stanu okr. Adirondack) i Pensylwanii (koło Cornwall). Występują jako stosunkowo nieznaczne skupienia rudne, mające jednak pewne znaczenie ze względu na swą dogodną sytuację geograficzną. Są to złóża magmatyczne powstałe czę-

ściowo w kontakcie z kwaśnymi skałami wybuchowymi, dostarczające rudę 40-procentową z dość dużą zawartością fosforu, z reguły wzbogaconą do zawartości 60% Fe.

Okręg Adirondacks posiada znaczne zasoby rud tytanowo-magnetytowych, narazie nie mających znaczenia gospodarczego. Zasoby te są szacowane na 150 mil. t.

Inne złóża rud żelaznych w Stanach Zjednoczonych nie posiadają znaczenia, znajdują się one w stanach Wyoming, Utah. Uderzającym jest fakt braku większych złóż żelaza w Górach Skalistych i w ogóle na całym „Dalekim Zachodzie”.

Przytaczamy poniżej tabelki charakteryzujące wydobywanie i zasoby poszczególnych okręgów górniczych w Stanach Zjednoczonych.

Wydobywanie rud żelaznych Stanów Zjedn.
w mil. ton.

Rok	Wydobywanie	Wywóz	Przywóz	P. procentowy udział w produkcji ogólnoswiat.
1860	2,9	—	—	—
1870	3,9	—	—	12
1880	7,2	—	0,5	17
1890	16,3	—	1,3	28
1900	28,0	0,1	0,9	31
1910	58,0	0,8	2,6	40
1913	63,1	1,0	2,6	38
1917	76,1	1,1	1,0	52
1918	70,8	1,3	0,8	56
1920	68,8	1,2	1,3	57
1925	62,9	0,6	2,2	48
1929	74,2	1,3	3,1	37
1930	59,3	0,8	2,8	33
1931	31,6	0,4	1,5	27
1932	10,0	0,1	0,6	13
1933	17,8	0,2	0,9	19
1934	25,0	0,6	1,4	21
1935	31,0	0,7	1,5	22
1936	49,6	0,7	2,2	29
1937	73,3	1,3	2,5	35
1938	28,9	0,6	2,2	18
1939	52,6	1,1	2,5	—
1940	74,9	1,4	2,5	—
1941	94,0	—	—	—

Handel zagraniczny rudami żelaznymi, wobec powiedzianego wyżej, posiada dla Stanów Zjednoczonych znaczenie minimalne. Nieznaczny wywóz ich kierowany jest przede wszystkim do pobliskiej Kanady, która pod tym względem ma pewne braki. Przywóz

**Przywóz rud żelaznych do Stanów Zjedn.
w mil. ton.**

Kraj importujący	1938	1939	1940
Szwecja	0,2	0,3	0,2
Norwegia	0,1	0,2	—
Kanada	0,0	0,0	0,2
Kuba	0,2	0,3	0,2
Brazylia	0,0	0,0	0,1
Chile	1,6	1,6	1,7
Australia	0,1	0,0	—
Pozostałe	0,0	0,1	0,1
R a z e m:	2,2	2,5	2,5

pochodzi głównie z Chile, gdzie U. S. Steel Co. posiada cenne złoża rud żelaznych koło Tofo w pobliżu portu Coquimbo, zaopatrujące za-

kłady Bethlehem Steel Works nad atlantyckim brzegiem pod Filadelfią. Zakłady te przyjmują, dzięki swemu położeniu, dowóz zagranicznych rud Szwecji, Kuby i Brazylii.

Trudno przewidzieć jaka stworzy się sytuacja w Stanach Zjednoczonych w miarę wyczerpywania się złóż nad Jeziorem Górn., w każdym razie należy się liczyć z importem rud obcych, a okoliczność ta przypuszczalnie brana jest pod uwagę przy zawieraniu ostatnio umowy U. S. Steel Corp. z rządem Brazylii w sprawie olbrzymich złóż hematytów Itabira w stanie Minas Geraes. Poza tym przemysł amerykański zarezerwował sobie znaczne zapasy rud w złożach Peru koło Marcona, w Chile (Algoratto), a przede wszystkim na Kubie w jej okręgach laterytowych.

Zagłębia rud żelaznych w Stanach Zjednoczonych.

Okręg	Stany	Wydobycie w 194 r. w milj. t.	Zawartość Fe %	Zasoby na r. 1940 w milj. t.
Jezioro Górne:				
Marquette	Michigan	5,4	52,03%	40
Menominee	"	2,7		57
Gogebie	"	5,9		32
Vermillion	Minnesota	1,6	52,36%	13
Mesabi	"	46,3		1141
Cuyana	"	0,7		66
	R a z e m:	62,6		1349
Półn.-wschod. okr. magnetytów				
Adirondack	N. York		66,50%	
Cornwall	Pennsylvania	3,0	39,73%	
Półn. N.-Jersey	New Jersey	0,7	62,35%	
	R a z e m: 1)	3,7		150 2)
Clinton:				
Birmingham	Alabama	7,0	36,42%	1500—2000 2)
Pozostałe	Alabama	0,4		
Różne małe	Georgia	0,1		
Różne małe	Tennessee	0,0	47,54%	122 2)
	R a z e m:	7,5		± 2000
Góry Skaliste:				
Iron-Mountais	Utah	0,3	54,97%	min. 40 2)
Sunrise	Wyoming	0,8	51,03	ponad 10 2)
	R a z e m:	0,1		± 50
Pozostałe		0,1		± 1000
Razem Stany Zjedn.		75,0	50,64%	+ 4500

1) Łącznie z małymi stanami. 2) Rok 1936.

Hutnictwo żelazne.

Koksownie.

W związku z rozbudową wielkich jednostek produkcyjnych zwrócono baczniejszą uwagę na modernizację koksowni od roku 1906. Przede wszystkim zwrócono uwagę na budowę komór z cegły dynasowej z okresem koksowania do 18 godz.

Na terenie koksowni amerykańskich specjalnie czynną była firma Koppers. Dużo wysiłków poświęcono specjalnemu doborowi gatunków węgla dla mieszanek koksowych, energetyce koksowni w kierunku wyzyskania dla celów opalania komór gazu wielkopiecowego, natomiast wysoko kaloryczny gaz koksowy zastosowano dla innych celów hutniczych, dzięki czemu odbiorcy zagwarantowali sobie prawo kontroli stosowanych mieszanek węglowych, nadzór nad wytwarzaniem koksów, rozdziału gazu i t. d. Wpłynęło to w sposób b. wydatny na polepszenie gatunku koksów i rozwój rentowności wielkich pieców.

Z małymi wyjątkami prawie wszystkie huty wielkopiecowe wyposażone są w koksownie. Zdolność wytwórcza koksowni hutniczych winna wynosić 41.207.000 t koksów hutniczych, jako odpowiednik produkcji surowki = 47.935.000 ton.

Wytwórczość surowki.

Tablica na str. 432 obrazuje zdolność produkcyjną surowki i stali w poszczególnych stanach. Przeważającą ilość produkcji dają stany Pensylwania i Ohio (54,5%), następnie idą stany okolic Wielkich Jezior i stany południowe z pobrażem Atlantyku, a dopiero na szarym końcu znajdują się obszary zachodnie i pobraża Pacyfiku.

Już pod koniec ubiegłego wieku wielkopiecownictwo północno-amerykańskie zmuszone było podjąć walkę z trudnościami, wynikającymi przy stosowaniu rud drobnych. Pracujące wówczas wielkie piece o przestarzanych profilach (wysokie spadki i wąski gar) powodowały przy dużym udziale miedzi w sadzie zawieszania i wynikające z tego powodu straty w produkcji, a nawet niebezpieczne wypadki. Już choćby ta ostatnia okoliczność zmuszała fachowców amerykańskich do modernizacji i racjonalizowania środków załadowczo-transportowych. Przewodnią myślą tej pracy było poza tym dostosowywanie się do przetopu wzrastających ilości rud drobnych.

Równoległe szła praca udoskonalenia gatunku koksów, które to zagadnienie podjęli tak wielkopiecowcy, jak i koksownicy.

W wyniku tych wysiłków już w roku 1905 można było stosować w niektórych wielkich piecach (wielkie piece Edgar Thomson concernu Carnegie Steel Co.) 80% drobnych rud Mesabi przy zmniejszonym zużyciu koksów i większej produkcji niż to było przy rudach kawałkowych. W tym samym czasie zawartość żelaza w rudzie spadła z 60% na 50%, a wydajność naboju wielkopiecowego z 50 na 40, a nawet 38%. Trzeba jeszcze zauważyć, że rudy z Jeziora Górnego nie były wówczas aglomerowane, nawet drobne Mesabi.

Równocześnie poczęto zwiększać wydajność jednostek wielkopiecowych, na skutek rosnącego zapotrzebowania na surowkę. Powstaje w tym czasie nowy typ współczesnego pieca o wydajności 1000 t, objętości ok. 1000 m³, o wysokości 30 m, o szerokości garu 7,5 m przy 9-metrowej średnicy przestroni. Wyposażono go w silny pancierz stalowy aż do samej gardzieli. Obmurowanie szybu przy stosowaniu rud Mesabi nie było chłodzone. Zasilanie pieca uskutecznilo za pomocą podwójnego wyciągu mechanicznego i racjonalizowanego aparatu zasypowego.

Ta olbrzymia praca myśli technicznej Amerykanów potężnie pchnęła naprzód wielkopiecownictwo ich, które stało się wzorem dla rozwoju wielkich pieców w Europie.

Stalownie i walcownie amerykańskie.

Dawniej, mniej więcej do r. 1910, większa część stali amerykańskiej była wyrabiana w konwertorach Bessemera, czemu sprzyjała nieznaczna zawartość fosforu w rudzie. Te dawne stalownie bessemerowskie, wyposażone w jednostki 12 lub 15-tonowe, nie przynosiły zaszczytu hutnictwu Ameryki. W miarę rozwoju kopalnictwa rud zjawily się na rynku gatunki z większą ilością fosforu, uniemożliwiająca przerób ich na surowkę bessemerowską. Jednocześnie rynek wyrobów stalowych zaczął stawiać coraz wyższe wymagania odbiorcze, którym nie mógł sprostać materiał bessemerowski. Dało to impuls szybkiemu rozwojowi stalownictwa martenskiego, które wyeliminowało metodę bessemerowską poza rurkownikami i druciankami.

Przed pierwszą wojną światową budowano już piece 100-tonowe, a po niej standardową

jednostką produkcyjną było już 150 t z pochylą ścianą tylną, głowicami Venturi i opalem gazem mieszanym. Nierzadko trafiają się zespoły o 12 do 15 piecach 150-tonowych w stalowniach o wydajności 1 mil. ton stali rocznie i więcej. Bardzo duże koncerny posiadają po kilka takich zespołów. Gary np., największy zakład hutniczy w U.S.A. posiada 5 takich stalowni, oraz jedną stalownię duplex.

Te ostatnie składają się z konwertorów Bessemer'a o pojemności po 25 ton, pracujących zespołowo-przechylnymi piecami martenowskimi po 200—250 t pojemności.

Nowsze instalacje są zbudowane przy uwzględnianiu niskiego zużycia paliwa, szyb-

kiego i dokładnego sadzenia materiału, niskich kosztów wydziałowych i wysokiej gatunkowości wyrobu.

Ażeby przerobić kolosalną produkcję stalowni należało stworzyć wyjątkowo sprawne i wydajne walcownie. Walcarki posiadają napęd elektryczny o dużej szybkości walcowania, w których bloki przewalcowuje się na półprodukt idący bezpośrednio na walce wykańczające o dużej wydajności. Przy projektowaniu ich poświęcono wiele pracy konstruktorskiej dla szybkiej wymiany walców, co z początku szwankowało.

Olbrzymi wpływ na rozwój walcowni wywiera największy ich odbiorca — przemysł samochodowy. Stawia on b. wysokie warunki

Geograficzny podział wydajności w r. 1938.

(Według rocznika statystycznego „American Iron and Steel Institute“.)

Nr porz.	Stan — obszar wytwórczości	Roczna zdolność produkcji (1000 t)		Udział w zdolności produkcji	
		surówka	stal surowa	surówka %	stal surowa %
I.	Massachusetts	175	—	4,1	5,0
	Maryland/Delaware	1 884	3 373		
	New Jersey	—	221		
	Suma częściowa:	2 059	3 594		
II.	Pennsylvania	16 631	23 139	54,5	54,5
	Ohio	11 001	15 706		
	Suma częściowa:	27 632	38 845		
III.	Illinois	5 596	5 903	31,7	29,2
	Indiana	5 390	8 609		
	Michigan	1 242	2 578		
	Minnesota	277	300		
	New York (Stan)	3 571	3 452		
	Suma częściowa:	16 076	20 842		
IV.	Virginia	32	—	8,3	7,4
	West-Virginia	846	1 830		
	Kentucky	270	980		
	Tennessee	36	—		
	Alabama	3 029	2 201		
	Suma częściowa:	4 213	5 011		
V.	Colorado	546	885	1,4	3,9
	Missouri	—	456		
	Utah	172	—		
	California	—	722		
	Washington	—	155		
	Inne tereny produkcyjne	—	555		
	Suma częściowa:	718	2 773		
	Razem	50 698	71 065	100,0	100,0

Zdolność produkcyjna niektórych przedsiębiorstw.

Nr porz.	Towarzystwo — przedsiębiorstwo	Roczna zdolność produkcyjna	
		siarówa	stal surowa
1.	Alan Wood Steel Company	152	76
2.	Allegheny Ludlum Steel Corporation	—	550
3.	American Rolling Mill Company ¹⁾	695	2 718
4.	American Steel a. Wire Co. of New Jersey ²⁾	1 118	· ³⁾
5.	Bethlehem Steel Company	6 852	0 404
6.	Borg-Warner Corporation ²⁾	—	115
7.	Carnegie-Illinois Corporation ²⁾	15 504	· ⁴⁾
8.	Carpenter Steel Co.	—	38
9.	Colorado Fuel, a. Iron Corporation	572	902
10.	Columbia Steel Co. ²⁾	178	· ⁴⁾
11.	Continental Steel Corporation	—	330
12.	Crucible Steel Company of America ⁵⁾	—	233
13.	Follansbee Brothers Co.	—	91
14.	Granite City Pig Iron Co.	406	—
15.	Granite City Steel Company	—	366
16.	Great Lakes Steel Corporation	1 468	· ⁶⁾
17.	Harrisburg Steel Corporation	—	91
18.	Inland Steel Company	1 349	2 804
19.	Interlake Iron Corporation	1 235	—
20.	Jones a. Laudhlin Steel Corporation	3 212	3 566
21.	Keystone Steel a. Wire Company	—	275
22.	Laclede Steel Company	—	225
23.	Lukens Steel Company	—	457
24.	Midvale Company	—	249
25.	National Steel Corporation	· ⁷⁾	3 455
26.	National Tube Co. ²⁾	2 398	· ⁴⁾
27.	Otis Steel Company	437	886
28.	Pittsburgh Coke a. Iron Company	366	—
29.	Pittsburgh Crucible Steel Co. ⁸⁾	467	630
30.	Pittsburgh Steel Company	488	973
31.	Republic Steel Corporation	3 861	6 457
32.	Rustless Iron a. Steel Corporation ¹⁾	—	41
33.	Scullin Steel Company	—	229
34.	Sharon Steel Corporation	153	508
35.	Sheffield Steel Corporation ⁹⁾	—	· ¹⁰⁾
36.	Sloss-Sheffield Steel a. Iron Company	508	—
37.	Standard Steel Works Company	—	107
38.	Tennessee Coal, Iron a. Railroad Co. ²⁾	1 625	· ⁴⁾
39.	United States Steel Corporation	· ³⁾	· ⁴⁾ 26 203
40.	Vanadium Alloys Steel Company	—	45
41.	Wheeling Steel Corporation	1 063	1 778
42.	Weirton Steel Company	677	· ⁶⁾
43.	Wickwire Spencer Steel Company	275	51
44.	Witherbee, Sherman Corporation	203	—
45.	Woodward Iron Company	457	—
46.	Youngstown Sheet a. Tube Company	2 847	3 170
R a z e m:		48 566	68023

¹⁾ Filia jego jest Rustless Iron a. Steel Corporation. — ²⁾ Przedsiębiorstwo w koncernie United States Steel Corporation. — ³⁾ Zdolność wytwórcza surowki 5 przedsiębiorstw = 20 823 mil. ton rocznie. — ⁴⁾ zdolność wytwórcza stali surowej 5 przedsiębiorstw. — ⁵⁾ Filia w Pittsburgh Crucible Steel Co. — ⁶⁾ Filia National Steel Corporation o zdolności wytwórczej 34. — ⁷⁾ Zdolność produkcyjna obydwu przedsiębiorstw:

Koksownie hutnicze w Stanach Zjednoczonych.

Nr porz.	Przedsiębiorstwo	Roczna zdolność wytwórcza	
		Ilość	w 1000 t.
1.	Alan Wood Steel Company	1	200
2.	American Rolling Mill Co.	1	322
3.	American Steel a. Wire Co. of. N. I.	1	340
4.	Bethlehem Steel Company	5	6 435
5.	Carnegie-Illinois Steel Corporation	4	12 500
6.	Colorado Fuel a. Iron Corporation	1	510
7.	Columbia Steel Co.	1	230
8.	Granite City Pig Iron Co.	1	305
9.	Great Lakes Steel Corporation	1	855
10.	Inland Steel Company	1	1 082
11.	Interlake Iron Corporation	4	1 730
12.	Jones a. Laughlin Steel Corporation	2	3 010
13.	National Steel Corporation, z tego:		. 1)
	I. Great Lakes Steel Corporation	—	Nr. porz. 9
	II. Weirton Steel Co.	—	Nr. porz. 24
	III. Donner-Hanna Coke Corporation (50% udział) 2)
14.	National Tube Co.	1	1 035
15.	Otis Steel Company	1	325
16.	Pittsburgh Coke a. Iron Company	1	407
17.	Pittsburgh Crucible Steel Co.	1	363
18.	Pittsburgh Steel Company	1	823
19.	Republic Steel Corporation	6	3 865
20.	Sloss-Sheffield Steel a. Iron Co.	1	430
21.	Tennessee Coal, Iron a. Railroad Co.	—	1 730
22.	United States Steel Corporation, z tego:		. 3)
	I. American Steel a. Wire Co. of. N. I.	—	Nr. porz. 3
	II. Carnegie-Illinois Steel Corp.	—	Nr. porz. 5
	III. Columbia Steel Co.	—	Nr. porz. 7
	IV. National Tube Co.	—	Nr. porz. 14
	V. Tennessee Coal, Iron a. Railroad Co.	—	Nr. porz. 21
23.	Wheeling Steel Corporation	2	1 072
24.	Weirton Steel Company	1	587
25.	Woodhard Iron Company	1	707
26.	Youngstown Steel a. Tube Co.	4	2 344
	Razem	43	41 207

odbiorcze, wymagające, poza dokładną pracą procesu stalowniczego, dużej dbałości wytwórcy przy odlewaniu stali, nagrzewaniu bloków, walcowaniu ich i t. d.

Specjalnie należy zaznaczyć ważność walcowni precyzyjnych, wyposażonych w specjalne walcarki, przeznaczone dla produkcji stali, o bardzo dokładnych wymiarach profilu, dla dalszej obróbki na automatach.

Automaty te są zainstalowane nie tylko w przemyśle samochodowym, lecz we wszystkich zakładach o charakterze postępowym.

Walcownie blach są przeważnie typu ciężkiego dla produkcji długich, szerokich taśm dla przemysłu samochodowego, oraz dla głębokiego tłoczenia.

Bardzo duża ilość stalowni i walcowni projektowana jest według ustalonych norm i

¹⁾ Całkowita zdolność produkcyjna obydwu koncernów rocznie = 1.442 mil. t. — ²⁾ Zdolność produkcyjna tego udziałowca okr. 800.000 t. koksu. — ³⁾ Zdolność produkcyjna wszystkich koksowni United States Steel Corp. rocznie = 15.835 mil. t. koksu.

wzorów, przy szerokim uwzględnieniu do-
tychczasowych doświadczeń i przyszłych
możliwości rozwojowych. Wytocznymi przy
projektowaniu były: niskie koszty własne,
podniesienie wytwórczości poszczególnych
jednostek, wysoce rozwinięta mechanizacja,

unikanie przestojów w produkcji. Zasady te
były uwzględniane w stopniu daleko więk-
szym niż w Europie i tym się tłumaczy tak
wspaniały rozwój hutnictwa amerykańskiego,
będącego wzorem dla innych uprzemysłowio-
nych krajów starego kontynentu.

Niektóre dane o hutnictwie żelaza Stanów Zjednoczonych.

W y d z i a ł	1933	1935	1937
Koksownie			
Ilość zakładów	97	88	94
Zatrudnionych robotników	13 066	16 694	20 603
Wielkie piece			
Stan ogólny ¹⁾	268	258	241
Wielkie piece czynne	68	124	95
Ilość zakładów	72	72	87
Zatrudnionych robotników	12 098	15 178	23 075
Stalownie i walcownie ²⁾			
Ilość zakładów	394	396	410
Zatrudnionych robotników	276 847	359 630	479 342

¹⁾ Łącznie z wielkimi piecami wytwarzającymi żelazo-stopy.

²⁾ Łącznie z wydziałami dla walcowania blach cienkich i żelaza drobnego.

Wytwórczość surowki i stali Stanów Zjedn.

Rok	Surówka mil. t	Stal surowa mil. t
1929	43,296	57,336
1930	32,260	41,350
1931	18,721	27,361
1932	8,922	13,900
1933	13,559	23,640
1934	16,397	26,672
1935	21,715	34,638
1936	31,525	48,532
1937	37,721	51,378
1938	19,568	28,804
1939	32,365	46,797
1940	42,996	60,775

Produkcja surowych bloków stalowych wg metod wytwarzania w r. 1940.

(82.1% wyzyskania wydajności)

Stal martenowska	56.013.728 t
Stal bessemerowska	3.364.535 t
Stal z pieców elektrycznych	1.396.645 t
Razem	60.774.908 t

Możliwości wytwórcze hutnictwa żelaza Stanów Zjedn. w r. 1944.

Surówka i żelazo-stopy	—	64.670.000 t
Stal martenowska	—	76.918.000 t
Stal bessemerowska	—	5.945.000 t
Stal z pieców elektrycznych	—	5.729.000 t

Handel zewnętrzny wyrobami hutniczymi Stanów Zjedn. w r. 1937 i 1938.

	P r z y w o z		W y w ó z	
	1937 t	1938 t	1937 t	1938 t
Złom żelazny	82 946	24 842	4 158 071	3 051 579
Surówka żelazna	115 386	34 145	794 955	439 777
Żelazo-mangan, żel.-krzem itp.	45 818	4 118	4 577	1 459
Stalowe bloki surowe	2 346	865	344 142	170 349
Wyroby walcownicze	245 023	139 360	2 496 597	1 530 536
Wyroby dalsze przeróbki (drut ciągn., kon- strukcje żel., śruby itp.)	48 760	28 674	203 054	179 295
Rury i łączniki	3 757	1 646	31 677	32 404

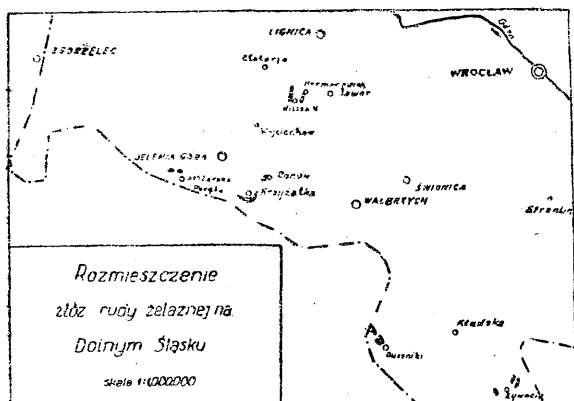
Inż. Antoni Białaczewski
Częstochowa

Złóża rudy żelaznej na Dolnym Śląsku.

W „Hutniku” nr 1 z roku 1945 ukazał się artykuł inż. St. Kontkiewicza pt. „Złóża rudy żelaznej w Polsce”, który obejmuje wszystkie złóża rudy żelaznej, położone pomiędzy Górnym Śląskiem a Wisłą.

Po przyłączeniu Ziemi Odzyskanych otrzymaliśmy cały szereg ważnych gospodarczo surowców mineralnych, jak węgiel, kruszce metali kolorowych, rudy żelazne oraz skały użyteczne, względnie materiały kamienne, które były w wysokim stopniu przyczyną świetnego rozwoju ekonomicznego tych ziem.

Chcąc mieć całkowity obraz naszych złóż, musimy artykuł wymieniony we wstępie uzupełnić występowaniem złóż rudy żelaznej na Ziemiach Odzyskanych (rys. 1).



Rys. 1.

Zagadnieniem nas interesującym są przede wszystkim rudy żelazne, mające lub mogące mieć pewne znaczenie gospodarczo-przemysłowe, które dziś odbudowujemy górniczo. Łącznie z tymi rudami były również wydobywane w małych ilościach rudy uranowe, które razem odbudowywano na kop. „Wolność” w Krzyżatce.

Wielka różnorodność skał, z jaką mamy tu do czynienia, począwszy od krystalicznych aż do osadowych, oraz skomplikowana budowa geologiczna, stworzyły warunki dla powstania złóż pierwotnych, czyli powstałych razem ze skałą otoczenia, lub wtórnych, które są wynikiem późniejszych procesów geologicznych. W związku z tym powstał cały szereg złóż nieregularnych, pod postacią gniazd, pni, żył i soczewek. Duży też wpływ przypisać należy istnieniu skał wylewnych, które w wielu miej-

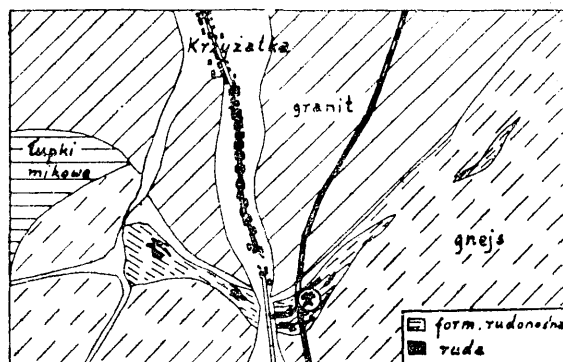
scach spotykamy jako diabazy, bazalty lub porfiry.

Do złóż o znaczeniu przemysłowym, które w ostatnich latach były odbudowywane, należą:

- Złoże magnetytu na kop. „Wolność” w Krzyżatce.
- Złoże hematytu na kop. „Wilcza” (pow. Jawor).
- Drobne złóża, które były odbudowywane w różnych czasach historycznych.

Złoże magnetytu na kop. „Wolność” w Krzyżatce.

Kop. „Wolność” położona jest w południowej części Krzyżatki, odległej o 15 km od Jeleniej Góry, u podnóża Gór Olbrzymich i prowadzi odbudowę rudy magnetytowej (rys. 2).



Rys. 2.

Mapa geologiczna okolic Krzyżatki (skala 1 : 25.000).

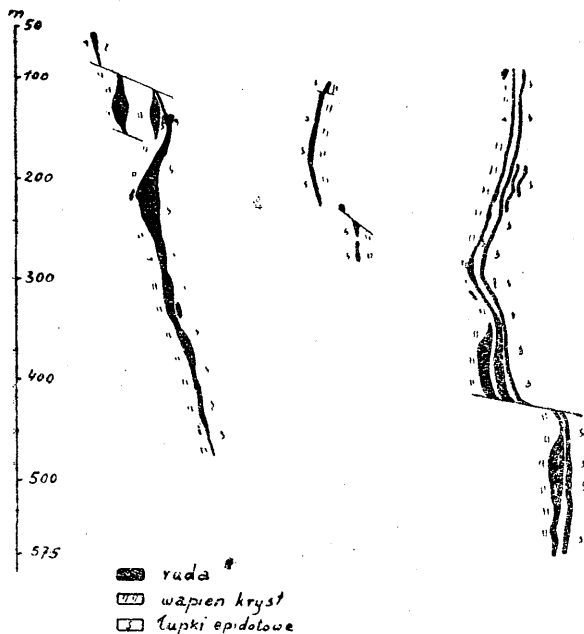
Najstarsze kroniki z roku 1148 notują już istnienie kopalni, gdzie za pomocą sztolni prowadzono odbudowę magnetytu oraz hematytu, który powstał jako produkt strefy utlenienia złóża magnetytowego. Naturalnie, że z biegiem czasu przerywano wielokrotnie wydobywanie, to znów wznawiano, przy czym największy okres rozwoju kopalni przypada ok. 1563 r.

Podane zestawienie przedstawia całkowitą ilość rudy, jaką za cały czas istnienia kopalni wydobyto.

Od XII — XVII wieku	853.000 ton
Od XVIII wieku — 1880 r.	114.000 ton
Od 1881 — 1929 r.	1.324.000 ton
Od 1929 — 1946 r.	515.000 ton

Razem 2.806.000 ton

Złoże to występuje wśród łupków i wapieni krystalicznych oraz gnejsów, które na wschodzie i południu otaczają młodszy, centralny masyw granitowy Gór Olbrzymich, tworząc najwyższe szczyty, jak Śnieżka (1605 m) oraz grzbiet górski, biegnący od Krzyżatki do Kamieniogóry. W okolicy samej kopalni łupki krystaliczne zmieniają swój kierunek, tworząc wygięcie, zgodne z zaleganiem granitów, przy czym wykazują prawie pionowe uławicenia (rys. 3).



Rys. 3.

Profil przez złoże kopalni „Wolność” w Krzyżatce (skala 1 : 5.000).

W skład serii rudonośnej wchodzi amfibolity, łupki mikowe i chlorytowe, które zwykle występują w spągu złoże, w stropie zaś spotykamy grubo krystaliczne wapień z małą zawartością magnezu. Ruda jest magnetytem, który występuje wśród wspomnianej serii w postaci jednej soczewki większej oraz całej ilości soczewek mniejszych, które zalegają zgodnie z otaczającymi skałami, tworząc jakgdyby 3 większe skupienia czyli pola odbudowy: Wolność, Marta i Wulkan. Całość jednak jest silnie wyprasowana i powyginana oraz poprzerrywana uskokami, stwarzając tym samym trudne warunki dla odbudowy górniczej. Miąższość rudy jest zmienna i waha się od 2 — 4 m, czasem 7 m, a bardzo rzadko do 12 m.

Właściwą rudą, którą wydobywamy, jest magnetyt grubokrystaliczny, czasem płytowy lub nawet zbity i twardy, poprzerastany pirytem lub pirytem magnetycznym, niezależnie od przerostów, pochodzących ze skały płon-

nej. Szczególnie ruda z pola „Marta” wykazuje liczne naprzemianległe przerosty ze skałą płonną, co obniża znacznie jej wartość.

Złoże zostało udostępnione za pomocą:

- 1 szybu wydobywczego pion. do poz. 575 m.
- 1 szybu pochyłego do poz. 276 m.
- 2 szybów ślep. poz. 118-276; poz. 276-575 m.

Główne poziomy przewozowe założone są na poz. 118 i 276 m, zaś w projekcie jest wykonanie na poz. 575 m. Samo zaś złoże porozcinane jest piętrowymi chodnikami w odstępach 30 m.

Załączona tabela przedstawia zasoby kop. „Wolność”:

Zasoby rzeczywiste	288.540 ton
Zasoby prawdopodobne	211.514 ton

Razem rudy niewzbogaconej 500.054 ton

Przy przeciętnym wychodzie 65% otrzymamy 325.000 ton rudy wysyłkowej.

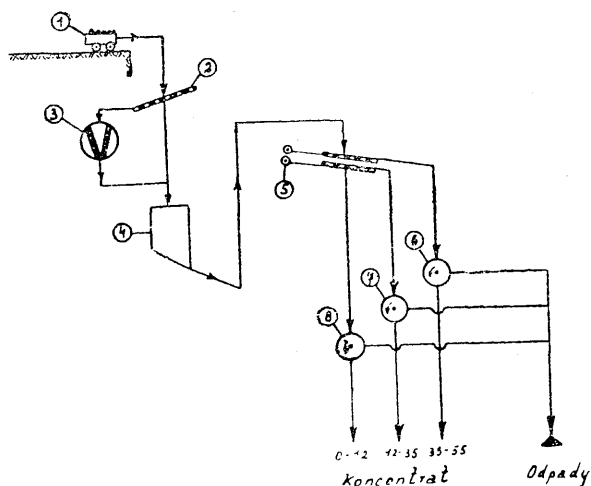
Zasoby przypuszczalne, położone między poz. 575 — 800 m, wynoszą 900.000 ton.

Złoże odbudowane jest systemem zabierkowym, przy czym urobek odstawiany jest w wozach o pojemności 9,6 t.

Odwadnianie kopalni odbywa się z przepompowywaniem na poz. 276 m, przy czym średni dopływ wynosi:

- w czasie normalnym 2 m³/min.
- w czasie deszczów i wiosennym 3 m³/min.

Zużycie energii elektrycznej przy ruchu normalnym wynosi od 80.000 — 10.000 kWh/mies. Obecnie przy odwadnianiu dochodzi nawet do 180.000 kWh.



Rys. 4.

Schemat elektromagnetycznego wzbogacania na kopalni „Wolność” w Krzyżatce.

1. urobek z kopalni, 2. sito stałe \varnothing 55 mm, 3. łamacz szczękowy, 4. zbiornik, 5. sita ruchome \varnothing 35 mm i \varnothing 12 mm, 6—8. bębny elektromagnetyczne.

Celem wykorzystania własności magnetycznych rudy żelaznej został w 1935 r. zbudowany zakład dla elektromagnetycznego wzbogacania rudy, o wydajności 20 t/godz. (rys. 4).

Wydobyta z kopalni ruda jest różnej wielkości, w granicach 200—0 mm i składa się z magnetytu czystego, przerostów magnetytu z pirytem albo przerostów magnetytu ze skałami płonnymi. Z wózka kopalnianego zostaje materiał wysypany na sito pochyłe \varnothing 56 mm, przy czym ziarna drobniejsze idą wprost do zbiornika, zaś sortyment grubszy zostaje skruszony w łamaczu szczękowym o szerokości szczeliny 50 mm. Następnie cały urobek zostaje skierowany na sita wibracyjne dla ziarn 35 mm i 12 mm, skąd rozdzielony na 3 sortymenty przechodzi na bębny elektromagnetyczne, które oddzielają rudę od skały płonnej.

W związku z zamierzonym wydobywaniem rudy uranowej zostało zainstalowane dodatkowe urządzenie dla wzbogacania, które składa się z młyna kulowego dla mielenia urobku do \varnothing 0,5 mm, oraz stołu koncentracyjnego. Urządzenie powyższe jest obecnie wyłączone z pracy.

Skład chemiczny rudy magnetytowej jest następujący:

Analiza miesięczna średnia z roku 1944:

Sortym mm	Fe %	SiO ₂ %	Mn %	P ⁰ / ₀	S ⁰ / ₀	Str. ta praż. %	H ₂ O %
55—35	47,15	13,3	0,64	0,026	1,42	2,00	0,65
35—12	39,13	19,6	0,17	0,034	1,03	2,65	2,48
12—0	30,12	24,7	0,34	0,037	1,20	4,24	4,36

Analiza zakładu dla wzbogacania elektromagnetycznego, wykonana 11. XII. 1945 r., dała wynik następujący:

Sortyment mm	Zawartość Fe%		
	W urobku	W konc.	W odpad.
55—35	34,45	50,46	10,89
35—12	29,45	41,12	10,33
12—0	27,90	33,12	11,33

Wychód poszczególnych sortymentów wynosi:

Sortyment mm.	Koncentrat %	Odpady %
55—35	19,2	13,8
35—12	23,9	17,6
12—0	20,6	4,9
Razem	63,7	36,3

Wydobycie w ciągu lat 1935—45 wynosiło:

Rok	Rudy niewzbog. ton	Rudy wzbog. ton	Sr. zawart. Fe %
1935	21.033	14.526	51,31
1936	54.862	34.281	51,23
1937	73.077	41.052	49,65
1938	69.666	38.331	48,32
1939	73.457	57.129	39,67
1940	71.985	58.096	34,82
1941	55.701	44.560	36,63
1942	50.246	38.690	39,39
1943	61.418	40.807	41,60
1944	62.667	36.914	40,73
1945 ¹⁾	13.850	9.000	ok. 40,00

¹⁾ Obejmuje okres I kwartału 1945 r., albowiem wskutek działań wojennych kopalnia została częściowo zatopiona.

W okresie wymienionym załoga kopalni wynosiła 223 — 410 pracowników.

Po przyłączeniu Ziemi Odzyskanych przystąpiono do odwadniania i rozpoczęto wydobywanie, które wynosiło:

Rok	I kw. t	II kw. t	III kw. t	IV kw. t	Razem t
1945	—	—	140	1505	1645
1946	3976				

przy stanie załogi 240—340 pracowników.

Zestawienie wydajności wynosiło:

rok 1917	. . .	0,370	t/obsada kopalni
rok 1938	. . .	0,363	„ „
rok 1939	. . .	0,598*)	„ „
rok 1944	. . .	0,600*)	„ „

*) Znaczną wyższą wydajności w latach 1939—1944 należy tłumaczyć daleko idącym zmechanizowaniem kopalni a w związku z tym rozpoczęciem wysyłki sortymentów (8—12 mm) o mniejszej zawartości żelaza, które dotąd nie były wysyłane.

Występowanie rudy uranowej na kopalni „Wolność”.

Przy zgłębianiu szybu wydobywczego na polu górniczym „Wolność” odkryto w roku 1910 rudę uranową czyli tzw. blendę smolistą U₃O₈. Występowała ona poniżej poziomu 118 m w żyłę kilkucentymetrowej; minerałem towarzyszącym był arsen i kalcyt oraz naloty pyrargirytu (Ag₃SbS₃). Śledząc biegi żyły stwierdzono dalej tylko sam arsen, natomiast uranu więcej nie znaleziono.

Dopiero w 1920 r., prowadząc roboty na polu „Wulkan”, 12 m powyżej poz. 118 m, napotkano żyłę, zawierającą blendę smolistą, przy bliższym jednak badaniu stwierdzono rozczłonkowanie się żyły w złożu rudnym.

Ruda uranowa występuje tu w 3 rodzajach:

a) W formie gniazd w strefie brekcji lub powstałego hematytu, przy czym towarzyszącymi minerałami są: kalcyt, fluoryt i kwarciec. Gniazda te są połączone z sobą systemem szczelin, przy czym często wypełniają strefę uskokową.

b) Żelaziaki brunatne tzw. czapy żelaznej zawierają często rudy uranu.

c) Towarzyszą żyłom pegmatytowym tzw. rygle, które przechodzą przez rudę magnetytową i idą dalej, nawet w skałę płoną, przy czym w skałę płoną są uboższe aniżeli w rudzie.

Odbudowa rudy uranowej prowadzona była razem z magnetytem na polu „Wulkan” pomiędzy poz. 118 m a 188 m, przy czym partia zawierająca blendę smolistą była osobno odbierana, co jest w praktyce trudne do wykonania. Następnie urobek mielono w młynie kulowym do \varnothing 0,5 mm i wzbogacano na stole koncentracyjnym, wykorzystując różnicę ciężaru właściwego skały płonnej i rudy uranowej.

Wydobycie rudy uranowej wynosiło:

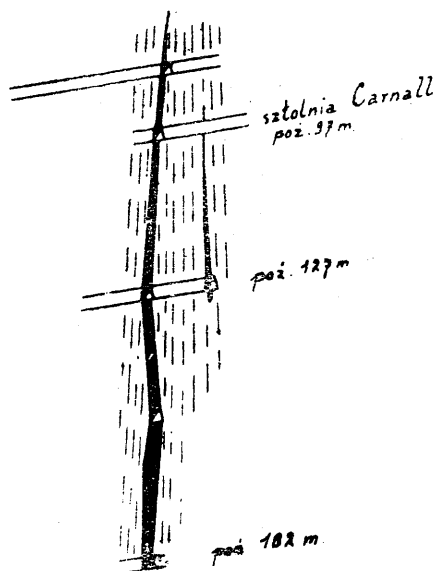
Rok	Blendy smolistej kg	Po przelicz na rad mg
1924—1930	9.000	689
1935—1939	53.000	3.069
1940—1942	23.297	532
przed roku 1924	10.000	300
Razem	95.297	4.590

Wyczerpanie się rudy uranowej zmusiło kierownictwo w 1942 r. do zaprzestania wydobycia, prowadzone zaś roboty poszukiwawcze nie wykazały istnienia gniazd o znaczeniu przemysłowym.

Złoże hematytu na kop. „Wilcza”.

W odległości 13 km od Złotorii lub 16 km na zachód od stacji kolejowej Jawor, znajduje się kop. „Wilcza”, położona koło Wilczej Wsi. Jest to kopalnia rudy żelaznej hematytowej. Odbudowę jej rozpoczęto w roku 1858, sztolniami „Gustaw” i „Karol”. Kopalnia była czynna do roku 1876; roczne jej wydobycie wahało się od 7.500 — 10.000 ton/rok.

Złoże występuje wśród szarych lub zielonych łupków sylurskich (rys. 5), w formie pni lub żył nieregularnych, prawie pionowo stojących, o upadzie 60—80° na zachód, przy czym upad złoża jest zgodny z upadem skał otaczających.



Rys. 5.
Profil przez złożo hematytu kop. „Wilcza”
(skala 1 : 1.000).

czających, ogólna zaś rozciągłość złoża przebiega z północy na południe. Charakterystyczne jest występowanie na kopalni, w kilku miejscach, skał wylewnych, geologicznie młodszych, jak diabazy i bazalty.

Bogatsze skupienia rudy spotykamy w dwóch miejscach, na północ i południe od szybu wydobywczego. Skupienie południowe jest mniejsze i zalega na przestrzeni ok. 150 m, przy miąższości żyły 0,2—1,0 m, o zaleganiu półn.-zachód na połudn.-wschód.

Główne złożo zalega w odległości 400 m od wylotu sztolni „Carnall” i ciągnie się na przestrzeni około 450 m, przy miąższości rudy do 1,5 m i upadzie 65—85° ku zachodowi. W najbogatszych miejscach miąższość dochodziła nawet do 3 m.

Złożo udostępniono za pomocą szybu wydobywczego, położonego na szczycie góry, oraz sztolni „Gustaw”, „Karol” i „Carnall”, przy czym ta ostatnia przecinała szyb na głębokości 97 m; oprócz tego założono jeszcze dwa poziomy w kopalni, na głębokościach 158 m i 182 m.

Zasoby kopalni wynoszą:

zasoby rzeczywiste do poz. 182 m	25.000 t
zasoby prawdopodobne	. . . znaczne
zasoby przypuszczalne	. . . niezbadane

Ilość zasobów prawdopodobnych odcenić należy jako znaczną, albowiem trudno przypuszczać, aby kierownictwo kopalni z lat 1940—42 robiło inwestycje w sprzęcie (elektryczna maszyna wyciągowa, sprężarka, młotki odbudowy) i urządzeniach powierzchniowych, nie znając zasobów złoża. Ponieważ kopalnia na skutek działań wojennych została zupełnie zniszczona a zarząd w Jaworze spalony, przeto brak danych co do zasobów zmusi do powtórnego zbadania złoża.

Rudą jest hematyt twardy, zbity, ziemisty, drobnoziarnisty, czasem o budowie nerkowej tej lub nawet stalaktytowych naciekach. Towarzyszy mu syderyt i przypuszczać należy, że jest on minerałem pierwotnym naszego złoża. W partiach wyższych przechodzi hematyt w żelaziak brunatny, któremu czasem towarzyszy baryt. Charakterystyczne jest występowanie w rudzie kop. „Wilcza” antymonu, którego stała zawartość wynosi do 0,1%.

Złoże odbudowywane jest systemem schodowo-stropowym, przy czym urobek z przodka zsypane się kominami zsypanymi na chodniki, gdzie jest ładowany do wozów i odstawiany pod szyb.

Odwadnianie kopalni odbywa się za pomocą sztolni Carnall, zaś z poziomów głębszych przez przepompowywanie do sztolni. Średni przyływ wody wynosi 0,3—1,0 m³/min.

Wydobyta ruda z kopalni nie podlega żadnemu procesowi wzbogacania i jest wprost z kopalni zdatna do wysyłki.

Zestawienie analizy rudy.

Rok 1876	Fe ₂ O ₃	92,6%
	Al ₂ O ₃	2,8%
	SiO ₂	4,5%
Rok 1944	Fe	41,02%
	SiO ₂	9,0%
	Mn	1,12%
	P	0,051%
	S	0,5%
	H ₂ O	4,9%
	strata praż.	15,3%
Rok 1946	Fe	48,85% *)

*) Wysoką analizę urobku z 1946 r. należy tłumaczyć tym, że ruda leżąc na zwale 2—4 lat została na swej powierzchni wzbogacona. Wydobyte z kop. „Wilcza” za okres 1940—1944 r. wynosi:

Rok	Ton	Załoga
1940	—	37
1941	2.095	29
1942	9.452	81
1943	15.760	70
1944	9.615	75
1945	930*)	79

Razem 37.892

*) Obejmuje tylko miesiąc styczeń.

Drobne złoża, które były odbudowywane w różnych czasach historycznych.

Oprócz wymienionych istnieje jeszcze cały szereg drobnych złóż, które w różnych czasach były eksploatowane, o czym świadczą liczne ślady wyrobisk górniczych, jak szybiki, sztolnie lub odkrywki. Niektóre z nich posiadają już dziś znaczenie mineralogiczne.

1. Złoże hematytu koło Dusznik. Pomiedzy uzdrowiskiem a miastem Duszniki, wśród łupków mikowych występuje hematyt, w formie żył, które nawet przerywają wymienione łupki, przy czym równocześnie są związane z lokalnymi żyłami kwarcowymi. Złoże to ciągnie się do granitów w Hałaczu.

Odbudowa prowadzona była w XIV wieku; później wielokrotnie powracano do zarzuconego złoża, jednak z powodu nieopłacalności przy ówczesnym sposobie wydobycia ostatecznie zarzucono je w XIX wieku.

2. Złoże syderytu koło Hermanowic. Wśród łupków amfibolowych występują gniazda syderytu, których miąższość waha się 0,6—3,0 m, przy czym niektóre z nich są silnie zanieczyszczone skałą płoną lub kwarcem.

Część górna złoża została przemieniona na żelaziak brunatny. W bezpośrednim kontakcie ze złożem znane są występowania tufów bazaltowych.

W latach 1940—42 przeprowadzono roboty poszukiwawcze, za pomocą odczyszczonej sztolni „Dębowej” o długości 100 m oraz sztolni „Rudolf” o długości 1200 m.

Wydobycie z kopalni wynosiło:

Rok	Ton	Załoga
1940	6.336	53
1941	8.933	56
1942	2.593	52

Razem 17.862

Po wyprażeniu otrzymano 12.948 ton.

Analiza rudy prażonej:

Fe	44,50 %
SiO ₂	24,00 %
Mn	3,01 %
P	0,08 %

Zwiększanie się zanieczyszczeń w syderycie (SiO₂ do 33%) zmusiło kierownictwo kopalni do zaprzestania poszukiwań, które przeprowadzono tylko do poz. sztolni „Rudolf”.

3. Złoże pirytu w Ronowie. Występuje ono wśród łupków talkowo-fyzycykowych, cienko uławiconych, z zawartością pirytu do 15%. Samo jednak złoże poprzerastane jest skałą płoną a mineralizacja jest nierównomierna.

Odbudowę złoża rozpoczęto ok. 1800 r. a w czasach największej swej świetności ok. 1870 r. wydobyte wynosiło 25.000 ton/rok łupku piritowego. Eksploatację wielokrotnie zarzucono, to znowu wznawiano. Kopalnia jednak większego znaczenia nie posiada.

4. Sferosyderyty węglowe ok. Wałbrzychu i Nowej Rudy występują wśród łupków karbońskich i były przedmiotem eksploatacji o lokalnym znaczeniu.

Wydobywano je na kopalniach węgla lub łupków palnych, znaczenia jednak przemysłowego nie posiadają.

Do drobnych złóż, gdzie rudy żelazne były wydobywane w niewielkich ilościach łącznie z rudami miedzi, ołowiu i arsenu, należą:

a) Szklarska Poręba i Żywocie, gdzie wśród łupków mikowych występują wkładki magnetytów i pirytu, które były przedmiotem eksploatacji, znaczenia jednak praktycznego złoże to nie posiada.

b) Chełmiec i Górne Lipowe, gdzie syderyt występuje łącznie z rudami ołowiu i miedzi.

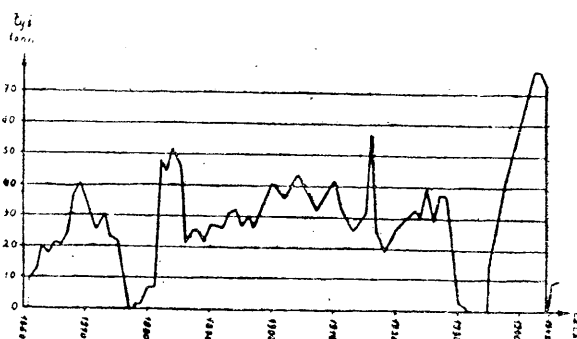
Oprócz tych złóż znany jest jeszcze cały szereg punktów, gdzie rudy żelazne wystę-

pują same lub z innymi rudami, posiadają one jednak znaczenie wyłącznie mineralogiczne.

Wspomnieć również należy i o śladach uranu, który pod postacią blendy smolistej rozproszony w ortoklazie skał granitowych spotykamy na zachód od Krzyżatki, koło Miedzianej Góry i Jeleniej Góry. Występowanie to posiada tylko wartość mineralogiczną.

Osobną grupę rud żelaznych stanowią rudy darniowe czyli łąkowe, których występowanie znane jest w okolicy Lubienia i na półn. zachód od Lignicy aż do Żegania. Rudy te w wielu miejscowościach były przedmiotem eksploatacji, a okres największego rozwoju przypada na lata 1850—70. Na skutek wyczerpywania się zasobów zmniejszało się wydobycie, które dziś większego znaczenia mieć nie będzie.

Na zakończenie należy podać jeszcze ogólne wydobycie rudy żelaznej na Dolnym Ślą-



Rys. 6.
Wydobycie rudy żelaznej na Dolnym Śląsku
1861—1945 r.

sku, które przedstawione jest na tabl. 6. Jak widać, wydobycie było zmienne, na co składało się wiele czynników natury politycznej i gospodarczej. Mając jednak na uwadze zaopatrzenie naszego hutnictwa w rudy krajowe, możemy liczyć, że przy stabilizacji warunków pracy i uzyskaniu sprzętu technicznego, wydobycie rudy żelaznej winno osiągnąć 50.000 do 60.000 ton/rok.

Inż. Cyryl Niewiadomski
Dziedzice

Dane statystyczne o hutnictwie metali lekkich.*)

1. Wstęp.

Podczas niedawno zakończonej wojny wszystkie dziedziny przemysłu zostały zmuszone do osiągnięcia jak największej produkcji wskutek olbrzymiego wzrostu zapotrzebowania wszelkiego rodzaju materiałów

i fabrykatów. Między innymi wzrosło wydatnie zapotrzebowanie na niektóre metale,

*) Powyższy artykuł jest skróconym tłumaczeniem pracy A. Dumas, opublikowanej w Revue de l'Aluminium 23 (1946), 77/82, pod tytułem: „Situation actuelle et perspectives d'avenir de l'industrie des metaux légers”.

zwłaszcza aluminium i magnez, które odegrały dominującą rolę w przemyśle wojennym.

W porównaniu do 1938 r. produkcja aluminium wzrosła w 1943 r. o 255%, zaś produkcja magnezu o 976%, podczas gdy w tym samym czasokresie produkcja miedzi wzrosła tylko o 45%, zaś produkcja cyny i ołowiu spadły poniżej poziomu z 1938 r.

Jedną z przyczyn tak wielkiego wzrostu produkcji metali lekkich było ich duże zapotrzebowanie w przemyśle lotniczym i uzbrojeniowym, w których, dzięki małemu ciężarowi właściwemu oraz dużemu powinowactwu do tlenu, były materiałami nie do zastąpienia dla produkcji samolotów i bomb zapalających. Drugą przyczyną wzrostu produkcji metali lekkich było duże rozprzestrzenienie ich rud na świecie, w przeciwieństwie do zlokalizowanego występowania rud innych metali. Dzięki powyższemu wiele państw mogło uruchomić produkcję metali lekkich oraz zastąpić nimi w wielu wypadkach inne metale, które trzeba było importować i racjonalizować.

2. Wydobycie rud.

Jedyną rudą, używaną dotychczas do produkcji aluminium, jest bauksyt czerwony, zawierający 40—60% tlenku aluminium oraz 2—

12% krzemionki, 18—25% tlenku żelaza, tlenek tytanu i wodę. Bauksyt szary, bogatszy w tlenek aluminium niż bauksyt czerwony, nie jest dotychczas wykorzystywany, ponieważ wskutek jednocześnie większej zawartości krzemionki wymagałby zbyt dużego zużycia ługu sodowego podczas produkcji.

Wielkość wydobycia bauksytu w poszczególnych krajach oraz ogólne wydobycie roczne przed i w czasie wojny przedstawia tabl. 1. Z tablicy widać, że największe wydobycie w czasie wojny osiągnęły Stany Zjednoczone, eksploatujące pokłady bauksytu w stanie Arkansas, oraz Gujana holenderska i angielska, eksportujące bauksyt do Stanów Zjednoczonych i Kanady. W Europie największe wydobycie osiągnęły podczas wojny Węgry, Francja, Rosja i Włochy; dość poważne ilości wydobywano również w Jugosławii i Irlandii, mniejsze — w Grecji, Rumunii i Niemczech. Z krajów pozaeuropejskich dużymi wydobywcami były również Indie holenderskie, Złote Wybrzeże, Japonia i Brazylia.

W przyszłości należy się liczyć z rozwojem wydobycia bauksytu w Indiach angielskich, Chinach, Australii, Zachodniej Afryce portu-

Tabl. 1. Wydobycie bauksytu w poszczególnych krajach.

Państwo wydobywające	Wielkość wydobycia w tonach						
	1935 r.	1938 r.	1939 r.	1940 r.	1941 r.	1942 r.	1943 r.
Europa							
Węgry	246.000	390.000	485.000	647.000	1.000.000	1.200.000	1.200.000
Francja	513.000	683.000	698.900	505.200	587.400	639.500	916.300
Rosja	130.000	250.000	270.000	300.000	250.000	275.000	350.000
Włochy	170.000	383.000	483.695	530.000	600.000	400.000	300.000
Jugosławia	216.000	405.000	318.840	290.000	400.000	200.000	120.000
Irlandia	—	—	—	—	40.000	100.000	110.000
Rumunia	—	—	10.640	40.000	40.000	40.000	40.000
Grecja	10.000	150.000	186.906	50.000	50.000	50.000	25.000
Niemcy	8.000	19.000	20.000	20.000	25.000	25.000	25.000
Hiszpania	—	—	—	271	1.393	—	—
Ameryka							
Stany Zjedn.	238.000	324.000	381.331	445.958	908.525	2.511.385	6.120.315
Gujana ang.	113.000	382.000	483.653	634.510	1.089.833	1.175.000	1.930.000
Gujana holend.	115.000	393.000	511.619	615.434	1.198.000	1.245.000	1.670.000
Brazylia	1.000	13.000	18.279	82	14.633	12.397	76.761
Jamajka	—	—	—	—	—	—	2.500
Azja							
Indie holend.	10.000	225.000	230.668	274.345	171.821	160.000	250.000
Japonia	—	—	39.000	43.000	50.000	75.000	80.000
Państwa malajskie	—	57.000	93.737	63.787	75.000	75.000	60.000
Indie angiel.	8.000	15.000	9.121	15.000	25.000	30.000	30.000
Indochiny	—	—	330	118	1.000	1.000	1.000
Afryka							
Złote Wybrzeże	—	—	—	—	15.000	45.000	160.000
Rodezja	—	—	—	—	1.000	1.000	1.000
Zachod. Afryka portug.	—	—	180	1.030	1.000	1.000	1.000
Australia	—	—	820	1.000	1.000	4.000	5.000
Różne	7.000	15.000	—	—	—	—	—
Razem:	1.785.000	3.704.000	4.242.900	4.476.700	6.546.200	8.265.500	13.473.900

galskiej, Wybrzeżu Kości Słoniowej, Haiti i Jamajce.

Magnez, znajdujący się prawie wszędzie, wydobywa się z solanek (rejon Stassfurthu w Niemczech, stan Michigan w Ameryce północnej), z magnezytu oraz dolomitu. Pokłady magnezytu są zlokalizowane przeważnie na Bałkanach, w Australii, Indiach, zachodniej części St. Zjednoczonych i w Ameryce po-

łudniowej. Pokłady dolomitu są bardzo rozprzestrzenione na świecie. Rezerwowym źródłem wydobycia magnezu może być woda morska, w której znajdują się duże ilości tego metalu w postaci chlorku i siarczanu.

3. Produkcja metali lekkich.

Wielkość światowej produkcji aluminium i magnezu, w porównaniu do produkcji innych metali nieżelaznych, przedstawia tabl. 2.

Tabl. 2. Wielkość światowej produkcji metali nieżelaznych.

Rok produkcji	Wielkość światowej produkcji metali nieżelaznych w tonach					
	Aluminium	Magnez	Miedź	Cynk	Ołów	Cyna
1920	127.100	300	942.200	714.300	910.000	134.000
1925	187.100	600	1.395.000	1.135.300	1.504.000	160.700
1930	267.150	1.400	1.578.000	1.405.100	1.675.000	194.000
1935	259.000	7.000	1.454.600	1.336.000	1.380.000	126.700
1937	490.600	20.000	2.259.600	1.635.500	1.858.000	229.000
1938	579.900	25.000	1.978.000	1.563.000	1.830.000	152.800
1939	685.360	30.900	2.140.000	1.690.000	1.869.500	201.800
1940	761.100	44.900	2.425.000	1.645.000	1.700.000	260.000
1941	1.120.000	77.600	2.620.000	1.894.000	1.812.000	266.000
1942	1.800.000	140.200	2.840.000	1.947.000	1.889.000	125.000
1943	2.120.000	269.100	2.880.000	1.965.000	1.775.000	124.000

Z powyższego zestawienia wynika, że wielkość produkcji aluminium była mniejsza pod względem tonażu tylko od wielkości produkcji miedzi. Natomiast pod względem objętości produkcja aluminium była największa i wynosiła dwukrotną produkcję miedzi.

Wielkość produkcji metali lekkich w poszczególnych państwach przedstawia tablica 3. Z danych, zamieszczonych w niej, wi-

dać, że większość krajów, w których wydobywa się rudy aluminium i magnezu, nie przerabia ich lecz eksportuje do innych państw o silnie rozwiniętym hutnictwie metali lekkich. Do tych ostatnich państw należą przede wszystkim Stany Zjednoczone, Kanada, Niemcy, Japonia, Rosja i Anglia, których przemysły odgrywały główną rolę podczas zmagañ wojennych.

Tabl. 3. Wielkość produkcji metali lekkich w poszczególnych państwach.

Producent	Wielkość produkcji metali lekkich w tysiącach ton															
	1930		1935		1938		1939		1940		1941		1942		1943	
	Al	Mg	Al	Mg	Al	Mg	Al	Mg	Al	Mg	Al	Mg	Al	Mg	Al	Mg
Stany Zjednoczone	130,9	0,5	54,1	1,3	130,1	2,9	148	3	187	5,6	280	14,8	472	44,4	835	166,5
Kanada	30	—	20,6	—	66	—	91,7	—	99	—	192	0,005	304	0,3	455	3,2
Niemcy	30	1	70,8	10,8	165,6	12,1	210	16,5	210	18,3	232	20,7	263	25	250	27
Japonia	—	—	4,5	0,5	18	1,5	23	2	35	3	65	5	90	12	110	15
Rosja	—	—	21,5	—	48	1	73	1	75	1,5	55	4	55	5	70	5
Anglia	15	—	15,1	0,2	23,5	3	25	4,8	28	6,5	35	12	50	16,5	57	17
Włochy	8	—	13,8	—	25,8	0,2	34,2	0,3	39	0,5	48,2	2,5	44	5	48	5
Francja	25,7	0,01	21,8	0,6	43,5	1,6	52,5	2,5	61,7	2,7	63,9	1,9	45,2	1,5	46,4	1,8
Szwajcaria	18	—	1,8	0,3	26,5	0,3	28	0,7	31	0,75	25	1	25	1,5	25	1,5
Norwegia	27	—	16	—	27	—	31	—	28	—	18	0,1	22	2	17	2
Węgry	—	—	0,3	—	1,5	—	1,8	—	3,4	—	4,8	—	4,8	—	7	—
Szwecja	—	—	1,8	—	1,9	—	2,7	—	2	—	2,5	—	2	—	3	—
Jugosławia	—	—	—	—	1,3	—	1,8	—	2	—	2	—	2	—	2	—
Indie angielskie	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,5	1	—
Hiszpania	1	—	1,3	—	0,7	—	1	—	1,1	—	0,9	—	0,7	—	0,8	—
Australia	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,2	—	0,4	—	0,8

Maksymalna zdolność produkcyjna wszystkich na świecie hut aluminium wynosiła ok. 2.500.000 t. Maksymalna zdolność produkcyjna magnezu wynosiła w przybliżeniu dziesiątą część ostatnio podanej wielkości.

4. Spożycie metali lekkich.

Rozpatrując wzrost spożycia metali nieze-

laznych w poszczególnych latach, przedstawiony w tabl. 4, widzimy, że największy przyrost wykazywało spożycie aluminium. Pomiedzy 1925 i 1938 r. spożycie miedzi wzrosło zaledwie o 30%, podczas gdy spożycie aluminium w tym samym czasie wykazało przyrost 180%.

Tabl. 4. Spożycie światowe podstawowych metali nieżelaznych.

Rok spożycia	Wielkość spożycia światowego w tonach				
	Aluminium	Miedź	Cynk	Ołów	Cyna
1920	130.800	963.300	667.300	948.800	127.000
1925	183.100	1.475.100	1.178.500	1.497.900	154.600
1930	209.400	1.439.900	1.232.600	1.524.900	161.100
1935	307.000	1.529.100	1.371.600	1.458.400	162.400
1937	501.700	2.069.100	1.605.600	1.732.400	192.500
1938	515.000	1.912.400	1.426.700	1.607.300	164.600
1939	688.000	2.284.000	1.750.000	1.780.000	190.300
1940	801.000	2.608.000	1.800.000	1.760.000	169.500
1941	1.200.000	—	—	—	—
1942	1.900.000	—	—	—	—
1943	2.000.000	—	—	—	—

Wzrost spożycia aluminium był spowodowany dużym rozwojem zastosowania tego surowca, o którym można nabrać wyobrażenia z tabl. 5, przedstawiającej w sposób przykładowy podział spożycia aluminium w przemyśle francuskim w 1938 r.

Tabl. 5. Podział spożycia aluminium w przemyśle francuskim.

Dziedzina spożycia	Procentowe spożycie
Przemysł lotniczy	36,3
Przemysł elektrotechniczny	18,2
Przemysł samochodowy	17,1
Naczynia gospodarstwa domowego	10,2
Marynarka	4,5
Konstrukcje mechaniczne	2,0
Transport kolejowy	1,9
Przemysł hutniczy, aluminotermia	1,9
Przemysł budowlany	1,8
Przemysł papierniczy	1,6
Przemysł chemiczny i spożywczy	0,9
Produkcja tub	0,9
Przemysł uzbrojeniowy	0,6
Opakowania	0,3
Radiotechnika	0,2
Monety i medale	0,1
Zabawki	0,1
Różne	2,8

W czasie wojny aluminium było prawdopodobnie spożywane prawie całkowicie przez przemysł lotniczy i uzbrojeniowy, jednak brak dokładnych danych uniemożliwia sporządzenie zestawienia statystycznego.

5. Zastosowanie łomu metali lekkich.

Oprócz aluminium i magnezu hutniczego dużą rolę w gospodarce tymi metalami odgrywał zawsze ich łom, w postaci odpadków, sortowanych z zakładów przetwórczych oraz w postaci odpadków niesortowanych, dostarczanych przez zbiornice łomu. Procentowy stosunek zużycia łomu w poszczególnych latach, w porównaniu do produkcji surowców hutniczych, jest przedstawiony w tabl. 6. Dane te dotyczą przemysłu Stanów Zjednoczonych.

Po wojnie problem zużycia łomu jest jeszcze bardziej aktualny, ponieważ prawie wszystkie państwa europejskie dysponują wydatnymi jego ilościami w postaci np. straconych samolotów. O wielkości zapasów łomu można sądzić na podstawie danych, dotyczących strefy okupacji angielskiej w Niemczech, w której wielkość tych zapasów jest oceniana na 100.000 ton. Również i Polska dysponuje bardzo dużymi ilościami łomu w postaci samolotów oraz materiałów blokowych, niepo-

Tabl. 6. Porównanie zużycia łożu do produkcji surowców hutniczych.

Rok zużycia	Procentowy stęsunek zużycia łożu w porównaniu do produkcji surowców hutniczych				
	Aluminium	Miedź	Cynk	Ołów	Cyna
1930	34	67	20	20	—
1935	86	117	23	48	27
1938	27	100	20	58	24
1939	33	89	42	50	23,8
1940	40	76	37	49	33
1941	35	75	43	70	30
1942	38	85	50	57	52
1943	34	99	61	76	74,5

siadających zastosowania z powodu unieruchomienia przemysłu lotniczego. W większości wypadków łoż ten jest stopem typu duraluminu.

Przeróbka łożu sortowanego z zakładów przetwórczych nie przedstawia żadnej trudności. W wyniku jej otrzymuje się przetop o ściśle określonym składzie chemicznym i wysokich własnościach. Duże trudności przedstawia natomiast przeróbka łożu samolotowego ze względu na jego demontaż. Aby uniknąć tej kosztownej operacji można używać specjalnych urządzeń, umożliwiających przetop całych zespołów samolotu, np. skrzydeł. Powyższe urządzenie posiada obszerną komorę, ogrzewaną gazem, do której można załadowywać kompletny zespół samolotu. W komorze spala się naprzód farba i lakier, po czym następuje wytopianie się metali lekkich, które dzięki pochyłemu spodowi urządzenia spływają do jego dolnej części i specjalnym

ujściem przedostają się do drugiego pieca, w postaci bardzo dużego basenu, gdzie następuje proces dekantacji. Dla lepszego oczyszczenia można dekantowany przetop chlorować lub dodawać do niego topniki. Części stalowe, miedziane i mosiężne nie topią się w komorze; po wytopieniu metali lekkich oraz cyny, ołowiu i cynku, które zanieczyszczają przetop, są one wyciągane z pieca. W wyniku operacji przetopu zespołu otrzymuje się stop o zmiennym składzie chemicznym, odpowiadającym w przybliżeniu składowi stopów typu duraluminu.

Dla przetopów stopów lekkich są opracowane specjalne normy, podające graniczne zawartości składników stopowych, umożliwiające zastosowanie praktyczne przetopów. Nadają się one m. in. do produkcji stopów automatowych, odlewów piaskowych, wlewnicowych oraz pod ciśnieniem, nienarażonych na działanie korozji. W Niemczech i Francji zastosowano niedawno przetopy w przemyśle budowlanym, m. in. w postaci blach dla pokryć dachowych. W celu nadania blachom lepszej odporności przeciw korozji, plateruje się je czystym aluminium. Taki materiał nosi nazwę „Placal”. Powyższe zastosowanie zasługuje na szczególną uwagę, ponieważ potrzeby odbudowy są prawie nieograniczone.

Problem zużycia łożu magnezu nie jest tak ważny jak problem zużycia łożu aluminium, ze względu na małe ilości tego łożu. Poza tym proces przetopu łożu magnezowego do dnia dzisiejszego nie jest opracowany w należyty i tani sposób.

Śp. Inż. Bronisław Chudzyński.

W dniu 1 sierpnia br. zakończył w Stalowej Woli swe pracowite życie, od dawna już nękany ciężką chorobą serca, inż. Bronisław Chudzyński, ostatnio Doradca Techniczny, a przedtem Dyrektor Naczelny huty „Stalowa Wola“.

Urodzony dnia 5 sierpnia 1880 r. w Zalesiu (w powiecie grójckim), wstępuje — po otrzymaniu świadectwa dojrzałości w jednym z warszawskich gimnazjów klasycznych — na Wydział Mechaniczny Politechniki w Rydze, gdzie w 1906 r. otrzymuje dyplom inżyniera-technologa, po czym przez długi szereg lat pracuje w swym zawodzie, na coraz to wyższych stanowiskach, zawsze i wszędzie wysoko ceniony, w wielkich zakładach przemysłu hutniczego, elektrycznego i metalowego na południu Rosji. Po pierwszej wojnie światowej wraca do Polski i zatrudniony tu jest zrazu w Starachowickich Zakładach, później w Modrzejowskich, wreszcie — od 1933 r. — w koncernie Sp. Akc. „Huta Pokój“, której Zarząd Główny wspólnie z Zarządem Starachowickich Zakładów powierza Mu w 1936 r. kierownictwo budowy Zakładów Południowych w Stalowej Woli. Podczas okupacji pracuje w T-wie K. Rudzki i S-ka w Mińsku Mazowieckim.

Odszedł od nas człowiek nieskazitelnego charakteru, wszechstronnie wykształcony, o rozległym zakresie zainteresowań intelektualnych (obdarzony był również dużym talentem malarskim), autor wielu ważnych i cennych prac naukowych i — co bez cienia przesady na tym miejscu stwierdzić należy — znakomity, naprawdę niepospolicie uzdolniony, inżynier-konstruktor.

Wielkie zasługi Zmarłego jako współtwórcy Zakładów Południowych pozostaną we wdzięcznej i trwałej pamięci hutników polskich.

STATYSTYKA

A. HUTNICTWO ŻELAZNE.

Działy	Wytórczość						
	Rok 1945		R o k 1946				
	I półr.	lipiec	I kw.	II kw.	czerwiec	lipiec	Ogółem (styczeń- lipiec)
I. Koks	*	45.505	216.829	228 197	76 829	78.634	523.660
II. Surówka							
Surówka martenowska	30.698	20.962	148.105	162.123	52.172	53 069	363.297
" odlewnicza	2.135	1.310	4.480	18.927	6.582	7.392	30.799
" hematytowa	—	—	2.700	4.453	1.823	1.652	8 805
" zwiędziadlista	—	—	3 630	1.775	485	1.635	7.040
Ferrostopy	—	—	2.993	3.455	1.160	655	7.103
Razem	32 833	22.272	161.908	190.733	62.222	64.403	417.044
III. Stal							
Wlewiki	88 199	45.217	280.139	296.734	93.808	102 652	679.525
Odlewy stalowe	2.171	1.043	3.457	5.154	1.580	1.823	10.434
Razem	90.370	46.260	283.596	301.888	95.388	104.475	689.959
IV. Wyroby walcowane							
Półwytwory (do wysyłki naze- wnątrz)	(7.174)	(8.344)	(52.870)	(50 077)	(15.195)	(15 005)	(117 952)
Szyby wraz z akcesoriami	11.310	8.467	34.980	33.036	8.503	8.208	76.224
Żelazo kształtowe i szerokosto- powe pow. 80 m/m.	3.840	6.156	15.156	25.652	12.700	8.932	49 740
Żelazo prętowe i uniwersalne	26.078	10.062	47.464	49.448	13.887	13 559	110 471
Żelazo na drut (walcówka)	5.011	2.938	18.049	12 451	5.321	5 519	36.019
Taśmy walcowane na gorąco	698	860	6.133	6 812	1.696	2 279	15 224
Blachy	8.747	4.798	35.445	37.711	12 422	15 262	88 418
Stal we wszelkich gatunkach	2.227	764	8 898	7.636	2 976	2 920	19.454
Rury walcowane bez szwu	2.873	2.304	15.276	12.740	4.639	3 770	31.786
Razem I	60.784	36.349	181.401	185.486	62.144	60 449	427.336
V. Rury spawane i ciągnione							
Rury spawane	34	594	1.693	885	567	742	3.320
Rury spawane (Ferrum)	122	—	581	90	46	12	683
Rury ciągnione	226	139	2.384	2.514	725	621	5 519
Łączniki do rur	66	6	49	50	17	33	132
Rury podsadzkowe	—	323	—	—	—	—	—
Razem	448	1.062	4.707	3 539	1.355	1.408	9 654
VI. Wyroby kute i prasowane							
Zestawy kołowe i ich części	738	935	14.023	12.250	3 622	3.914	30 187
Odkówki	1.754	903	2 470	3.694	1.107	1.260	7.424
Razem	2.492	1.838	16.493	15.944	4.729	5.174	37.611
VII. Wyroby działu przetwórczego							
Wytwory zimno walcowane i ciągnione	632	727	5.071	6 834	2.450	2.550	14 455
Różne wyroby z blachy i bla- cha ocynkowana	2.239	1.528	6.157	7.476	2.603	2.099	15 732
Różne wyroby z drutu	338	197	766	740	246	284	1.790
Konstrukcje, maszyny i urzą- dzenia i inne wyroby	2.866	1.252	9.648	9 552	3.288	2.710	21.910
Razem	6.075	3.704	21 642	24.602	8.587	7.643	53.887
VIII. Odlewy żeliwne							
Wszelkie odlewy żeliwne	1 720	1.197	9.291	10 270	3 450	3 855	23.416
Razem	1 720	1.197	9.291	10.270	3.450	3.855	23 416

Liczba czynnych pieców

Wyszczególnienie ¹⁾	1 9 4 5			R o k 1 9 4 6											
	lipiec			kwiecień			maj			czerwiec			lipiec		
	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c
Wielkie piece	6	6	—	14	12	2	14	12	2	14	12	2	13	12	1
Piece martenowskie	20	18	2	40	34	6	38	32	6	41	34	7	40	34	6
Piece elektryczne	6	6	—	15	8	7	15	8	7	14	7	7	16	9	7

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	1 9 4 5			R o k 1 9 4 6							
	lipiec			kwiecień		maj		czerwiec		lipiec	
Ogółem	45 541			67 556		69 838		71 967		73 828	
w tym fizycznych	40 274			60 910		62 960		64 817		66 263	
umysłowych	5 267			6 646		6 878		7 150		7 565	

B. KOPALNICTWO RUD.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	Rok 1945		R o k 1 9 4 6					
	II kw.	lipiec	I kw.	II kw.	czerwiec	lipiec	Ogółem (styczeń - lipiec)	
Ogółem wydobyto	7.945	8 102	83 730	99 901	33 016	42 362	225 993	
w tym rudy ilastej i utlen.	7 045	4 352	60 577	70 281	24 123	29 461	160 319	
„ rudy brunatnej		2 677	8 742	11 282	2 795	3 324	23 348	
„ rudy darniowej		—	3 471	6 210	2 025	5 010	14 690	
„ rudy pirytowej		900	1.073	6 965	6 824	2 200	2 414	16 203
„ magnezytu		—	—	3 976	5 304	1 873	2 153	11 433

Liczba czynnych zakładów

Rejony	Ogółem kopalń	R o k 1 9 4 6			
		w t y m w r u c h u			
		kwiecień	maj	czerwiec	lipiec
Ogółem	27	19	20	20	20
Konopiska (podrejon)	8	4	5	5	5
Borek	9	7	7	7	7
Staropolski	8	7	7	7	7
Dolno-Śląski	2	1	1	1	1

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	1 9 4 5			R o k 1 9 4 6		
	lipiec	kwiecień	maj	czerwiec	lipiec	
Ogółem	2 150	5 301	5 582	5 829	5 915	
w tym fizycznych	2 067	5 006	5 275	5 499	5 548	
„ umysłowych	83	295	307	330	367	

C. HUTNICTWO CYNKOWE.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	Rok 1945		Rok 1946				Ogółem (stycz.- lipiec)
	I półr.	lipiec	I kw.	II kw.	czerwiec	lipiec	
1. Kopalnie:							
Wydobyto rudy blendowej	50 758	20 110	104 639	125 608	41 730	46 842	277 089
Wydobyto rudy galmanowej	6 776	3 540	19 317	23 996	8 925	9 290	52 603
2. Zakłady wzbogacania:							
blendy	9 361	3 684	19 454	20 238	6 435	7 423	47 115
galena	743	271	1 802	1 893	657	764	4 459
galman	5 859	3 322	16 571	19 503	6 976	7 313	43 387
3. Huty tlenku cynku:							
tlenek spiekany	3 968	1 496	6 678	7 046	2 284	2 436	16 160
4. Prażalnie:							
blendy prażona i spiekana	11 259	4 542	14 615	16 938	5 674	6 017	37 570
piryt prażony	—	—	6 926	10 393	3 598	4 056	21 375
kwas siarkowy 50° Bé	6 653	6 795	25 799	38 501	12 867	14 622	78 922
siarka	1 406	—	1 395	1 560	6,5	549	3 504
5. Huty cynku:							
cynk surowy	10 013	2 907	10 978	11 003	3 693	3 935	25 916
cynk elektrolityczny	2 625	582	1 537	1 772	592	1 188	4 497
6. Walcownie cynku:							
blacha cynkowa	2 047	1 177	5 633	6 322	2 063	2 518	14 473
7. Huta ołowiu:							
ołów handlowy	2 099	508	2 074	2 119	706	708	4 901
glejta	47	—	—	179	97	90	269
minia	32	—	51	267	70	95	413
blacha ołowiana	71	39	188	107	49	130	425
inne wyroby	16	17	106	101	23	56	263
8. Zakłady kadmu							
cadm	—	—	27,5	28,6	9,2	9,1	65,2

Liczba czynnych zakładów

Wyszczególnienie	1945	Rok 1946			
	lipiec	kwiecień	maj	czerwiec	lipiec
Kopalnie rud	2	4	4	4	4
Zakłady przeróbki mechanicznej	2	2	2	2	3
Huty tlenku cynku	—	2	2	2	2
Prażalnie	5	6	6	6	6
Huty cynku i ołowiu*)	5	6	6	6	6
ilość pieców w ruchu	20	25	25	28	28
ilość system. elektrolit.	1	1	1	1	1
Walcownie cynku	3	3	3	3	3
Zakłady kadmu	—	2	2	2	2

*) w tym 1 huta ołowiu

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	1945	Rok 1946			
	lipiec	kwiecień	maj	czerwiec	lipiec
Ogółem	9 093	10 782	11 179	11 423	11 858 *)
w tym fizycznych	7 953	9 442	9 813	10 016	10 458
„ umysłowych	1 140	1 340	1 366	1 407	1 400

*) Razem z Zakładami Przemysłu Metali Kolorowych 270 fizycznych i 67 umysłowych.

Światowa produkcja rud żelaznych

W milionach ton

	1913	1928	1938	1939	1940	1941	1942	1943
Produkcja światowa	b) .	175,8	162,0	a) 200,0	a) 212,0	a) 233,0	a) 245,0	b) .
w t y m								
Stany Zjedn. Amer. Półn.	63,0	64,4	28,9	52,6	74,9	93,9	107,2	102,9
Francja	43,1	49,2	33,1	d) .	b) .	b) .	b) .	b) .
Z. S. R. R.	10,3	6,1	26,5	d) .	27,5	22,7	b) .	b) .
Szwecja	7,5	4,7	13,9	13,8	b) .	b) .	b) .	b) .
Anglia	16,3	11,4	12,0	d) .	18,0	b) .	b) .	b) .
Niemcy	7,3	6,5	10,9	d) .	b) .	b) .	b) .	b) .
Luksemburg	7,3	7,0	5,1	d) .	b) .	b) .	b) .	b) .
Indie Bryt.	0,4	2,1	2,8	3,2	b) .	b) .	b) .	b) .
Malaje	b) .	0,7	1,6	2,0	1,9	b) .	b) .	b) .
Alger	1,3	2,0	3,1	a) 2,8	b) .	b) .	b) .	b) .
Australia	0,2	0,7	2,3	2,7	2,5	2,3	b) .	b) .
Austria	2,0	1,9	2,6	d) .	b) .	b) .	b) .	b) .
Czechosłowacja	1,8	1,9	c) 0,7	c) 0,8	c) 0,9	c) 1,0	c) 1,1	b) .
Hiszpania	10,8	5,8	2,5	3,6	2,6	1,6	1,7	1,6
Norwegia	b) .	b) .	1,4	1,3	b) .	b) .	a) 0,3	b) .
Chile	b) .	b) .	1,6	1,6	1,7	1,7	0,4	0,3
Włochy	0,6	0,6	1,0	d) .	b) .	b) .	b) .	b) .
Nowa Fundlandia	b) .	b) .	1,7	1,7	1,5	1,0	1,2	0,5
Polska	0,5	0,7	0,9	0,7	0,9	0,9	0,9	0,8

Źródła: dla lat 1913 — 1928 w/g MRSI 1939, dla 1938 — 1943 w/g Minerals Yearbook 1943

a) szacunek b) brak danych c) Słowacja d) włączone do szacunku produkcji światowej

Produkcja światowa miedzi, cynku, ołowiu, cyny, aluminium i magnezu

w tonach

R o k	Miedź	Cynk	Ołów	Cyna	Aluminium	Magnez
1920	942200	714300	910000	134000	127100	300
1925	1395000	1135300	1504000	160700	187100	600
1930	1578000	1405100	1675000	194000	267150	1400
1935	1454600	1336000	1380000	126700	259000	7000
1937	2259000	1635500	1858000	229000	490600	20000
1938	1978000	1563000	1830000	152800	579900	25000
××) 1939	2140000	1690000	1869500	201800	685360	30900
××) 1940	2425000	1645000	1700000	260000	761100	44900
××) 1941	2620000	1894000	1812000	266000	1120000	77600
××) 1942	2840000	1947000	1889000	125000	1800000	140200
××) 1943	2880000	1965000	1755000	124000	2120000	269100

××) Obliczenia szacunkowe

Źródło: Revue de l'Aluminium nr 120 z marca 1946 r.