

HUTNIK

CZASOPISMO POŚWIĘCONE SPRAWOM HUTNICTWA POLSKIEGO

ROK XIII

KATOWICE - CZERWIEC - 1946

ZESZYT 6



Inż. Karol BOHDANOWICZ
Akademia Górnicza

Dzisiejszy stan wiedzy o złożach

(Zakończenie)

Złoża typu „Red Beds” — „Czerwonych Pokładów”¹⁾

Do tego typu zaliczają w Stanach Zjedn. rozpowszechnione w Stanach Texas, Oklahoma, Nowy Meksyk, Colorado, Utah i Arizona złoża miedzi w utworach permskich i triasowych; w stanach Colorado i Utah — złoża rud wanado — uranowych w utworach jurajskich i w Utah w utworach triasu złoża srebra (Silver Reef).

§ 5. Złoża miedzi. Mineralizacja ogranicza się do pewnych poziomów stratygraficznych, chociaż rzadko zachowuje się bez przerwy na bardziej rozległych przestrzeniach.

W N. Meksyku i Teksasie złoża występują przeważnie w dolnych pokładach piaskowców arkozowych gruboziarnistych o przekątnym uwarstwieniu (mięsz. do 50 stóp), miejscami zlepieńcowych (grupa Wichita i Abo); w spągu — czerwone łupki i seria wapieni karbonu Magdalena (piętro pensylwańskie). W stropie — łupki i czerwone piaskowce. Miejscami w Teksas i Oklahoma pokłady rudonośne są przewarstwione łupkami. W serii rudnej obecność szczątków roślinnych jest zwykła, lecz nie powszechna. Szczątki kości kręgowców były spotykane w niektórych złożach, zwykle wśród drobnoziarnistych zlepieńców. Osady należą do lądowych lub słonowatowodnych utworów, gromadzonych w warunkach, zmieniających się bardzo prędko. Lepiszczem piaskowców serii rudnej jest zwykle kalcyt, miejscami razem z gipsem. Nazwa „czerwone pokłady” może nadawać się raczej do warstw w stropie i spągu serji rudnej, warstwy której są zwykle barwy brunatnej, białej i szarej.

Mineralizacja ogranicza się miejscami do pojedynczych soczewek, nie wszędzie wyraźnych, lecz rozpowszechnionych i często przechodzących w otaczające czerwone łupki przez przewarstwienie ich cienkimi warstwami jasnego, gipsonośnego piaskowca i gruzełkowatego gipsu. Soczewki są mięszkości około 20 stóp, szerokości do 200—300 stóp i długości do pół mili; niektóre soczewki są prawie okrągłe o średnicy do 300 stóp (Abo-mine w N. Meksyk), z mineralizacją bardzo nierównomierną.

Głównym kruszcem jest chalkozyn, zwykle w postaci pseudomorfoz tkanek drzewnych i gruzełek w piaskowcu zwykłym i łuskowatym bądź rozproszonych drobnych nieprawidłowych skupień metasomatycznych w piaskowcu. W nieznacznej ilości są bornit i chalkopiryt, zwykle zastąpione przez chalkozyn. Piryt jest zwykle w niewielkiej ilości, w postaci pseudomorfoz tkanek drzewa, bądź gruzełek i metasomatoz w piaskowcach; piryt jest najstarszą generacją, najczęściej już zastąpioną przez siarczki miedzi. W niektórych złożach była spotykana blenda cynkowa w niewielkiej ilości, a w innych złożach w znacznej ilości galena z domieszką blendy (Sacramento w N. Meksyk).

Wtórnymi minerałami zwykle są kowelin i węglany miedzi, rzadziej kupryt i miedź rodzima (Utah i Oklahoma). Pseudomorfoze chalkozynu i pirytu po szczątkach drzewa ogólnie świadczą, że budowa komórkowata drzewa nie była zdeformowana. W najlepszych okazach stwierdzono, że chalkozyn zapełnia same komórki, a tkanki komórek są zastąpione przez materiał węglowy albo przez kupryt.

¹⁾ R.P. Fischer, Sedimentary Deposits of Copper, Vanadium — Uranium and Silver in South-western United States. Econ. Geol. XXII, 1937, 7.

D. White (Am. Inst. N. a. M. Eng. Trans. vol. 78, str. 386. 1928) stwierdził, że zastąpienie tkanek drzewnych przez siarczki albo krzemionkę następuje prawie jednocześnie z osadzeniem materiału drzewnego i przed tym, jak tkanki drzewne uległy maceracji i deformacji pod ciężarem nalegających warstw. Fischer zwrócił uwagę, że na drzewie skrzemieniałym bądź zwapniałym, spotykanym miejscami w tych samych złożach, nie ma pseudomorfoz siarczkowych. Można przypuszczać (według Newhouse), że siarczki miedzi były w stanie koloidalnym w okresie pseudomorfizacji, który nastąpił w czasie, lub bezpośrednio po sedymentacji; zdaje się, że proces mineralizacji w tych warunkach wyrażał się przeważnie wypełnieniem wolnych przestrzeni w szczątkach drzewa i jego komórek. Drzewo spłaszczone, częściowo zwęglone i o komórkach zdeformowanych, jest zwykle wśród rud i ten materiał jest rzadko chalkonizowany, pomimo, że piaskowce obok są mineralizowane.

Gruzelki czyli konkrecje chalkozynu w łupkach i złuskowanych piaskowcach są złożone ze zbitego chalkozynu, zwykle częściowo zmienionego we wtórne minerały, lecz pozostałości pirytu i fragmentów drzewa były znajdowane w środku gruzelków.

Nierównomierna mineralizacja w piaskowcach zależy prawdopodobnie od migracji i wtórnej koncentracji miedzi nie tylko w lepiszczu, lecz w minerałach okruchowych piaskowca i w jego szczelinach.

Nie stwierdzono żadnego stosunku pierwotnej mineralizacji do uskoków, przecinających mineralizowane strefy w trzech zbadanych obszarach; utlenienie i wtórne minerały miedzi są rozwinięte wzdłuż uskoków, przez które zostały przesunięte w różnych kierunkach poziomy rudonośne.

§ 6. Do złóż rud wanadowo-uranowych należą złoża karnotyty i piaskowców wanadowych w Stanach Kolorado i Utah. Złoża, nadające się do eksploatacji występują w trzech formacjach stratygraficznych: zlepieńce górnego (?) triasu; piaskowce środkowego piętra górnej jury i górnego piętra górnej jury możliwe, że dolnej kredy (?). Na rudonośnych przestrzeniach złoża znajdują się na poszczególnych poziomach każdej formacji; złoża mają postać soczewek; rudy są rozproszone w piaskowcach, a najbogatsze partie są koncentrowane koło szczątków ro-

ślinnych. Gliniaste, okrągłe gruzelki (clay galls) i cienkie ilaste smugi, bogate w wanad są charakterystyczne dla wielu z tych złóż. Złoża nie mają widocznego stosunku do formy geologicznej budowy, jak uskoki i fałdy.

Na polach kruszczowych górnej jury mapy kopalniane i przyjęte sposoby odbudowy, (koło Paradox) zdawało się, zmuszały określać charakter mineralizacji jako „nakrapiane” (spotted); przesadne uwzględnianie tej cechy było przyczyną, że tłumaczono genezę złoża przez działalność nieprawidłowej cyrkulacji podziemnej wody meteorycznej. Doświadczalne opróbowanie w kopalniach pokazało natomiast²⁾, że wanad jest rozpowszechniony na całym poziomie bardziej równomiernie niż minerały uranowe. Połączenie na planie wyników opróbowania daje na każdym poziomie obraz ciał mineralizowanych, podobnych do formy osadów, pozostawianych przez potoki wodne, bystro zmieniające swe nurty (channel deposits).

Skład chemiczny karnotyty jest $K_2O \cdot 2UO_2 \cdot V_2O_5 \cdot 3H_2O$; zawiera on 18% U_2O_5 i 56% V_2O_5 według Ramdohra i jest źródłem uranu. W jakiej mineralogicznej formie znajduje się wanad w masie rudnej, nie jest znane. Według Hessa, w piaskowcach tej serii wyróżniono co najmniej 12 minerałów wanadowych (żadnego w związku z fosforem). — Przeważna część wanadu może znajdować się w postaci wanadowych tlenków wodnych jako nagromadzenie koloidalnych utworów (geli) w piaskowcach, a zwłaszcza w produktach ilastych, czasem bezpośrednio koło karnotyty w postaci wtrąceń w piaskowcach. Nie spotykano też wanadinitu (kruszczo ołowio-wanadowego, zwykłego w produktach wietrzenia galeny w niektórych złożach Europy, Transvaalu, Arizony, i N. Meksyku, Sierra de Cordoba w Argentynie). Roscoelit (mika wanadowa) natomiast był spotykany razem z karnotytem, lecz w nieznacznej ilości.

Rozróżniają 3 typy występowania kruszców wanadu: 1. zbite, rozproszone rudy, 2. rudy pasemkowate, 3. rudy nakrapiane — (spotted ore), stopniowo przechodzące jedne w drugie (Placerville, Rifle). Pierwszy przedstawia jednorodne rozproszenie w piaskowcach z towarzyszącymi mu smugami gruzelkami ilów; w drugim rudy występują wzdłuż

²⁾ B. Burwell, Min. metk. a. costs. of the vanadium mine of the U.S. Vanad. Corp. Rifle. Col. U.S. Bur. of Min. I. C. 6662, 1932.

powierzchni, przeważnie przekątnego uwarstwienia lub w poprzek, prawdopodobnie są to wyniki migracji wanadu od miejsc jego pierwotnego znajdowania się w piaskowcach. Nakrapiane są rozmieszczone bardzo nierównomiernie i zależą od wtórnej koncentracji; miejscami ośrodkiem takich plam są drobne gruzelki.

Piaskowce, otaczające partie rud rozproszonych są kwarcowe na lepszemu częściowo również kwarcowym, a piaskowce wanadowe typu pierwszego zawierają mało lepszemu, jak niby roztwory cementujące nie mogły przenikać w partie rudonośne. W piaskowcach kwarcytowych karnotyty tworzy tylko obwódka koło nakrapianych „plam”.

Barwa gruzelków (wielkość zwykła około pół cala, czarne, kruche) zależy od absorbowanego wanadu; większe gruzelki są zabarwione i kruche tylko na obwodzie, a ośrodek złożony jest zwykle z czerwonych i szarych łupków, przewarstwiających piaskowce wanadowe.

Ciała rudne mają zwykle postać soczewek, pojedynczych, lub łączących się z sobą i występujących miejscami na rozciągłości wielu setek stóp. Soczewki są w planie okrągłe i wydłużone, bądź nawet bardzo nieprawidłowe. W przekroju pionowym są przeważnie wygięte do góry razem z przylegającymi do nich ilastymi smugami; smugi te leżą często wyraźnie niezgodnie na ściętym uwarstwieniu piaskowców pod nimi, jako ślad miejscowej niezgodności.

Szczałki roślinne są przetworzone w materiał węglony i mineralizowany i z wielkich pniaków i gałęzi drzewnych skamieniałych. Karnotyty w piaskowcach występuje często wzdłuż ścianek szczelin powierzchni uwarstwienia, a w szczałkach roślinnych wypełnia wolne przestrzenie w deformowanym materiale roślinnym; nie są to właściwe pseudomorfozy. Rudnym soczewkom formacji górnej jury (Paradox, Colorado) w spągu często towarzyszą zielone chromowe piaskowce z drobnymi płatkami chromowego chlorytu (maripozit?).

§ 7. Geneza złóż typu „Red Beds”. Geneza tak różnorodnych złóż, mających jednak wiele wspólnych podstawowych cech, była przedmiotem kilku hipotez, do których można zaliczyć również ostatnią, rozwijaną przez Fischera.

1. Hipoteza hydrotermalna, podtrzymywana dla niektórych złóż w N. Meksyku (przeważnie miedzi) przez Gratona (1910), a częściowo dla wanadowych w Placerville przez Hessa (1933) i w Silver Reef przez Rolкера (1881) nie ma dowodów większego prawdopodobieństwa.

2. Hipoteza osadzenia kruszców przez cyrkulację wody meteorycznej była rozwijana przez Lindgrena³⁾. Według niego, grupa podobnych do siebie złóż kruszców miedzi, ołowiu, wanadu i uranu nie ma cech hydrotermalnych. Złoża mają charakter epigenetycznych, powstałych powszechnie w utworach lądowych i płytkich słonowatowodnych przez koncentrację wodą meteoryczną, wyługowującą drobne ilości metali rozproszonych w tych osadach. Butler⁴⁾ uważa, że złoża powstały przez działalność wody meteorycznej typu artezyjskiego, związanego z budową fałdową w Utah. Do złóż, opisanych wyżej i nie mających stosunku do tych form tektonicznej budowy, trudno zastosować taką hipotezę.

3. Koncentracja złóż w czasie sedymentacji kruszcowych pokładów. Pierwszy wypowiedział tę myśl J. S. Newberry, pionier (1861) badań fizjograficznych i geologicznych zachodnich Stanów Zjednoczonych, poprzednik Gilbert'a, Powell'a, Dutton'a, badacz złóż miedzi typu „Red Beds” i srebra „Silver Reef”⁵⁾. On przypuszczał, że złoża tego typu przedstawiają syngenetyczne koncentracje metali, opierając ten wniosek na powtórzeniu mineralizacji na pewnych strategicznych poziomach, na braku jakichkolwiek dowodów w związku z uskokami i na zjawiskach zastąpienia przez chlozyny tkanek roślinnych komórek, które nie uległy przedtem deformacji. Do tej opinii przyłączyli się niektórzy geolodzy w latach 1846, 1903, 1914, 1915, a ostatecznie Coffin 1921 i Burvell 1932.

Powszechnie jednak były przyjmowane poglądy Lindgrena i Butlera o epigenetycznej genezie tych złóż.

Fischer na podstawie bardzo dokładnych badań złóż (w ciągu trzech lat 1933, 1934, 1935) na miejscu i krytycznego zestawienia literatury przychodzi do wniosku, że złoża

³⁾ Lindgren, Graton a. Gardon. The ore deposits of New Mexico. U. S. G. S. Prof. Pap. 68, 1910.

Lindgren, Mineral deposits, 1933, strona 404.

⁴⁾ Butler, The ore deposits of Utah. U. S. G. S. Prof. Pap. 111, 1920.

⁵⁾ Newberry, The Silver Reef sandstones. Eng. a Min. Journ. vol. 31, 1881.

są raczej syngenetycznego typu, o ile idzie o koncentrację metali w czasie osadzenia utworów zawierających złoża. Natomiast minerały znajdujące w dzisiejszych złożach muszą być uznawane powszechnie za epigenetyczne. Ta myśl może tłumaczyć stały związek mineralizacji z określonymi poziomami stratygraficznymi, formę złóż w postaci soczewek bądź ograniczenie mineralizacji nawet do pojedynczych soczewek, jak również niezależność złóż od geologicznej budowy (uskoki), która mogłaby służyć drogami dla przepływających roztworów.

Podobne złoża są znane od Środkowej Europy do Stepów Kirgiskich na wschód od Uralu w utworach przeważnie wieku permskiego, triasowego, częściowo jurajskiego. — Nie ma żadnych przyczyn, aby podobne złoża nie mogły powtarzać się również w innych geologicznych okresach, w odpowiednich fizjograficznych i geologicznych warunkach. Źródła pierwotnych metali trzeba szukać, ma się rozumieć, w skałach głębinowych i złożach hydrotermalnych. W Stanach N. Mexiko, Texas, Oklahoma takie obszary możliwych starszych złóż mogły być na wyniesieniach permskich, które były elementami pozytywnymi w czasie nagromadzenia kruszonośnych osadów na przestrzeniach negatywnych tego czasu. Dla epok triasu i jury nieco trudniej odtworzyć bliskie obszary denudacji, z materiału których są złożone kruszonośne utwory; najbliższe z nich są oddalone od granic Utah i Colorado co najmniej na 100 mil. Dla sposobów koncentracji metali w osadach gromadzonych na elementach negatywnych mogą być dwie możliwości: a) niezwykła koncentracja metali dostarczana w materiałach okrucowych bądź w roztworach i b) geologiczne warunki sprzyjające takiej koncentracji przy przeciętnej zawartości metali, zwykłej dla roztworów naturalnych. Te zagadnienia pozostają do rozwiązania dotychczas nawet dla złóż osadowych rud żelaznych.

Nie ma dostatecznych dowodów, aby metale typu „red beds“ mogły być osadzone, jako materiał okrucowy wynoszony z innych pierwotnych złóż tych metali. Przeciwnie, wszystkie spostrzeżenia na tych złożach naprowadzają na myśl, że metale były strącone z roztworów w czasie nagromadzenia osadów lub wkrótce potem. Powstaje inne zagadnienie, jakie były czynniki strącenia?

Zwolennicy genezy syngenetycznej i epigenetycznej bez różnicy, widzą taki czynnik w redukującej reakcji zwęglonej substancji. Bastin⁶⁾ ustalił, że nie ma doświadczalnych dowodów możliwości takiej reakcji przy zwykłych temperaturach, chociaż nie jest wykluczone, że takie dowody będą znalezione. Dodaje on również, że możliwe jest uznanie tu wpływu przyczyn nie chemicznej natury, a fizycznej, jak również czynników biochemicznych działalności żywej materii, udowodnionej dla rud żelaznych, tak w osadach jeziornych i darniowych, jak i morskich. niektórych fosforytów, możliwe też rud manganowych.

Rola organizmów w koncentracji metali może być bezpośrednia i pośrednia. Wanad był stwierdzony w holoturiach i ascydiach, przypuszczalnie jako zbiornik tlenu w ich systemie naczyniowym. Miedź wchłania się przez niektóre inne organizmy dla takiegoż użytku. Stwierdzenie obecności miedzi i wanadu we krwi niektórych wyższych form organicznych daje również wiele do myślenia o roli niższych form życia, bakterii i innych drobnoustrojów w syngenetycznej koncentracji tych metali⁷⁾. Zjawiska te wychodzą jednak poza rozważania czystej geologii. Fischer zwraca uwagę, że wanad i jod nie mogą być odkryte w wodzie morskiej zwykłymi metalami chemicznymi; w holoturiach zawiera się wanadu 0,123% ich wagi po wysuszeniu przy 110° C, a jod był otrzymywany z pewnych morskich wodorostów.

Geologiczne dowody, według Fischera, naprowadzają na myśl, że metale były wprowadzone w czasie nagromadzenia osadów, zawierających złoża. Wszystkie przypuszczalne czynniki i same sposoby koncentracji metali w tych osadach pozostają jednak w dziedzinach hipotez. Nie jest oczywiste, aby metale były koncentrowane w złożach jako cząstki metaliczne; słusznie też można powątpiewać, aby stan dzisiejszej niezwykłej koncentracji tych metali był osiągnięty w samych roztworach w czasie powstania złóż w ich dzisiejszej postaci. Byłoby słusznym przypuszczać, że czynnik, lub nawet czynniki ostatecznej koncentracji w złożach metali z rozcieńczonych roztworów

⁶⁾ E.S. Bastin, The chalcocite a. native copper types of ore deposits, Econ. Geol. 28, 1933.

⁷⁾ A. D. Archangelsky, a. E. V. Rozkova. On the accumulation of copper in sedimentary rocks. Soc. Nat. Moscow, Bull. vol. 15, 1932.

brały znaczny udział w utworzeniu samych złóż w ich dzisiejszych formach. Jakiego to były czynniki — nie jest znane. Atoli znane jest, że niektóre organizmy teraźniejsze mają właściwości do koncentracji tych lub innych metali z roztworów bardzo rozcieńczonych. Możliwe, że niektóre organizmy, przypuszczalnie niskich form życia, o istnieniu których nie pozostały bezpośrednie geologiczne dowody, były dostatecznie dostosowane do koncentracji tychże metali w epokach dawno minionych. Formy mineralogiczne pierwotnych strąceń metali i ich koncentracji w złóżach nie są znane; możliwe, że metale były w stanie koloidalnym i ulegały absorpcji przez jakiś obecny tam materiał. Pierwsza zmiana kierunku prądów, pierwszy zalew ładu miały ten skutek, że materiał, obfitujący w metal i nagromadzony w poszczególnych nieckach mógł być wynoszony i powtórnie koncentrowany w warstwach, w których znajduje się do czasu teraźniejszego.

§ 8. Z.S.S.R. Rudy miedzi są rozpowszechnione w utworach systemu permskiego wzdłuż zachodniego podnóża Uralu („Przuralie“) od gub. Permskiej na północy do Orenburskiej na południu. Utwory permskie leżą na utworach, zaliczonych do przejściowych, czyli permokarbonu, które dzielą na piętra: dolne = łupki, piaskowce i zlepieńce, zawierające skamienieliны normalnie rozwinięte fauny bezkręgowców, w składzie której mają wielkie znaczenie ammonie (Gastrioceras, Medlicottia, Pronoritas i inne, piętro artińskie). Górne piętro jest złożone z wapieni, dolomitów i gipsów z dość obfitą fauną małżów i brachiopod, lecz zupełnie bez ammonie (piętro Kungurskie).

Na piętrze Kungurskim leży nieprzerywająca się seria permska o znacznej miąższości, którą ogólnie dzielą na 3 części:

część dolna P₁ — jej piętro dolne przedstawia (WP₁^a) czerwoną serię piaskowcowo-ilastą i piaskowcowo-marglistą (margle, gliny, piaskowce i wapienie) z biedną fauną form słonowatowodnych (Anthracosia, Naiadites, Estheria) i licznymi szczątkami roślinnymi (Calamites, Knorria); miejscami przewarstwiona jest wkładkami wapnistego piaskowca z Prod. Cancrini.

Piętro górne (P₁^b) złożone z piaskowców miedzionośnych i czerwono zabarwionych glin ze szczątkami roślin i ryb.

część środkowa P₂ — margle, piaskowce i wapienie z fauną cechsztynu; Prod. Cancrini, Stroph. horrescens i inne.

część górna PT — seria utworów słonowatowodnych z gipsem i solą, fauna — Anthracosia, Naiadites, a ku górze ze szczątkami roślinnymi form dolnego triasu.

Przekrój na strefie Przeduralskiej obejmuje pełny cykl sedymentacyjny, zaczynający się osadzeniem typowo morskich utworów permokarbonu (piętra artińskie i częściowo kungurskie), przechodzących przez utwory brzeżne z gipsem i solą (górną część piętra kungurskiego i P₁^a przez utwory płytkowodne piaskowcowe i ilaste P₁^b (i zakończone utworami lądowymi (PT); pewną przerwę w tym cyklu stanowią utwory cechsztynu (P₂). Nieco inaczej przedstawia się przekrój permu nawet na płycie lądowej środkowej i północnej Rosji, gdzie są rozwinięte przeważnie utwory morskie, nazywane piętrem kazańskim (P₂) występującymi bez żadnej przerwy na wapieniach górnego karbonu i pokrytymi w różnych miejscowościach przez warstwy przejściowe do triasu.

Utwory P₁^b często zestawiają z czerwonym spągowcem niemieckiego permu i nawet częściowo z łupkami miedzistymi obszaru Mannsfeldu, więc z dolnym cechsztynem.

Poziomy kruszczośne serii P₁^b są znane od gub. Permskiej, Wiatskiej, Samarskiej, Ufimskiej do najbardziej znanych kopalń Kargalińskich 40 km na północ od miasta Orenburg. Warstwy rudonośne występują na poziomach niejednakowych w każdej ze znanych miejscowości; są to zwykle ciemne pokłady szarego drobnoziarnistego marglistego piaskowca, przenikniętego drobnymi cząstkami zwęglonych szczątków roślinnych. Piaskowce są przewarstwione wkładkami zlepieńców i glin (naz. wap) barwy przeważnie czerwonej.

Mineralizacja przejawia się w postaci rozproszonych kruszców drobnych gruzełek, większych skupień w postaci gniazd, oraz wkładek i żyłek w szarych piaskowcach. Zwykle mineralizacja nie ma znacznej ciągłości w kierunku poziomym; takie poziomy często wyklinowują się, a grubość ich wynosi od 6 do 70 cm, rzadko więcej.

Miejscami poziomy występują grupami od 2 do 4, jedno nad drugim. Rzadko eksploatacja takich poziomów ciągnęła się dłużej od

trzech lat; jedynie na kopalniach Kargalińskich odbudowa ciągnęła się lat 30 i właściwie te pola nie są jeszcze wyczerpane ostatecznie. Głębokości, na których występują kruszczone pokłady, wahają się zwykle od 7 do 50 m; tylko na kopalniach Kargalińskich dolny poziom występuje na głębokości 75 m.

Pokłady kruszcowe na kopalniach Kargalińskich są podporządkowane utworom, które leżą wyżej od wapieni cechsztynu; zależy to raczej od niejednakowego powszechnie występowania cechsztynu rosyjskiego, a nie od większego wahania się w przekroju stratygraficznym piętra P_1^b . W kopalniach Kargalińskich występują dwa poziomy rudożone, przedzielone serią czerwonych i ciemnoszarych glin miąższości od 20 do 25 m.

Mineralizacja wyraża się w 10% siarczka mi-chalkozyn, chalkopiryt, płowe rudy (fazlerz) i piryty; te kruszce przeważają w miejscach obfitych w liczne zwęglone szczątki roślinne; zawartość miedzi dochodzi do 16%. W innych miejscach przeważają kruszce miedzi utlenione, jak zieleń miedziana, czerni, malachit, kupryt i ceglana ruda miedzi i miejscami dosyć znaczne skupienia miedzi rodzimej. Ogólnie kruszce utlenione stanowią około 90% wszystkich wydobywanych rud. W postaci ziemistego pigmentu, barwy żółto-zielonej był spotykany wanadowy minerał miedzi volborthyt ($CuCaBa$)³ · $VO^4(OH)^3$ · $6H^2O$.

Produkcja rud z utworów permskich, największa w okresie 1875—1878, wynosiła do 1.350.000 pudów surowca, z których wytopiano rocznie do 50.000 pudów, czyli mniej, niż 1000 t. Kopalnie Kargalińskie dawały jeszcze w 1907 r. około 975.210 pudów rud surowych z zawartością metali około 20.000 pudów, czyli przeciętnie około 20%. W Zagłębiu Donieckim, koło Bachmuta, znane są ubogie złoża rud miedzi podobne, lecz w piaskowcach i glinach w piętrze permokarbonu (kungurskim?).

Liczne złoża miedzi związane z czerwonymi piaskowcami i glinami na wschód od Uralu w Kazakstanie, wieku nie zupełnie określonego od permokarbonu do dewonu, były zaliczane przez dłuższy czas do typu złóż zachodniego Priuralia. Nowsze badania od roku 1922 pokazały, że kwarcyty, w które w wielu przypadkach przetworzone są piaskowce, są wtórne, a rozproszone w nich rudy są epigenetyczne typu rud „porfirowych“, daja-

cych znaczne „blankiety“ rud wzbogaconych.

Złoża osadowe „typu red s beds“ znane są wśród licznych złóż miedzi na północnych grzbietach Azji Mniejszej (pasma Pontyckie); największe z takich złóż, „Hendek“ było rozbudowane prawdopodobnie w czasach przedhistorycznych (Hetyci?), powtórnie było odbudowywane w czasach greckich, a haldy bogatych w miedź żużli były przedmiotem eksploatacji w nowożytnych czasach tureckich. Złoże Hendek zmienia się morfologicznie od rozproszenia siareczków miedzi do masywnych zbitych mas pirytów, zawierających chalkopiryt, występujących w czerwonych piaskowcach i łupkach. Złoża tego typu znane są w Indiach, Chinach, Japonii i powszechnie były prawdopodobnie pierwszym źródłem otrzymania miedzi w tych krajach.

Do typu „red beds“ można zaliczyć prawdopodobnie złoże Naukat w Terganie (Tadzikistan) na brzegu rzeki Syrdarii. Złoże występuje w serii różnobarwnych margli i piaskowców z gipsem; piaskowce są kwarcowe na lepiszczu wapiennym. Seria zalicza się przypuszczalnie do trzeciorzędu. W czystych piaskowcach kwarcowych na jednym z poziomów stratygraficznych znajdują się poniżej poziomu wody gruntowej drobne i większe gruzelki miedzi rodzimej; ślady takiego rozproszenia miedzi były stwierdzone w piaskowcach na długości do 18 km; piaskowce są tylko wkładkami, miejscami grubości do 7—8 m, a zwykle cienkie wśród margli. Rozmieszczenie miedzi jest nierównomierne i przeciętnie wynosi 0,26%, a w partiach bogatych dochodzi do 1,88%.

Uskoki przecinają serię po czasie mineralizacji; szczeliny uskokowe i przesunięć są zwykle zapełnione tylko skupieniami kryształów gipsu. Wyżej poziomu wody gruntowej mineralizacja objawia się tylko w tlenkach miedzi — zieleni i kuprytu. Miedź rodzima nie może być wytłumaczona odtlenieniem roztworów infiltrujących z góry, bo piaskowce nie zawierają żadnych substancji redukujących, ani szczątków roślinnych, ani węglowodorów. Miedź rodzima może być raczej osadem z roztworów koloidalnych, utrwalo-nych przez koloid krzemionki i dostarczanych w czasie sedymentacji piaskowców. Miedź jest po części lepiszczem ziaren kwarcu, które mają miejscami ślady korrozji. Na-

leżałoby przeprowadzić rozróżnienie ziaren kwarcu o charakterze detrytycznym i ziaren kwarcu, jako metakoloidów; ślady korrozji

mogą być raczej tylko na kwarcach metakoloidalnych. Od r. 1909 złoże jest zaniechane i ponownych badań nie było(?).

Inż. Zdzisław WARCZEWSKI
C. Z. P. H.

Hutnictwo Stanów Zjednoczonych w czasie ostatniej wojny światowej.

I. Zarys historyczny.

Gdy dnia 7 grudnia 1941 r. Japończycy przeprowadzili swój podstępny atak na flotę Stanów Zjednoczonych w Pearl Harbour, Hutnictwo Stanów Zjednoczonych było lepiej przygotowane do zaspokojenia potrzeb wojennych kraju, niż to miało miejsce w czasach pierwszej wojny światowej. Jeżeli bowiem w 1917 roku, u szczytu ówczesnej wojennej wytwórczości, Stany Zjednoczone wyprodukowały 45,7 mil. t stali, to na 1 stycznia 1940 roku zdolność wytwórcza hutnictwa amerykańskiego wynosiła już 74 mil. t stali/rok. Ze względu na naprężone stosunki polityczne oraz w przewidywaniu dalszego wzrostu zbytu na żelazo i stal, hutnictwo to przeprowadziło tuż przed wojną, w latach 1930 — 1939, kosztem jednego miliarda dolarów, poważną modernizację i rozbudowę istniejących hut (nawiasem tylko zaznaczam, iż w okresie tym została postawiona pierwsza na świecie walcownia ciągła taśm).

Dla lepszego uwypuklenia wielkości powyższych liczb warto zaznaczyć, że tak zwane Wielkie Niemcy w roku 1943, roku swej największej ekspansji, wytworzyły wspólnie z podbitymi państwami kontynentu europejskiego 30,5 mil. t stali i 24,2 mil. t surówki. Następne z kolei państwo, posiadające wielkie hutnictwo, a mianowicie ZSRR., w najlepszym okresie swej wytwórczości, a mianowicie w roku 1940, wyprodukowało 19,8 mil. t stali i 15,5 mil. t surówki.

Hutnictwo Stanów Zjednoczonych nie przestało na tej olbrzymiej zdolności wytwórczej, jaką posiadało na 1 stycznia 1940 roku, lecz jeszcze przed oficjalnym przystąpieniem do wojny w dalszym ciągu przygotowywało się na wszelką ewentualność. Nic dziwnego, że również i rząd Stanów Zjednoczonych, licząc się z nieuniknioną

wojną, kładł wielki nacisk na przygotowanie odpowiednich ilości żelaza i stali. Tak więc już w czerwcu 1940 roku Rada Narodowej Obrony St. Zjednoczonych (Council for National Defense) wprowadza u siebie specjalny komitet żelaza i stali. W celu zachęcenia przemysłu hutniczego do inwestycji i modernizacji Kongres zatwierdza w listopadzie 1940 roku 5-letnią amortyzację wszelkich nowych instalacji, budowanych na hutach na potrzeby obrony państwa.

W styczniu 1941 roku powstaje w Stanach Zjednoczonych specjalny Urząd Kierowania Wytwórczością (Office of Production Management, w skrócie zwany O.P.M.), — który natychmiast powołuje specjalny komitet dla racjonalnej gospodarki żelazem i stalą, i wprowadza nieuniknione restrykcje konsumpcyjne na odcinku cywilnym. W międzyczasie najpoważniejsi fachowcy amerykańscy — z inżynierem Gano Dunn na czele — na życzenie prezydenta Roosevelta przeprowadzają szereg szczegółowych obliczeń, aby określić z możliwie dużą dokładnością zapotrzebowanie żelaza i stali na wypadek wojny. Obliczenia te miały na celu ustalenie dalszego programu rozbudowy starych oraz budowy nowych hut pod kątem widzenia potrzeb wojny. Były one tym trudniejsze, iż od początku stało się rzeczą oczywistą, że właśnie Stany Zjednoczone będą arsenałem i głównym dostawcą Narodów Zjednoczonych w ich walce z państwami osi. Podpisana w dniu 11 marca 1941 r., przez prezydenta Roosevelta uchwała o lend and lease stwarzała już formalne podstawy dla zaopatrywania sojuszników we wszelkiego rodzaju sprzęt.

W wyniku wszystkich tych rozważań i obliczeń, pod naciskiem i przy poparciu finansowym rządu Stanów Zjednoczonych (po przez specjalne towarzystwo Defense Plant

Corp.), hutnictwo amerykańskie rozbudowało w okresie wojennym 1940 — 1944 istniejące zakłady i stworzyło nowe (np. w Fontana, California, i w Geneva, Utah), dzięki czemu kosztem 2,214 mrd. dolarów jego zdolność wytwórcza wzrosła o dalsze:

10,5 mil. t/rok — w dziedz. wielkich pieców
9,5 mil. t/rok — w dziedz. piec. martinow.
3,24 mil. t/rok — w dziedz. pieców elektr.

W ten sposób na dzień 1 stycznia 1945 r. 400 hut amerykańskich miało do swej dyspozycji następujący potencjał produkcyjny:

1. 16 182 piece koksowniane (w czym 29% starych pieców ulowych) o zdolności wytwórczej 58,3 mil. t/rok (w czym tylko 6% przypada na piece ulowe);

2. 243 wielkie piece o zdolności wytwórczej 61,0 mil. t/rok;

3. Stalownie o ogólnej zdolności wytwórczej 86,6 mil. t/rok, obejmujące:

a) 990 pieców martinowskich o zdolności wytwórczej 76,31 mil. t/rok;

b) 41 konwerterów Bessemera o zdolności wytwórczej 5,33 mil. t/rok;

c) 259 pieców elektrycznych o zdolności wytwórczej 4,95 mil. t/rok;

d) 3 piece tyglowe o zdolności wytwórczej 0,003 mil. t/rok.

4. Ogromną ilość wszelkiego rodzaju walcownicy, zwłaszcza w dziedzinie żelaza prętowego, blach i taśm, kształtowników i walcówki, o ogólnej zdolności wytwórczej 63,1 mil. t/rok.

Mając na oku stabilizację życia ekonomicznego w czasie wojny, OPM. wprowadza w dniu 17 kwietnia 1941 roku ceny maksymalne na żelazo i stal.

Po wybuchu wojny, w styczniu 1942 roku na miejsce OPM powstaje specjalne biuro wytwórczości wojennej (War Production Board, w skrócie zwany WPB.) i zarządza od razu ostre racjonowanie żelaza i stali zgodnie z opracowanym planem przydziałów. — Pod naciskiem niepowodzeń wojennych specjalna Wojenna Komisja Pracy (War Manpower Commission) dopiero z dniem 1 lipca 1943 roku wprowadziła 48-godzinny tydzień pracy zamiast obowiązującego od szeregu lat 40-godzinnego tygodnia.

W kierowaniu wytwórczością hutnictwa, rozwiązywaniu specjalnych zagadnień wojсковych, ustalaniu norm, cen i innych warunków pracy, jako przedstawiciel i rzecznik spraw hutnictwa Stanów Zjednoczonych wy-

sunął się w okresie wojny American Iron and Steel Institute w New York'u. Instytut ten, założony w 1908 roku, miał na początku swej działalności zadania czysto ekonomicznej natury, polegające w pierwszym rzędzie na stworzeniu pewnego ogólnie obowiązującego układu ustabilizowanych cen w hutnictwie amerykańskim oraz na obronie wielkich koncernów hutniczych z ich dążnościami koncentracyjnymi, stojącymi niejednokrotnie w sprzeczności z ustawodawstwem amerykańskim.

Pomimo zachowania gospodarki prywatnej koncerny zostały dopiero w toku ostatniej wojny światowej zmuszone do ściślejszej współpracy technicznej. Podobnie, jak to miało miejsce w hutnictwie niemieckim po pierwszej wojnie światowej, American Iron and Steel Institute utworzył wreszcie w ramach swej organizacji odpowiedni szkielet techniczny, rozpatrujący wspólnie przez przedstawicieli wszystkich koncernów hutniczych sprawy techniczne całego hutnictwa. W ten sposób obok biura dyrektorów z jego komitetem wykonawczym (Executive Committee), oprócz 3 sekcji ogólnych i 4 sekcji czysto administracyjnych, instytut amerykański posiada dzisiaj 17 sekcji technicznych, dzielących się z kolei na 30 podsekcji. Współpraca hutnictwa pod egidą amerykańskiego instytutu była tak owocna, że w sierpniu 1944 roku amerykański instytut żelaza i stali w uznaniu swych zasług otrzymał najwyższe wojskowe odznaczenie.

W związku z kapitulacją Niemiec, począwszy od maja 1945 roku (V-E-Day) następuje w Ameryce stopniowe łagodzenie i znieszenie restrykcji w dziedzinie wytwórczości i zbytu wytworów hutnictwa; huty przestają się na produkcję pokojową wraz z całym przemysłem Stanów Zjednoczonych.

Opierając się na powyższym ogólnym szkieletu historycznym rozwoju hutnictwa amerykańskiego w czasie ostatniej wojny, należy pamiętać, że — jakkolwiek silnie rozbudowane — nie było ono jednakże absolutnie przygotowane do tych zagadnień, które narzucała totalna wojna. Tak więc hutnictwo to musiało dopiero się nauczyć:

1. jak masowo wytwarzać broń, amunicję i środki transportowe nie tylko dla siebie, lecz i dla sprzymierzeńców;

2. jak rozbudować działy wytwórczości, aby sprostać nowym potrzebom, obejmują-

oym olbrzymie ilości samolotów, czołgów, okrętów i t. d.,

3. jak przytem przewyżać braki pewnych surowców i materiałów pomocniczych, wywołane przez okupację i blokadę morską ze strony państw osi;

4. jak prowadzić gospodarke ludzką, aby zwiększyć wytwórczość pomimo wcielenia młodych roczników do wojska.

Zagadnienia te były o tyle trudne, iż na początku wojny nikt właściwie nie umiał jeszcze sprecyzować ilościowo tych pilnych i wielkich potrzeb, jakie będzie stawiała wojna. Trudności leżały niejednokrotnie nie tyle w tym, że poszczególne wydziały hutnicze nie miały dostatecznej wytwórczości globalnej, ile w tym, iż ten lub inny rodzaj wytworu nagle zostawał wysunięty na plan pierwszy i to w takich ilościach, które wielokrotnie odbiegały od najwyższych rekordów przedwojennych.

II. Osiągnięcia faktyczne.

Przypatrzmy się, jak hutnictwo amerykańskie wykorzystało swe zdolności wytwórcze w czasie wojny.

W tablicy I, opartej na oficjalnych danych American Iron and Steel Institute oraz na artykułach znanego tygodnika „Iron Age”, podano w milionach ton główne liczby wytwórczości hut amerykańskich za okres 1940 do 1945.

Imponujące zestawienie osiągniętej faktycznie wytwórczości wskazuje, że zdolność produkcyjna hut — zwłaszcza w przełomowych latach 1942—1944 — była wyzyskana do ostatecznych granic i przekraczała niejednokrotnie 95% teoretycznych możliwości.

Zaznaczyć wypada, że na koksowniach hutniczych znajduje się jeszcze pewna ilość starych pieców ulowych, nie wykorzystujących racjonalnie produktów ubocznych koksowania, lecz dających pierwszorzędną koks. Oczywiście piece te są na wymarcu i nie ulega wątpliwości, że tylko konieczności wojenne przedłużyły ich żywot. W wytwórczości stali surowej podnieść należy dominujący udział procesu martinowskiego w Stanach Zjednoczonych. Olbrzymie ilości krajowego żelastwa kupnego sprawiły, że stal bessemerowska stanowi obecnie okrągło tylko 6% ogólnej wytwórczości stali.

Podkreślić natomiast wypada stale rosnący udział stali elektrycznej, która z 3,5%

wzrosła do 5,2% ogólnej wytwórczości stali. Wreszcie w olbrzymiej ilości wytworów walcowanych należy zwrócić uwagę na stale rosący udział blach grubych i cienkich (zwłaszcza w postaci taśm), dochodzący ogółem do 50% całej wytwórczości walcowni.

Mając na uwadze powyższe liczby wytwórczości, rozpatrzmy z kolei gospodarke ludzką na hutach amerykańskich.

Ciekawe zestawienie głównych danych w tej dziedzinie podaje tablica 2. Jak widać, ilość pracowników, płatnych na dniówkę, zaczęła spadać od połowy 1942 roku w związku z zaciąganiem do wojska. Podkreślić wypada, że w ostatnich latach wojny, mając tylko 8,5 razy tyle robotników, co obecnie hutnictwo polskie, Amerykanie wytworzyli okrągło 80 razy tyle wytworów, przyczem uwzględniając należy znacznie bardziej posunięty stopień dalszej przeróbki walcowni amerykańskich oraz krótszy normalny czas pracy pracowników fizycznych. Oczywiście ta olbrzymia dysproporcja tłumaczy się w pierwszym rzędzie wspaniałymi urządzeniami produkcyjnymi hut amerykańskich, dzięki czemu wydajność robotnika na jednostkę czasu wydatnie wzrasta. Dalsze ciekawe porównania nasuwają się w stosunku do ilości pracowników, płatnych miesięcznie. W Stanach Zjednoczonych ta grupa pracowników hutniczych stanowi 12,5—16,8% ilości pracowników płatnych na dniówkę, podczas gdy u nas ilość urzędników wynosi poniżej 11%. Średni czas pracy w hutach amerykańskich dopiero w roku 1943 przekroczył 40-godzin normalnego tygodnia pracy.

Wreszcie trzeba zaznaczyć stały wzrost średniego zarobku wszystkich pracowników hutnictwa, który z 91,5 centów na godzinę w 1940 roku wzrósł do 126,1 centów na godzinę, a więc o 38%, w roku 1944.

Pamiętać należy, że huty amerykańskie stanowią tylko część wielkich koncernów przemysłowych. Koncerny te, a zwłaszcza większe z nich, posiadają własne kopalnie węgla, kopalnie rudy, kamieniołomy topników, własne koleje, własną flotę transportową oraz daleko posunięty przerób wyrobów hutniczych. Oddziały dalszej przeróbki obok tak nieskomplikowanych fabryk, jak fabryka wyrobów z drutu lub wyrobów blaszanych, obejmują niejednokrotnie doki okrętowe, fabryki maszyn i t. d.

Chcąc dać wyobrażenie o gospodarce finansowej i ludzkiej tych koncernów, podano w tablicy 3 główne liczby charakterystyczne. Przy kapitale zakładowym, dochodzącym do 4,5 miliardów dolarów, czysty dochód koncernów — po potrąceniu amortyzacji i procentów — wykazywał w okresie wojny stałą tendencję spadkową, osiągając w 1944 roku 4%.

Kilkusetmilionowe kwoty podatków państwowych i stanowych oraz ogólna ilość pracowników, przekraczających 950 000 w 1943 roku, wskazują na gigantyczne rozmiary koncernów. Średnie ilości przepracowanych godzin i średni zarobek wszystkich pracowników pokrywa się z odpowiednimi danymi samego hutnictwa, które stanowi rdzeń tych przedsiębiorstw.

Przy osiąganiu tych rekordów wytwórczości hutniczej przemysł amerykański, jak łąstwo pojąć, musiał niejednokrotnie przezwyciężać wielkie trudności. Tak więc, ażeby sprostać zapotrzebowaniom ilościowym surowców dla wielkich pieców, trzeba było na przykład osiągnąć niezwykle wyniki przy wydobywaniu i dostawie krajowych rud żelaznych. Kopalnie rud krajowych, których gros znajduje się w okolicach Jeziora Górnego, dostarczyły w ciągu najbardziej gorączkowych lat 1941—1943 okrągło 270 mil. t rudy. W tym celu ulepszono przede wszystkim mechanizację urządzeń kopalnianych i transportowych, wprowadzając między innymi olbrzymie taśmy transportowe na 1 000 t/godz. oraz ciężarówki 15- i 25-tonowe. Pomimo iż ilość zatrudnionych ludzi — ze względu na konieczności wojenne — spadła, średni wiek pozostałych pracowników wzrósł, a nawet częściowo trzeba było zatrudnić kobiety. Zrzeszenie Kopalń Rud wykorzystało wszelkie rezerwy odkrywkowe i osiągnęło ten imponujący rekord w wydobywaniu rudy. Oczywiście samo wydobywanie nie byłoby wystarczające, gdyby olbrzymie floty transportowe na jeziorach — pomimo przymusowej kilkumiesięcznej przerwy zimowej — nie zdołały przywieźć odpowiednich ilości rudy do poszczególnych punktów wyładunkowych hut.

Podkreślić wypada, że w dziedzinie żelastwa, sytuacja na hutach amerykańskich była przejściowo bardziej krytyczna. Żelastwo kupne w hutnictwie Stanów Zjednoczonych stanowi okrągło 40% ogólnego zużycia żelastwa przez huty. Przy olbrzymich liczbach

wytwórczości, uwidocznionych na tablicy 1, nawet przy przekraczającym 55% zużyciu surowki potrzebne ilości żelastwa osiągały w stalowniach, bezwzględnie biorąc, rekordową wysokość. Po zużyciu w 1941 roku 41,4 mil. t żelastwa w pierwszych miesiącach 1942 roku nastąpił katastrofalny spadek zapasów tego tworzywa na wszystkich hutach do śmiesznej na stosunki amerykańskie ogólnej wysokości 1,6 mil. ton. W konsekwencji powstały nawet przejściowe postoje pieców martinowskich na poszczególnych hutach. Sytuację uratowała olbrzymia kampania żelastwowa, zmontowana przez rząd i przez hutnictwo. Chodziło o to, aby zmobilizować te wszystkie rezerwy w żelastwie, jakie znajdowały się w dużych ilościach w tak uprzemysłowionym kraju, jakim są Stany Zjednoczone. Sama reklama prasowa tej kampanii żelastwowej kosztowała 1,8 mil. dolarów. Dzięki wydatnej współpracy wszystkich zainteresowanych organizacji kryzys zażegnano i pomimo zużycia przeszło 42 mil. t złomu w roku 1942 zapas złomu na hutach amerykańskich na 1 stycznia 1943 roku wzrósł do 3,47 mil. t. Dla uzupełnienia obrazu zażegnany wypada, iż w 1945 roku przeprowadzono jeszcze jedną zbiórkę żelastwa w Stanach Zjednoczonych.

Jak już wyżej nadmieniono, ciężkim zagadnieniem dla hut amerykańskich było nie tylko osiągnięcie ilościowych globalnych rekordów, ale i dostosowanie indywidualne składu wytwórczości hut do zapotrzebowań wojennych. Jeżeli w latach 1940—1942 rozkręcenie przemysłu zbrojeniowego i wszystkich przemysłów pomocniczych z ich olbrzymią ilością nowych fabryk i instalacji wymagało przede wszystkim wielkich ilości kształtowników i żelaza betonowego, to w roku 1943 w związku z przejściem aliantów do ofensywy na wszystkich frontach sytuacja ulega zasadniczej zmianie. Wystarczy zaznaczyć, że w roku tym zgodnie z dyspozycjami Biura Wytwórczości Wojennej (WPB.), wytwory hutnictwa wagowo przeznaczone były w 19,1% na budowę okrętów, w 12,5% na działa i czołgi, w 7,3% na samochody i samoloty. Decydujące dla dalszego prowadzenia wojny zagadnienie transportowe wymagało olbrzymiej ilości okrętów. Poza transportem w grę wchodziły przygotowania inwazyjne, wymagające wielkiej ilości dalszych jednostek okrętowych. W związku z

powyższą sytuacją powstało nagle zapotrzebowanie na blachy grube takiego rzędu, który groził załamaniem się całego planu wojennego na najbliższy okres czasu i przedłużeniem wojny o dalszy rok lub dwa.

Budowa nowych hut w rodzaju huty w Fontana, California, i w Geneva, Utah, miała właśnie na celu zwiększenie wytwórczości blach grubych, których średnio na jeden tyłko okręt typu Liberty potrzeba było aż 2 250 ton. Jednakże wobec zapotrzebowań stoczni okrętowych i pozostałego przemysłu zbrojeniowego wszystkie dotychczas rozporządzalne ilości blach były niedostateczne. Budowa dalszych nowych walcowni nawet w stosunkach amerykańskich wymagałaby przynajmniej roku. W tych warunkach genialnym pod względem prostoty i szybkości okazało się wykorzystanie istniejących wspaniałych walcowni gorących taśm do produkcji blach grubych. W tym celu należało stworzyć uzupełniające dodatkowe drogi walcowania na tych walcowniach, oraz dostosować nośność i rodzaj urządzeń transportowych i pomocniczych do znacznie cięższych blach grubych. Wyniki prostych inwestycji były imponujące. Jeśli jeszcze w listopadzie 1941 roku huty amerykańskie wywalcowały ogółem tylko 438 000 t blach grubych, to w roku 1943 Stany Zjednoczone wyprodukowały rekordową ilość 11,9 mil t tego wytworu, z czego 6,96 mil. t wywalcowano na odpowiednio zmodyfikowanych walcowniach taśm na gorąco.

Przemysł zbrojeniowy, i przemysły pomocnicze postawiły przed hutnictwem amerykańskim niemniej olbrzymie zadanie w dziedzinie stali stopowej. Można śmiało twierdzić, że druga wojna światowa była w dużej mierze wojną stali stopowych, bez których nie można wytwarzać nowoczesnych armat, czołgów, samochodów, pancerzy, pocisków, obrabiarek itp. W wyniku planowej akcji hutnictwa Stanów Zjednoczonych wytwórczość roczna stali stopowych wzrosła z 2,91 mil. t w 1939 roku do 12,05 mil. t w 1943 roku, tj. przeszło 4 razy. W tym celu, jak już o tym była wyżej mowa, dzięki odpowiednim inwestycjom zwiększono zdolność wytwórczą pieców elektrycznych na stalowniach z 1,71 mil. t w 1940 roku do 4,95 mil. t w 1944 roku. Podkreślić jednakże wypada, że lwia część stali stopowych wykonały huty amerykańskie w piecach martinowskich, których praca została tak dalece usprawniona, że mo-

gły sprostać najwyższym wymaganiom jakościowym.

Trzeba zaznaczyć, że Stany Zjednoczone posiadają w kraju dostateczne ilości tylko molibdenu i wanadu; należało więc oszczędnie gospodarzyć zapasami innych składników stopowych w okresie wojny oraz stworzyć stałe zastępcze o odpowiednio wysokiej jakości. W komisjach technicznych American Iron and Steel Institute opracowano wielką ilość zastępczych stali stopowych (National Emergency Steels), których zasadą było obniżenie zawartości szeregu składników przez wprowadzenie stali wielostopowych.

Dla przykładu można podać historię stali na pociski do przebijania pancerzy. O ile początkowo stałe te zawierały około 6% wольfram, to później zastąpiono je absolutnie nieustępującymi pod względem skuteczności działania stalami Ni—Cr—Mo oraz stalami Mn—Mo.

Ważnym uzupełnieniem w gospodarce stalami stopowymi było wprowadzenie racjonalnej gospodarki złomem stopowym w celu zmniejszenia zapotrzebowania na ferrostopy.

Wspaniały wynik miały do zanotowania i zakłady przetwórcze koncernów hutniczych. W dokach jednego z tych koncernów osiągnięto w 1943 roku wytwórczość jednego okrętu dziennie; w innych warsztatach przetwórczych wykonywano masowo bomby, pociski, części samochodowe, części samolotów, części armat, baraki itd.

Z zadań powyższych musiało się wywiązać hutnictwo amerykańskie, zmniejszając ilość fachowych pracowników ze względu na pobór młodszych sił do wojska. Pomimo iż do połowy 1942 roku hutnictwo oddało do wojska ogółem 165 000 ludzi, odpowiadających okrągło 11 pełnym dywizjom, jak widać z podanych liczb, wytwórczość nie tylko nie spadła, lecz wzrastała zgodnie z wymaganiami Biura Wytwórczości Wojennej. W tym celu hutnictwo wprowadziło intensywne szkolenie nowych pracowników we wszystkich działach swej wytwórczości. Jednocześnie obniżono wymagania co do stanu fizycznego i podwyższono z konieczności wiek nowych pracowników oraz zatrudniono kobiety w tych wszystkich działach, w których to było możliwe.

Tablica 1.
Wytórczość hut amerykańskich.
(w milionach ton)

Wytwory	1940	1941	1942	1943	1944	1945	U w a g i
K o k s				48,2	51,5		W tem udział pieców wlo- wych jeszcze 5,5 do 4,2%
Surówka (wraz z fer- rostopami)	47,0	50,8	54,5	56,1	56,8	48,2*)	W tem udział surówki mar- tenowskiej - 70 do 73% odlewniczej - 4,9 do 3,3%
Stal surowa (wraz z odlewami stal)	67,0	75,1	78,8	80,5	81,3	72,5*)	W tem udział stali b-sseme- rowskiej - 6,7 do 5,6% elektrycznej - 3,5 do 5,0%
Wytwory walc. na gorąco	48,7	56,5	56,6	57,4	59,7	50,8*)	W tem udział blach grubych - 10 do 27%, b. cienkich i taśm - 32,8 do 22,0%

*) Liczby prowizoryczne.

Tablica 2.
Gospodarka ludzka na hutach amerykańskich.

	1940	1941	1942	1943	1944	U w a g i
Ilość pracowników płatnych na dniówkę	485 200	562 800	567 900	540 300	488 900	Spadek od połowy 1942 roku.
Ilość pracowników płatnych miesięcznie	61 600	70 200	79 300	85 400	82 300	W stosunku do pracowników dniówkowych pracow. płatni miesięcznie stanowią 12,5 do 16,8%
Ogólna ilość pracowników	546 800	633 000	647 200	625 700	571 200	Spadek od połowy 1942 roku
Średnia ilość godzin prze- pracowanych na tydzień	36,7	38,8	39,2	42,8	46,3	Normalny tydzień pracy ma 40 godzin
Średni zarobek w cts/godz.	91,5	101,6	111,0	118,1	126,1	

Tablica 3.
Gospodarka pieniężna koncernów.

	1940	1941	1942	1943	1944	U w a g i
Kapitał zakładowy w mil. dolarów	4 266	4 405	4 494	4 503	4 472	
Czysty dochód w mil. dol. w % kapitału zakł.	281,2 6,6	327,3 7,4	221,2 4,9	200,8 4,4	178,3 4,0	Po potrąceniu amortyzacji i procentów
Podatki państwowe i stano- we w mil. dol.	225,3	590,9	776,1	617,1	465,0	
Ogólna ilość pracowników	719 902	868 351	937 968	958 284	869 493	
Ogólne zarobki pracowni- ków w mil. dol.	1 180,4	1 679,1	2 176,1	2 653,5	2 641,0	
Średnia ilość godzin, prze- prac. na tydzień	36,7	38,8	39,2	42,8	46,3	Normalny tydzień pracy ma 40 godzin
Średni zarobek w cts, godz.	91,5	101,6	111,0	118,1	126,1	

III. Wnioski.

Reasumując powyższy szkic działalności hutnictwa Stanów Zjednoczonych w czasie ostatniej wojny światowej, wypada obiektywnie podkreślić jego gigantyczne osiągnięcia we wszystkich dziedzinach wytwórczości. Należy stwierdzić, że spełniło ono w sposób imponujący swoje zadanie w czasie wojny i przyczyniło się waleń do jej skrócenia. Oczywiście huty amerykańskie miały do dyspozycji nieograniczone i nieuszczuplone wojną możliwości przemysłowe Stanów Zjednoczonych. Dlatego też — w przeciwieństwie do wyniszczonej i zbiedzonej przez wojnę Europy — hutnictwo Stanów Zjednoczonych dzięki potężnej rozbudowie i modernizacji w ciągu ostatnich lat rozpoczyna nowy, za-

powiadający się wspaniale, okres pracy pokojowej. Dysponuje ono przy tym nie tylko olbrzymimi bogactwami naturalnymi swego kraju, ale również i olbrzymimi osiągnięciami i doświadczeniami technicznymi z okresu wojny.

Uważam, że polskie hutnictwo w okresie przełomowym swego rozwoju powinno skorzystać z doświadczeń amerykańskich i, nie kusząc się bynajmniej o jakieś nierozsądne kopiowanie tamtejszych wzorów, winno przeniść na nasz teren te najnowsze zdobycze hutnictwa, które odpowiadają naszym możliwościom technicznym oraz planowanemu rozwojowi życia gospodarczego naszego kraju.

Inż. Stanisław HOLEWIŃSKI
C. Z. P. H.

Hutnictwo żelazne Anglii i Stanów Zjedn. A. P.

(ciąg dalszy)

STANY ZJEDNOCZONE A. P.

Olbrzymi rozwój hutnictwa żelaznego w Stanach Zjednoczonych A. P. jest wynikiem 3 szczęśliwych okoliczności: 1. wybitnej energii, zdolności organizacyjnych, ducha przedsiębiorczości, polotu i pracowitości obywateli Stanów Zjednoczonych; 2. wyjątkowej zasobności złóż rud żelaznych nad Górnym Jeziorem i w Stanie Alabama; 3. prawie niewyczerpalnych zasobów węgla kamiennego.

Na schyłku ubiegłego wieku, od chwili kiedy produkcja stali Stanów Zjednoczonych osiągnęła 10 milj. ton rozpoczął się szybki rozwój hutnictwa żelaznego, w związku z zapoczątkowanym olbrzymim rozwojem przemysłu przetwórczego. Obecny potencjał przemysłu żelaznego Stanów Zjednoczonych¹⁾ dobrze charakteryzują następujące liczby (łącznie z wytwórczością kotłów, lecz bez wytwórni maszyn i środków pociagowych):

Rok	Ilość zakładów	Ilość pracowników	Wartość produkcji (milj. dolarów) ²⁾
1925	6.528	892.037	6.621
1929	7.222	920.882	7.342
1933	7.055	655.536	2.769
1935	8.105	879.089	4.589
1937	8.345	1.166.287	7.480

¹⁾ U.S. Census of Manufacturers.

²⁾ Statistical Abstract of the United States.

Należy zauważyć, że liczba pracowników przemysłu żelaznego Stanów Zjednoczonych stanowi 8—12% ogółu pracowników przemysłowych, a jeśli uwzględnimy przemysł maszynowy, to udział ten wzrośnie do 20—24%.

Geograficzne rozmieszczenie grup przemysłowych.

1. Na wybrzeżu Oceanu Atlantyckiego między Massachusetts z wielkim portem oceanicznym Boston na północy, oraz Maryland z ważnym miastem przemysłowym Baltimore oraz daleko sięgającą w ład zatoką Chesapeake na południu, znajdują się 2 okręgi żelazne: w północnej części doliny rzecznej Lehigh, Schuylkill i Susquehanna-Lebanon, jak również New Jersey, na południu okręgu Maryland. Znajdujące się na tym obszarze wielkie piece posiadały początkowo wystarczającą bazę rudną i znaczne ilości węgla kamiennego.

Te naturalne zasoby straciły na wartości z chwilą przejścia wielkich pieców na opał koksowy i wsad rud pochodzących z nad Jeziora Górnego. Był to okres przesunięcia punktu ciężkości hutnictwa żelaznego bliżej do nowo odkrytych złóż rud żelaznych częściowo w okolice Chicago, częściowo w okolice Pittsburgha (Pennsylvania) w sąsiedztwie pensylwańskiego zagłębia węglowego. W ciągu tego czasu zaszła pomyślna zmiana dla

przemysłu żelaznego brzegu Atlantyku wskutek potaniaenia koksu w związku z uzyskiem ubocznych produktów koksozni oraz tani dowóz rud zagranicznych. Na rozwój hut atlantyckich wpłynęły tak potężne rynki zbytu jak New York (miasto), Philadelphia, Boston, Baltimore itd.

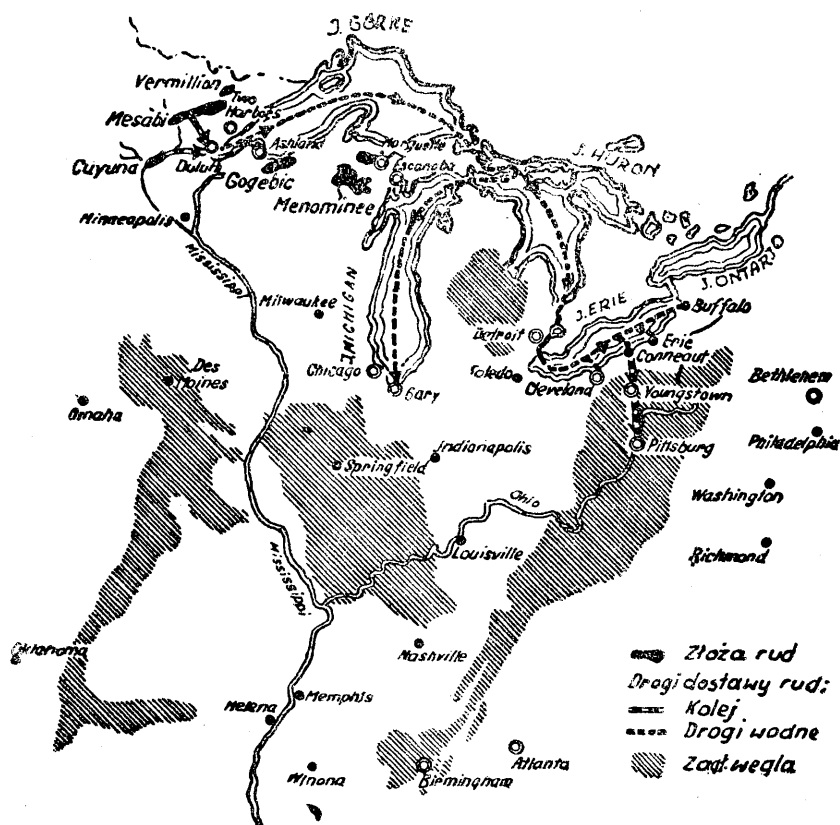
2. Spośród licznych ośrodków hutnictwa żelaznego Pennsylvania w pierwszej linii wysuwa się Pittsburgh (Hrabstwo Allegheny) nast. Mac Keesport, Dusquesne, Homestead i Braddock; następnie dolina Shenango i Juniata oraz pozost. Pennsylvania zachodnia.

W graniczącym od zachodu Pensylwanii stanie Ohio na czele stoją zakłady hutnicze

wnych miast przemysłowych środkowego zachodu (Chicago, Detroit, Cleveland).

3. Na parę lat przed wybuchem pierwszej wojny światowej zaczęły powstawać zakłady hutnicze w okolicy wielkich jezior, których rozbudowa osiągnęła po 20 latach poziom hut Pittsburghu. Ciągają się one grupami od Duluth (zach. część Jeziora Górnego) przez Milwaukee, Chicago, Toledo, Lorain, Cleveland aż do Buffalo,

Pomimo olbrzymiej odległości — 1500 km między Buffalo N. Y. i Duluth, Minn., powstałe tu huty tworzą pewną całość gospodarczą. Wybitnym plusem ich jest na dużą skalę rozwinięty transport wodny surowców. Dotyczy to rudy żelaznej z nad Jeziora Gór-



doliny Mohoning za ośrodkiem Youngstown na drugim zaś planie doliny Ohio.

W wielkich piecach tych zakładów przetwarzane są wyłącznie rudy Jeziora Górnego. Co się tyczy paliwa — to pochodzi ono z pobliskich kopalń Pensylwanii, a transport ich ułatwiany jest przez uszlakowanie miejscowych rzek, dzięki czemu węgiel może być dostarczany drogą wodną do hut położonych nad brzegami rzek. Arterie wodne umożliwiają z drugiej strony tani transport wodny wytwórców hutniczych. Drogi wodne uzupełnione są bogatą siecią linii kolejowych biegnących od portów wybrzeża Atlantyku do głów-

nych, wapienia, jak również paliwa ze wsch. Kentucky, zach. Virginii, Illinois i Indiana.

4. Czwarty obszar produkcyjny, wprawdzie o wiele mniejszy znajduje się więcej na południu: w południowych częściach Ohio, Virginii, Zach. Virginii, Kentucky, Tennessee aż do dużych ośrodków hutniczych w stanie Alabama. Tu należy wymienić miasta Birmingham, Bessemer oraz Gadsden, gdzie głównie skoncentrowany jest przemysł wskazanego obszaru. Jedynie pewna część hut połud. Ohio i Kentucky sprowadza rudę z nad Jeziora Górnego, natomiast zakłady stanów Virginia, Tennessee i Alabama pra-

cują na rudach miejscowych. W promieniu 20 do 25 km od wspomnianego Birmingham'u znajdują się kopalnie rudy, węgla, kamieniołomy wapienia, co stwarza wyjątkowo pożyteczne warunki dla dostawy surowców.

5. Pozostała reszta wytwórczego przemysłu żelaznego jest rozproszoną w zachodnich częściach stanu Colorado (Denver i Pueblo), następnie w Missouri, Utah, nad wybrzeżem Pacyfiku (San Francisco, Los Angeles i na dalekim północnym zachodzie w stanie Washington).

WĘGIEL KAMIENNY

Pod względem powierzchni, zajmowanej przez pola węglowe, i zasobów węglowych, żaden kraj nie jest w tak sprzyjających warunkach jak Stany Zjednoczone, powierzchnia zagłębi węglowych wynosi około 1 mil. km kw., co odpowiada $\frac{1}{3}$ całkowitej powierzchni państwa, a zapasy węgla kamiennego i brunatnego szacowane są na olbrzymią liczbę 3,2 bilion. t, a więc prawie połowa znanych nam obecnie zasobów węgla globu ziemskiego znajduje się w Stanach Zjedn.

Geograficzne rozmieszczenie zagłębi węglowych jest dość równomierne, podobnie jak w Anglii. Wyjątek stanowi zachodnia część Stanów Zjednoczonych wzdłuż brzegów Oceanu Spokojnego, prawie pozbawiona pól węglowych.

Grupa zagłębi tworzy w Stanach Zjednoczonych tzw. „provincje węglowe”, których jest 6. Provincje dzielą się na zagłębia (regions), te ostatnie zaś na pola węglowe (coal fields).

1. Prowincja wschodnia obejmuje obszar Appalachów w stanach Pennsylvania, Ohio, Maryland, Virginia Zach., Kentucky, Tennessee, Karolina Półn., Georgia, Alabama, zajmując przestrzeń 177000 km kw. z zapasem węgla około 470 miliard. t.

2. Prowincja centralna obejmuje dorzecze Missisipi w stanach Indiana, Kentucky, Illinois, Iowa, Missouri, Kansas, Oklahoma, Arkansas, Texas na przestrzeni 309000 km kw.

z zapasem węgla około 477 miliard. t. Do tej prowincji należy również zagłębie Michigan, pomiędzy jeziorami Michigan i Huron o powierzchni 25000 km kw. i zapasie 400 mil. t.

3. Prowincja Gór Skalistych (Rocky Mountains), obejmująca obszar tych gór w stanach Montana, Wyoming, Idaho, Colorado, Utah, New-Mexico, Arizona o chwiejnej lecz bardzo dużej powierzchni (kilkuset km kw.) i zapasach 1983 miliard. t.

4. Prowincja brzeżna (Gulf-Province) nad zatoką Meksykańską w stanach wsch. Arkansas, Texas, Louisiana, Missisipi, połudn. Alabama, zach. Tennessee o powierzchni ponad 200 000 km kw. i zapasie 159 miliard. t.

5. Alaska posiada nieznaczne zapasy węgla.

6. Washington o powierzchni paru tysięcy km kw. i zapasie 49 miliard. t.

7. Oregon również o paru tys. km kw. i zasobach 9 miliard. t.

Gatunkowo węgiel kamienny w Stanach Zjednoczonych dzielią na antracyty, półantracyty, bitumiczne, półbitumiczne (bituminous, semibituminous), oraz lignity. Gatunki uboższe w zawartość pierwiastka węgla niż normalne bitumiczne nazywają subbituminous, będące przejściem do lignitów i posiadające wszystkie nieporządane cechy węgla brunatnych przy jednoczesnych zaletach właściwych węglom kamiennym. Często nazywają je również black lignites (czarne lignity). Dzięki wielu gatunkom o przejściowym charakterze podział ten nie zawsze jest ścisły i wyraźny.

W Stanach Zjednoczonych przyjęto nazywać „fixed carbon”, czyli „twardy węgiel” tę ilość pierwiastka węgla, która nie jest związana z wodorem. Ilość tę otrzymuje się przez odjęcie od ilości koksu popiołu. Stosunek ilości stałej materii palnej, czyli „fixed carbon” do ilości części lotnych, jest podstawą rozróżniania gatunków węgla (fuel ratio).

Dla wyjaśnienia przytaczamy następującą tabelkę:

Rzędy (Ranks)	Zwykła wilgoć po odbudowie pokładu	Stopień opalowy (Fuel Ratio)	F. C V. M.	Węgiel nielotny Fixed Carbon	Składniki lotne (V. M.) w % przez masę bez popiołu
Lignity	30—45%	—	—	37,4	18,8
Subbitum	18—30%	—	—	42,8	34,2
Bituminous	3—15%	3	—	47—54,2 i 64,6	41,4 40,8 i 32,2
Semibituminous	3—6%	3—7	—	75—83,4	22—11,6
Półantracyty	3—6%	6—10	—	83,8	10,2
Antracyty	2—3%	10—60	—	95,6	1,2

Klasyfikacja ta oparta jest na różnicy zachodzącej w węglach wskutek stopniowej zmiany, wyrażającej się w zmniejszaniu się wilgoci, tlenu, części lotnych, a zwiększaniu węgla nielotnego przy przejściu od lignitu do antracytu. Jest to podział oparty wyłącznie na poglądach geologicznych o pochodzeniu węgla, zmieniającego się na skutek procesów biochemicznych i geologicznych niezależnie od materiału wyjściowego, pierwotnego. Nazwy „bitumiczny” węgiel nie można łączyć z zawartością w nim jakich bitumów.

Węgłe bitumiczne dzielą Amerykanie na węgle niskiego, średniego i wysokiego, a półbitumiczne — na węgle niskiego i wysokiego rzędu. Węgłe gazowe i płomienne (suche) znajdować się będą w średnim i niskim rzędzie bitumicznym i podbitumicznym. Półbitumiczne wysokiego rzędu i półantracyty odpowiadają węglom chudym; węgle koksujące się należą do rzędu wysokich bitumicznych i niskich półbitumicznych. Lignity są odpowiednikami różnych gatunków węgla brunatnych.

Przemysłowcy zaś węglowi i statystyka Stanów Zjednoczonych dzieli węgiel na 3 gatunki 1. antracyt, czyli tzw. twardy węgiel; 2. bitumiczny, czyli tzw. węgiel miękki i 3. lignity, przy czym do węgla bitumicznych zaliczony jest również i węgiel brunatny z wartością opałową ponad 5000 kal.

Bardzo nierównomiernym jest rozwój górnictwa węglowego na terenie Stanów Zjedn.: prawie 92% jego jest rozlokowane na wschód od Missisipi np. stany Pensylwania i Zach. Virginia dostarczyły w roku 1940 prawie 57% całkowitego wydobycia krajowego. Jednak zapasy tych wschodnich zagłębi stanowią tylko 23% zapasów całkowitych. Miejscowości o największym skupieniu produkcji węglowej stanowią wąskie pasmo Alleghenów oraz ich zachodnich zboczy, które jest oddalone o 550 km od wybrzeży Oceanu Atlantyckiego, umożliwiając dzięki temu eksport węglowy morzem.

Pola węglowe na zachód od Appalachów dają wprawdzie nieograniczone możliwości taniej produkcji, lecz pod względem gatunkowym pozostawiają wiele do życzenia. Np. węgle stanu Jowa, znajdujące się bardzo blisko od złóż rud żelaznych w Minnesota i Wisconsin posiadają aż 10 do 25% popiołu przy 3—5% sarki, co uniemożliwia stosowanie ich w hutnictwie żelaznym i wpływa ograniczająco na ich wydobycie. Najgorzej

zaopatrzonym w węgiel jest daleki zachód wzdłuż pobrzeża Oceanu Spokojnego.

Utwory węglowe Stanów Zjedn. pokrywają, poczynając od zachodnich stoków Alleghanów, całą przestrzeń stanów środkowych, zanurzając się w kierunku na zachód pod warstwami kredowymi i trzeciorzędowymi. Występują one na powierzchni dopiero wzdłuż Gór Skalistych, jako osady czysto morskie, nieproduktywne. Karbon dolny stanów środkowych jest wyjątkowo pełnie wykształcony, nosząc odrębną nazwę — missisipian. Leży on zgodnie na warstwach dewońskich. Karbon środkowy i górny tzw. pennsylvanien jest produktywny, z przewarstwieniami osadów morskich, podobnie jak w zagłębiu Donieckim.

Ośrodkami produkcyjnymi są w stanach środkowych (centralnej prowincji) 4 oddzielne zagłębia: 1. na północy Michigan; 2. na wschodzie w stanach Illinois i Indiana; 3. na zachodzie w stanach Jowa, Missouri, Kansas, poprzez Nebraska i Oklahoma do Arkansas, i wreszcie 4. zagłębia Texas, będące jakby przedłużeniem zachodniego w kierunku południowym. Każde z tych zagłębi ma postać synklinaliniecki z upadem pokładów od krańców jej ku środkowi, gdzie zalegają one poziomo. Jak zauważyliśmy poprzednio — typ karbonu jest podobny do rosyjskiego w Donbasie.

Karbońskie utwory prowincji Appalachów posiadają miąższość b. znaczną, która wskazuje na stopniowe wypełnianie synklinali: typ karbonu prowincji tej jest zbliżony do angielskiego i zachodnio-europejskiego. Najzasobniejsze pokłady węgla zlokalizowane są w górnych poziomach górnego karbonu, wyróżnionego pod nazwą „productive measures” — formacje Allegheny (odpowiada górnym poziomom piętra westfalskiego) i Monongahola (odpow. piętra Ottweilen w Europie). W tej ostatniej leży słynny pokład Pittsburg o dużej stałości i miąższości (6—8 m).

Najbardziej eksploatowana prowincja Appalachów dzieli się na 2 oddzielne zagłębia: 1. antracytowe na wschodzie i 2. węgla bitumicznych na zachodzie.

Zagłębie antracytowe jest niewielkie, zajmując powierzchnię 1100 km² na półn. wsch. stanu Pensylwania. Statystyka zalicza do nich również węgle chude półantracytowe. Po za Pensylwanią antracyty i półantracyty są odbudowywane w stanach Virginia, Arkansas.

Kolorado i Nowy Meksyk, lecz zaliczają je do węgla bitumicznych. Pokłady antracytowe leżą w utworach bardzo silnie sfałdowanych i geologicznie nie mogą być odgraniczone od złóż węgla bitumicznych, a Pensylwańskie antracyty są wybitnym produktem metamorfizmu dynamicznego.

Zagłębie antracytowe przez wypiętrzenie starszych przedkarbońskich utworów podzielone zostało na parę poszczególnych niecek. Wyróżniane tu są 2 główne pokłady antracytu „Buck mountain” i „Mammut”, przy czym ten ostatni o miąższości 36 m na całej swej rozciągłości, przerasta stałością nasz Reden. Po za nimi istnieje cała seria innych pokładów, posiadających również poważne znaczenie przemysłowe.

Antracyt wydobywany jest przeważnie szybami, lecz ostatnio, dzięki udoskonaleniom technicznym zaczęto stosować odbudowę odkrywkową. Nową metodą produkcji jest obecnie przeróbka olbrzymich zwałów drobnych sortymentów antracytu, które wskutek trudności sprzedaży wyrzucano na hałdy. Odkrywki rozbudowano, dzięki postępowi w budowie łyżek i czerpaków mechanicznych, na wychodach antracytu wzdłuż brzegów rzecznych (dolina Susquebanna). Wogóle jednak antracyty szybko się wyczerpują, a produkcja ich się kurczy, szczególnie od r. 1917, wskutek konkurencji innych gatunków opału.

Górnictwo antracytowe Stanów Zjedn. przedstawiało się następująco w r. 1940:

Sposób odbudowy	Wydobycie w mil. t.	0/0-owy udział
Roboty podziemne	37,6	81
„ odkrywkowe	5,8	12
Przeróbka zwałów	2,5	5
Roboty czerpakowe	0,9	2
Razem	46,7	100,0

Zapasy zagłębia antracytowego są na stosunki amerykańskie nieznaczne i wynoszą 15 miliard. t.

Oryginalnym zjawiskiem w zagłębiu przed ostatnią wojną były t. zw. „bieda szyby” analogiczne do takich samych u nas na Śląsku i w zagł. Dąbrowieckim, tylko jak wszystko w Stanach Zjedn., na skalę „amerykańską”. W r. 1940 wydobycie „bieda szybów” szacowano na 3,6 mil. t., a w r. 1941 było zatrudnionych

w takich przedsiębiorstwach prawie 10000 ludzi, liczba zaś „przedsiębiorstw” jakoby wynosiła 2862. Najoryginalniejsze jest to, że konkurencja tego dzikiego górnictwa była tak poważna, że t. zw. wydział pogotowia antracytowego (Anthracite Emergency Committee) musiał zawrzeć z nim formalny układ.

Silną konkurencję antracytowi stwarza ropa, gazy skroplone i inne rodzaje opału, a spadek sprzedaży antracytu ilustruje następująca tabela:

Spadek sprzedaży antracytu w okresie 1937 — 1940 r.

Materiał	Zwiększenie lub zmniejszenie sprzed. w 0/0
Antracyt	— 1
Brykiety	+ 5
Węgiel	+ 95
Koks	+ 4
Olej opałowy	+ 52
Gazy skr. opl. (propan butan)	+218
Gaz ziemny	+ 17
„ oświetleniowy	+ 11

Niepomyślne warunki geologiczne utrudniają mechanizację wydobycia, co z kolei powoduje podrożenie produkcji i wysoki poziom cen antracytu.

Mechanizacja szybowego górnictwa antracytowego w r. 1940

Rodzaj czynności	Wydobycie antracytu w mil. ton	Udział w wydobyciu szybowym 0/0
Ladowanie mechaniczne		
a) Szrappery (drapacze)	2,7	7
b) Ruchome maszyny załad.	0,1	0
c) Taśmy transp.	8,4	22
Razem ladowanie mechan.	11,2	28
Wcinka mechan.	2,0	5

Zagłębie węgla bitumicznych znajduje się w granicach płaskiej krainy na zachód od Alleghanów. Północny brzeg zagłębia jest rozczłonkowany na poszczególne płyty przez czynniki erozyjne, a wzdłuż granicy wschodniej w fałdach Appalachów znajdują się poszczególne zagłębia. Podobnym „brzeźnym” zagłębiem jest również antracytowe oddzielone od głównego przez erozję oraz sfałdowanie.

C. d. n.

Inż. Mikołaj CZYŻEWSKI
Akademia Górnicza

Kontrola jakości rud i pracy prażaków.

Praca niniejsza jest oparta głównie na wynikach badań jakości rudy surowej i prażonej, oraz pracy prażaków kopalni „Stanisław” w Stąporkowie. Badania te przeprowadzono w roku 1940 z inicjatywy Dyr. Inż. Tadeusza Schröttera, któremu w tym miejscu pragnę złożyć podziękowanie za umożliwienie przeprowadzenia kilkudziesięciu badań eksperymentalnych związanych z nakładem znacznych kosztów, bez uwagi na reklamacje Zarządu niemieckiego Zakładów Wielkopiecowych z powodu dostarczenia rudy niedoprażonej, względnie spieczonej wskutek przeprowadzanych doświadczeń. Następnie Dyr. S. pokierował tak sprawą, że nie zmuszono mnie do dostarczenia komisarycznemu, niemieckiemu Zarządcowi kopalni ostatecznych wyników badań, które opracowałem dopiero po ukończeniu wojny.

1. Ruda surowa

Jakość każdej rudy określa się głównie na podstawie procentowej zawartości metalu, oraz ilości i chemicznego składu domieszek, które mogą wpływać dodatnio lub ujemnie na ocenę wartości rudy.

Z kopalni „Stanisław” wydobywa się rudę głównie trzech rodzajów: syderyty wiśniowe twarde, wiśniowe miękkie i rudę piaskową. Ostatnie dwa gatunki rudy znajdują się w kopalni „Stanisław” w nieznacznym procencie (5%) w stosunku do ogólnego wydobycia, a ponieważ kwestia rentowności prażenia rudy miękkiej i piaskowej nie została jeszcze ściśle ustalona, przeto dalsze rozważania odnosić się będą tylko do syderytów wiśniowych twardych.

Ruda eksploatowana w kopalni „Stanisław” znajduje się w postaci płaskur o grubości 190—25 mm; procentowa zawartość żelaza w poszczególnych płaskurach przeważnie waha się w granicach 24—34%; spotyka się jednak w nieznaczącej ilości płaskury zawierające żelaza tak poniżej 24%, jak i powyżej 34%.

W tabeli 1 syderyty wiśniowe twarde zostały podzielone, w zależności od procentowej zawartości żelaza, na siedem klas; widzimy, że eksploatowane płaskury o mniejszej niż 24% i większej od 34% zawartości żelaza znajdują się każda w ilości około 6%.

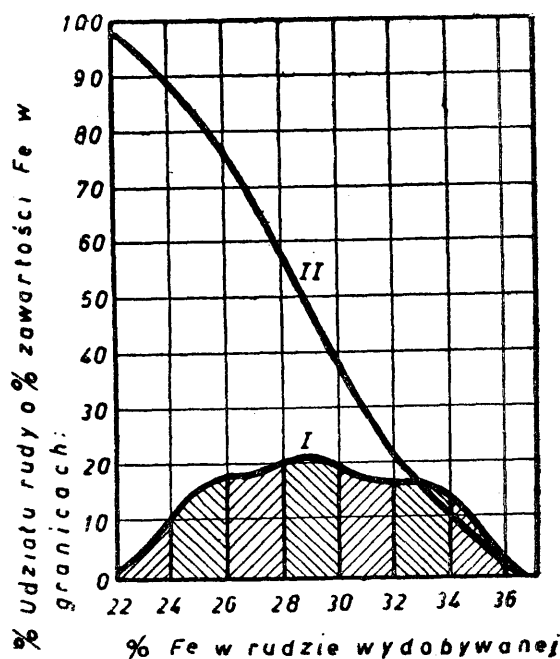
Odnośnie zaś rud o zawartości żelaza pomiędzy 24—34%, to ilość rudy należącej do każdej klasy waha się w granicach 16—20%.

Tabela 1

Ilość rudy w zależności od procentowej zawartości żelaza.

Procentowa zawartość Fe, w granicach:	Procentowa zawartość rudy:
<24	6
24 — 26	17
26 — 28	19
28 — 30	20
30 — 32	16
32 — 34	16
> 34	6

Na wykresie 1 przedstawiono procentową ilość rudy w zależności od zawartości żelaza — krzywa I, krzywa II wskazuje ile procent rudy o zawartości żelaza w danych granicach znajduje się w rudzie wydobywanej¹⁾. Jak widzimy z wykresu, wyraźnie dominującej ilości rudy o jakiegokolwiek procentowej zawartości żelaza, ruda, wydobywana w kopalni „Stanisław”, nie posiada, to znaczy, że wydobywana ruda, a tym samym i prażona, składa się z mniej więcej jednakowej ilości kawałków o różnej zawartości żelaza wahaającej się w granicach 24—34%.



Rys 1.

¹⁾ Tabelę 1 i wykres sporządzono na podstawie analizy próbek rud kopalni „Stanisław”, pobranych w sierpniu 1940 r.

Wahania te mogą być jeszcze większe w zależności od dokładności oczyszczenia. Stopień oczyszczenia rudy od skały płonnej, w szczególności dla rudy kopalni „Stanisław”, bardzo silnie wpływa na jej jakość ponieważ przeciętna grubość eksploatowanych płaskur jest stosunkowo cienka, wynosi około 65 mm, więc nawet nieznacznej grubości warstewki skały płonnej, pozostawione na powierzchni kawałków rudy, wpływają na obniżenie średniej zawartości żelaza.

O ile przypuścimy, że na kawałku rudy zostanie warstwa skały płonnej o grubości 1 mm, to w tym wypadku przeciętna zawartość żelaza spadnie przynajmniej o 0,7%.

W tabeli 2 przytoczono analizę poszczególnych kawałków rud, pobranych w sposób następujący: kawałek rudy posiadający warstewki skały płonnej dzielono na dwie równe części. Z jednej części przygotowano próbkę do analizy po uprzednim starannym oczyszczeniu, z drugiej zaś bez oczyszczenia.

W tabeli 3 podano wahania procentowej zawartości poszczególnych składników wydobywanej rudy. Widzimy, że syderyty kopalni „Stanisław” należą do rodzaju rud wybitnie kwaśnych, zawierających znaczną ilość Al_2O_3 , oraz stosunkowo mało zasad MgO i CaO .

Oznaczenie średniego chemicznego składu wydobywanej rudy można przeprowadzić trzema sposobami.

Sposób pierwszy polegał na tym, że pobierano próbki rudy ze wszystkich eksploatowanych płaskur i na podstawie analizy poszczególnych próbek, oraz grubości płaskur, z których pobrano próbki, obliczano średnią procentową zawartość żelaza, a w razie potrzeby i innych składników.

$$Fe_s = \frac{Fe_1 h_1 + Fe_2 h_2 + \dots + Fe_n h_n}{h_1 + h_2 + \dots + h_n} = \frac{\sum Fe h}{\sum h} \% \dots / 100$$

gdzie oznaczono przez:

Fe_s — średnią procentową zawartość żelaza;

Fe_1, Fe_2, \dots, Fe_n — procentową zawartość że-

Tabela 2

Zawartość żelaza w rudzie w zależności od dokładności oczyszczenia.

L. L. porz.	Procentowa zawartość Fe w próbce:		
	nieoczyszczonej	oczyszczonej	różnica
1	28,45	29,20	0,75
2	26,30	27,50	1,10
3	29,00	31,81	2,81
4	29,56	30,57	1,01
5	32,50	35,54	3,04
6	33,80	35,52	1,72
7	24,52	29,28	4,86

Wielkości podane w tabeli 2 udowadniają jak wielki wpływ posiada stopień oczyszczenia rud; w szczególności należy zwracać baczną uwagę na kawałki rudy, pochodzące z grubszych płaskur, które niejednokrotnie dostarczano do prażalni, zawierające w środku przerosty skały płonnej, dochodzącej do 20 mm grubości.

Z powyższego wynika, że średnia procentowa zawartość żelaza w rudzie surowej, a tym samym i w prażonej, waha się w znacznych granicach, a wobec tego powinna być ciągle kontrolowana celem ustalenia dokładności ręcznego wzbogacenia rudy, oraz ewentualnego wyeliminowania z wydobycia (o ile warunki pracy na to pozwalają) płaskury, zawierającej mały procent żelaza, co przyczyni się do zmniejszenia kosztów tak wydobycia, jak i prażenia rudy oraz wzbogacenia rudy w żelazo.

żelaza w poszczególnych płaskurach o grubości h_1, h_2, \dots, h_n .

Obliczenie innych składników zawartych w rudzie odbywa się w sposób analogiczny, lecz zamiast procentowych zawartości Fe podstawia się odpowiedni składnik (Al_2O_3, SiO_2 itd.).

Próbki z każdej płaskury należy pobierać w postaci kawałków grubości, odpowiadającej grubości płaskury, a szerokości i długości około 200 mm. Ruda pobrana do badania powinna być oczyszczona mniej więcej w takim samym stopniu, jak to praktykuje się na kopalni przy wzbogacaniu ręcznym, ponieważ przy bardzo starannym oczyszczeniu stopień wzbogacenia będzie większy od rzeczywistego, a tym samym przeciętna procentowa zawartość żelaza będzie większa od średniej procentowej zawartości żelaza w rudzie wydobywanej.

Tabela 3.
Chemiczny skład syderytów wiśniowych twardych.

Składniki	Procentowa zawartość poszczególnych składników waha się w granicach:	Przeciętny skład %/o	Składniki	Procentowa zawartość poszczególnych składników waha się w granicach:	Przeciętny skład %/o
Fe	34 — 24	29	FeO	44 — 31	37
Mn	0,70 — 0,80	0,75	MnO	0,9 — 1,0	1
P	0,09 — 0,11	0,10	P ₂ O ₅	0,2 — 0,24	0,2
S	nie zbadano		SO ₃	— —	—
			SiO ₂	12,5 — 23,6	18,0
			Al ₂ O ₃	9,6 — 16,3	13,0
			CaO	1,2 — 2,2	1,7
			MgO	2,0 — 3,5	2,7
			CO ₂	26,8 — 18,9	23
			wilgość	2	2
			Razem	99,2 — 98,74	98,6
	Straty prażenia			30 — 21	25

Każdy kawałek pobranej rudy rozdrabnia się do wielkości ziaren około 8 mm, następnie dokładnie miesza i pobiera się próbkę laboratoryjną o wadze około 1 kg. Do każdej próbki załącza się atest, w którym zaznacza się miejsce pobrania próbki (Nr. przodka, ściany itd.), wzgl. próbkę oznacza się nr. Ujemną stroną tego sposobu jest to, iż trzeba pobierać znaczną ilość próbek, a następnie każdą z próbek osobno analizować. Jednak ten sposób jest jedyny, gdy chodzi o oznaczenie procentowej zawartości żelaza w poszczególnych płaskurach, co da możliwość, w razie potrzeby, wyeliminować z wydobycia płaskury o małej zawartości żelaza. Wyeliminowanie płaskur, zawierających mały procent żelaza może dać, jak już wspomnieliśmy, pewne korzyści.

Zilustrujemy to na przykładach.

Wyniki analiz próbek, pobranych z poszczególnych płaskur, zestawiono w tabelach 4 i 5.

Obliczając F_{es} według równania 1, otrzymujemy:

$$F_{es} = \frac{1241}{45,9} = 27,05\%$$

Gdy wyeliminowano z wydobycia płaskurę grubości 5,5 cm, o zawartości 20,23% żelaza, to wtedy średnia zawartość żelaza w wydobytej rudzie wynosiła by:

$$F_{es} = \frac{1241 - 111}{45,9 - 5,5} = \frac{1130}{40,5} = 27,92\%$$

Przy zawartości 27,05% żelaza, prażona ruda może zawierać 33,8% — 35,6%, a przy 27,92% zawartości, w prażonej rudzie będzie się wahać w granicach 35,2—37,2%

Średnia procentowa zawartość Fe dla rud podanych w tabeli 5, będzie się równać

$$F_{es} = \frac{1015}{46,5} = 21,82\%$$

a przy wyeliminowaniu płaskur grubości 13 i 10 cm, o zawartości 14,75 i 14,57% żelaza:

$$F_{es} = \frac{1015 - (192 + 146)}{46,5 - (13 + 10)} = \frac{677}{23,5} = 28,8\%$$

W drugim wypadku ruda prażona zawierała około 37,0% Fe, a w pierwszym tylko 26,5%.

Z przytoczonych przykładów wynika jakie korzyści można osiągnąć, przeprowadzając kontrolę wydobywanej rudy.

Tabela 4.
Wyniki badań rudy kopalni „Stanisław”, z przodka 3.

L. porządkowa płaskury:	13	14	15	16	17	18	19	20	21	
Grubość płaskury h cm	5,5	5,5	4,0	4,5	2,2	8	4,2	5	7	$\Sigma h = 45,9$
Zawartość żelaza Fe %	26,76	20,23	31,81	31,02	29,50	25	29,73	22,44	25,65	$F_{es} = 27,05\%$
Fe.h	147	111	127	139	65	200	125	147	180	$\Sigma Fe.h = 1241$

Tabela 5.
Wyniki badań rudy kopalni „Stanisław”, z przodka 10.

L. porządkowa płaskury	52	53	54	55	56	57	
Grubość płaskury h cm	130	3,5	4,0	10	10	6	$\sum h = 46,5$
Zawartość żelaza Fe %	14,75	31,6	30,02	14,57	26,70	29,85	$Fe_s = 21,82$
Fe.h	192	111	120	146	267	179	$Fe.h = 1015$

Odnośnie zaś rud z płaskur bardzo ubogich w żelazo, powiedzmy poniżej 23%, a więc takich, które po prażeniu zawierałyby poniżej 30% Fe, to te rudy należało by prażyć osobno, a następnie wzbogacać tymi, lub innymi sposobami, co dla warunków polskich, pod względem gospodarczym powinno być korzystne.

Drugi sposób oznaczenia średniego składu rudy polega na tym, że z pobranych z poszczególnych płaskur próbek sporządza się mieszankę w ten sposób, że odważa się z każdej próbki rudę w ilościach proporcjonalnych do grubości płaskur:

$G_1 : G_2 : \dots : G_n = h_1 : h_2 : \dots : h_n$,
gdzie G oznacza wagę poszczególnych próbek.

$$\frac{G_1}{G} = \frac{h_1}{h} \quad G = \frac{G_1 \cdot h}{h_1}$$

Im mniejsza próbka będzie pobrana z każdej płaskury, tym mniej dokładne otrzymamy wyniki; w każdym razie z najcieńszych płaskur nie należy pobierać mniej niż 400 gr, z innych tyle, ile wypadnie według równania (2). Odważoną rudę rozdrabnia się do wielkości ziaren około 8mm, następnie dokładnie miesza i pobiera próbkę laboratoryjną w ilości około 3 kg; o ile ogólna ilość odważonej rudy waży nieco mniej lub więcej niż 3 kg, to w tym wypadku całą próbkę odsyła się do laboratorium.

Przykład. W przodku 3 (tabela 4) grubość płaskury L. 17, wynosi 2,2 cm (h_1). O ile z tej płaskury weźmiemy próbkę o wadze 400 gr (G_1), to z innych płaskur należy pobrać próbki o wadze:

Trzeci sposób oznaczania średniego chemicznego składu wydobywania rudy polega na pobieraniu próby do analizy nie w kopalni, lecz na prażalni, z wózków kolejki linowej.

W ciągu 32 godzin z każdego wózka z rudą ładowaną do prażaka, odrzuca się do skrzyni specjalnie do tego przeznaczonej jeden kawałek rudy. Należy starać się, aby kawałki rudy pobrane z każdego wózka były, w miarę możliwości, różnej grubości, od najmniejszej do największej.

Pobieranie próby sposobem trzecim jest łatwe, do przeprowadzenia analizy wymaga się tylko jednej próbki, wyniki badania której powinny dać średnie zawartości poszczególnych składników. Ujemną stroną tego sposobu jest to, że przy nieuważnym pobieraniu kawałków rudy z poszczególnych wózków, może się zdarzyć, że nie z wszystkich płaskur dostaną się kawałki do próby, jednak o ile pobierający będzie się starał brać kawałki o różnej grubości, łatwo temu zapobiegnie.

Pobierający próbę powinni zwracać uwagę na stopień oczyszczenia rudy od skały płonej i zaznaczać w raporcie kontrolnym jakość rudy pod względem jej oczyszczenia (dobrze, dostatecznie, źle).

Po odebraniu w okresie badania z ostatniego wózka kawałka rudy, natychmiast przystępuje się do przygotowania próbki laboratoryjnej.

W tabeli 6 przytoczono wyniki badań próbek pobranych różnymi sposobami.

Tabela 5a

L. porządkowa płaskury:	13	14	15	16	17	18	19	20	21
h cm	5,5	5,5	4	4,5	2,2	8	4,2	5	7
$G = \frac{400 \cdot h}{2,2}$ gr	1000	1000	726	818	400	1455	764	908	1270

Tabela 6.

Wyniki analiz próbek, pobranych różnymi sposobami.

Sposób	Fe %
I	29,03
II	29,75
III	29,56

Z zestawionych wyników widzimy, że różnica pomiędzy średnimi procentowymi wartościami żelaza, ustalonymi różnymi spo-

sobami, jest dopuszczalna, biorąc pod uwagę bardzo niejednolity skład rudy kopalni „Stanisław”.

Procentowa zawartość żelaza, pomijając inne składniki, zależy także od zawartości wilgoci, ilość której w rudzie surowej waha się, w zależności od pory roku i stanu atmosferycznego, w granicach 1,62—5%. Za normalną ilość wilgoci można przyjąć 2%.

Przy ładowaniu rudy w dnie dżdżyste, w wózkach z rudą znajduje się więcej wody, ilość której może osiągnąć nawet 10%, co też należy uwzględnić przy ważeniu rudy.

C. d. n.

Inż. Zygmunt KROTKIEWSKI
Politechnika Śląska

Ulepszanie dmuchu wielkopiecowego.

I. Nagrzew dmuchu.

Rok 1829 był rokiem przełomowym w historii rozwoju wielkopiecownictwa. W roku tym po raz pierwszy zastosowano nagrzany dmuch, wprowadzając wielkopiecownictwo na nowe drogi. Fakt ten miał miejsce w hucie Kleid w Szkocji na piecu pracującym na węglu kamiennym „splint”. Nagrzew dmuchu był doprowadzony do 149°. Ten mały nagrzew dał nieoczekiwanie wielkie wyniki: wydatek węgla obniżył się o 30% (z 8,06 do 5,16) przy użyciu 0,4 węgla na nagrzew dmuchu. Wydajność pieca podniosła się o 46% (z 15,7 t/24 h do 23 t/24 h). Wkrótce zwrócono uwagę na to, że wydatek ciepła (węgla) na nagrzew dmuchu był o wiele mniejszy, niż oszczędzono ciepła (węgla) w piecu.

W 1831 r. doprowadzono nagrzew dmuchu na tym samym piecu do t — 316° i osiągnięto: wydatek węgla 2,25, a produkcję 32 t/24 h tj. dwukrotną niż była przy zimnym dmuchu. Od tego czasu zaczęto nagrzew dmuchu stosować nagminnie, najpierw w Anglii, a następnie na kontynencie Europy. Jako średnią na koksowych wielkich piecach, osiągnano oszczędność koksu 25% do 30% przy temp. dmuchu 355—400°. Wydajność była często ograniczona zbyt słabymi dmuchawami, które musząc przewycięzać dodatkowy opór

w nagrzewnicach, nie podawały dość sprężonego dmuchu do wielkiego pieca. Tam gdzie maszyny były dość silne, procentowy wzrost wydajności przewyższał procentową oszczędność na koksie.

Pierwsze nagrzewnice były typu rekuperatywnego i składały się z wiązki rur żeliwnych, przez które przepływał dmuch, a które zewnętrznie omywane były spalinami z węglowego paleniska. Takie urządzenie ograniczało nagrzew dmuchu do maksimum 400°. Wyższego nagrzewu żeliwne rury nie wytrzymały.

W roku 1860 wprowadzono regeneratywne nagrzewnice z ceglana kratownicą, które pozwalały podnieść nagrzew do 700°—800°. Wtedy stwierdzono dwie prawdy: 1. że oszczędność ciepła w piecu od zastosowania nagrzanego dmuchu jest znacznie większą, niż ilość ciepła donoszona przez ten nagrzany dmuch, — 2. że każde następne 100° nagrzewu dmuchu dają mniejsze korzyści niż osiągnięte od poprzednich 100° nagrzewu.

W ciągu długiego czasu nie znajdowano wytłomaczenia tych ustalonych przez praktykę faktów. Dopiero Lowtian Bell zauważył, że w miarę wzrostu temperatury dmuchu, jego ilość na 1 kg surówki maleje, a tym samym maleje ilość ciepła na 1 kg surówki wnoszonego przez dmuch. Spostrzeżenie było trafne, lecz odnośne obliczenia Bella, które obrazowo potwierdzały słuszność twierdzenia, opie-

rały się na nieściskanych założeniach i mają to znaczenie, że wskazały drogę, po której iść należy.

Następnie Ockermann ustalił dosłownie: „ilość ciepła wnoszona do pieca przez nagrzanego do 205° dmuch, stanowi 10,2% całej ilości ciepła przepływającego przez piec. Jeżeli wziąć pod uwagę, że w piecu zużytkowuje się tylko 64,26% ciepła pochodzącego ze spalania, to nagrzew dmuchu musi dać nie 10,2%, a $10,2 : 0,6426 = 15,87\%$ oszczędności ciepła“.

Powyższe obliczenie Okermanna nie jest metalurgicznie ściśle jak i wywody Bella, jednak również wskazuje prawidłową drogę i trafnie stwierdza, że ciepło wnoszone przez nagrzanego dmuch całkowicie zużywa się w piecu, natomiast ciepło pochodzące od spalania C tylko częściowo, gdyż reszta traci się z gazami gardzielowymi.

Profesor Pawłow uzupełnia wywody Bella i Okermanna porównując piec pracujący na zimnym, z piecem pracującym na gorącym dmuchu: „wielki piec, pracujący na gorącym dmuchu, nie tylko otrzymuje więcej ciepła z dmuchem, ale wydatkuje go mniej“, potwierdzając wyprowadzone zdanie następującym zestawieniem cyfrowym, osnutym na próbie praktycznej i teoretycznych obliczeniach:

zawarta w różnicy koksu wilgoć.

ad 6. Różnica pochodzi z różnej ilości dmuchu, przypadającej na 1 kg surówki.

ad 7. i 8. Przy gorącym dmuchu temperatura gazu jest wyższa.

ad 10. Przy zimnym dmuchu stale utrzymują się narosty, które izolują — narosty znikają przy gorącym dmuchu.

ad 11. Straty ciepła na 1 kg. surówki mniejsze przy gorącym dmuchu, gdyż produkcja jest większą.

Dalej Pawłow podaje wzór dla obliczenia oszczędności ciepła, pochodzącej od podwyższenia stopnia nagrzewu dmuchu.

$$E = \frac{a+b}{k \cdot w}$$

w którym a = ilość ciepła wnoszona do pieca przez gorący dmuch,

b = zmniejszenie wydatku ciepła od zwiększenia nagrzewu dmuchu,

Tabela 1.

L. p	Rozchód ciepła na 1 kg. surówki	Zimny dmuch Kal.:	Gorący dmuch Kal.:	Różnica na korzyść gorącego dmuchu kal.	
1	Nagrzew materiałów topnych	6	6	0	0
2	Ekspansja dmuchu	4	4	0	0
3	Redukcja	1605	1665	—	60
4	Odparowanie wody	120	100	20	—
5	Rozkład topnika	183	183	0	0
6	Rozkład wilgoci dmuchu	34	27	7	—
7	Topienie i nagrzania surówki	280	300	—	20
8	Topienie i nagrzanie żuźla	449	481	—	32
9	Strata w gazach	807	554	253	—
10	Chłodzenie dysz	88	138	—	50
11	Straty ciepła	603	527	76	—
		4179 (w)	3985	356	162 = =194 kal. (b)

Uwaga: ad 3. dzięki gorącemu dmuchowi redukuje się więcej Si i Mn, co pochłania ciepło.

ad 4. Przy gorącym dmuchu zmniejsza się rozchód koksu, odpada

w = całkowity wydatek ciepła przy niższym nagrzeniu dmuchu,

k = współczynnik pożytecznego zużycia ciepła w piecu.

Analizując ten wzór zauważamy:

1. k (zawsze mniejsze od jedności) im jest mniejsze tym E większe, czyli: **im gorętsze było wykorzystanie ciepła w piecu (k) tym więcej korzyści (E) przyniesie nagrzew dmuchu.**
2. Ponieważ k rośnie wraz ze wzrostem temperatury dmuchu, to E maleje, czyli: **im wyższa była pierwotna temperatura dmuchu, korzyść (E) od nagrzania dmuchu maleje.**
3. Wielkość $a = P \cdot C_p$ zmienia się wraz ze wzrostem temperatury dmuchu, gdyż powoli rośnie C_p , a jednocześnie w miarę wzrostu temperatury dmuchu, redukują się coraz większe ilości Si i Mn , co zużywa C , a więc do spalania pozostaje mniej C , musi więc zmniejszać się P . Wielkość b — jest algebraiczną sumą szeregu składników (dwie ostatnie rubryki tabeli 1). Składniki dodatnie rosną szybko przy niskich temperaturach dmuchu, przy wyższych zwalniają wzrost malejąc nawet do zera, przy coraz wyższych temperaturach dmuchu. Składniki ujemne wzrastają powoli, ale stale. Dzięki temu przy pewnej temperaturze (zależnej od wielu warunków) — b — może zejść do 0, a nawet stać się wielkością ujemną. Na ogół wraz ze wzrostem temperatury dmuchu cała suma: a plus b maleje, a tym samym maleje E , czyli dochodzimy do konkluzji: **Każdym warunkom pracy pieca odpowiada określona najkorzystniejsza temperatura dmuchu, dalsze podniesienie której korzyści nie przynosi a nawet może przynieść straty.**

Warunki te są:

1. Rudy trudnoredukcyjne i ściśle wymagają wysokiego nagrzewu dmuchu, rudy łatwo-redukcyjne i porowate — niższego.
2. Żuźle gęste trudnotopliwe (zasadowe) wymagają wyższego nagrzewu, niż żuźle płynne łatwotopliwe (kwaśne).
3. Koks z wysoką zawartością popiołu i siarki wymaga gorętszego dmuchu, niż koks czysty.
4. Koks ścisły, twardy — wymagający większej objętości komory spalania, wymaga wyższego nagrzewu dmuchu, niż porowaty, miękki. (Antracyt wymaga najwyższego nagrzewu dmuchu, koks średniego, a węgiel drzewny najniższego).

5. Gorące surówki o dużej zawartości Si i Mn (tym bardziej ferrostopy) wymagają gorętszego dmuchu, niż zimne — białe.
6. Piece małych rozmiarów wymagają gorętszego dmuchu, niż duże. (Ledebur mylnie podaje odwrotnie).

Ponieważ warunki te w praktyce mogą się układać w bardzo różne zespoły to i najkorzystniejszy nagrzew dmuchu dla różnych zespołów może być różny i to w szerokich granicach.

Optimalny nagrzew może być ustalony tylko w drodze prób praktycznych — podane wskazówki dają jedynie wytyczne w jakim kierunku należy prowadzić próby.

Zaznaczyć należy, że nie zawsze teoretycznie najkorzystniejszy nagrzew dmuchu może być zastosowany; jeżeli np. konieczność zmusza do przetapiania wsadu mającego skłonności do zawiesznień, musimy stosować dmuch zimniejszy, niż najkorzystniejszy w sensie oszczędności paliwa, by tą drogą obniżyć stratę tworzenia się żużli i zmusić piec do równego biegu. Zmiana stopnia nagrzewu dmuchu odbija się przede wszystkim i bezpośrednio na warunkach spalania przed dyszami. Dalsze zmiany, jakie zachodzą w różnych częściach pieca do gardzieli włącznie, są wtórnymi skutkami różnego spalania przed dyszami i wychodzą poza ramy niniejszego artykułu.

Rozpatrzmy warunki spalania:

Gorący dmuch wnosi ze sobą pewną ilość ciepła, C koksu spala się intensywniej, wymagając mniej przestrzeni spalania. Wytwarza się wyższa temperatura spalania.

Temperaturę spalania przed dyszami Richards oblicza jak następuje:

Dla temperatury dmuchu $t_d = 0^\circ$.

Przy spalaniu 1 kg C w CO otrzymujemy 2430 kal.

Ciepło podgrzania spalanego C wynosi 0,5 t — 120 kal.

Objętość tworzącego się CO i N_2 — 5,3944 m³
2430 + 0,5 t — 120

Temp. spalania $t = \frac{2430 + 0,5 t - 120}{5,3944 (0,303 + 0,00027 t)} = 1678^\circ$

Uwaga: (0,303 + 0,00027 t) kal. to p/g Malarda i Le Chatelier ciepło właściwe 1 m³ CO i N_2 w granicach t od 0° do 2000° .

Ciepło doprowadzone w nagrzanym dmuchu wyraża się:

$$Q = 4,4685 (0,303 + 0,00027 \text{ td}) \text{ td.}$$

Dodając wartość Q w liczniku wyrazu dla t , otrzymamy temperaturę rozwijaną przed dyszami jak następuje:

Tabela 2.

Temperatura dmuchu	Ciepło dmuchu	Temperatura przed dyszami
0°	0°	1678°
100	137	1762
200	276	1845
300	417	1929
400	561	2012
500	707	2096
600	856	2180
700	1007	2265
800	1160	2350
900	1316	2435
1010	1475	2520

Temperatura przed dyszami jest wyjścio-

nym punktem dla przekazania ciepła wsadowi, dla procesów ciepło=chemicznych zachodzących w piecu i tym samym temperatura dmuchu staje się bardzo ważnym czynnikiem wpływającym na wydajność wielkiego pieca, w miarę jak na to pozwalają inne nie związane z dmuchem czynniki.

Jak było zaznaczone wyżej, różnorodność warunków, które ustalają optymalny nagrzew dmuchu jest tak wielką, że niepodobna podać gotowej recepty na najkorzystniejszą temperaturę dmuchu, jednak opierając się na przeciętnych warunkach polskich hut można założyć, że optymalne temperatury dmuchu znajdują się w pobliżu następujących cyfr:

dla surówki thomasowskiej	około	400—500°
„ „ martinowskiej	„	550—650°
„ „ odlewniczej	„	650—750°
„ „ ferrostopów	„	800—900°
		i wyżej.

(C. d. n.)

Inż. Wiesław KAWECKI
H. I. B.

Wojenne stale oszczędnościowe.

(ciąg dalszy)

II. Stale szybko tnące.

Okres rozwoju stali szybko tnących od chwili wynalezienia ich przez Taylora i White'a, aż do lat dwudziestych obecnego stulecia zakończył się ustaleniem dwóch zasadniczych typów: stali wolframowej tzw. 18:4:1 oraz kobaltowej o zawartości 3—15% Co, obok (jak w pierwszym) 18—21% W, około 4% Cr i 1% V. Stale tych typów, o analizach i własnościach wszechstronnie zbadanych i wypróbowanych dawały maksymalne wydajności w pracy, nie nastęrczały również większych trudności w obróbce cieplnej. Jednakże względy natury gospodarczej narzucały konieczność dalszych prac w kierunku innych rozwiązań, przede wszystkim w celu wypracowania stali szybko tnących bezwolframowych, względnie niskowolframowych.

Poprzednia wojna światowa dała do tego pierwszy silniejszy impuls. Jednym ze sposobów było zastąpienie wolframu przez pokrewny w działaniu molibden. Niemcy odcięte od źródeł wolframu zaczęły robić próby wprowadzenia stali molibdenowych. Rów-

nież w Ameryce, mającej u siebie 85% produkcji światowej molibdenu sprawa to była stale aktualna. Doświadczenia zebrane wówczas odnośnie stali molibdenowych można ująć w następujący sposób: (1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10):

1. Zupełne zastąpienie wolframu przez molibden nie jest tak celowe, jak zastąpienie pewnej jego części, to znaczy, że stal molibdenowa powinna zawierać zawsze nieco wolframu (w ilości około $\frac{1}{4}$ zawartości molibdenu), W związku z tym stal molibdenowa amerykańska znana pod nazwą Mo=Max, zawiera 8% Mo i 2% W.

2. Zgodnie z tym co podawali Taylor i White dwie części wolframu można zastąpić jedną częścią Mo;

3. Zawartość węgla w stali molibdenowej musi być podobnie jak w stali wolframowej w pewnym stosunku do ilości składników tworzących węgliki, a więc Mo, W, V, Cr.

4. Stale molibdenowe nie nastęrczają trudności przy wytapianiu, ale obróbka ich począwszy od wlewka, a skończywszy na goto-

wych narzędziach nasuwa duże trudności i wymaga dokładnego utrzymania temperatur kucia i hartowania, gdyż stale te są wrażliwe na przegrzanie, odwęglenie obrzeża i wypalenie się molibdenu. W związku z tym stale molibdenowe są specjalnie podatne do rozrostu ziarna, tworzenia ledeburytu, miękkiego obrzeża, a więc i pęknięć mimo starannego podgrzewania i studzenia.

5. Znaczne polepszenie własności stali molibdenowych osiąga się przez dodatek wanału i kobaltu, który zapobiega zjawisku przegrzania czystych stali molibdenowych.

6. Zależność twardości stali molibdenowych od temperatury hartowania i odpuszczania jest analogiczna, jak dla stali wolframowych, ale optima dla tych temperatur leżą dla stali molibdenowej nieco niżej.

Stal wolframowa -- hartowanie 1280°, odpuszczanie 580°.

Stal molibdenowa -- hartowanie 1230°, odpuszczanie 560°.

7. Stale molibdenowe są mniej ciągliwe od stali typu 18-4-1, co uwydatnia się przy pracy nierównomiernej z uderzeniami.

8. Wydajność stali o 8% Mo, 2% W, i 1% V, poddanej właściwej obróbce dorównuje wydajności stali 18-4-1.

Z powyższego widać, że w warunkach normalnych, gdy nie ma trudności z otrzymaniem wolframu stale molibdenowe nie mają szans rozpowszechnienia. Jasne jest, że stale wykazujące dobrą wydajność przy obróbce mechanicznej, ale nastroczające nadmierne trudności przy kuciu, walcowaniu, czy hartowaniu i dające przy sporządzaniu narzędzi dużo wybraków nie mogą konkurować ze stalami o łatwej obróbce.

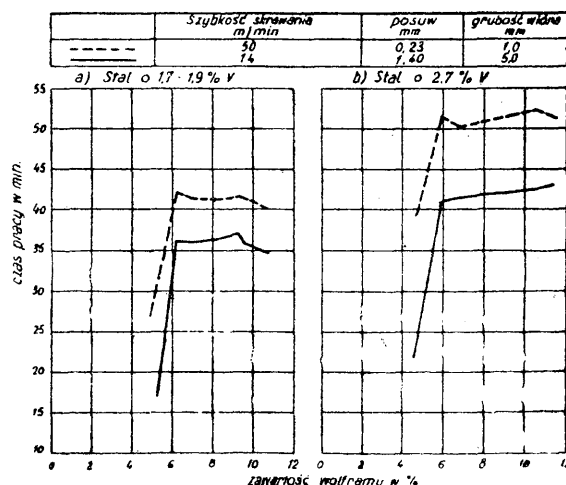
Należy tu jeszcze wspomnieć o próbach wyeliminowania wolframu ze stali szybko tnącej przez stworzenie stali chromowych. Dotychczasowe usiłowania wypadły jednak zupełnie negatywnie, gdyż stal zawierająca około 10% Cr i 2% V musi zawierać conajmniej 5% W, aby dawać wyniki zbliżone do stali szybko tnącej (11, 12, 13, 14, 15).

Ponieważ próby zupełnego wyeliminowania wolframu ze stali szybko tnących nie dały zadawalających rezultatów, dalsze usiłowania poszły w kierunku zaoszczędzenia wolframu przez obniżenie jego zawartości w

stalach typu 18-4-1. Tą drogą poszli Niemcy od 1930 r. Początek dał patent Beckera (16 i 17) stwarzający stal o 7—13% W i 2% V. Okres poprzedzający drugą wojnę światową i okres samej wojny przyniósł badania wpływu każdego z pierwiastków stopowych, w celu ustalenia składu optymalnego zarówno pod względem ekonomicznym jak i wydajności.

Przeprowadzono szczegółową analizę zmian w zawartości węgla z jednej strony, a wolframu, molibdenu, wanału i chromu z drugiej, ponieważ pierwiastki te warunkują tworzenie się węglików i odporność na odpuszczanie (8, 9, 12, 15, 18). Odnośnie optymalnej zawartości chromu opinia na ogół jest zgodna — powszechnie stosowany dodatek wynosi około 4%. Według Scherera i Schradera (18), większy dodatek prowadzi do trudności przy hartowaniu wskutek nadmiernego tworzenia węglików, co pociąga za sobą spadek wydajności. Pozostaje więc dobranie najbardziej odpowiednich ilości molibdenu i wanału i dostosowanie do tego ilości węgla, aby możliwie najbardziej obniżyć zawartość wolframu.

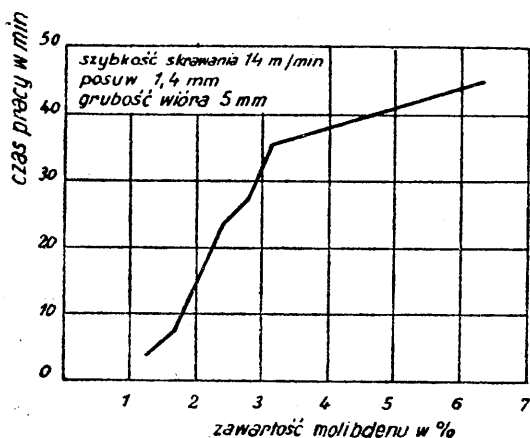
Badania Schradera (15) dały przejrzysty obraz wpływu różnych ilości dodawanych pierwiastków. Rys. Nr. 1 podaje wpływ wolframu na stal zawierającą 4% Cr, 0,5% Mo, i 1,5% V w jednym, a 2,7% V w drugim wypadku. Znaczny spadek wydajności widać dopiero poniżej 6% W i to dla obydwu ilości wanału.



Rys. 1.

Wydajność wolframowej, oszczędnościowej stali szybko tnącej w zależności od zawartości wolframu.

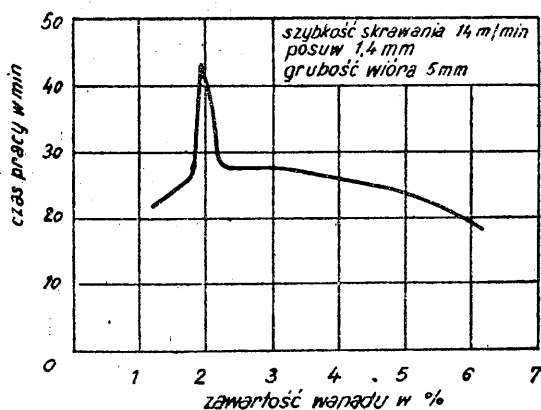
Rys. Nr. 2 wykazuje działanie Mo w stali molibdenowo-wanadowej bezwolframowej o zawartości 2,0% V i 4,4% Cr. Minimum potrzebnej zawartości molibdenu leży przy 3%. Wynik ten potwierdza cały szereg badaczy, jak Fizia, Gebhard, Rapatz i Scherer (12), przyczym Guljajew (19) podaje wartość zbliżoną bo wynoszącą 2,5% Mo.



Rys. 2.

Wydajność molibdenowo-wanadowej stali szybko tnącej o zawartości 2,9% V w zależności od zawartości Mo

Rysunek Nr. 3 podaje wpływ ilości wanadu przy odpowiednim wzroście ilości węgla w stali tego samego typu co poprzedni, o zawartości 3% Mo i 4% Cr. Przy zawartości 1,9% V występuje wyraźne maksimum wydajności w wąskich granicach $\pm 0,1\%$. Następnie w dużym zakresie od 2–3% wydajność mało zależy od zawartości wanadu, a powyżej 3% spada. Mniejsze dodatki wanadu niż 1,8% są jeszcze mniej korzystne niż za wysokie.

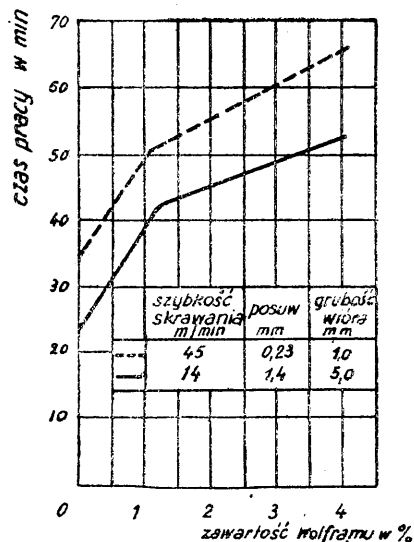


Rys. 3.

Wydajność oszczędnościowej stali szybko tnącej molibdenowo-wanadowej w zależności od zawartości V.

W praktyce trudno jest utrzymać zawartość wanadu w tych wąskich granicach najwyższej wydajności, dlatego dodaje się go raczej trochę więcej, aby utrzymać zakres 2–3% V, przy którym niema wahań wydajności. Badania Guljajewa (19) w zupełności potwierdzają powyższe wyniki.

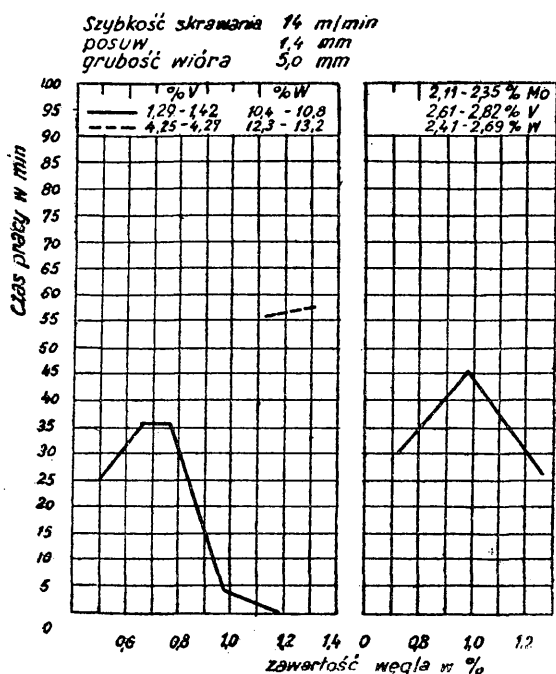
Z rys. Nr. 4 widać wpływ wolframu na stal molibdenowo-wanadową. Stale zawierają tu przeciętnie 2,5% V, 2,5% Mo i 4% Cr, czyli ilości optymalne, jak wynika z tego, co było powiedziane wyżej. Dodatek 1% W powoduje już znaczny wzrost wydajności, który powiększa się razem z ilością W. Stal wolframowa o małej zawartości Mo musi mieć minimum 6% W, jak wynika z rys. Nr. 1, natomiast stal molibdenowo-wanadowa o optymalnych zawartościach tych pierwiastków musi zawierać przynajmniej 1% W.



Rys. 4.

Wydajność oszczędnościowej stali szybko tnącej molibdenowo-wanadowej w zależności od zawartości W.

Należy jeszcze wspomnieć o najodpowiedniejszej zawartości węgla w stali; jak wiadomo, do każdorazowej ilości V, W i Mo należy dobrać odpowiednią zawartość węgla. Ilości za małe, a jeszcze bardziej za duże powodują znaczny, prawie pionowy spadek wydajności (20). Ilustruje to rys. Nr. 5 według Schradera (15).



Rys. 5.

Wpływ zawartości węgla na wydajność oszczędnościowej stali szybko tnącej Wolframowej i stali trzykrotnej.

Badania powyższe doprowadziły w Niemczech do zastąpienia dawnych stali nowymi o mniejszej zawartości dodatków stopowych. W styczniu 1938 r. wydał „Der Beauftragte für Stahl und Eisen” rozporządzenie noszące nazwę „E 14” (21), które zakazywało produkcji na rynek wewnętrzny stali wysoko stopowych i określało składy stali dopuszczalnych do produkcji.

Tablica Nr. 1 podaje te składy za Haufem i Büsklinem (22)

Tablica Nr. 1.

C%	Cr%	W%	Mo%	V%
0,75	4,20	11,00	0,50	0,90
0,80	4,20	11,00	0,70	1,40
0,85	4,20	12,00	0,70	2,50

Z wybuchem wojny zaistniała potrzeba dalszej oszczędności wolframu; doszło do wypracowania t. zw. stali trzykrotnej o 2,5% W, 2,5% Mo i 3% V (23), która jest właściwym efektem podanych badań, to też zgodnie z II zmianą zarządzenia „E 14” skorygowano ilości dodatków stopowych w jesieni 1939 r., co podaje tablica Nr. 2.

Tablica Nr. 2.

Grupa	W%	Mo%	V%	Cr%
A B C II	10,0	0,6	1,7	4,5
A B C III	2,5	2,5	3,0	4,5
D	11,5	0,6	2,7	4,5
E	12,0	1,0	4,5	5,0

Wymienionych w tablicy Nr. 2 stali nie mogły jednak używać w równej mierze wszystkie zakłady. Stal grupy D i E w 100% przeciętnej ilości kwartalnej z okresu od 1. 7. 1938 r. do 30. 6. 1939 r. mogły otrzymywać jedynie zakłady należące do „Fachgruppe Maschinen- und Präzisionswerkzeuge (in der Wirtschaftsgruppe Maschinenbau)” i zakłady „Der Fachgruppe Werkzeugindustrie (in der Wirtschaftsgruppe Eisen, Stahl und Blechwarenindustrie)”, przy czym te ostatnie musiały już mieć zezwolenie indywidualne „Der Fachgruppe Werkzeugindustrie”.

Pozostali dotychczasowi konsumenci stali tych dwóch grup mogli otrzymywać tylko 66% dostaw wyżej wymienionego okresu. Zamówień nowych firm na stale grupy D i E nie wolno było przyjmować za wyjątkiem firm pochodzących z terenów okupowanych i mających specjalne zezwolenie „Der Reichstelle für Eisen und Stahl”. Reszta fabryk mogła otrzymywać tylko stal grup ABC II i ABC III.

W miarę przeciągania się wojny i rosnących trudności gospodarczych wychodziły co pewien czas nowe ujęcia i zmiany zarządzenia „E 14”, wprowadzając coraz większe oszczędności. Tablica Nr. 3 przedstawia zestawienie zmian w analizach stali sporządzanych na podstawie tych zarządzeń.

Jak powyższe zarządzenia odbijały się na produkcji i jaki był stosunek produkcji poszczególnych stali mogą dać przybliżone pojęcie zestawienia ilości wytopionych spustów na trzech hutach polskich wyrabiających stale szybko tnące w czasie okupacji podane w tabeli Nr. 4 (24).

Tablica Nr. 3.

Rozporządzenia	Data	Grupa	W	Mo	V	Cr	U w a g i :
II zmiana E 14	2. 11. 39	ABC II ABC III D E	10,0 2,5 11,5 12,0	0,6 2,5 0,6 1,0	1,7 3,0 2,7 4,5		Na rynek wewnętrzny produkować tylko 66% tej ilości co przeciętnie produkowano w pierwszej połowie 1939 roku.
I nowe ujęcie E 14	12. 8. 40	ABC II ABC III D E	10,0 2,75 11,5 12,0	0,6 2,5 0,6 1,0	1,7 3,0 2,7 4,5	4,6 4,6 4,6 5,5	
	27. 3. 41	ABC II ABC III D E	10,0 2,75 11,5 12,0	0,6 2,5 0,6 —	1,7 3,0 2,7 4,5		Od czerwca 1941 r. produkować z ogólnej ilości zamówionej stali grup ABC — 70% ABC III i 30% ABC II.
	15. 11. 41	ABC II ABC III D E	10,0 2,5 10,0 11,0				Od 6. 41. nie przydzielać do grupy D molibdenu -0,6% może być tylko ze złomu.
2 nowe ujęcie E 14	12. 3. 42	ABC II ABC III D E	10,0 2,5 10,0 11,0	— 2,5 — —	1,7 3,0 2,7 4,5	4,0 4,0 4,0 4,5	
3 nowe ujęcie E 14	10. 10. 42	ABC II ABC III D E	10,0 2,5 10,0 11,0	— 2,5 — —	1,7 3,0 2,7 4,5	4,0 4,0 4,0 4,0	Stali grup ABC II nie dostarczać, a 100% z grup ABC dawać z stali ABC III. Stali grup D i E można dostarczać w 30% stanu dostarczonego w roku 1941 resztę dopełnić stalami grupy ABC III
	1. 12. 43	ABC II ABC III E	9,0 1,5 10,0	— 2,5 —	2,0 3,0 4,5	4,0 4,0 4,5	Od 1. 12. 42 można produkować ze złomu i starych stali zawierających Co stal o zawartości W = 10,0; V = 3,0; Co = 3,0.
	2. 10. 44	ABC II ABC III ¹⁾ D E E ²⁾	8,0 1,5 10,0 10,0 10,0	— 2,5 — — —	2,0 2,5 2,7 4,0 2,2	4,0 4,0 4,0 4,0 4,0	¹⁾ oznaczenie handlowe ABC III W 1 ²⁾ oznaczenie handlowe E Co 3 i 5% Co.

Tablica Nr. 4.

Huta	Grupa stali	R o k				
		1940	1941	1942	1943	1944
Baidon ¹⁾	E	33	36	54	23	7
	D	43	62	129	30	2
	ABC II	—	152	281	453	27
	ABC III	86	55	—	7	339
Batory ²⁾	E	8	23	27	20	4
	D	3	3	16	2	—
	ABC II	3	10	—	—	5
	ABC III	—	10	11	34	58
Z.P. Stalowa Wola ³⁾	E	19	20	75	109	3
	D	2	95	137	138	2
	ABC II	2	11	158	114	—
	ABC III	1	2	79	151	100

Z tabeli tej wynika, że sytuacja surowcowa Niemiec w roku 1944 jeżeli chodzi o wolfram, stała się nadzwyczaj krytyczna — praktycznie wytwarzano wyłącznie stal grupy ABC III i to o zawartości tylko 1,5% wolframu! To też niezmiernie ciekawie przedstawia się sprawa zdolności skrawania tych stali w porównaniu ze stalami wysokowolframowymi i kobaltowymi. Twórcy i badacze niemieckich zastępczych stali szybko tnących zgodnie twierdzą, że można nimi w zupełności zastąpić stale przedwojenne.

Opitz (25) i Kreim (26) omawiając wydajność stali zastępczych przy obróbce zgrubnej twierdzą, że przy skrawaniu wiórem o grubości 5mm i posuwie 1,4 mm stali węglowej

o wytrzymałości 95 kg/mm² przy szybkości skrawaniu 13 m/min można w następujący sposób ocenić poszczególne stale:

Stal E — ma wydajność trochę niższą niż dawna stal zawierająca 5% Co, ale przy nieco mniejszej szybkości skrawania, a więc i dłuższym czasie pracy (co raczej odpowiada praktyce) zbliża się bardzo do tej wydajności.

Stal D — praktycznie biorąc ma wydajność równą stali dawnej o zawartości 3% Co.

Stal ABC II — ma wydajność równą stali 18—4—1,5.

Stal ABC III ma wydajność równą stali 18—4—0,7.

Nieco obszerniej i bardziej krytycznie podchodzi do tego zagadnienia Homma w swym nieopublikowanym referacie (27). Wyniki jego prób podaje tablica Nr. 5.

zaopatrzone w płytki z twardych metali tnących.

Z porównania oszczędnościowych stali szybko tnących między sobą wynika, że wydajność spada w kolejności E, D, ABC II, ABC III. Odnośne wyniki otrzymane przez Hommę podaje tablica Nr. 6.

Tablica Nr. 6.

Grupa stali	V 60 w m/min		
	wiór 5×1,4mm	wiór 3×1 mm	wiór 2×0,2mm
D	10,62	15,55	46,25
ABC II	10,55	14,75	45,48
ABC III	9,55	13,07	41,56

Skrawana stal VMS 135 o składzie: C=0,48%; Mn=1,40%; Si=1,70%, ulepszona w oleju na Rr=90 kg/mm².

Tablica Nr. 5

Warunki skrawania			V ₆₀ w m/min. ¹⁾			Różnica V ₆₀ w % między	
Materiał skrawany	Grubość wióra	Posuw. (obr.)	Stal 18 4. 1,5	Stal ABC II	Stal ABC III	18. 4. 1,5 i ABC III	18 4. 1,5 i ABC III
I	5 mm	1,4 mm	11,2	10,5	9,2	5	17
II	5 mm	1,4 mm	18	17,5	16,1	3	10
	3 „	1,0 „	29	28,1	27,1	3	6
	2 „	0,2 „	78	77	74	1	5
III	3 mm	1,0 mm	45,5	44,5	43	4	5
	2 „	0,2 „	116,5	115	110	1	5
	1 „	0,1 „	13,7	136,5	132	1	4
IV	1 mm	0,1 mm	99	V ₂₄₀ w m/min. ¹⁾		3	6
				96	93		

Według tej tablicy, przy toczeniu trzema stalami: 18—4—1,5 ABC II i ABC III różnica V₆₀ (t. j. szybkości odpowiadającej długości pracy równej jednej godzinie), dająca bezpośrednią miarę wydajności jest niewielka, szczególnie przy obróbce stali miękkiej i średniotwardej, wykonywanej małym wiórem. Przy toczeniu stali twardej wiórem dużym stal grupy ABC III jest wyraźnie gorsza. Twardość jej w temperaturze czerwonego żaru nie wystarcza w ciężkich warunkach pracy. Do tego rodzaju pracy nadaje się stal grupy D nie podana na tej tablicy. Czółowych więc wydajności nie można osiągnąć stalami bardzo ubogimi w dodatki stopowe. Do tych prac należy raczej stosować noże

Nóż o kątach L=6°, B=70°, H=45° (według DIN4951).

Próby własne, wykonane w celach orientacyjnych, dały wyniki pokrywające się z wynikami podanymi przez Hommę, przy dość znacznym rozrzucie wyników, spowodowanym trudnymi warunkami w jakich przeprowadzono doświadczenia.

Obróbka cieplna oszczędnościowych stali szybko tnących w porównaniu ze stalami wysokowolframowymi (8, 15, 20, 22, 28, 29, 30).

Ogólnie biorąc, oszczędności w dodatkach pierwiastków stopowych do stali szybko tnących są robione kosztem niewrażliwości tych stali na obróbkę cieplną. Stale zastępcze są w porównaniu ze stalami wysokowolframo-

wymi szczególnie wrażliwe na przegrzanie i dłuższe nagrzewanie w temperaturze hartowania. Po przekroczeniu optymalnej temperatury hartowania zjawiska przegrzania rozchodzą się szybciej i są bardziej niebezpieczne w stalach oszczędnościowych niż w stalach wysokowolframowych. Wytłumaczyć to można faktem, że stale niskostopowe mają mniej węglików stanowiących ośrodki krystalizacji i są wobec tego bardziej skłonne do tworzenia grubego ziarna (18). Stal gruboziarnista, jak wiadomo, jest bardziej wrażliwa na pęknięcia. Pęknięcia może powodować również odwęglenie powierzchni. Grozi ono zarówno stalom typu 18—4—1, jak i oszczędnościowym, gdyż jak twierdzi Pat-terman (28), Haufe i Bürklin (29) nie zauważono różnic we właściwościach powierzchni tych stali. Stale oszczędnościowe nie są więc bardziej wrażliwe na korozję, nawęglanie i odwęglanie powierzchni, niż stale bogate w wolfram, gdy do jednego i drugiego rodzaju stali zastosujemy odpowiednią temperaturę i czas hartowania.

Bardzo starannej ochrony powierzchni przed utlenieniem wymagają natomiast stale molibdenowo-wanadowe nie zawierające wolframu. W wysokich temperaturach kucia i hartowania molibden zawarty w stali utlenia się na MO_2O_3 i ulatnia w postaci dymu osiadającego na młotach. Utrata molibdenu powoduje zmięknienie obrzeża. Przed zjawiskiem tym, ochronę powierzchni stali szybko kotnącej, stanowi pociągnięcie przedmiotu boraksem na czas podgrzewania do obróbki plastycznej i hartowania w kąpielach solnych. Amerykanie wprowadzili jeszcze inny typ hartowania ochronnego, jak podaje Scherer i Bautel (31) polegającego na wprowadzeniu do pieca hartowniczego jakiegoś bliżej nieokreślonego środka chemicznego, który utlenia się w komorze hartowniczej i osiada jako powłoka ochronna na przedmiocie hartowanym.

Granica wrażliwości na przegrzanie obniża się ze spadkiem zawartości wolframu. Początek przegrzania i optymalna temperatura hartowania leży dlatego w stalach zastępczych niżej. Nie należy tego uważać za wadę, gdyż w odpowiednich dla siebie temperaturach osiągają one pełną twardość; struktura ich wykazuje w tych warunkach podobnie jak dobrze zahartowanej stali wolframowej austenityczno-martenzytyczne pod-

łoże z ledeburytycznymi węglnikami i resztkami węglików wtórnych. Oprócz tego w niższej temperaturze hartowania mniej są narażone na zużycie przyrządy pomiarowe i mniej atakowana powierzchnia przedmiotu. Zakres najodpowiedniejszych temperatur hartowania jest mniej więcej jednakowy dla stali dawnych i wojennych stali niemieckich i wyraża się obszarem 30° . Podkreślany często szeroki zakres temperatur hartowania stali o dużej zawartości wolframu opierał się na tym, że stal bywała zahartowana poniżej właściwego zakresu temperatur co pociągało za sobą niewykorzystanie stopu, i stal posiadała niezupełną zdolność skrawania. Jeżeli weźmiemy pod uwagę niedohartowanie narzędzi ze stali oszczędnościowych w takim samym stopniu, to stale te będą miały równie szeroki zakres temperatur hartowania. Rzecz inna, że przy takim niedohartowaniu stali oszczędnościowych wydajność spada dość raptownie; stale te wówczas zupełnie nie będą zdolne do pracy podczas gdy stalami typu 18—4—1 można w tych warunkach pracować — tylko ze znacznie niższą wydajnością.

Górną granicę najodpowiedniejszego zakresu temperatur hartowania wyznaczają zjawiska przegrzania i pożądana ciągliwość narzędzia — dolną — odpowiednia odporność na odpuszczanie. Te same zjawiska, które ograniczają właściwy zakres temperatur hartowania, rozstrzygają też o czasie nagrzewania w tej temperaturze. Czas ten jest nieco mniejszy dla stali oszczędnościowych niż dla wysokostopowych. Zależy on w dużym stopniu od wymiarów i kształtu narzędzia oraz temperatury hartowania. Lepiej jest przytym obrać temperatury hartowania niższe o $10\text{--}15^\circ$ od optymalnych i przedłużyć czas nagzewu, gdyż wpływ jego w niższej temperaturze jest mniej groźny, gdy w temperaturach wyższych wzrost ziarna postępuje szybciej.

Jeśli chodzi o zależność twardości od temperatury odpuszczania, i wpływ temperatury hartowania na twardość po odpuszczeniu, to stale oszczędnościowe nie odróżniają się pod tym względem od stali bogatych w dodatki stopowe. Krzywa zależności twardości od temperatury odpuszczania ma dla obydwóch gatunków stali przebieg zasadniczy taki sam, ale stal oszczędnościowa osiąga maksimum twardości trochę wcześniej (około 560°). W związku z tym temperatury graniczne

spadku i wzrostu twardości są na krzywej nieco przesunięte w stosunku do tych punktów dla stali przedwojennej.

Stale wysokowolframowe odpuszcza się naogół raz — oszczędnościowe dwu lub trzykrotnie, w celu zupełnego rozłożenia austenitu. Osiągamy przez to wzrost ciągliwości, ale nie chcąc tracić twardości obniżamy temperaturę drugiego i trzeciego odpuszczania o 10—20°. Czas odpuszczania powinien być możliwie długi i zależnie od grubości narzędzia wynosić 1/2 do 2 godzin. Należy unikać odpuszczania poniżej 500°. (15, 22, 27, 29, 32).

Wszystkie temperatury dotyczące obróbki cieplnej poszczególnych stali zebrane są w tablicy Nr. 7.

Zabronione było wykonywanie i dostarczanie ze stali szybko tnącej następujących narzędzi do obróbki mechanicznej:

Wiertel spiralnych powyżej \varnothing 50 mm.

Pogłębiacze spiralnych z trzonkami powyżej \varnothing 50 mm.

Gwintowników do kołków ustalających.

Rozwiertaków do kołków ustalających.

Rozwiertaków nastawnych.

Rozwiertaków stożkowych do robót na gotowo (nie dotyczy to spiralnych rozwiertaków do otworów na kołki ustalające).

Rozwiertaków maszynowych powyżej \varnothing 32 mm.

Rozwiertaków nasadzanych powyżej \varnothing 48 mm.

Tablica Nr. 7

z katalogów Zakładów Południowych w Stalowej Woli

Stal	Kucie °C	Żarzenie, °C	Hartowanie		Środek oziębający	Odpuszczanie
			Noże tokar. Narzędzia proste	Narzędzia skomplikowane		
Kobaltowa 18% W, 12% Co	1200-1100	ok. 800	1280-1320	1230-1250	sprężone pow. lub olej	560-600° 1/2 godz.
18. 4. 1.	1200-1000	„ 800	1280-1320	1230-1250	„	560-590° 1/2 godz.
ABC II	1100- 900	760-800	1220-1260	1160-1200	„	570-550° 2 × 1 godz.
ABC III	1100- 900	760-800	1210-1230	1150-1190	„	560-540° 2 × 1 godz.
D	1100- 900	760-800	1230-1270	1170-1210	„	570-550° conaj- mniej 2 × 1 godz.
E	1150- 900	780-820	1340-1270	1180-1220	„	570-550° 2 × 1 godz.

Chcąc mieć całokształt niemieckich usiłowań opanowania trudnej sytuacji wobec braku dodatków stopowych do stali szybko tnących — należy jeszcze zapoznać się pokrótce z zarządzeniami regulującymi wytwarzanie narzędzi i gospodarkę złomem stali szybko tnących.

Zarządzenie „E 31” (33) zabraniało produkcji ze stali szybko tnącej narzędzi do obróbki plastycznej. Na narzędzia do obróbki mechanicznej mogła być stosowana stal szybko tnąca tylko w tym wypadku, gdy używano jej do tego celu przed 1. 11. 1939 r., z tym że nie wolno było stosować lepszych gatunków stali niż były stosowane przed tą datą.

Narzędzi do maszyn wyrabiających sprawdziany.

Noży do zataczania.

Narzędzi do pracy ręcznej (np. rozwiertaków, przecinaków, gwintowników, pogłębiaczy do nakiełków, pilników itd.).

Frezów do pił tnących metale.

Noży nożycowych

Tarczowych noży nożycowych

Stempli

Wykrojów

Pilników maszynowych

Pilników rotacyjnych

Narzędzi do obróbki drzewa i materiałów niemetalicznych jak: frezy, piły, noże do obróbki drzewa, gumy, skóry, sztucznej skóry.

papierni, kartonów itp., z wyjątkiem narzędzi do obróbki twardego drzewa egzotycznego, drzewa ulepszanego (np. nasyczonego sztucznymi żywicami), sztucznych tworzyw z procesów polikondensacji lub polimeryzacji.

Nie wolno było również produkować ze stali szybko tnącej pił ręcznych i maszynowych o grubości mniejszej od 1,25 mm do obróbki metali mających wytrzymałość niższą niż 90 kg/mm², jak i pił maszynowych o grubości 1,25 mm do obróbki metali o wytrzymałości nie sięgającej 60 kg/mm².

Noże tokarskie, noże strugarskie i inne tym podobne narzędzia o przekroju większym niż 200 mm², jeżeli miały długość ponad 120 mm nie mogły być wykonane w pełni ze stali szybko tnącej. Trzonek musiał być zrobiony ze stali nie zawierającej Ni, Cr, Mo, V, Cu, Co i W, przy czym narzędzia te zostały rozdzielone jeszcze na dwie grupy zależne od wymiarów. Pierwsza grupa o przekroju mniejszym od 900 mm² mogła mieć część tnącą przyspawaną stykowo, albo przyspawaną lub przylutowaną płytkę ze stali szybko tnącej. Najwyższa dopuszczalna długość części przyspawanej mogła wynosić ¼ długości narzędzia. Druga grupa o przekroju większym od 900 mm² miała tylko przylutowane lub przyspawane płytki ze stali szybko tnącej.

To samo dotyczyło wyrobu noży strugarskich do wyrobu kół zębatach i noży profilowanych, krawędziowych o wadze większej od 1 kg. Noże ważące więcej — musiały mieć trzonki ze stali spełniającej wyżej podany warunek. Również piły tarczowe o średnicy większej od 350 mm i frezy o średnicy ponad 200 mm, wreszcie wszelkie narzędzia posiadające trzonki o średnicy przewyższającej 13 mm nie mogły być w całości robione ze stali szybko tnącej. Każde narzędzie wykonane w pełni ze stali szybko tnącej było zaopatrzone w znak mówiący o dodatkach stopowych użytego materiału.

Drugie z wspomnianych zarządzeń — „E 64” (34) regulowało gospodarkę złomem stali szybko tnących. Złom ten, posegregowany według grup stali, należało odsyłać bezpośrednio do producentów, których szczegółowy spis i adres zarządzenie podawało. Zamawia-

jący stal szybko tnącą mógł otrzymać ją tylko wtedy, gdy wykonał obowiązek dostarczenia złomu i załączył do zamówienia deklarację ile do obecnej chwili otrzymał stali szybko tnącej i ile oddał złomu. Za zgodność tych zestawień i za całą gospodarkę złomem stali szybko tnącej w przedsiębiorstwie był odpowiedzialny komisarz mianowany przez ministra uzbrojenia, a mający pod swą kontrolą pewien okręg. Jeżeli nominacji takiej nie było, to kierownicy przedsiębiorstw powinni na własnym terenie wyznaczyć kogoś do tych funkcji, gdyż przeciwnym razie sami byli odpowiedzialni za niestosowanie się do powyższego zarządzenia.

LITERATURA

1. Patenty niemieckie: DRP. Nr. Nr. 300 765, 309 175, 312 301.
2. Patenty francuskie: Nr. Nr. 517 359, 517 360, 517 369, 518 808.
3. Patenty amerykańskie: Nr. Nr. 1 492 567 i 1 937 334.
4. Trans. Am. Sco. Steel. Treat. 1933 r. str. 193-232.
5. Iron Age 1934 r. str. 32.
6. St. u. Eisen 1924 r. str. 1165-68 i 1708-13
7. „ 1935 r. „ 1001-05
8. „ 1937 r. „ 1317-22
9. „ 1937 r. „ 1355-59
10. „ 1939 r. „ 314-15
11. „ 1935 r. „ 1005
12. „ 1939 r. „ 985-90
13. Przegląd Mechaniczny 1936 r. str. 443 i 569
14. St. u. Eisen 1942 r. str. 782-3
15. St. u. Eisen 1944 r. str. 647-48.
16. D.R.P. Nr. 651 662
17. St. u. Eisen 1940 r. str. 609-616
18. „ 1938 r. „ 265-269
19. „ 1942 r. „ 922-23
20. W. Oertel i A. Gruetzner: „Die Schnelldrehstähle“
21. Anordnung betreffend Herstellung von Schnell-arbeitsstählen „E 14“.
22. T. Z. fuer Prakt. Metallbearbeitung 1939 r. str. 519.
23. D.R.P. Nr. 720 834.
24. Dane dotyczące Huty Baildon według prof. Czo-pińskiego. Dane dotyczące Huty Batory i Zakładów Południowych, wzięte z materiałów ponie-mieckich, znajdujących się na terenie hut.
25. T. Z. f. Prakt. Metallbearbeitung 1942, str. 155.
26. Nieopublikowany referat z 1942 roku.
27. Sparstoffarme Schnellstaehle F. Homma 1943 r.
28. St. u. Eisen 1941 r. str. 1161-68.
29. Fertigungstechnik 1942 r. str. 66.
30. Rapatz „Die Edelstaehle“ wyd. 1934 r. str. 262.
31. St. u. Eisen 1939 str. 314.
32. T. Z. fuer Prakt. Metallbearbeitung 1942 r. str. 181.
33. Anordnung E 31 der Reichsstelle fuer St. u. Eisen betr. Herstellung und Kennzeichnung von Werk-zeugen aus Schnellarbeitsstahl.
34. Anordnung E 64 der Reichsstelle Eisen u. Metalle (Erfassung von Schnellarbeitsstahlschrott).

Inż. Witold SZNUK
C. Z. P. H.

Jeszcze parę uwag na temat procesu tomasowskiego.

Czynnikami decydującymi o rozwoju hutnictwa żelaza na danym obszarze gospodarczym są podstawy surowcowe, a więc ruda żelazna i węgiel, oraz potrzeby rynku wewnętrznego wzgl. możliwości eksportowe.

Hutnictwo w Polsce rozwijało się początkowo w oparciu o rudy (okręg staropolski). Z czasem, na skutek wzrastającego ciągle zapotrzebowania żelaza na rynku wewnętrznym, któremu nasze zasoby rud nie mogły już sprostać, podstawą surowcową rozwoju hutnictwa żelaza stał się węgiel. Węgiel więc, a nie ruda, jest i będzie podstawą surowcową dalszego rozwoju naszego hutnictwa żelaza.

Rozważając zatem zagadnienie procesu tomasowskiego w Polsce musimy się zgodzić, że podstaw surowcowych dla rozwoju tego procesu nie posiadamy. Po pierwsze dlatego, że zasoby rud fosforodajnych tak jak i innych rud żelaznych są u nas zbyt małe i trudne do eksploatacji, a po drugie dlatego, że podstawą surowcową rozwoju naszego hutnictwa żelaza — węgiel, nie ma wpływu na wybór między procesem martenowskim a tomasowskim.

Jeśli chodzi o potrzeby rynku wewnętrznego, a tym bardziej o możliwości eksportowe, stal tomasowska jest bardzo mało atrakcyjna. Jest ona w każdym razie na rynku mniej pożądana, niż stal martenowska. A więc i czynnik zbytu, jeśli chodzi o stal, nie daje podstaw dla rozwoju procesu tomasowskiego.

Musimy się zatem zgodzić, że oczywistych, klasycznych podstaw dla rozwoju procesu tomasowskiego nie posiadamy.

Zachodzi więc pytanie dlaczego problem tomasowni jest na naszym terenie stale aktualny, szczególnie przy generalnym ujęciu zagadnień hutnictwa żelaza czy to przez koncerny Huty Pokój i Wspólnoty Interesów, czy to przez referat Pott'a, czy wreszcie przez Komisję Racjonalizacji i Rozbudowy Hutnictwa.

Odpowiedź nasuwa się sama: Polska, kraj rolniczy, a w niedalekiej przyszłości przemysłowy,

słowo=rolniczy, potrzebuje ogromnych ilości nawozów w przeważnej części fosforowych. Zasoby fosforu w kraju są bardzo małe w stosunku do potrzeb. Wielkie ilości fosforu zmuszeni jesteśmy importować. Obowiązkiem naszym jest wykorzystanie wszelkich surowców fosforowych w kraju, dla możliwie największego zmniejszenia importu fosforu. Posiadamy w kraju rudy darniowe o wysokiej zawartości fosforu, a ten da się wykorzystać dla rolnictwa jedynie przez przerabianie tych rud w procesie tomasowskim. Sprawa byłaby oczywista gdyby nie małe zasoby naszych rud fosforonośnych.

Wydaje się, że zagadnienie procesu tomasowskiego w Polsce można w najogólniejszej formie tak ująć:

1. Proces tomasowski nie znajduje w Polsce dostatecznych podstaw surowcowych,
2. stal tomasowska w porównaniu ze stalą martenowską nie jest atrakcyjna, natomiast
3. żużel tomasowski posiada ogromne znaczenie dla naszego rolnictwa i stanowi jedyną możliwość wykorzystania fosforu zwartego w naszych rudach żelaznych i żużlu martenowskim.

Ponieważ zagadnienie tomasowni posiada swoje za i przeciw, wymaga ono przeto kalkulacyjnego rozważania.

Potraktuję tu tomasownię jako wytwórnię stali i tomasyny równorzędnie. Słowo „równorzędnie” rozumiem tu w ten sposób, że jakkolwiek tomasyna nie przekracza 20% produkcji tomasowni¹⁾, to jednak jej wielkie zapotrzebowanie na rynku krajowym conajmniej zrównoważy konieczność stosowania tak niechętnie widzianej stali tomasowskiej.

Preliminowane przez Ministerstwo Rolnictwa zużycia nawozów fosforowych w Polsce wynosi 150.000 ton P_2O_5 rocznie, z czego połowę a więc 75.000 ton P_2O_5 stanowią nawozy zasadowe, na które składają się: tomasyna, supertomasyna, dwufosfaty i termofosfaty

¹⁾ t. zn. produkcja tomasowni wynosi 200 do 250 kg żużla na 1 tonę stali.

(fosforan Rhenania). Nasze możliwości eksploatacyjne określa się na max. 20.000 ton P_2O_5 rocznie. Musimy zatem importować min. 130.000 ton P_2O_5 rocznie.

Nas interesuje tylko tomasyna. Wg. inż. E. Barwińskiego (Przem. Chem. 1945, Nr. 2, str. 39) dla wykonania programu zaopatrzenia rolnictwa w nawozy fosforowe musimy się liczyć z następującym importem:

tomasyna 500.00 ton rocznie
 apatyty Kola 250.000 „ „

500.000 ton tomasyny odpowiada produkcji ponad 2 miliony ton stali tomasowskiej. Produkcję tą, zbyt wysoką na najbliższe lata, przyjąć można jako górną granicę rozwoju procesu tomasowskiego u nas.

Wg. informacji otrzymanych w Ministerstwie Rolnictwa istnieje u nas tendencja do stosowania możliwie największej ilości termofosfatów. Pomimo tego jednak zapotrzebowanie tomasyny w kraju nie będzie niższe niż 100.000 ton rocznie, co odpowiada około 500.000 ton stali tomasowskiej. Produkcja tomasowni 500.000 ton stali wraz z około 125.000 ton żużła wydaje się być zatem dolną granicą, od której należałoby zacząć.

Przyjmując tą wysokość produkcji jako podstawę do dalszych rozważań.

Hutnictwo nasze opierać się będzie w przyszłości w ok. 70% na rudach importowanych i wydaje się oczywiste, że importować będziemy rudy bogate i możliwie tanie. Obecnie jedynymi dostępnymi dla nas, specjalnie jeśli chodzi o rudy fosforowe, są rudy szwedzkie. Przyjmując więc jako podstawowy wsad na surówkę tomasowską szwedzką rudę Grängesberg²⁾ o przeciętnej analizie (oferowanej):

Fe	— 60%
Mn	— 0,15%
P	— 0,9%
S	— 0,01%
SiO ₂	— 6,0%
Al ₂ O ₃	— 1,25%
CaO	— 3,6%
MgO	— 2,0%

²⁾ Oparcie się wyłącznie na rudach Grängesberg nie byłoby słuszne. Podaję je jako najkorzystniejszy moim zdaniem wsad a następnie dlatego, że są to jedyne rudy, których warunki dostawy obecnie znamy i które niewątpliwie będą przez nas i w przyszłości importowane.

Jako następne możliwości należałoby rozpatrzyć rudy Mineite i Brazylijskie

Na marginesie warto zaznaczyć, że ruda Grängesberg jest wysyłana z portów niezamarzających, a więc może być dostarczana przez cały rok.

Ruda ta, na wymagane 2% P w stosunku do Fe we wsadzie, daje:

$$\frac{0,9 \times 100}{60} = 1,5\% P$$

Surówkę tomasowską zaopatrywalibyśmy w ilości ok. $\frac{2}{3}$ fosforem importowanym w rudzie Grängesberg a w ilości ponad $\frac{1}{3}$ fosforem ze źródeł krajowych. Za najważniejsze źródła krajowe uważam rudę darniową, rudę Boży Dar i żużel martenowski. Żużel martenowski musiałby być naturalnie odpowiednio segregowany i metody otrzymywania go w stanie stałym musiałyby ulegć racjonalizacji.

Rudę darniową, ze względu na jej małe zasoby, należałoby stosować w ilościach ograniczonych ok. 50.000 ton rocznie. Przy tym zużyciu, przyjmując że posiadamy tej rudy 2.000.000 ton, byłibyśmy zabezpieczeni na lat 40.

Rudę Boży Dar możnaby stosować w ilości ok. 10.000 ton rocznie.

Natomiast żużel martenowski ten kondensator fosforu, należałoby stosować w ilościach możliwie największych, do jakich tylko jest zdolny Wielki Piec.

Żużel martenowski jest naturalnie w daleko wyższym procencie kondensatorem manganu niż fosforu, niemniej jednak wykorzystanie tego żużła we wsadzie na surówkę martenowską jest ograniczone i zawsze pozostanie nam do dyspozycji wielka jego ilość, którą możemy z pożytkiem zużyć w procesie tomasowskim. Pozatym, jak wynika z tabeli wsadu Nr. 1, ilość manganu w stosunku do Fe we wsadzie:

$$\frac{12.748 \times 100}{529.398} = 2,4\%$$

nie jest za wysoka i da w surówce niewiele ponad 1% Mn. A więc i mangan zawarty w żużlu martenowskim zostanie w procesie tomasowskim również wykorzystany.

Jako regulator stosunku P do Fe we wsadzie i dla innych celów metalurgicznych służyłaby ruda krajowa (np. prażone syderyty częstochowskie, sferysyderyty wieluńskie) oraz pewien procent żużła tomasowskiego zamknięty w obiegu gruszka — Wielki Piec.

Przy takich założeniach otrzymamy mniej więcej taki wsad wielkopiecowy na surówkę tomasowską jak podaje tabela Nr. 1.

Ten wsad zawierający ok. 280 kg żużli na 1000 kg Fe, okaże się może trudny i niewygodny dla wielkopieczownika, niemniej jednak posiada duże zalety z punktu widzenia ogólnej gospodarki i wydaje się, że wielkopieczownik potrafi się zmieścić w ramach tego wsadu bez większego uszczerbku dla wydajności pieca.

Pomijam tu koszty przerobu surówki i stali tomasowskiej, które w najgorszym razie nie powinny wiele przekraczać kosztów przerobu surówki i stali martenowskiej, natomiast postaram się przedstawić korzyści wynikające z zastosowania procesu tomasowskiego na proponowanym wsadzie dla naszego bilansu handlowego.

a) Ruda Grängesberg kosztuje obecnie loco nasze wybrzeże 36,75 koron szwedzkich za 1 tonnę czyli:

$$\frac{36,75 \times 100}{60} = 61,25 \text{ koron za 1 t. Fe /co odpowiada 14,75 dolarów/}$$

Importowane obecnie dla surówki martenowskiej: ruda Kärna B o składzie: 65% Fe i 0,05—0,1% P, oraz ruda Kärna Kaptens o składzie: 63% Fe i 0,3% P, kosztuje loco nasze wybrzeże:

Kärna B — 43,20 koron za 1 t. czyli 67,54 koron za 1 t. Fe. — Kärna Kaptens 42,40 koron za 1 t. czyli 67,30 koron za 1 t. Fe.

Średnia więc cena tych dwóch rud loco nasze wybrzeże wynosi: 67,42 korony za 1 t. Fe.

Importując rocznie 360.000 ton Fe dla procesu tomasowskiego w rudzie Grängesberg, zamiast w rudzie Kärna na surówkę martenowską, uzyskujemy oszczędność dewiz, wynikającą z różnicy cen:

67,42—61,25 = 6,17 koron na 1 t. Fe, jak niżej:

$$\frac{6,17 \times 360.000}{4,15} = 535.230 \text{ dolarów rocznie. x)}$$

b) Jednocześnie z Fe importujemy w rudzie Grängesberg za darmo;

$$\frac{600.000 \times 0,9}{100} = 5.400 \text{ ton fosforu rocznie, co daje 12.375 ton } P_2O_5. x)}$$

Z powodu niemożliwości uzyskania danych odnośnie obecnych cen tomasyny, przyjmuję za podstawę do obliczenia oszczędności dewiz, jakie uzyskujemy dzięki tej ilości P_2O_5 , importowane obecnie przez nas apatyty Ko-

la. Za apatyty te płacimy cenę rozrachunkową 960 zł. za tonnę loco nasze wybrzeże. Apatyty te zawierają ok. 40% P_2O_5 , a więc za 1 tonnę P_2O_5 płacić musimy:

$$\frac{960 \times 100}{40} = 2.400 \text{ zł.}$$

Stąd oszczędność dewiz dzięki fosforowi zawartemu w rudzie Grängesberg (przy przyjętym obecnie przy rozrachunkach kursie 100 zł. za dolara) wyniesie:

$$\frac{12.375 \times 2.400}{100} = 297.000 \text{ dolarów rocznie.}$$

c) Fosfor ze źródeł krajowych poza tym, że tylko na drodze procesu tomasowskiego daje się wyzyskać, stanowi również poważną oszczędność dewiz. Jak wynika z tabeli 1, ze źródeł krajowych otrzymujemy 3.290 t. P rocznie czyli 7.535 ton P_2O_5 , co daje oszczędność dewiz:

$$\frac{7.535 \times 2.400}{100} = 180.840 \text{ dolarów rocznie.}$$

d) Dzięki procesowi tomasowskiemu oszczędzamy złom, który musielibyśmy importować (z powodu braku dostatecznej ilości złomu krajowego⁴⁾) dla procesu martenowskiego w ilości ok. 45% stali surowej, a więc w naszym wypadku:

$$500.000 \times 0,45 = 225.000 \text{ ton złomu rocznie.}$$

Obecna cena złomu wynosi ok. 20 dolarów za tonnę loco wybrzeże. Oszczędność dewizową stanowią tu będzie różnica między ceną złomu a ceną Fe w rudzie importowanej. Cena złomu $225.000 \times 20 = 4.500.000$ dol. rocz. Cena Fe w rudzie Grängesberg

$$225.000 \times 14,75 = 3.318.750 \text{ dol. rocz.}$$

stąd oszczędność dewiz: **1.181.250 dol. rocz.**

Sumaryczna oszczędność dewizowa dzięki procesowi tomasowskiemu w skali 0,5 mil. t. rocznie na proponowanym wsadzie (tab. 1.) wyniosłaby:

- a) — 535.230
- b) — 297.000
- c) — 180.840
- d) — 1.181.250

R a z e m : 2.194.320 dolarów rocznie.

Obliczenie oszczędności dewizowych w p. b i c jest o tyle nie słuszne, że apatytów nie przerabia się u nas na tomasynę, lecz na inne nawozy fosforowe. Niezależnie od apatytów musimy importować gotową tomasynę.

³⁾ 1 dolar odpowiada 4,15 koronom.

⁴⁾ patrz: Hutnik 1945, nr. 5, str. 193.

TABELA I.
Roczny wsad wielkopiecowy na surówkę tomasowską.

Materiał	Wsad roczny t		Fe		Mn		P		SiO ₂		Al ₂ O ₃		CaO+MgO		Na 1 tonnę surowki kg
	%	t	%	t	%	t	%	t	%	t	%	t	%	t	
Ruda Grängesberg	60,0	360000	0,15	90,0	0,9	5400	6,0	36000	1,25	7500	5,6	33600	1,071		
Ruda darniowa	34,0	170000	2,2	1100	2,0	1000	32,0	16000	1,5	750	1,8	900	89		
Ruda Boży Dar	42,0	4200	0,5	50	1,2	120	28,0	2800	2,5	250	1,0	100	18		
Żużel martenowski	11,0	13750	6,0	7500	1,2	1500	20,0	25000	4,5	5625	50,0	62500	223		
Żużel tomasowski	12,0	3000	4,0	1000	7,0	1750	12,0	3000	4,0	1000	50,0	12500	45		
Ruda częstochowska prażona	42,0	126000	0,7	2100	0,2	600	18,0	54000	6,5	19500	4,5	13500	585		
Sferosyderyty wieluńskie prażone	50,0	5000	0,7	70	0,7	70	10,0	1000	6,0	600	6,5	650	18		
Kamień wapienny	—	—	—	—	—	—	1,2	1320	1,0	1100	52,0	57200	196		
Razem		1 230 000		12720		10440		199120		36325		180950	Wydajność wsadu bez koks: 45,5%		
Popiół (10% koks)	8,0	448	0,5	28	0,8	45	40,0	2240	33,0	1848	8,0	448			
Razem		1 235 600		12748		10485		141360		38173		181398	$\frac{CO + MgO}{SiO_2} = 1,28$		
Surówka	93,0	525000	1,16	6500	1,85	10360	0,42	2380					Żużla w stoku do surówki 66,0 %		
Żużel	1,5	5660	2,2	8068	0,07	284	36,9	136500	10,3	38173	49,0	181398			

Obliczenie więc w p. b i c daje w wyniku o wiele niższą cyfrę oszczędności dewiz, aniżeli rzeczywiście uzyskiwana. — Świadczy o tym następujący przybliżony rachunek:

Przedwojenna cena rynkowa tomasyny w Polsce wahała się w granicach 90—110 zł. za tonnę czyli średnio 100 zł. za tonnę. Cenę importową tomasyny możemy zatem przyjąć na 75 zł., czyli około 15 dolarów za tonnę. W naszym przypadku, przeznaczając na to masynę 100.000 ton żużła tomasowskiego rocznie, otrzymamy ok. 90.000 ton tomasyny, co da wg. cen przedwojennych:

$90.000 \times 15 = 1.350.000$ dolarów rocznie oszczędności dewiz.

Jeśli przyjmiemy ten rachunek, to otrzymamy całkowitą oszczędność dewiz:

- a) — 535.230
- b i c) — 1.350.000
- d) — 1.181.250

Razem: 3.066.480 dolarów rocznie.

Przy bardziej szczegółowej analizie cyfra oszczędności dewizowych ulegnie niewątpliwie pewnej zmianie, w każdym jednak razie będzie to cyfra poważna, nad którą nie można przejść do porządku dziennego.

Pozycje c i d stanowiące ponad 50% całej sumy oszczędności dewizowych wskazują na to, że również i przy inaczej dobranym wsadzie, proces tomasowski będzie gospodarczo uzasadniony i ze względu na nasz bilans handlowy korzystniejszy od procesu martenowskiego.

Znaczenie jakie proces tomasowski posiada dla rolnictwa i korzyści dewizowe jakie w naszych warunkach on daje wystarczająco uzasadniają celowość budowy tomasowni w Polsce.

Sprawa wspomnianego na początku serwitutu 80% stali tomasowskiej, jaki ciężar na żużlu, nie przedstawia się tragicznie, zwłaszcza wobec ostatnich postępów w dziedzinie metalurgii procesu tomasowskiego. Zastosowanie stali tomasowskiej w budownictwie, kolejnictwie (szyny) i niezbyt obciążonych konstrukcjach nie powinno przedstawiać większych trudności, a stanowiłoby już bardzo poważny tonaż. Poza tym stalownia tomasowska powstałaby u nas prawdopodobnie w połączeniu ze stalownią martenowską wzgl. nawet elektrostalownią, co pozwoliłoby na dużą elastyczność programu przez stosowanie czy to czystego procesu tomasowskiego, czy to duplexu gruszka = marten względnie gruszka = piec elektryczny lukowy.

We wszelkich dyskusjach na temat procesu tomasowskiego u nas istnieją różnice zdań jedynie odnośnie doboru najwłaściwszego w naszych warunkach wsadu wielkopiecowego, natomiast celowość stosowania tego procesu w Polsce nie budzi u nikogo zastrzeżeń. Wydaje się więc, że budowa stalowni tomasowskiej u nas jest tylko kwestią czasu. Jeśli zgodzimy się z tym poglądem, to najwyższy czas przystąpić do rozwiązywania konkretnych zagadnień w tej dziedzinie, do których w pierwszym rzędzie należy sprawa szkolenia sił technicznych.

Notatka

W miesiącu maju br. wyszły drukiem w serii „B” pierwsze dwie broszurki z cyklu wydawnictw „Biblioteki Hutnika”: A. E. Merlina „Materiały Ogniotrwale w Stalownictwie”, B. N. Litwiszki „Przygotowanie Żelastwa do Stalowni” w tłumaczeniu z rosyjskiego inż. D. Popławskiego.

W przygotowaniu znajdują się dwie broszurki z serii „A” opracowane przez inż. Sądłowskiego pt. „Oszczędność dźwignia do brobytu” (o oszczędności w przemyśle hutniczym), oraz inż. Kuchty H. pt. „Ogólne wiadomości o spalaniu węgla”.

STATYSTYKA

A. HUTNICTWO ŻELAZNE.

w tonach

Wytwórczość

Działy	Rok 1945		Rok 1946			
	I kw.	IV kw.	I kw.	kwiecień	maj	Ogółem (styczeń-maj)
I. Koks	*	161 488	216 829	74 378	76 990	368 197
II. Surówka						
Surówka martenowska	9 472	105 995	148 105	55 946	54 005	258 056
" odlewnicza	—	6 233	4 480	6 325	6 020	16 825
" hematytowa	—	—	2 700	530	2 100	5 330
" zwierciadlista	—	1 230	3 630	705	585	4 920
Ferrostopy	—	1 275	2 993	1 050	1 245	5 288
Razem	9 472	114 733	161 908	64 556	63 955	290 419
III. Stal						
Wlewki	7 129	229 326	280 139	99 976	102 950	483 065
Odlewy stalowe	332	3 131	3 457	1 676	1 898	7 031
Razem	7 461	232 457	283 596	101 652	104 848	490 096
IV. Wyroby walcowane						
Półwytwory (do wysyłki naze- wnątrz)	(1 822)	(46 144)	(52 870)	(16 662)	(18 220)	(87 752)
Szyny wraz z akcesoriami	1 215	22 757	34 980	12 057	12 476	59 513
Żelazo kształtowe i szerokosto- powe pow. 80 m/m.	335	16 944	15 156	5 007	7 945	28 108
Żelazo prętowe i uniwersalne	2 140	40 189	47 464	17 936	17 625	83 025
Żelazo na drut (walcówka)	89	12 382	18 049	4 107	3 023	25 179
Taśmy walcowane na gorąco	12	4 413	6 133	2 686	2 430	11 249
Blachy	1 070	36 485	35 445	12 971	12 318	60 734
Stal we wszelkich gatunkach	268	6 259	8 898	2 166	2 494	13 558
Rury walcowane bez szwu	558	14 316	15 276	3 499	4 602	23 377
Razem¹⁾	5 687	153 745	181 401	60 429	62 913	304 743
V. Rury spawane i ciągnięte						
Rury spawane	12	1 118	1 693	78	240	2 011
Rury spawane (Ferrum)	—	1 766	581	6	38	625
Rury ciągnięte	93	2 168	2 384	897	892	4 173
Łączniki do rur	32	26	49	15	18	82
Rury podsadzkowe	—	—	—	—	—	—
Razem	137	5 078	4 707	996	1 188	6 891
VI. Wyroby kute i prasowane						
Zestawy kołowe i ich części	26	8 927	14 023	4 319	4 309	22 651
Odkówki	153	2 166	2 470	1 304	1 283	5 057
Razem	179	11 093	16 493	5 623	5 592	27 708
VII. Wyroby działu przetwórczego						
Wytwory zimno walcowane i ciągnięte	85	4 298	5 071	2 058	2 326	9 455
Różne wyroby z blachy i bla- cha ocynkowana	213	6 250	6 157	1 923	2 418	10 498
Różne wyroby z drutu	63	725	766	248	246	1 260
Konstrukcje, maszyny i urzą- dzenia i inne wyroby	236	8 750	9 648	3 631	3 165	16 444
Razem	597	20 023	21 642	7 860	8 155	37 657
VIII. Odlewy						
Wszelkie odlewy żeliwne	66	7 312	9 291	3 325	3 495	16 111
Razem	66	7 312	9 291	3 325	3 495	16 111

¹⁾ bez półwytworów

Liczba czynnych pieców

Wyszczególnienie ¹⁾	1945			Rok 1946											
	maj			luty			marzec			kwiecień			maj		
	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c	a	b	c
Wielkie piece	4	4	—	14	13	1	14	12	2	14	12	2	14	12	2
Piece martenowskie	18	16	2	39	34	5	41	35	6	40	34	6	38	32	6
Piece elektryczne	6	5	1	7	7	—	9	8	1	15	8	7	15	8	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	1945			Rok 1946						
	maj			luty		marzec		kwiecień	maj	
Ogółem	37 629			61 546		64 328		67 556	69 838	
w tym fizycznych	32 644			55 424		58 065		60 910	62 960	
„ umysłowych	4 985			6 122		6 263		6 646	6 878	

B. KOPALNICTWO RUD.

w tonach

Wytwórczość

Wyszczególnienie	Rok 1945		Rok 1946			
	I kw.	IV kw.	I kw.	kwiecień	maj	Ogółem (stycz - maj)
Ogółem wydobyto	—	62 949	83 730	31 401	35 484	150 615
w tym rudy ilastej i utlen. *)	—	45 409	60 577	20 073	26 085	106 735
„ rudy brunatnej *)	—	7 223	8 742	5 071	3 416	17 229
„ rudy darniowej	—	3 880	3 471	2 370	1 815	7 655
„ rudy pirytowej	—	4 932	6 965	2 220	2 404	11 589
„ magnetytu *)	—	1 505	3 976	1 667	1 764	7 407

*) liczby poprawione.

Liczba czynnych zakładów

Rejony	Ogółem kopalń	Rok 1946			
		w t y m w r u c h u			
		luty	marzec	kwiecień	maj
Ogółem	25	18	18	19	20
Konopiska (podrejon)	6	4	4	4	5
Borek („)	9	6	6	7	7
Siaropolski	8	7	7	7	7
Dolno-Śląski	2	1	1	1	1

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	1945			Rok 1946						
	maj			luty		marzec		kwiecień	maj	
Ogółem	1 433			4 756		5 089		5 301	5 582	
w tym fizycznych	1 340			4 497		4 814		5 006	5 275	
„ umysłowych	93			259		275		295	307	

C. HUTNICTWO CYNKOWE.

w tonach	Wytwórczość						
	Rok 1945		Rok 1946				
	Wyszczególnienie	1 kw.	IV kw.	1 kw.	kwiecień	maj	Ogółem (stycz.-maj)
1. Kopalnie:							
Wydobyto rudy blendowej	10 685	85 941	104 639	40 159	43 719	188 517	
Wydobyto rudy galmanowej	1 113	16 089	19 317	7 208	7 863	34 388	
2. Zakłady wzbogacania:							
blenda	2 146	15 738	19 454	6 681	7 122	33 257	
galena	202	1 347	1 802	590	646	3 038	
galman	914	14 355	16 571	6 119	6 408	29 098	
3. Huty tlenku cynku:							
tlenek spiekany	1 483	6 656	6 678	2 374	2 388	11 440	
4. Prażalnie:							
blenda prażona i spiekana	3 336	15 397	14 615	5 959	5 305	25 879	
piryt prażony	—	4 325	6 926	3 211	3 584	13 721	
kwas siarkowy 50° Bé	901	23 955	25 799	12 476	13 158	51 433	
siarka	354	1 490	1 395	530	405	2 330	
5. Huty cynku:							
cynk surowy	3 316	10 916	10 978	3 615	3 695	18 288	
cynk elektrolityczny	1 045	1 582	1 537	564	616	2 717	
6. Walcownie cynku:							
blacha cynkowa	465	4 167	5 633	2 128	2 131	9 892	
7. Huta ołowiu:							
ołów handlowy	991	2 149	2 074	709	704	3 487	
glejta	14	66	—	26	56	82	
minia	32	86	51	106	91	248	
blacha ołowiana	—	217	188	13	45	246	
inne wyroby	1	51	106	45	33	184	
8. Zakłady kadmu							
kadm	—	33,7	27,5	10,—	9,4	46,9	

Liczba czynnych zakładów

Wyszczególnienie	1945	Rok 1946			
	maj	luty	marzec	kwiecień	maj
Kopalnie rud	2	4	4	4	4
Zakłady przeróbki mechanicznej	2	2	2	2	2
Huty tlenku cynku	—	2	2	2	2
Prażalnie	2	5	5	6	6
Huty cynku i ołowiu*)	5	6	6	6	6
ilość pieców w ruchu	17	25	25	25	25
ilość system. elektrolit.	1	1	1	1	1
Walcownie cynku	2	3	3	3	3
Zakłady kadmu	—	2	2	2	2

*) w tym 1 huta ołowiu

Zatrudnienie
(Stan w końcu miesiąca)

Wyszczególnienie	1945	Rok 1946			
	maj	luty	marzec	kwiecień	maj
Ogółem	7 533	10 270	10 586	10 782	11 179
w tym fizycznych	6 563	9 011	9 287	9 442	9 813
„ umysłowych	970	1 259	1 299	1 340	1 366

P r o d u k c j a surowki w milionach ton

K r a j e	1913	1928	1936	1937	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945
Prod. światowa	78,8	88,7	91,6	104,0	a) 83,0	a) 102,5	a) 107,9
w tym:												
Stany Zjedn. A.P.	31,5	38,7	31,5	37,7	19,6	32,3	a) 43,0	a) 50,8	a) 54,5	a) 56,1	a) 56,3	a) 48,2
Niemcy	12,3	13,7	15,3	16,0	c) 18,6	c) 20,3	c) 21,0
Z. S. S. R.	4,2	3,4	14,4	14,5	15,0	c) 15,2	c) 15,5	d) 13,1	d) 7,1	.	.	.
Anglia	10,4	6,7	7,8	8,6	6,9	c) 8,3	c) 8,4	e) 7,5	e) 7,7	e) 7,3	.	.
Francja	8,9	10,1	6,2	7,9	6,1	c) 7,9	c) 4,6
Belgia	2,5	3,9	3,2	3,8	2,5	3,1	c) 2,2
Luksemburg	2,7	2,8	2,0	2,5	1,5	c) 1,8	c) 1,0
Japonia	0,2	1,1	2,1	2,0	2,8	c) 3,0	c) 3,0
Indie Bryt.	0,2	1,1	1,6	1,7	1,6	1,8	2,0
Czechosłowacja	1,1	1,6	1,1	1,7	1,2	c) 1,0
Kanada	1,0	1,1	0,8	1,0	0,8	0,8	1,3	1,6	2,0	1,8	.	.
Włochy	0,4	0,6	0,8	0,9	0,9	c) 1,0	c) 0,9
Szwecja	0,7	0,4	0,6	0,7	0,7	0,7	0,8
Polska	1,1	0,7	0,6	0,7	1,0	c) 1,0
Hiszpania	0,4	0,6	0,3	0,1	0,4	0,5	0,6	0,5	0,5	.	.	.
Chiny—Mandżuria	d) 0,7	d) 0,7	d) 0,7	d) 1,4	d) 2,4	.	.	.

a) łącznie z żelazostopami — b) wg źródeł ameryk., — c) przybliżona produkcja ogłoszona dla 1939 w „Steel“ — styczeń 1940 dla 1940 w Iron Age ze stycznia 1941 — d) szacunkowa — e) Sprawozdanie parlamentarne brytyjskie N 6564 z 1944 r.
źródło: dla lat 1913—1937 MRSt. 1939 str. 148—149; dla 1938—1943 Minerals Yearbook 1943

P r o d u k c j a stali w milionach ton

K r a j e	1913	1928	1936	1937	1938	1939	1940	1941	1942	1943	1944	1945
Prod. światowa	76,6	110,0	a) 123,7	a) 135,5	108,1	d) 160,0	.	.
w tym:												
Stany Zjedn. A.P.	31,8	52,4	a) 48,7	a) 52,4	28,1	.	a) 67,0	a) 75,1	a) 78,0	a) 80,5	a) 81,3	a) 72,5
Niemcy	14,3	16,4	a) 18,8	a) 19,8	23,0	e) 30,5	e) 28,0	.
Z. S. S. R.	4,2	4,3	a) 16,1	a) 17,4	18,2	.	a) 19,8
Anglia	7,8	8,7	12,0	13,2	10,6	b) 13,4	b) 13,2	b) 12,5	b) 13,0	b) 13,2	c) 11,9	c) 11,6
Francja	7,0	9,5	6,7	7,9	6,1
Japonia	0,2	2,0	5,2	5,8	6,0
Belgia	2,5	3,9	3,2	3,9	2,3
Luksemburg	1,3	2,6	2,0	2,5	1,5
Czechosłowacja	1,2	2,0	1,6	2,3	1,8
Włochy	0,9	2,0	2,0	2,1	2,4
Polska	1,7	1,4	1,1	1,5	1,6
Kanada	1,1	1,3	1,1	1,4	1,2
Szwecja	0,8	0,6	1,0	1,1	1,0
Indie Bryt.	0,1	0,4	0,9	0,9	1,0
Hiszpania	0,2	0,8	0,4	0,1	0,8

a) wg. źródeł statystycznych ameryk. — b) Bryt. druk. parlamentarny Nr 6564 r. — c) The Iron Age styczeń 1946 r. — d) Czarna Metalurgia Zarubieźnych Stran — Moskwa 1945 r. Produkcja światowa oszacowana w tym wydawnictwie na 160,0 milionów ton nie znajduje w innych źródłach potwierdzenia. — e) Produkcja Niemiec łącznie z okupowanymi krajami.

Źródło: 1913—1937 MRSt 1939 str. 149. 1938 wg. niemieckich danych z 1942.