

ŽELEZARSKI ZBORNIK

VSEBINA

	Stran
Prešeren Alojz — Metalurški inštitut Ljubljana	
VPLIV IZDELAVNE TEHNOLOGIJE NA DEZ- OKSIDACIJSKI POTENCIAL IN INTENZIV- NOST RAZŽVEPLANJA	121
Vodopivec Franc — Metalurški inštitut Ljubljana	
KINETIKA RAZTAPLJANJA PRIMARNIH KAR- BIDNIH ZRN IN TVORBE MREZASTEGA CE- MENTITA V JEKLU ZA KROGLJICNE LEŽAJE	133
Stocca Bogdan — Železarna Jesenice	
RAZOGIJCENJE HLADNO VALJANIH TRA- KOV	139
Kosec L., F. Vodopivec, B. Wolf — Metalurški inštitut Ljubljana	
PRIMERI IZ DELA METALOGRAFSKEGA LA- BORATORIJA	151
Rozman Rudi — Železarna Jesenice	
ANALIZA ZASIPA PLAVŽA	159
Rodič Jože, J. Pšeničnik — Železarna Ravne	
UPORABA PERT METODE PRI VODENJU LABORATORIJSKEGA DELA V ŽELEZARNI RAVNE	171

1971 · LETO V **3**

VSEBINA

- Stran
- Prešeren Alojz, dipl. inž. Metalurški inštitut
Vpliv izdelavne tehnologije na dezoksidacijski potencial in intenzivnost razžvepljanja 121
DK: 669.14.018.462
669.046.546.2
ASM/SLA: D11r, D11n
- Dr. Vodopivec Franc, dipl. inž.,
Metalurški inštitut
Kinetika raztapljanja primarnih karbidnih zrn in tvorbe mrežastega cementita v jeklu za kroglične ležaje 133
DK: 669.112
621.785.3
669.14.018.2
ASM/SLA: N8r, CNr
- Stocca Bogdan, dipl. inž. Železarna Jesenice
Razogljčenje hladno valjanih trakov 139
DK: 669.046.546
669.14.018.26 : 669-418
ASM/SLA: J4a
- Mag. Kosec L., dr. F. Vodopivec, dipl. inž.
B. Wolf, dipl. inž. — Metalurški inštitut
Primeri iz dela metalografskega laboratorija 151
DK: 620.18.006.2
ASM/SLA: M21. C, M21C
- Mag. Rozman Rudi, dipl. oec.
Železarna Jesenice
Analiza zasipa plavža 159
DK: 517:669.162.1
ASM/SLA: D1a
- Rodič Jože, dipl. inž. J. Pšeničnik
Železarna Ravne
Uporaba PERT metode pri vodenju laboratorijskega dela v železarni Ravne 171
DK: 65.012.2
ASM/SLA: A9g, A9N

I N H A L T

	Seite
Prešeren Alojz, dipl. inž. Metalurški inštitut Einfluss der Stahlherstellungstechnologie auf das Desoxydationspotential und den Ent- schweflungsgrad	121
DK: 669.14.018.462 669.046.546.2 ASM/SLA: D11r, D11n	
Dr. Vodopivec Franc, dipl. inž., Metalurški inštitut Die Lösungskinetik der primären Karbidkör- ner und Bildung des Netzzementites im Ku- gellagerstahl	133
DK: 669.112 621.785.3 669.14.018.2 ASM/SLA: N8r, CNr	
Stocca Bogdan, dipl. inž. Železarna Jesenice Die entkohlung der Kaltgewalzten Bänder	139
DK: 669.046.546 669.14.018.26 : 669-418 ASM/SLA: J4a	
Mag. Kosec L., dr. F. Vodopivec, dipl. inž. B. Wolf, dipl. inž. — Metalurški inštitut Einige Beispiele aus dem Metallographischen Laboratorium	151
DK: 620.18.006.2 ASM/SLA: M21. C, M21C	
Mag. Rozman Rudi, dipl. oec. Železarna Jesenice Analyse des Hochofenmöllers	159
DK: 517:669.162.1 ASM/SLA: D1a	
Rodič Jože, dipl. inž. J. Pšeničnik Železarna Ravne Die anwendung der Pert Methode beim füh- ren Laboratorischer Arbeiten im Hüttenwerk Ravne	171
DK: 65.012.2 ASM/SLA: A9g, A9N	

CONTENTS

	Page
Prešeren Alojz, dipl. inž. Metalurški inštitut Influence of technology on deoxidation and Desulfuration rate	121
DK: 669.14.018.462 669.046.546.2 ASM/SLA: D11r, D11n	
 Dr. Vodopivec Franc, dipl. inž., Metalurški inštitut Kinetics of the solving of primary carbide particles and the formation of cementite net- work in ball-bearing steel	 133
DK: 669.112 621.785.3 669.14.018.2 ASM/SLA: N8r, CNr	
 Stocca Bogdan, dipl. inž. Železarna Jesenice Decarburisation of cold-rolled strip	 139
DK: 669.046.546 669.14.018.26 : 669-418 ASM/SLA: J4a	
 Mag. Kosec L., dr. F. Vodopivec, dipl. inž. B. Wolf, dipl. inž. — Metalurški inštitut From metallographic laboratory	 151
DK: 620.18.006.2 ASM/SLA: M21. C, M21C	
 Mag. Rozman Rudi, dipl. oec. Železarna Jesenice Analysis of blast furnace burden	 159
DK: 517:669.162.1 ASM/SLA: D1a	
 Rodič Jože, dipl. inž. J. Pšeničnik Železarna Ravne Aplication of Pert Method for laboratory work planning in steelworks Ravne	 171
DK: 65.012.2 ASM/SLA: A9g, A9N	

СОДЕРЖАНИЕ

- Prešeren Alojz, dipl. inž. Metalurški inštitut
Влияние рабочей технологии на раскислительный потенциал и интенсивность десульфурации. 121
DK: 669.14.018.462
669.046.546.2
ASM/SLA: D11r, D11n
- Dr. Vodopivec Franc, dipl. inž.,
Metalurški inštitut
Кинетика плавления зёрен примарных карбидов и образование сеткового цементита в стали для шарикоподшипников. 133
DK: 669.112
621.785.3
669.14.018.2
ASM/SLA: N8r, CNr
- Stocca Bogdan, dipl. inž. Železarna Jesenice
Обезуглероживание холодно-прокатной ленточной стали. 139
DK: 669.046.546
669.14.018.26 : 669-418
ASM/SLA: J4a
- Mag. Kosec L., dr. F. Vodopivec, dipl. inž.
B. Wolf, dipl. inž. — Metalurški inštitut
Из работ металлографического лаборатория 151
DK: 620.18.006.2
ASM/SLA: M21. C, M21C
- Mag. Rozman Rudi, dipl. oec.
Železarna Jesenice
Анализ шихты доменной печи 159
DK: 517:669.162.1
ASM/SLA: D1a
- Rodič Jože, dipl. inž. J. Pšeničnik
Železarna Ravne
Применение метода Перт (Pert) при руководстве лабораторных работ в металлургическом заводе Равне (Ravne). 171
DK: 65.012.2
ASM/SLA: A9g, A9N

Alojz Prešeren, dipl. inž.
Metalurški inštitut, Ljubljana

DK: 669.14.018.462

669.046.546.2

ASM/SLA: D11r, D11n

Vpliv izdelavne tehnologije na dezoksidacijski potencial in intenzivnost razžveplanja

Primerjave izdelavne tehnologije za cementacijska jekla med klasičnimi in modificiranimi postopki v obločni E peči.

Zakovitost odnosov med [C], [O] in —č— v fazi izkuhavanja, med [O], [Al], in —č— v preostalem rafinacijskem času, med [O] v talini pred izpustom in ([O] po izkuhavanju, med [O] po izkuhavanju in [O] po difuzijski dezoksidaciji, med [O] v jeklu in [O] pred izpustom oz. [O] po izkuhavanju.

Vrednotenje vplivnih tehnoloških parametrov na intenzivnost razžveplanja in primerjava med posameznimi tehnologijami.

Nujnost uvajanja sintetičnih visokoaktivnih žlinder za povečanje intenzivnosti razžveplanja pri modificiranih tehnologijah.

UVOD

Osnovni principi klasične tehnologije izdelave kvalitetnih jekel po obločnem elektro postopku so obseženi v izdatni oksidaciji, krajši fazi izkuhavanja in dalj časa trajajoči defuzijski dezoksidaciji s končno dezoksidacijo tik pred izpustom oz. v livni ponvi. Z učinkovitim žilavenjem želimo doseči izdaten oksidacijski potencial in z njim kinetiko metalurških reakcij, visoko temperaturo taline in dobro homogenizacijo. Z izkuhavanjem po oksidaciji se znižuje količina prostega kisika v talini.

Po določenem času se more doseči praktično ravnotežna vrednost produkta $[C] \times [O]$.

Medtem, ko je znižanje SiO_2 v talini v omenjenem času neznatno, se more Al_2O_3 znižati preko 50 %. Z dodatkom določene količine aluminija ob začetku izkuhavanja vplivamo tudi na znatno znižanje SiO_2 .

Perioda difuzijske dezoksidacije z dodatkom reduktivne mešanice (SiMn, FeMn, FeSi, CaO, CaF₂

in C) traja normalno 50—70 minut. Njen pomen je dvojen: znižanje količine prostega [O] in povečanje razžveplanja. Znižanje glavnih oksidov v talini je pri SiO_2 neznatno, pri Al_2O_3 obsežnejše.

Današnja tehnologija izdelave kvalitetnih jekel vse bolj odstopa od zamudne klasične tehnologije. V znatno krajšem skupnem rafinacijskem času skušamo doseči zadovoljiv dezoksidacijski učinek in dovolj obsežno razžveplanje z obarjalno dezoksidacijo z Al, znatno višjo temperaturo po oksidaciji, smotrnejšimi dodatki apna in talil ter uporabo sintetičnih žlinder.

Vrednotenje praktičnih ukrepov za forsirani postopek zahteva podrobno tehnološko analizo posameznih izdelavnih faz. Ta naj omogoča sestavo optimalnega tehnološkega regulativa za določeno skupino kvalitetnih jekel.

PROGRAM RAZISKAV

V 10, 25 in 60 t E peči smo izdelali večje število šarž kvalitete EC 80, EC 100, ECMo 100 po klasični tehnologiji in dveh modificiranih tehnologijah, ki sta bili v seriji poskusnih tehnologij ocenjeni za optimalni z ozirom na vrednotenje tipov vključkov A, B, C in D.

Pri vseh poskusnih šaržah smo zasledovali vpliv tehnoloških parametrov na:

— gibanje količine kisika v posameznih izdelavnih fazah

— obseg razžveplanja v istem času

— odnose med kisikom, razžveplanjem in vrednotenjem reakcijske sposobnosti reduktivne žlindre (pri klasični tehnologiji)

— gibanje količine glavnih oksidov Al_2O_3 , SiO_2 in Cr_2O_3 .

Z ocenitvijo in primerjavo dobljenih rezultatov ter verjetnim mehanizmom kinetike tvorbe in izločanja dezoksidacijskih in sekundarnih oksidov

smo sestavili verjetne odnose, ki pojasnjujejo določene tehnološke zakonitosti, katerim sledijo klasična in modificirane tehnologije.

1. Klasična tehnološka praksa

Tehnološka značilnost je zajeta v oksidaciji z naknadnimi 30–40 min. izkuhavanjem, v odstranitvi žilindre, dodatku »na golo« SiMn, dodatku reduktivne mešanice iz CaO + CaF₂ + C + FeSi v količini 2 % od teže šarže in trajanju difuzijske dezoksidacije korog 70 min. 40 min. pred izpustom sledi dodatek FeCr + FeMn, dodatek kosovnega FeSi 10–15 minut pred izpustom, 3–6 min. pred izpustom pa dodatek Al za končno dezoksidacijo.

Dezoksidacijski potencial

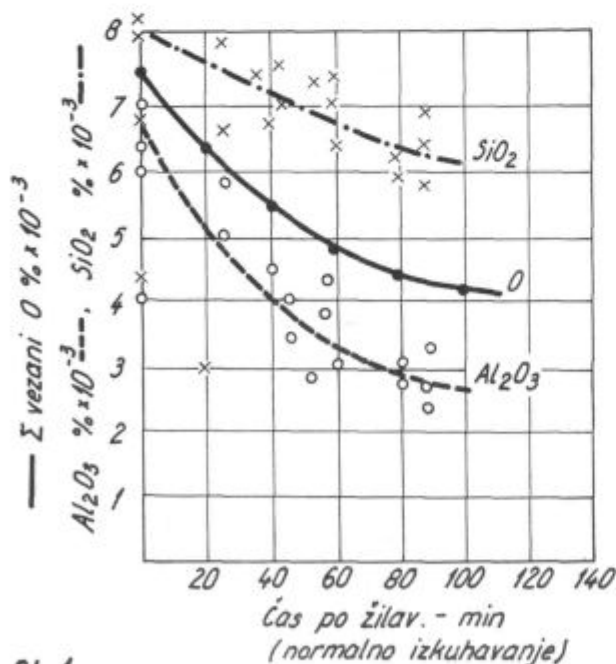
Med izkuhavanjem po oksidaciji se neodvisno od količine kisika ob koncu oksidacije znižuje količina prostega [O] v talini po enačbi:

$$[O] \% = K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{\check{c}}$$

Pri npr. 0,2 % C je v 40 min. izkuhavanja okrog:

$$[O] \% = 0,115 \times \frac{1}{0,2} \times \frac{1}{40} = 0,0144 \%$$

Med izkuhavanjem v omenjem času se zniža SiO₂ od poprečno 0,008 % na 0,007 %, Al₂O₃ od 0,007 % na 0,004 %, količina vezanega [O] znaša 0,0055 % (sl. 1). Količina skupnega [O] v talini znaša približno (0,0144 + 0,0055) = 0,0199 %.



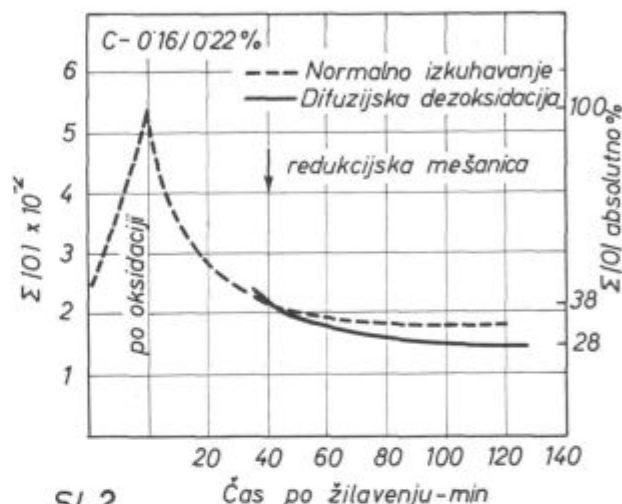
Sl. 1

Slika 1
Vpliv časa izkuhavanja na znižanje količin Al₂O₃, SiO₂

Če je statistična količina skupnega [O] ob koncu oksidacije (pri poprečno 0,012 % C/min.) okrog 0,04 %, znaša znižanje količine kisika z izkuhavanjem približno:

$$\frac{(0,04 - 0,0199) \cdot 100}{0,04} = 50 \%$$

Z naknadno difuzijsko dezoksidacijo v času 70 minut se skupni kisik zniža poprečno na 0,013 %, t. j. nadaljnjih (0,0199–0,013) · 100/0,04 = 17 %. Dezoksidacijski potencial je torej v času normalnega izkuhavanja po oksidaciji okrog 3 × večji kot med časom difuzijske dezoksidacije (sl. 2).



Sl. 2

Slika 2
Vpliv časa po žilavenju na znižanje skupnega kisika

Znižanje SiO₂ v času difuzijske dezoksidacije je neznatno, znižanje Al₂O₃ pa od poprečno 0,0035 % na okrog 0,0015 %. Zasledovanje odnosov [O]_D : [O]_{iz} (kisik po difuzijski dezoksidaciji : kisik po izkuhavanju) dovoljuje optimalno vrednost 0,63 do 0,65 pri C 0,16/0,22 % in 60–80 min. difuzijske dezoksidacije. Večja vrednost poudarja slabšo kvaliteto reduktivne žilindre in obratno.

Količina skupnega [O] v talini pred izpustom [O]_I je funkcija skupnega [O]_D ob koncu difuzijske dezoksidacije. Zasledovanje rezultatov dovoljuje odnos:

$$[O]_I \% = 0,64 \cdot [O]_{iz} = [O]_D$$

Ker sledi 6 min. pred izpustom dodatek 0,06 % Al, se odnosi spremenijo:

$$[O]_I \% = 0,47 [O]_D \% = 0,47 \times 0,64 \cdot [O]_{iz} = 0,3 [O]_{iz}$$

Kalkulacijska količina skupnega [O]_I v izdelanem jeklu sledi obrazcu:

$$[O]_I \% = 0,0035 + 0,14 [O]_D = 0,0035 + 0,14 \cdot$$

$$\frac{O_I}{0,47} = 0,0035 + 0,3 [O]_I = 0,0035 + 0,3 \cdot$$

$$0,3 \cdot [O]_{iz} = 0,0035 + 0,09 [O]_{iz}$$

Pri uporabi obrazca za kalkulacijo količine prostega [O] v jeklu sledi:

$$[O]_j \% = 0,0035 + 0,09 \times \left[\left(K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{\xi} \right) + 0,0055 \right]$$

Pri 0,2 % C in 40 min. izkuhavanju je kalkulacijska količina skupnega [O] v jeklu:

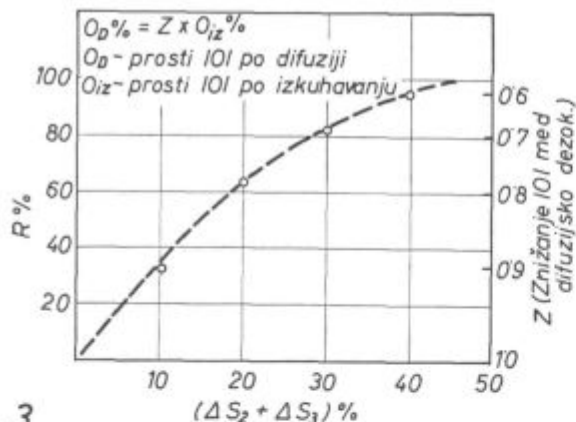
$$[O]_j \% = 0,0035 + 0,09 \left[\left(0,115 \times \frac{1}{0,2} \times \frac{1}{40} \right) + 0,0055 \right] = 0,0053 \%$$

Razžveplanje

Ugotavljamo, da znaša obseg razžveplanja v normalnem času (70 min.) dejstevovanja reduktivne žindre in izpusta med 28 in 48 %, medtem ko je pri 40 min. trajanju te periode le 15–20 % odžveplanja.

Med oksidacijo je ΔS_0 do 25 %, med izkuhavanjem je ΔS_1 okrog 8–12 %, med difuzijsko dezoksidacijo je ΔS_2 okrog 10–12 %, med izpustom ΔS_3 15–30 %. Odžveplanje je torej med dejstevanjem reduktivne žindre relativno skromno, med izpustom pa je odvisno od kvalitete reduktivne žindre in mehanskih prilik.

Na osnovi te predpostavke smo sestavili odnose med obsegom odžveplanja in zmanjšanjem količine prostega [O], reakcijsko sposobnost reduktivne žindre pa ocenili s faktorjem R.



Sl. 3

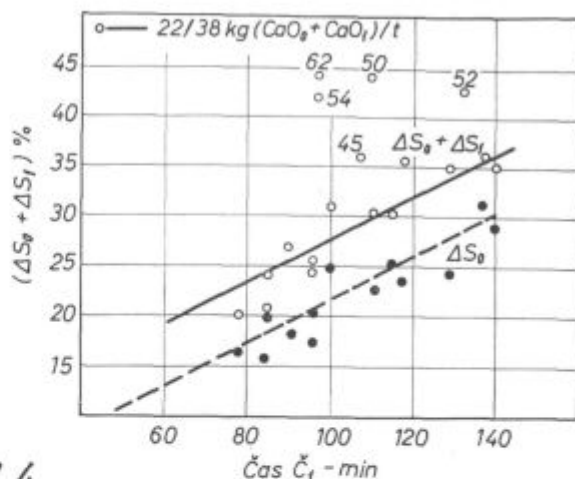
Slika 3

Vpliv reakcijske sposobnosti reduktivne žindre na obseg razžveplanja in znižanje kisika

Ce postavimo za najvišjo stopnjo ΔS vrednost $R = 100 \%$, v začetku te faze pa $R = 0 \%$, potem sledijo odnosi med [O], ΔS in R, kot je prikazano na sliki 3.

Kvaliteta reduktivne žindre je odvisna od temperature taline, od količinske in časovne razdelitve dodanega apna in jedavca.

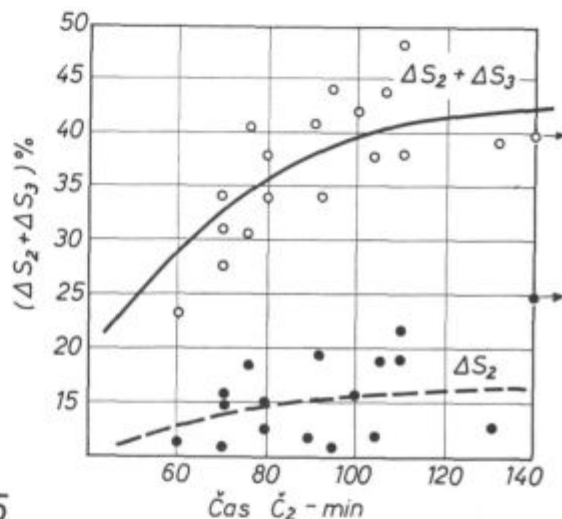
Čas \check{c}_1 (oksidacija + izkuhavanje) in \check{c}_2 (čas difuzijske dezoksidacije) sta vplivna faktorja na obseg ΔS_0 , ΔS_1 , ΔS_2 (+ ΔS_3) (sl. 4, 5).



Sl. 4

Slika 4

Odnosi med dodatkom apna, časom reagiranja in obsegom razžveplanja (čas oksidacije + izkuhavanja)



Sl. 5

Slika 5

Odnosi med časom reagiranja dodatka apna in obsegom razžveplanja (čas po izkuhavanju do izpusta) pri reduktivni žindri

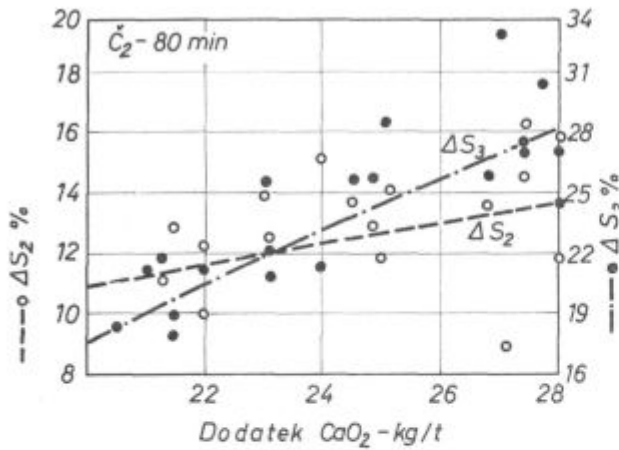
Povečanje dodatka $CaO_0 + CaO_1$ vpliva na porast $\Delta S_0 + \Delta S_1$.

Povečanje dodatka CaO_2 vpliva v manjši meri na porast ΔS_2 , v večji meri pa na ΔS_3 (sl. 6).

Medsebojno vrednotenje dobljenih rezultatov dovoljuje obrazec za kalkulacijo ΔS v posameznih tehnoloških fazah.

$$(\Delta S_0 + \Delta S_1) \% = (CaO_0 + CaO_1) \cdot F_{CaO_1} \cdot K \cdot F_{CaO_1} \times \frac{S_1 \%}{3} \times F_{\check{c}_1} \times \text{°C} \cdot F_{\text{°C}}$$

$$(\Delta S_2 + \Delta S_3) \% = CaO \cdot F_{CaO_2} \cdot K \cdot F_{CaO_2} \times \frac{S_2 \%}{3} \times F_{\check{c}_2} \times \text{°C} \cdot F_{\text{°C}}$$



Sl. 6

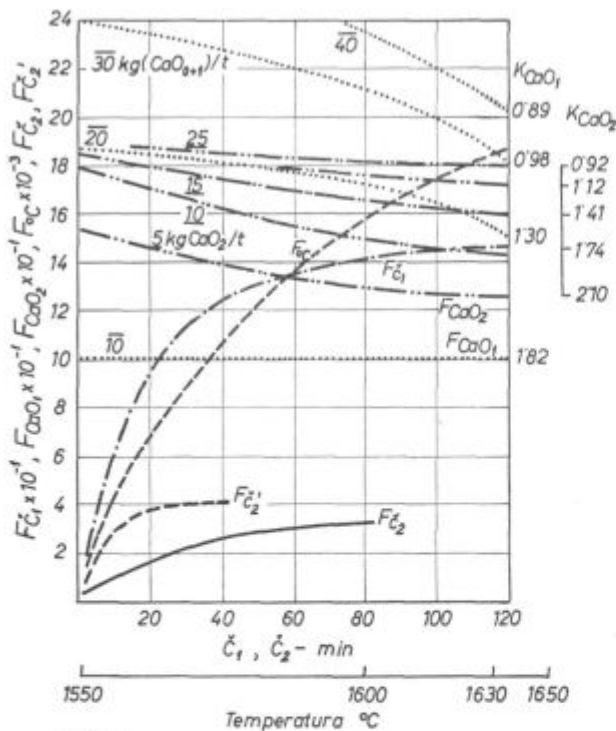
Slika 6
Vpliv količine dodanega apna na obseg razžveplanja (reduktivna žilindra)

S_1 — količina žvepla v 1. probi,
 S_2 — količina žvepla ob začetku difuzijske dezoksidacije

F_{CaO_1} , F_{CaO_2} — faktor učinkovitosti dodanega apna pri določeni temperaturi taline

$K \cdot F_{CaO_1}$, $K \cdot F_{CaO_2}$ — korekturni faktor za določeni dodatek apna (sl. 7).

\check{c}_2 , \check{c}_2' — rafinacija z in brez dif. dezoks.



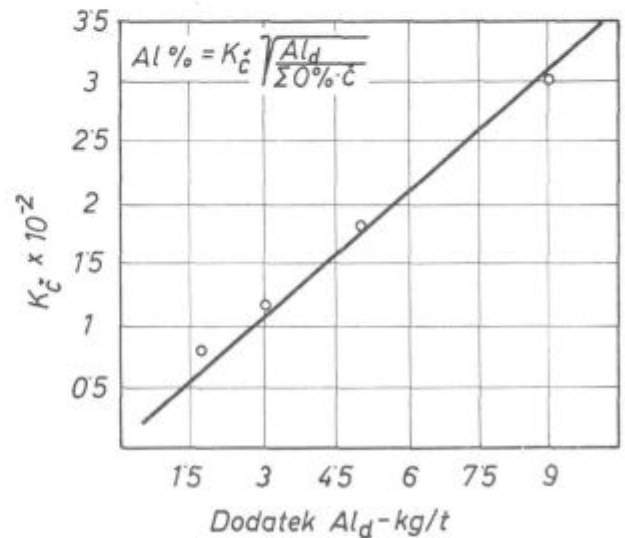
Sl. 7

Slika 7
Vrednosti faktorjev za kalkuciacijo obsega razžveplanja v posameznih tehnoloških fazah

UČINKOVITOST DODATNEGA Al

Zasledovanje odnosov med vsebnostjo kislinotopnega $[Al]_t$, dodatkom Al_d skupnim $[O]$ v talini pred dodatkom Al_d in časom \check{c} od dodatka Al_t do izpusta dovoljujejo sledeči obrazec za kalkuciacijo vsebnosti $[Al]_t$ v izdelanem jeklu:

$$[Al]_t = K\check{c} \cdot \sqrt{\frac{Al_d}{[O] \cdot \check{c}}}$$



Sl. 8

Slika 8
Vrednosti konstante K_c za kalkuciacijo količine topnega aluminija

Vrednost K^2 — časovna konstanta odvisna od dodatka Al — je razvidna iz slike 8. Za kalkuciacijo $[Al]_d$ v talini v peči, ki je učinkovito preddezoksidirana z dodatkom SiMn, je K^2 pomnožiti z 1,45 oz. 1,4, če talina ni preddezoksidirana. Za kalkuciacijo $[Al]_t$ v talini v ponvi je K^2 pomnožiti z 1,3. Če sledi dodatek Al direktno v curek taline v ponvi, se za čas — \check{c} — vzame 7 minut.

Prikazani odnosi odgovarjajo poprečnim rezultatom pri poskusnih šaržah.

VERJETNI MEHANIZEM DEZOKSIDACIJE

Šarža št. 20665 — EC 80

C — 0,19 %, Si — 0,22 %, Mn — 1,17 %, $Al_t = 0,017$ %.

Skupni $[O]$ po izkuhavanju 0,0239 % ob koncu dif. dez. — 0,0157 %, v jeklu 0,0051 %.

Čas izkuhavanja — 30 min., čas dif. dez. — 60 minut.

Šarža je raztalila z 0,77 % C. Poprečna žilavilna hitrost je 0,012 % C/min. Po izkuhavanju je kalkuciacijska količina prostega $[O]$:

$$[O] = 0,09 \times \frac{1}{0,16} \times \frac{1}{30} = 0,0187 \%$$

$[O] = 0,0187 + 0,0059 = 0,0246 \%$ (po analizi 0,0239 %).

Z dodatkom 0,17 % Si iz SiMn vsled dolgega časa 22 min., nismo dosegli učinka preddezoksidacije, saj isti sledi v odnosu:

$$d [O_2] = K \times \frac{1}{\sqrt{Si}}$$

in dovoljuje optimalni učinek pri največ 10—12 min. po dodatku SiMn.

Vrednotenje kvalitete reduktivne žindre:

$(\Delta S_2 + \Delta S_3) = 39 \%$, $R = 93 \%$, $z = 37 \%$

$[O] \% = 0,63 \times 0,0187 = 0,0116 \%$

$[O]_D \% = 0,0116 + 0,0034 = 0,015 \%$ (analitsko 0,0157 %)

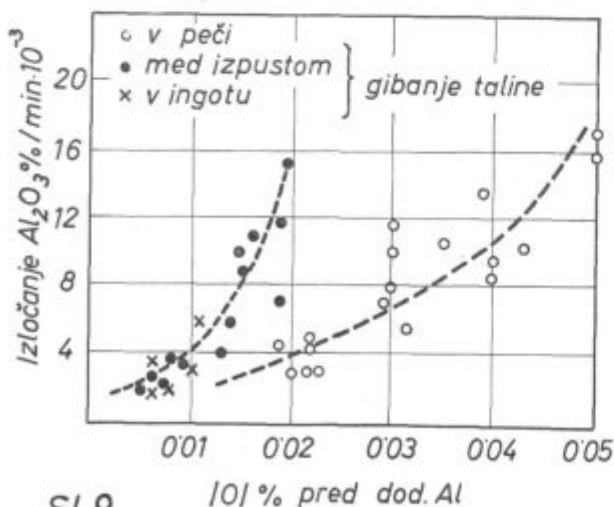
V talino smo 8 min. pred izpustom dodali 0,0283 odst. Al, 3 min. pred izpustom pa še 0,0346 % Al. Količina Al₁ pred izpustom znaša 0,028 %, v ponvi 0,024 %, kalkulacijska količina je sledeča:

$$[Al]_1 \% = 0,03 \times 1,4 \sqrt{\frac{0,0629}{0,0157 \times 8}} = 0,029 \%$$

v talini pred izpustom.

Ravnotežna količina prostega [O] je približno 0,0012 %. Razlika (0,0116—0,0012) reagira z Al in se tvori 0,022 % Al₂O₃. SiO₂ se reducira do 0,0029 % (analiza izolata) in nastane okrog 0,003 % Al₂O₃. Skupno nastane:

$[0,022 + 0,003 + 0,0015] = 0,0265 \%$ Al₂O₃. Ker je po analizi izolata v talini 0,008 % Al₂O₃ se je razlika $[0,0253 - 0,008]$ izločila. Obseg izločanja je 68 %, kar je normalno (sl. 9).



Sl. 9

Slika 9

Vpliv količine kisika v talini na hitrost izločanja Al₂O₃

V talini pred izpustom je 0,008 % Al₂O₃, 0,0039 % SiO₂, 0,0012 % [FeO + MnO], 0,0007 % O (ostali oksidi).

Skupni [O] je okrog 0,0013 %, redukcija kisika zaradi opisanega načina dezoksidacije znaša: $[0,0242 - 0,0070] \cdot 100/0,0242 = 70 \%$, oz. napram skupnemu kisiku po oksidaciji okrog: $[0,242 - 0,0070] \cdot 100/0,04 = 42 \%$.

$[O]_D : [O]_{iz} = 0,0157 : 0,0239 = 0,66$

$[O]_1 : [O]_D = 0,0073 : 0,0157 = 0,47$

V ponvi pride do reakcij med oblogo ponve in talino. Kalkulacijska količina SiO₂, ki pride iz opeke v talini v času 2,5 min. (izpust) znaša:

$$SiO_2 = 0,65 \times 5,08 \times 10^{-4} \times (2,5 + 1)^2 \times \sqrt{16,2} = 0,0163 \%$$

Verjetni obseg izločanja SiO₂ med izpustom znaša 45 %. V taline ostane: $0,55 (0,0163 + 0,0039) = 0,011 \%$. Ker je po analizi izolata 0,0022 % SiO₂, se je razlika (0,011—0,0022) reducirala z Al in nastane 0,01 % Al₂O₃.

V talini v ponvi je okrog $0,9 \times [Al]_t = 0,9 \times 0,029 = 0,026 \%$, v jeklu 0,017 %. Pri sekundarni oksidaciji curka taline nastane 1,9 (0,029—0,017) = 0,023 % Al₂O₃. Skupno nastane (0,023 + 0,01 + 0,008) = 0,041 % Al₂O₃. Po analizi izolata je v talini poprečno 0,0048 % Al₂O₃, obseg izločanja znaša 88 %.

V jeklu je 0,0048 % Al₂O₃, 0,0022 % SiO₂, 0,0012 odstotka O (FeO + MnO), 0,007 % O (ostali oksidi). Skupni kisik je 0,0054 % (po analizi 0,0053 %).

Kalkulacijska količina skupnega [O] v jeklu je:

$$O_j \% = 0,0035 + 0,3 \times [O]_1 = 0,0035 + 0,3 \cdot 0,0073 = 0,0056 \%$$

OCENITEV VKLJUČKOV

Praktično zadovoljiva metoda za vrednotenje kvalitete izdelanega jekla je ocenitev vrste vključkov po JK skali. Bela žindra ne nudi posebnih prednosti za čisto jeklo, eventuelno je možno doseči nekoliko manjšo količino vključkov, vendar je razporeditev tipov vključkov manj ugodna in predvsem tipi C (silikati) in D (globuli) se pojavljajo v preveliki količini.

V poprečju nudi klasična tehnologija naslednje vrednosti:

A	B	C	D	Skupno
0,6—1,25	0,41—0,8	0,33—0,87	1,87—2,27	3,4—4,3

Pri 6-kratni predelavi ingot-gredica želimo D max. 1,8.

2. Modificirana tehnologija

Izmed serije različnih tehnologij, ki bi naj brez uporabe zamudne faze difuzijske dezoksidacije dale kvaliteten proizvod, smo izbrali tehnologije z oznako J (brez Ar) in H_m in po njih izdelali več poizkusnih šarž.

V naslednjem navajamo splošne ugotovitve za tehnologijo J:

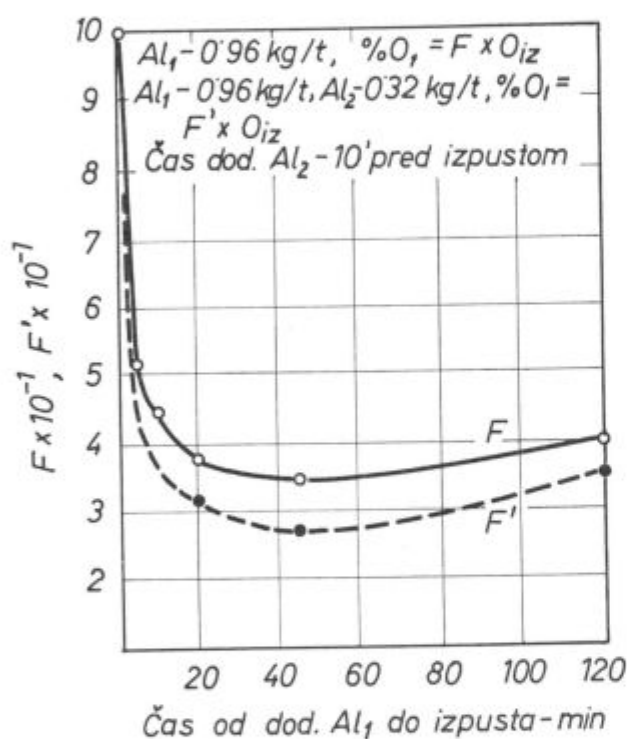
Po oksidaciji s kisikom izdelamo novo žlindro. Izkuhavanje traja 20 do 25 minut. Sledi dodatek Al oziroma FeAl, 10 minut po dodatku FeCr + Femn, nato izpust. V ponev dodamo CaSi in manjši dodatek Al.

Verjetni mehanizem dezoksidacije:
— Izkuhavanje po oksidaciji sledi obrazcu:

$$[O] \% = K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{\xi} \quad (\text{čas } \xi \text{ je krajši})$$

— z dodatkom 1,4 kg SiMn/t in 1,0 kg Al/t po izkuhavanju (in odstranitvi žlindre) so odnosi sledeči:

$$\Sigma [O]_1 \% = F \cdot [O]_{iz} \% \quad (\text{sl. 10}).$$



Sl. 10

Slika 10

Vrednosti faktorjev za kalkulacijo kisika v talini v odvisnosti od časa dodatka aluminija do izpusta

Pri povprečno 18 min. časa od dodatka Al do izpusta je:

$[O]_1 = 0,4 \cdot [O] \%$ (nekoliko višji kot pri klasični tehnologiji).

Vsled dodatka 0,5 kg Al/t v curek taline se stopnja končne dezoksidacije poveča:

$[O] \% = 0,0035 + 0,14 [O]_1 = 0,0035 + 0,14 \cdot [O]_{iz} = 0,0035 + 0,056 \cdot [O]_{iz}$ (nižji kot pri klasični tehnologiji)

Pri npr. 0,2 % C in 30 min. času izkuhavanja je kalkulacijska količina skupnega [O] v jeklu:

$$\begin{aligned} [O]_1 &= 0,0035 + 0,56 \left[\left(K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{\xi} \right) + 0,0059 \right] = \\ &= 0,0035 + 0,0056 \left[\left(0,09 \cdot \frac{1}{0,2} \times \frac{1}{30} \right) + 0,0059 \right] = \\ &= 0,0047 \% \end{aligned}$$

— Značilen vpliv dodatka okrog 1,2 kg CaSi/t v talino v ponev in za okrog 20° C višje temperature taline pred izpustom se kaže v odnosu med količino topnega [Al] in sestavo oksidnih vključkov. Pri tehnologiji J imamo praktično enake količine SiO₂ in Al₂O₃ kot pri klasični tehnologiji oziroma enake SiO₂ ter znatno nižje Al₂O₃ kot pri običajni praksi s črno žlindro.

Primer kalkulacije odnosov po verjetnem mehanizmu dezoksidacije:

Sarža 45454 — EC Mo 100

C — 0,23 %, Si — 0,21 %, Mn — 0,21 %, Si — 0,014 odstotkov, top. Al 0,023—0,027 %.

Sarža je raztalila z 0,93 % C. Zilavilna hitrost znaša povprečno 0,018 % C/min., izkuhavanje 30 min. Kalkulacijska količina prostega [O] ob koncu izkuhavanja:

$$[O] \% = 0,085 \times \frac{1}{0,12} \times \frac{1}{30} = 0,023 \%$$

$$\Sigma [O] \% = 0,023 + 0,0059 = 0,0289 \%$$

Pred izpustom v času 10 min. dodamo 0,13 % Si kot SiMn in 0,19 % Si kot FeSi. Z dodatkom 0,13 % Si iz SiMn dosežemo v času 10 min. določeni preddezoksidacijski učinek, ki sledi obrazcu:

$$d[O_2] = K \frac{1}{\sqrt{Si}} = \frac{0,22}{\sqrt{0,13}} = 0,62$$

Količina prostega [O] v talini pred izpustom znaša $0,62 \times 0,023 = 0,0142 \%$. Pri tem nastane $[0,023 - 0,0142] \times 1,9 = 0,017 \% \text{ SiO}_2$. Obseg izločanja oksidov, ki nastanejo pri preddezoksidaciji z SiMn znaša okrog 75 % in v talini ostane $0,25 \times 0,017 + 0,007 = 0,011 \% \text{ SiO}_2$.

Z dodatkom 0,087 % Al v času 10 min. pred izpustom ostane v talini okrog:

$$[Al]_1 = 0,03 \times 1,45 \sqrt{\frac{0,087}{0,0289 \times 10}} = 0,023 \%$$

Ravnotežna količina prostega [O] znaša 0,0014 odstotka. Razlika (0,0142—0,0014) reagira z Al in se tvori 0,027 % Al₂O₃. Pri redukciji SiO₂ nastane 1,13 · (0,011—0,002) = 0,01 %. Skupno nastane (0,01 + 0,027 + 0,0045) = 0,0415 % Al₂O₃. Obseg izločanja je okrog 60 % in v talini ostane 0,016 % Al₂O₃, 0,002 % SiO₂, 0,0014 % O (FeO + MnO), 0,0007 % O (ostali oksidi). Skupni [O] v talini pred izpustom znaša 0,011 %.

$O_1 : O_{iz} = 0,011 : 0,0289 = 0,38$ (napram povprečni vrednosti 0,4).

Iz obloge ponve pride v 2,5 min. v talino okrog 0,0161 % SiO₂. Po izločanju ostane v talini v ponvi okrog 0,55 (0,0161 + 0,002) = 0,01 % SiO₂.

Z dodatkom 0,040 % Al v curek taline se poveča Al₁ v talini v ponvi za:

$$[Al]_1 = 0,015 \times 1,3 \sqrt{\frac{0,040}{0,011 \times 7}} = 0,014 \%$$

$\Sigma [Al]_1$ v talini v ponvi znaša približno 0,037 %, in je v ravnotežju s približno 0,001 % prostega [O].

Razlika reagira z Al in nastane 0,0008 % Al₂O₃.

Pri sekundarni oksidaciji curka taline nastane 1,9 (0,037—0,025) = 0,023 % Al₂O₃. Pri redukciji SiO₂ (analiza izolata) nastane 1,13 (0,510—0,0016) = 0,0093 % Al₂O₃. Skupno nastane (0,0093 + 0,023 + 0,0008 + 0,016) = 0,0491 % Al₂O₃. Obseg izločanja je približno 90 %. V jeklu je okrog 0,005 % Al₂O₃, 0,001 % SiO₂, 0,003 % O(Fe + MnO), 0,0007 % O (ostali oksidi). Skupni [O] je 0,005 % (po analizi 0,0044 %).

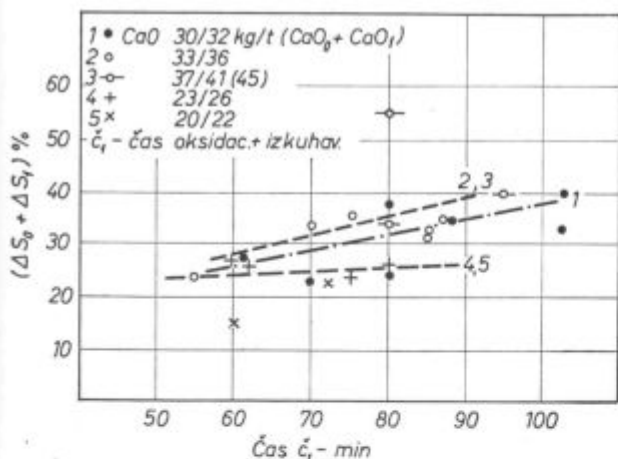
Kalkulacijska količina kisika v jeklu:

$$[O]_1 \% = 0,0035 + 0,14 \cdot [O]_1 = 0,0035 + 0,14 \cdot 0,011 = 0,005 \%$$

Sarža je bila dobro izdelana.

Razžveplanje

— S povečanim časom \check{c}_1 in povečanim dodatkom CaO + CaO₁ se povečuje $\Delta S_0 + \Delta S_1$, vplivnejša komponenta je CaO kot \check{c} (sl. 11).



Sl. 11

Slika 11

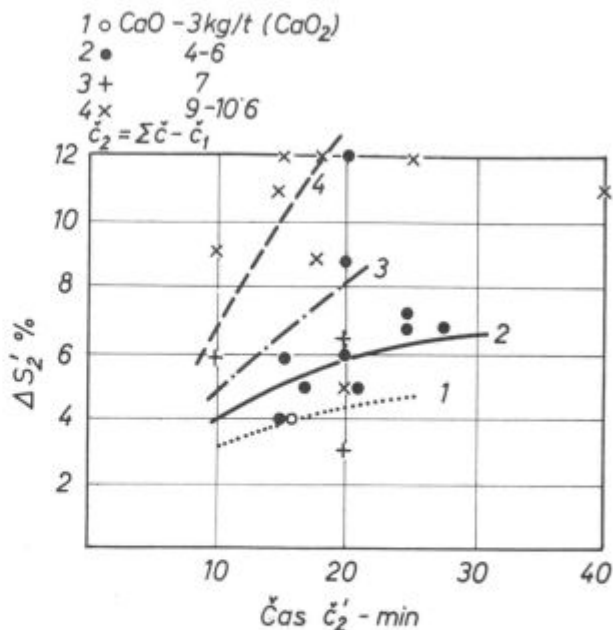
Vpliv časa reagiranja in količine dodanega apna na obseg razžveplanja

— podaljšanje časa \check{c}_2 in povečanje dodatka CaO₂ vplivata v enakem obsegu na povečanje $\Delta S_2'$ (sl. 12, 13)

— s povečanim dodatkom CaF₂ se povečuje ΔS

Primerjava intenzivnosti razžveplanja med klasično tehnologijo in J nudi sledečo sliko:

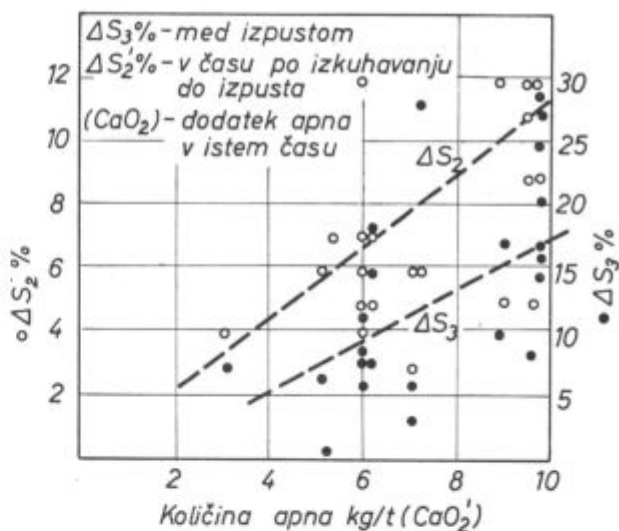
— Klasična tehnologija:



Sl. 12

Slika 12

Vpliv časa reagiranja in količine dodanega apna na obseg razžveplanja (čas po izkuhavanju do izpusta) pri delno sintetični žilndri



Sl. 13

Slika 13

Vpliv količine dodanega apna na obseg razžveplanja (sintetična žilndra)

(CaO₀ + CaO₁) = 30 kg/t

CaO₂ = 25 kg/t

\check{c}_1 = 25 minut

\check{c}_2 = 75 minut

% ($\Delta S_0 + \Delta S_1$) = 30 %

% ($\Delta S_2 + \Delta S_3$) = 35 %

$\Sigma \Delta S$ = 65 %

— Tehnologija J:

$(\text{CaO}_0 + \text{CaO}_1)$	= 33 kg/t
CaO_2'	= 10 kg/t
\check{c}_1	= 70 minut
\check{c}_2	= 15 minut
$\% (\Delta S_0 + \Delta S_1)$	= 29 %
$\% (\Delta S_2 + \Delta S_3)$	= 27 %
$\Sigma \Delta S$	= 56 %

Obstaja tedenca nekoliko slabšega razžveplanja pri modificirani tehnologiji. Intenzivnost razžveplanja pa je kljub znatno krajšem skupnem rafinacijskem času znatno večja kot pri dejstevovanju reduktivne žlindre.

Sigurnost za večje razžveplanje zahteva dodatne praktične ukrepe:

— uporabo sintetične žlindre 10—15 minut pred izpustom

— uporabo praškov za dodatno razžveplanje taline v ponvi

— preprihanje taline v ponvi s plinastim argonom.

OCENITEV VKLJUČKOV

Vsebnost tipov vključkov na najslabših mestih ločeno za 10 in 25 t E peči je sledeča (gredice kvadrat 90 mm)

10 t peč	A	B	C	D
glava	2	0,99	0,14	1,57
noga	1,9	0,12	0,14	1,64
20 t peč	A	B	C	D
glava	1,87	0,78	0,13	1,65
noga	1,77	0,77	0,14	1,71

V pogledu aluminatov, silikatov in globulov je modificirana tehnologija zadovoljiva, sulfidi so previsoki.

Velikost avstenitnega zrna se giblje od 5 do 7, ocenjeno po ASTM. Napram analizi izolatov je povprečno 0,0037 % Al_2O_3 , 0,0028 % SiO_2 in razmerje $\text{Al}_2\text{O}_3:\text{SiO}_2 = 1,3$.

TEHNOLOGIJA H_m

Po oksidaciji in izkuhavanju sledi vlek žlindre, nastopi faza kombiniranega dejstevovanja bele žlindre in dezoksidacija z obarjanjem (dodatek Al + SiMn). 40 do 50 minut pred izpustom sledi dodatek FeSi, FeCr + FeMn. V talino v ponev dodamo manjšo količino Al.

Verjetni mehanizem dezoksidacije:

— izkuhavanje sledi obrazcu:

$$[\text{O}] \% = K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{\check{c}}$$

— ker sledi v času rafinacije dvakratni dodatek Al (0,9 kg/t po izkuhavanju na golo, 0,32 kg/t okrog 10—12 minut pred izpustom) je učinek preddezoksidacije sledeč:

$\Sigma[\text{O}]_1 \% = F' \cdot [\text{O}]_{iz} = 0,28 [\text{O}]_{iz}$ za čas 50 min. od 1. dod. Al do izpusta. Količina [O] je v talini pred izpustom okrog 30 % nižja kot pri J ob 22 % večji porabi Al.

— V curek taline sledi dodatek 0,15 kg Al/t in kalkulacijska količina skupnega [O] v jeklu je: $[\text{O}]_1 \% = 0,0035 + 0,1 [\text{O}]_I = 0,0035 + 0,1 \cdot 0,28 \cdot [\text{O}]_{iz} = 0,0035 + 0,028 [\text{O}]_{iz}$

Pri npr. 0,2 % C in 30 min. izkuhavanju je:

$$[\text{O}]_1 \% = 0,0035 + 0,028 \left[\left(0,09 \times \frac{1}{0,2} \times \frac{1}{30} \right) + 0,0059 \right] = 0,0041 \%$$

Skupni [O] v jeklu je za okrog 11—13 % nižji kot po tehnologiji J.

Primer kalkulacije odnosov po verjetnem mehanizmu dezoksidacije.

Šarža 105792 — EC Mo 100

C — 0,18 %, Si — 0,25 %, Mn — 0,91 %, S — 0,013 odstotka, Al_1 — 0,17/0,21 %. Šarža je raztalila z 0,58 % C, poprečna žilavilna hitrost je 0,015 %/min, skupni kisik ob koncu oksidacije je 0,0343 % (vzorec št. 1).

Tik pred dodatkom Al + SiMn na golo je bila v talini sledeča količina prostega [O]

$$[\text{O}] \% = 0,07 \times \frac{1}{0,15} \times \frac{1}{20} = 0,023 \%; \text{ skupni } [\text{O}] 0,0289 \% \text{ (Po analizi } 0,0282 \% \text{ — vzorec št. 2).}$$

Če bi ne dodali Al, temveč le reduktivno mešanico za difuzijsko dezoksidacijo, ki je konkretno trajala 35 min., bi z ozirom na doseženi $[\Delta S_2 + \Delta S_3] = 22 \%$, R — 68 %, dosegli zmanjšanje prostega [O] za okrog 23 %. Ob koncu te faze bi bilo v talini $0,77 \times 0,023 = 0,0177 \%$ prostega [O].

Ker smo pred dodatkom reduktivne mešanice dodali 0,093 % Al in 0,1 % Si (SiMn) odpade dejstevovanje reduktivne žlindre v smislu dezoksidacijskega učinka, ostane le učinek razžveplanja.

20 minut po dodatku (vzorec št. 3) je v talini:

$$[\text{Al}]_t = 0,032 \times 1,45 \sqrt{\frac{0,093}{0,0282 \cdot 20}} = 0,019 \%$$

Ravnotežna količina prostega [O] je okrog 0,0016 %. Razlika (0,023—0,0016) reagira z Al in nastane 0,045 % Al_2O_3 . Redukcija SiO_2 se izvede do 0,002 % in nastane 0,004 % Al_2O_3 . Skupno nastane $(0,045 + 0,004 + 0,0035) = 0,0515 \% \text{ Al}_2\text{O}_3$. Obseg izločanja v 20 min. je okrog 70 %. V talini je 0,015 % Al_2O_3 , 0,002 % SiO_2 , 0,0016 % O (FeO + MnO), 0,0007 % O (ostali oksidi). Skupni [O] je 0,0108 % (po analizi 0,0093 %).

V talini pred izpustom je:

$$[Al]_t = 0,032 \times 1,45 \sqrt{\frac{0,093}{0,0282 \cdot 50}} = 0,012 \%$$

10 minut pred izpustom sledi drugi dodatek 0,031 % Al in pred izpustom (vzorec št. 4) je:

$$[Al]_t = 0,012 \times 1,4 \sqrt{\frac{0,031}{0,011 \times 10}} = 0,009 \%$$

Skupni $[Al]_t$ je okrog 0,021 %.

Ravnotežna količina prostega [O] je približno 0,0014 %. Razlika (0,0016—0,0014) reagira z Al in nastane 0,0002 % Al_2O_3 . Dodatno nastane 1,9 (0,019—0,012) = 0,0133 % Al_2O_3 . Skupno nastane (0,0515 + 0,0002 + 0,0133) = 0,0650 % Al_2O_3 . Obseg izločanja v času 50 min. znaša okrog 80 %.

V talini pred izpustom je $0,20 \times 0,065 = 0,013$ % Al_2O_3 , 0,002 % SiO_2 , 0,0014 % O (FeO + MnO), 0,0007 % O (ostali oksidi). Skupni [O] je približno 0,0096 % (po analizi 0,0088 %).

$$[O]_1 : [O]_{iz} = 0,0088 : 0,0282 = 0,31$$

V curek taline dodamo 0,0156 % Al in količina $[Al]_t$ se poveča za:

$$[Al]_t = 0,006 \times 1,3 \sqrt{\frac{0,0156}{0,0096 \times 7}} = 0,004 \%$$

$[Al]_t$ v talini v ponvi je 0,025 %, v jeklu 0,019 %.

Ravnotežna količina prostega [O] je okrog 0,0013 %. Razlika (0,0014—0,0013) reagira z Al in nastane 0,0001 % Al_2O_3 . Pri sekundarni oksidaciji curka nastane 1,9 (0,025—0,019) = 0,0114 % Al_2O_3 .

Iz obloge ponve pride v času izpusta 5 min.:

$$SiO_2 = 0,65 \cdot 5,08 \times 10^{-4} \times (5 + 1)^2 \times \sqrt{16,0} = 0,0475 \%$$

Po izločanju ostane v talini 0,55 (0,0475 + 0,002) = 0,0272 % SiO_2 . Redukcija se izvede do sledov (analiza izolata) in nastane okrog 1,13 (0,0272—0,0005) = 0,03 % Al_2O_3 . Skupno nastane (0,03 + 0,0114 + 0,0001 + 0,013) = 0,0545 % Al_2O_3 . Obseg izločanja je okrog 90 %. V jeklu ostane 0,005 % Al_2O_3 , 0,0005 % SiO_2 , 0,0013 % O (FeO + MnO), 0,0007 % O (ostali oksidi). Skupni [O] je okrog 0,0047 % (po analizi 0,0042 %).

$$[O]_r = 0,0035 + 0,08 \times 0,0088 = 0,0042 \%$$

V konkretnem primeru je K — 0,08, poprečna vrednost znaša 0,1.

RAZŽVEPLANJE

— Čas \check{c}_1 je za okrog 20 min. krajši kot pri J, čas \check{c}_2 za okrog 30 min. daljši kot pri J.

— Dodatek (CaO_0) je pri H_m znatno višji kot pri J (slabši talilni učinek peči, ev. hitrejša tvorba aktivne žlindre po raztaljenju vložka).

— Odnos razžveplanja sledi prej navedenemu obrazcu.

Konkretno (z delno belo žlindro):

$$(CaO_0 + CaO_1) = 35 \text{ kg/t}$$

$$CaO_2 = 16 \text{ kg/t}$$

$$\check{c}_1 = 47 \text{ min.}$$

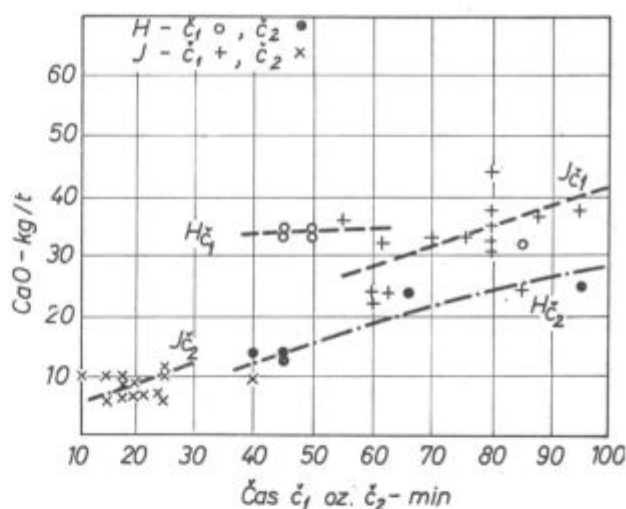
$$\check{c}_2 = 47 \text{ min.}$$

$$\% (\Delta S_0 + \Delta S_1) = 30 \%$$

$$\% (\Delta S_2 + \Delta S_3) = 28 \%$$

$$\Sigma \Delta S = 58 \%$$

Obseg razžveplanja je praktično enak kot pri tehnologiji J, kljub specifičnosti, da je v vložku večja količina CaO_1 . Zaradi slabše kvalitete bele žlindre (prekratek čas in premajhne količine CaO_2 za dobro kvaliteto bele žlindre) pa kljub daljšemu času \check{c}_2 in večjemu dodatku CaO kot pri J — dosežemo praktično manj ugodno razžveplanje. V pogledu razžveplanja veljajo za tehnologijo H_m iste pripombe kot za J (sl. 14).



Sl. 14

Slika 14

Odnos med časom reagiranja in dodatkom apna pri modificiranih tehnologijah J in H_m

OCENITEV VKLJUČKOV (JK-skala)

Vrednosti tipov posameznih vključkov (najslabše mesto) so naslednje:

60 t peč	A	B	C	D
	1,4	1,15	0,12	1,8

Napram analizi izolatov smo zasledili poprečno 0,0038 % Al_2O_3 , sledove do 0,0018 % SiO_2 in razmerje $Al_2O_3 : SiO_2$ do 2,1.

ZUSAMMENFASSUNG

Die Verfolgung technologischer Einflüsse verschiedener Desoxydationsmethoden bei der Erzeugung der Einsatzstähle und die Auswertung der Versuchsergebnisse über den Sauerstoffgehalt, säurelöslichen Aluminium, die Grundoxyde, ermöglichen das Studium gegenseitiger Beziehungen.

Der Verlauf einzelner technologischer Phasen im Erzeugungsverfahren nach dem klassischen Zweischlackenprozess folgt den Gesetzmässigkeiten welche spezifisch für die konkreten Bedingungen sind:

— Der freie Sauerstoff ändert sich während der Auskochdauer nach der Oxydationsperiode nach der Gleichung:

$$[O] \% = K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{\bar{c}}$$

— Der Wert des Produktes $[C] \times [O]$ nähert sich dem Gleichgewicht abhängig von der Länge der Auskochdauer.

— Der Entschwefelungsgrad in dieser Phase ($\Delta S_0 + \Delta S_1$) folgt den Beziehungen:

$$\% (\Delta S_0 + \Delta S_1) = (CaO_0 + CaO_1) \cdot F_{CaO_1} \cdot K_{CaO_1} \times \frac{S_1 \%}{3} \times F_{\bar{c}_1} \times {}^\circ C \cdot F_{eC}$$

In der Reduktionsperiode ist die Reduktion der freien $[O]$ Menge von der Schlackenqualität abhängig, welche auch den Entschwefelungsgrad ($\Delta S_2 + \Delta S_3$) diktiert. Die Wechselbeziehungen zwischen dem Entschwefelungsgrad, der Schlackenqualität und der Sauerstoffreduktion sind im Diagramm 3 wiedergegeben. Der freie Sauerstoff am Ende der Difusionsdesoxydation beträgt $[O] = Z \cdot [O]_{1a}$

$$\% (\Delta S_2 + \Delta S_3) = CaO_2 \cdot F_{CaO_2} \cdot K_{CaO_2} \times \frac{S_2 \%}{3} \times F_{\bar{c}_2} \times {}^\circ C \cdot F_{eC}$$

Mit einer üblichen Vordesoxydation mit SiMn am Ende der Auskochdauer und einem Zusatz von Aluminium 3 bis 6 Minuten vor dem Abstich wird im Bad vor dem Abstich folgender Desoxydationseffekt erreicht:

$$[O]_1 \% = 0.64 \times [O] \% \text{ (ohne Vordesoxydation)}$$

$$[O]_1 \% = 0.47 \times [O]_0 = 0.3 [O]_{1a} \text{ (mit Vordesoxydation)}$$

Der Gesamtsauerstoff in fertigen Stahl folgt der Beziehung:

$$[O] \% = 0.0035 + 0.14 [O]_0 = 0.0035 + 0.3 [O]_1 = 0.0035 + 0.09 [O]_{1a}$$

Die modifizierte Technologie — Typ J (ohne Difusionsdesoxydation) und einem Aluminiumzusatz nach dem Auskochen und in den Strahl während des Abstechens werden folgende Effekte erreicht:

$$\% [O]_1 = 0.4 [O]_{1a}$$

$$[O]_1 \% = 0.0035 + 0.14 [O]_1 = 0.0035 + 0.056 [O]_{1a}$$

— Der Entschwefelungsgrad folgt schon vorher angewendeten Beziehungen während der Auskochdauer.

— Die Entschwefelung während der kurzen Raffinationszeit ist infolge des Zusatzes sintetischer Schlacke wirksamer, für die Zeit \bar{c}_2' nimmt man $F_{\bar{c}_2}$.

Bei der modifizierten Technologie des Types H₁₀ (mit teilssweisser Schlacke), einem Zusatz von Al nach dem Auskochen, von dem Abstich und in den Stahl während Abstiches gibt es folgende Beziehungen:

$$\% [O]_1 = 0.28 [O]_{1a} \text{ für die Zeit 50 Minuten von der Aluminiumzugabe bis zum Abstich}$$

$$\% [O]_1 = 0.0035 + 0.1 [O]_1 = 0.0035 + 0.028 [O]_{1a}$$

Der Gesamtsauerstoffgehalt ist um 10 bis 13 % niedriger als bei J.

— Der Entschwefelungsgrad folgt früher angewendeten Gleichungen und ist praktisch gleich wie bei der Technologie J.

Die Ergebnisse erlauben die Auswertung der Zeit \bar{c}_1 und \bar{c}_2 und ermöglichen die Kalkulation optimaler Werte in Hinsicht der Zeiten, der Zugabemengen von Kalk und Legierungen [Al].

Die Kalkulation der Menge von säurelöslichen Aluminium folgt der allgemeiner Formel:

$$[Al]_1 = K^{\bar{c}} \sqrt{\frac{Al_0}{[O] \times \bar{c}}}$$

Der Wert $K^{\bar{c}}$ ist im Diagramm Nr. 8 wiedergegeben.

Wir stellen fest, dass wir durch die Einführung modifizierter Technologien die Gesamtschlagendauer um ca. 50 Minuten kürzen konnten. Es ist gelungen den Desoxydationspotential zu erhöhen eine gleichmässige Verteilung der Einschlüsse mit weniger Silikate [C] und Oxyde [D] zu erreichen. Der Entschwefelungsgrad ist etwas niedriger, in den Einschlüssen gibt es mehr Sulfide des Types A.

Es wird vorgeschlagen eine zusätzliche Entschwefelung in die Technologie einzuführen:

- mit dem Zusatz synthetischer Schlacken in den Ofen
- mit dem Zusatz von Entschwefelungspulver in den Strahl während des Abstiches
- die Behandlung des Bades in der Pfanne mit Argon oder Stickstoff.

SUMMARY

Investigations of the influence of different deoxidizing techniques and the evaluation of the analyses of specimens on oxygen, soluble aluminium and main oxides make it possible to investigate the corresponding relationships.

The classical methods (with two slags) with several technological stages obey certain rules which are specific for given conditions:

— free oxygen content of the melt changes during the boiling period according to the relation:

$$[O] \% = K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{\bar{c}}$$

— the product $[C] \times [O]$ approaches to the equilibrium value in dependence on time and duration of boiling.

— The rate of desulfuration in this phase ($\Delta S_0 + \Delta S_1$) is given by:

$$\% (\Delta S_0 + \Delta S_1) = (CaO_0 + CaO_1) \cdot F_{CaO_1} \times \frac{\% S_1}{3} \times F_{\bar{c}_1} \times {}^\circ C \cdot F_{eC}$$

In the reducing slag stage the decrease in free oxygen content and the rate of desulfuration ($\Delta S_2 + \Delta S_3$) depend on the slag quality.

The relationship between the slag quality, the rate of desulfuration and oxygen decrease is presented in a diagram.

Free oxygen $[O]$ at the end of deoxidation through diffusion is: $[O] = Z \cdot [O]_{1a}$

The common method predeoxidation by addition of Al 3—6 mins. before the tap result in the following decrease in oxygen content:

$\% [O]_i = 0.64 \times [O]$ (without predeoxidation)
 $\% [O]_i = 0.47 \times [O]_D = 0.3 [O]_{i2}$ (with predeoxidation)

The total oxygen content of finished steel is:
 $\% [O] = 0.0035 + 0.14 [O]_D = 0.0035 + 0.3 \% [O]_{i2} = 0.0035 + 0.09 [O]_{i2}$

The modified technique of J type (without deoxidation)

$$(\Delta S_2 + \Delta S_1) \% = CaO_2 \cdot F_{CaO_2} \cdot K_F CaO \times \frac{S_2 \%}{3} \times {}^\circ C \cdot F_{\xi_2} \times F_{\xi C}$$

by diffusion) with addition of Al after the boiling period and into the tapping stream gives the following results:

$\% [O]_1 = 0.4 [O]_{i2}$
 $\% [O]_1 = 0.0035 + 0.14 [O]_1 = 0.0035 + 0.056 [O]_{i2}$

— the rate of desulfuration is the same as given before, i. e. in the boiling period.

— in the rest of the refining period the rate of desulfuration is more efficient because of synthetic slag action. The time F_{ξ_2} is to be used instead of ξ_2 .

Modified technique of H_m type (with partly white slag), with Al additions after the boiling period, before the tap and into the tapping stream result in the following oxygen content:

$\% [O]_1 = 0.28 [O]_{i2}$ for Al additions 50 mins. before the tap
 $\% [O]_1 = 0.0035 + 0.1 [O]_1 = 0.0035 + 0.028 [O]_{i2}$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Рассмотрение технологии разных методов раскисления при выработке цементированной стали и оценка испытания образцов на основании содержания кислорода, расплавленного алюминия, главных окисей, позволяют изучение взаимных соотношений. Течение отдельных технологических фаз процесса классическим методом с двумя шлаками соответствует правилам которые в согласии за конкретные условия, при чём: свободный кислород во время варки после раскисления изменяется по образцу:

$$- [O] \% = K_1 \times \frac{1}{C} \times \frac{1}{x}$$

— величина произведения $(C) \times (O)$ приближается равновесию в зависимости от времени продолжительности варки;
 — размер десульфурации в этой фазе $\Delta S_0 + \Delta S_1$ отвечает
 — размер десульфурации в этой фазе $\Delta S_0 + \Delta S_1$ отвечает отношению:

$$\% (\Delta S_0 + \Delta S_1) = (CaO_2 + CaO_1) \cdot F_{CaO_1} \cdot K_F CaO_1 \times \frac{S_1 \%}{3} \times F_{\xi_1} \times - \times {}^\circ C \cdot F_{\xi C}$$

— в фазе действия раскислительного шлака уменьшения количества свободного кислорода (O) зависит от качества шлака который также предиспосаивает десульфурацию ($\Delta S_2 + \Delta S_3$).

Отношение между размером десульфурации, качества шлака и восстановления кислорода показана на диаграмме Но 3. Свободный кислород [O] в конце диффузионно-раскисления равен: $Z \cdot [O]_{i2}$.

$$(\Delta S_2 + \Delta S_3) \% = CaO_2 \cdot F_{CaO_2} \cdot K_F CaO \times \frac{S_2 \%}{3} \times F_{\xi_2} \times {}^\circ C \cdot F_{\xi C}$$

При применении стандартного метода предварительного раскисления при котором добавляют SiMn в конце варки а 3—6 мин. перед выпуском Al, при этом в расплавленном металле перед выпуском получается следующий эффект предварительного раскисления: $[O]_1 \% = 0.64 \times [O] \%$ (без предв. раскисления)

$[O]_1 \% = 0.47 \times [O]_D = 0.3 [O]_{i2}$ (спредвар. раскислением),

$[O]_1 \% = 0.47 \times [O]_D = 0.3 [O]_{i2}$ (спредвар. раскислением),

Совокупный кислород в отливой стали следует равенству:

$[O] \% = 0.0035 + 0.14 [O]_D = 0.0035 + 0.3 [O]_1 = 0.0035 + 0.09 [O]_{i2}$

$[O] \% = 0.0035 + 0.14 [O]_D = 0.0035 + 0.3 [O]_1 = 0.0035 + 0.09 [O]_{i2}$

The total oxygen content is lower by 10—13 % in comparison to that obtained by the technique of J type.

Estimation of times ξ_1 and ξ_2 and the calculations of the optimum values of time, CaO and alloy (Al) additions are made possible. The amount of soluble Al is:

$$[Al]_1 = K \xi \sqrt{\frac{Al_2}{[O] \times \xi}}$$

The value for $K \xi$ is given in fig. 8.

It is concluded that the use of modified techniques results in the following:

— a decrease in total working time by 50 mins.

— better deoxidation

— more homogeneous distribution of nonmetallic inclusions,

— lower content of silicate (C) type and globular (D) type inclusions,

— slightly lower desulfuration rate

— increased content of A type sulfide inclusions.

Additional desulfuration is recommended as follows:

— addition of synthetic slag

— addition of desulfuration powder into the tapping stream

— the use of ladle argon or nitrogen blowing.

С видоизмененной технологией типа J (без диффузионного раскисления) с добавкой Al после варки в струю расплавленного металла во время выпуска получается следующий эффект: $\% [O]_1 = 0.4 [O]_{i2}$; $[O]_1 \% = 0.0035 + 0.14 [O]_1 = 0.0035 + 0.056 [O]_{i2}$

— диапазон десульфурации соответствует выше упомянутым отношениям в фазе варки,

— в остальном промежуточном времени во время рафинирования эффект десульфурации вследствие влияния синтетического шлака гораздо сильнее; за употребленное время ξ_2 берется обозначение $F \cdot \xi_2$

При применении технологии типа H_m с добавкой частью белого шлака и алюминия после варки, перед выпуском в струю расплавленного металла во время выпуска отношения следующие:

$\% [O]_1 = 0.0035 + 0.1 [O]_1 = 0.0035 + 0.28 [O]_{i2}$

$\% [O]_1 = 0.28 [O]_{i2}$ за интервал 50 мин. от добавки Al до выпуска. Совокупный кислород при этой технологии на 10—13 % ниже чем при технологии J. Диапазон десульфурации согласуется с выше упомянутым уравнением и практически тот же как и в технологии J. Результаты позволяют оценить утраченное время ξ_1 и ξ_2 и дают возможность выполнить расчёт оптимальных величин что касается времени, количества добавок извести и сплавов [Al]. Расчёт количества расплавленного соответствует общему равенству:

$$[Al]_1 = K \xi \sqrt{\frac{Al_2}{[O] \times \xi}}$$

Значение величины $K \xi$

показано диаграммой Но 8.

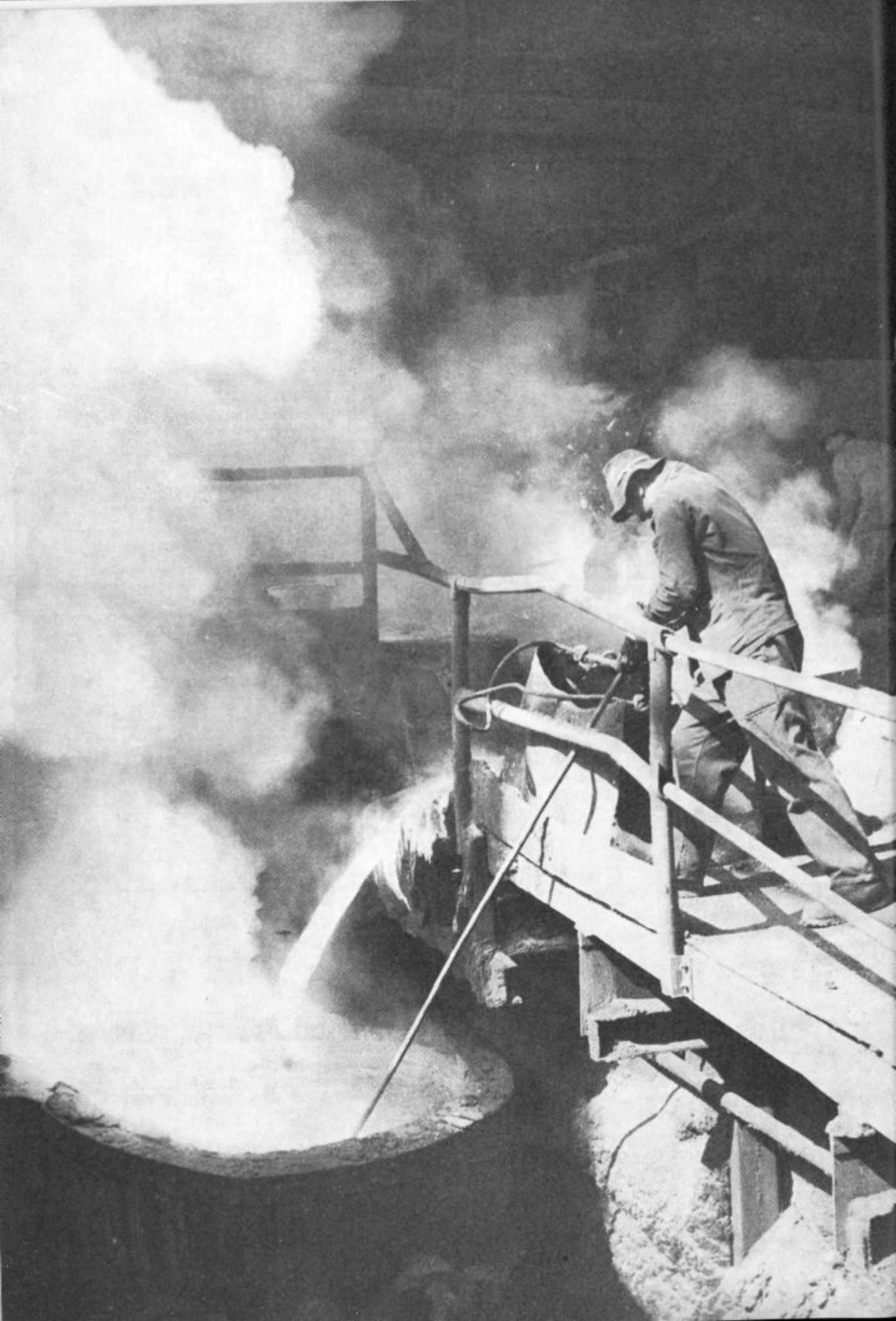
Опытами доказано, что с изменением технологии удалось сократить совокупное время плавки приблизительно на 50 мин., увеличить эффект раскисления, получить сталь с более равномерным распределением включений с уменьшенным количеством силикатов (C) и глобулянов (D) хотя диапазон десульфурации несколько меньше и в включениях больше сульфидов типа A.

В заключении приводим необходимость, что к упомянутой технологии надо добавит десульфурацию следующими методами:

1) добавкой синтетических шлаков,

2) добавкой порошков за десульфурацию в струю расплавленного металла во время выпуска.

3) продувание расплавленного металла в ковше с аргоном или азотом.



Kinetika raztapljanja primarnih karbidnih zrn in tvorbe mrežastega cementita v jeklu za kroglične ležaje

Eksperimentalno je bila določena kinetika raztapljanja karbidnih zrn pri 1140° C v jeklu za kroglične ležaje. Hitrost raztapljanja je razmeroma velika. Že po 4 urah žarjenja se količina karbidov zmanjša na sprejemljivo mejo. Poprečna velikost preostalih zrn pade linearno s trajanjem žarjenja, kar kaže, da je hitrost procesa odvisna od hitrosti raztapljanja karbida na mejni površini austenit-karbid.

Hitrost nastanka karbidne mreže okoli kristalnih zrn austenita je največja nad temperaturo, ko mreža nastaja v zaznavnem obsegu. Najbolj popolna mreža pa nastaja pri temperaturi 710° C.

1. UVOD

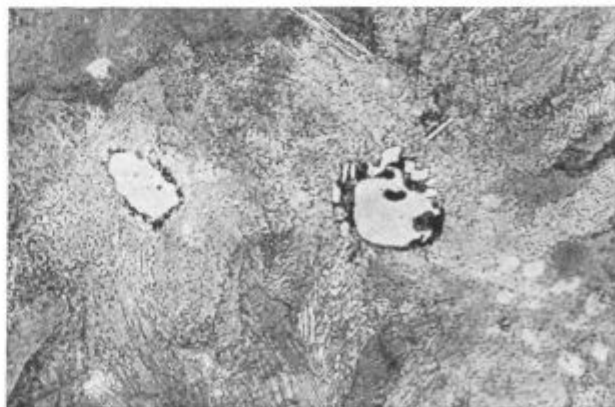
Karbidne izceje so stalna skrb izdelovalcev jekla za kroglične ležaje. Podatki iz strokovnega tiska kažejo, da se je praktično nemogoče izogniti nastanku ledeburitnega eutektika zaradi neravnotežnega strjevanja jekla v kokilah ter da je odprava izcej pravzaprav problem ustrezne predelave jekla (Fellcht in Barz¹, Ekstein²). Več je člankov v katerih avtorji opisujejo kako je mogoče z žarjenjem odpraviti ali pa spraviti na sprejemljivo mejo karbidne izceje, ki pri vročem valjanju nastanejo iz polj ledeburita. Temperature in časi žarjenja, katere navajajo različni avtorji so precej različni in segajo od 2 ur žarjenja pri 1100° C, 8 ali 10 ur žarjenja pri 1200° C, (Huml in Jech³, Okamoto⁴) do večstopenjskega žarjenja pri rastočih temperaturah (Cernjavskaja in sod.⁵). Te razlike so verjetno posledica razlik v velikosti izcej v študiranih jeklih, mogoče pa je njihov vzrok tudi v različnem načinu ohlajanja jekla med predelavo, saj na primer Ekstein navaja, da so karbidne segregacije v jeklu največje, če je temperatura valjanja med 920 in 850° C. Gre torej za dva pojava: raztapljanje karbidov na temperaturi komogenezacije in izločanje novega cementita iz austenita, ki postane zaradi ohlajanja in nepopolne homogenizacije prenasičen z ogljikom v okolici primarnih izcej. Da bi lahko presodili učinek enega in drugega procesa smo eksperimentalno določili kinetiko raztapljanja ledeburitnih karbidov.

Nič manj kot karbidne segregacije je za jeklo za kroglične ležaje neprijetna cementitna mreža,

ki nastane, če jeklo neprimerno ohlajamo skozi temperaturno področje, kjer postane zaradi ohlajanja austenit prenasičen z ogljikom. Različni avtorji (Vojnov in Šalimov⁶, Komissarov in sodelavci⁷, Keis in Komissarov⁸, Rižkov in Sašin⁹, Vondrašek in Kubelka¹⁰) navajajo meje nevarnega temperaturnega področja, nikjer pa nismo zasledili, da bi kdo eksperimentalno izmeril kinetiko nastanka karbidne mreže. V drugem delu našega članka obravnavamo prav ta problem.

2. EKSPERIMENTALNI POGOJI

Kinetiko raztapljanja karbidov smo določili v jeklu za kroglične ležaje tipa OCR z 0,98 % C, 0,33 % Mn in 1,55 % Cr. Vzorci so bili odrezani od ingota industrijske šarže. Na željo železarne Jesenice, ki nam je dala jeklo na voljo, smo poizkuse izvršili na temperaturi 1140° C. Pri predpoizkusih smo izotermno žarili jeklo do 32 ur, vendar se je pokazalo, da za raztapljanje zadostuje že žarjenje do 4 ur. Po žarjenju smo vzorce kalili v vodi, nato pa pripravili toliko metalografskih obruskov, da je bila njihova površina med 22,5 in 24 cm². Na obruskih smo v metalmikroskopu pri povečavi 500-krat prešteli in izmerili velikost vseh karbidnih zrn ali ledeburitnih polj, katerih linearna dimenzija je presegala 0,004 mm ali površina presegala 0,000015 mm².



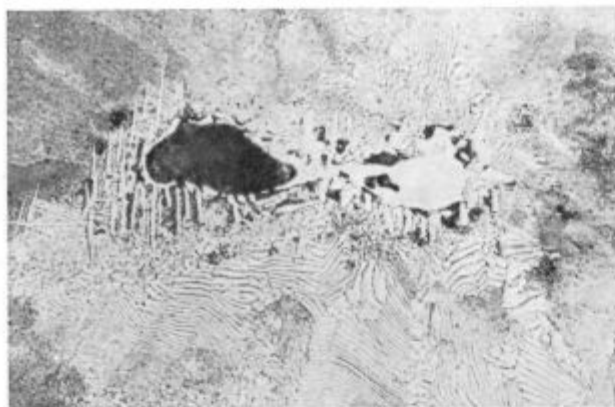
Slika 1
× 500, zaobljena karbidna zrna

V normalno ohlajenem ingotu so bila karbidna zrna večinoma okroglasta, ovalna ali poligonalna z zaobljenimi robovi (sl. 1 in 2) ob njih so bile mnogokrat pore. Redka so bila polja pravega ledeburita, v katerih smo pogosto opazili ravne



Slika 2
× 500, poligonalno karbidno zrno

karbidne lamele (slika 3). Pogosto so bile tudi bolj ali manj ravne lamele na stikih treh austenitnih zrn (sl. 4).



Slika 3
× 500, karbidno zrno, pora in ledeburitni evtektik



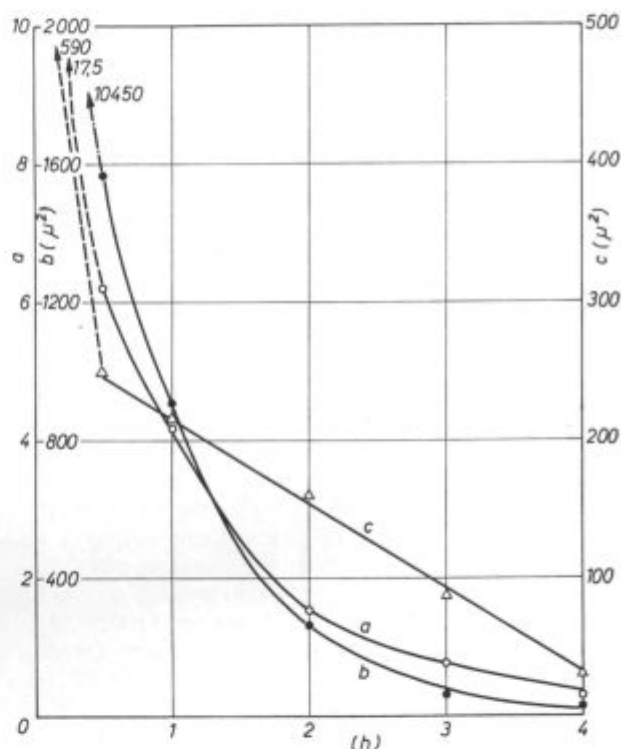
Slika 4
× 200, karbidno zrno na stiku treh grobih kristalnih zrn

Isto jeklo smo uporabili tudi za določanje kinetike nastanka karbidne mreže. Vzorce smo to pot vzeli iz valjanih palic \varnothing 22 mm. Segrevali smo jih v peči na temperaturo 1140 ali 1170°C, zadržali 5 minut, nato pa izotermno žarili v soli pri temperaturah med 650 in 850°C v trajanju od 5 minut do 2 uri. Stopnjo izločanja mreže sekundarnega cementita smo določili tako, da smo na razdalji 45 mm v metal mikroskopu prešteli vse kristalne meje, na katerih je bil izločen sekundarni cementit.

3. REZULTATI

3.1. Raztapljanje karbidov

Rezultate prikazuje tabela 1, zaradi lažje predstave pa še grafikon na sliki 5. Že po polurnem žarjenju je močno padlo število karbidnih zrn in njihova površina v primerjavi z nežarjenim vzorcem.



Slika 5
Vpliv trajanja žarjenja pri 1140°C na število in površino karbidnih zrn na cm² površine bruska in na poprečno velikost karbidnih zrn na bruskih

Pri nadaljevanju izotermnega žarjenja se zmanjšuje poprečna velikost preostalih karbidnih zrn premo sorazmerno s časom žarjenja, med tem ko padata število karbidnih zrn in njihova gostota po bolj zapletni odvisnosti od časa žarjenja. V tabeli 2 vidimo, da se s trajanjem žarjenja relativno povečuje število manjših karbidnih zrn.

Oblika krivulj na sliki 5 kaže, da je v začetku žarjenja raztapljanje karbidov mnogo hitrejše kot

v nadaljevanju. Najverjetneje imamo v začetku opraviti z raztapljanjem karbidnih zrn sekundarne narave oziroma z raztapljanjem plašča primarnih zrn, ki je nastal zaradi izločanja cementita pri ohlajanju, ne pa nastal pri strjenju jekla. Sele

v nadaljevanju žarjenja imamo opraviti z raztapljanjem karbidnih zrn, ki so ledeburitnega izvora in rezultat izcejanja ogljika in kroma pri strjevanju jekla.

TABELA 1 — Število in velikost karbidov

Trajanje žarjenja (h)	Površina obruskov (cm ²)	Štev. karbidov (a)	$\frac{a}{\text{cm}^2}$	Površina karbidov μ^2 (b)	$\frac{b}{\text{cm}^2}$	Največji karbid (μ^2)
	22,5	395	17,5	233500	10450	3000
0,5	22,9	143	6,2	36100	1570	2500
1	23,8	100	4,2	21650	910	870
2	24,5	38	1,5	6510	267	1050
3	24,5	19	0,8	1650	67	270
4	24,0	7	0,3	220	30	70

Rezultati kažejo, da je raztapljanje ledeburitnih karbidov precej hiter proces, saj se po 4 urah žarjenja število karbidnih zrn zmanjša za 50-krat glede na začetno stanje ali za 22-krat glede na stanje po polurnem žarjenju. Važnejše pa je, da

se mnogo bolj kot število, zmanjša površina karbidnih zrn, oziroma množina karbidne mase v jeklu. Po 4 urah žarjenja pade ta na eno tisočinko glede na začetno stanje ali na eno stopetdesetinko glede na stanje po polurnem žarjenju.

TABELA 2 — Razdelitev karbidov v velikostne razrede

Žarjenje (h) Razred (μ^2)	0		0,5		1		2		3		4	
	a	b	a	b	a	b	a	b	a	b	a	b
50	—	—	36	1340	22	980	13	370	7	210	7	220
50 do 100	31	2610	23	1790	21	2590	8	590	8	670	—	—
100 do 200	58	6820	47	7390	25	3730	6	1020	3	500	—	—
200 do 400	112	36050	20	9040	21	6010	7	1780	1	270	—	—
400 do 800	119	77150	9	6200	10	7230	3	1700	—	—	—	—
800	75	110700	8	10340	1	1110	1	1050	—	—	—	—
	395	233330	143	36100	100	21650	38	6510	19	1650	7	220
Poprečna velikost karbidov (μ^2), c	590		253		216		170		87		30	

b — površina karbidov
a — število karbidov

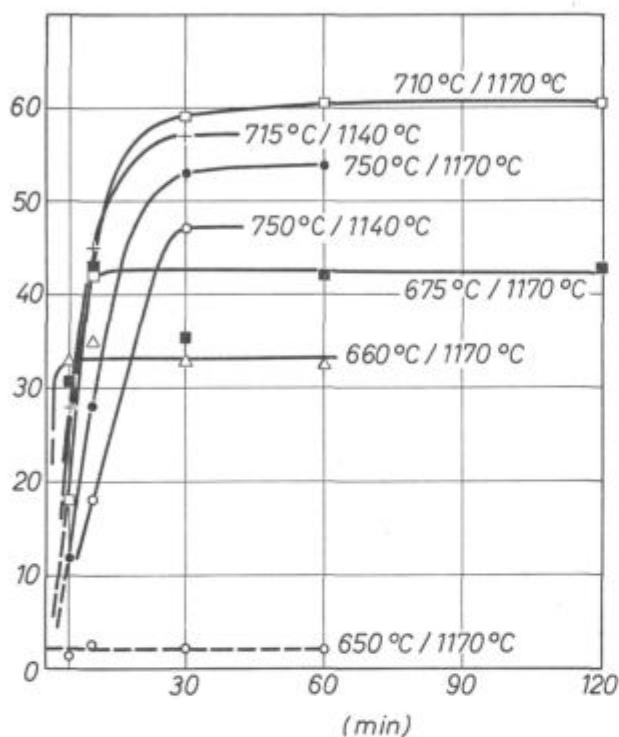
Poskusi kažejo, da je v primarnih karbidnih zrnih mnogo več kroma kot je poprečna vsebnost v jeklu (Vodopivec¹¹). Domnevamo lahko, da še mnogo dlje po tem, ko so karbidna zrna že raztopljena ostanejo v njihovi okolici močnejše koncentracije kroma in ogljika. Ker ta dva elementa drug drugemu zmanjšujeta aktivnost v austenitu je proces izenačevanja njune koncentracije z difuzijo počasen. Zato lahko predpostavljamo, da mnoge od karbidnih izcej, katere najdemo v izvaljanem jeklu, niso ostanki ledeburita, marveč je njihovo poreklo sekundarno, t. j. nastale so pri ohlajanju iz izcej ogljika in kroma v področjih, kjer so se pri homogenizaciji že bolj ali manj popolno raztopila

zrna ledeburitnih karbidov, kot je že pred časom domneval Houdremont¹². Vprašamo se lahko katera reakcija, raztapljanje karbida na mejni površini karbid-austenit ali odvod sestavnih elementov ogljika in kroma od te površine z difuzijo, je merodajna za hitrost raztapljanja. V primeru, da kinetiko procesa regulira raztapljanje, mora biti hitrost reakcije v linearni odvisnosti z velikostjo površine karbidnih zrn, oziroma v isti odvisnosti s kvadratom njihove poprečne velikosti, ali kar je isto v premem sorazmerju z njihovo poprečno velikostjo. Na sliki 5 vidimo, da po preteku približno pol ure, poprečna površina zrn dejansko pada linearno s trajanjem žarjenja. Torej lahko trdimo, da je

merodajna za kinetiko raztapljanja ledeburitnih karbidov v jeklu za kroglične ležaje pri temperaturi naših preizkusov, hitrost reakcije raztapljanja, ki poteka na mejni površini karbidno zrnno-austenit.

3.2. Kinetika tvorbe mreže sekundarnega cementita

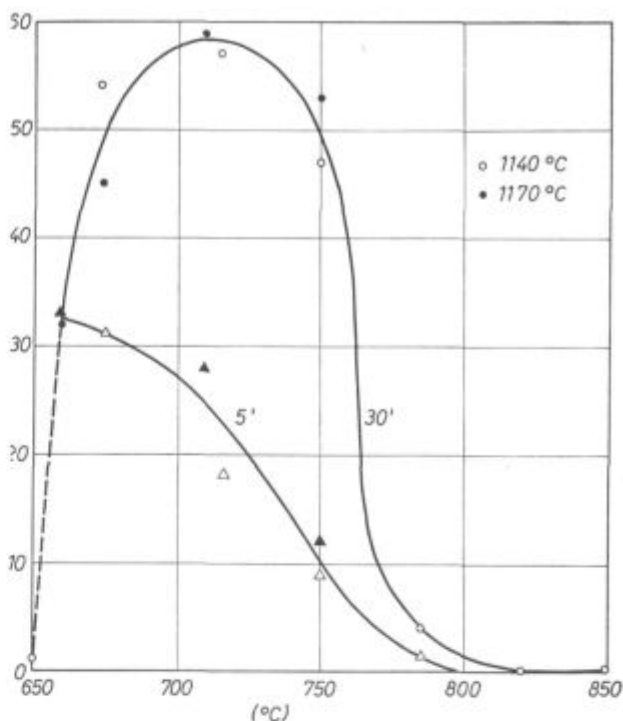
Slika 6 prikazuje kinetiko tvorbe mreže pri nekaterih temperaturah, slika 7 pa stopnjo izoblikovanja karbidne mreže po 5 minutah in 30 minutah izotermnega žarjenja pri različnih temperaturah.



Slika 6

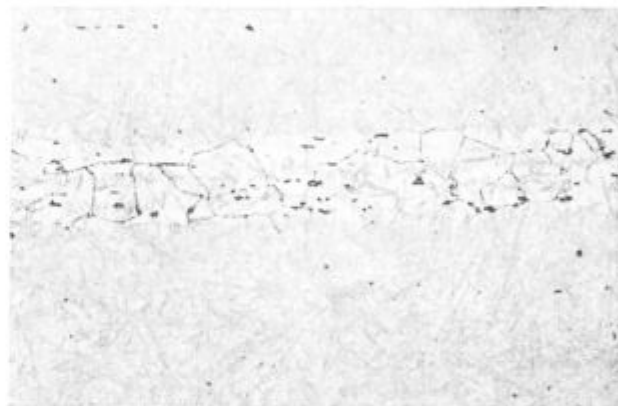
Vpliv časa in temperature žarjenja in delež kristalnih zrn, ki so obdana s cementitno mrežo

V preiskanem jeklu je mreža nastajala pri žarjenju približno v temperaturnem intervalu med 660 in 780°C. Pri temperaturah 650 in 800°C nismo opazili več cementita ob mejah med dvema zrnoma, marveč le še redke izločke na stikih treh kristalnih zrn. V izcejah, kjer je jeklo obogateno s kromom in ogljikom, pa je bila karbidna mreža še jasno izoblikovana tudi po žarjenju pri temperaturi 850°C (sliki 8 in 9). Razlika v temperaturi žarjenja 1150 ali 1170°C nima opaznega vpliva na oblikovanje mreže. Hitrost tvorbe mreže je največja pri temperaturi, pri kateri nastaja v omembe vrednem obsegu. Z naraščanjem temperature se zmanjšuje hitrost nastanka mreže, večja pa se stopnja izoblikovanja. Najbolj popolna mreža nastaja pri temperaturi okoli 710°C, kjer smo po polurnem žarjenju mrežo opazili okoli 80 % vseh austenitnih zrn. Z naraščanjem temperature hitrosti nastanka mreže še nadalje pada, pada pa tudi končna stopnja izoblikovanja. Razlog za to je eno-



Slika 7

Delež avstenitnih zrn, ki so obdana s karbidom po 5 minutnem in 30 min. žarjenju pri različnih temperaturah



Slika 8

× 100, (jedkano z Na-pikratom). Karbidna mreža po mejah austenitnih zrn v izceji. Temperatura žarjenja 850°C

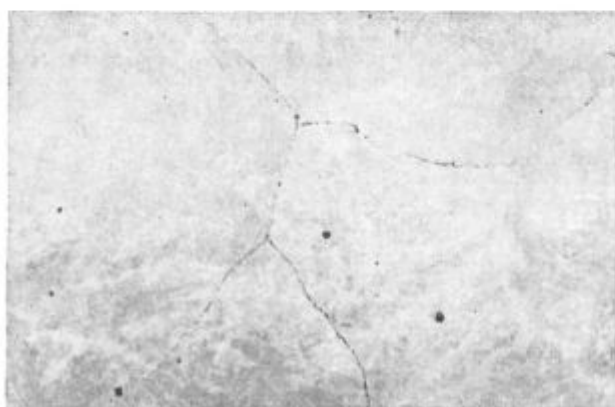


Slika 9

× 500, detalj slike 8

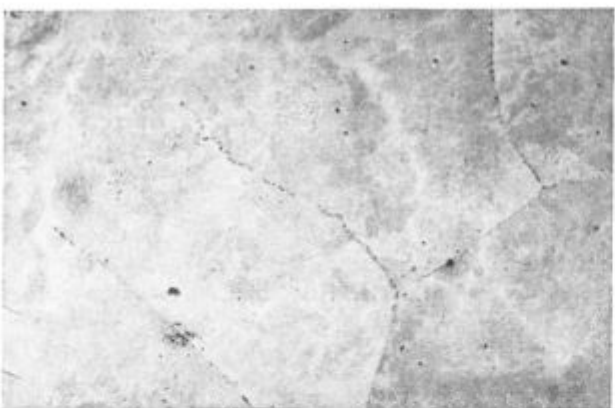
staven, z rastjo temperature je na voljo manj in manj ogljika za tvorbo mreže, dokler nekoliko nad 780°C mreža praktično ne nastaja, ker ostaja ogljik raztopljen v austenitu.

Pri temperaturah pod točko Ac_1 cementitna mreža lahko nastaja samo v času, ko se austenit še ni pretvoril v perlit. Ta je pri 650°C tako kratek, da mreže praktično ni, pri 660°C pa je mreža tanka in se z daljšanjem žarjenja cementit po mejah celo nekoliko sferoidizira (sliki 10 in 11). Posnetki kažejo, da ima že po petih minutah žarjen vzorec popolnoma perlitno strukturo, kar je jasen znak, da se je mreža izoblikovala preje kot v petih minutah. Cementitna mreža nastala pri višji temperaturi je debelejša.



Slika 10

× 500, (jedkano z Na-pikratom). Karbidna mreža po mejah austenitnih zrn po 5 minutah žarjenja pri 660°C



Slika 11

× 500, isto kot sl. 10 po 30 min. žarjenja

Pri 710°C žarjeni vzorci imajo po 5 in 10 minutah žarjenja čisto martenzitno strukturo, po polurnem žarjenju mešano martenzitno perlitno, po eni uri pa čisto perlitno. To se ujema z videzom ustrezne krivulje na sliki 6, in kaže, da je končna izoblikovanost praktično dosežena po polurnem žarjenju.

Jasno je torej, da lahko nastaja cementitna mreža le dokler imamo v jeklu še austenit. Sodeč po krivuljah na slikah 6 in 7 je verjetno hitrost



Slika 12

× 500, (jedkano z Na-pikratom). Karbidna mreža po mejah austenitnih zrn po 10 min. žarjenja pri 710°C



Slika 13

× 500, isto kot na sl. 12 po 60 min. žarjenja

tvorbe odvisna preje od prenasičenosti austenita z ogljikom, ki raste z padajočo temperaturo, kot od hitrosti difuzije ogljika v austenitu, ki razumljivo pada s temperaturo.

4. SKLEP

1. Eksperimentalno smo izmerili kinetiko raztapljanja karbidnih zrn ledeburitnega porekla v jeklu za kroglične ležaje tipa OCR 4 pri temperaturi 1140°C . Ugotovili smo, da je hitrost raztapljanja karbidov razmeroma velika in da se po 4 urah žarjenja množina neraztopljenih karbidov zmanjša na sprejemljivo količino. Poprečna velikost preostalih karbidnih zrn linearno pada s trajanjem žarjenja, kar je znak, da je hitrost procesa odvisna od hitrosti raztapljanja karbida na mejni površini austenit-karbid.

2. Daločili smo kinetiko tvorbe cementitne mreže pri izotermnem žarjenju istega jekla, ohlajenega s temperature 1140 in 1170°C . Preizkusi so pokazali, da je hitrost izločanja največja nad temperaturo, ko mreža nastaja v pomembnem obsegu, medtem ko se najbolj popolna mreža izoblikuje pri temperaturi ca 710°C .

Literatura

1. K. Felcht in R. Barz: Neue Hütte 3, 1958, št. 341—350
2. J. Ekstein: Neue Hütte 4, 1959, št. 4, 304—311
3. J. Jech in P. Hulm: Hutnik 16, 1966, št. 10, 486—488
4. K. Okamoto, S. Shiko in T. Ota: Transactions of the Iron and Steel Institute of Japan, 7, 1967, No. 4, 197—204
5. S. G. Cernjavska, T. J. Malinovska, L. D. Močkevič, A. J. Hitrik, V. J. Travinin in J. A. Stečenko: Stalj, 1967, št. 9, 841—843
6. S. G. Vojnov in A. G. Salinov: Šarikopodšipnikovanja Stalj, Metallurgizdat, Moskva, 1962
7. A. J. Komissarov, V. A. Horoš in A. A. Hudenjil: Stalj, 1966, št. 4, 359—360
8. V. J. Keis in A. J. Komissarov: Stalj, 1965, št. 7, 654—657
9. G. M. Riškov in P. J. Sašin: Stalj, 1964, št. 12, 1128—1129
10. V. Vondrašek in A. Kubelka: Hutnicke Listy, 1968, št. 3, 155—161
11. F. Vodopivec: Poročilo Metalurškega Inštituta, Ljubljana, febr. 1969
12. E. Houdremont: Springer Verlag, 1956, str. 431

ZUSAMMENFASSUNG

Versuchsweise ist die Lösungskinetik der Karbidkörner bei 1140°C im Kugellagerstahl bestimmt worden. Die Lösungsgeschwindigkeit ist verhältnismässig gross. Schon nach vierstündiger Glühungsdauer verringert sich die Menge der Karbide auf eine annehmbare Grenze. Die durchschnittliche Grösse der übrigen Körner fällt linear mit der Glühungsdauer, das zeigt, dass die Prozessgeschwindigkeit

von der Lösungsgeschwindigkeit des Karbides an der Austenit-Karbid Grenze abhängig ist.

Die Geschwindigkeit der Bildung des Karbidnetzes ringsum die Austenitkörner ist am grössten über der Temperatur, wo das Netz im wahrnehmbaren Umfang entsteht. Das vollkommendste Netz entsteht bei der Temperatur von 710° C.

SUMMARY

Kinetics of dissolving carbide particles at 1140° C in steels for ball bearings was experimentally determined. The rate of dissolution is comparatively high since the amount of carbides reduces down to the permissible level after 4 hrs of heating already. Average particle size of retained carbide particles decreases linearly with the duration of heating which suggests that the rate of the process de-

pends on the rate of dissolution of carbide on the austenite-carbide interface.

The rate of the formation of carbide network around austenite crystal grains is the highest at a temperature above that at which the formation of carbide network can be observed. The formation of the most complete network occurs at 710° C.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Опытами определена кинетика плавления карбидных зёрен при темп-ры од 1140° Ц в стали для шарикоподшипников. Быстрота плавления относительно большая, уже после 4 часов отжига количество карбидов уменьшается на отмечанный предел. Средняя величина оставшихся зёрен уменьшается линейно в отно-

шении на дантельность отжига. Это показывает, что быстрота процесса зависит от быстроты плавления карбидов на поверхности аустенит-карбид.

Быстрота появления карбидной сетки зависит од высоты темп-ры а самая полная и выразительная при темп-ры од 710° Ц.

Razogljichenje hladno valjanih trakov

Moderna tehnologija teži k opuščanju starega dvoslojnega in k osvajanju cenejšega enoslojnega emajliranja. V ta namen se v vse večji meri uporablja jeklo z vsebnostjo ogljika izpod 0,005 %.

V Železarni Jesenice smo izdelali preiskave razogljichenja nizkoogljicnih hladno valjanih trakov za globoki vlek, z namenom, da bi ugotovili optimalno sestavo plinske mešanice in temp. toplotne obdelave glede na stopnjo razogljichenja, strukture in debeline preizkušancev.

SPLOŠNO

K preiskavam razogljichenja hladno valjanih trakov smo pristopili z namenom, da bi ugotovili vplive temperature, časa, plinske mešanice, rosišča itd. na potek razogljichenja domačih nizkoogljicnih hladno valjanih trakov za globoki vlek. S tem smo želeli ugotoviti, če so naši trakovi prikladni za enoslojno emajliranje.

Taki trakovi so se v svetu močno uveljavili, čeprav je njihova cena za ca. 20 % višja od cene klasičnih jekel za globoki vlek. Ta jekla, ki se v pretežni večini izdelujejo v obliki hladno valjanih trakov, katerih vsebnost ogljika je nižja od 0,005 odstotka, dušika pa nižja od 0,0005 %, imajo pred jekli za globoki vlek te prednosti, da ne starajo in da so predvsem sposobna za enoslojno emajliranje, to je emajliranje brez predhodnega pokritja z grund-emajlom.

KLASIČNO DVOSLOJNO EMAJLIRANJE

Pri emajliranju raznih predmetov je obstajala že dolgo let tendenca, kako nanašati na površino jeklenih predmetov samo en sloj emajla, namesto še danes zelo razširjenega klasičnega dvoslojnega emajla.

Pri tem klasičnem emajliranju je nanašanje grund emajla nujno potrebno zaradi boljše oprijemljivosti emajla na kovinsko osnovo. To lastnost dajejo emajlu kobaltovi in nikljevi oksidi, ki jih ta emajl vsebuje. Z druge strani pa povzročajo ti oksidi takozvane plinske mehurčke. Zaradi reakcije teh oksidov z ogljikom, ki se v jeklu nahaja predvsem v obliki cementita, nastane ogljikov monoksid, ki povzroča omenjeno mehurčavost. Ta reakcija poteka intenzivno pri tem ca. 820°C, to je pri tem. zapečenja emajla.

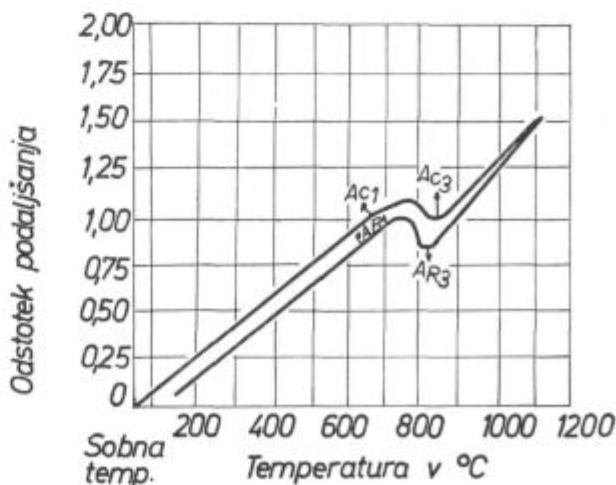
Na emajlu zasledimo tudi takozvana »ribja očesa«. Vzroke za nastanek teh napak moremo iskati v tvorbi vodika, ki nastane kot produkt med železovo osnovo in nekaterimi hidratiziranimi substancami, ki se nahajajo v grund emajlu.

Vodik lahko povzroča še drugo napako, takozvane luske. Vedeti moramo, da je raztopnost vodika v nizkoogljicnem jeklu pri temp. emajliranja približno 2,5 ppm., pri sobni temperaturi pa 0,5 ppm. Zaradi velikega pritiska, ki ga povzroča izločeni vodik, lahko nastanejo na površini emajla odlučena mesta in to takrat, ko je emajlirani proizvod že ohlajen na sobno temp. Te luske se lahko pojavijo šele čez dneve ali celo čez nekaj mesecev. Razumljivo, da take napake na površini emajla niso zaželjene, ker motijo videz in kvaliteto površine. Taka mesta imajo slabše mehanske in korozijske lastnosti.

Pripomniti je treba, da je mehanska in korozijska obstojnost tudi močno odvisna od karakteristik emajla, tehnologije emajliranja ter kvalitete jekla.

V zvezi z zgoraj navedenim je potrebno poudariti, da nastopajo te napake le pri grund emajlu. V drugem sloju emajla teh napak več ni. Iz tega sledi, da drugi sloj emajla nanašamo le zato, da prekrijemo napake in damo artiklu zaželjeno kvaliteto, barvo in ornament.

Kot jekla za navadno klasično dvoslojno emajliranje se uporabljajo predvsem nepomirjena nizkoogljicna jekla z naslednjo vsebnostjo elementov:



Slika 1
Potek raztezkov v odvisnosti od temp.

C — max. 0.07 %
 Si — sledi
 Mn — 0.30—0.45 %
 P — max. 0.05 %
 S — max. 0.025 %
 Cr — max. 0.1 %
 Cu — max. 0.3 %
 Sn — max. 0.03 %

Zaradi previsoke vsebnosti ogljika in mangana se pri ogrevanju na temp. zapečenja emajla (800 do 850°C) doseže pri teh jeklih premenska točka na krivulji GP diagrama, stanja Fe-Fe₃C. Spremembo volumna, ki pri tej premeni nastanejo, vodijo k močnemu krivljenju emajliranih delov. Na sliki 1 je razviden potek raztezka v odvisnosti od temperatur v fazi ogrevanja in ohlajevanja.

ENOSLOJNO EMAJLIRANJE

Pojem »enoslojno emajliranje« razumemo le kot nanos ene same prevleke emajla. Ker je dvo-slojno emajliranje sorazmerno drago, so strokovnjaki iskali pločevino, oziroma hladno valjane trakove, ki bi bili sposobni za enoslojno emajliranje in ki ne bi bili podvrženi nastanku mehurčkov, ribjih očes itd.

Pot k iskanju te rešitve je bila dvojna. Potrebno je bilo vezati ogljik na elemente, ki so pri temp. emajliranja stabilni, ali odstraniti ogljik s trakov s pomočjo razogljíčenja. Tako sta bili izdelani dve vrsti jekel, katerih osnovne karakteristike bodo posebej opisane.

V novejšem času se je z razvojem tehnike metalurških procesov vliivanja nakazala še druga možnost, ki še bolj ekonomično rešuje ta problem, to je vliivanje jekla v vakuumu. Po tej metodi je mogoče izdelati jeklo s ca. 0.005 C %. Tako jeklo ni več podvrženo prej omejenim napakam nepomirjenih jekel. S tem postopkom se je mogoče tako izogniti dragocenemu in dolgotrajnemu postopku razogljíčenja. Ta postopek izdelave nizko ogljičnega jekla v vakuumu ni do sedaj zavzel še večjega obsega.

JEKLO LEGIRANO S TI

Po drugi svetovni vojni so se pojavili na tržišču hladno valjani trakovi, legirani s Ti, pod imenom »Tinamel pločevina«. Trakovi so bili primerni za enoslojno emajliranje, imeli pa so naslednjo sestavo:

C 0.04 — 0.08 %
 Si 0.01 — 0.08 %
 Mn 0.30 — 0.40 %
 P max. 0.01 %
 S max. 0.03 %
 Cu max. 0.07 %
 Cr max. 0.03 %
 Ti 5 × C
 Al 0.02 % — 0.09 %

Jeklo, stabilizirano s titanom, je v osnovi pomirjeno jeklo. Ob zadostni količini titana se ves ogljik in dušik vežeta v titanov karbonitrid. Trakovi imajo dobre sposobnosti hladnega oblikovanja, se dajo odlično emajlirati in imajo zelo visoko odpornost proti deformaciji pri temperaturi emajliranja (glej sliko2). Tudi mehanske lastnosti pri sobni temperaturi so zelo dobre.

Omeniti je potrebno še drugo zelo pomembno lastnost jekla, stabiliziranega s titanom, in sicer to, da ni podvrženo tvorbi mehurčkov niti ribjih očes. Po nekaterih avtorjih se ob dovoljni količini raztopljenega titana v feritni osnovi tvorijo stabilni titanovi hidridi, zaradi katerih se ne more tvoriti škodljivi vodik.

Pri trakovih legiranih s Ti se nanaša le en sloj, vendar tako emajliranje zahteva posebno predpravo površine pred prekritjem z emajlom.

Dokazano je bilo, da ima uporaba ene same prevleke določene prednosti. Taka prevleka je bolj odporna proti hitrim temperaturnim spremembam in s tem proti nastanku razpok.

Na koncu je potrebno omeniti še to, da se ti trakovi kljub številnim prednostim niso uveljavili zaradi njihove sorazmerno visoke cene.

RAZOGLJICENO JEKLO

Za enoslojno emajliranje so zelo prikladni hladno valjani trakovi z vsebnostjo ogljika pod 0.005 %. Tako nizka vsebnost ogljika se doseže z vakuumskim vliivanjem ali z razogljíčenjem trakov iz nepomirjenih jekel za globoki vlek. Razogljíčenje pa predstavlja svojevrsten problem. Razogljíčenje tesno navitih kolobarjev je bilo in je še vedno v industrijskem merilu praktično neizvedljivo. Zaradi navedenega se tudi proizvodnja razogljíčenih trakov v obliki tesno navitih kolobarjev ni mogla uveljaviti. Pravi razmak se je pričel z uvedbo takozvanih odmotanih kolobarjev (Open Coils).

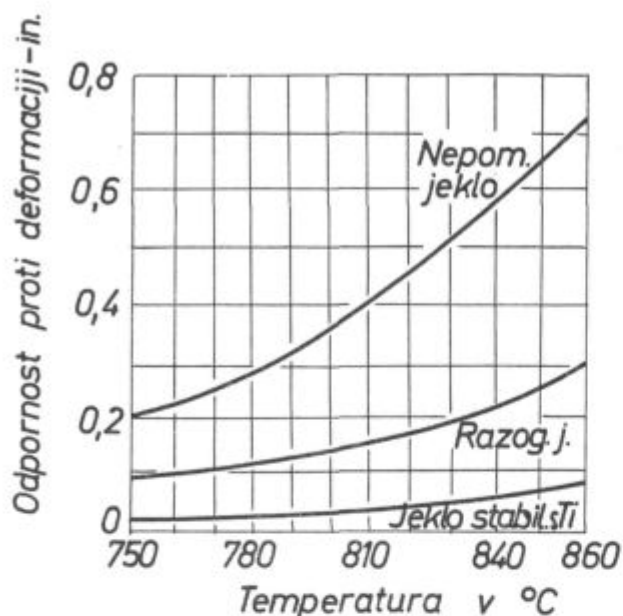
Razogljíčenje poteka pri 700°C; kot sredstvo za razogljíčenje služi mešanica N₂ in H₂ ter vodne pare.

Zaradi tako nizke vsebnosti ogljika ni pri temperaturi emajliranja nevarnosti nastanka plinskih mehurčkov in ribjih očes. Pred enoslojnim emajliranjem je potrebna posebna predpriprava površine trakov, ker enoslojni pokrovni emajl nima veznih oksidov CO in Ni, ki predstavljata pri grund emajlu vezno plast med pločevino in emajlom.

Ta predpriprava sestoji v glavnem iz odmaščevanja, luženja v H₂SO₄, ponikljanja ter sušenja z vmesnim večkratnim izpiranjem. Sam postopek emajliranja pa je enak kot pri navadnem emajliranju. Enoslojno emajliranje ima pred navadnim dvoslojnim številne prednosti. Te so:

- občuten prihranek emajla,
- površina je lepa in brez napak, kot so mehurčki itd.
- zaradi zelo nizke vsebnosti C se pri ogrevanju na temp. emajliranja ne doseže premenska

točka na krivulji GP, kar vpliva na visoko odpornost pri deformaciji pri temp. zapečenje emajla slika 2.



Slika 2
Odpornost proti deformaciji 1 mm pločevine — v odvisnosti od temperature zapečenja.

Slabe lastnosti takih hladno valjanih trakov pa so:

a) zaradi nizke vsebnosti C in drugih elementov imajo emajlirani predmeti zelo nizko trdnost pri sobni temperaturi,

b) ker se trakovi pri prešanju hladno deformirajo med 5—20 %, imajo feritna zrna pri temperaturi emajliranja močno tendenco naraščanja, kar vpliva na nadaljnje znižanje že tako nizke trdnosti že obdelanih in emajliranih predmetov — slika 3.

Vpliv manjše trdnosti osnovnega materiala je mogoče omiliti na ta način, da se emajlirajo le tisti deli, oziroma artikli, ki niso podvrženi večjim obremenitvam, ali pa tisti deli, ki se deformirajo nad 20 %. Ta vpliv je mogoče zmanjšati tudi s tem, da namensko povečamo debelino emajliranih predmetov.

Za primerjavo nekaterih lastnosti med razogljčenim in drugimi jekli, ki se uporabljajo za emajliranje, služi naslednja tabela I:

Tabela I

Kvaliteta jekla	Plastičnost	Sposobnost emajliranja	Odpornost proti deformaciji	Enoslojno emajl.
nepomirjeno	odlična	slaba	slaba	ni primerno
stabiliz. s Ti	odlična	odlična	odlična	primerno
razogljč.	odlična	odlična	dobro	primerno

Tabela II podaja nekatere vrednosti mehanskih lastnosti razogljčenega jekla v rekristalizacijsko žarjenem stanju in po staranju. Lastnosti so po obeh obdelavah praktično enake, ker je bilo jeklo med razogljčenjem tudi denitirano.

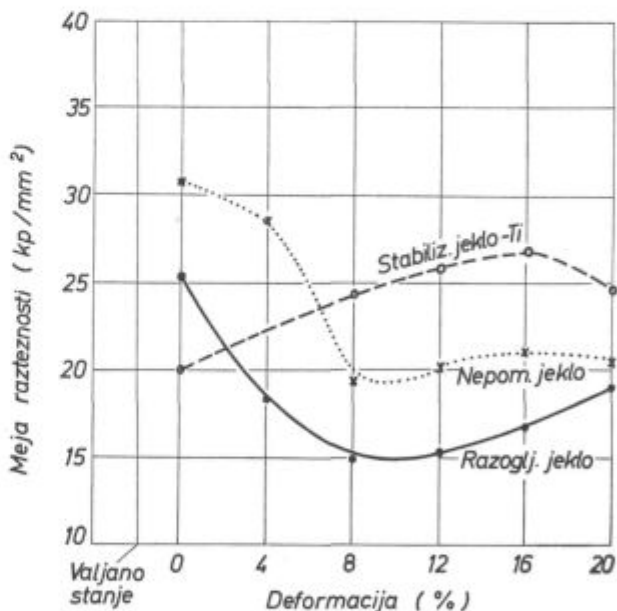
Tabela II

Toplotna obdelava	Meja razteznosti kp/mm ²	Trdnost kp/mm ²	Raztezek 85 %	Erichsen za 1 mm mm
Rekristal. žarj.	22.4	32.8	50.1	12.0
Rekristal. žarj. ter staranje	22.2	32.2	49.5	11.9

Tabela III pa prikazuje vsebnosti elementov jekla pred in po razogljčenju oziroma denitiranju.

Tabela III

Toplotna obdelava	Kemične analize [%]				
	C	Mn	P	S	N
pred razogljčenjem	0.066	0.24	0.019	0.014	0.0025
po razogljčenju	0.002	0.24	0.019	0.014	0.0005



Slika 3
Vpliv stopnje hladne deformacije in ogrevanja pri 820°C na mejo razteznosti — čas ogrevanja pet minut

PECI ZA RAZOGLJICENJE

Pogostokrat se toplo valjani trakovi pred hladnim valjanjem normalizirajo, zato da se doseže čim bolj homogena struktura. Razogljčenje pa se izvede v posebnih pečeh, to je v Open Coils pečeh.

To so zvonaste peči, v katere se zakladajo kolobarji z odmotanimi navoji. Take peči imajo več prednosti pred navadnimi žarilnimi zvonastimi pečmi. Te prednosti so:

a) visoka proizvodnost. Zaradi povečane kontaktne površine pride do enakomernejšega in hitrejšega ogrevanja, kar zmanjšuje potreben čas za toplotno obdelavo,

b) možnost žarjenja katere koli kvalitete,

c) kvalitetnejša površina. Zaradi odprtih navojev ni nevarnosti, da bi prišlo do zlepljenja površine trakov,

d) boljše odstranjevanje emulzije in masti s površine,

e) najvažnejša prednost te peči pa je sposobnost globokega razogljčenja in denitriranja.

Kakor smo že omenili, je potrebno pred razogljčenjem odmotanje kolobarjev. Pri previjanju se vlagajo med navoje trakov vložki iz najlona, ki vzdržujejo razdaljo med navojema. Debelina teh vložkov je odvisna od debeline traku. Trakovi, debelin od 0.5 do 1.5 mm, se brez težav previjajo, za previjanje večjih debelin so potrebne dodatne naprave, ki preprečujejo klecanje trakov pri previjanju. Vložki iz najlona imajo to slabost, da jih je potrebno pred žarjenjem odstraniti, zaradi česar razdalja med zankami ni več konstantna. Sedaj ponekod že uporabljajo kovinske žice, ki jih pustijo v kolobarju med žarjenjem.

Po končanem razogljčenju je razumljivo potrebno odmotane kolobarje previti v tesno navite kolobarje.

POTEK RAZOGLJČENJA IN DENITRIRANJA

Razogljčenje je potrebno zato, da se izognemo že omenjenim napakam pri emajliranju, denitriranje pa zato, da opravimo nagnjenost jekla k staranju. Opisali bomo ločeno postopek samega razogljčenja in ločeno postopek razogljčenja in denitriranja.

a) Razogljčenje:

Razogljčenje lahko poteka v atmosferi vlažnega vodika. Ker je taka mešanica sorazmerno draga, se izvaja razogljčenje najpogosteje v atmosferi vlažnega vodika in dušika in to pri temperaturi 700°C. Nižje temperature niso zaželjene zaradi prepočasnih procesov razogljčenja, višje pa ne zaradi nevarnosti naraščanja feritnih zrn.

Vodik kakor tudi dušik se morata pred tvorbo mešanice očistiti, zato ju je potrebno voditi najprej skozi čistilna sredstva. Mešanica se vodi skozi katalizator za odstranjevanje kisika in skozi silikagel ter fosforjev pentoksid za odstranjevanje vlage. Ker bi ta vlaga lahko motila pri ocenjevanju razmerja $H_2O : H_2$ bi zaradi tega lahko prišlo do oksidacije namesto do razogljčenja. Mešanico je potrebno navlažiti in jo zato vodimo skozi nasičevalc — filter z vodo, katere temperatura je odvisna od zaželenega razmerja $H_2O : H_2$.

Tako pripravljeno mešanico vodimo v žarilno peč. Pred uvajanjem te mešanice se mora komora prezračiti z inertnim plinom, t. j. z dušikom ali argonom, kar velja posebno, če delamo s samim H_2 . Po končanem žarjenju, oziroma razogljčenju je potrebno komoro in kanale ponovno preprihati z inertnim plinom.

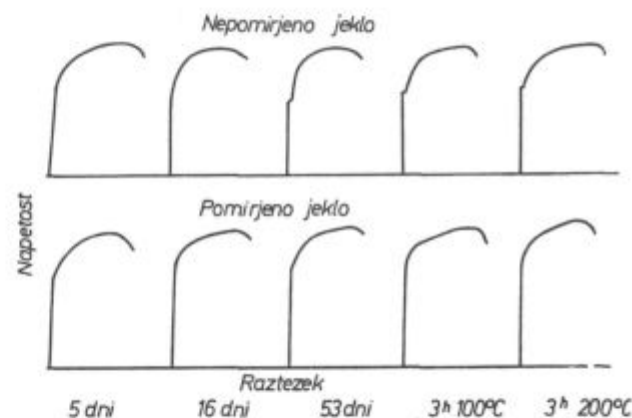
Po zgoraj opisanem načinu toplotne obdelave se trakovi le razogljčujejo in niso zato odporni proti staranju.

b) Razogljčenje in denitriranje:

Če nepomirjeno jeklo ne sme biti podvrženo staranju, potem je potrebno poleg ogljika močno znižati v jeklu tudi vsebnost dušika.

Poznano je, da ogljik in dušik močno vplivata na višino meje razteznosti in na izoblikovanje karakterističnega kolena na Sigma-Epsilon krivulji, to je na preoblikovalno sposobnost v hladnem stanju. Prvi dve krivulji na diagramu slike 4, ki pripadata nepomirjenemu jeklu, sta brez karakterističnega kolena, ker so bili trakovi ojačani. Ostale tri krivulje pa imajo močno izraženo koleno zaradi pojava staranja.

Za primerjavo so v istem diagramu podane tudi krivulje jekla, ki staranju ni podvrženo.

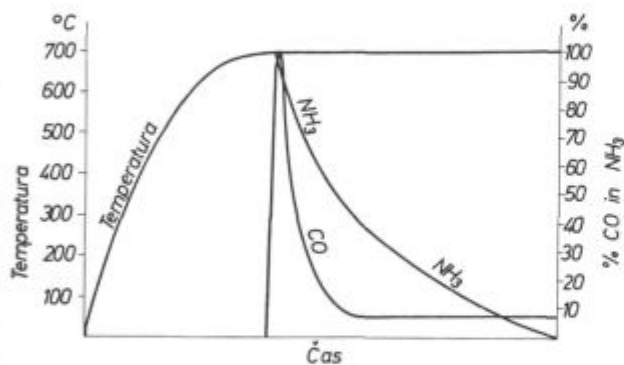


Slika 4
Krivulje na Sigma-Epsilon diagramu

Iz zgoraj navedenega je razvidno, da je najbolje, če se trakovi razogljčijo in denitrirajo. Samo na ta način toplotno obdelani trakovi imajo visoko sposobnost preoblikovanja v hladnem, visoko odpornost proti staranju. Razogljčenje in denitriranje se izvede istočasno, in to pri isti toplotni obdelavi. Spodaj opisani postopek je v uporabi v številnih žarilnicah renomiranih železarn.

Ko je peč pripravljena za žarjenje, se po izpiranju začenja uvajati v komoro mešanico H_2 in N_2 , ki ima 5—10 % vodika z rosiščem pri minus 30°C. Hitrost ogrevanja kolobarjev je funkcija odstranjevanja emulzije s površine kolobarjev, zaradi česar je včasih potrebno daljše zadrževanje pri 400°C. S tako mešanico se doseže popolnoma čista površina, brez saj, kar je zelo pomembno za poznejšo predpripravo površine za enoslojno emajliranje.

Ko doseže kolobar temp. 700° C, se začne postopek razogljíčenja z dovajanjem določenega razmerja mešanice H₂O : H₂ v komoro. Ves potek razogljíčenja se konstantno kontrolira s kemično analizo izhajajočih plinov, in to ogljikovega monoksida za kontrolo razogljíčenja in amonijaka za kontrolo denitriranja.



Slika 5
Potek razogljíčenja in denitriranja ter kontrola izhajajočih plinov

Ko doseže vsebnost ogljikovega monoksida v izhajajočih plinih vrednost blizu 0, se nadaljuje žarjenje pri 700° C, in to v atmosferi čistega vodika. Trakovi se pri tej temperaturi žarijo še toliko časa, da pade vsebnost NH₃ v izhajajočih plinih na vrednosti, ki so blizu 0 %. V tem trenutku je razogljíčenje in denitriranje končano. Trakovi se nato ohlajujejo v mešanici suhega H₂ in N₂. Potek žarjenja in krivulje vsebnosti CO in NH₃ prikazuje diagram na sliki 5. Vrednost CO in NH₃ je izražena kot funkcija maksimalne dosežene vrednosti pri izhajajočih plinih.

Na celoten čas žarjenja vplivajo faktorji, kot so teža vložka, razmerje H₂O : H₂, čistota H₂ pred uvajanjem v peč, količina izhajajočega ogljikovega monoksida in amonijaka, debelina trakov, vsebnost ogljika in dušika v jeklu itd.

TEORIJA RAZOGLJÍČENJA

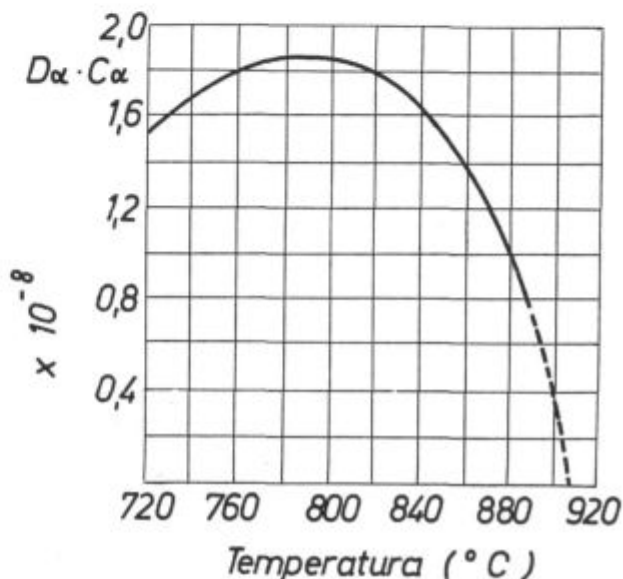
Preden bi pristopili k opisu preiskav in rezultatov, ki smo jih dosegli pri razogljíčenju, naj navedemo le kratek pregled teorije, ki jo prinaša literatura.

Bungardt je dokazal, da je oksidacija ogljika odvisna le od vodne pare. Z naraščajočo vsebnostjo vodne pare v vodiku naj bi dosegli neko vrednost razmerja H₂O : H₂, nad katero površinsko razogljíčenje ne bi bilo več odvisno od hitrosti oksidacije ogljika, temveč od difuzije tega elementa v mreži.

Lücke je pri raziskavah razogljíčenja prišel do zaključka, da je hitrost difuzije ogljika v alfa fazi tista, ki regulira pojav razogljíčenja pri temp. izpod A_{c1}, vendar le tedaj, ko je hitrost reakcije med

ogljikom in sredstvom, ki razogljíčuje, proti difuzijskim procesom tako veliko, da je vsebnost ogljika na površini praktično enaka ničli.

Pri temperaturi nad A_{c3}, vendar nižje od 906° C, to je takrat, ko se jeklo nahaja že v avstenitnem območju, se med potekom razogljíčenja tvori površinski sloj ferita. Hitrost napredovanja te feritne fronte s površine proti notranosti pa je proporcionalna produktu difuzijske konstante (D_α) in raztopnosti ogljika (C_α) v alfa fazi. Iz diagrama na sliki 6, ki ima na ordinati vnešeno vrednost produktov D_αC_α, na abscisi pa temperaturo razogljíčenja, je razvidno, da hitrost razogljíčenja narašča do 780—800° C, nakar začenja padati.



Slika 6
Potek produkta difuzije in raztopnosti ogljika v alfa železu pri različnih temperaturah.

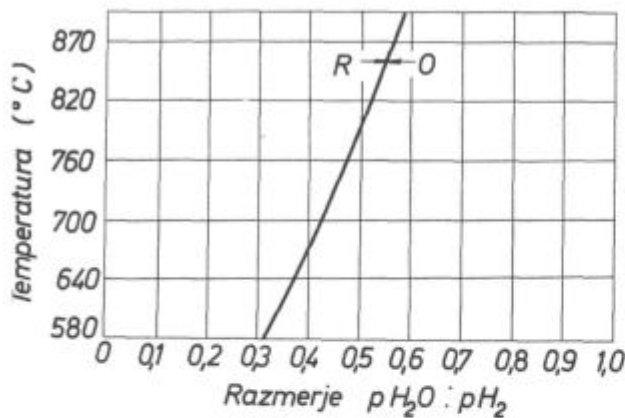
Poznejši avtorji so ugotovili, da je najugodnejša količina vodne pare odvisna od sestave plina in od temperature. Da se doseže čim večja izmenjava med vodno paro in ogljikom na površini materiala, mora biti razmerje med H₂O : H₂ naravnano pod oksidacijsko mejo, vendar ne preveč oddaljeno od nje.

Razmejitvena krivulja med oksidacijskim in redukcijskim poljem je v odvisnosti od razmerja H₂O : H₂ in temperature podana na sliki 7

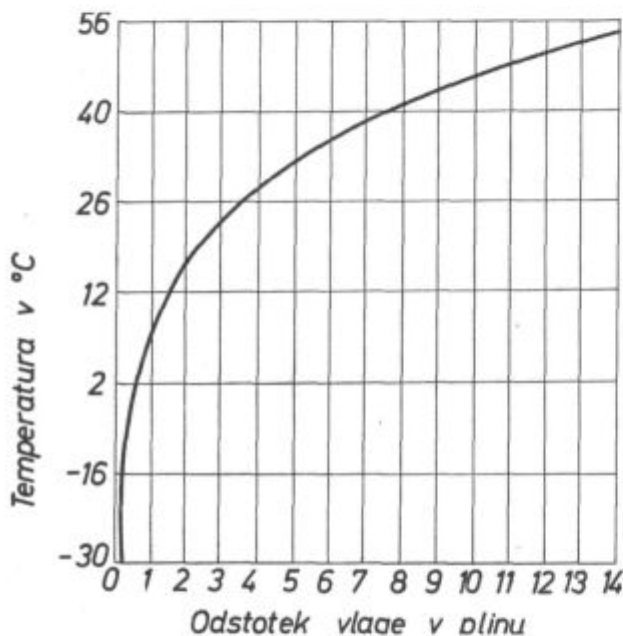
Vsako povečanje razmerja H₂O : H₂ preko razmejitvene krivulje bi pomenilo močno oksidacijo površine in s tem naglo padanje razogljíčenja. Oksidativni film prepreči direkten kontakt med paro in ogljikom.

Tudi sprememba temperatur pri določenem razmerju H₂O : H₂ vpliva na potek razogljíčenja. Oksidacijska sposobnost vodne pare narašča s padajočo temperaturo.

Količina H₂O v vodiku, ki je potrebna za določeno razmerje H₂O : H₂, se določa z uravnavanjem temperature rosišča (slika 8). V zvezi s tem je potrebno vedeti, da vodik sam po sebi nima di-



Slika 7
Krivulja ravnotežnostnega stanja H₂O : H₂

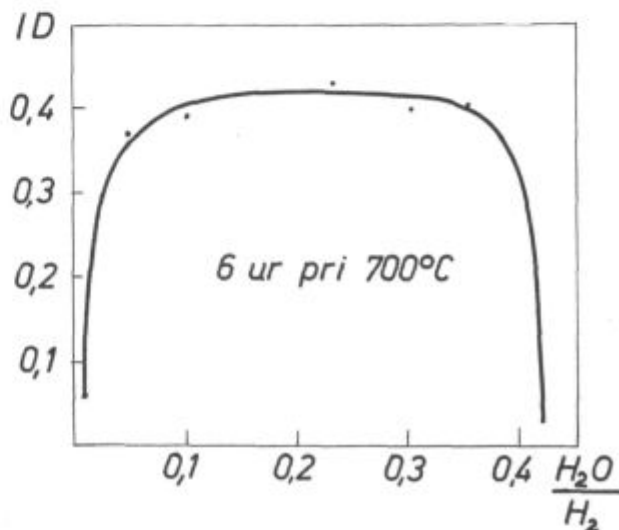


Slika 8
Krivulja rosišča

rektnega vpliva na razogljichenje, določa pa količino oksidacijskega sredstva, to je vodne pare.

Kako vpliva razmerje H₂O : H₂ pri temp. 700° C na hitrost razogljichenja (podana kot indeks razogljichenja) pri jeklu s ca. 0,3 % ogljika, prikazuje diagram na sliki 9. Iz diagrama je razvidno, da z naraščajočim razmerjem H₂O : H₂ najprej močno narašča hitrost razogljichenja, nato je v intervalu 0,1 — 0,35 hitrost razogljichenja konstantna, nad ca. 0,40 pa začne močno padati, vse dokler ne doseže pri ca. 0,45 vrednosti nič.

Nizka hitrost razogljichenja v začetku krivulje do vrednosti 0,1 razmerja H₂O : H₂ je posledica počasne oksidacije ogljika na površini, ker je ta odvisna od vsebnosti vodne pare. Pri vrednosti razmerja H₂O : H₂ nad ca. 0,4 hitrost razogljichenja pada, ker se približujemo razmejivni krivulji.



Slika 9
Potek razogljichenja v odvisnosti od indeksa ID in razmerje H₂O : H₂

Odvisnot difuzijske konstante ogljika (D) v alfa železu v odvisnosti od temperature tolmači tudi Schumann. Te vrednosti so:

temp. (°C)	20°	100°	300°	500°	700°	900°
D (cm ² /s)	2,0 · 10 ⁻¹⁷	3,3 · 10 ⁻¹⁴	4,3 · 10 ⁻¹⁰	4,1 · 10 ⁻⁸	6,1 · 10 ⁻⁷	3,6 · 10 ⁻⁶

Globina difuzije je odvisna od difuzije konstante in od časa razogljichenja. To globino difuzije teoretično izračunamo po naslednji formuli:

$$X = \sqrt{2d \cdot t}$$

pri čemer pomeni:

D = difuzijska konstanta (cm²/sek.)

t = čas (sek.)

X = globina difuzije

Pri razogljichenju trakov je potrebno upoštevati dejstvo, da poteka razogljichenje z dveh strani istočasno in da je zato difuzijska pot za ogljik

praktično enaka polovici debeline. Potreben teoretični čas za razogljichenje trakov debeline 0,5, 1,0 in 2,0 mm pri 700° C, ki ga izračunamo s pomočjo že podane formule naj bi bil naslednji: (glej tabelo IV)

Tabela IV

Temperatura °C	debelina mm	čas min.
700	0,5	8,5
	1,0	34
	2,0	136

Končno naj navedemo še reakcijo, s pomočjo katere poteka razogljčenje.



PRAKTICNO DELO

Pri preiskavah razogljčenja smo si zadali za nalogo raziskovati:

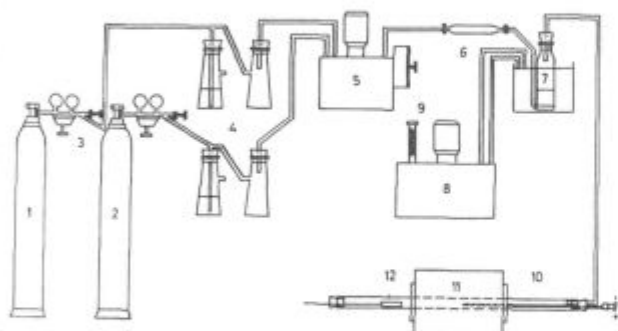
1. vpliv temperature in časa na hitrost in na stopnjo razogljčenja
2. vpliv atmosfere na hitrost in stopnjo razogljčenja
3. vpliv strukture na hitrost in stopnjo razogljčenja
4. vpliv temperature in časa razogljčenja na naraščanje feritnega zrna
5. možnost razogljčenja v kontinuirnih pečeh.

Za preiskave razogljčenja smo si izbrali hladno valjan trak iz redne proizvodnje, kvalitete Č 0147. Trak je imel naslednjo sestavo:

C	0.045 %
Si	0.01 %
Mn	0.30 %
P	0.016 %
S	0.029 %
Cr	0.05 %
Cu	0.19 %
Ni	0.03 %
Sn	0.012 %

Razogljčenje smo opravili na napravi, ki je bila sestavljena iz naslednjih delov — slika 10

1. Jeklenka za vodik (1) in dušik (2)
2. Varnostna zapora (4)
3. Mešalec plinov (5)
4. Čistilec plinov (6)
5. Vlažilec (7) s termostatom (8)
6. Pečica (11) s termoelementom (10)
7. Preizkušanelec (12)



- | | | | |
|---------------------|--------------------|--------------|-------------------|
| 1 vodik | 4 varnostne zapore | 7 vlažilec | 10 termoelement |
| 2 dušik | 5 plinska črpalka | 8 termostat | 11 Marsova pečica |
| 3 reduciirni ventil | 6 čistilec plina | 9 termometer | 12 vzorec |

Slika 10

Shema naprave za pripravo H_2 in N_2 , s pečico

Ad 1. Kot izvor plina smo uporabljali dušik in vodik iz jeklenk, ki so bile opremljene z reducirnimi ventili.

Ad 2. Varnostne zapore (steklenice s tekočino) so nam služile za varnostno kontrolo dušika in vodika.

Ad 3. Za pripravo plinske mešanice določenega razmerja smo uporabili Wöthoff-ovo plinsko črpalko, tipa Na 18/3a. Črpalka je bila prikladna za pripravo dvokomponentnih plinskih mešanic, v točno določenem razmerju. Imela je kapaciteto 20—76 l/h plina. Pritisk pred črpalko in za njo ni bil večji od 100 mmVS.

Ad 4. Ker je plinska mešanica, ki smo jo uporabljali za razogljčenje, vsebovala določeno količino prostega kisika, smo za odstranjevanje tega vgradili za mešalcem čistilec Deoxo model D tip 5/50, s katerim smo odstranili kisik do sledov.

Ad 5. Vlažilec plina s termostatom. Vlažilec je sestavljala zunanja posoda in izpiralka s steklenim filtrom. Ta filter je razprševal dotekajoči plin v male mehurčke, ki so se na poti skozi vodo navlažili. Meritve so pokazale, da je dosegel plin 95 % relativne vlage, kar praktično predstavlja popolno nasičenje.

Ad 6. Za preiskavo razogljčenja, oziroma za ogrevanje trakov na temp. razogljčenja smo uporabljali malo uporovno pečico. Regulacijo temp. smo vršili preko vrtljivega transformatorja. V kremenčevi cevki \varnothing 20 mm in dolžine 100 mm je bil vgrajen Pt — PtRh termoelement. Cev je imela na eni strani priključek za plin, ki je bil vezan z vlažilcem, na drugi strani pa odprtino za odvod plina in za dajanje vzorcev v peč in iz peči.

Preizkave razogljčenja smo najprej vršili na hladno valjanih trakovih pri naslednjih pogojih:

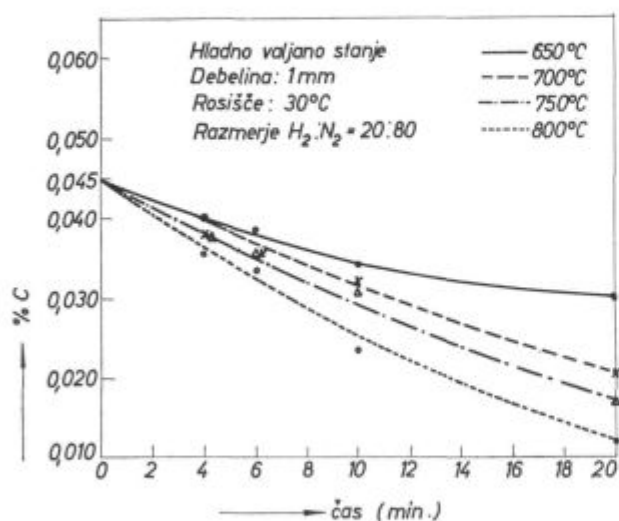
Temp. razogljčenja	650° — 700° — 750° — 800° C
Čas razogljčenja	2 — 4 — 6 — 10 — 20 min.
Plinska mešanica	80 % N_2 20 % H_2
Temp. rosišča	30° C in 40° C

Da ne bi vnašali preveč spremenljivk, smo začetne preiskave izvedli le na nežarjenih hladno valjanih trakovih, deb. 1 mm.

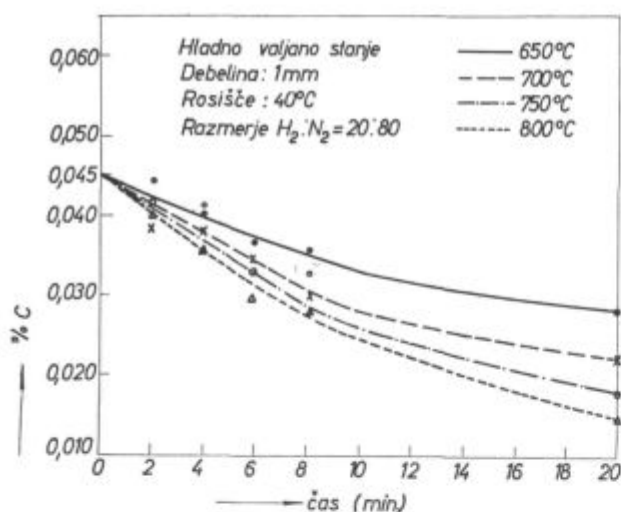
Preizkušance dimenzije 60 × 15 mm smo pred razogljčenjem temeljito razmastili v trikloretilenu.

Pečico smo ogrevali na zaželjeno temperaturo. Preizkušanelec smo vložili v tisti del cevke, ki je gledala iz peči. Po vlaganju preizkušancev smo peč najprej izpihovali z isto plinsko mešanico, ki smo jo uporabljali za razogljčenje. Po izpihovanju smo preizkušance potisnili v peč in jih držali zaželen čas na temperaturi. Po preteku tega časa smo preizkušance vzeli iz peči. Ohlajevali pa smo jih tako, da smo jih premaknili v hladni del kvarčne cevke, to je v tisti del, ki je gledal iz peči. Tu so se preizkušanci držali le toliko časa, da so se ohladili do sobne temperature, in to v atmosferi 80 % N_2 in 20 % H_2 .

Po končanem razogljčenju smo na slehernem preizkušancu izdelali kemično analizo na C. Rezultati, ki smo jih dosegli pri različnih temperaturah in časih in pri konstantnem razmerju $H_2O : H_2$, so razvidni iz diagramov št. 11. in 12. Hladno valjani trakovi so imeli pred razogljčenjem 0.045 % C.



Slika 11
Potek razogljčenja v temp. območju 650–800 °C



Slika 12
Potek razogljčenja v temp. območju 650–800 °C

Na vseh preizkušancih, ki so bili podvrženi razogljčenju, smo izdelali še metalografsko preiskavo za določevanje globine razogljčenja in velikosti kristalnih zrn. V spodaj navedeni tabeli V. navajamo le nekaj primerov naraščanja zrn in globine razogljčenja v odvisnosti od temperature in časa za trakove, debeline 1 mm, ki so bili podvrženi 67 % hladni deformaciji. Podatki za globine razogljčenja, ki jih navajamo, so bolj informativnega značaja ter je njih metalografsko določevanje težavno. Vsebnost C v razogljčenih conah nismo določevali.

Tabela V

Temp. °C	Čas min.	Velikost zrn po ASTM		Globina razoglj. v mm ca.
		razoglj. presek	nerazoglj. presek	
650	10	7	7	max. 0.05
	20	7	7	
700	10	7	7	0.10
	20	7	7	0.20
750	4	7	7	0.05
	6	6	7	0.10
	10	4	6	0.20
	20	< 1	6	0.35
800	4	7	7	0.10
	6	4	6	0.15
	10	1	5	0.30
	20	< 1	4	0.40

Iz dosedaj ugotovljenega je razvidno:

1. da so za doseganje popolnega razogljčenja trakov časi prekratki.
2. da so pri temperaturah nad vključno 750° C zrna podvržena močnemu naraščanju.
3. da je hitrost razogljčenja pri 650° C izredno počasna.
4. da je hitrost razogljčenja pri temp. rosišča 30 in 40° C praktično enaka.

Kakor je razvidno iz slike 13 in 14, so imeli preizkušanci, ki so bili razogljčeni pri temp. 750 in 800° C, v sredini trakov zrna velikosti 6 po ASTM skali. Na robu trakov pa so zrna tako narasla, da jih po omenjeni skali nismo mogli več oceniti. Meja med grobimi in finimi zrnji je predstavljala obenem mejo med razogljčeno in nerazogljčeno cono.



Slika 13 — 100 ×
Naraščanje zrn v razogljčeni coni pri 800° C

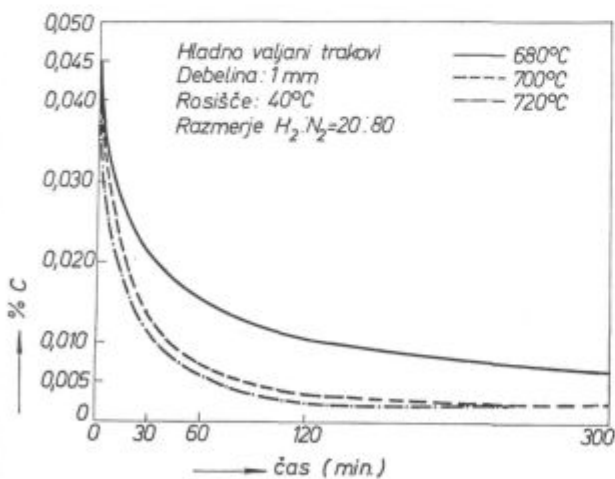


Slika 14 — 100 ×
Naraščanje zrna v razogljiveni coni pri 750° C

Na podlagi ugotovljenega smo nadaljnje preiskave pri temp. 650, 750 in 800° C, kakor tudi pri krajših časih od 20 min. opustili. Novi pogoji so bili torej naslednji:

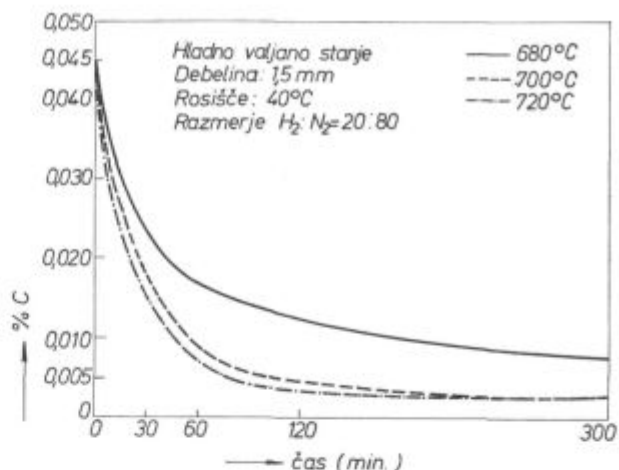
Temp. razogljivenja	680 — 700 — 720° C
Čas razogljivenja	30 — 60 — 120 — 300 min.
Razmerje N ₂ : H ₂	80 : 20
Temp. rosišča	40° C

Za preiskave razogljivenja smo vzeli nežarjene hladno valjane trakove, debeline 1,0 — 1,5 — 2,0 milimetra, na katerih je bila izvršena po navedenem vrstnem redu debelin 67, 50, in 33 % hladna deformacija. Rezultate, ki smo jih pri tem dosegli, nam podajajo diagrami na slikah 15, 16 in 17.

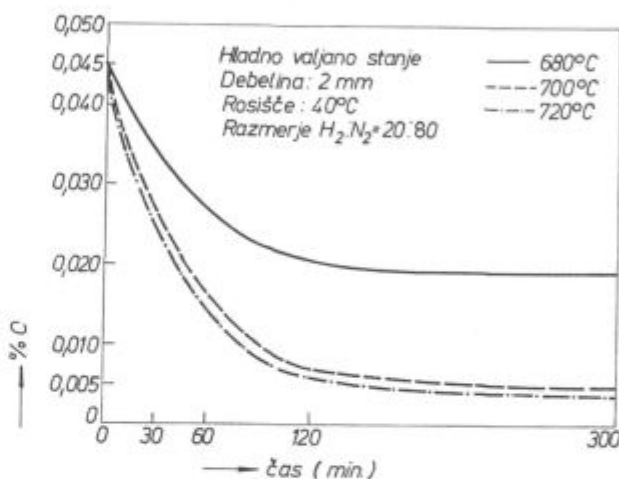


Slika 15
Potek razogljivenja za debelino 1 mm

Iz vseh treh diagramov je razvidno, da poteka razogljivenje najpočasneje pri 680° C, medtem ko je hitrost razogljivenja pri temperaturi 700 in 720° C skoraj enaka. Pri temp. 700 in 720° C smo

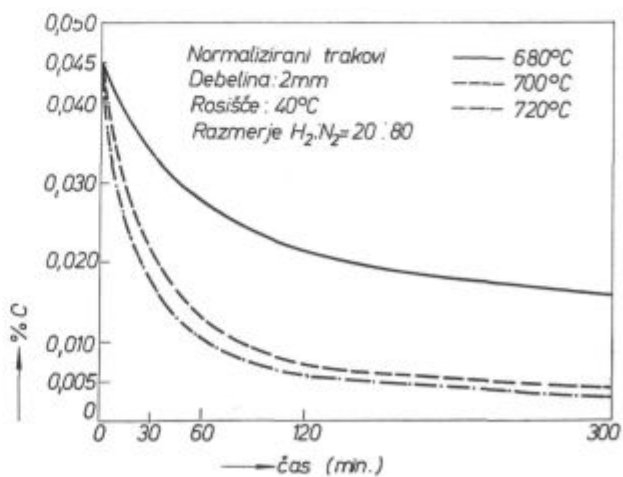


Slika 16
Potek razogljivenja za debelino 1,5 mm



Slika 17
Potek razogljivenja za debelino 2 mm

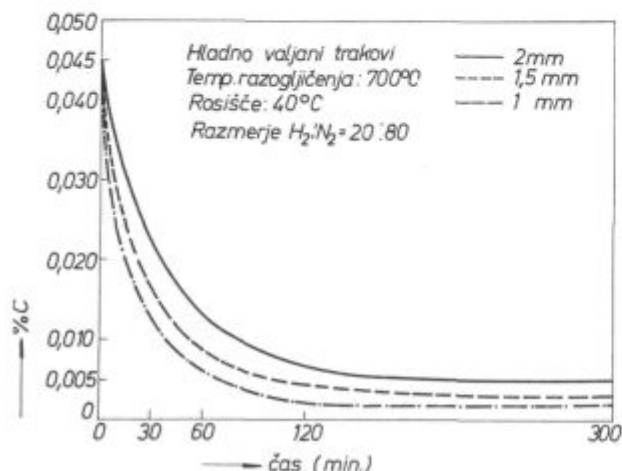
po 120 min. razogljivenja dosegli pri vseh hladno valjanih trakovih, ne glede na debelino vrednosti, ki so bile enake ali celo nižje od 0.005 %, to je vrednosti, ki jih morajo imeti trakovi, ki so namenjeni za enkratno emajliranje.



Slika 18
Potek razogljivenja preiskkušancev v normaliziranem stanju

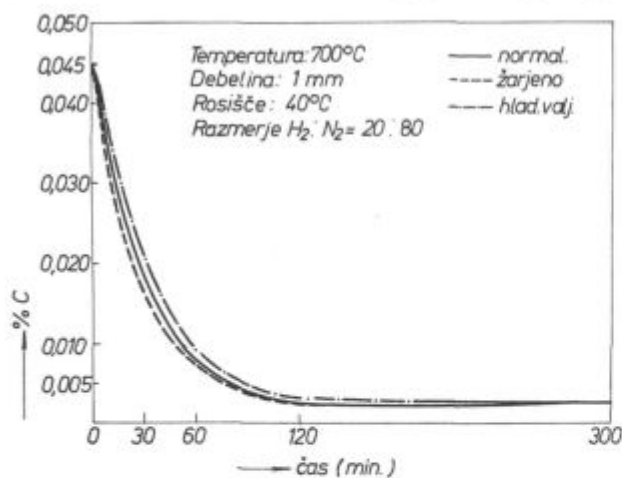
Z namenom, da bi ugotovili vpliv strukture na hitrost razogljčenja, smo vršili preiskave tudi na normaliziranih preizkušancih. Diagram na sliki 18 prikazuje stopnjo razogljčenja v odvisnosti od časa in temperature za trak debeline 2 mm. Trak je bil ogrevan v suhi atmosferi $H_2 : N_2$ z 20 : 80 in normaliziran s temper. $920^\circ C$.

Naslednji diagram na sliki 19 pa prikazuje stopnjo razogljčenja v odvisnosti od debeline. Stopnja razogljčenja je glede na enoto časa večja pri tanjših dimenzijah.



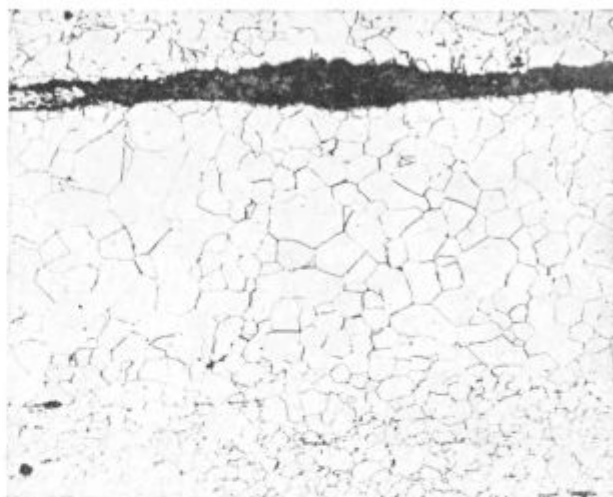
Slika 19
Stopnja razogljčenja preizkušancev različnih debelin

Naslednji diagram na sliki 20 prikazuje stopnjo razogljčenja v odvisnosti od stanja obdelave trakov. Kakor je iz krivulj razvidno, ni med normaliziranim, žarjenim in hladno valjanim stanjem praktično nobene razlike v stopnji razogljčenja.



Slika 20
Stopnja razogljčenja preizkušancev različnih struktur

Metalografske preiskave, ki smo jih izvedli na razogljčenih vzorcih pri $680 - 700 - 720^\circ C$, so pokazale, da je pri temperaturi $720^\circ C$ feritno zrno v razogljčeni coni podvrženo rahlemu naraščanju, in to predvsem po daljšem času žarjenja. (Slika 21)



Slika 21 — $100 \times$
Naraščanje zrna v razogljčeni coni pri $720^\circ C$

Za primerjavo navajamo še strukturo rekristalizacijsko žarjenega traku, kjer so lepo vidna feritna zrna z izločenim zrnatim cementitom. (Slika 22)

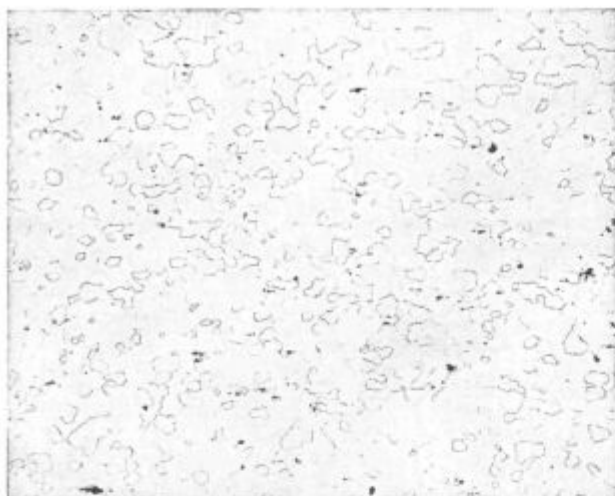


Slika 22 — $200 \times$
Rekristalizacijsko žarjena struktura

Glede na navedeno smo vse nadaljnje preiskave pri $720^\circ C$ opustili. Ravno tako smo opustili preiskave pri temp. $680^\circ C$, ker je bila pri tej temperaturi difuzijska hitrost ogljika prenizka.

Slika 23 prikazuje feritno strukturo, ki smo jo dobili po 120-minutnem razogljčenju pri $700^\circ C$. Zrno je homogeno, velikosti 7 po ASTM skali. Pri tej temperaturi je zrno naraslo največ za 1 enoto.

Naš primarni namen pri teh preiskavah je bil, ugotoviti stopnjo razogljčenja, vendar smo vzporedno s tem izdelali še kontrolo stopnje denitriranja trakov v odvisnosti od temperature in časa, čeprav atmosfera, ki smo jo uporabljali, ni bila primerna za denitriranje. Hladno valjani trakovi so



Slika 23 — 100 ×
Razogljíčena struktura

vsebovali pred razogljíčenjem ca. 0.005 % N. Rezultati, ki smo jih dosegli, kažejo, da ni prišlo tekom razogljíčenja do bistvenega denitriranja. V nobenem slučajju ni vsebnost N padla pod 0.003 %.

Iz literaturnih podatkov je poznano, da je z obdelavo v čistem vodikú ali v mešanici 75 % H₂ in 25 % N₂ mogoče znižati dušik na vrednosti pod 0.0005 %. Taki trakovi razumljivo niso podvrženi staranju.

EMAJLIRANJE RAZOGLJÍCENIH TRAKOV

Rezultati razogljíčenja pri 700° C so bili v vsakem pogledu pozitivni. Glede na to smo želeli praktično ugotoviti, če je stopnja razogljíčenja dovolj globoka, da bi bili preizkušanci sposobni za enoslojno emajliranje. Preizkus emajliranja smo izvedli v laboratoriju podjetja »Gorenje« iz Velenja.

Za preizkuse smo si izbrali hladno valjane trakove, debeline 1 mm. Trakovi so imeli naslednjo sestavo:

C	0.04 %
Si	0.04 %
Mn	0.28 %
P	0.021 %
S	0.022 %
Cu	0.07 %
Cr	0.06 %
Ni	0.03 %
Sn	0.006 %
Al	0.006 %

Trakove smo razogljíčevali po že opisanem postopku pri 700° C. Čas razogljíčenja je bil od 30 — 60 — 120 min.

Tako obdelane preizkušance smo poslali na preiskave enoslojnega emajliranja. Za primerjavo smo izvedli preiskave emajliranja tudi na preizkušancu, ki je bil le rekristalizacijsko žarjen.

Glede na toplotno obdelavo, oziroma na stopnjo razogljíčenja so imeli poslani preizkušanci naslednjo vsebnost ogljika: — tabela: VI

Tabela VI

Obdelano stanje	čas razogljíčenja min.	C %
rekristalizacijsko žarjeno	—	0.04
razogljíčeno	30	0.022
razogljíčeno	60	0.009
razogljíčeno	120	0.005

Preiskave enoslojnega emajliranja so se vršile po redukcijski metodi firme Ferro iz Nizozemske, in sicer po naslednjem postopku:

1. razmaščevanje v alkalnem industrijskem detergentu pri temp. vrenja in 4 % koncentraciji
2. luženje v 10 % H₂SO₄ pri temp. 70° C. Čas luženja 5, 10, 15 in 20 min.
3. nikljanje po reakcijski metodi.
Koncentracija: 32 g/l NiSO₄ × 7 H₂O
12 g/l NaCH₃COO
7 g/l Na hipofosfita
temperatura 30°
čas 4 min.
4. Sušenje
5. Emajliranje
6. Preizkus veznosti emajla

Po vsaki operaciji je sledilo izpiranje v topli ali mrzli vodi.

Rezultati, ki smo jih pri tej obdelavi trakov dosegli, so bili zelo divergentni, kar je bilo razumljivo glede na različno vsebnost C v jeklu. Dobro vezanost emajla smo dosegli pri tistih trakovih, katerih vsebnost ogljika je bila pod 0.009 %, nezadostna veznost emajla, oziroma najslabše lastnosti pa so bile ugotovljene pri preizkušancih, katerih vsebnost ogljika je bila večja od 0.02 %.

Izgube na teži pri luženju v H₂SO₄ so bile pač različne glede na različne čase luženja. Pri 20 min. luženja so bile izgube cca 70 g/m², kar je v predpisanih mejah. Nanos niklja pa je bil cca 0.75 g/m², kar pa je rahlo pod predpisano mejo, ki znaša 0.8—1.5 g/m². Površina enoslojno emajliranih preizkušancev je bila gladka in brez napak.

ZAKLJUČEK

Rezultati, ki smo jih dosegli, so naslednji:

1. Najoptimalnejša temperatura razogljíčenja je bila 700° C. Pri tej temperaturi ni nevarnosti občutnega naraščanja feritnega zrna, kar se dogaja pri višjih temperaturah. Pri temperaturi pod 680° C pa je hitrost razogljíčenja občutno nižja.
2. Najoptimalnejši čas razogljíčenja je bil pri 700° C in 120 min. in to predvsem pri debelini 1 mm. Ta čas je bil dovolj dolg, da smo dosegli sorazmerno globoko razogljíčenje.
3. Med temperaturo rosišča 30 in 40° C ni bilo bistvenih razlik o hitrosti razogljíčenja.

4. Z debelino trakov pada stopnja razogljčenja v odvisnosti od časa. Debelejši trakovi so se počasneje razogljčevali. Pri daljšem času razogljčenja pa se je tudi pri debelejših trakovih dosegla zaželena vsebnost ogljika.

5. Na hitrost razogljčenja ni imela praktično nobenega vpliva oblika strukture, oziroma oblika cementita.

6. Mešanica $H_2 : N_2 = 20 : 80$ se je pokazala primerna za razogljčenje.

7. Glede na sorazmerno dolgi čas razogljčenja odpade vsaka možnost uporabe kontinuirnih peči za razogljčenje.

8. Pri temperaturi $700^\circ C$ in po 20 minutah smo dosegli pri 1 mm preizkušancih vrednosti, ki so bile nižje od $0.005\% C$.

9. Pri razogljčenju praktično ni prišlo do denitriranja.

10. Trakovi z manj kot $0.009\% C$ so se enoslojno zadovoljivo emajlirali, nad 0.02% pa slabo.

Literatura

1. Blast Furnace and Steel Plant april 1968, str. 303
2. La metallurgia italiana 1968, št. 7, str. 627
3. Esperance 1965, št. 1, str. 14
4. Schumann: Metallographie — VEB, Leipzig 1967
5. Steel and Its Heat Treatment Vol. II. — John Wiley and Sons — New York — 1948
6. La metallurgia Italiana 1963, št. 12, str. 625
7. Blech 1966, št. 1, str. 3
8. Journal of the Iron and Steel Institute oktober 1969, str. 1377

ZUSAMMENFASSUNG

Für das einschichtige Emajlieren werden Stahlbänder mit unter 0.005% Kohlenstoffgehalt verwendet. Eines der Verfahren für die Erniedrigung des Kohlenstoffes im Stahl ist die Entkohlung. Im Hüttenwerk Jesenice sind Versuche für die Entkohlung unserer kaltgewalzten Bänder der niedrigenkohlen Tiefziequalität durchgeführt worden.

Die Entkohlungsversuche haben wir in der Atmosphäre bestehend aus Stickstoff und Wasserstoff verschiedener Feuchtigkeit in Temperaturbereich von 650 bis $800^\circ C$ durchgeführt.

Um den Einfluss des Gefüges auf die Entkohlungsgeschwindigkeit festzustellen haben wir Bänder verschiedener

Dicke vor der Entkohlung verschieden wärmebehandelt. Die Grundforschungen der Entkohlung sind an ungeglühten kaltgewalzten Bändern durchgeföhrt worden.

Die günstigsten Ergebnisse haben wir bei $700^\circ C$ Entkohlungstemperatur und einem Verhältniss $H_2 : N_2 = 20 : 80$ und einem Taupunkt von $40^\circ C$ erzielt. Der Kohlenstoffgehalt fiel nach 120 Minuten bei 1 mm Blechdicke unter 0.005% . Es ist ein erheblicher Einfluss der Blechdicke auf die Entkohlungsgeschwindigkeit festgestellt worden, der Einfluss verschiedener Gefügebildungen kann vernachlässigt werden.

SUMMARY

Steel strips with less than $0.005\% C$ have been used for one-layer enameling. One among the possible means for the reduction of the carbon content of steel is decarburising. In Jesenice Ironworks tests on decarburising of home-made cold-rolled strips of low-carbon steel for deep drawing were carried out.

Decarburising tests were carried out in different atmospheres containing N_2 and H_2 , and different amounts of vapor within the temperature range $650-800^\circ C$.

A low number of specimens of different thickness was previously subjected to different thermal treatment in

order to determine the influence of the structure on decarburising rate.

The optimum results were obtained when decarburising at $700^\circ C$ in an atmosphere with 20/80 ration H_2/N_2 and a dew point at $40^\circ C$. The carbon content of specimens of 1 mm thickness decreased below 0.005% after 120 mins already. It was determined that the strip thickness exerts a significant influence on decarburising rate whereas the influence of metallographic structure can be neglected.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Для эмалирования в одном слое ленточной стали с содержанием углерода менее чем 0.005% один из способов снижения C в стали это обезуглероживание. С этой целью в металлургическом заводе Есенице (Zelezarna Jesenice) велись опыты обезуглероживания холодно прокатанных лент в интервале температур $650-800^\circ C$ с различным содержанием влаги. Изменяли также режим термической обработки чтобы получить различную структуру и определить влияние структуры на обезуглероживание

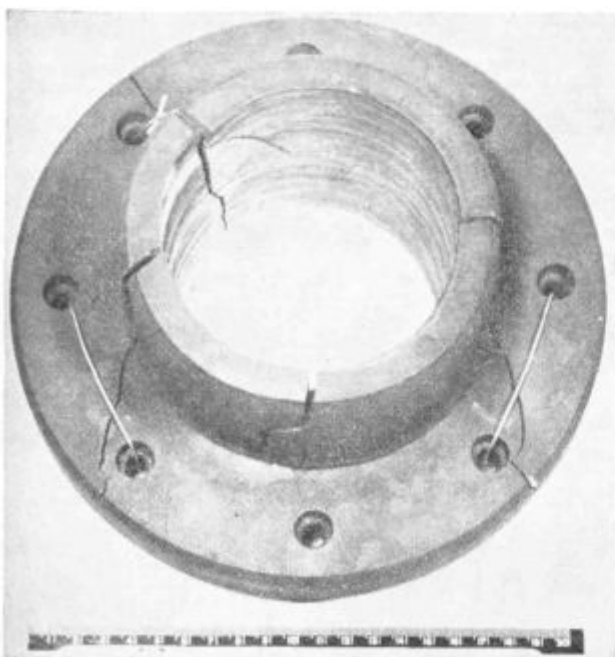
холодно-прокатанных лент низкоуглеродной стали для глубокой вытяжки. Основное испытание обезуглероживания выполнено на холодно-прокатанных лент без отжига. Самые лучшие результаты обезуглероживания получены при темп-ры $700^\circ C$ в атмосфере газов H_2 и N_2 в отношении 20/80. Содержание C ленты толщиной 1 мм уже после 120 мин процесса оказалась ниже 0.005% . Главную роль на быстроту обезуглероживания имеет толщина ленты; влияние структуры так незначительно что ей можно пренебречь.

Primeri iz dela metalografskega laboratorija

V članku opisujemo metalografsko analizo materiala porušene prirobnice iz visoko legirane jeklene litine. Na osnovi strukturnih značilnosti ocenjujemo delovne pogoje kakršnim je bila podvržena prirobnica v določenem časovnem intervalu pred poružitvijo. S povezavo rezultatov optične metalografije ter informacij, dobljenih z elektronskim mikroanalizatorjem smo kvalitativno opisali verjetni mehanizem poružitve.

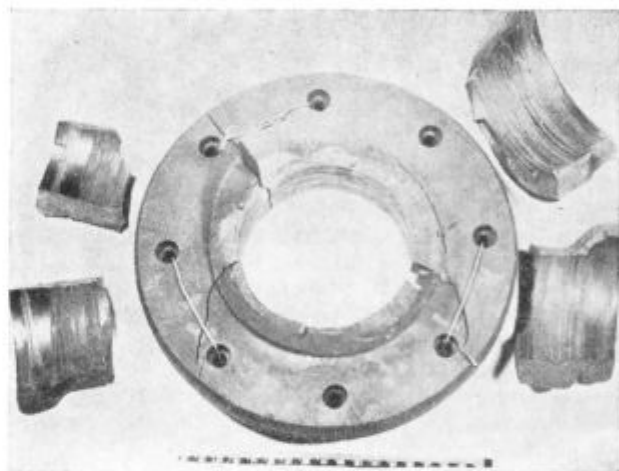
Prirobnica z nastavkom, v katere notranji odprtini je rotirala pogonska gred črpalke, se je po približno dveletnem delu nenadoma porušila. Skozi visokotlačno črpalko se je pretakala čista voda s temperaturo 210° C in tlakom 165 atm. Zračnost med gredjo in notranjo steno prirobnice je bila okoli 0,1 mm. Voda, ki se je pretakala skozi to režo, je bila mazalno sredstvo. Iz delovnega dnevnika ni bilo razvidno, če so nastale kakšne motnje med obratovanjem. Dopusčena pa je bila možnost, da je med pogonom padel tlak do take mere, da se je voda uparila. V tem primeru je izostal njen mazalni učinek in pogonska gred je prišla v neposreden kontakt z notranjo steno prirobnice.

Pri poružitvi je prirobnica razpadla na več kosov (slika 1 in 2). Na posameznih kosih pa smo opazili velike, različno dolge in zvečina radialno potekajoče razpoke, ki so začele na notranji strani prirobnice (slika 2). Prelomne površine so bile pokrite s tanko plastjo magnetitne škaje, s podobno tanko plastjo je bila prevlečena tudi vsa zunanja in notranja površina prirobnice.



Slika 1

Prirobnica. Posamezni kosi so sestavljeni v prvotno obliko prirobnice

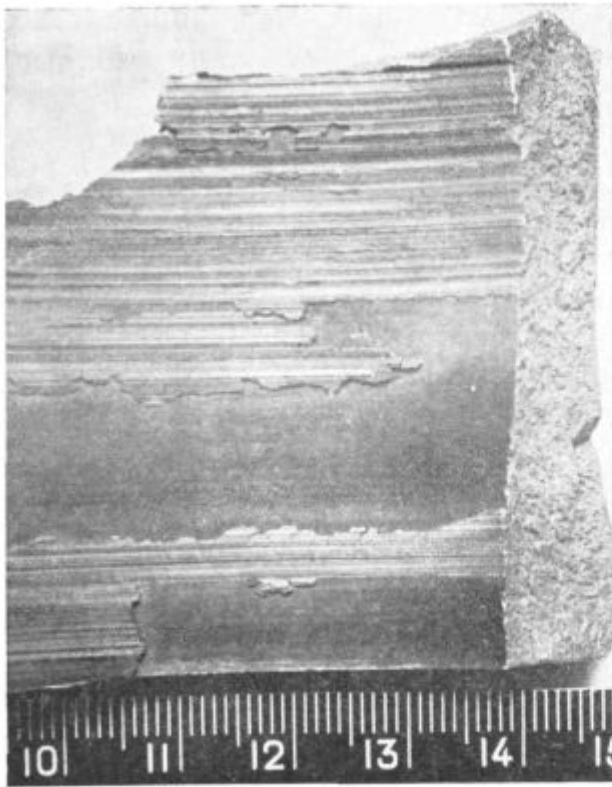


Slika 2

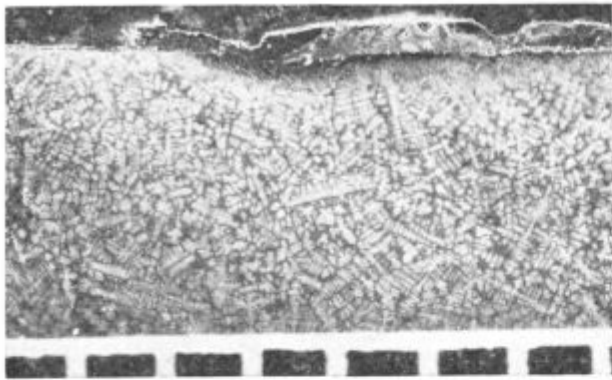
Deli, v katere je razpadla prirobnica

Na notranji površini prirobnice so dobro vidni različno široki in celo blizu 1 mm debeli pasovi zaribane tuje kovine (slika 3). Podobne informacije smo zbrali tudi na makroskopskih posnetkih s prečnega (slika 5) in vzdolžnega (slika 4) preseka prirobnice. Na sliki 4 se vidi del zaribane kovine na prirobnici. V zaribani kovini so drobna zrna oksidne škaje. Makroskopsko jedkanje odkrije tudi več drobnih razpok, ki jih s prostim očesom ni moč videti (slika 5). Na tej sliki se vidi tudi približno 1,5 cm široka cona, v kateri je prišlo zaradi povišane temperature do večjih ali manjših strukturnih sprememb.

Kemična sestava materiala (1,54 % C, 18,20 % Cr, 0,88 % Si, 0,51 % Mn, 0,36 % Ni, 0,11 % Mo, 0,026 % S in 0,025 % P) je normalna za visokolegirano kromovo ledeburitno litino, ki je korozijsko, toplotno in obrabno obstojna. Po podatkih iz literature imajo litine te vrste, med katere spada tudi analizirana, naslednje mehanske lastnosti: trdoto HB 290 do 450 kp/mm², natezno trdnost σ_m 27 do 63 kp/mm², tlačno trdnost 70 kp/mm² ter žilavost 2,8 do 4,8 kpm/cm².

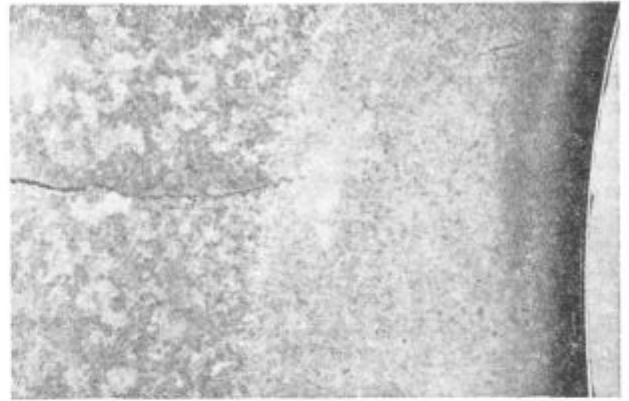


Slika 3
Notranja stran kosa razletele prirobnice. Vidijo se pasovi zaribane druge kovine



Slika 4
Makroskopski posnetek dela prečnega preseka prirobnice. Na notranji strani je zaribana kovina. Jedkano ($\text{CuSO}_4 + \text{HCl} + \text{H}_2\text{O}$); pov. 15 \times

Mikrostrukturna analiza je pokazala, da je litina razmeroma čista in da so vsi vključki oksidnega tipa (praktično sam kromov oksid). Mikrostruktura nespremenjene litine daleč od notranjega roba (izven območja toplotnega vpliva) sestoji iz kristalnih zrn ferita in iz v feritu dispergiranih drobnih karbidov. Ta feritna kristalna zrna obkroža ledeburitni eutektik. Taka mikrostrukturna sestava, ki je glede na fazni diagram sicer neravnotežna, je povsem normalna za lito stanje. Razpoke v delu prirobnice, kjer je še prvotno lita

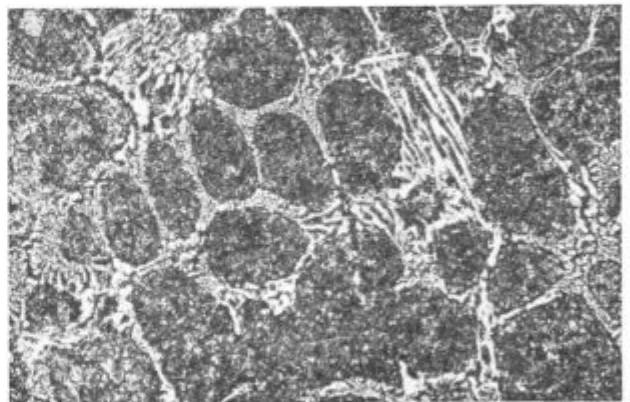


Slika 5
Makroskopski posnetek preseka ob notranji strani prirobnice. Razpoke in široka cona toplotnega učinka. Jedkano ($\text{FeCl}_3 + \text{HCl} + \text{ethyl. alk.}$); pov. 2,6 \times

struktura brez naknadnega toplotnega vpliva, potekajo predvsem čez ledeburitni eutektik t. j. čez krhko strukturno komponento litine (slika 6). Mikrotrdote feritnih zrn z drobnimi precipitiranimi karbidi so 350–370 kp/mm² (HV), ledeburitnega eutektika pa okoli 530 kp/mm² (HV).



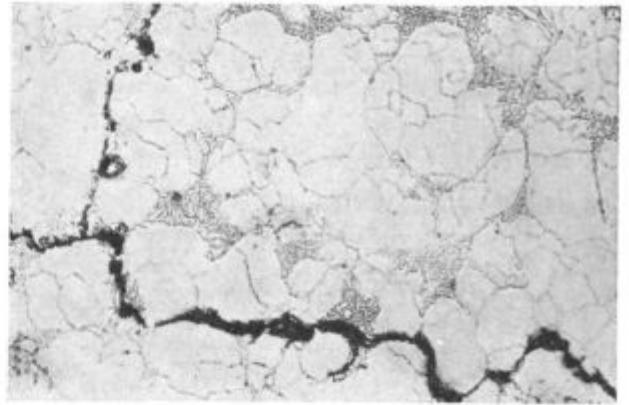
Slika 6
Potek razpoke v delu prirobnice z nespremenjeno strukturo. Jedkano ($\text{CuSO}_4 + \text{HCl} + \text{H}_2\text{O}$); pov. 200 \times



Slika 7
Martenzit z nespremenjeno primarno ledeburitno mrežo. Jedkano ($\text{FeCl}_3 + \text{HCl} + \text{ethyl. alk.}$); pov. 100 \times

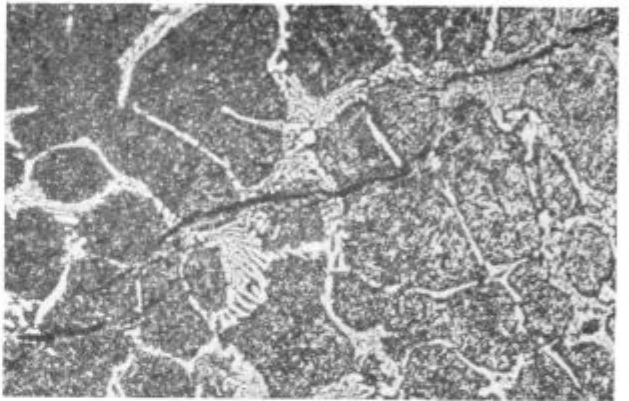
Mikrostruktura se skozi približno 1,5 cm široko cono toplotnega učinka zvezno spreminja. V določenem pasu so nastale kalilne strukture, katerih trdota je med 620 in 690 kp/mm² (HV) (slika 7). Le-te strukture so posledica visoke temperature in primernih ohlajevalnih hitrosti, katerim je bil podvržen material. V tem področju se prvotna ledeburitna mreža ni spremenila.

V smeri proti notranjemu robu je prišlo še do naslednjih zvezno si sledečih sprememb: prekristalizacije primarne strukture in nastanka večjega števila kristalnih zrn, katerih trdota je 480 do 550 kp/mm² (sliki 8 in 9) ter raztapljanja in ponovnega izločanja karbidov po mejah austenitnih



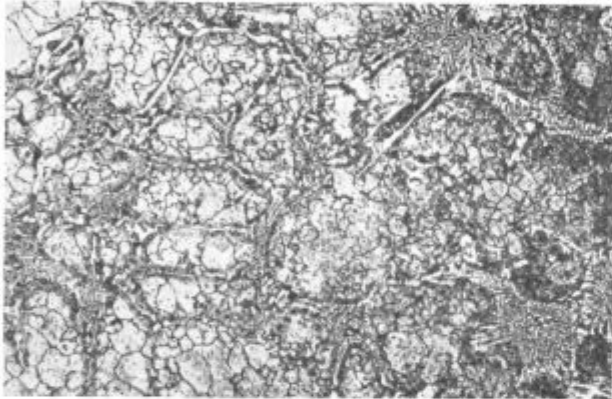
Slika 10

Potek razpoke ob notranji površini prirobnice v coni toplotnega vpliva. Austenit in karbidne kolonije. Jedkano (FeCl₃ + HCl + ethyl. alk.); pov. 100 ×



Slika 11

Potek razpoke v coni toplotnega učinka. Razpoka poteka delno čez ledeburitni eutektik, delno pa čez kristalna zrna martenzita. Jedkano (FeCl₃ + HCl + ethyl. alk.); pov. 100 ×



Slika 8

Mikrostruktura v coni toplotnega učinka. Levo martenziti (črn) z ledeburitnim eutektikom, desno prekristalizirana struktura. Jedkano (FeCl₃ + HCl + ethyl. alk.); pov. 100 ×



Slika 9

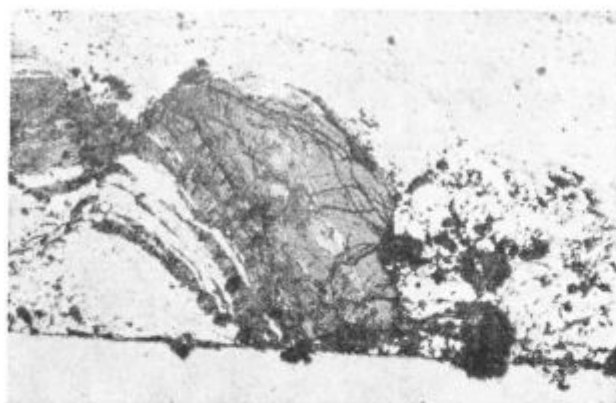
Mikrostruktura ob notranji strani prirobnice v coni toplotnega učinka. Prekristalizirano; austenit (desno) in austenit z delno razpadlo ledeburitno mrežo (levo). Jedkano (FeCl₃ + HCl + ethyl. alk.); pov. 100 ×

kristalnih zrn, katerih trdota je približno 300 do 360 kp/mm² (HV) (sliki 9 in 10). Razpoke v coni toplotnega učinka ne potekajo več samo po ledeburitni mreži, temveč tudi čez kristalna zrna in po kristalnih mejah, na katerih ni karbidov ali karbidnega eutektika (sliki 10 in 11).

Mikrostruktura v coni ob notranji površini prirobnice kaže, da je bila temperatura v tem delu

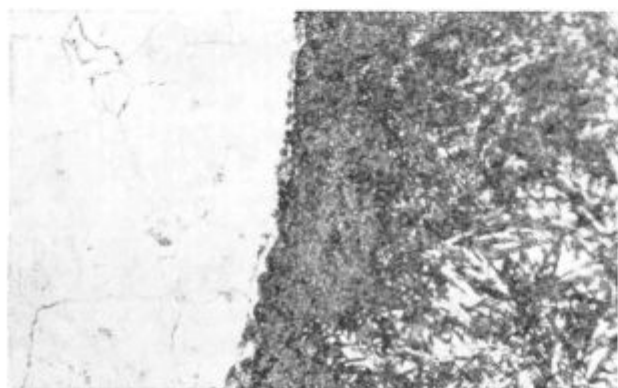
precej nad 1200° C. Obstaja celo možnost, da je prišlo do lokalnega nataljevanja. Grobo oceno temperature, na katero je bila segreti kovina ob notranjem robu, smo skušali dobiti s pomočjo žarjenj pri različnih temperaturah. Žarjenje pri maksimalni temperaturi 1230° C je pokazalo, da se eutektski karbidi zelo počasi raztapljajo. Še po 1,5-urnem žarjenju na tej temperaturi je ostal večji del teh karbidov neraztopljen. Iz tega lahko sklepamo, da je bila temperatura v robni coni še višja ali pa da je trajal tak temperaturni režim mnogo dalj časa.

V pomoč pri ugotavljanju temperaturnega režima nam je bila tudi zaribana kovina na notranji strani prirobnice. Zaribana kovina je na mnogih mestih povsem zvarjena z materialom prirobnice (slika 13). Drugje je ta zveza prekinjena zaradi oksidne šlake ipd. (slika 12). Za doseg tako tesnega kontakta sta potrebna visoka temperatura in tlak (v primeru, če je nastal spoj med trdnima partnerjema) ali pa je moral biti eden od partnerjev v testnem oziroma tekočem stanju.



Slika 12

Mesto, kjer se je na notranjo površino prirobnice zaribala druga kovina. Siva polja so polja škaže. Polirano; pov. 500 ×



Slika 13

Mikrostruktura spoja med prirobnico in zaribano kovino. Levo austenit (prirobnica), desno martenzit in zaostali austenit (zaribana kovina); jedkano ($\text{FeCl}_2 + \text{HCl} + \text{ethyl. alk.}$); pov. 500 ×

Mikrostruktura zaribane kovine sestoji iz martenzita in zadržanega austenita (sliki 13 in 14). Zaribana kovina pa je prišla lahko le z gredi. Materiali, iz katerih so zgrajene take gredi, pa so ali

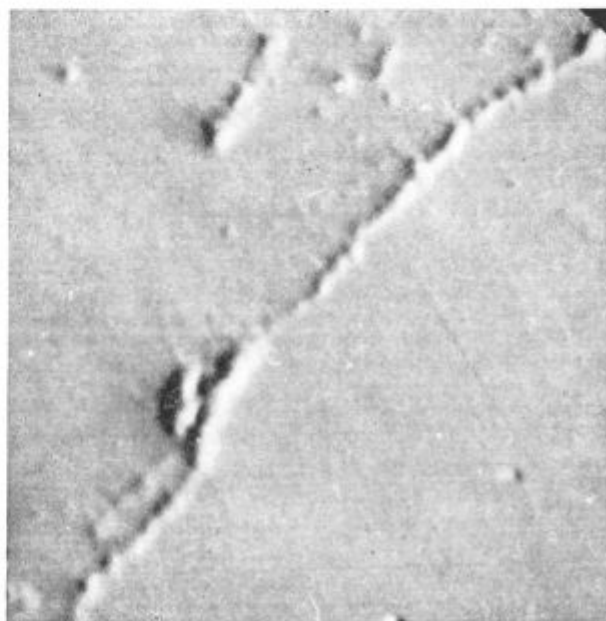


Slika 14

Mikrostruktura na prirobnici zaribane kovine: martenzit in zaostali austenit. Sivo so veliki vključki oksidne škaže. Jedkano ($\text{FeCl}_2 + \text{HCl} + \text{ethyl. alk.}$); pov. 500 ×

ogljikova jekla ali pa jekla zaboljšanje. Ta jekla pa niso kaljiva na zraku. Deli razrušene prirobnice so se lahko ohladili le na zraku. Nekateri deli pa so se verjetno ohlajali še počasneje, ker so bili še v kontaktu s paro.

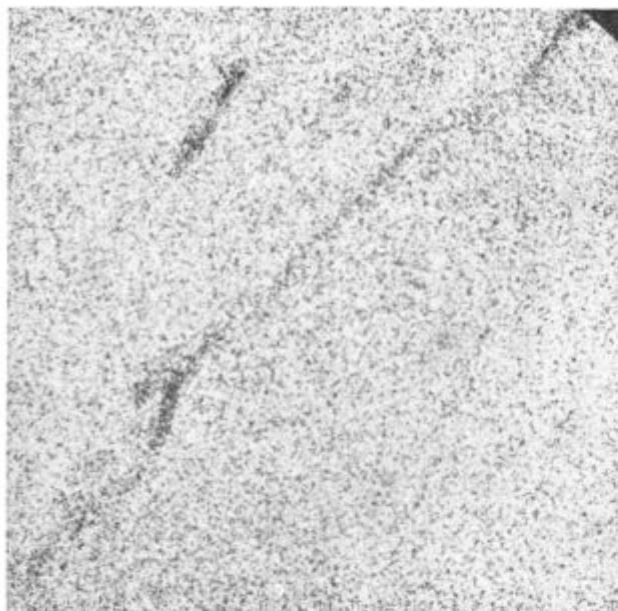
Če so se torej kosi ohladili na zraku, v ogljikovem konstrukcijskem jeklu ali pa v jeklu zaboljšanje take strukture ne bi mogli dobiti. Lahko pa bi taka mikrostruktura nastala v jeklu, ki bi imelo povečano koncentracijo elementa, ki znižuje kritično ohlajevalno hitrost. Zato smo skleпали, da nima zaribana kovina več enostavne sestave t. j. sestave enega od obeh konstrukcijskih



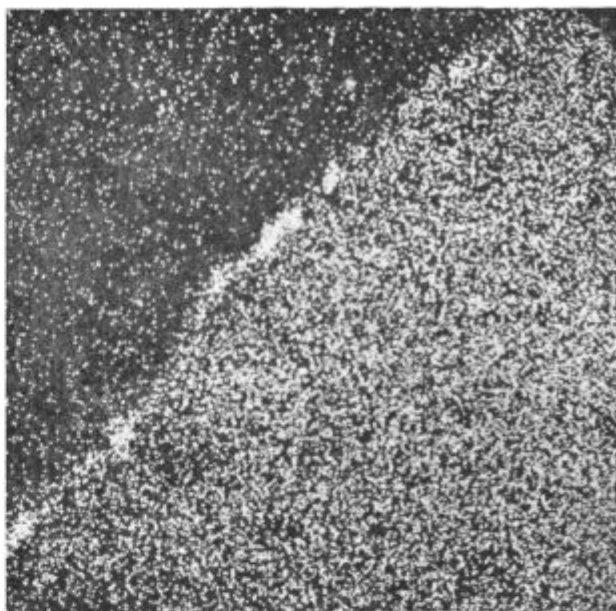
a) Topografska slika



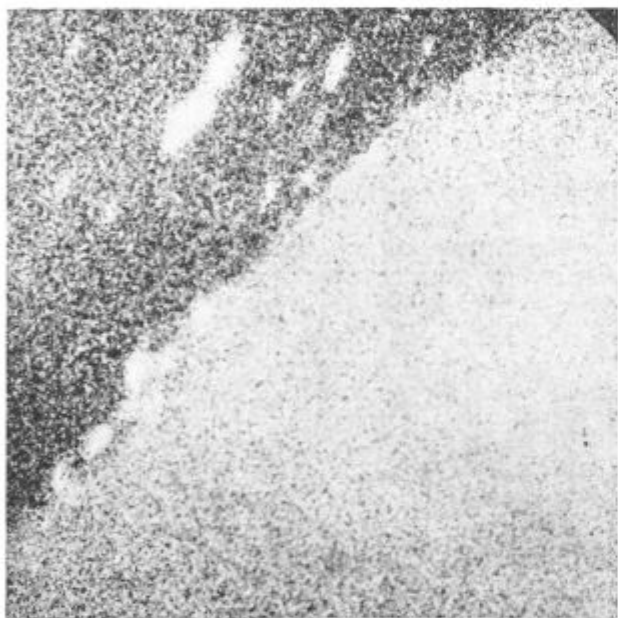
b) Slika sestave



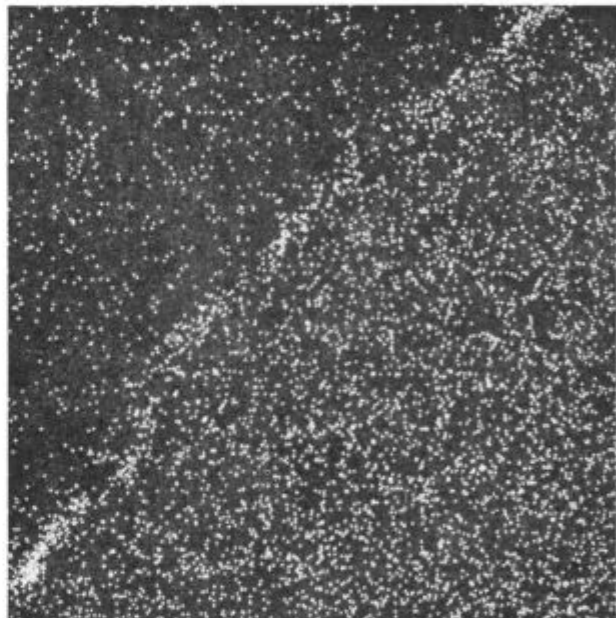
c) Železo



e) Silicij



d) Krom



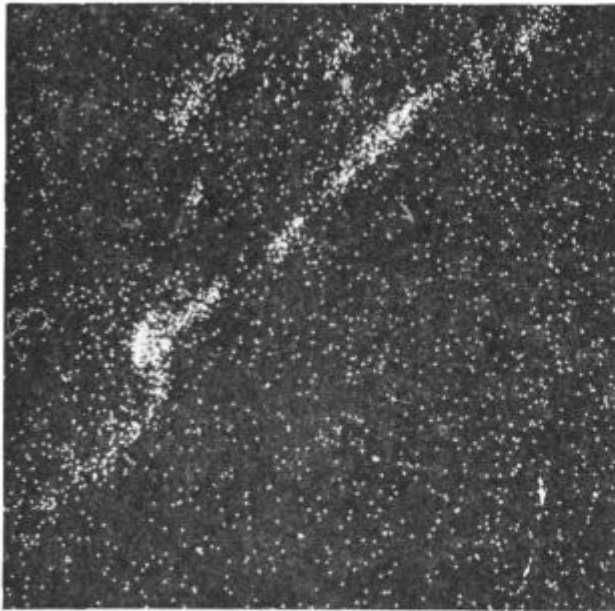
f) Mangan

elementov, ki sta bila lahko v mehanskem kontaktu, temveč sestavo, ki je posledica metalurške reakcije med obema deloma. Mikrotrdota zaribane kovine je 670 do 690 kp/mm², vključkov žindre pa okoli 950 kp/mm².

Na elektronski mikrosondi smo analizirali sestavo na obeh straneh zvara (stika med prirobnico in zaribano kovino). Opazili smo, da se koncentracija kroma v zaribani kovini na različnih mestih spreminja približno od 3 do 6 %. Ta koncentracija je tako velika, pa tudi na taki razdalji od začetne meje (do cca 1 mm), da ni verjetno, da bi se povečala zaradi difuzije v trdnem preko stične površine

med prirobnico in gredjo. Scanning slike kažejo razporeditev analiziranih elementov (Cr, Mn, Si, Al, Fe, O₂) na obeh straneh zvarjene meje (sl. 15). Vidijo se relativne razlike v koncentraciji. Na analiziranem mestu so le zelo kratki odseki čistega kovinskega stika, večina stične površine pa je oksidirana. Ti oksidi in oni znotraj zaribane kovine so nastali verjetno z oksidacijo kovine z vodno paro ali zrakom pri visoki temperaturi.

Do takega velikega porasta koncentracije kroma v zaribani kovini kot ga kažejo kvalitativno scanning slike, kvantitativno pa črtna analiza, je prišlo verjetno zaradi delnega nataljevanja mate-



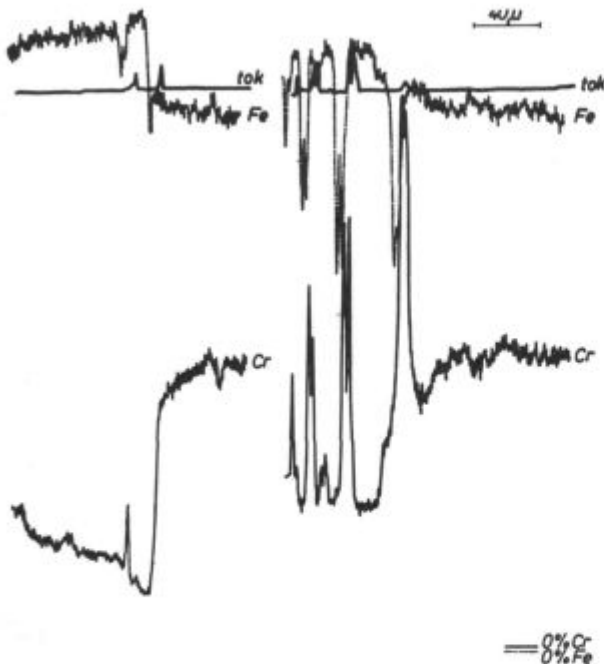
h) Aluminj

Slika 15

Rastrske slike, posnete na stiku med materialom prirobnice in zaribane kovine; levo zgoraj zaribana kovina; pov. $840 \times$

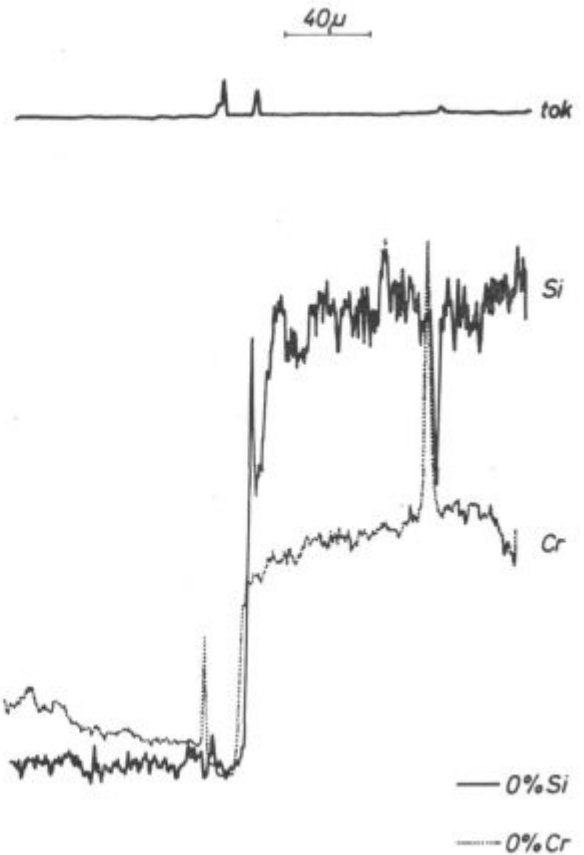
riala prirobnice na stiku z gredjo. Zlitina, iz katere je ulita prirobnica, ima sigurno nižje tališče od jekla, iz katerega je bila izdelana gred.

Zanimiv je tudi potek koncentracije kroma na obeh straneh stične meje. Koncentracija kroma v zaribani kovini je na analiziranih mestih celo naraščala z oddaljenostjo od zvarjene meje. Pri siliciju in manganu podobnega pojava nismo opazili (slike 16, 17 in 18).



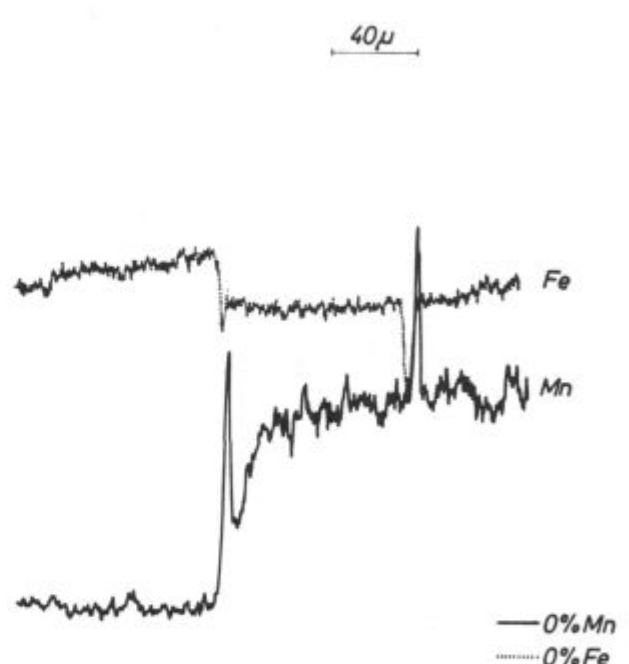
Slika 16

Koncentracijski profil železa in kroma na dveh stikih kovine prirobnice in zaribane kovine



Slika 17
Koncentracijski profil silicija in kroma na stiku kovine prirobnice in zaribane kovine

tok



Slika 18

Koncentracijski profil mangana in železa na stiku kovine prirobnice in zaribane kovine

Taka svojstvena porazdelitev kroma kaže na gnetenje in mehansko »mešanje« zaribanega materiala. Na isti pojav lahko sklepamo iz porazdelitve in poteka vključkov oksidne škaje. Vključki oksidne škaje na meji med prirobnico in zaribano površino so sestavljeni iz kroma, aluminija, silicija, mangana in železa, dočim smo v vključkih v zaribani kovini odkrili krom, aluminij in železo.

Na osnovi zgoraj opisanih sprememb v materialu prirobnice in po strukturnih značilnostih ter kemični sestavi zaribane kovine poiščemo verjeten vzrok porušitve prirobnice po naslednjem predudarku: Iz nepoznanega vzroka je prišlo do neposrednega kontakta med vrtečo se gredjo in notranjo steno prirobnice. Posledica mehanskega trenja med obema deloma je bil postopen porast temperature na obeh straneh stične površine. Medsebojni kontakt je trajal toliko časa, da je temperatura v coni ob stični površini dosegla vrednost

nad 1200° C. Najverjetneje pa je zrasla na tako vrednost, da je prišlo do delnega nataljevanja materiala prirobnice (verjetno samo evtektika).

Razmeroma nizka toplotna prevodnost zlitine z visokim procentom kroma je tudi vplivala na to, da je bil porast temperature omejen na relativno ozek pas ob notranji površini prirobnice. Posledica tega je bil tudi zelo velik gradient v porazdelitvi temperature po prirobnici od notranjega roba navzven.

Neposreden vzrok porušitve je najverjetneje iskati v kombinaciji termičnih napetosti, nastalih kot posledica specifične porazdelitve temperature ter dinamičnih sil zaradi zaribanja med gredjo in prirobnico. Tak način porušitve pa potrjuje že v uvodu izraženo domnevo, da je prišlo do neposrednega kontakta med gredjo in prirobnico zato, ker je padel tlak in se je voda uparila.

ZUSAMMENFASSUNG

Im Artikel sind die Ergebnisse metallographischer Untersuchung eines Flansches aus hochlegiertem Stahlguss beschrieben. Die Gefügeeigenheiten, die chemische Zusammensetzung des eingegebenen Metalles auf der Innenfläche des Flansches halfen uns bei der Einschätzung thermi-

scher Beanspruchungen welchen der Flansch eine gewisse Zeit vor dem Bruch ausgesetzt war.

Auf Grund dieser Untersuchungen konnten wir ein wahrscheinlich qualitatives Schema der Zerstörung des Flansches feststellen.

SUMMARY

The results of the metallographic investigation of the material of a ruptured flange made from high-alloyed cast steel are presented. Based on the structural characteristics of the inner face of the flange it was possible to determine

the service and thermal conditions the flange was subjected for a given time before the failure. A qualitative description of a probable mechanism of the failure is described.

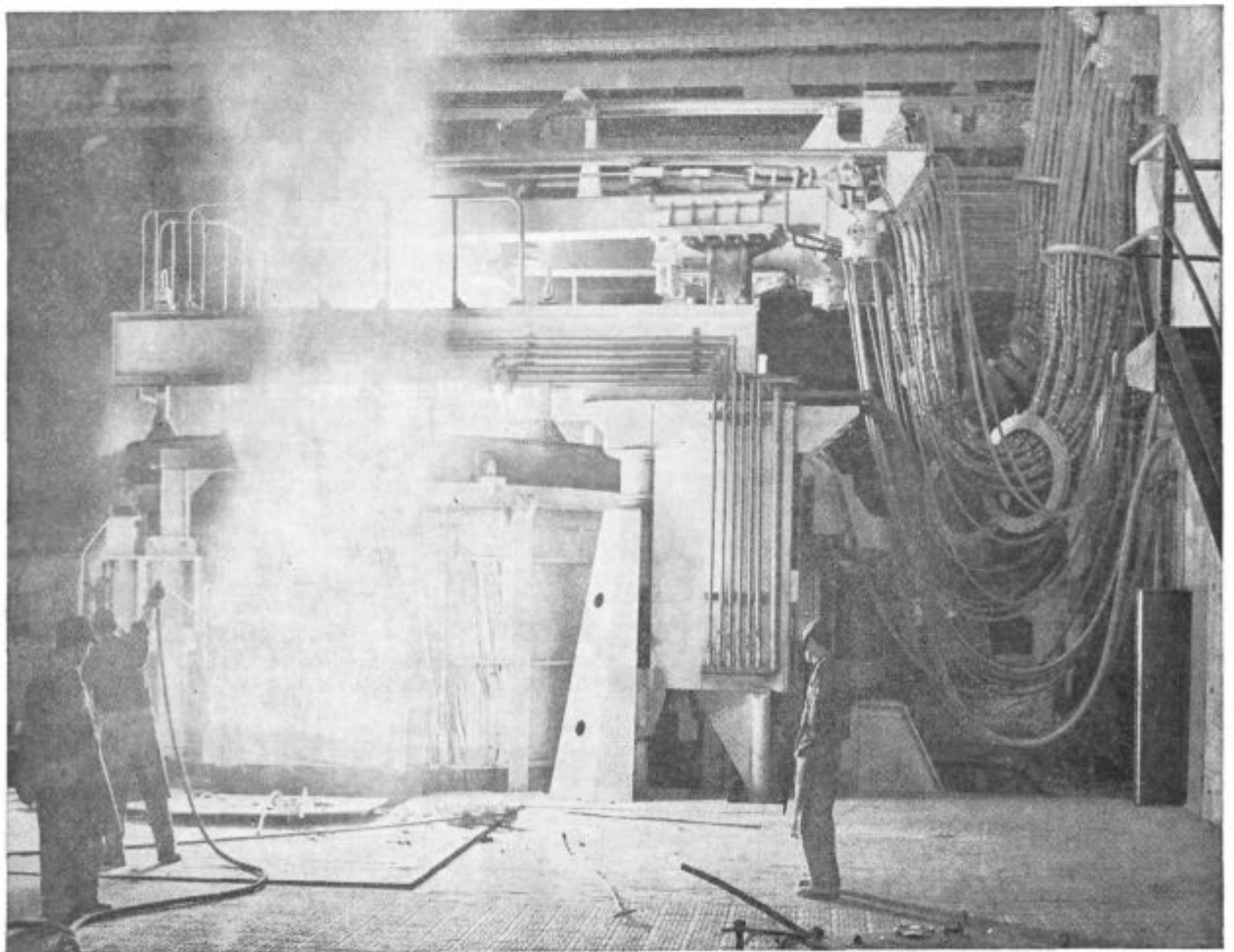
ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В статье описаны результаты металлографического анализа излома фланца из высоколегированного стального отливка.

тепловой режим под которым находился фланец определенное время перед самым изломом.

Структурные характеристики и состав заеданого металла на внутренней части фланца дали возможность оценить рабочий т.е.

На основании этого подана возможная качественная схема излома фланца.



Vpihavanje kisika v električno peč — Foto Makovec

Analiza zasipa plavža

V članku je opisan matematični model plavža, namenjen izračunu optimalnega zasipa rud, koksa in dodatkov. Model zajema bilance posameznih elementov v grodlju, sejalna razmerja rud, količinske, zlasti tržne omejitve vložkov, zahteve po baziciteti žlindre in aglomerata, količine aglomerata in drobnega ter vsipnega koksa. Zasip plavža je usmerjen k doseganju čim nižje lastne cene grodlja.

UVOD

Stroški grodlja predstavljajo pri večini jekel daleč največji strošek v lastni ceni železarskih proizvodov. Zato je za vsako železarno proizvodnja ali nakup čim cenejšega grodlja velikega pomena. V lastni ceni grodlja pa predstavljajo pretežni del stroškov stroški železovih rud, koksov in drugih goriv ter dodatkov; stroški predelave ne predstavljajo niti petine vseh stroškov in so glede na količino proizvodnje v pretežni meri fiksni. Z namenom, da bi proizvedli čim cenejši grodelj, je bila v železarni Jesenice izdelana že vrsta kalkulacij, ki so pri različnih kombinacijah inputov ugotovljale lastno ceno grodlja. Seveda so te kalkulacije zajele le majhen del možnih kombinacij v zasipu plavžev in še daleč niso vodile k določitvi kombinacije, ki bi dajala najnižjo lastno ceno grodlja. Izračun lastne cene je bili samo posledica s tehnološkimi omejitvami določenih in ovrednotenih vložkov in predelave, ne pa kriterij optimalnega zasipa. Zato smo se odločili, da, namesto da bi izdelovali množico kalkulacij in tipali za ugodnejšo strukturo vložka, sestavimo matematični model celotnega sistema in ga usmerimo k željenemu cilju, upoštevaje omejitve upravljanja, tako tehnološke kot omejitve okolja. S tem dobimo možnost izračuna tistega zasipa, ki vodi k najnižji lastni ceni grodlja, poleg tega pa možnost analize stabilnosti sistema in s tem hitrega prilagajanja nastalim spremembam. Tako obstoji možnost postavitve čim cenejšega vložka za vsako stanje sistema; spremembe in vplive na sistem lahko celo simuliramo in vnaprej predvidevamo pot, po kateri naj se sistem giblje, da bo dosegel zaželeni cilj: čim nižje stroške proizvodnje grodlja.

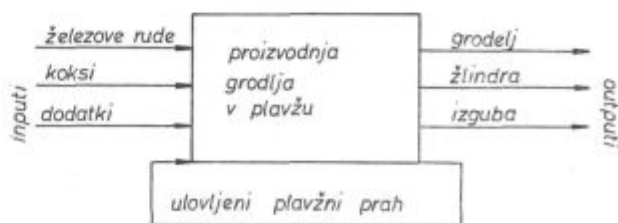
Zaradi preglednosti dela bomo najprej definirali večino elementov, ki jih v analizi uporabljamo. Nato bomo opisali matematični model plavža, ki obsega strukturo, omejitve in cilj proizvodnje grodlja. Ta model bomo opisali s sistemom linearnih enačb in neenačb, ki dokaj realno predstavljajo tisti del sistema — plavža, ki nas v naši analizi zanima.

Model izračuna optimalnega zasipa s stališča stroškov smo sestavili tako, da je možno razširjati z novimi inputi, s spremenjeno kvaliteto inputov, z novimi tehnološkimi in tržnimi omejitvami, spremenjenimi nabavnimi cenami itd. Prav tako so široko odprte možnosti analizam sprememb, stabilnosti, prilagodljivosti sistema.

V samem modelu smo poskušali najti pravo mero med realnostjo in podrobnostmi na eni strani ter razumljivostjo sistema na drugi strani. Pri tem obsega model tisti del plavža, ki nas v naši analizi zanima. Zavedamo pa se, da je celo s ciljem raziskave opredeljen model le eden od možnih in da ga je mogoče še izpopolnjevati. Želimo tudi poudariti, da nam gre v našem članku predvsem za prikaz sistema, ne pa za tehnološke, tržne ali knjigovodske značilnosti, ki jih bomo omenjali le v kolikor bo to nujno potrebno. Obenem pa se za vso pomoč in sodelovanje pri delu, zlasti glede tehnologije plavža, zahvaljujemo strokovnemu sodelavcu raziskovalnega oddelka dipl. inž. Pavličku Aleksandru.

I. RAZLAGA UPORABLJENIH PODATKOV

Proizvodnjo grodlja lahko prikažemo z naslednjim materialnim input-output procesom:



V plavž vlagamo ali zasipamo železovo rudo, kokse in dodatke, ki se po procesu v plavžu pretvorijo v grodelj in žindro. Del surovin gre v iz-

* Avtor je imel referat o zasipu plavža na 3. posvetovanju iz uporabe operacijskih raziskav na Bledu — aprila 1970.

gubo; izgubljeni del delno ulovijo in preko dodatne predelave — aglomeriranja vračajo v proces, delno pa gre za stalno v izgubo.

Cilj naše analize je postaviti takšno kombinacijo inputov, ki bo v danem okolju in pri znanem proizvodnem procesu dajala najcenejši grodlj, ki odgovarja postavljenim kvalitativnim zahtevam.

Količine inputov, ki jih iščemo, bomo označevali z x_j = količina j-tega inputa v kg, potrebna za proizvodnjo tone grodlja; $n = 1, 2, \dots, n$

Pri tem naj velja, da je od n — inputov k železovih rud, $(m - k)$ koksov in $(n - m)$ apnencev:

x_j = količina j-te rude v kg/t; $j = 1, 2, \dots, k$;

x_j = količina j-tega koksa v kg/t; $j = k + 1, k + 2, \dots, m$;

x_j = količina j-tega dodatka v kg/t; $j = m + 1, m + 2, \dots, n$.

Inputi so lahko neklasirane in kosovne rude, prav tako pa tudi drobne rude (in drobni koksi in drobni dodatki), ki preko aglomerata vstopajo v plavž. Inputi so še različne vrste koksov in dodatkov.

Opredelimo vsak input s štirimi skupami podatkov, ki jih prikazuje naslednja kolona — vektor:

$e_{1,j}$ = delež SiO_2 v j-tem inputu

$e_{2,j}$ = delež Al_2O_3 v j-tem inputu

$e_{3,j}$ = delež Fe_2O_3 v j-tem inputu

$e_{4,j}$ = delež FeO v j-tem inputu

$e_{5,j}$ = delež Mn_2O_3 v j-tem inputu

$e_{6,j}$ = delež CaO v j-tem inputu

$e_{7,j}$ = delež MgO v j-tem inputu

$e_{8,j}$ = delež P_2O_5 v j-tem inputu

$e_{9,j}$ = delež S v j-tem inputu

$e_{10,j}$ = delež žarozgub v j-tem inputu

$e_{11,j}$ = delež Fe v j-tem inputu

$e_{12,j}$ = delež Mn v j-tem inputu

$e_{13,j}$ = delež P v j-tem inputu

$e_{14,j}$ = delež vlage v j-tem inputu

$e_{15,j}$ = delež C v j-tem inputu

$d_{1,j}$ = delež drobiža do 1 mm v rudi

$d_{2,j}$ = delež drobiža nad 1 mm do 9 mm v rudi

$d_{3,j}$ = delež drobiža nad 9 mm v rudi

$d_{4,j}$ = količina izgubljenega prahu v kg na kg inputa

c_j = cena kg inputa ob vstopu v plavž

Prvo grupo podatkov — podatke o vsebnosti elementov v inputih — daje tehnična kontrola kvalitete. Tehnična kontrola surovin daje vsebnosti v suhi snovi, medtem ko se nabavne cene inputov nanašajo na vlažne snovi. Zato bomo, kot bo iz teksta razvidno, preračunali vsebnosti na suho snov v vsebnosti na vlažno snov, tako da bodo neznanke » x_j « predstavljale količine vlažnih inputov. Pri koksih so običajno ločeno prikazane vsebnosti v celotnem koksu, nato pa še vsebnosti v pepelu koksa kot v novi celoti. Zaradi poenostavitve razlage in izrazov bomo vsebnosti elementov v pepelu jemali preračunane na

vsebnosti v celotnem koksu. S tem se pri pisanju modela izognemo množenju deleža pepela koksa z deležem elementov v pepelu koksa. Razumljivo je, da imajo inputi na nekaterih mestih deleže »nič«, kar velja zlasti za dodatke.

V drugi grupi podatkov so podatki o zrnovitosti, ki se nanašajo samo na neklasirane in kosovne rude. Vsi drobni inputi grede namreč v aglomerat, medtem ko zrnovitost pri ostalih inputih ni tako pomembna ali pa je razmeroma stalna, tako da na naš izračun bistveno ne vpliva.

Zrnovitost rud vpliva na količino ulovljenega plavžnega prahu in izgubo inputov ter na porabo koksa v plavžu. Zaenkrat bi spregovorili samo o količini ulovljenega prahu in izgubi inputov.

Ze pri samem prehodu v železarno je dovoljeno določeno odstopanje v količini inputov, ki je običajno navzdol od določene teže. Del inputov se nato izgubi pri razkladanju, prekladanju, sejanju in pri drugih predelavah. V plavžu gre del prahu s plavžnim plinom iz peči. Pretežen del tega prahu je ulovljen, delno pa gre tudi v izgubo.

Plavžni prah, ki ga ulovijo, gre tako kot na pr. drobne rude v aglomeracijo in se v aglomeratu ponovno vrača v plavž. Zato lahko rečemo, da ne predstavlja niti izgube niti ponovnega vložka, oziroma je tako izguba kot ponoven vložek. V analizi ga ne bomo upoštevali nikjer drugje kot samo pri proizvodnji aglomerata.

Količina izgubljenega prahu je odvisna predvsem od zrnovitosti in trdnosti inputov. Iz dosedanjih poročil vemo, da znaša izguba grodlja 30—40 kilogramov na tono proizvedenega grodlja, kar (upoštevaje slabšo vsebnost železa v izgubljenem prahu) pomeni okrog 100 kg rude za tono grodlja, oziroma okrog 50 kg inputa na tono vložene inputa. Ta količina pa se od inputa do inputa spreminja. Zato smo jo določili na osnovi sklepanja in statističnih regresijskih analiz odvisnosti izgub od posameznih inputov.

Drugi faktor, ki poleg zrnovitosti vpliva na količino izgubljenih inputov, je krhkost rud. Tako so na pr. sideritne rude izredno drobljive. Krhkost pri njih smo zajeli še z dodatnim faktorjem, ki znaša za krhkost med 1 do 2.

Pri apnencu izgub nismo upoštevali, ker so malenkostne, pač pa smo pri železu upoštevali njegovo slabšo vsebnost v izgubljenih inputih.

Tako smo za vsak input določili količino izgube v kg. Prednosti tega načina določanja inputov proti običajnemu povečevanju zahtev za 30—40 kilogramov grodlja več so v glavnem naslednje:

— inpute razlikujemo glede na zrnovitost in obstojnost,

— ne zajemamo samo izgub železa, marveč tudi drugih elementov;

— optimalne količine so prav tako izražene za proizvodnjo tone grodlja in zmnožene s stroški inputov predstavljajo stroške vložka;

— v končnem izračunu so podane že dejanske vsebnosti v grodlju, itd.

Zadnji del matrike predstavljajo cene inputov. To so cene inputov ob vstopu v plavž; o njih bomo več govorili pri postavljanju funkcije cilja.

Prvo in drugo grupo podatkov daje dnevno ali pa nekajdnevno oddelek tehnične kontrole. » $d_{4,j}$ « izračunamo iz druge grupe podatkov in je specifičen za vsak input. Zadnjo grupo podatkov daje obratovno knjigovodstvo.

Poleg teh podatkov moramo poznati za vsak input še razpoložljivo količino, za grodelj pa zahtevano kvaliteto. O tem bomo govorili še kasneje.

II. MATEMATIČNI MODEL ZASIPA PLAVŽA

Vse omejitve, ki smo jih upoštevali v optimalnem zasipu plavža, lahko razdelimo v več grup omejitev.

1. Grupa omejitev: kvaliteta grodlja

Želimo, da tona grodlja vsebuje:

najmanj	a_{Fe}	kg	Fe	(927 kg)
najmanj	a_{Mn}	kg	Mn	10 kg
najmanj	a_{Si}	in največ	A_{Si} kg	Si (3—6 kg)
največ	A_S	kg	S	(0,6 kg)
največ	A_P	kg	P	(1,2 kg)
najmanj	a_C	in največ	A_C kg	C (35—42 kg)

V oklepajih smo navedli vrednosti, ki smo jih v našem prvem izračunu upoštevali. Vsota vseh elementov mora biti 1000 kg; nosilci elementov so inputi. Ogljik prihaja v plavž samo iz koksa in omejitve zanj nismo upoštevali, saj gre ves »odvečni ogljik« v plavžni plin. Z uvedbo plavžnega plina in drugimi, s tem povezanimi spremembami pa bi model za naše namene že preveč zakomplirali.

Omejitve bomo pisali z obćimi števili, da bi tako poudarili možnosti različnih vsebnosti v grodlju, pri čemer se lahko smer neenačb in enačb tudi menja, na pr. enačba spremeni v neenačbo in podobno.

a) količina železa v grodlju

Železo prihaja v grodelj iz železovih rud in pepela koksa; gre pa v grodelj, žlindro in izgubljene inpute. Zato velja naslednji opisno zapisani odnos: železo v grodlju = železo iz inputov — železo v žlindri — železo v izgubi.

Količina železa v žlindri je majhna, največ okrog 3 kg na tona grodlja, zato jo brez težav lahko smatramo za konstantno in jo bomo označili s »c«. Vsebnost železa v izgubljenem prahu je nižja od vsebnosti v surovinah, zato jo bomo znižali z empirično ugotovljenim faktorjem (v našem

prvem izračunu je bil $I_{Fe} = 0,7$). Zapišimo zdaj omejitve v matematični obliki:

$$\sum_{j=1}^n \frac{e_{11,j}}{1 + e_{14,j}} x_j - C - I_{Fe} \sum_{j=1}^n d_{4,j} \frac{e_{11,j}}{1 + e_{14,j}} x_j \geq a_{Fe}$$

V skrčeni obliki je omejitev za železo naslednja:

$$\sum_{j=1}^n \frac{e_{11,j}}{1 + e_{14,j}} (1 - I_{Fe} \cdot d_{4,j}) x_j \geq a_{Fe} + c$$

b) količina mangana v grodlju

Znano je, da preide okrog 50—60 % razpoložljivega mangana v grodelj, ostanek pa v žlindro. Zato je opisno in matematično izražena omejitev naslednja:

mangan v grodlju = f · (razpoložljiva količina mangana v rudah — količina mangana v izgubi);

$$f \cdot \sum_{j=1}^n \frac{e_{12,j}}{1 + e_{14,j}} \cdot (1 - d_{4,j}) \cdot x_j \geq a_{Mn}$$

pri čemer f pomeni delež Mn, ki preide v grodelj: $0,50 \leq f \leq 0,60$

c) količina silicija v grodlju

V toni grodlja znaša količina silicija med a_{Si} in A_{Si} kg, kar odgovarja $2,14 a_{Si}$, oziroma $2,14 A_{Si}$ kg SiO_2 . Zapišimo najprej količino SiO_2 v grodlju v opisni obliki:

SiO_2 v grodlju = SiO_2 v inputih — SiO_2 v žlindri — SiO_2 v izgubljenem prahu

Količino Si dobimo, če delimo enačbi z 2,14. Na desni strani enačbe ne poznamo količine SiO_2 v žlindri. Le-tega izrazimo s pomočjo zahteve po baziciteti žlindre; baziciteta izraža razmerje med bazičnimi in kislimi snovmi v žlindri in znaša po Kalyanramu:

$$B = \frac{CaO + 0,7 MgO}{0,94 SiO_2 + 0,18 Al_2O_3}$$

V našem prvem izračunu smo vzeli baziciteto 1,1. Iz enačbe sledi, da je količina SiO_2 v žlindri enaka:

$$SiO_2 = \frac{1}{0,94 \cdot B} (CaO + 0,7 MgO - 0,18 \cdot B \cdot Al_2O_3)$$

CaO, MgO in Al_2O_3 pa v celoti preidejo v žlindro. Zdaj lahko zapišemo omejitve za SiO_2 v matematični obliki:

$$2,14 a_{Si} \leq \sum_{j=1}^n \frac{e_{1,j}}{1 + e_{14,j}} (1 - d_{4,j}) x_j -$$

$$- \frac{1}{0,94 \cdot B} \left[\sum_{j=1}^n \frac{e_{6,j}}{1 + e_{14,j}} (1 - d_{4,j}) x_j + 0,7 \right.$$

$$\left. \sum_{j=1}^n \frac{e_{7,j}}{1 + e_{14,j}} (1 - d_{4,j}) x_j - 0,18 \cdot B \sum_{j=1}^n \frac{e_{2,j}}{1 + e_{14,j}} \right]$$

$$(1 - d_{4,j}) x_j \leq 2,14 A_{Si}$$

Celotno omejitev skrcimo in prevedimo na Si.

$$a_{Si} \leq \frac{1}{2,14} \sum_{j=1}^n \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} (e_{1,j} - \frac{1}{0,94 \cdot B} e_{6,j} -$$

$$- \frac{0,7}{0,94 \cdot B} \cdot e_{7,j} + \frac{0,18}{0,94} \cdot e_{2,j}) x_j \leq A_{Si}$$

Tako je v omejitvi za silicij upoštevana tudi zahteva po baziciteti žlindre.

d) količina žvepla v grodlju

Količina žvepla v grodlju mora biti manjša od A_s kg. Pri — v našem primeru — zahtevani baziciteti žlindre gre v žlindro okrog 1,6—1,8 % žvepla na količino žlindre. Omejitev za žveplo je naslednja:

S v grodlju = S iz inputov — S v žlindri — S v izgubljenem prahu — S v plinu

Količina gorljivega žvepla v plinu ni velika; zato jo lahko zanemarimo in se pri tem zavedamo, da smo s tem v modelu upoštevali težje pogoje od dejanskih.

V opisno izraženi enačbi ne poznamo količine S v žlindri na desni strani enačbe, da bi lahko ugotovili količino žvepla v železu. V žlindro preidejo: Al_2O_3 , SiO_2 , CaO , MgO , FeO , MnO in S. Količine Al_2O_3 , CaO in MgO gredo v celoti v žlindro (in v izgubo). Količino Fe v žlindri smo že pri omejitvi Fe vzeli kot konstantno. Potemtakem je tudi količina FeO konstantna. Za Mn pa smo rekli, da ga gre okrog 40—50 % ali delež $(1 - f)$ v žlindro. Količino SiO_2 v žlindri smo določili z zahtevano baziciteto pri omejitvi silicija.

Da lahko izračunamo količino žvepla v žlindri, moramo najprej ugotoviti količino žlindre. Količina žlindre pa je enaka vsoti vseh že omenjenih elementov. V tej vsoti pa poznamo vse elemente razen količine žvepla, kar pomeni, da poznamo le $(1 - p)$ -ti del žlindre, pri čemer »p« pomeni delež žvepla v žlindri.

Zapišimo zdaj celotno omejitev za količino $(1 - p)$ tega dela žlindre:

$$(1 - p) \cdot Z = \frac{1}{0,94 \cdot B} \left[\sum_{j=1}^n \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} \right.$$

$$\left. (e_{6,j} + 0,7 e_{7,j} - 0,18 \cdot B \cdot e_{2,j}) x_j + \sum_{j=1}^n \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} \right]$$

$$(e_{2,j} + e_{6,j} + e_{7,j}) x_j + (1 - f) \cdot 1,293 \sum_{j=1}^n \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}}$$

$$\cdot e_{12,j} \cdot x_j + 1,285 \cdot c$$

V skrceni obliki lahko zapišemo:

$$(1 - p) Z = \sum_{j=1}^n \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} \left[\left(\frac{1}{0,94 \cdot B} + 1 \right) e_{6,j} + \right.$$

$$\left. + \left(\frac{0,7}{0,94 \cdot B} + 1 \right) e_{7,j} + \left(1 - \frac{0,18}{0,94} \right) e_{2,j} + 1,293 \right]$$

$$(1 - f) e_{12,j} x_j + 1,285 \cdot c = \sum_{j=1}^n z_j \cdot x_j + 1,285 \cdot c$$

Rekli smo, da gre v žlindro p-ti delež žvepla. Žveplo v žlindri je:

$$S_{zl} = p \cdot Z = p [(1 - p) \cdot Z + S_{zl}]$$

V tem izrazu poznamo p in $(1 - p) Z$. Dobimo:

$$S_{zl} (1 - p) = p (1 - p) Z$$

Namesto $(1 - p) Z$ pišimo Z_s . Tako dobimo, da je S

$$S_{zl} = \frac{p}{1 - p} \cdot Z_s$$

Ta izraz je povsem razumljiv. Če gre na pr. v celotno žlindro »Z« 1,6 % žvepla, potem gre v Z_s nekaj večji odstotek, oziroma točno

$$\frac{0,016}{1 - 0,016} \cdot 100 \% \text{ žvepla}$$

Zapišimo zdaj celotno omejitev za žveplo:

$$\sum_{j=1}^n \frac{e_{9,j}}{1 + e_{14,j}} (1 - d_{4,j}) x_j - \frac{p}{1 - p} \sum_{j=1}^n z_j \cdot x_j \leq A_s + 1,285 \cdot \frac{p}{1 - p} \cdot c$$

Opozorimo še na to, da pri vseh inputih, ki gre do preko aglomeracije, preide le okrog 10 % žvepla v aglomerat. Zato pri njih že predhodno izračunamo $0,1 \cdot e_{9,j}$, tako, da ni potrebno vnašanje posebnega koeficienta v našo enačbo. Na desni strani neenačbe pa je poleg dovoljene količine žvepla v grodlju še žveplo, ki odpade kot delež na FeO v žlindri.

e) količina fosforja v grodlju

V toni grodlja sme biti največ A_p kg fosforja. Fosfor v celoti preide v grodelj in seveda v izgubljeni prah. Zato bomo brez težav zapisali omejitve za fosfor kar v matematični obliki:

$$\sum_{j=1}^n \frac{e_{13,j}}{1 + e_{14,j}} (1 - d_{4,j}) x_j \leq A_p$$

f) količina vseh elementov v grodlju

Količina vseh elementov v grodlju mora biti enaka 1 toni. Od vseh elementov nismo upoštevali ogljika, ki ga je v grodlju med 35 in 42 kg. Količina preostalih elementov mora znašati 958—965 kg. Verjetno je, da bo sistem v optimalni rešitvi težil h količini 958 kg, zato bomo kot omejitve za vseh 5 elementov raje upoštevali 959—965 kg, oziroma meji a in A , v kolikor želimo postaviti posebne zahteve ali na pr. neenačbi spremeniti v enačbo.

Praktično enostavno seštejemo koeficiente v vseh omejitvah elementov in dobimo ustrezne koeficiente za omejitve vseh elementov. Zaradi kontrole pravilnosti izračuna koeficientov za vseh pet omejitev pa imamo možnost izračunati tudi omejitve za vsoto vseh teh elementov:

Zapisalimo bomo že skraćeno obliko omejitve:

$$a + c + 1,285 \cdot \frac{p}{1-p} \cdot c \leq \sum_{j=1}^n \frac{e_{11,j}}{1 + e_{14,j}}$$

$$(1 - I_{Fe} \cdot d_{4,j}) x_j + \sum_{j=1}^n \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} \left\{ e_{12,j} \left[f - \frac{p}{1-p} \right. \right.$$

$$\cdot 1,293 (1 - f) \left. \right] + \frac{1}{2,14} \cdot e_{1,j} + e_{6,j} \left[- \frac{1}{2,14} \cdot \frac{1}{0,94 \cdot B} \right.$$

$$\left. - \frac{p}{1-p} \left(\frac{1}{0,94 \cdot B} + 1 \right) \right] + e_{7,j} \left[- \frac{1}{2,14} \cdot \frac{0,7}{0,94 \cdot B} \right.$$

$$\left. - \frac{p}{1-p} \left(\frac{0,7}{0,94 \cdot B} + 1 \right) \right] + e_{2,j} \left[\frac{1}{2,14} \cdot \frac{0,18}{0,94} - \frac{p}{1-p} \right.$$

$$\left. \left(1 - \frac{0,18}{0,94} \right) \right] + e_{9,j} + e_{13,j} \left. \right\} x_j \leq A + c + 1,285 \cdot \frac{p}{1-p} \cdot c$$

V tej, pa tudi v ostalih omejitvah lahko izračunamo koeficiente, ki se ne spreminjajo; ostali, kot na pr. $e_{1,j}$, p , f itd. pa se lahko spreminjajo v skladu z zahtevami, ki jih postavljamo. Zaradi kompliciranosti in težav pri ročnem računanju se vsaj nekatere koeficiente matrike procesa splača izračunavati strojno. Na pr. za j -ti input ugotovimo vrednosti parametra za $e_{i,j}$ in $d_{4,j}$, določimo še ostale vrednosti: I_{Fe} , f , p itd. ter prepustimo stroju izračunavanje celotnega koeficienta, ki stoji pred x_j . S tem se čas računanja skrajša, možnost napak pa zmanjša.

S tem smo zaključili prvo grupo omejitev, ki je enaka omejitvam pri problemih mešanice, s tem da smo upoštevali medsebojno vezane inpute in outpute. V omejitve silicija je vključena tudi zahteva po baziciteti žlindre, v omejitve žvepla pa količina žlindre. Zaradi hoda peči zahteva tehnologija večjo količino žlindre kot 320 kg, kar predstavlja nekaj nižjo količino, če žveplo odštejemo. Ta omejitve ni zahtevana povsem natančna, zato lahko zapišemo:

$$\sum_{j=1}^n \dot{z}_j \cdot x_j + 1,285 \cdot c \geq (1 - p) \cdot r,$$

kjer r predstavlja dovoljeno količino žlindre. Dobimo:

$$\sum_{j=1}^n \dot{z}_j \cdot x_j \geq (1 - p) \cdot r - 1,285 \cdot c$$

2. Grupa omejitev

Inpute — rude lahko predstavljajo neklasirane, kosovne in drobne rude, oziroma aglomerat. V takšnem stanju lahko rude tudi nabavljamo. Kosovne rude zakladamo neposredno v plavž, drobne pa najprej aglomeriramo. Neklasirane rude lahko zakladamo neposredno v plavž; lahko pa jih tudi presejemo in kosovno rudo založimo v plavž, drobiž pa v aglomeracijo. V tem primeru običajno zahtevamo, da se obe frakciji v celoti porabita, to se pravi, da niti drobna niti kosovna ruda ne preostaneta. Sejalno razmerje se da vsaj približno določiti.

Predpostavimo, da je med — rudami »l« rud neklasiranih, pri čemer naj pomeni:

- x_1 = količina neklasiranega l-tega inputa v kg/t
- x_{1+1} = količina ustrezne kosovne frakcije v kg/t
- x_{1+2} = količina ustrezne drobne frakcije v kg/t

Pri sejanju rude gre v kosovno frakcijo »s« rudo, ostalo pa gre v drobno rudo.

Zato lahko zapišemo to grupo omejitev:

$$x_{1+1} = \frac{s_1}{1 - s_1} \cdot x_{1+2}, \text{ pri čemer pomeni:}$$

- s_1 = sejalno razmerje za l-to rudo,
- 1 = indeks iz skupa indeksov (j)

S tem je zadovoljeno zahtevi, da se obe frakciji porabita. V kolikor želimo eno frakcijo proizvajati na zalogo, tvorimo drugačno razmerje ali ga celo izpustimo, v kolikor nam je vseeno, če se zaloge ene frakcije kopičijo. Povsem enaka omejitve velja v primeru več kot dveh frakcij, s tem, da je število omejitev vedno za »l« manjše od števila frakcij.

3. Grupa omejitev

se nanaša na dodatne tehnološke in tržne omejitve. Iz posebnih razlogov želimo, da je vložek nekaterih surovin v določenih mejah. Tak primer so na pr. teže reduktivne rude, rude z veliko količino drobiža, ki jih ne moremo sejati, rude iz zaloge, pri katerih so količine omejene s transportnimi sredstvi itd.

Tu ločimo več možnih primerov.

Najenostavneje je, če so omejitve, ki so običajno ugotovljene empirično, dane v kg/t grodlja. V tem primeru je omejitev

$x_j \leq u_j$, pri čemer je

u_j = zgornja dovoljena meja za j -ti input.

Nekoliko težji je primer, če je omejitev izražena v odstotkih, bodisi od rudnega ali pa celotnega zasipa. V takem primeru velja:

$$x_j \leq \sum_{j=1}^n x_j$$

kjer je vsota spremenljivk vsota samo določenih inputov pa vse do celotnega vložka.

Navedimo še primer, ko je omejitev za input podana z letno omejitvijo inputa. To nastopa zlasti pri tržnih ali uvoznih omejitvah. Zapišimo omejitve:

$$\frac{v_{jo}}{q} \leq x_j \leq \frac{V_{jo}}{q}$$

v_{jo} = letna spodnja tržna meja za j -ti input v kg

V_{jo} = letna zgornja tržna meja za j -ti input v kg

q = letna količina proizvodnje grodlja v tonah

Količine proizvodnje »q« pa vnaprej ne poznamo. Vemo pa, da na m^2 zgorovalne površine v plavžu v eni uri zgori vedno približno enaka količina suhega koksa. Ta količina se sicer menja v odvisnosti od vodenja peči. Pri večji porabi koksa na m^2 zgorovalne površine se dvigne storilnost in poraba koksa. Večja storilnost vodi k nižjim fiksnim stroškom, večja poraba koksa pa k višjim stroškom koksa. Zato smo izračunali regresijski odvisnosti porabe koksa na tono grodlja in storilnosti od porabe koksa na m^2 zgorovalne površine ali obremenitve talilnika, ju ovrednotili s stroški in tisto obremenitev talilnika, kjer je bila vsota stroškov koksa in fiksnih stroškov minimalna, vzeli kot optimalno in za nas konstantno. Tako torej zgori na m^2 talnilnika »t« kg koksa v eni uri ali letno »T« kg, pri čemer velja:

T = površina talilnika x število ur v letu x t

Če zgori letno v plavžu »T« kg koksa in če poznamo porabo koksa na tono grodlja, lahko zapišemo, da je:

$$q \text{ v tonah} = \frac{T \text{ v kg}}{\text{poraba suhega koksa v kg/t grodlja}}$$

Poraba suhega koksa pa je enaka:

$$\sum_{j=k+1}^m \frac{1-d_{t,j}}{1+e_{t,j}} \cdot x_j$$

Zdaj lahko zapišemo omejitve v celoti:

$$\frac{\frac{v_{jo}}{T}}{\sum_{j=k+1}^m \frac{1-d_{t,j}}{1+e_{t,j}} \cdot kx_j} \leq x_r \leq \frac{\frac{V_{jo}}{T}}{\sum_{j=k+1}^m \frac{1-d_{t,j}}{1+e_{t,j}} \cdot kx_j}$$

oziroma

$$\frac{v_{jo} \sum_{j=k+1}^m \frac{1-d_{t,j}}{1+e_{t,j}} \cdot kx_j}{T} \leq x_r \leq \frac{V_{jo}}{T} \sum_{j=k+1}^m \frac{1-d_{t,j}}{1+e_{t,j}} \cdot kx_j$$

Levi subindeks pri » x_j « pomeni, da gre za kovinski input, v našem primeru za vsipni koks.

Pojasnilo to na primeru. Rudnik lahko dobavi letno največ $V_{jo} = 170.000$ ton rude. Predpostavimo letno porabo suhega koksa 110.000 ton z vlago 7%. Dobimo (pri $d_{t, \text{koks}} = 0,05$):

$$x_r \leq \frac{170000}{110000} \cdot \frac{0,95 \cdot x_{\text{koks}}}{1,07}$$

$$1,444 x_{\text{koks}} - x_r \geq 0$$

S to omejitvijo nam je poleg tega, da smo ohranili linearne odnose, uspelo dobiti tudi obrazec, po katerem lahko iz porabe koksa določimo količino proizvodnje.

4. Grupa omejitev

se nanaša na količino in kvaliteto aglomerata. V aglomeraciji se drobne rude, drobni koks in drobni apnenec sprimejo v aglomerat. Pri tem izgubijo vlago, žarozgube in pretežni del žvepla (okrog 90%). V aglomerat pridejo:

aglomerat = drobne rude + škaja + plavžni prah + drobni koks + drobni dodatki

Drobne rude in škaja predstavljajo neposreden vložek v aglomeracijo. Pri plavžnem prahu upoštevamo samo ulovljeni plavžni prah, ki ga je približno enaka količina kot ulovljenega. Količina drobnega

koksa je približno enaka 10 % količine celotnega aglomerata, o čemer bomo še kasneje govorili. Količino dodatkov, v našem primeru apnenca pa določimo z zahtevo po baziciteti aglomerata, izraženo po Kalyanramu:

$$Ba = \frac{CaO + 0,7 MgO}{0,94 SiO_2 + 0,18 Al_2O_3}$$

oziroma:

$$CaO + 0,7 MgO - 0,94 \cdot Ba \cdot SiO_2 - 0,18 \cdot Ba \cdot Al_2O_3 = 0$$

Zapišimo to v matematični obliki:

$$\left[\sum_j \frac{1 - 0,62 d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} a_g x_j + \sum_j \frac{d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} k x_j \right] \\ [e_{6,j} + 0,7 e_{7,j} - Ba (0,94 e_{1,j} + 0,18 e_{2,j})] = 0$$

Izraz v prvem oklepaju na levi strani se nanaša na neposredne inpute in na ulovljeni plavžni prah. Glede na to, da smo predpostavili, da je izguba neposrednih inputov do aglomeracije le tri četrtine celotne izgube, ena četrtnina pa se izgubi še v obliki aglomerata, smo upoštevali pri neposrednih inputih le $0,75 \cdot d_{4,j}$. Ena četrtnina prahu se torej izgubi kot aglomerat. Ta količina pa se izgubi na poti od aglomeracije do plavža in v plavžu ter je je okrog polovica ulovljene. Ta ulovljeni del pa se vrne v aglomeracijo kot plavžni prah, zato bomo namesto $0,75 \cdot d_{4,j}$ pisali $0,62 \cdot d_{4,j}$. Za ulovljeni plavžni prah surovin $k x_j$ pa smo že rekli, da je njegova količina približno enaka količini izgubljenega prahu.

Pri aglomeriranju izgine vlaga kot tudi žaroizgube in večji del žvepla. Količina žvepla ni velika, zato jo bomo pri omejitvi količine aglomerata zanemarili. Celotna proizvodnja aglomerata je omejena s kapaciteto aglomeracije — Kag, izraženo v tonah letno.

Količina proizvedenega aglomerata je naslednja:

$$\sum_j \frac{1 - e_{10,j}}{1 + e_{14,j}} (1 - 0,62 d_{4,j}) a_g x_j + \sum_j \frac{1 - e_{10,j}}{1 + e_{14,j}} \cdot d_{4,j} \cdot k x_j \leq \frac{K_{ag}}{T} \sum_{j=k+1}^m \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} k x_j$$

Pri ločevanju drobnih inputov v aglomeraciji in neposrednih inputov v plavžu smo se posluževali levih subindeksov, tako da nismo z dodatno delitvijo indeksa »j« otežkočili preglednost obeh omejitev aglomerata.

Količina drobnih koksov (pri katerih gre v aglomerat samo pepel) pa je približno enaka z odstotkom celotnega aglomerata oziroma v naši nenačbi izraza na levi strani.

Zapišimo ta izraz kot

$$\sum_j k_j \cdot x_j$$

Poraba drobnega koksa pa je $s \cdot \sum_j k_j \cdot x_j$, oziroma

$$\sum_{j=k+1}^m \frac{1 - d_{4,j}}{1 + e_{14,j}} a_g x_j - s \cdot \sum_j k_j \cdot x_j = 0$$

Količina celotnega aglomerata v kg/t grodlja je potemtakem enaka s-kratni porabi drobnega koksa. S tem smo pri aglomeratu navedli tri omejitve:

- zahtevo po baziciteti aglomerata, s katero smo določili tudi količino apnenca;
- omejitev količine aglomerata, ki je omejena s kapaciteto aglomeracije;
- količino drobnega koksa.

5. Grupa omejitev

se nanaša na porabo vsipnega koksa. Poraba vsipnega koksa je odvisna od cele vrste faktorjev, ki smo jih skoraj vse analizirali s statističnimi analizami. Velik del vpliva na porabo koksa nosi struktura vložka. Če je potrebna majhna količina (kvalitetnega) vložka za tono grodlja, potem je tudi poraba koksa majhna in obratno. Zato pri predpostavki, da so ostali vplivi na porabo koksa konstantni, lahko rečemo, da je poraba koksa funkcija zasipa. Za to odvisnost smo imeli na razpolago več funkcij; nekatere od njih omenimo:

$$\begin{aligned} \text{poraba koksa} &= 0,20 \cdot Z + 200 \\ \text{poraba koksa} &= 0,257 \cdot Z + 200 \\ \text{poraba koksa} &= 0,193 \cdot Z + 409 \\ \text{poraba koksa} &= 0,241 \cdot Z + 222 \\ \text{poraba koksa} &= 0,203 \cdot Z + 276 \end{aligned}$$

Prvi dve enačbi sta teoretični in veljata za porabo suhega koksa. Prva velja za samohodni vložek, druga pa za aglomerat in klasirane rude. Naslednje tri funkcije so statistične in se nanašajo na porabo vlažnega koksa. Prvo od njih smo ugotovili z izračunom od regresije za zadnja štiri leta za oba plavža skupaj. Zadnji dve pa se nanašata na dnevne podatke v letu 1969 za vsako peč posebej.

Poleg količine zasipa pa vpliva na porabo koksa tudi zrnovitost rude. Po Flintu velja, da vsak kg drobiža do 1 mm poveča porabo koksa za 0,16 kg, vsak kg drobiža od 1—10 mm pa za 0,08 kg. Pri porabi koksa želimo upoštevati tudi zrnovitost inputov.

Zato smo se odločili za naslednjo odvisnost: poraba suhega koksa = $0,215 \cdot Z + 230$

Zapišimo zdaj celotno omejitev najprej v opisni obliki:

poraba suhega koksa = 0,215 (poraba neklasiranih in kosovnih rud + poraba dodatkov + poraba drobnih rud v aglomeraciji + poraba drobnih kok-

sov (pepela) v aglomeraciji + poraba drobnih dodatkov v aglomeraciji + ulovljeni prah, ki gre v aglomeracijo) + 230 +
 + 0,16 (delež prahu do 1 mm v rudah) +
 + 0,08 (delež prahu do 10 mm v rudah)

Zapišimo omejitev še v matematični obliki:

$$j = \sum_{k+1}^m \frac{1-d_{4j}}{1+e_{14j}} \cdot kx_j = 0,215 \left[\sum_{j=1}^k (1-d_{4j}) \cdot kx_j + \sum_{j=m+1}^n (1-d_{4j}) \cdot kx_j + \sum_{j=1}^n \frac{1-e_{10j}}{1+e_{14j}} \cdot kx_j \right] + (1-0,62 d_{4j}) \cdot a_{ag}x_j + \sum_{j=1}^n d_{4j} \cdot \frac{1-e_{10j}}{1+e_{14j}} \cdot kx_j + 0,16 \sum_{j=1}^k d_{1j} \cdot kx_j + 0,08 \sum_{j=1}^k d_{2j} \cdot kx_j + 230$$

Namesto izrazov, ki predstavljajo inpute v aglomerat, je bolj enostavno upoštevati kar s-kratno količino drobnega koksa.

III. FUNKCIJA CILJA

Kot cilj proizvodnje grodlja smo sprva nameravali postaviti čim nižje stroške vložka. Vendar bi ta funkcija lahko vodila do sicer cenenejšega vložka, ki pa bi dajal nizko proizvodnjo, s tem pa zaradi fiksnih stroškov visoko lastno ceno grodlja. Zato smo se odločili za minimiranje polne lastne cene grodlja:

$$(\text{min.}); C_o = \sum_{j=1}^n c_j \cdot x_j + v + \frac{F}{2}$$

pri čemer pomeni:

c_j = cena inputa v din/kg ob vstopu v plavž;

v = variabilni stroški v din/t grodlja;

F = skupni fikсни stroški plavža v din;

q = letna količina proizvodnje grodlja v tonah.

Stroške vložka smo izračunali s kalkulacijami. Za vse inpute smo poznali nabavno ceno fco Zelezarna. K tej smo najprej prišteli stroške prevoza in skladiščenja. Klasiranim rudam smo prišteli še variabilne stroške klasiranja. Isto velja za pražene rude in aglomerat; tudi njim smo prišteli variabilne stroške predelave. Pri kosovnih in drobnih rudah, ki jih sejemo sami, smo izračunali kalkulacijo tako, da smo upoštevali različno vsebnost in zrnovitost po klasiranju.

Tako smo za vse inpute ugotovili ceno ob vstopu v plavž, pri čemer smo pri aglomeraciji in pražilnih pečeh upoštevali samo variabilne stroške predelave.

Variabilni stroški plavža so konstantni ne glede na količino proizvodnje grodlja. Po izračunu jih prištejemo k lastni ceni grodlja.

Fikсни stroški predstavljajo stroške plavža, aglomeracije in pražilnih peči. Ponovimo še formulo za izračun količine proizvodnje:

$$q = \frac{T}{\sum_{j=k+1}^m \frac{1-d_{4j}}{1+e_{14j}} \cdot kx_j}$$

Fikсни stroški na tono proizvedenega grodlja so:

$$\frac{F}{q} = \frac{F}{T} \sum_{j=k+1}^m \frac{1-d_{4j}}{1+e_{14j}} \cdot kx_j$$

Na ta način smo izrazili cilj proizvodnje grodlja tako, da zasip teži k najnižji lastni ceni grodlja, upošteva tako ceno vložka kot količino proizvodnje in njen vpliv na fiksne stroške. V funkciji cilja pa so najpomembnejši stroški koksa kot stroški inputa in kot pokazatelj količine proizvodnje, saj je v njihovi ceni zajet vpliv dveh razmeroma pomembnih faktorjev.

Izračunani vrednosti funkcije kriterija je potrebno prišteti še variabilne stroške plavža. Poleg tega v modelu nismo upoštevali dodajanja mazuta, ki znižuje porabo koksa. Zato po izračunu dodamo še stroške mazuta in odštejemo stroške zamenjanega koksa. S statističnimi analizami pa smo za naše plavže določili optimalno količino dodajanja mazuta in zamenjanega koksa, tako da je tudi to znižanje stroškov zaradi dodajanja mazuta konstantno. Tako je k stroškom lastne cene grodlja, ki je izračuna računalnik, potrebno prišteti še variabilne stroške plavža in prav tako konstantne stroške zamenjave mazut/koks. Ta dodatni proporcionalni strošek pa znaša le okrog 5 odstotkov lastne cene grodlja.

IV. ANALIZA OPTIMALNE REŠITVE

Celotnega modela ne bi napisali še enkrat.

Prvi program, ki smo ga izračunali, je obsegal 21 omejitev in 28 spremenljivk. Izračunali smo ga v Centru za mehanografsko obdelavo podatkov na računalniku IBM-360. Medtem ko smo celoten linearni program pripravljali okrog tri mesece s prekinitvami, je računalnik izračunal celoten program, v katerem smo zahtevali optimalno rešitev, in analizo optimalne rešitve v manj kot 10 minutah.

1. Analiza optimalne rešitve

V optimalni rešitvi (LPSOLUTION) smo dobili za vsako surovino optimalno količino v kg. Poleg tega računalnik zapiše, ali je ta rešitev prišla na postavljeni omejitvi ali pa nekje med obema mejama. Računalnik zapiše tudi elemente iz funkcije cilja, to se pravi ceno inputa ob vstopu v plavž. Izredno pomemben pa je podatek, ki pove, za koliko je vsak input, ki ni prišel v optimalno rešitev, predrag.

Poleg teh podatkov je navedena tudi kvaliteta grodlja, oziroma vrednost, ki jo zavzemajo postavljene omejitve. Tako je na pr. izračunana količina žlindre in podobno.

Seveda pa je navedena tudi vrednost funkcije cilja, ki je pri naših dosedanjih izračunih dajala nižje lastne cene, kot pa jih sicer planiramo in dosegamo.

Analizo optimalne rešitve izdelava računalnik ločeno za spremenljivke in omejitve, ki so zavzele vrednosti na postavljenih mejah in ločeno za tiste, ki so med mejami. Poleg že navedenih podatkov pri optimalni rešitvi pa daje računalnik za vsako spremenljivko meje, v katerih se lahko menja cena inputa, ne da bi ta input izpadel iz rešitve. Računalnik pa da še meje za količine inputov: optimalno količino in meje za stanje indiferentnosti sistema glede na spremembo cene danega inputa. Navedimo primer za dva inputa in za eno omejitev:

	optim. količ. strošek	zviš. stroš. znižanje	zniž. reš. poveč. reš.	najviš. str. najnižji
x_1 — neklasir. limonit	0,00 kg 0,134 din/kg	0,009 din/kg 0,009 din/kg	0,0 kg 90,0 kg	— din/kg 0,125 din/kg
x_{22} — škaja	56,0 kg 0,084 din/kg	0,168 din/kg 0,674 din/kg	0,0 kg 56,4 kg	— 0,589 din/kg
Fe	936,9 kg 0,0 din/kg	0,380 din/kg 0,76 din/kg	936,4 kg 937,2 kg	0,380 din/kg 0,279 din/kg

2. Možnosti analiz

S postavljenim modelom plavža so se odprle možnosti, ki so imele vrsto prednosti pred dosedanjimi: upoštevajo razmeroma veliko omejitev, vse gredo po istem principu, čas se močno skrajša, informacij je več, rešitve so optimalne itd. Glede na to, da smo naredili že precej analiz, bomo nekatere možnosti opisali.

a) Sprememba števila inputov

Takoj po prvem izračunu, v katerem smo upoštevali tudi precej uvoženih rud, smo izračunavali vložek samo iz domačih rudnikov, kjer so inputi trenutno dosegljivi. Z enostavnim odvzemom luknjanih kartic za tuje inpute smo izračunali nov zapis samo za domače surovine. Isto bi dosegli z dodatno zahtevo računalniku, naj upošteva, da so količine tujih inputov nič. Tako smo lahko primerjali na povsem istih osnovah dva vložka, od katerih je bil samo domači dražji. Jasno je, da je izračun zahteval malo časa in da je ves preostali čas ostal za študiranje rešitev, česar kasneje ne bomo več ponavljali.

Kasneje so se pojavile zahteve po analizah nekaterih rud, ki bi jih lahko uvozili. Za te rude smo izračunali vse potrebne elemente in jih vključili v naš model ter izdelali nov izračun. Povsem lahko smo razbrali spremembe proti dosedanjim rešitvam. Analizirani input lahko sploh ni spremenil dosedanje rešitve; v tem primeru smo imeli podatek, za koliko je predrag. Lahko pa je prišel v rešitev in spet smo lahko ugotovili, kako stabilen je v njej.

b) Sprememba števila omejitev

Obenem z novimi inputi smo često dodali tudi nove omejitve. V tem primeru smo morali za vse ali samo nekaj inputov izračunati nove koeficiente. Pri opustitvi nekaterih omejitev pa smo za izračun enostavno odvzeli kartice.

c) Sprememba koeficientov v funkciji cilja

Že kmalu po prvem izračunu nas je zanimalo, koliko bi stal grodelj, če bi plavž postavili poleg rudnika. Cene inputov smo znižali za prevozne stroške in izdelali nov izračun, v katerem se je bistveno spremenila optimalna rešitev. Izračun pa smo na pr. izvedli le z dodatno instrukcijo MODIFY, kjer smo navedli spremenjene elemente.

Temu je podobna analiza vpliva spremenjenih prevoznih tarif. Te so se spremenile in podjetju preostane edina možnost, da se temu poskuša prilagoditi. Rezultati izračuna pa pokažejo, ali je to možno in v kakšni meri.

Precej smo napravili tudi analiz novih inputov, ko sploh nismo poznali nabavnih cen in se je komerciala o njih šele dogovarjala ali pa je šlo celo za blagovno metalurško zamenjavo. V teh primerih smo najprej postavili približno ceno, nato pa za spremembe teh cen izračunavali rešitve. Uporabili smo LPPARAMETRIC instrukcijo in dobili na pr. rešitve za različne vrednosti nabavne cene inputa. Tako je komerciala še pred določitvijo nabavne cene točno vedela, koliko nam kakšna cena prinese, tehnologi pa, kakšno kvaliteto grodlja in količino proizvodnje lahko pričakujemo.

S temi analizami pa smo lahko predvidevali vse spremembe, ki bi nastale pri spremembi cen, n. pr. smo zvedeli, da se en koks namerava podražiti. Že iz dosedanjih izračunov vemo, koliko se lahko cena tega koksa spremeni, ne da bi ga prenehali kupovati. Kaj pa še je sprememba večja? V tem primeru pridejo v poštev drugi koksi; če pa teh ni, potem se lahko spremeni zasip, tako da bo poraba koksa nižja. Na osnovi tako izdelanih analiz so lahko poslovne odločitve res dobre.

d) *Sprememba omejitev*

Zanimalo nas je, kako se spreminja lastna cena grodlja, če se spremeni na pr. količina ostružkov. S parametriskim programiranjem smo zahtevali rešitve za 5000 ton, 10.000 ton, 15.000 ton itd. ostružkov in v manj kot pol ure od zahteve za analizo smo lahko dali rezultate. Podobno smo menjali omejitve za druge inpute, pa tudi za kvaliteto grodlja.

e) *Sprememba koeficientov*

Vsebnosti inputov se spreminjajo. Z enostavno instrukcijo MODIFY ali REVISE lahko izračunamo spremembe zasipov. Omenimo še primer, ko smo pri neki rudi že izdelali analizo. Vedeli pa smo, da bo ruda verjetno slabše kakovosti, kot je bilo dogovorjeno. Simulirali smo slabšo vsebnost in dobili njen vpliv na zasip in lastno ceno grodlja.

f) *Možnosti ostalih analiz*

Poleg navedenih sprememb smo spreminjali tudi cilj zasipa. Zaradi možnosti pomanjkanja vložka v naslednjih fazah podjetja ni cilj čim nižja lastna cena grodlja, marveč večja količina proizvodnje ali minimalna poraba koksa. Tako smo kot cilj upoštevali minimalno porabo koksa. Prav tako

smo menjali tudi zahteve po baziciteti in podobno. Rezultati vseh izračunov doslej pa so nam potrdili pravilnost postavljenega modela.

ZAKLJUČEK

Model, ki smo ga prikazali, ni niti dokončen, niti ne more služiti vsem namenom. Že od nastanka modela leta 1969 do danes smo vanj vnesli nekaj izboljšav, ki so v precejšnji meri tudi posledica tehnoloških sprememb na plavžih. Nove izboljšave bodo šle v smeri zajemanja vpliva temperature, mazuta, obremenitve talilnika, nekaterih bilanc elementov in podobno. Z vsemi temi spremembami pa se že približujemo možnostim delnega vodenja peči preko računalnika. Seveda pa je za to potrebno opraviti še vrsto zlasti statističnih analiz, ki ugotavljajo dejanske odnose v pečeh. Še enkrat pa moramo poudariti, da opisani matematični model zasipa plavža služi le v članku opisanemu namenu; jasno je, da stvarnost lahko prikažemo s celo vrsto modelov, različnih glede na namen, ki mu služijo.

LITERATURA:

- Dantzig, George B.: Linear Programming and Extensions, Princeton University Press, Princeton, N. J., 1963.
Dobrenić, S.: Linearno programiranje u privrednoj organizaciji, Informator, Zagreb, 1966.
Hadley, G.: Linear Programming, Addison-Wesley Publishing Company, Inc., Reading, Massachusetts.
Introduction to Linear Programming, publikacija IBM, (E 20-8171).
Linear Programming System (360, Program Description Manual, publikacija IBM (H 20-0607).
Stanojević, R.: Linearno programiranje, Institut za ekonomiku industrije, Beograd, 1966.
Tarabar, K.: Primjer upotrebe linearnog programiranja u crnoj metalurgiji, Automatika, Zagreb, br. 5—6/1963.

ZUSAMMENFASSUNG

Im Artikel ist ein mathematisches Modell für die Berechnung des optimalen Hochofenmöllers beschrieben. Das Modell umfasst die Begrenzungen für die einzelnen Elemente: Fe, Mn, Si, P, S und für die gesamten angewendeten Elemente. Dieser Teil des Modells stellt ein Beispiel der Mischung vor. Die nachträglichen Begrenzungen sich auf die Menge und Basizität der Schlacke. Die zweite Gruppe der Begrenzungen bezieht sich auf das Verlangen, dass beim Sieben der Erze alle Fraktionen im ganzen oder im bestimmten Verhältniss verbraucht werden müssen. Die dritte Gruppe der Begrenzungen enthält die Mengemässigen und vor allem die Marktbegrenzungen der Rohstoffe in absoluter Menge oder als Anteil des Möllers ausgedrückt.

Die nächste Gruppe der Begrenzungen umfasst die Menge und Basizität des Sinters und den Anteil des Koksruses im Sinter. Die letzte Gruppe der Begrenzungen umfasst die Koksmenge im Möller.

Als Ziel des optimalen Möllers ist der Selbstkostenpreis des Roheisens beschrieben. Es können aber auch andere Ziele in Betracht genommen werden, wie zum Beispiel ein niedriger Koksverbrauch. Im Selbstkostenpreis

sind die Kosten des Möllers und die Verarbeitungskosten einbegriffen, wobei besonders die Lösung der Einfassung der fixen Kosten zu nennen ist.

Das mathematische Modell ist schon vor zwei Jahren ausgearbeitet worden. Von der ersten Ausführung bis heute sind an dem Modell schon einige Vervollkommnungen vorgenommen worden. Wichtiger als das ist es aber, dass das Modell schon vielfach bei der Analyse des Hochofenmöllers angewendet worden ist, wobei besonders diese Daten zu Nutzen sind, welche von der Empfindlichkeit dieses Systemes auf Änderungen zu sprechen vermögen. Es sind einige Änderungen wie zum Beispiel in der Zahl und Qualität der Rohstoffe in der Zahl der Begrenzungen, die Änderungen der Rohstoffpreise u. s. w. analysiert worden. Alle diese Analysen berücksichtigen verhältnismässig viele Begrenzungen, alle werden nach demselben Prinzip gerechnet, die Ausrechnung wird stark verkürzt, es gibt viel mehr Endinformationen, die Lösungen sind optimal. Die gesamten Ausrechnungen sind auf der IBM Rechenmaschine 360 mit Hilfe des Programmes für die lineare Programmierung ausgeführt worden.

SUMMARY

A mathematical model of blast furnace for calculation of the optimum blast furnace burden is described. The model incorporates the limitations of particular elements: Fe, Mn, Si, P and S and the total limit of the sum of the mentioned elements. This part of the model represent an example of burden. Additional limitations in respect to the amount and the basicity of slag are also included. The second group of limitations takes into account that all ore fractions are to be utilized completely or in a definite ratio. The third group includes the limitations of the available amounts and market requirements for raw materials, expressed in absolute values or shares in the burden. The fourth group accounts for the amount and basicity of agglomerate and the amount of fine grained coke in the agglomerate. The last group includes the limitations on the amount of coke required.

The production cost of pig iron was used as the criterion for the optimum burden. Some other criterions, e. g. the coke rate can also be used. The production cost inclu-

des the costs for raw material, processing costs and specially worth mentioning the fixed costs.

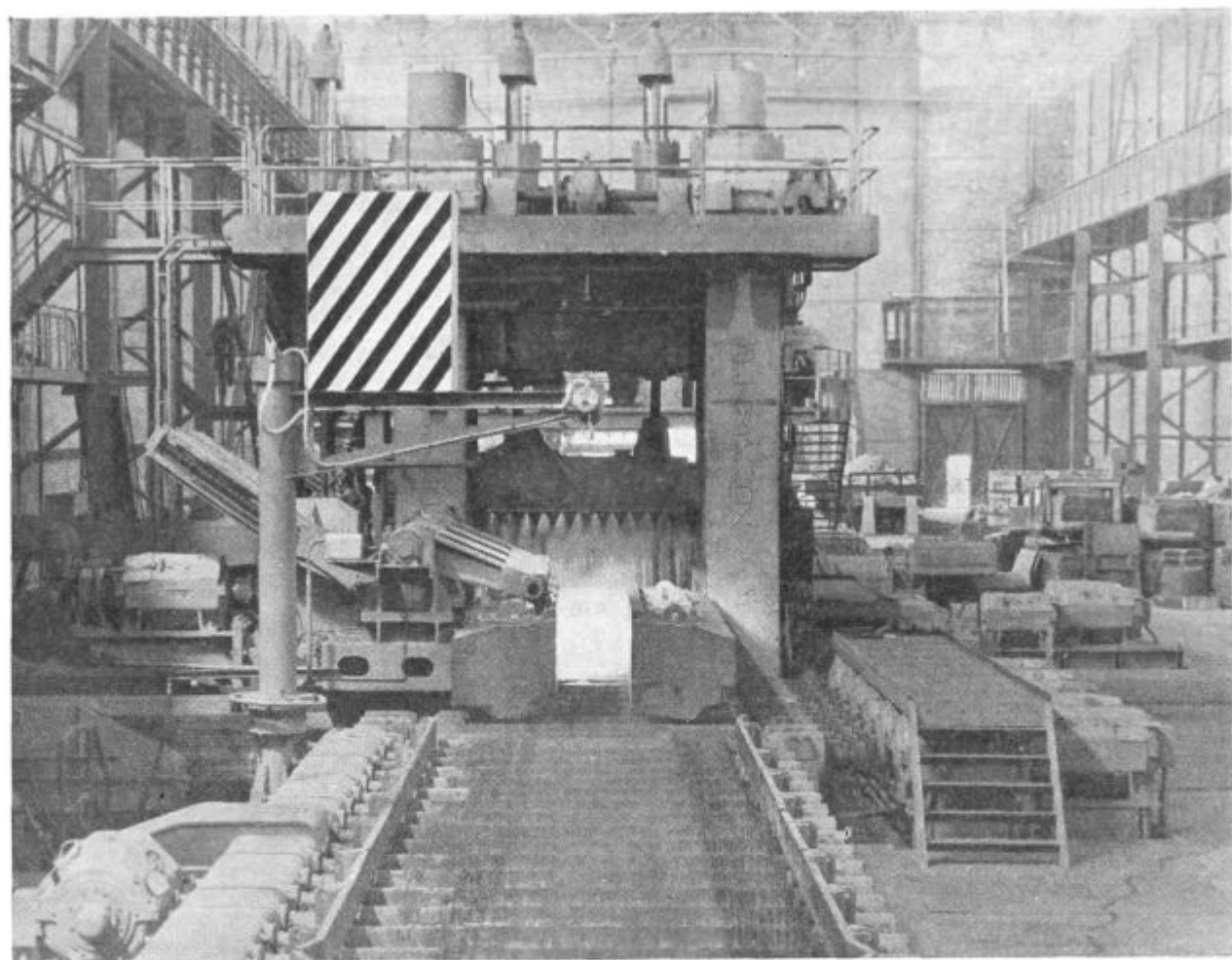
The mathematical model has been elaborated two years ago. The paper is a report submitted to the III Symposium on the use of operational research, Bled, 1970. Since then the model has been improved, however it is more important that the model has been successfully used many times for the analyses of the blast furnace burden. The data on the sensitivity of the system on drifts in the number and quality of raw materials, number of limitations, price of raw materials, etc. were specially useful. All the analyses taking into account a comparatively high number of limitations are principally made in the same way. The time required for the calculations is significantly reduced, the volume of the final data is incomparable higher and the optimum solutions can be obtained.

All calculations were performed on IBM 360 computer with a linear program.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Рассмотрено описание математического модели доменной печи соответствующей что касается расчёта оптимальным условиям шихты. При модели поставлены ограничения на содержание Fe, Mn, Si, P, S, а также верхняя граница на сумму этих элементов. Кроме этого ограничено количество и основность шлага. К второй группе ограничений относится требование употребить после посеивания руды все полученные фракции в целости или же в определённых пропорциях. Третья группа ограничений обхватывает область количественную сторону шихты, берет во внимания затруднения снабжения с сырьем на рынке при чём взята абсолютное количество или определенный удела в шихте. Следующая группа ограничений рассматривает количество и основность агломерата а также количество кокса в агломерате. И, наконец, последнее ограничение обсуждает количество кокса в шихте. Одна из поставленных целей оптимальной шихты это

описание собственной цены чугуна. Можно задать другие цели, напр. уменьшение расхода на минимум кокса. В цене собственной стоимости включены расходы шихты и расход переработки, при этом упомянуто как надо охватить постоянные основные расходы. Статья представляет реферат из симпозиума исследований в Бледи (Bled) 1970 г. От того времени на модели сделано несколько усовершенствований. Более важно упомянуть, что этот модел несколько раз употреблен для анализа шихты доменной печи при чём обнаружено, что систем очень чувствителен на перемены. В статье рассмотрены также изменения в количестве и качестве сырья, изменений цен и пр. Рассмотрено количество ограничений которые следуют одному и том же принципу. Все расчёты выполнены на счётчиках IBM 360 при помощи программ линейного программирования.



Valjanje na blumingu — Foto Makovec

Uporaba PERT metode pri vodenju laboratorijskega dela v Železarni Ravne

Zelo širok proizvodni program metalurške in strojno predelovalne industrije s finalizacijo zahteva določene specifičnosti v organizaciji kontrole in raziskav. Ena od teh specifičnosti je v tem, da v železarni Ravne isti metalurški laboratoriji služijo potrebam redne kontrole in raziskav. Poseben problem pri tem je koordinacija obeh dejavnosti v taki obliki, da je zagotovljena čim hitrejša kontrola redne proizvodnje, da niso zapostavljene raziskovalne naloge in da je obremenitev laboratorijev čimbolj enakomerna.

Za rešitev nakazanega problema je bil uveden poseben organizacijski sistem priprave dela za laboratorije z redno uporabo PERT metode mrežnega planiranja. Večje raziskovalne naloge morajo biti prav tako programirane po PERT metodi.

Rezultati laboratorijskih preiskav se redno prenašajo na IBM luknjane kartice, iz kartoteke teh pa se redno izdelujejo s pomočjo analiz matematične statistike, strokovna poročila o gibanju kvalitete različnih vrst jekel in posameznih izdelkov.

Na osnovi takih poročil nastopajo programi določene skupine raziskovalnih nalog, pri katerih se v širšem obsegu poslužujemo višjih metod matematične statistike (analiza variance, primerjave serij, regresije, planirani modeli itd.) z uporabo računalnikov pri obdelavi podatkov iz redne dokumentacije ali iz posebnih ali dopolnilnih planiranih raziskav.

UVOD

Zelo širok proizvodni program metalurške in strojno predelovalne dejavnosti s finalizacijo v železarni Ravne zahteva določene specifičnosti v organizaciji kontrole in raziskav. Ena od teh specifičnosti je v tem, da isti metalurški laboratoriji služijo potrebam redne kontrole in raziskav. Poseben problem pri tem je koordinacija obeh dejavnosti v taki obliki, da je zagotovljena čim hitrejša kontrola redne proizvodnje, da niso zapostavljene raziskovalne naloge in da je obremenitev laboratorijev čimbolj enakomerna.

Vmes med tema osnovnima dejavnostma so:

— posebne preiskave po naročilu v zvezi s svetovanjem in preizkušanjem uporabnosti jekel ter izdelkov v posebnih okoliščinah,

— preiskave v zvezi z reševanjem reklamacij,

— posebne storitve za druge oddelke v železarni Ravne in za zunanje naročnike,

— izvajanje posebnih postopkov toplotne obdelave,

— storitve na področju mehanske izdelave raziskovalnih naprav.

Delno redna, delno pa izredna dejavnost laboratorijev je tudi obdelava podatkov redne kontrole ali izrednih preiskav z metodami matematične statistike in z uporabo računalnikov. Ta dela so namenjena bogatemu tehnični dokumentaciji o lastnostih jekel in izdelkov, ugotavljanju gibanja nivoja in enakomernosti kakovosti, ugotavljanju realnih kontrolnih kriterijev in možnosti zagotavljanja kakovostnih lastnosti pri posebnih zahtevah naročnikov.

V laboratorijih spoznavamo kakovost jekel in izdelkov, zato je dolžnost laboratorijev poleg sistematičnega urejevanja dokumentacije o lastnostih in kakovosti tudi oblikovanje povratnih informacij, ki so kontroli potrebne za postavljanje objektivnih kontrolnih kriterijev, proizvodnim obratom in oddelkom pa za izboljševanje tehnoloških postopkov, od katerih je kakovost in konkurenčnost izdelkov neposredno odvisna.

Razumljivo je, da se proizvajalec ne more v kontroli kakovosti omejiti samo na to, kar kupec neposredno z naročilom zahteva. Zahteve kupcev so vedno širše in ostrejše — skratka kupci zahtevajo vedno več. Zato mora proizvajalec kontrolirati vedno več, kakor zahteva kupec in spoznavati mora tiste lastnosti svojih izdelkov, za katere bo kupec šele »jutri« morda zahteva garancijo v določenih mejah. Takrat bo moral biti proizvajalec na jasnem z možnostmi garancije, sicer bo zahteve sprejel na slepo in temu skoraj vedno slede težave.

V železarni Ravne smo v zadnjih letih začeli s sistematičnim delom v tej smeri in kontroliramo mnogo več lastnosti svojih jekel, kakor naši kupci zahtevajo. Te dodatne preiskave za bogatje interne dokumentacije lastnosti jekel smo delno vključili v program raziskovalno razvojnega dela, v veliki meri pa neposredno v redno kontrolo.

Obremenitve laboratorijev z ozirom na program proizvodnih obratov zelo nihajo. Poleg koordiniranja laboratorijskega dela za potrebe raziskav in kontrole, ki smo ga že omenili, smo iskali možnosti za ublažitev konic obremenitev ter doseganje enakomernejše zaposlitve laboratorijev tudi s selekcijo del v okviru kontrolnih preiskav.

Redne kontrolne preiskave lahko razdelimo na nujne in nenujne. Nujne so tiste, na katere mora material pred odpremo čakati, ker jih kupec zahteva in moramo rezultate podati v atestih. Razumljivo je, da je treba take nujne preiskave čim hitreje opraviti, medtem ko za tiste preiskave, ki jih opravljamo po lastni želji za interne potrebe dokumentacije, rok ni posebej predpisan in niso nujne. Lahko jih opravimo takrat, kadar ni nujnih kontrolnih ali nujnih raziskovalnih del — takrat, kadar je čutiti pomanjkanje dela v laboratorijih.

S tem je dana možnost za skrajšanje trajanja kontrolnega postopka, ker z javljanjem rezultatov takoj, ko je obvezna — nujna preiskava izvršena, omogočimo hitrejšo odpremo materiala, nenujna dela pa v slučaju preobremenjenosti odložimo, da v času konic z njimi ne obremenjujemo laboratorijev in dosegamo enakomernejšo zaposlitev laboratorijskih kapacitet.

Za rešitev nakazanega problema je bil uveden poseben organizacijski sistem priprave dela za laboratorije z redno uporabo PERT metode mrežnega planiranja. Večje raziskovalne naloge morajo biti prav tako programirane po PERT metodi.

Uporabo teh metod smo prilagodili pripomočkom GEORGA sistema, ki je uveden v vseh obratih in oddelkih železarne Ravne.

Osnove PERT metode so bile opisane v članku Jože Rodič: Metode mrežnega planiranja, *Železarski zbornik 1971.*, leto V., št. 1, str. 57—66 z namenom, da jih bomo v nadaljnjih opisih praktične uporabe te metode lahko uporabljali kot poznane. V tem članku zato posameznih pojmov in uporabljenih oznak posebej ne razlagamo.

Uporaba PERT metode v metalurških laboratorijih železarne Ravne

V operativni pripravi dela laboratorijev (ROP) smo uvedli centralno krmiljenje zasedenosti laboratorijev s kontrolo terminov.

Vsi laboratoriji in enote metalurškega oddelka ter drugi oddelki TKR (tehnične kontrole in raziskav) imajo številčne in barvne oznake. Številčne oznake laboratorijev so troštevne, ker nam tak način omogoča sistematično šifriranje vseh strojev, agregatov in aparatov ali njihovih skupin, lahko pa tako označujemo tudi nekatere pododdelke.

Tabela 1. prikazuje barvno tabelo in oznake laboratorijev, kakršna se uporablja v centralni razdelilnici ROP.

Podobne barvne tabele v posameznih laboratorijih služijo za označevanje vrste dela ali druge dodatne oznake. Dva primera kažeta tabeli 2 in 3.

V skladu s tem sistemom označevanja so oštevilčeni posamezni stroji. Npr.: krožna žaga — 111, tračna žaga — 112, velika stružnica — 141, srednja stružnica — 142, namizna stružnica — 143 in podobno v drugih laboratorijih peči, aparati, merilne naprave in podobno.

Tabela 1: Številčne in barvne oznake laboratorijev

Laboratorij ali oddelek	Oznaka	
	štev.	barva
Izdelava prob	100	zelena
Makro-jedkanje	200	bela
Laborat. kalilnica	300	svetlozelena
Mehanski laborat.	400	rumena
Metalografija	500	roza
Defektoskopija	600	siva
Laborat. za peske	700	modra
Fotolaboratorij	800	rjava
Raziskovalni odd.	900	črna
IZVRSITEV DELA	000	rdeča
Kemijski laborat.		vijoličasta
Risalnica in OKK		srebrna
Vodstvo — INDOK — ROP		zlata

Tabela 2: Številčno in barvno označevanje del v delavnici za izdelavo prob (100)

Delo	Oznaka	
	štev.	barva
Žaganje	110	zelena
Ločenje	120	bela
Skoblanje	130	svetlozelena
Struženje	140	rumena
Rezkanje	150	roza
Brušenje	160	siva
Vrtanje	170	modra
	180	rjava
Ostalo	190	črna
IZVRSITEV DELA	000	rdeča
Signiranje po posebnih navodilih		vijoličasta
Predbrušenje odbrusov in vlaganje v sponke		srebrna
Vodstvo		zlata

Tabela 3: Stevilčno in barvno označevanje v laboratorijski kalilnici (300)

Delo	Oznaka	
	štev.	barva
Zarjenje	310	zelena
Normalizacija	320	bela
Cementacija	330	svetlozelena
Cementacija-Mc. Quaid Ehn	330	svetlozelena s črto
Trdota — meritve	340	rumena
Kaljenje	350	roza
Kaljenje v solni kopeli	350	roza s črto
Kalilna vrsta, lom, modri lom	360	siva
Jominy poizkus	370	modra
Gašenje	380	rjava
Popuščanje	390	črna
IZVRSITEV DELA	000	rdeča
Signiranje po poseb. navodilih		vijoličasta
Predbrušenje obrusov in vlaganje v sponko		srebrna
Ostalo		srebrna s črto
Vodstvo		zlata
Dodatne oznake — desno:		
Tekoča kontrola		zlata
Valjarna		srebrna
Kovačnica		vijoličasta

Podobne tabele za označevanje del in dodatne oznake se uporabljajo tudi v vseh drugih laboratorijih oziroma enotah metalurškega oddelka.

Temu sistemu je prilagojen tudi šifrant za označevanje predpisov za izvajanje posameznih preiskav v laboratorijih in celoten sistem dokumentacije.

Za vsak kontrolni postopek je z ozirom na vrsto jekla, medfazno ali končno kontrolo in z ozirom na zahteve kakovosti izdelan PERT mrežni sistem z vsemi potrebnimi dodatnimi analizami in podatki, ki služi za centralno krmiljenje, določanje terminov in ločenje nujnih del od nenujnih.

PERT mreže

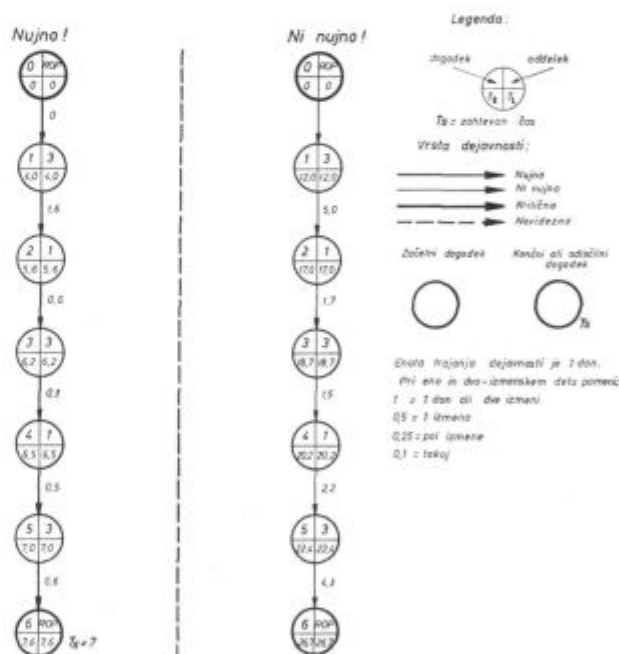
Za PERT mreže s celotnim opisom poteka kontrolnega postopka — oziroma preiskave se je v naših laboratorijih udomačilo ime hodogram.

Slika 1 kaže najpreprostejšo obliko PERT mreže ali hodograma za kontrolni postopek VG 27, kar pomeni oznako za kontrolni postopek medfazne kontrole valjarne (V) za probe iz gredic (G) po postopku te skupine z zaporedno številko 27.

Pri tem postopku si dejavnosti sledijo po vrsti druga za drugo. Trajanja posameznih dejavnosti so izračunana po postopku, ki je opisan pri osnovah PERT metode. Ločeno so podani časi za primer, če je izvedba preiskave po tem postopku nujna — obvezna ali ne.

Če je preiskava nujna, pričakujemo, da bo končana v ca. 7 dneh, če pa ni nujna, računamo s trajanjem ca. 27 dni, ker bomo v slučaju zasedenosti laboratorijev to nenujno preiskavo namenoma zadrževali.

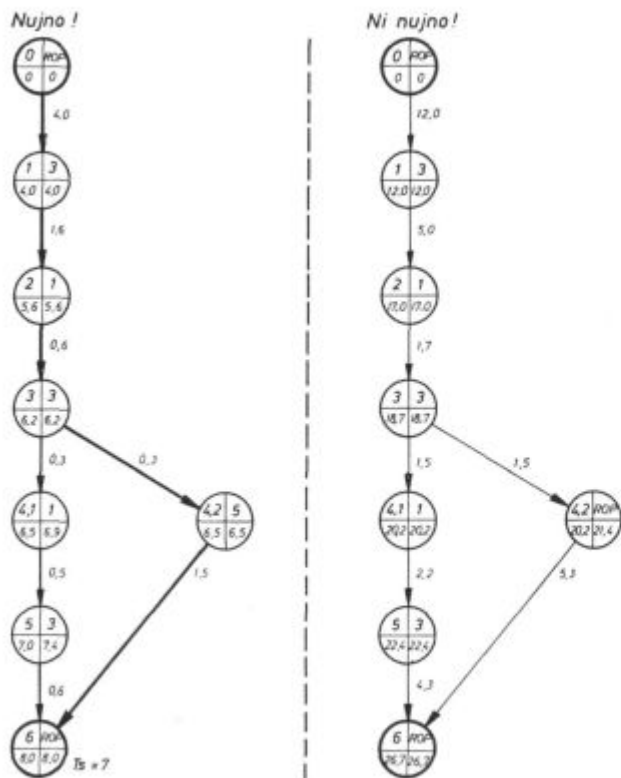
V desni zgornji četrtinki vsakega dogodka je z barvo ali s številko označen laboratorij (samo s prvo tj. glavno številko troštevilkne oznake), ki izvaja sledečo dejavnost. Ta dejavnost je s posebno dokumentacijo podrobno opisana.



Slika 1

Primer najpreprostejše oblike PERT mreže ali hodograma za kontrolni postopek z interno oznako VG 27

Slika 2 kaže postopek VG 26, ki je v bistvu varianta prejšnjega postopka in ima že dve vzporedni poti, od katerih je pot 0-1-2-3-4-2-6 kritična. Če postopek ni nujen, tudi vloga kritične poti ne pride do izraza, zato v desni varianti kritična pot ni označena.



Slika 2

Primer hodograma z interno oznako VG 26. (Legenda oznak je podana pri sliki 1)

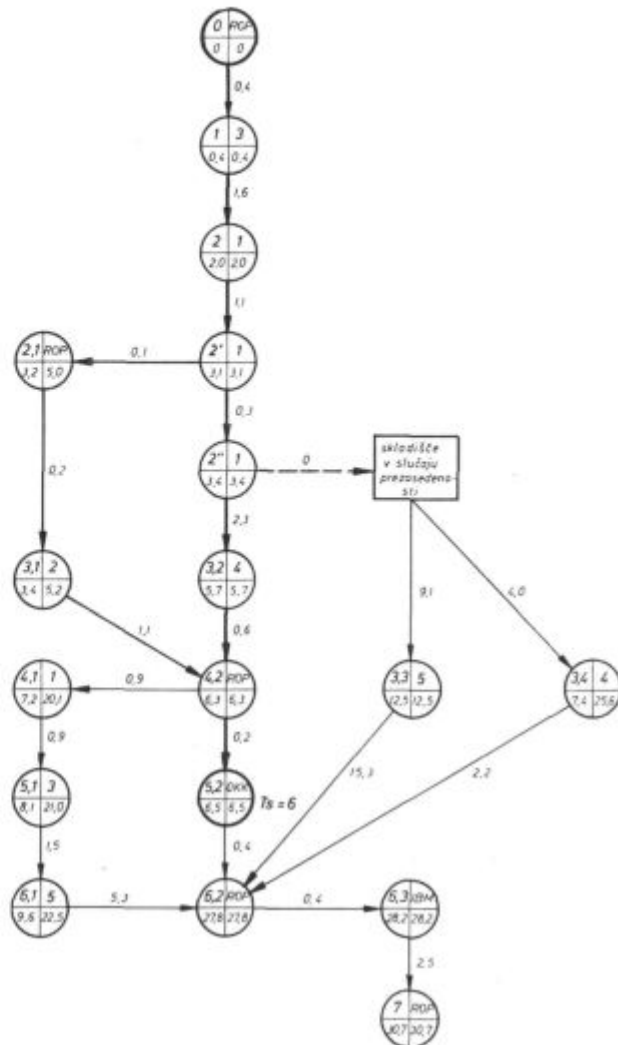
Slika 3 kaže PERT mrežo za postopek VG 15, pri katerem pa že pride bolj do izraza planiranje poteka po PERT metodi, ker ima postopek več vzporednih poti, od katerih je ena kritična.

Slika 4 kaže zanimivo PEP mrežo hodograma VG 31, pri katerem je črtkano obrobljeni del skoraj v celoti hodogram VG 27, prikazan na sliki 1. Ta je v tem primeru sestavni del nenujne preiskave v okviru hodograma VG 31.

Pri vseh hodogramih je posebej označen obvezni oz. nujni del celotne preiskave. Pri nekaterih mrežah je nujna preiskava od začetnega do končnega dogodka, pri drugih pa je lahko nujna le preiskava do nekega dogodka v sredini mreže. Na slikah 3 in 4 je tak dogodek označen s T_s , ki pomeni predpisan ali dogovorjen termin. Na ta dogodek je usmerjen celoten proračun vseh časov v celotni mreži in seveda tudi določitev kritične poti. Vse druge preiskave, ki ne vodijo do tega odločilnega dogodka, niso nujne. Seveda iz dokumentacije oziroma evidence časov posameznih dejavnosti v preteklem obdobju enega ali dveh let jemljemo različne ocene časov, če je preiskava nujna ali ne.

Terminski plan za vodenje in kontrolo poteka preiskave

Za vodenje in terminsko kontrolo poteka del je zelo priporočljivo izdelati terminski plan v



Slika 3

Mrežni plan za kontrolni postopek z interno oznako VG 15. (Legenda oznak je podana pri sliki 1)

grafični obliki. Tak primer terminskega plana prikazuje slika 5 za PERT mrežni plan na sliki 3.

Tak terminski plan daje dnevno ali periodično jasen pregled, katere dejavnosti že lahko izvajamo in katere moramo izvajati v tem času, če hočemo zagotoviti predviden končni termin. Jasno so podane zračnosti, s katerimi razpolagamo in tako lahko razporejamo ter najbolj smotrno izkoristimo razpoložljive kapacitete.

Ves čas med potekom naloge imamo pregled, ki nas pravočasno opozarja na nevarnosti za realizacijo končnega termina zaradi nekaterih zamud, ki pa jih lahko še nadoknadimo, če jih pravočasno odkrijemo.

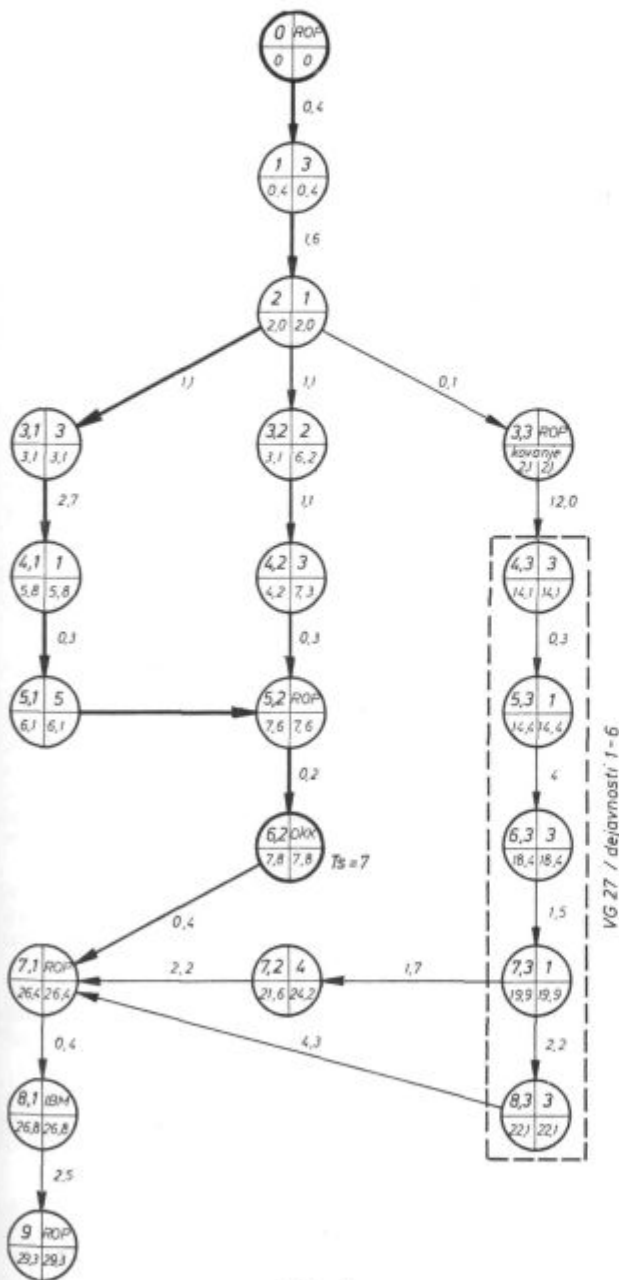
Spremna dokumentacija

Vse preiskave v laboratorijih za kontrolo kvalitete, za raziskovalne naloge ali kakršne koli druge potrebe se sprejemajo v centralni razdelilnici

(ROP). Tu se izda za vsako delo potrebna spremna dokumentacija, prilagojena posebnemu organizacijskemu sistemu GEORGA.

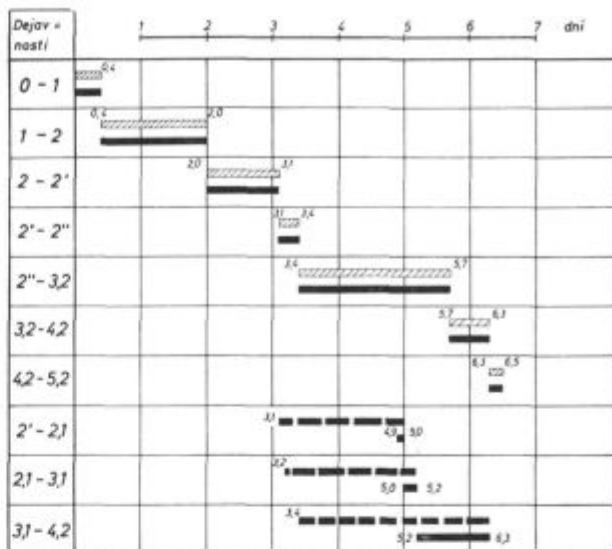
Spremno dokumentacijo sestavljajo naslednji dokumenti:

- terminski list, ki služi za vodenje del in kontrolo terminov v kartoteki centralne razdelilnice,
- razdelilni list, ki je kopija terminskega lista in služi za naročanje del v posameznih laboratorijih s predpisanimi termini najkasnejšega začetka izvajanja del,
- spremnica, ki potuje z materialom in je prav tako kopija terminskega lista,
- plačilni list služi za obračun na osnovi cenikov del.



Slika 4

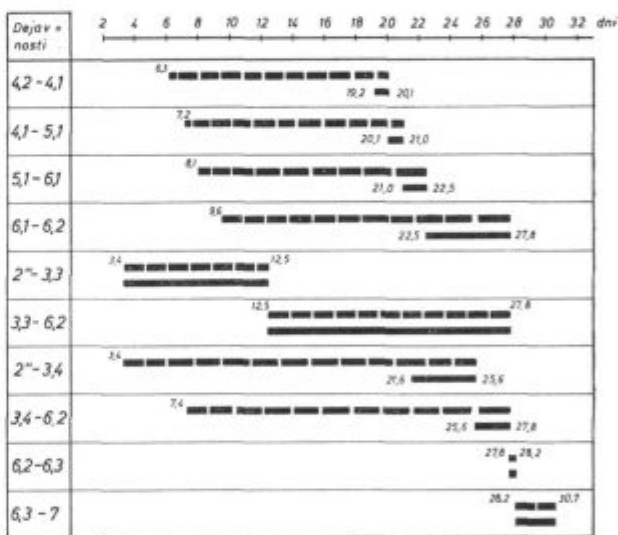
Mrežni plan za kontrolni postopek z interno oznako VG 31. (Legenda oznak je podana pri sliki 1)



Legenda:
 - - - - - mogoče
 ————— nujno
 kritično

Slika 5

Terminski plan za nujni del hodograma VG 15, prikazanega z mrežnim planom na sliki 3



Legenda:
 - - - - - mogoče
 ————— nujno

Slika 6

Terminski plan za nenujni del hodograma VG 15, prikazanega z mrežnim planom na sliki 3

Na vseh dokumentih so vsi potrebni podatki za identifikacijo, postopek dela pa je predpisan z naslednjimi podatki:

- oznaka PERT dejavnosti,
- številka operacije,
- kratek naziv dela,
- šifra predpisa, po katerem se delo izvaja,
- stroškovno mesto (stroj, aparat, agregat, peč, oddelek in podobno).

S tako dokumentacijo je zagotovljena evidenca pogojev, pod katerimi se preiskave izvajajo, zago-

tavljanje standardiziranih pogojev ali pa po potrebi uvedba potrebnih sprememb.

Vse to je namreč osnovni pogoj za redno uporabo metod matematične statistike.

Mehanografska obdelava podatkov in uporaba metod matematične statistike

Definirani in tipizirani postopki izvajanja laboratorijskih preiskav za najrazličnejše potrebe nam omogočajo postopno uvajanje redne mehanografske obdelave podatkov in statistične analize v smislu povratnih informacij v sistemu integralne kontrole kvalitete, kateremu se želimo postopoma čimbolj približati.

Osnovno načelo v naših laboratorijih je:

Vse kar se izplača preizkusiti, je treba obvezno na primeren način dokumentirati.

Rezultati preiskav se v laboratorijih kartotečno urejajo za potrebe tekoče uporabe podatkov.

Za važnejše karakteristike se redno vodijo statistične kontrolne karte.

Iz kartotek se v zadnjem času podatki prenašajo na luknjane IBM kartice. (Ta sistem še ni dokončno urejen!) S posebnim sistemom identifikacije povezujemo podatke kontrole v posameznih obratih s podatki laboratorijskih preiskav v laboratorijski kalilnici, mehanskem, fizikalnem in metalografskem laboratoriju.

Na sistemu IBM 360/30 imamo že izdelanih nekaj posebnih programov, po katerih z različnimi načini sortiranja izdelujemo redna periodična poročila s sistematičnimi pregledi gibanja nivoja in enakomernosti kvalitete podane z določenimi pre-

iskovanimi karakteristikami. V sistemu teh poročil so največkrat že v rednem programu vključene analize statistične porazdelitve s testiranjem pripadnosti določenemu modelu porazdelitve:

Taka poročila nam služijo:

— za povratne informacije proizvodnim obratom, ki na tej osnovi lahko ukrepajo za izboljšanje pogojev tehnološkega postopka;

— za spoznavanje objektivnih kriterijev v kontroli kvalitete in možnosti garancij kvalitete in kalkuliranje rizika pri postavljenih zahtevah;

— za sistematično sortiranje kvalitetne problematike po teži in aktualnosti;

— za planiranje sistematičnih raziskav na področju tehnološke in kvalitetne problematike.

Na osnovi takih poročil redne mehanografske obdelave programiramo določeno skupino raziskovalnih nalog, pri katerih se v širšem obsegu poslužujemo standardnih in posebnih metod matematične statistike. Na računalnikih IBM 1130 in IBM 360/30 imamo za naše potrebe osvojenih 11 standardnih programov s področja

— analize porazdelitev,

— primerjave vezanih in nevezanih serij,

— analiz variance različnih tipov,

— analiz regresije,

— analiz vezanih na posebne modele.

Z devetletnim delom na razvoju metod matematične statistike in operacijskih raziskav pri kontroli kvalitete in pri raziskovalnih nalogah smo si nabrali precej izkušenj, razvili potrebno dokumentacijo in programe ter vzgojili tolikšno število kadrov, da nam je vnaprej omogočen hitrejši napredek. Čaka nas pa še ogromno dela.

ZUSAMMENFASSUNG

Das sehr ausgeweitete Produktionsprogramm der metallurgischen und mechanischen Verarbeitungsindustrie mit Finalisierung beansprucht bestimmte Besonderheiten in der Organisation der Kontrolle und Forschungen. Eine dieser Besonderheiten liegt darin, dass nun in der Zelezarna Ravne die ein und dieselben Labors sowohl für die regelmässige Kontrolle als auch Forschungen dienen. Ein besonderes Problem dabei ist die Koordinierung beider Tätigkeiten in einer solchen Form, dass eine möglichst schnellere Kontrolle der regelmässigen Produktion gewährleistet wird, damit die Forschungsarbeiten nicht vernachlässigt werden und dass die Laborbelastung möglichst gleichmässiger verläuft.

Zur Lösung des angedeuteten Problems wurde ein besonderes Organisationssystem in den Labor-Arbeitsvorbereitungen eingeführt, mit einer ständigen Anwendung der PERT-Methode der Netz-Planung. Grössere Forschungsauf-

gaben müssen ebenso gemäss der PERT-Methode programmiert sein.

Die Ergebnisse der Laboruntersuchungen können auch auf das IBM-Lochkarten-System übertragen werden, aus den Karteien derselben werden dann regelmässig mit Hilfe von Analysen, mathematischer Statistik, Fachberichte über das Bewegen von Qualitäten verschiedenartiger Stahlsorten und einzelner Erzeugnisse angefertigt.

Auf Grund solcher Berichte entstehen Programme bestimmter Forschungsaufgaben-Gruppen, bei welchem im weiteren Ausmass höhere Methoden der mathematischen Statistik angewandt werden (Varianz Analyse, Serienvergleich, Regressions-Analyse, Modelplanung usw.) mit Anwendung von Computers bei Datenbearbeitung aus der regelmässigen Dokumentation oder aus besonderen oder zusätzlichen geplanten Forschungen.

SUMMARY

A wide production program of metallurgical and metal finishing industries reflects in special requirements in the organization of routine testing and research work. In Ravne Steelworks the metallurgical laboratories work both on routine testing and research. A special problem is the coordination of both the activities in order to secure the uniform distribution of work between laboratorie and the

quickest routine analyses without deferring of the research work.

The standard PERT method of net planning is applied to solve the problem. Complex research works have also to be programmed by the PERT method.

The results of laboratory investigations are regularly stored on perforated IBM cards wherefrom they are

utilized for the statistical analyses required to elaborate regular reports on the quality trend of different steels and particulate products.

Based on this reports programs have been made of a definite group of research works utilizing higher me-

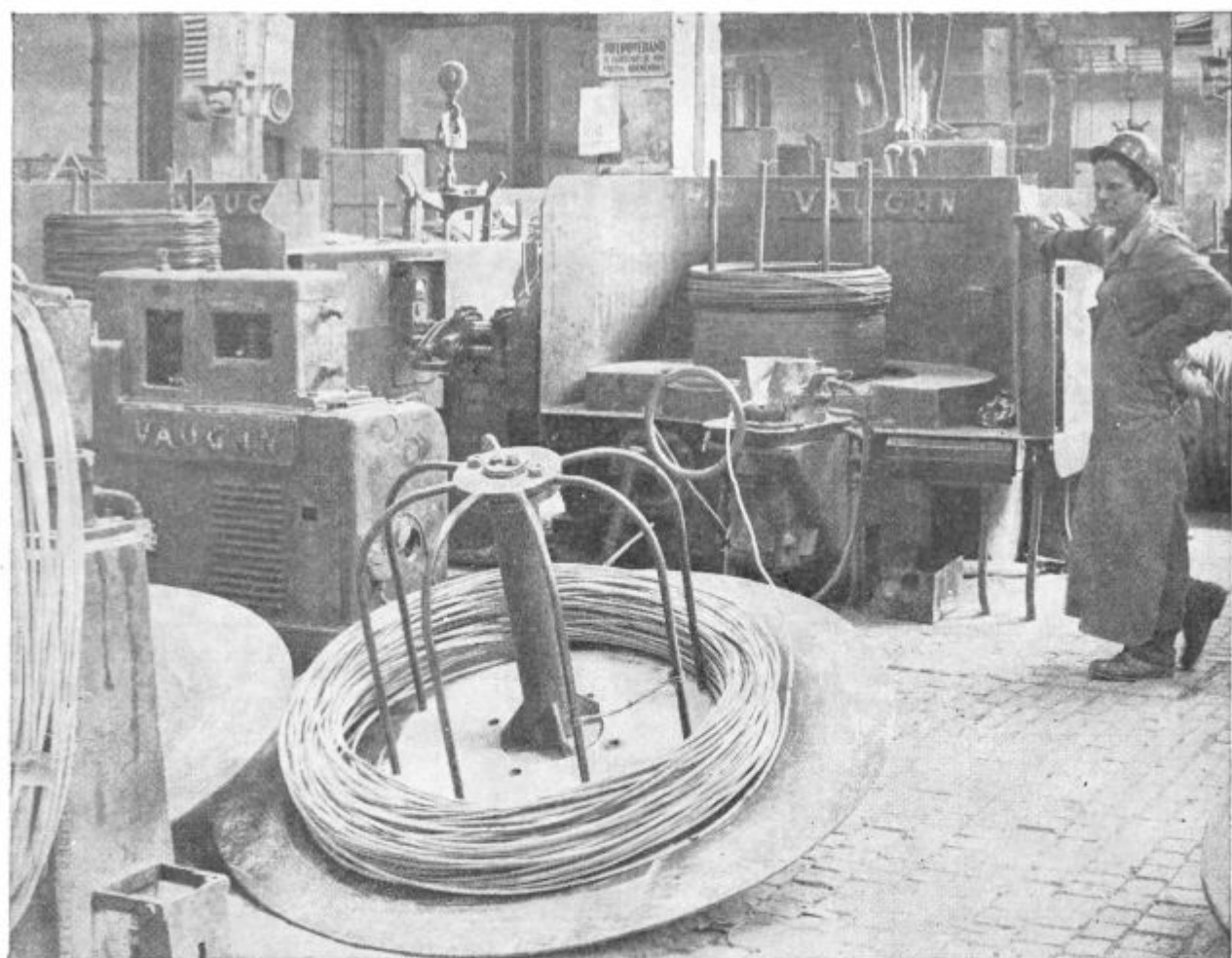
thods of mathematical statistics (analyses of variance, comparison of series, regression, planned models, etc.) by the use of computers for analysis of the data supplied by documentation service and particular or supplementary research works.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Весьма широкая программа производства металлургической и машино-обрабатывающей промышленности с финальным изданием требует определенные организационные меры при организации контроля и исследования. Одна из особенностей в металлургическом заводе Равне состоит в том, что металлургический лабораторий служит одновременно т. е. параллельно работам контроля и исследования. Определенную проблему представляет координация обеих работ в такой форме которая дает возможность быстрого контроля дневного производства но не в ущерб необходимых работ исследования причём один из важных моментов это равномерное распределение работ в лаборатории.

Для исполнения отмечаного проблема выработан особый организационный план лабораторных работ при постоянном употреб-

лении метода Перт сеткового планирования. Также крупные задачи из области исследования надо программировать с применением метода Перт. Результаты лабораторных исследований вносятся регулярно на перфокарточки ИБМ (IBM) из картотеки которых готовятся математические статического характера научные рефераты о движении качества различных сортов стали и остальных изделий. На основании таких рефератов получаются программы определенных групп исследований при которых в более широком масштабе применяются выше методы математической статистики (анализ дисперсии, сравнение серий, регрессий, планировка изготовления данные постоянного производства, или же отдельных т. е. специальных а также и дополнительных исследований.



V žičárni — Foto Makovec

Odgovorni urednik: Jože Arh, dipl. inž. — Clani: Jože Rodič, dipl. inž., Janez Barborič, dipl. inž., Aleksander Kveder, dipl. inž., Edo Žagar, tehnični urednik.
Tisk: CP »Gorenjski tisk«, Kranj