FI 9708252-63 NEI-FI--356

MASTER

SULA 2

RECEIVED
DEC 23 1997
OSTI

Perusmetallien energiataloudellinen valmistus

Vuosikirja 1996

DISTRIBUTION OF THIS DOCUMENT IS UNLIMITED
FOREIGN SALES PROHIBITED
NT

toim. Håkan Hakulin

Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien Yhdistys

PERUSMETALLIEN ENERGIATALOUDELLINEN VALMISTUS

SULA 2

VUOSIKIRJA 1996

PROJEKTIRAPORTIT

Toim. Håkan Hakulin

Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien yhdistys

Helsinki 1997

ENERGIATEKNOLOGIAN
TUTKIMUSOHJELMAT 1993 - 1998

SULA 2
PERUSMETALLIEN
ENERGIATALOUDELLINEN VALMISTUS

Koordinointi:
Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien yhdistys
Eteläranta 10, 00130 HELSINKI
puh. (09) 1923 318, telefax (09) 624 462
Tutkimusohjelman johtaja DI Håkan Hakulin

Painopaikka:
Yleisjäljennös Oy,
Helsinki 1997

ISSN 1237-8941
ISBN 951-817-663-9

DISCLAIMER

Portions of this document may be illegible electronic image products. Images are produced from the best available original document.

ESIPUHE

SULA 2-ohjelma kuuluu Kauppa- ja teollisuusministeriön vuonna 1993 käynnistämiin energiateknologisiin tutkimusohjelmiin. Ohjelma siirtyi vuoden 1995 alusta TEKESin energiateknologian tutkimusohjelmiin. Ohjelman tärkeimmät tavoitteet ovat perusmetalliteollisuuden tuotantoprosessien

- Ominaisenergiankulutuksen vähentäminen
- Ympäristöhaittojen vähentäminen
- Teknologian viennin edistäminen

Ohjelman perustelut ja tavoitteet on yksityiskohtaisemmin selostettu tutkimusohjelman runkosuunnitelmassa.

Ohjelmaan osallistuvat Perusmetallin yritykset; Fundia Wire, Imatra Steel, Outokumpu ja Rautaruukki sekä korkeakoulut, joiden laboratorioissa voidaan tutkia metallien valmistusprosesseja ja niiden säätöä. Tällä hetkellä ovat mukana Teknillinen korkeakoulu, Oulun yliopisto, Åbo Akademi ja Tampereen teknillinen korkeakoulu. Myöskin varsinaisen Perusmetallin ulkopuoliset yritykset voivat osallistua sikäli kuin heillä on sellaista tuotantotoimintaa, jota jossain projektissa tutkitaan tai jos ne valmistavat prosesseihin laitteita.

Ohjelmaan on raportoinut vuosina 1995-1996 32 projektia, joista 14 on soveltavan teknisen tutkimuksen hankkeita. Ohjelman kokonaisrahoitus vuosille 1995-1996 on 52,5 milj. markkaa.

Erään tärkeän ohjelman tiedotus ja keskustelufoorumin muodostavat ohjelman vuosiseminaarit, joita järjestetään tämän ohjelman yhteydessä kolme kertaa, 1994, 1996 ja syksyllä 1998. SULA 2-ohjelma julkaisee vuosikirjan vuosiseminaarin yhteydessä. Vuosikirja sisältää ohjelman projektiraportit, sekä tiivistelmät vuosiseminaarin esitelmistä.

Håkan Hakulin
Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien Yhdistys

SISÄLLYSLUETTELO

Esipuhe 3
Millä eväillä tulevaisuuteen? 9

Mikko Ylhäisi, TEKES

Perusmetalliteollisuus - korkean teknologian 13
soveltaja ja kehittäjä
Peter Sandvik, Rautaruukki Oy Raahe Steel
SULA 2 -ohjelman johtoryhmän puheenjohtaja

Elinkaarianalyysi ja ekokilpailukyky 15
Mikko Arponen,
Rautaruukki Oy, Raahe Steel

Elinkaarianalyysi - haitta vai hyöty? 25
Stig-Göran Karlman,
Outokumpu Zinc Oy

Energiataloudellisen kehitystoiminnan merkitys 29
tuotannon kannalta
Kari Norberg ja Kari Helelä,
Rautaruukki Oy, Raahe Steel

Asiantuntijaryhmien puheenjohtajien
puheenvuorot:

Raudan ja teräksen valmistuksen perusprosessit 37
Kyösti Heinänen,
Rautaruukki Oy Raahe Steel

Ferrokromin ja jaloteräksen valmistus 41
Lauri Holappa,
Teknillinen korkeakoulu, Metallurgian laboratorio

Energiataloudellinen T&K-toiminta ei-rautametallien 53
valmistuksessa
Pekka Taskinen,
Outokumpu Research Oy

Teräksen valssaus ja lämpökäsittely 79
Pekka Mäntylä,
Rautaruukki Oy Raahe Steel

PROJEKTIRAPORTIT

001 Koordinaatioprojekti 85

RAUDAN JA TERÄKSEN VALMISTUKSEN PERUSPROSESSIT

102 Beskickningskontroll med artificicll intelligens 99

103 Kaasufaasin reaktiot masuunissa 109

104 Kuonat teräksen valmistuksessa 149

106 Romun korvaamismahdollisuudet vaihtoehtoisilla raaka-aineilla Suomen terästeollisuudessa 165

115 Ilmiöt masuunin kuilussa 173

116 Acid slag injection 187

117 Muovijätteen soveltuvuus masuunin polttoaineeksi ... 197

118 Masuunin seinälämpötilojen tulkinta 211

119 Korttidsprediktoring av masugnsvariabler 225

Tuotekehitys (Y) ja selvityshankkeet (S)

S 105 Suurten öljymäärien injektointi masuuniin 235

S 105 A Masuunin racewayn turbulentin palamisen mallintaminen 237

S 105 B Masuunin öljyinjektio 255

Y 107 Nauhavalumenetelmän kehitystyö 263

Y 109 Malmipohjaisen raudan- ja teräksenvalmistuksen energiankäytön tehostaminen sekä pölymäärän vähentäminen ja hyödyntäminen 275

Y 109 A1 Atmosfäärin vaikutus pelkistyvyyteen 277

Y 109 A2 Effect of hydrogen on reduction of burden materials 305

Y 109 B Pölyn hyödyntäminen 309

Y 109 C Innovatiivinen konvertteriprosessin ohjausmalli..... 333

Y 110 Koksaamon energiatalous; koksipatterin..... 355
lämpötilahallinta

S 112 Modernin prosessitekniikan sovellus suomalaisessa.. 361
terässulatossa

S 114 Masuunin panostusmallit..... 373

Y 120 Konvertterin suorakaato..... 381

Y 121 Masuuniprosessin neuroverkkosovellutus..... 393

Y 122 Valokaariuuniprosessin energiankäytön optimointi... 399

Y 123 Koverharin sääntöpohjainen ohjausjärjestelmä, SPO 403

FERROKROMIN JA JALOTERÄKSEN VALMISTUS

201 Kromikuonien kemia..... 441

205 Kromiprosessien kemia..... 442

Tuotekehitys (Y) ja selvityshankkeet (S)

Y 202 Sulapanoksen sähkövastuksen maksimointi..... 469
uppokaarisulatuksessa

Y 203 Sulan FeCr:n energiasisällön hyödyntäminen..... 475
teräksen valmistuksessa

Y 206 FeCrNi-seosten valmistus ja prosessipölyjen..... 479
hyödyntäminen uppokaariuuniprosessilla

KUPARIN JA NIKKELIN VALMISTUS OUTOKUMMUN
LIEKKISULATUSTEKNOLOGIAA KÄYTTÄEN

301 Optimization of Suspension Smelting Technology... 485
by Computer Simulation

302 Liekkisulatusprosessin kaasu-kiintoaine..... 517
-reaktioiden simulointi

303 Sulfidipartikkelien reaktiomekanismit..... 573
suspensiosulatuksessa

Tuotekehityshanke

Y 304 Rotary Steam Dryer 589

SINKIN VALMISTUS

Tuotekehitys ja demonstraatiohanke

YS 401 Sinkin pyrometallurginen valmistus 597

TERÄKSEN VALSSAUS JA LÄMPÖKÄSITTELY

Tuotekehityshanke

Y 502 Kuumamuokkauksen energiasäästöt romun 607
määrää ja hilseilyä vähentämällä

Y 504 Teräsaihioiden nopeutettu kuumennus 625

Y 505 Aihioiden kuumennuksen energiatalouden 629
parantaminen virtausmallin avulla

MILLÄ EVÄILLÄ TULEVAISUUTEEN?

Mikko Ylhäisi
Teknologian kehittämiskeskus Tekes

Katseet kääntyvät tutkimukseen

Viime aikoina on varsin runsaasti keskusteltu niistä aineksista, millä Suomi voi pärjätä ja millä pohjoismainen hyvinvointiyhteiskunta voidaan säilyttää. Eri vaihtoehtoja seulottaessa ja pienen epäröinnin jälkeen ollaan varsin yksimielisiä siitä, että kilpailijoita parempi osaaminen on tässä keskeinen elementti. Korkeatasoisen osaamisen edellytyksenä on riittävän ja oikeinsuunnatun koulutuksen ja tutkimustoiminnan järjestäminen.

Valtion ja julkisen vallan puolella tutkimus, tuotekehitys ja niitä seuraavat liiketoimintamahdollisuudet on otettu selkeästi kehittämisen painopisteeksi. Lamavuosien valtion säästötoimet toivat - nyt näin jälkikäteen voi todeta - vain lieviä tilapäisiä notkahduksia julkisiin tutkimusresursseihin. Usko osaamisen merkitykseen kuitenkin vahvistui varsin nopeasti ja viime vuoden syksyllä tehdyt päätökset osoittavat valtiovallan komittoitumista pitkäjänteisen tutkimus- ja teknologiapolitiikan harjoittamiseen.

Se, että tämän vuoden budjetissa Tekesin mahdollisuudet tukea tutkimusta ja teknologian kehittämistä on päätetty palauttaa vuoden 1995 budjetin leikkauksien jälkeen osapuilleen 90-luvun alun kehitysuralle, on vain osa positiivista suunnanmuutosta kohti osaavaa ja kilpailukykystä Suomea. Valtioneuvoston talouspoliittisen ministerivaliokunnan syyskesällä 1996 tekemät linjaukset nostaa T&K-resurssien osuus 2,5 %:sta 2,9 %:iin BKT:sta vuoteen 1999 mennessä ei herättänyt ollenkaan asian ansaitsemaa huomiota. Tämähän merkitsee Suomen koko tutkimus- ja tuotekehityspa-

nostuksen nostamista 13 - 14 miljardin markan tasosta 16 - 17 miljardiin markkaan vuonna 1999. Jotta tällainen kasvu olisi mahdollista ja realistista, täytyy usean asian loksahtaa kohdalleen.

Tätä marraskuussa 1996 kirjoittaessani näyttää tehtyjen päätösten valossa vahvasti siltä, että valtio avaa vakavissaan pään T&K-rahoituksen lisäämiseksi. Kunakin seuraavana kolmena vuotena budjettivaroin hoidettua T&K-panostusta lisätään 500 miljoonalla markalla vuodessa, joka tarkoittaa vuonna 1999 kumulatiivisesti 1,5 mrd:n mk:n julkisen panostuksen kasvua. Valtiontalouden tiukasta ja säästäväisestä linja ei olla kuitenkaan poikkeamassa, vaan lisämarkat tutkimukseen aiotaan löytää valtionyhtiöiden edelleen jatkuvasta yksityistämisprosessista. Mitallin toisella puolella tämä edellyttää myös teollisuuden voimakasta lisäpanostusta, koska valtio/elinkeinoelämän 40/60 -vastuuta tutkimussatsauksesta ei haluta muuttaa.

Mitä SULA-ohjelmien jälkeen?

Kädessäsi on todennäköisesti viimeinen SULA 2 -ohjelman vuosikirja ennen 1998 julkaistavaa loppuraporttia. Olemme siis lähes kymmenen vuotta jatkuneiden energiateknologiaohjelmien loppusuoralla. Vuonna 1997 käynnistetään viimeiset uudet projektit myös SULA 2 -ohjelmassa ja vuoden 1998 ensimmäinen puolivuosi varataan näiden projektien päättämiseen ja syksyllä viedään läpi ohjelman arvointiprosessi ja kirjoitetaan loppuraportit.

Olen vuosien varrella ymmärtänyt SULA-ohjelmia pidetyn onnistuneina ja alan yhteistyölle, koulutukselle ja tutkimukselle hyödyllisinä hankkeina. 80-luvulla aloitettujen teknologiaohjelmien toimintamalli on täyttänyt tehtävänsä ja muutoksella sinänsä on itseisarvoa pitkän yhtäjaksoisen ohjelmaputken jälkeen. Vähintäänkin toimintatapojen muutoksen huolellinen pohtiminen on paikallaan.

Lähtökohtana on pidettävä, että muutosta ei saa käsittää uhkana vaan ennenkaikkea mahdollisuutena - usein toistettu klisee, sanovat jotkut. Siihen kuitenkin sisältyy

suuri kysymys. Millä tutkimusstrategialla ja toimintamallilla suomalainen perusmetalliteollisuus ei vain säilytä vaan parantaa teknologiakilpailukykynsä?

Olen useasti viime aikoina myös todennut, että Tekesin toimesta ei käynnistetä "SULA 3" -ohjelmaa. Tämä ei tarkoita perusmetalliteollisuuden julkisen rahoituksen alasajoa - vaan pikemminkin päinvastoin. Se ei myöskään tarkoita energia- ja ympäristökysymysten alenevaa prioriteettia. Vähiten se tarkoittaa SULA-ohjelmissa rakennettujen hyvien toimintamallien ja -tapojen itseisarvoista purkamista. Kahden pitkän ohjelmakauden jälkeen on mielestäni paikallaan pysähtyä miettimään tulevaisuuden tarpeita aivan puhtaalta pöydältä, jolloin ajatukset sinänsä onnistuneeseen ja tuloksia tuottaneeseen SULA-historiaan on syytä katkaista.

Edellä on tullut selväksi, että julkisia tutkimusvaroja on käytettävissä tulevina vuosina merkittävästi enemmän kuin aikaisemmin. Niiden järkevää ja tarkoituksenmukaista sijoittamista ei voi pitää helppona tehtävänä. Miten kaivetaan esiin ne uudet henkiset resurssit, jotka parhaiten palvelevat suomalaista teollisuutta? Se ei ainakaan tapahdu vanhoja "instituutioita" säilömällä.

Nämä kysymykset koskettavat koko Suomen teollisuutta ja huoli on yhteinen. Valtion tiede- ja teknologianeuvoston ja eri ministeriöiden toimesta on aloitettu valmistelutyö tulevaisuuden tutkimustoiminnan ja - hankkeiden suunnittelemiseksi. Tästä valmistelutyöstä on vielä tässä vaiheessa varsin vähän tietoja. Eräänä suuntana näyttää kuitenkin olevan tutkimuksen kilpailukyvyn rakentaminen vahvasti poikkisektoraaliselle klusteripohjalle. Eri toimialojen usein vahvastakin sisäänpäinkääntyneisyydestä ja kuppikuntaisuudesta ei uskota löytyvän tulevaisuudessa tarvittavia voimavaroja. Pienen maan resursseista on usein vaikeaa saada riittävää kriittistä massaa kaikille tärkeille tutkimusalueille. Yhteistyön ja verkottumisen on uskottu olevan eräs avain, jolla myös pienikin maa voi menestyä.

Miten tutkimuksen tulevaisuus kirjoitetaan suomalaisessa perusmetalliteollisuudessa? En ole tähän varmastikaan parhaimpia neuvonantajia, mutta rohkenen esittää luettelonomaisesti eräitä ajatuksia, joissa on päällimmäisenä prosessikehityksen näkökulma. Materiaalikehityksen kysymykset itselle vieraampina jätän taka-alalle.

- Tutkimuspanoksesta on merkittävä (50 - 70 %) osa käytettävä nykyisten metallien valmistusprosessien kilpailukyvyn varmistamiseen. Näissä hankkeissa teollisuuden osuuden tulee olla merkittävä.

- On valittava suuruusluokaltaan 1 - 3 uutta mahdollisesti teknologiahyppäystä edustavaa valmistusteknologiaa, joissa pyritään tekemään myös omaa kehitystyötä tai vähintäänkin seurataan erittäin aktiivisesti kansainvälistä kehitystä. Tavoitteena tulee olla oman kilpailukykyisen metallintuotannon rakentaminen ja teknologian vientioptio. "Kärsivällisen" julkisen rahoituksen rooli voi olla näissä hankkeissa keskeinen.

- Ympäristö- ja energia-asioilla tulee olla korkea prioriteetti metallien valmistuksen kustannuskilpailukyvyn, imagon ja uskottavuuden varmistamiseksi.

- Perusmetallien valmistukseen liittyvän perustutkimuksen tulee enenevässä määrin hakea osaamista ja yhteistyötä perinteisen "vuorimies-metallurgia-perheen" ulkopuolelta. Luonnollisia yhteistyötahoja voisivat olla yleensä korkealämpötila-alueella toimivat tutkijat, kuten palamisen ja polttotekniikan, kemian ja petrokemian ammattilaiset. Mallinnuksen, simuloinnin, mittaus- ja automatiikan alueella - vain joitakin mainitakseni - tapahtuvaan kehitystoimintaan on myös mentävä sisälle, jotta olisimme kärkipäässä hyödyntämässä näitä uusimpia sovellutuksia ja työkaluja.

- Suurena toimialana perusmetalliteollisuuden läheisyyteen olisi aluskasvillisuutena synnytettävissä korkeatasoiseen osaamiseen perustuvaa itse kotimaista metallien valmistusta ja toisaalta teknologiavientiä tukevaa pk-yritystoimintaa.

Valtion tiede- ja teknologianeuvoston ja kauppa- ja teollisuusministeriön teknologiapolitiikan valmistelu etenee omaa tahtiaan. Jotta luvassa olevat tutkimuksen lisäresurssit saadaan asiallisesti suunnattua on kai kohtuullista jo tämän kevään aikana odottaa näitä uusia linjauksia. Tekesin toimesta tullaan joka tapauksessa kevään 1997 aikana avaamaan keskustelut perusmetalliteollisuuden tulevan tutkimustoiminnan suunnittelemiseksi. Tällä aikataululla on myös SULA 2 -ohjelman tutkijoilla riittävästi aikaa valmistautua uusiin hankkeisiin vuoden 1998 jälkeen.

PERUSMETALLITEOLLISUUS - KORKEAN TEKNOLOGIAN SOVELTAJA JA KEHITTÄJÄ

Peter Sandvik,
Rautaruukki Oy Raahe Steel,
SULA 2 -ohjelman johtoryhmän puheenjohtaja

Perusmetalliteollisuus on jatkuvan kasvun ansiosta säilyttänyt asemansa eräänä tärkeimpänä suomalaisena teollisuustoimialana. Perusmetalliyhtiöiden tuotannon bruttoarvo on noin 30 miljardia markkaa, josta vientiin suuntautuu noin 14 miljardia markkaa eli 8 % koko Suomen viennistä. Toimialan kannattavuus on myös ollut hyvä.

Osoituksena toimialan iskukyvystä ja tulevaisuuden uskosta ovat lukuisat eri tahoilla toteutettavat tuotannon laajennus- ja modernisointiohjelmat. Perusmetalliteollisuus toimii alalla, jolla kohdataan kovaa kansainvälistä kilpailua ja tuotehinnat määräytyvät pitkälle kansainvälisen hintakehityksen mukaan. Tuloksen tekokyvyn säilyttäminen ja parantaminen tällaisessa liiketoimintaympäristössä edellyttää kilpailijoita tehokkaampaa toimintaa ja huippuluokan teknologiaa.

Kustannustehokkuuden kannalta keskeisiä elementtejä ovat energian kulutuksen ja työn tuottavuuden optimointi, sekä raaka-aineiden mahdollisimman tehokas hyödyntäminen. Nämä ovat keskeisiä asioita myös SULA 2 -ohjelmassa menossa olevissa hankkeissa. Ohjelma on suunniteltu vuosille 1993-1998 ja on siten edennyt reilusti yli puolenvälin. Tässä vaiheessa lukuisat hankkeet ovat edenneet vaiheeseen, jossa on syntynyt hyvinkin merkittäviä tuloksia, joiden perusteella voidaan nyt jo nähdä ohjelman täyttäneen odotukset. Ohjelman piiriin kuuluu sekä alkuperäisteknologian kehityshankkeita että teknologian siirto- ja sovellushankkeita, joihin

liittyen teollisuudessa on syntynyt investointipäätöksiä ja jo tässä vaiheessa jopa teknologian vientikauppoja.

Kehitystyön toteuttamisessa teollisuus tarvitsee tuekseen toimivan innovaatiojärjestelmän rahoituskanavineen ja yhteistyöverkostoineen. SULA 2 -ohjelma ja sen edeltäjä SULA ovat olleet erittäin merkittävässä asemassa toimialaa hyödyntävän korkeakoulututkimuksen aktivoinnissa. Erityisen myönteisenä piirteenä on korkeakoulujen verkottuminen, jonka tuloksena saadaan tehokkaasti eri osaamisalueita yhdistettyä. Esimerkiksi prosessinohjausjärjestelmän kehittäminen on vaativaa korkeaa teknologiaa, jossa on välttämätöntä yhdistää eri osaamisaloja, kuten matematiikkaa, tietotekniikkaa, metallurgiaa, termodynamiikkaa, polttotekniikkaa sekä instrumentointia, mittaus- ja säätötekniikkaa.

Toimialakohtainen ohjelma on siten ollut erittäin tarkoituksenmukainen perus-metallia palvelevan tutkimusinfrastruktuurin tehostamisessa, varsinkin kun maassa ei monesta kilpailijamaasta poiketen ole budjettivaroin rahoitettua alan teknologiaa kehittävää tutkimuskeskusta. Olisi ensiarvoisen tärkeää turvata luotujen verkostojen toiminnan jatkuvuus myös SULA 2 -ohjelman päättymisen jälkeen.

ELINKAARIANALYYSI JA EKOKILPAILUKYKY

Tekn. lis. Mikko Arponen

Rautaruukki Oy, Raahe Steel

TIIVISTELMÄ

Ympäristönsuojelusta on kehittymässä teollisuudelle tärkeä kilpailukeino. Kilpailukyky, joka on perinteisesti rakentunut *hinnan* ja *laadun* varaan, on saanut kolmannen osatekijän, nimittäin *ekokilpailukyvyn*. Ekokilpailukyvyllä tarkoitetaan sitä, että teollisuus pystyy vastaamaan asiakkaiden ja yhteiskunnan asettamiin ympäristövaatimuksiin ja hyödyntämään ympäristönäkökohtia liiketoiminnassaan paremmin kuin kilpailijat. Ympäristönäkökohtia, joita tulee ottaa huomioon ovat mm. *raaka-aineiden hankinta, prosessien suunnittelu, tuotesuunnittelu ja -kehitys, jätteiden eliminoiminen* tai ainakin *vähentäminen* ja *kierrätyksen tehostaminen.*

Tuotannon päästöjen vähentämisen ohella yhä tärkeämmäksi on tullut itse tuotteiden kehittäminen ympäristöä säästäviksi. Tavoitteena on luonnonvarojen tehokas ja säästeliäs käyttö ja ympäristöhaittojen minimointi *tuotteen koko elinkaaren aikana.* Teollisuuden ympäristönsuojelua ohjaavat nykyisin viranomaismääräysten lisäksi myös markkinat. Markkinoiden odotuksiin vastaaminen edellyttää *yrityskulttuurin* kehittämistä ympäristötietoisemmaksi.

1 Elinkaariajattelu ja elinkaarianalyysi

Elinkaarella tarkoitetaan tuotteen historian vaiheita kehdosta hautaan. Tuotteen elinkaari alkaa raaka-aineiden hankinnasta, kulkee valmistusprosessien kautta tuotteen käytön jälkeiseen hylkäykseen ja romun tai jätteen käsittelyyn, kuva 1. Elinkaariajatteluun liittyy läheisesti ympäristöjohtaminen, jossa on kyse ympäristöasioiden yhdistämisestä päätöksentekoon, tuotteen ympäristövaikutusten minimoinnista ja

edelleen kulttuurin muutosprosessista. Yksi ympäristöjohtamisen apuvälineitä on *elinkaarianalyysi,* jolla pyritään selvittämään tuotteen ympäristölle aiheuttama kuormitus sen koko elinkaaren aikana. Elinkaarianalyysi on toimintojen ja prosessien analyysi, jolla pyritään hakemaan ympäristöä eniten kuormittavat elinkaaren vaiheet. Elinkaarianalyysi koostuu neljästä vaiheesta: tavoitteiden määrityksestä ja rajauksesta, elinkaari-inventaariosta, vaikutusten arvioinnista sekä parannusanalyysista, kuva 2.

Elinkaariajattelu on selvästi laajentanut ympäristönsuojeluasioiden tarkastelun valmistusprosessien päästöistä tuotekysymykseksi. Elinkaarianalyysia voidaan hyödyntää monilla eri tavoin. Sitä käytetään hyväksi markkinoinnissa, kun pyritään osoittamaan oman tuotteen olevan paremman kuin kilpailevan tuotteen. Elinkaarianalyysi toimii pohjana niille toimenpiteille, joilla pienennetään omien prosessien ympäristökuormitusta. Edelleen elinkaarianalyysia voidaan käyttää ympäristötuoteselostusten laatimiseksi omille tuotteille sekä tiedon jakamiseksi asiakkaille. Parhaimmillaan elinkaaritarkastelu voi johtaa jopa liiketoiminnan strategiseen uudelleen tarkasteluun.

2 Elinkaariajattelu terästeollisuudessa

25 vuotta sitten terästeollisuus eli kukoistuskautta. Teräksen teko oli kansantaloudellisesti erittäin kannattavaa, työpaikat olivat haluttuja ja hyvin maksettuja. Tähän aikaan ympäristö- ja energianäkökohdat olivat toisella sijalla; USA, Länsi-Eurooppa ja Neuvostoliitto olivat johtavia teollisuusmaita ja Japani oli vasta kasvamassa yhdeksi johtavaksi teräksen tuottajaksi. Integroidut terästehtaat olivat tavallisia ja niitä rakennettiin lisää, kun taas romuun käyttöön raaka-aineena perustuvia sähkösulatusuuneja pidettiin vähemmän merkityksellisinä. Maailman terästuotanto oli 600 milj. tonnia ja sen odotettiin kasvavan yli 1000 milj. tonniksi.

1990-luvun puolivälissä tilanne on täysin toinen. Teräksen tuotanto on saavuttanut

huippunsa tai kääntynyt laskuun kehittyneissä teollisuusmaissa, mutta teräksen kulutus on kasvanut teollistuvissa maissa, kuten Itä-Euroopassa, Latinalaisessa Amerikassa, Kiinassa ja Aasiassa, taulukko 1. Ensimmäisen energiakriisin jälkeen, 1970-luvun puolivälissä, energiakysymykset ovat tulleet tärkeiksi ja ympäristönäkökohdat ovat tulleet keskeisiksi tekijöiksi niin prosessien kuin tuotteidenkin kehityksessä. Tämän seurauksena on viimeisten kahden vuosikymmenen kuluessa saavutettu huomattavia parannuksia energian käytössä, työn tuottavuudessa ja päästöjen pienentämisessä. Esimerkiksi USA:ssa on ympäristönsuojelun alalla tapahtunut kahdessa vuosikymmenessä seuraavaa, /1/:

- CO_2-emissiot ovat pienentyneet vuositasolla 1,5 milj. tonnia, yli 28 %.
- SO_x-emissiot ovat pudonneet enemmän kuin 198 000 tonnia, pienennys on lähes 95 %.
- Kiinteiden jätteiden määrä on pienentynyt 2,9 milj. tonnia, 84 %.
- Yhden terästonnin valmistamiseen tarvittava energiamäärä on pienentynyt enemmän kuin 40 %.

Terästeollisuudessa on asiakastarpeiden huomioimisen ohella tärkeää kannattavuuskysymykset, teknologiset uudistukset ja uusien teknologioiden käyttöönotto. Tämän lisäksi on kyettävä vastaamaan niihin vastuukysymyksiin, jotka yhteiskunta asettaa teollisuusyrityksille kokonaisvaltaisesta ympäristönsuojelusta.

Tuotteisiin liitetään nykyisin sellaisia käsitteitä kuten *ympäristöystävällinen, myötäinen, -vihreä ja kierrätettävä.* Useinkaan näiden käsitteiden käytännön merkitystä ei ymmärretä. Asiaa voisi lähteä tarkastelemaan esimerkiksi *ekologisesta* tai *teollisuusekologian* näkökulmasta katsoen ja mitä se merkitsee materiaalien kierrätyksen kannalta. Teollisuusekologia merkitsee materiaali- ja energiavirtojen tutkimista teollisen ekosysteemin sisällä siten, että etsitään keinoja, joilla jätteet eliminoidaan tai ainakin määrät pienennetään ja häiritään mahdollisimman vähän luontoa.

Tänään tuotteiden valmistuksen keskeinen asia on kierrätys ja tuotteen uudelleen käyttö, kuva 3. Tämän ohella valmistusprosessin aikana syntyneet jätekasat on saatava

hyötykäyttöön. Monet tällaiset kasat saattavat sisältää enemmän metalleja (Cu, Ag, Au) kuin alkuperäinen malmi. Hyvä esimerkki tästä on terästeollisuuden kuonakasat, jotka nykyisin jalostetaan jo yli 90 % korkealuokkaisiksi sivutuotteiksi.

2.1 Teräksen valmistusteknologiaan liittyvät ympäristökysymykset

Teräksen valmistukseen liittyvät ympäristökysymykset voidaan ryhmitellä kolmen pääotsikon alle, /1/:

1. **Teräksen valmistuksessa syntyvien ympäristölle haitallisten aineiden kontrolli.**

   Emissiot ilmaan ja veteen ovat pienentyneet ja prosessiteollisuuden jäähdytysvedet kierrätetään yli 95 % ovat toimenpiteitä, jotka ovat toteutuneet. Taulukossa 2 on listattu sellaisia ongelmia, jotka ovat vielä ainakin osittain ratkaisematta.

2. **Teräksen tuotannossa syntyvien jätteiden kontrolli ja hyötykäyttö.**

   Yhtä valmistettua terästonnia kohti syntyy 0,6 tonnia jätettä (kuonia, lietteitä, ym). Tämä on huomattavasti vähemmän kuin muiden metallien valmistuksessa syntyvät jätemäärät, taulukko 3, /1/.

3. **Kuinka "vihreä" teräs on käytössä?**

   Raskaassa teollisuudessa ja rakentamisessa teräkselle ei näytä olevan kilpailevaa materiaalia.

   Kuljetusvälineteollisuudessa alumiini ja teräs kilpailevat keskenään. Eräiden väitteiden mukaan käyttämällä alumiinia saadaan kevyempiä rakenteita, mutta tarvittavan lujuuden aikaansaamiseksi on nykyisin saatavia alumiiniseoksia käytettävä lähes sama määrä kuin terästä. Auton materiaaleina teräs ja alumiini

ovat lähes samanvertaisessa asemassa, kun tarkastellaan kokonaisenergiankulutusta, kuva 4.

Teräksen käyttö asuntorakentamisessa tarjoaa mielenkiintoisen mahdollisuuden. Verrattuna puutaloihin terästalo on kestävämpi ja se on paremmin eristettävissä, jolloin säästyy energiaa. Terästalo voidaan tehdä kierrätetystä teräksestä; seitsemästä auton rungosta saadaan riittävästi terästä yksinkertaisen omakotitalon valmistamiseen.

Nykyisin teräksen valmistuksesta on jo yli 40 % romupohjaista ja tulevaisuudessa osuus jatkuvasti kasvaa. Teräs on tällä hetkellä kaikkein kierrätettävin materiaali. Edelleen on huomattava, että teräs ei muodosta sellaisenaan luonnon kannalta ongelmajätettä, vaan ruostuessaan se palaa takaisin "malmiksi".

3 Tulevaisuuden haasteet

Asiakkaan tarpeet ovat ajava voima tulevaisuudessa. Mutta myös muiden tahojen (osakkeenomistajat, rahoittajat, yhteiskunta) esittämiin haasteisiin tulee kyetä vastaamaan. Tällaisia ovat mm. seuraavat asiat:

- joustava valmistus,
- kevyt ja joustava tuotantotapa,
- työntekijöiden valtuuttaminen,
- energian säästäminen,
- jätteiden vähentäminen,
- kestävä kehitys,
- kokonaisvaltainen ympäristönsuojelu.

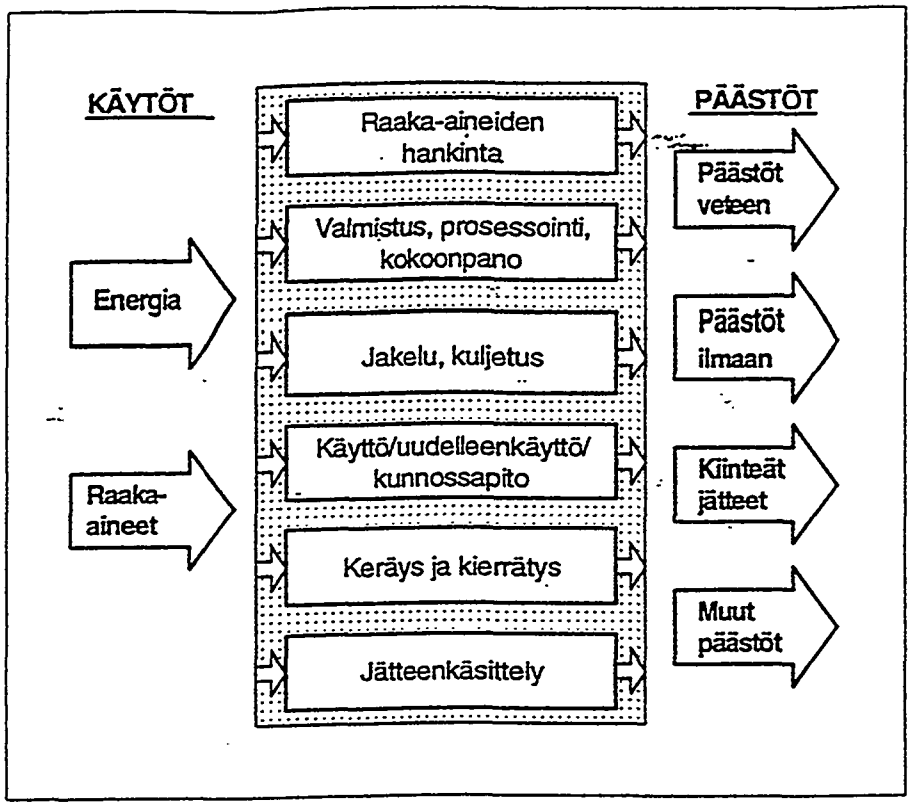
Tulevaisuuden terästehdas on puhdas, ympäristömyötäinen, sijaitsee lähellä asiakkaita ja ei tuota jätteitä. Se voi saada huomattaviakin tuloja käsittelemällä

muiden teollisuusalojen jätteitä. Tulevaisuuden terästehdas käyttää raaka-aineena romua ja rautamalmia. Energiaa säästetään, toiminta on joustavaa ja muiden teollisuuden alojen kanssa toimitaan synergiassa.

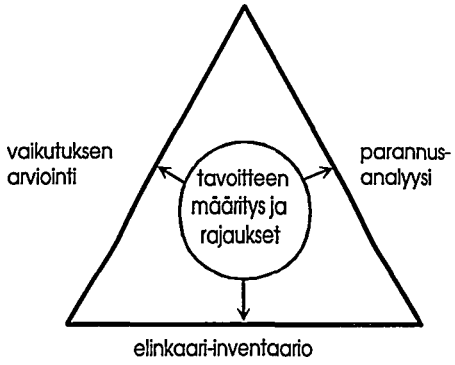
Kirjallisuus

1 ISIJ International, Vol. 36 (1996), No. 1

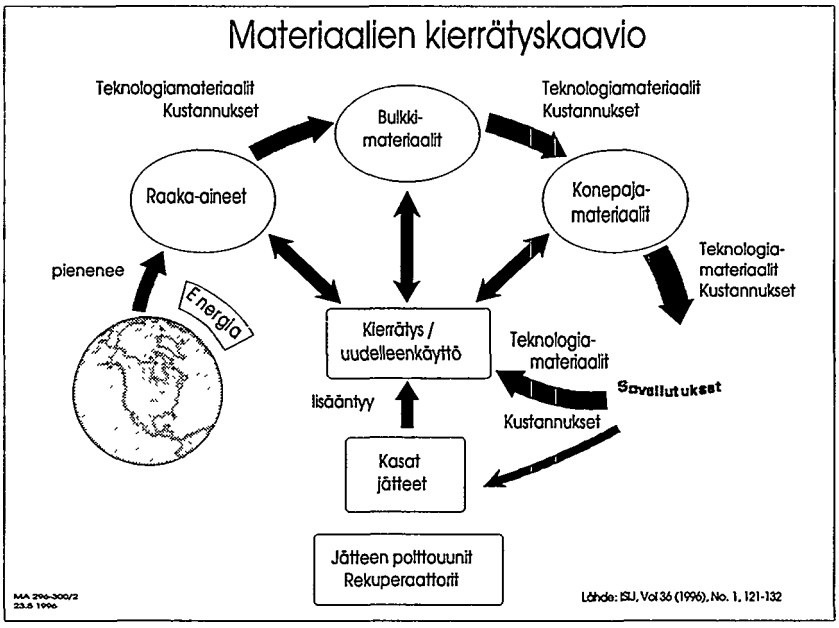
2 Teollisuuden ja Työnantajien keskusliitto, Osaaminen, kumppanuus ja ekokilpailukyky, Teollisuuden ympäristölinjaukset, syyskuu 1995.



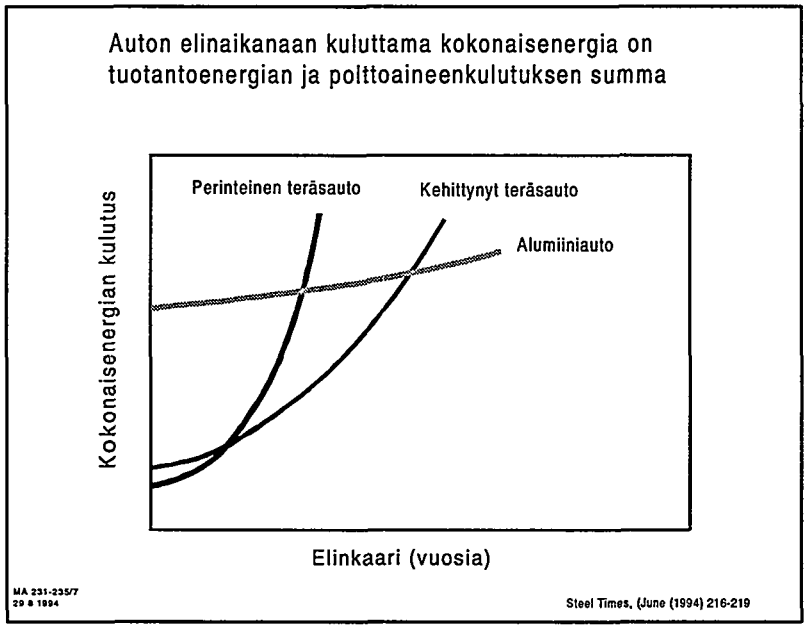
Kuva 1. Elinkaarianalyysin yleiset periaatteet



Kuva 2. Elinkaarianalyysin vaiheet



Kuva 3. Kaavamainen esitys materiaalien kierrätyksestä



Kuva 4. Teräksestä ja alumiinista tehtyjen autojen energiankulutusten vertailu

Taulukko 1.

Maailman terästuotanto (10⁶ tn terästä)

	1993	1994	1995	2000	%-muutos (1994 -2000)
Eurooppa					
EU	93.7	99.5	103.9	110.0	10.6
Muu Länsi-Eurooppa	19.3	20.4	21.7	23.0	12.7
Itä-Eurooppa	13.0	13.8	15.4	19.0	37.7
Entinen Neuvostoliitto	59.0	54.0	53.0	60.0	11.1
Amerikka					
Kanada	11.0	12.4	12.6	13.0	4.8
Yhdysvallat	90.4	98.7	98.0	93.0	-5.7
Latinalainen Amerikka	27.0	28.7	30.2	38.0	32.4
Aasia					
Kiina, PR	103.5	95.0	101.0	140.0	47.4
Japani	75.0	73.2	74.8	80.0	9.3
Muu Aasia	95.2	104.2	110.3	140.0	34.4
Muut alueet					
Austraalia ja Uusi Seelanti	5.7	6.0	6.0	6.0	0.0
Afrikka	13.4	13.7	14.0	15.0	9.5
Lähi-Itä	9.1	9.7	10.1	11.0	13.4
Maailman kokonaistuotanto	615.3	629.3	650.8	748.0	18.9

Lähde: ISU, Vol 36 (1996), No 1 121-13

MA 296-3002
23.5.1996

Taulukko 2. Terästeollisuuden ympäristöongelmia

* No_x- ja So_x-emissiot
* VOC-emissiot
* Masuunin ja terässulaton lietteiden käsittely (Zn)
* Sähköuunin pölyjen käsittely (Zn)
* Jäteöljyt ja rasvat

Taulukko 3. Arvioidut kiinteiden jätteiden määrät eri metallien tuotannossa

Metalli	Tonni jätettä/tonni metallia
Alumiini	5,5
Teräs	0,6
Kupari	139
Sinkki	0,8
Magnesium	5,3
Titaani	3,5

ELINKAARIANALYYSI - HAITTA VAI HYÖTY ?

Stig-Göran Karlman
Outokumpu Zing Oy

1 Johdanto

Yleinen huolestuminen ympäristöstä on askarruttanut ihmisiä yhä näkyvämmin. Rion kokouksen jälkeen globaaliset ympäristöongelmat kuten luonnonresurssien järkevä käyttö, ilmakehän otsonikato ja biologinen monimuotoisuus tuotiin alas paikalliselle ruohonjuuritasolle Agenda 21 nimellä. Suomessa astui voimaan laki ympäristövaikutusten arvioinnista, joka myös edesauttaa näiden ongelmien käsittelyä. Prosessiteollisuudessa joudumme uudelleen arvioimaan energian kulutusta ja kehitysmuotoja. Päästöt ilmaan ja veteen ja ennen kaikkea jätteet ovat saaneet aikaisempaa enemmän huomiota osakseen. Teollisuuden vastaus näihin haasteisiin on ollut siirtyminen proaktiiviseen ympäristöjohtamiseen ja elinkaariajatteluun sekä prosessien että tuotteiden osalta.

2 Ympäristöjohtamisesta elinkaariajatteluun

Ympäristöjohtamisen juuret löytyvät 70-luvulta, jolloin eräät suuret pohjoisamerikkalaiset yhtiöt kehittivät systemaattista järjestelmää ympäristöriskien kartoittamiseen. Tuloksena syntyi sisäinen tarkastus eli ympäristöauditointijärjestelmä, joka aluksi keskittyi tarkastamaan yritysten ympäristövelvoitteiden täyttämistä. Kehitys johti vähitellen uuteen ja laajempaan tarkasteluun ja kemianteollisuudessa luotiin Responsible

Care -ohjelma. Eri maissa kehitettiin samanaikaisesti uusia järjestelmiä, jotka tähtäsivät auditia laajempaan ja RC:tä tiukempimuotoiseen asuun. Anglosaksinen maailma oli hyvin esillä. Englannissa, Kanadassa, Australiassa, Etelä-Afrikassa ja myös Espanjassa kehitettiin kansallisia ympäristöjohtamisstandardeja. Pisimmälle ehti Englanti standardilla BS 7750, joka ilmeisesti toimi mallina muille. Kansallisten pyrkimysten rinnalle tuli vielä Euroopan yhteisön EMAS-järjestelmä. Tilanteen selvittämiseksi kansainvälinen standardisointiorganisaatio ISO päätti laatia ympäristöjohtamis-standardeja. Syntyi ISO 14000 -sarja, jonka yhtenä osana on elinkaarianalyysi (LCA).

3 Elinkaarianalyysi

Elinkaarianalyysiajattelu kasvoi tarpeesta ja ensimmäinen kansainvälinen järjestelmä kehittyi SETACin johdolla (Society of Environmental Toxicology and Chemistry) vuonna 1993. Työ jatkettiin ISOn puitteissa ja tällä hetkellä ensimmäinen LCA-standardi on jo DIS-vaiheessa (Draft International Standard) ja käännetty suomeksi. Työn alla ovat neljä LCA-standardia, jotka kattavat LCA:n periaatteita, inventaari-analyysia, vaikutusta ja tulkintaa. Vaikka elinkaariajattelu näyttää olevan yksinkertainen ja looginen, on siinä kuitenkin monta kompastuskiveä. Jo SETACin raportissa varoitetaan, että elinkaarianalyysissa on huomattava potentiaali sekä käyttöön että väärinkäyttöön.

Elinkaarianalyysin ensimmäinen askel eli inventaarivaihe on yksinkertaisin ja tämä sopii parhaiten teollisuusprosessien tarkasteluun. Useimmat jo tehdyt elinkaaarianalyysit ovat olleet nimenomaan inventaarityyppisiä. Inventaarivaiheessa käsitellään teollisuudelle tuttuja suureita kuten raaka-aineet, energia, päästöt ja jätteet. Seuraava vaihe, ympäristö-vaikutukset, sisältää jo sellaisia arvoja jotka ovat vaikeita täsmentää ja kvantifioida.

Suurimmat virheet inventaarivaiheessa aiheutuvat vääristä lähtöarvoista. Mikäli analyysi kohdistuu yhden tuotantolaitoksen toimintaan tämä riski lienee pieni, mutta mitä

suurempaa joukkoa tarkastellaan sitä suurempi on virhe. Toinen olennainen heikkous on itse prosessin hitaus. Analyysin valmistuttua lähtötiedot ovat jo vanhentuneita.

4 Vaikutusanalyysi

Elinkaarianalyysin seuraava vaihe, vaikutusten arviointi, vaatii jo pitkien vaikutusverkkojen selvittämistä. Esimerkiksi rikkidioksidin syy-yhteysketju saattaa kulkea rikkidioksidista hapettumisen kautta "happosateeseen", järvien happamoitumiseen ja kalakuolemiin. Eri aineiden vaikutusten vertailu ja asettaminen tärkeysjärjestykseen, haittaekvivalenttien määrittäminen, arvottaminen, indeksit ym asettavat tutkijoille suuria vaatimuksia uskottavuuden säilyttämiseksi. Aineiden haittavaikutusten määrittämisessä unohdetaan usein, että alkuaineen, elementin mahdollisia toksisia ominaisuuksia ei voida määritellä sen muodostettavien yhdisteiden ominaisuuksien perusteella. Käsite "bioavailability" - biologinen saatavuus - on tässä suhteessa ratkaiseva.

5 Sinkin elinkaarianalyysi

Sinkin elinkaarianalyysi on parhaillaan menossa eurooppalaisten sinkintuottajien voimin. Tehtävä rajoittuu ensin inventaarityyppiseen analyysiin, jossa tarkastellaan sinkin tuotantoa kaivoksesta valmiiseen metalliharkkoon. Tehtävään on valittu englantilainen konsultti, joka on tehnyt vastaavan analyysin alumiiniteollisuudelle. Konsultti kerää primaaritiedot tuottajilta, käsittelee ne ja ilmoittaa tulokset eurooppalaisina keskiarvoina. Näin varmistetaan, että herkät tiedot eivät leviä kilpailijoille. Jokainen tuottaja voi sitten todeta missä ollaan muihin verrattuina, eräänlainen " benchmark" -sovellutus.

Inventaario vastaa kysymyksiin: kuinka paljon energiaa sinkin tuotanto vaatii, kuinka suuret ovat päästöt ja kuinka paljon jätteitä syntyy. Ongelmana on vain, että näitä suureita mitataan eri tavalla eri maissa. Miten sähköenergian käyttö arvioidaan, kun esimerkiksi Outokummun sinkkitehdas ostaa sähkönsä Ruotsin Vattenfallilta, joka ostaa sähkön Suomesta, joka ostaa..? Päästöjä mitataan eri tavalla. Toiset analysoivat kokonaispitoisuudet jätevedessä, toiset suodattavat kiintoaineet ensin pois, toiset eivät seuraa jäähdytysvesien päästöjä. Tässä on mitä suuremmassa määrin standardisoinnin tarvetta.

6 Mitä elinkaarianalyysin jälkeen

Elinkaarianalyyseja voidaan käyttää väärin kaupan esteenä, kilpailevien aineiden mustamaalaamiseen, josta hyvä esimerkki on kanadalainen vertailu puu- ja teräspalkin ympäristöystävällisyydestä. Oikein käytettynä elinkaarianalyysi tarjoaa työkalun sekä teollisuusprosessien että tuotteiden kehittämiseen.

Elinkaarianalyysi ei ole menetelmänä pysähtynyt, vaan on jo kehitetty askel pidemmälle. Tästä on esimerkkinä Volvon kehittämä EPS-järjestelmä (Environmental Priority Strategies), jonka avulla määritellään tuotteen ympäristörasiteindeksiä. Indeksin avulla ohjataan sitten tarveaineiden ostoja. Elinkaarianalyysi vie siten johdonmukaisesti seuraavalle tasolle eli tuotteiden merkintään. Kalifornialainen Certified Eco-Profile -systeemi, joka lämpömittarityyppisellä merkinnällä kertoo tuotteen ympäristöystävällisyydestä, on vienyt tätä ajattelua ehkä kaikkein pisimmälle.Tämän tyyppiset merkinnät vaativat valistuneita asiakkaita ja varsinainen ongelma on tietojen luotettavuus. Ongelmat on tiedostettu ja ISO pyrkii kehittämään uusia standardeja, ettei synny uusia kansainvälisen kaupan esteitä.

ENERGIATALOUDELLISEN KEHITYSTOIMINNAN MERKITYS TUOTANNON KANNALTA

K. Norberg, Rautaruukki Oy
K. Helelä, Rautaruukki Oy

TIIVISTELMÄ

Raahen terästehtaalla on ollut käynnissä useita tutkimus- ja kehityshankkeita, jotka ovat kuuluneet SULA 2 -ohjelmaan. Näitä on ollut jokaisesta raudan ja teräksen valmistuksen osaprosessista. Hankkeet ovat vaikuttaneet terästehtaan tuotantoon, tuoneet merkittäviä energiasäästöjä ja vähentäneet tehtaan ympäristökuormitusta.

1 Raahen terästehtaan energiankäyttö

Raahen integroidussa terästehtaassa käytettiin vuonna 1995 teräksen valmistuksessa energiaa pelkistysaineena, polttoaineena ja sähköenergiana 19,570 GJ terässulatolla tuotettua terästonnia kohti eli yhteensä noin 39000 TJ. Raakaraudan valmistuksessa kuluu energiaa lähes 70 % terästonnin valmistukseen kuluvasta kokonaisenergiamäärästä.

Raahen terästehtaan vuonna 1995 käyttämät hiilet, murskat ja muu energia maksoivat 520 milj. mk eli noin 260 mk terässulatolla tuotettua terästonnia kohti. Tämä oli 17 % Raahen terästehtaan kustannuksista.

2 Kestävä kehitys

Terästeollisuus on kansainvälisen teräksentuottajien järjestön IISI:n johdolla sitoutunut kestävän kehityksen periaatteeseen kaikessa teräksen valmistukseen liittyvässä toiminnassa. Energiankäytön alentamisesta, ympäristönsuojelusta ja elinkaariajattelusta on tullut osa jokapäiväistä toimintaa myös Raahen terästehtaalla.

Elinkaariajatteluun kuuluu, että kehitetään lujempia ja hyvin muovattavia teräksiä. Näistä valmistetut rakenteet ovat kevyitä ja kestäviä, jolloin teräksen käyttö tehostuu ja luonnonvaroja säästyy. Käytettäessä lujia teräksiä esim. kuljetusvälineissä näiden polttoaineenkulutus pienenee ja hyötykuorma suurenee.

Kestävän kehityksen periaatteita toteutetaan Raahen terästehtaalla seuraavasti: Terästehtaan valmistamaa terästonnia kohti käytetään mahdollisimman vähän energiaa. Eri prosessivaiheiden materiaalisaanteja parannetaan, jolloin terästonnia kohti käytetään mahdollisimman vähän raaka-aineita. Prosessihäiriöitä vähennetään. Terästehtaan sivutuotteet hyödynnetään ja päästöt minimoidaan. Edellä esitettyjen toimenpiteiden tavoitteena on olla tehokas, kilpailukykyinen terästehdas, joka käyttää terästonnia kohti mahdollisimman vähän energiaa ja raaka-aineita sekä kuormittaa ympäristöään mahdollisimman vähän turvaten siten toimintaedellytyksensä myös tulevaisuudessa.

3 SULA 2 -hankkeet Raahen terästehtaalla

SULA 2 -ohjelman tavoitteena on ollut maailman alin energian ominaiskulutus perusmetalliteollisuuden nykyisissä prosesseissa, energiankulutuksen vähentäminen edelleen uusien teknologioiden ja yksikköoperaatioiden avulla sekä uusien energiaa säästävien prosessien kehittäminen. Raahen terästehtaalla on raudan ja teräksen valmistuksen sekä teräksen valssauksen ja lämpökäsittelyn alueilla oltu toteuttamassa näitä tavoitteita.

Raahen terästehdaalla on ollut käynnissä useita tutkimus- ja kehityshankkeita, jotka ovat kuuluneet SULA 2 -ohjelmaan, ja näitä on ollut jokaisesta raudan ja teräksen valmistuksen osaprosessista. Seuraavassa on lueteltu eräitä tärkeimpiä hankkeita, jotka ovat selvästi vaikuttaneet terästehtaan tuotantoon:

- Koksaamon energiatalous, koksipatterin lämpötilahallinta
- Masuunin expert-järjestelmä
- Suurten öljymäärien injektointi masuuniin
- Malmipohjaisen raudan- ja teräksenvalmistuksen tehostaminen sekä pölymäärien vähentäminen ja hyödyntäminen
- Konvertterin suorakaato
- Kuonat teräksen valmistuksessa
- Teräsaihioiden kuumennusuunin atmosfäärin optimointi
- Kuumamuokkauksen energiasäästöt romun määrää ja hilseilyä vähentämällä
- Nauhavalumenetelmän kehitystyö

"Koksaamon energiatalous, koksipatterin lämpötilahallinta" -hankkeen toteuttaminen on mahdollistanut koksipattereiden laskennallisen energiansäästön 615 TJ vuodessa. Koksipatterien hyvä lämpötilahallinta parantaa koksin laadun tasaisuutta, mikä edistää tasaista häiriötöntä masuuniajoa. Hyvä lämpötilahallinta vähentää myös patterien tulenkestäviin materiaaleihin kohdistuvia rasituksia, mikä pidentää patterien kestoikää ja vähentää uunien välikorjauksia.

"Masuunin expert-järjestelmä" otettiin käyttöön Raahen masuunilla nro 2 vuonna 1993. Asiantuntijajärjestelmä on alentanut masuunin pelkistysaineen- ja polttoaineenkulutusta sekä edistänyt uunin tasaista ja häiriötöntä ajoa. Alentunut energiankulutus on parantanut myös tuotantotehokkuutta. Masuunin ajotapa eri vuorojen välillä on yhtenäistynyt, mitä pidetään tärkeimpänä asiantuntijajärjestelmästä saatuna hyötynä ja mikä pitkälle on ollut perusta muille hyödyille. Raakaraudanvalmistus on tuottavinta, kun se on mahdollisimman tasaista. Tällöin myös masuunin energiankulutus on alhaisimmillaan.

EBFC:n (European Blast Furnace Committee) vuosittain kokoamien tilastotietojen mukaan sijoittautuivat Rautaruukin molemmat masuunit vuonna 1994 alhaisinta polttoaineenkulutusta edustavien eurooppalaisten masuunien kärkeen. Masuunin nro 1 polttoaineenkulutus oli 430 kg/t raakarautaa ja masuunin nro 2 440 kg/t raakarautaa. Masuunin nro 1 polttoaineenkulutus on ollut aina masuunin nro 2 polttoaineenkulutusta alhaisempi mm. panoksen paremman seulonnan vuoksi. Vuosina 1995 ja 1996 Raahen masuunit peruskorjattiin, ja tehtyjen suurten muutosten vuoksi masuunien ajoa edelleen optimoidaan. Asiantuntijajärjestelmä otetaan käyttöön myös masuunilla nro 1.

Hankkeessa "Suurten öljymäärien injektointi masuuniin" selvitetään, miten öljyntislausprosessissa syntyvää, muuhun käyttöön korkean rikkipitoisuuden vuoksi kelpaamatonta ja siten edullisesti saatavaa erikoisraskasta korkearikkistä polttoöljyä voidaan käyttää mahdollisimman paljon ja tehokkaasti Rautaruukin masuuneilla. Öljyn sisältämä rikki sitoutuu masuunikuonaan ja raakarautaan, josta se poistetaan rikinpoistokuonaan. Nykyinen öljyn injektiomäärä on noin 80 kg/t raakarautaa ja tavoite 140 kg/t raakarautaa. Runsas öljyn käyttö ja siitä johtuva pelkistyskaasujen korkea vetypitoisuus näyttää sopivan hyvin Raahen panosmateriaalien pelkistykseen ja lisäävän masuunin tuotantotehokkuutta. Metallurgiseen koksiin verrattuna hinnaltaan edullisen erikoisraskaan öljyn käyttö alentaa raakaraudan valmistuskustannuksia.

"Konvertterin suorakaato" -hankkeen tavoitteena on kehittää Raahen terässulaton konverttereille dynaaminen ohjausjärjestelmä, joka mahdollistaa puhalluksen ohjauksen paremman hallinnan ja siten konvertterien suorakaadon. Konvertteripuhalluksen osumistarkkuutta kuvaa teräksen hiilipitoisuuden ja lämpötilan samanaikainen osuminen tähtäysarvoihin. Konvertteripuhalluksen osuminen tavoitteeseen vähentää jälkipuhallusten määrää, tarkentaa lämpötilahallintaa sekä mahdollistaa osalle terästuotantoa konvertterin suorakaadon. Tämä luo edellytykset teräksen tuotannon lisäämiseen, alentaa teräksenvalmistuksen energia- ja materiaalikustannuksia terästonnia kohti, mahdollistaa haluttaessa romun käytön lisäämisen, parantaa teräksen saantia ja laatua

sekä vähentää konvertteripölyn syntyä. Mikäli jälkipuhallusten määrää voidaan Rautaruukilla vähentää ohjausmallin avulla nykyisestä 23 %:sta 5 %:iin ja samalla pudottaa keskimääräistä puhalluksen jälkeistä lämpötilaa 4,5 °C, voidaan arvioida hyötypotentiaaliksi tuotannolla 2,8 milj. t/v noin 7,5 milj. mk/v, mikä on hyvin varovainen säästöpotentiaaliarvio. Tässä arviossa ei ole vielä mukana esim. lisätuotantoa.

Hankkeessa "Kuonat teräksen valmistuksessa" on käyty läpi kaikki teräksenvalmistuksen prosessivaiheet raakaraudan rikinpoistosta jatkuvavaluun ja pyritty optimoimaan näissä käytettävät kuonat. Oulun yliopiston prosessimetallurgian laboratorio on ollut tällä hankkeellaan tiiviisti mukana Raahen terästehtaan kuonien kehittämisessä. Kuonapraktiikkaan on tehty muutoksia saatujen tulosten perusteella ja lisäksi on luotu selvä käsitys siitä, miten teräksenvalmistuksen kuonia on kehitettävä terässulaton modernisointi-investointien jälkeen. Jo tähän mennessä tehdyt tutkimukset ovat parantaneet teräksen laatua sekä teräksen ja raakaraudan saantia ja vähentäneet ympäristöpäästöjä. Kun Raahen terästehtaan konvertterellä ja terässenkoissa otetaan vuoden 1997 aikana käyttöön kuonanpidätyslaitteistot, niin kuonien kehitystyössä hankittu tietämys voidaan täysin hyödyntää ja toteuttaa myös tuotantoprosessissa metallurgisesti nykyisiä paremmiksi tiedetyt kuonakoostumukset.

"Teräsaihioiden kuumennusuunin atmosfäärin optimointi" -hankkeessa aloitettiin valssaamon aihionkuumennusuunien atmosfäärin ja lämpötilan optimointi. Tavoitteena on ollut alentaa kuumenusuunien energiankäyttöä, vähentää hilseen syntyä ja selvittää tekijät, jotka vaikuttavat hilseen irtoamiseen valssauksessa. Hankkeen energiansäästön on arvioitu olevan 17,5 TJ/v.

Rautaruukilla teräsaihioiden kuumennukseen käytettävästä koksikaasusta on ympäristötavoitteiden vuoksi poistettu rikki. Tämä mahdollistaa uuniatmosfäärin hyödyntämättömän hapen määrän pienentämisen. Tutkimuksessa löydettiin sopiva kaasun näytteenottoon perustuva mittauslaite ja sopivat mittauspaikat uunissa. Hankkeessa selvitettiin myös eri olosuhteiden vaikutusta hilseen irtoamiseen valssauksen aikana.

Edellä olevaa tutkimusta on jatkettu hankkeessa "Kuumamuokkauksen energiansäästöt romun määrää ja hilseilyä vähentämällä". Rautaruukilla on jatkettu nauhalinjan aihionkuumennusuunin atmosfäärimittauksia ja hilsekokeita sekä selvitetty propaanin käyttöä uudessa tulevassa askelpalkkiuunissa.

"Nauhavalumenetelmän kehitystyö" -hankkeessa on kehitetty MEFOSilla nauhavalumenetelmää ns. DSC-prosessia, jossa voidaan valaa sekä hiiliterästä että ruostumatonta terästä. Nauhavalutekniikkaa käyttämällä sekä energiankulutus että valmistuskustannukset valussa ja valssauksessa pienenevät noin neljäsosaan perinteiseen tekniikkaan verrattuna. DSC-prosessi on ainoa kehitteillä oleva nauhavalumenetelmä, jossa voidaan valaa niin suurella nopeudella kuin esm. matalaseosteisen, kylmävalssattavaksi tarkoitetun nauhan tuotantomäärät valukonetta kohti taloudellisesti edellyttävät. Hiiliterästen tuotannollisen nauhavalun käynnistyminen vaatii kuitenkin vielä paljon kehitysresursseja eikä toteudu lähivuosina.

Nauhavalutekniikan rinnalla on Rautaruukissa seurattu tiiviisti myös ohutaihiovalumenetelmien käyttöönottoa ja nopeaa yleistymistä. "Nauhavalumenetelmän kehitystyö" -hankkeessa hankitun nauhavalu- ja ohutaihiovalumenetelmien perusteellisen tuntemisen ja sekä nykyisten että uusien nauha- ja levytuotteittemme laatuvaatimusten perusteella Rautaruukilla tehtiin vuoden 1996 alussa päätös perinteisen, uusimmalla tekniikalla varustetun jatkuvavalukoneen hankinnasta.

4 Raahen terästehtaan energiansäästöohjelma

Raahen terästehtaalla on käynnissä vuosina 1993 - 2005 Kauppa- ja teollisuusministeriön tukema energiansäästöohjelma, joka on osa valtakunnallista teollisuuden energiansäästökampanjaa. Raahen terästehdas on hankkeessa sitoutunut alentamaan

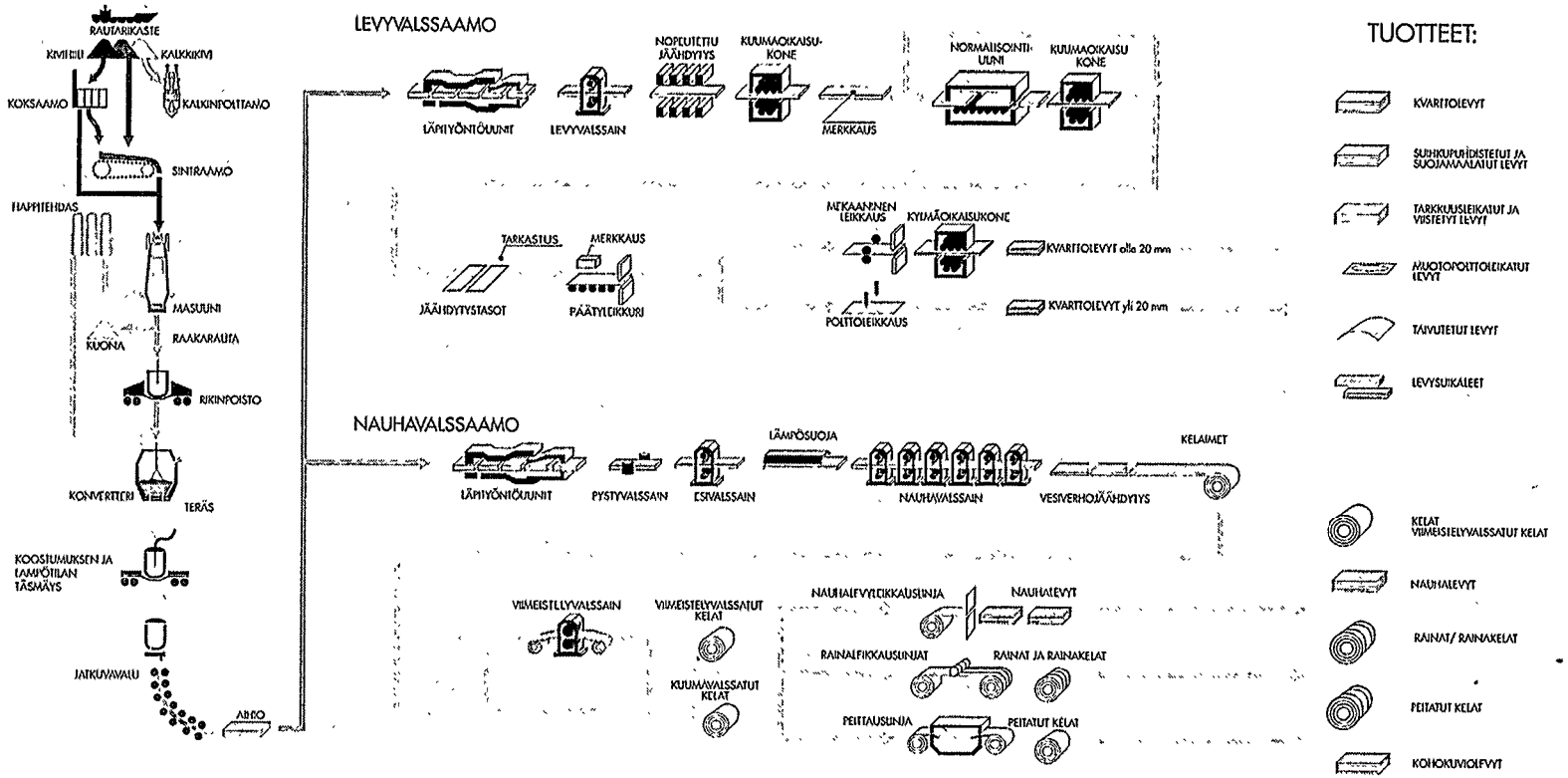
energiankulutustaan tuotettua terästonnia kohti vähintään 10 % vuoden 1993 tasosta vuoteen 2005 mennessä. Energiansäästökohteista on olemassa monikymmenkohtainen luettelo, jossa on suunnitteilla olevia ja toteuttamiskelpoisia ratkaisuja, teoreettisiin laskelmiin perustuvia mahdollisia säästö- ja nyt jo myös toteutettuja kohteita. Tähän ohjelmaan ovat kuuluneet mm. masuunin cowperien savukaasujen lämmöntalteenotto, konverttereiden savukaasuputkien uusiminen ja lämmöntalteenotto sekä läpityöntöuunien savukaasujen lämmöntalteenotto.

Energiataloudellisesti merkittävin yksittäinen hanke on voimalaitoksen hyötysuhteen nosto 25 %:sta 45 %:iin. Hanke on selvitysvaiheessa. Tämän ns. kombi-voimalan avulla Raahen terästehdas pystyisi käyttämään masuuni- ja koksikaasun energian niin hyvin hyödyksi, että tehtaasta tulisi omavarainen sähkön suhteen ja sähköä jäisi jonkin verran myös myytäväksi. Samassa suhteessa kuin voimalaitoksen hyötysuhde paranee, alenevat tuotettua sähköenergiayksikköä kohti syntyvät CO_2-päästöt.

5 Yhteenveto

Energiansäästöhankkeiden kannattavuutta ei tule arvioida pelkästään suorien energiasäästöjen perusteella. Samanaikaisesti pitää tarkastella myös raaka-aineiden ja vuorausmateriaalien kulutusta, tuotteiden saantia, tuotteiden laatua, tuotantohäiriöiden määrää, kunnossapitokustannuksia, energiankulutusta valmistettua tuoteyksikköä kohti, prosessin tuottavuutta sekä prosessien ympäristövaikutuksia. TEKES ja Kauppa- ja teollisuusministeriö ovat tuettavia hankkeita valitessaan näyttäneet arvostaneen näitä eri hyötykriteerejä Raahen terästehtaan kannalta oikein ja monipuolisesti. Raahen terästehtaalla SULA 2 -hankkeet ovat tuoneet merkittäviä säästöjä ja vähentäneet tehtaan ympäristökuormitusta.

RAAHE STEELIN TUOTANTOKAAVIO



RAUDAN JA TERÄKSEN VALMISTUKSEN PERUSPROSESSIT

Rautaruukki Oy
Raahe Steel
Kyösti Heinänen

1 Johdanto

Integroidussa terästehtaassa raudan- ja teräksenvalmistus raaka-aineista teräsaihioksi voidaan katsoa tapahtuvan ainakin kuudessa eri perusprosessissa, jotka ovat:

1. Koksausprosessi
2. Sintrausprosessi
3. Masuuniprosessi
4. Konvertteriprosessi
5. Senkkakäsittelyt
6. Jatkuvavalu

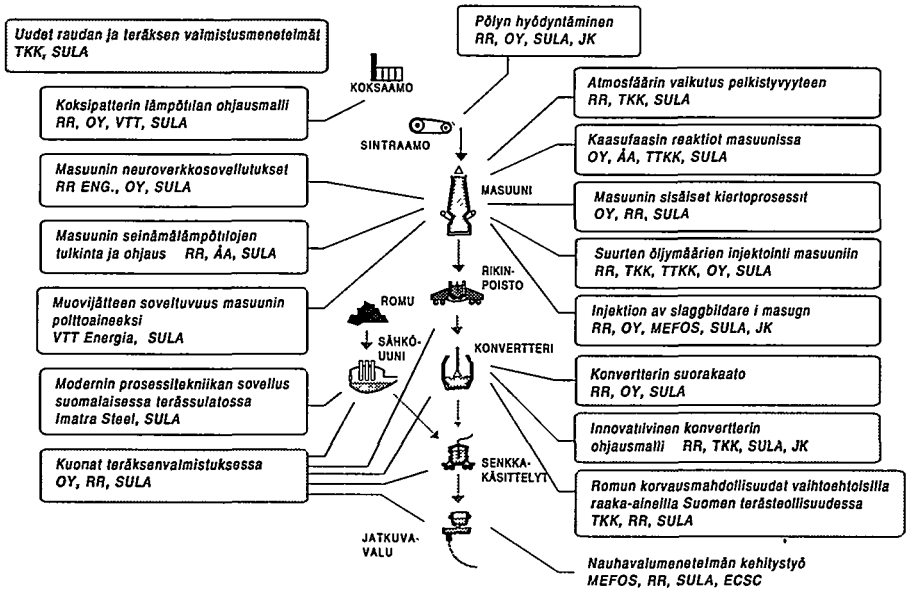
Tämä prosessiketju käyttää lähes kaikki valmiin teräslevyn tai kelan valmistukseen tarvittavat raaka-aineet sekä suurimman osan energiasta ja pelkistysaineista.

2 SULA 2:n tutkimushankkeet raudan- ja teräksenvalmistuksen perusprosessissa

Kuvassa 1 on esitetty tutkimushankkeiden nimet ja niiden kohdistuminen eri prosesseihin. Kuvassa näkyy selvä keskittymä masuuniprosessiin liittyvissä hankkeissa. Tämä johtuu osittain siitä, että raakaraudan valmistuksessa kuluu lähes 70 % terästonnin valmistukseen käytettävästä kokonaisenergiasta, jolloin myös säästöpotentiaali on

erittäin suuri. Esimerkiksi masuunien poltto- ja pelkistysaineiden vähentäminen 1 kg:lla raakarautatonnia kohti merkitsee Raahen terästehtaalle noin 1,2 milj. markan vuotuista säästöä. Masuuniprosessin tutkimustarvetta on myös lisännyt vuosina 1995 ja 1996 tapahtuneet masuunien peruskorjaukset sekä Koverharissa että Raahessa. Uudet tuotantovaatimukset ja 15 vuoden suunniteltu kampanjaikä uusilla masuuneilla ovat uusia vaativia haasteita tutkimustyölle. Teräksen valmistuksen prosesseihin liittyvät hankkeet tähtäävät kapasiteetin maksimaaliseen käyttöön ja teräksen laadun parantamiseen. Energian säästö saavutetaan epäsuorasti, kun tuotannon tehokkuutta lisätään, prosessihäiriöitä vähennetään ja virheistä johtuvien hylkäysten määrää pienennetään. Tutkimusohjelmassa on myös seurattu uusien raudan- ja teräksenvalmistusmenetelmien kehitystä eri puolilla maailmaa ja osallistuttu kansainväliseen nauhavalumenetelmän kehitystyöhön.

SULA 2:n tutkimushankkeet "Raudan- ja teräksenvalmistuksen perusprosessit" -painoalueella



Kuva 1.

3 Tulokset

Raudan- ja teräksenvalmistuksen perusprosessit painoalueen tutkimuksesta selvimmin mitattavat tulokset on saavutettu "Koksipatterin lämpötilan hallinta" -projektissa. Hankkeessa toteutettu koksipatterien lämpötilan ohjausmalli on mahdollistanut laskennallisen energian säästön 615 TJ vuodessa. Kuitenkin osa tämän projektin hyödyistä tulee koksin laadun tasaisuuden paranemisen kautta pienentyneenä koksin kulutuksena masuunissa ja sen suuruutta on erittäin vaikea arvioida.

Masuuniprosessin hyväksi tehdyn monipuolisen tutkimustyön tulosten hyötyjä on vaikea arvioida projektikohtaisesti.Raahen masuunien polttoaineenkulutus on ollut sekä 1993 että 1994 Euroopan alhaisin ja laskenut vuoden 1991 tasosta n. 10 kg/trr. Lisäksi tuotantoteho on koko ajan tasaisesti noussut ja lisääntyneen tuotannon arvo on huomattava. Peruskorjausten aiheuttamien häiriöiden ja suurten muutosten vuoksi vuosien 1995 ja 1996 poltto- ja pelkistysaineidenkulutus on hieman noussut aikaisemmasta ennätystasosta, mutta on edelleen Euroopan parhaimmistoa.

Lisääntynyttä tuotantoa lukuunottamatta terässulattoa koskevien tutkimushankkeiden tulosten todellisia hyötyjä on vielä tässä vaiheessa vaikea mitata. Tämä johtuu osittain siitä, että suurimmat säästöpotentiaalit omaavat hankkeet ovat vielä kesken ja osittain myös masuunien ja terässulaton investointiohjelmien aiheuttamista häiriöistä teräksen valmistusprosessissa. Säästöpotentiaali tälläkin prosessiketjun osalla on merkittävä ja se tulee laadun parantumisen, virheiden ja hylkäysten vähenemisen sekä tuotannon lisääntymisen kautta energian ja raaka-aineiden käytön vähenemisenä.

4 Tulevaisuuden mahdollisuudet

Suomessa raudanvalmistus on jo usean vuoden ollut Euroopan kärkitasoa energiankulutuksella ja tuotantoteholla mitattuna. Tämän edun säilyttäminen vaatii kuitenkin jatkuvaa kehitystyötä niin koksaus- ja sintrausprosessien kuin masuuniprosessinkin osalta. Kehitystyön tavoitteina tulevat olemaan mm. seuraavat asiat:

- injektiomäärien lisääminen
- happirikastuksen lisääminen
- koksinkulutuksen vähentäminen
- masuunien kuonamäärien vähentäminen.

Näiden muutosten seurauksena tarvitaan myös kehitystyötä masuunin panosmateriaalien, koksin, sintterin ja pellettien laadun optimoimiseksi vastaamaan masuunien muuttuneita olosuhteita.

Teräksen valmistuksen kehitystyön haasteita lähitulevaisuudessa ovat Imatralla toteutetun ja Raahessa toteutettavien mittavien investointien maksimaalinen hyödyntäminen tuotannossa. Kehitystyön kohteena tulevat olemaan pääasiassa ennestään tutut aiheet:

- Konvertterin ohjauksen kehittäminen tavoitteena "suorakaato"
- sulan teräksen lämpötilan hallinta
- sekundäärimetallurgian uusimman tiedon soveltaminen
- kuonapuhtaus
- jatkuvavalun laaduntuottokyyn parantaminen
- vakuumi/senkkauuni prosessilaitteiden antamien mahdollisuuksien hyödyntäminen.

Merkittävä kehityspanosta vaatii myös ympäristöongelmien ratkaisu koko prosessiketjun alueella. Tavoitteena tulee olemaan kaikkien terästehtaan pölyjen lietteiden, hilseiden ja kuonien kierrättäminen tehtaan sisällä tai niiden jalostaminen arvokkaiksi myyntituotteiksi.

FERROKROMIN JA JALOTERÄKSEN VALMISTUS

Professori Lauri Holappa,
Teknillinen korkeakoulu,
Metallurgian laboratorio

JOHDANTO

Ruostumaton teräs on eräs kulutukseltaan nopeimmin kasvavista metalleista. Sen tuotanto maailmassa on nykyään noin 14 milj.t/a ja vuosittaiseksi kasvuksi on arvioitu 4 % /1,2/. Ruostumattoman teräksen perusseosaine on kromi, austeniittisissa teräksissä lisäksi nikkeli sekä haponkestävissä lajeissa kolmantena seosaineena molybdeeni. Esim. tavallinen austeniittinen 304 teräs sisältää 18 % Cr ja 8 % Ni ja haponkestävä 316 teräs lisäksi 4 % Mo. Ruostumattoman teräksen tuotannon kasvu edellyttää myös sen seosaineiden tuotannon vastaavaa kasvua. Kromin seostamiseen käytetään yleensä ferrokromia, nikkelin seostamiseen nikkeliä, ferronikkeliä tai nikkelioksidia, molybdeeni lisätään ferromolybdeeninä tai Mo-oksidina. Osa tarvittavista seosaineista tulee myös ruostumattomasta ja muusta seosmetalliromusta.

Outokumpu Oy aloitti Kemin kromiittimalmin louhinnan 1960-luvulla ja siihen perustuen aloitettiin ferrokromin tuotanto Torniossa v. 1968. Tuotteena oli korkeahiilistä ja suhteellisen kromiköyhää ferrokromia. Tämä oli huonosti sopivaa ruostumattoman teräksen taloudelliseen valmistukseen senaikaisella teknologialla. AOD-prosessin kehittäminen 1960-luvun lopulla ratkaisi ruostumattoman teräksen valmistuksen siihenastisen perusongelman: hiilen mellotuksen mataliin pitoisuuksiin korkeakromista ja

korkeahiilistä raaka-ainetta käytettäessä. Outokumpu Polarit Oy:n teräksen tuotanto, joka aloitettiin Torniossa v.1976, perustuikin AOD-teknologiaan. Kuluneen 20 vuoden aikana on sekä ferrokromin että ruostumattoman teräksen tuotanto kasvanut moninkertaiseksi. Vuonna 1996 tuotantomäärät olivat noin 240.000 t FeCr ja 480.000 t ruostumatonta terästä. Tavoitteena on edelleen nostaa tuotantoa tuottavuuden parantamiseksi ja kilpailukyvyn varmistamiseksi.

Ferrokromin valmistus tapahtuu pelkistämällä ja sulattamalla kromiitti hiilen (koksin) ja sähkön avulla ferrokromiksi uppokaariuunissa. Vaikkakin uppokaariuunitekniikka on maailmalla yleisesti käytössä, on Tornion suljettu prosessi CO-kaasun talteenottoineen ja hyödyntämisineen eräs pisimmälle kehitettyjä. Toinen Tornion prosessin erikoispiirre on tehtaan ainutlaatuinen integraatio, sulan ferrokromin käyttö terästehtaalla, jolloin sulan energiasisältö voidaan hyödyntää täysimääräisesti. Viimeisin v.1995 lopussa ja 1996 alussa tapahtunut kokonaan uuden prosessin, kromikonvertterin käyttöönotto maksimoi sulan ferrokromin energeettisen ja tuotannollisen hyväksikäytön.

Tutkimushankkeet ja niiden tavoitteet

Ferrokromin ja ruostumattoman teräksen tuotantoon liittyvää tutkimusta aloitettiin jo Perusmetallin ensimmäisessä SULA-ohjelmassa v.1989-92. Osaprojektissa "Kromipitoisten raaka-aineiden tehokkaampi hyödyntäminen" pääpaino oli prosessien kuonatutkimuksissa. Hankkeessa kehitettiin menetelmä ja määritettiin kromioksidien aktiivisuuksia ferrokromi- ja AOD-prosessien kuonissa.

SULA 2 ohjelmassa tutkimusalue laajeni käsittäen tähän mennessä kolme erillistä yrityshanketta sekä kaksi toisiinsa liittyvää osaprojektia. Hankkeista on vuosiraportissa erilliset raportit, joten tässä on vain lyhyet yhteenvedot.

Sulan FeCr:n energiasisällön hyödyntäminen teräksen valmistuksessa

Yrityshanke/Outokumpu Polarit Oy v. 1993-95.

Tutkimuksen tavoitteena oli selvittää sulan ferrokromin energiasisällön hyödyntämiseen liittyvät mahdollisuudet ja reunaehdot sekä valokaariuuniin panostettuna että erillisessä FeCr-konvertterissa käsiteltynä. Loppuvaiheessa hanke painottui FeCr-konvertteri-prosessin kehittämiseen.

Sulatuspanoksen sähkövastuksen maksimointi uppokaari sulatuksessa

Yrityshanke/Outokumpu Chrome Oy v.1993-96.

Tutkimuksen tavoitteena oli ferrokromiuunien pätötehon ja tuotannon maksimointi sekä energiankulutuksen alentaminen tuotetonnia kohti.

Panoksen sähkövastuksen maksimoimiseksi selvitettiin panosmateriaalien koostumuksen, palakoon, seossuhteiden ja fluksauksen vaikutusta uunin vastukseen, sulamisilmiöihin sekä metalli- ja kuonafaasien koostumukseen.

FeCrNi- seosten valmistus ja prosessipölyjen hyödyntäminen uppokaariuuniprosessilla

Yrityshanke/Outokumpu Crome Oy v. 1996-98.

Tutkimuksen tavoitteena on selvittää FeCrNi-seosten valmistusmahdollisuudet Outokumpu Chrome Oy:n prosessilla. Nikkelin raaka-aineena käytettäisiin sulfidipasutetta, joka lisättäisiin pelletointiseokseen. Seokset käsiteltäisiin nauhasintraamolla ja

pelkistettäisiin pienemmällä uppokaariuunilla. Tuloksena olisi sula ferrokrominikkeli, joka menisi edelleen ruostumattoman teräksen valmistukseen.

Kromikuonien kemia

Osaprojekti/TKK Metallurgian laboratorio sekä Outokumpu Chrome Oy ja Polarit Oy v. 1993-95.

Projektin tavoitteena oli jatkaa kromioksidien aktiivisuuksien mittauksia kuonissa ja kehittää kuonamalli prosessikuonien ja metallisulien välisten tasapainojen laskemiseksi. Kromiitin pelkistystutkimusten tavoitteena oli selvittää pelkistyksen kinetiikka ja mekanismit pellettien ja palarikasteen pelkistyksessä kiinteässä tilassa alle 1600°C:ssa.

Kromiprosessien kemia

Osaprojekti/TKK Metallurgian laboratorio sekä Outokumpu Chrome Oy ja Polarit Oy v. 1996-98.

Pelkistystutkimusten tavoitteena on selvittää ferrokromiprosessissa kiinteässä ja sulassa tilassa tapahtuvien pelkistysreaktioiden mekanismit sekä pelkistysnopeuteen vaikuttavat tekijät eri raaka-aineilla, pelleteillä ja palarikasteilla.

Kuonatutkimusten tavoitteena on selvittää kuonanmuodostuksen ja kuonakoostumuksen vaikutus kromiitin pelkistykseen sekä kromikonvertteri- ja AOD-prosessien kuonien ominaisuuksien optimointi kromin saannin parantamiseksi ja ominaisenergiankulutuksen alentamiseksi.

Tulokset

Sulan FeCr:n energiasisällön hyödyntäminen teräksen valmistuksessa

Tutkimus osoitti erillisen FeCr- konvertterin parhaimmaksi tavaksi välivarastoida ferrokromisulaa ja hyödyntää sulan energiasisältöä sulan osittaisella konvertoinnilla hapettamalla pii ja osa hiiltä. Syntyvällä lämmöllä voidaan sulattaa merkittävä määrä romua ja siten laimentaa sulaa kromin suhteen. Hankkeen aikana investoitiin FeCr-konvertterilaitteisto, jolla tuotanto käynnistyi vuoden 1995 lopussa. Tuloksena on tuotantokapasiteetin huomattava kasvu sekä merkittävä energiansäästö prosessiketjussa.

Sulatuspanoksen sähkövastuksen maksimointi uppokaarisulatuksessa

Tutkimuksen tuloksena selvitettiin panoksen ominaisuuksien ja sähkövastuksen väliset riippuvuudet. Panosmateriaalien parantaminen nosti uunin vastusta, tehosti uunien ajoa ja paransi prosessin hallintaa. Myös ympäristöpäästöt vähenivät. Käytännössä sulatusuunien käyntiajan teho nousi 14 MW vuosina 1992-1995, ferrokromituotanto kasvoi 25 % ja sähkönkulutus laski 80 kWh/t FeCr. Tulos oli seurausta useista tekijöistä.

FeCrNi- seosten valmistus ja prosessipölyjen hyödyntäminen uppokaariuuniprosessilla

Hankkeessa tutkittiin sulfidisen Ni-rikasteen pasutusta, Ni-pasutteen ja kromiittirikasteen sintrausta sekä sintrattujen pellettien pelkistymistä lämpötila-alueella 600-1500°C. Tutkimus antoi tietoa pasute-rikasteseosten sintrattavuusominaisuuksista sekä kiinteän tilan pelkistyvyydestä. Tutkimus jatkuu prosessimuuttujien tarkemmalla kartoituksella sekä uppokaarisulatukseen vaikuttavien tekijöiden selvittämisellä.

Kromikuonien kemia

Aikaisempia mittaustuloksia täydennettiin mittaamalla kromioksidien aktiivisuuksia CrO_x-SiO_2 -kuonissa. Tulosten pohjalta kehitettiin kuonamalli kuvaamaan kromioksidien aktiivisuuksia FeCr- ja AOD-prosessien kuonissa. Kromikuonatutkimukset ovat perusteellisin, tämän alueen kuonien termodynamiikkaa käsittelevä tutkimus.
Ferrokromiprosessiin liittyen selvitettiin kromiitin pelkistyksen kinetiikkaa pelleteillä, sintratuilla pelleteillä ja palarikasteella alle 1600°C:n lämpötilassa. Kineettisten tutkimusten perusteella laadittiin eri pelkistystapauksia kuvaavat kineettiset mallit.

Kromiprosessien kemia

Mittaustulokset kromikuonilla on sovitettu säännöllisen liuoksen kuonamalliin. Mallin avulla on tarkasteltu eri tekijöiden vaikutusta kromioksidien aktiivisuuteen ferrokromiprosessin kuonissa.

Esihapetuksen vaikutusta kromiitin pelkistykseen tutkittiin valmistamalla eri hapetusasteisia sintrattuja pellettejä ORC:lla Porissa ja pelkistämällä pellettejä TKK:n termovaa'assa. Painonmuutos-, mikroanalyysi- ja rakennetutkimukset osoittivat esi-hapetuksen edistävän pelkistymistä vain matalimmissa koelämpötiloissa 1420°C ja 1520°C. Sulapelkistyskokeita varten rakennettiin koelaitteisto ja käynnistettiin kromiitin liukenemistutkimukset. Maksimikoelämpötila laitteella on 1750°C. Tutkimusta jatketaan varsinaisilla sulapelkistyskokeilla. Tavoitteena on kemiallisen mallin kehittäminen kromiitin pelkistykselle uppokaariuunissa.

Painoalueen tutkimuksen arviointia

Ferrokromin tuotanto Torniossa perustuu Kemin kaivoksesta saatavaan kromiittimalmiin. Malmi rikastetaan ominaispainoon perustuen siten, että osa tuotteesta on kappalemaista

palarikastetta käytettäväksi suoraan FeCr-uunin panoksena. Osa kromiitista saadaan hienorikasteena, joka pelletoidaan ja sintrataan nauhasintraamossa pelleteiksi. Rikastuksessa pyritään kromipitoisuuden nostoon ja sivukiviaineksen vähentämiseen. Pellettien valmistuksessa tähdätään mekaanisten ominaisuuksien parantamiseen sekä ominaisuuksien optimointiin pelkistyskäyttäytymisen ja sähkönjohtavuuden kannalta. Panosmateriaalien laadun parantaminen johtaa ominaisenergiankulutuksen alenemiseen ja kromin saannin paranemiseen. Vastaavia tavoitteita ja kehityskohteita on luonnollisesti muillakin ferrokromia valmistavilla tehtailla, mutta malmien ja prosessien erilaisuuksista johtuen tutkimusten painopisteet ja sisältö voivat olla hyvinkin poikkeavia. Tässä on selvä ero esim. raudan- ja teräksenvalmistukseen, missä maailmanlaajuisesti toimitaan hyvinkin samankaltaisilla raaka-aineilla ja prosesseilla.

Ferrokromin valmistuksen raaka-aineisiin liittyvää kehitystyötä on tehty useissa SULA-hankkeissa. **Sulatuspanoksen sähkövastuksen maksimointi** projektissa kehitettiin koetekniikka panosmateriaalien ja -seosten sähkönjohtokyvyn mittaamiseen lämpötila-alueella 25-1600 °C. Panosseosta kehittämällä vaikutetaan panosmateriaalin käyttäytymiseen uppokaarisulatuksessa niin, että panokseen saadaan mahdollisimman suuri sähköinen vastus, jolloin sulatusteho paranee.

Kromiitin esihapetuksen vaikutusta pelkistymiseen tutkittiin projektissa **Kromiprosessien kemia**. ORC:ssa Porissa valmistettiin pellettejä erilaisilla esihapetusasteilla eli Fe^{2+}/Fe^{3+}- suhteilla. Esihapetusasteen vaikutusta kiinteätilapelkistykseen tutkittiin TKK:n metallurgian laboratoriossa. Vastaavaa tutkimusta kuonan koostumuksen ja esihapetusasteen suhteen on tehty muuallakin FeCr:ia valmistavissa yrityksissä. Tulokset eivät kuitenkaan ole suoraan sovellettavissa erilaisesta raaka-ainepohjasta ja prosessista johtuen, joten suoritettu tutkimus oli hyvinkin perusteltu.

Austeniittisen ruostumattoman teräksen seosaineista nikkeli on arvoltaan jopa kromia merkittävämpi. Tarvittavasta nikkelistä osa saadaan ruostumattomasta romusta ja

loppuosa seostetaan ferronikkelinä, puhtaana nikkelinä tai myös nikkelioksidina, sillä NiO pelkistyy helposti AOD- prosessissa luovuttaen happensa. V.1996 alkaneessa projektissa **FeCrNi-seosten valmistus ja prosessipölyjen hyödyntäminen uppokaariuuniprosessilla** on alkuvaiheessa tutkittu Ni-sulfidirikasteen pasutusta, pasutekromiittirikasteseosten pelletointia ja sintrausta sekä pellettien kiinteätila-pelkistystä. FeCrNi-seosten valmistaminen uppokaariuunissa tähtää uudentyyppisen prosessivariaation kehittämiseen, jossa tuotteena on Ni-pitoinen ferrokromi. Samalla on tarkoitus hyödyntää prosessipölyjen ja kuonien arvometallisisältöjä. FeCrNi-seosten valmistus edellyttää sopivaa raaka-ainetta; Ni-sulfidimalmi ei saa sisältää haitallisessa määrin muita metallisia (Cu) tai epämetallisia (P) epäpuhtauksia. Ni-raaka-aine tuo mukanaan myös omat sivukivimineraalinsa, joiden vaikutus kuonanmuodostukseen ja pelkistymiskäyttäytymiseen on tunnettava. Koska nikkeli pelkistyy helposti, syntyy pelkistyksessä aluksi Ni-rikas metallifaasi, jonka vaikutus pelkistystapahtumaan on tärkeää selvittää. Kokonaisuudessaan kyse on nikkelin vaikutuksesta ja käyttäytymisestä varsin monimutkaisessa prosessiketjussa. Näinollen tarvitaan suhteellisen laaja prosessimetallurginen kehitystyö ja teknistaloudellinen evaluointi tälle uudelle prosessille ennen sen mahdollista käyttöönottoa.

Pelkistys uppokaariuunissa on ferrokromin valmistuksen keskeinen prosessivaihe. Kuvassa 1. on hahmoteltu uunin pääreaktiovyöhykkeet ja lämpötilaprofiilit. Luonnos on hyvin karkea, sillä todellisista uuneista ei ole juurikaan suoranaisia mittauksia ja olosuhteet samassakin uunissa voivat vaihdella suuresti. Panostettava materiaali, pelletit, palarikaste, koksi ja fluksit kuumennetaan n.700°C:een uunin yläpuolisessa esikuumentimessa hyödyntämällä siinä pieni osa uppokaariuunin savukaasujen energiasta. Esikuumennettu materiaali syötetään suljettuun uppokaariuunin yläosaan panostusputkia pitkin. Laskeutuessaan uunissa alaspäin panoksen lämpötila nousee ja lähestyttäessä 1000°C:tta alkavat mahdolliset raudan (ja nikkelin) oksidit pelkistyä. Samoin kromiitin sisältämä rautaoksidi pelkistyy, mutta huomattavassa määrin vasta korkeammissa lämpötiloissa 1300-1600°C, jolloin myös kromioksidi alkaa pienessä määrin pelkistyä.

Kiinteässä tilassa tapahtuvan kromiitin "esipelkistyksen" kinetiikkaa ja mekanismeja on tutkittu SULA-ohjelman projekteissa **Kromikuonien kemia** ja **Kromiprosessien kemia** pelleteillä, palarikasteella sekä eri esihapetusasteisilla sintratuilla pelleteillä.

Pääosa kromista ja erikoisesti rikastekappaleiden ja pellettien sisäosien pelkistyminen tapahtuu merkittävämmin vasta, kun panos sulaa ja tapahtuu sulapelkistyminen koksin ja muodostuneen hiilipitoisen ferrokromisulan hiilen avulla. Pelkistymisen rinnalla tapahtuu kuonanmuodostus, mihin muilla sivukivioksideilla ja pelletteihin lisätyillä flukseilla on ratkaiseva vaikutus. Sulapelkistysalueella tapahtuu, paitsi kromioksidien loppupelkistys myös piidioksidin osittaista pelkistymistä sekä ferrokromin hiilettyminen. Ensimmäisessä SULA-ohjelmassa tehtiin laaja tutkimus **kromioksidien aktiivisuuksista kuonissa**, mikä antoi termodynaamiset lähtökohdat kromiitin sulapelkistykselle. Osaprojektissa **Kromiprosessien kemia** on aloitettu sulapelkistyksen tutkiminen lämpötila-alueella 1600-1750°C TKK:n metallurgian laboratoriossa.

Ylempänä uppokaariuunissa kiinteäpelkistyksen alueella koksi osallistuu reaktioihin Boudouardin reaktion kautta eli pelkistämällä muodostuvaa CO_2:ia takaisin CO:ksi. Uppokaariuunista nousevat savukaasut sisältävätkin esim. masuuniprosessista poiketen vain vähän hiilidioksidia.

Kromiitin pelkistys on lämpöä kuluttava prosessi. Endogeenisten pelkitysreaktioiden tarvitsema lämpö tuodaan uppokaariuuniin sähkön muodossa elektrodien kautta. Outokumpu Chrome Oy:n suljetuissa, esikuumennuksella varustetuissa uppokaariuuneissa on sähkönkulutus noin 3200 kWh/t FeCr. Kuumennus tapahtuu vastusperiaatteella ja sulatuspanoksen sähkönjohtavuus on sulatustehon kannalta ratkaiseva tekijä. Panosmateriaalien on oltava riittävän refraktorisia, jotta eivät sula uunissa liian aikaisin. SULA 2 ohjelman yritysprojektissa **Sulatuspanoksen sähkövastuksen maksimointi uppokaarisulatuksessa** on paneuduttu näihin kysymyksiin.

Uppokaariuuniprosessiin liittyvää tutkimusta tehdään maailmalla lähinnä FeCr:ia tuottavissa yhtiöissä ja niitä lähellä olevissa korkeakouluissa ja tutkimuslaitoksissa. Joka 3. vuosi pidettävä kansainvälinen ferroseoskonferenssi INFACON antaa kohtalaisen hyvän kuvan tutkimuksen suuntaviivoista ja tasosta. Viimeksi pidetty INFACON VII konferenssi oli kesällä 1995 Trondheimissa. Etelä-Afrikan ja Suomen ohella merkittävää tutkimusta tehdään mm Japanissa, Kiinassa, Norjassa, Intiassa ja U.S.A:ssa (kuva 2). Tutkimuksen pääkohteita ovat varsinainen teollinen prosessinkehitys sekä osavaiheiden (esipelkistys, sulapelkistys ...) tutkimus. Yleensä tutkimuksissa käytetään todellisia (teollisia) lähtömateriaaleja, mikä on huomioitava tuloksia arvioitaessa ja sovellettaessa.

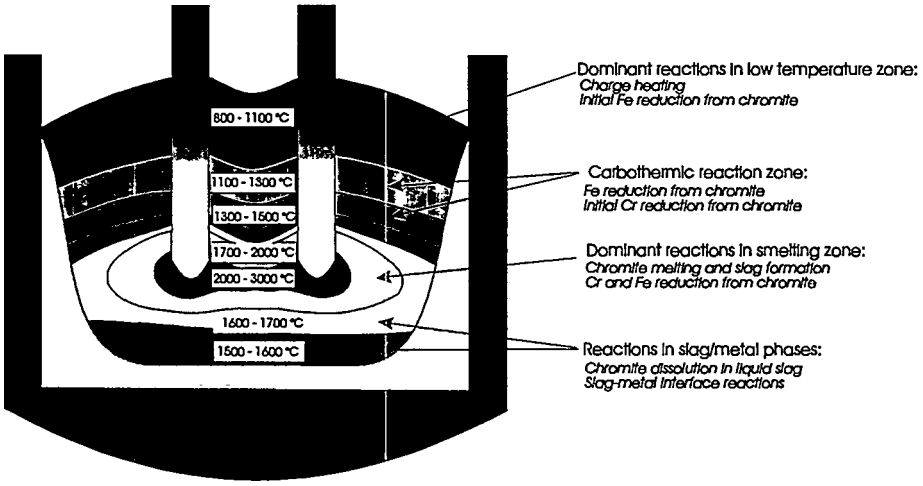
Tornion ferrokromitehdas ja jaloterästehdas muodostavat ainutlaatuisen integraatin. Tätä on alusta saakka hyödynnetty käyttämällä sulaa ferrokromia suoraan teräksen valmistuksessa. Integraation lisähyödyntämiseen on tähdätty projektissa **Sulan FeCr:n energiasisällön hyödyntäminen teräksen valmistuksessa**. Projektin pohjalta on tuotantolinjaa muutettu siten, että on rakennettu uusi FeCr-konvertteri, johon sula FeCr panostetaan, konvertoidaan osittain ja syntyvällä lämmöllä sulatetaan romua. Valokaariuuni vapautuu näin pelkkään romunsulatukseen. Menetelmä on ainutlaatuinen maailmassa. Prosessin eräs avainalue on kromihäviöiden minimointi. **Kromikuonatutkimukset** antavat termodynaamiset lähtökohdat kromin käyttäytymisen arvioimiseen.

Tornion uudessa prosessiketjussa FeCr-konvertterin ja valokaariuunin sulapanokset muodostavat AOD-prosessin lähtöpanoksen. AOD-prosessissa hiilen mellotusvaiheessa myös kromia hapettuu inerttikaasulaimennuksesta huolimatta. Hapetusvaiheen jälkeen kromi pyritään pelkistämään kuonasta takaisin teräkseen. Sekä hapetus- että pelkistysvaiheissa on tärkeä tuntea kromin käyttäytyminen kuonassa. SULA-ohjelmissa on tehty perusteellinen termodynaaminen tutkimus **kromioksidien aktiivisuudesta kuonissa** sekä kehitetty kuonamalleja kuonakomponenttien aktiivisuuksien ja kuona/metallitasapainojen laskemiseksi teollisissa prosesseissa.

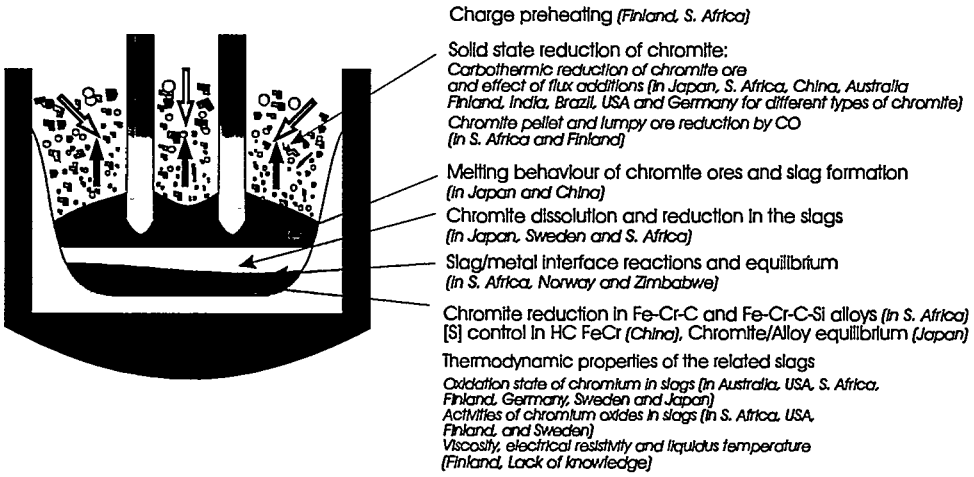
Tässä raportissa on vain lyhyesti referoitu SULA 2 ohjelman painoalueen **Ferrokromin ja jaloteräksen valmistus** tutkimuksia. Yksityiskohtaisemmat yrityshankkeiden ja osaprojektien raportit on esitetty erillisinä tässä vuosiraportissa.

KIRJALLISUUSVIITTEET

1. J. P. de Linde, Ferroalloy markets. INFACON 7, Trondheim, Norway, June 1995.
2. R. J. Choulet , I. F. Masterson, Secondary steelmaking in stainless steel refining. 11th Process Technology Conference Proceedings, Vol. 11, Atlanta Meeting, November 10-13, 1992.



Kuva 1. Kaaviokuva FeCr-uppokaariuunin lämpötila- ja reaktiovyöhykkeistä. (Y. Xiao, TKK)



Kuva 2. Tutkimusaktiviteetteja eri maissa FeCr-uppokaariuunivalmistuksen alueilla. (Y. Xiao, TKK)

ENERGIATALOUDELLINEN T&K-TOIMINTA EI-RAUTA-METALLIEN VALMISTUKSESSA

Pekka Taskinen, tutkimusjohtaja - pyrometallurgia
Outokumpu Research Oy, Pori

Sulfidisten (Cu, Ni ja Zn) esiintymien hyödyntämisessä kaivos- ja rikastuskustannukset ovat 40-70 % kokonaiskustannuksista. Tällöin energiasäästöjä saadaan mm. yhteensovitettaessa malmin murskaus ja jauhatus vaahdotuksen kanssa. Hydrometallurgian yksikköprosesseja kehitetään niin energia- kuin muiden kustannusten pienentämiseksi. Keskeisiä kohteita ovat mm.: liuotusmenetelmät, liuospuhdistus ja vetypelkistys vesiliuoksista sekä metallien elektrolyyttinen puhdistus ja saostus.

Kuparin ja nikkelin liekkisulatus on tunnettu matalasta energian kulutuksesta. Energian säästön T&K-toimintaa on siksi tuotantovaiheiden yksinkertaistaminen, kuten nikkelikiven suorasulatus sekä kuparin liekkikonvertointi. Sinkin valmistus sisältää energiaa runsaasti kuluttavia yksikköoperaatioita. 90-luvulla, merkittävää tutkimuspanostusta saanut pyrometallurgisen sinkkiprosessin kehitys tavoitteli menetelmää, jossa ei tarvita sähköä tai metallurgista koksia. Ferrokromin uppokaarisulatuksessa suurin käyttökustannus on sähkö ja yleinen kehitys sen alentamiseksi on väistämätön. Kohteena ovat mm.: rikasteen ja palamalmin laadun sekä pellettien pelkistyvyyden parantaminen, CO- kaasun hyödyntäminen.

Näiden metallinvalmistusmenetelmien edelleen kehityksellä on keskeinen merkitys suomalaisen tietotaidon sekä teknologian viennille.

1 Cu- ja Ni- pyrometallurgia

Outokumpu Oy:n kehittämä liekkisulatusmenetelmä on suspensiosulatukseen perustuva prosessi ei-rautametallien (Cu, Ni, Pb) valmistamiseksi. Tänä päivänä liekkisulatustekniikkaa sovelletaan kuparin ja nikkelin valmistuksessa mm. Harjavallan tehtailla. Liekkisulatusteknologian avaintekijöitä johtavaksi kuparin ja nikkelin valmistusmenetelmäksi ovat olleet:

- taloudellisuus ja erityisesti alhainen energian kulutus,
- ympäristöystävällisyys ja hyvä työhygienia,
- tasainen tuotekaasu(SO_2)virta.

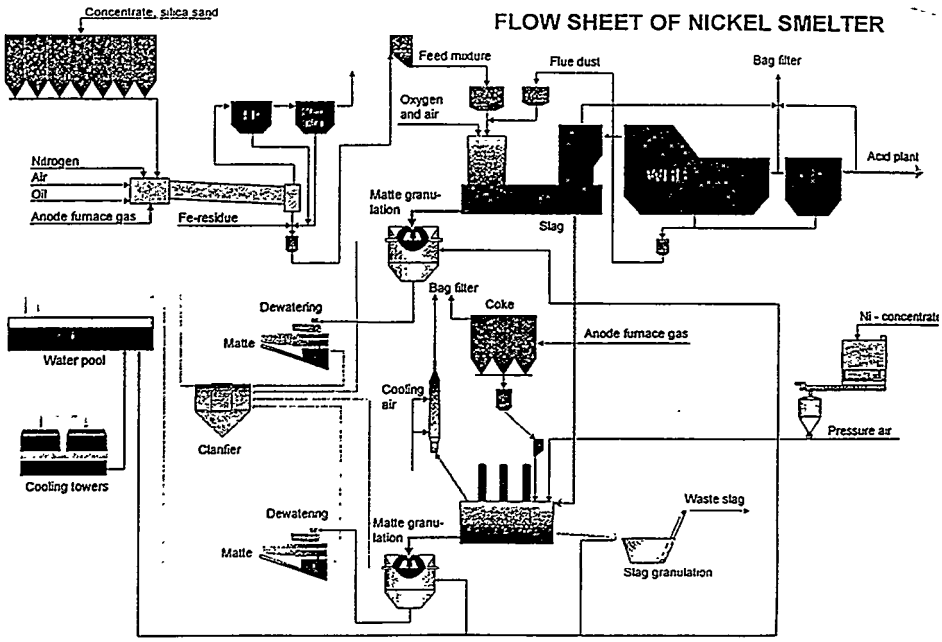
Perusajatuksena on käyttää hyväksi sulfidisen rikasteen omaa polttoarvoa. Sulfidin reagoidessa hapen kanssa vapautuu runsaasti lämpöä ja tämä lämpömäärä riittää sulattamaan reaktiotuotteet ja ylläpitämään reaktorin lämpötaseen. Verrattuna alumiinin ja sinkin valmistukseen on tarvittava ulkopuolisen energian määrä huomattavan pieni. Niinpä energian säästön tutkimukselliset tavoitteet kuparin ja nikkelin liekkisulatuksessa kohdistuvatkin prosessin kokonaistalouden parantamiseen, ja pelkästään energiatekninen tutkimus ei ole enää ollut sen ajava voima.

Liekkisulatusteknologiassa raaka-aineiden sisältämän reaktiolämmön hyödyntäminen ja jätelämmön talteenotto on järjestetty nykyisistä kuparin- ja nikkelintuotantoprosesseista parhaiten. Prosessin ominaisenergiankulutus on pieni ja lämmön talteenottoaste korkea. Prosessikaasun jäähdytys tapahtuu jätelämpökattilassa, jolloin niiden lämpö saadaan hyödynnettyä. Energian osuus kupari- tai nikkeliliekkisulaton tuotantokustannuksista on 30 - 50 %, ja suora energiansäästön potentiaali on muutaman prosentin luokkaa kokonaiskustannuksista.

Energian säästöön liittyvää T&K- toimintaa on siten kuparin ja nikkelin valmistuksen alueilla tehtävä prosessien kehitys, joilla pyritään prosessivaiheiden yksinkertaistamiseen ja tuotantoketjun optimoimiseen.

1.1 Prosessivaiheiden yksinkertaistaminen

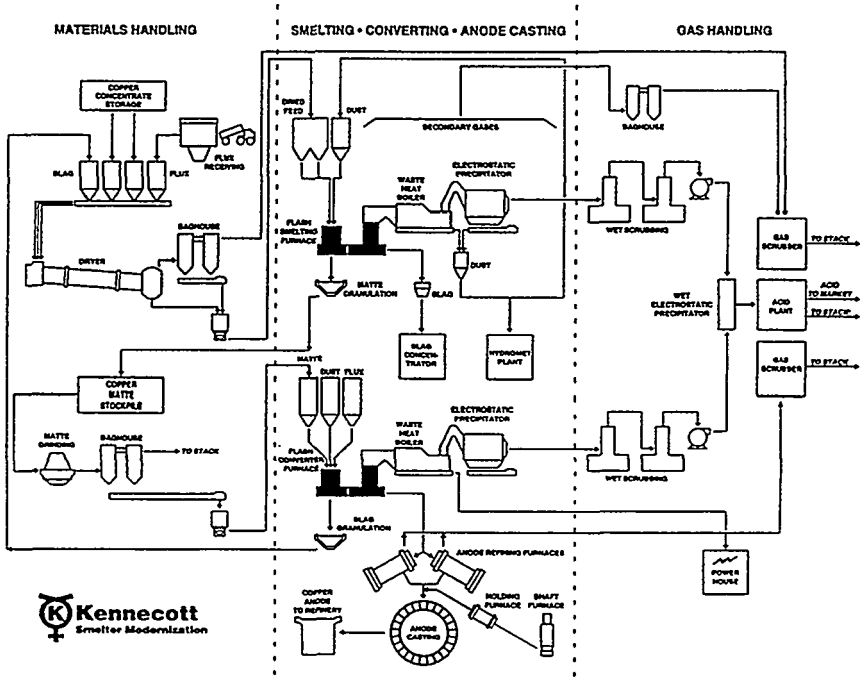
Harjavallassa on otettu vuonna 1995 käyttöön nikkelikiven suorasulatusprosessi, jossa ei enää tarvita panostoimisia Peirce-Smith (PS)- konvertteireita, kuva 1. Tuloksena on ollut kaasumäärän huomattava pieneneminen ja rikkihappotehtaan tasainen käyttö. Suorasulatusprosessin käyttöönotto on ollut mahdollista mittavan tutkimustoiminnan jälkeen /1/.



Kuva 1. Harjavallan uusi nikkeli(hieno)kiven suorasulatusmenetelmä /2/

Toinen esimerkki ympäristöystävällisestä prosessista on kuparin liekkikonvertointi. Kennecott Utah Copper otti USA:ssa vuonna 1995 käyttöön uuden sulaton, joka on ympäristövaikutuksiltaan maailman puhtain, kuva 2. Sen on mahdollistanut uuden

konvertointiteknologian käyttöönotto, jolla eliminoidaan panostyyppiset PS- konvertterit raakakuparin teossa ja hyödynnetään jatkuvan prosessin edut.



Kuva 2. Kennecott Utah Copper'in liekkisulatus-liekkikonvertointilinja kuparin valmistamiseksi rikasteista ilman Peirce-Smith- konvertteretia /3/

T&K- panostuksen kannalta mielenkiintoinen tavoite on tuottaa kuparin liekkisulatusuunissa suoraan poisheitettävää kuonaa, jolloin kokonaan vältetään kuparipitoisen kuonan jatkokäsittely. Nykyään liekkisulatuskuonista otetaan kupari talteen joko sähköuunissa tai kuonarikastamolla. Molemmissa energian kulutus on huomattavan suuri ja kuluu kuonan kuumanapitoon tai sen murskaukseen ja jauhamiseen.

1.2 Prosessin optimointi

Kuparin ja nikkelin valmistusprosesseja voidaan nykyisillä konsepteilla edelleen parantaa laitetekniikan alueella. Energiaa on myös mahdollista säästää prosessin tasaisella ajolla, jolloin samalla optimoidaan sulatusuunin energiatasetta. Hapen ja öljyn käytössä tavoitteeksi voidaan asettaa tällöin 5-10 %:n säästö.

Stabiilin ajon ja vakiollisen tuotteen (≈sulfidikiven kuparipitoisuus) seurauksena kuonan hapetusaste (≈kuonan magnetiittipitoisuus) vakioituu. Tällöin vältytään uunin ajamiselta ylikuumana korkeasta magnetiittipitoisuudesta johtuvien kuonan juoksevuusongelmien takia. Samalla kuonan kuparipitoisuus pysyy hallinnassa ja kokonaiskuparihäviöt pienenevät. Edelleen, kuonarikastamon kautta kiertävän kuparin määrä pienenee. Kiertävien materiaalivirtojen minimoinnin seurauksena myös energian kulutus tuotetonnia kohden alenee.

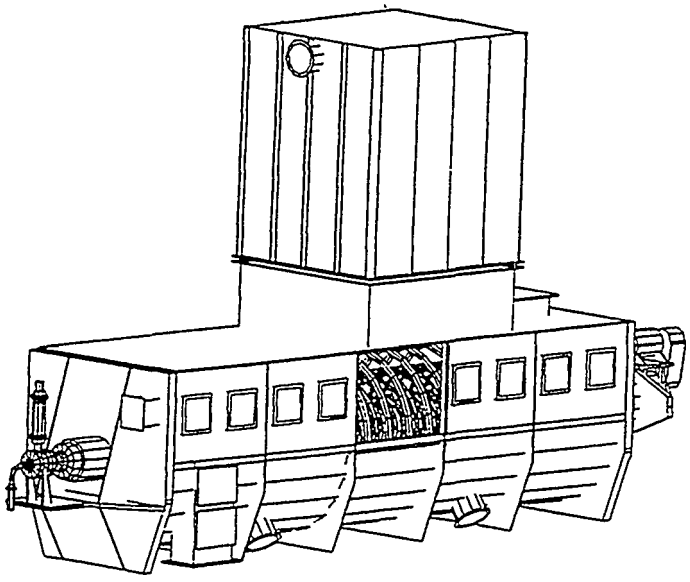
Tasaisella ajolla ja tehokkaalla sulatusvaiheen prosessinohjauksella helpotetaan myös konvertointipraktiikkaa, riippumatta konvertointitavasta. Tällöin koko tuotantoketju rikasteesta sulfidikiveksi ja edelleen raakametalliksi pystytään hallitsemaan paremmin ja optimoimaan myös tuotekaasuja rikkihapon tuotantoa varten.

1.3 Liekkisulaton kaasulinja

Sulaton käyttämään prosessi- eli syöttökaasuun sisältyy nykypäivän sulatoilla useinmiten runsaasti energiaa happirikastuksen muodossa. Hapen käyttö on itse asiassa prosessiin lisättyä (sähkö)energiaa, jolla korvataan ilman typen lämmittämiseen muutoin tarvittavaa kemiallinen energia.

Liekkisulatuksen tuotekaasujen lämpösisältö otetaan talteen jätelämpökattilassa. Lämpö on prosessiteknisesti kattilan sivutuote: sen metallurginen tarkoitus on jääh-

dyttää kaasu ja lentopöly riittävästi jatkokäsittelyn helpottamiseksi. Vaihtoehto kattilan tuottaman höyryn käytölle lämmitykseen tai sähköntuotantoon on sen hyödyntäminen rikasteiden kuivaukseen höyrykuivaimessa, kuva 3. Niitä on viime vuosina otettu käyttöön eri puolilla maailmaa. Jätelämpökattila on suuri, kallis ja koko sulaton kannalta häiriöherkkä reaktori. Vaihtoehtoiset kaasun jäähdytystavat ovatkin viime aikoina nousseet vakavaksi vaihtoehdoksi kattilalle, erityisesti maantieteellisillä alueilla, jossa lämmölle ei juuri ole käyttöä /4/.



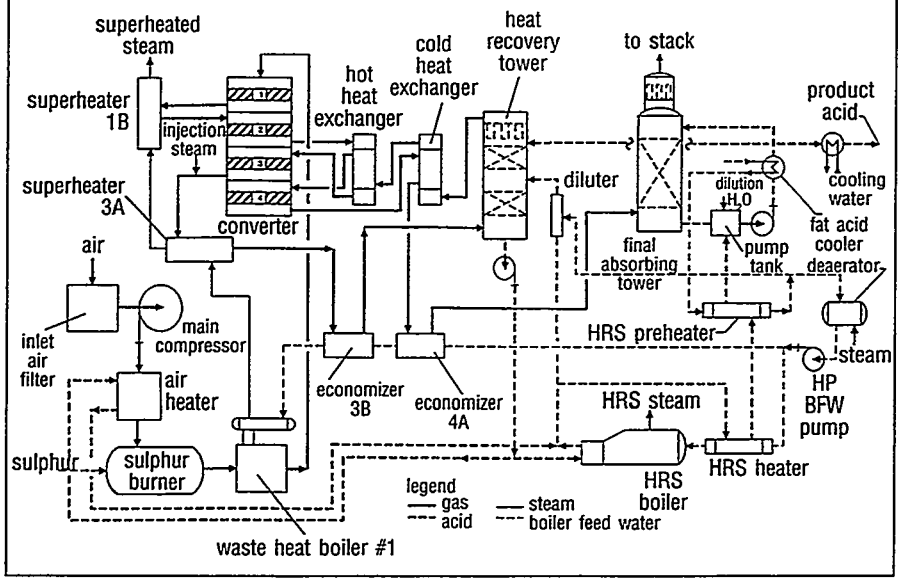
Kuva 3. Sulfidirikasteiden kuivaukseen käytettävä höyrykuivain /5/

Sulfidirikasteiden sulatusprosessien SO_2 on käsiteltävä rikkihapoksi tai vastaavaksi tuotteeksi ympäristösyistä. Riittävä happirikastus minimoi tuotekaasun määrän, ja johtaa sitä kautta energian säästöön rikkihappotehtaalla. Harjavallassa, kuten nykyään muutamissa muissakin liekkisulatoissa, otetaan rikkihapon valmistuksessa myös talteen reaktiossa

$$SO_3(g) + H_2O(l) = H_2SO_4(l) \qquad \Delta H(298) = -1.61 \text{ MJ/kg } SO_3 \qquad (1)$$

syntyvä imeytyslämpö /6/. Harjavallassa sillä tuotetaan kuumaa vettä kaupungin kaukolämmitystarkoituksiin. Kennecott'in sulatolla Salt Lake City'ssä tuotetaan höyryä happotehtaan pääpuhaltimien käyttövoimaksi, kuva 4.

Fig. 5: **The Monarch™ process**



Kuva 4. Lämmön talteenottopiiri, 'HRS boiler' ja 'HSR heater', rikkihappotehtaan imeytystornissa muodostuvan prosessilämmön talteenottamiseksi /7/

Jotta kaasuvolyymin pienentämistä happirikastuksen avulla voitaisiin täysimääräisesti hyödyntää myös rikkihappotehtalla, tutkimusta olisi suunnattava rikkihapon valmistukseen väkevistä SO_2- kaasuista /8/. Yksi tie tähän voisi olla lämmön talteenotto nykyistä tehokkaammin, suoraan SO_2:n hapetusreaktorin katalyyttipatjasta.

1.4 Muita kohteita Cu/Ni- sulatoilla

Uunin lämpöhäviöiden pienentäminen on aina ajankohtainen energiansäästötoimenpide, joskin liekkisulatuksessa hieman ristiriitainen. Tähän päästään sekä vuorausmateriaaleja ja uunien rakennetta parantamalla että kehittämällä itse prosessia vähemmän energiaa vaativaksi. Sulien siirroissa hukkaantuvaa lämpöä voidaan vähentää lay-out- ja prosessisuunnittelulla. Näissä kaikissa tarvitaan T&K-panosta.

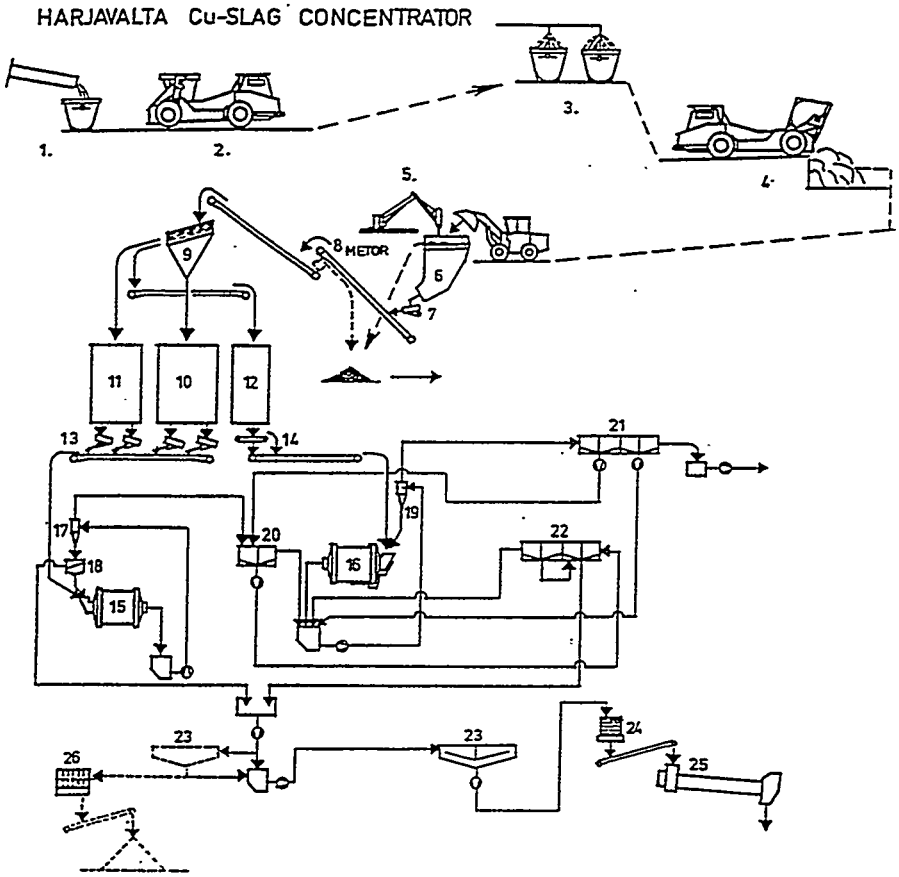
Eräs merkittävä, mutta vähälle huomiolle jäänyt energiankuluttaja sulattokokonaisuudessa on kuonien käsittely arvometallien talteenottamiseksi ennen niiden varastointia rikastushiekkana tms. stabiilina silikaattina. Käytössä on kaksi päälinjaa:

- kuonan pelkistys (yleensä sähkö)uunissa tai
- kuonan hidas jäähdytys, sitä seuraava murskaus, jauhatus ja vaahdotusrikastus.

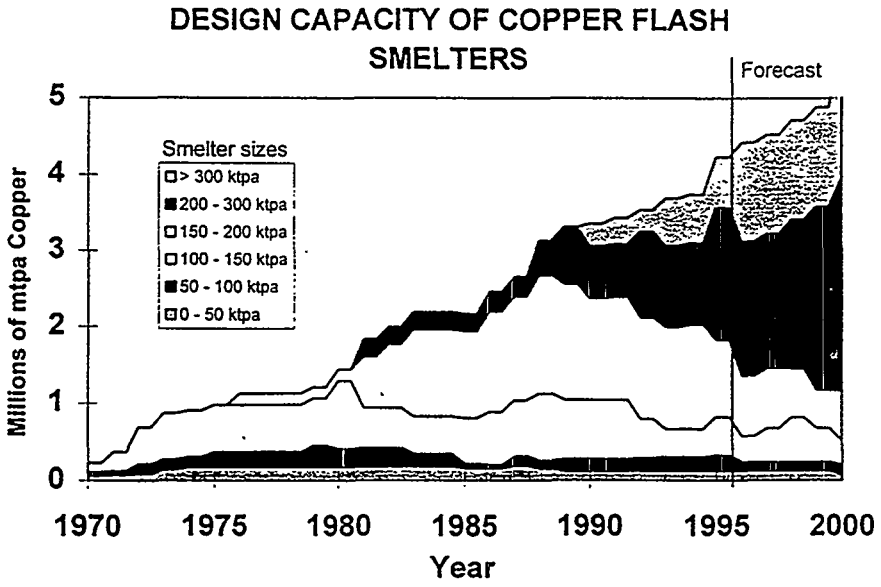
Pelkistysuunin energiankulutukseen on kiinnitetty huomiota jo perinteisesti. Kuonan jäähdytyksen jälkeiseen kuonan jauhatustarpeen ja sen energiankäytön minimointiin ei niinkään. Tässä onkin yksi haastava kohde tutkimukselle, kuva 5.

1.5 Teknologian vienti

Kehittämällä kuparin ja nikkelin liekkisulatustekniikkaa edelleen turvataan liekkisulatusteknologian kilpailukyky johtavan kuparin valmistusmenetelmänä ja sen tieto-taidon vienti maastamme. Menetelmää käyttäviä laitoksia on rakennettu tai rakenteilla yli 40 eri puolilla maailmaa kuparin ja nikkelin valmistukseen, ja noin 40% maailman primaarikuparista sekä 25% nikkelistä valmistetaan sen avulla, kuva 6. Perinteisten kuparin ja nikkelin sulatusmenetelmien vähitellen korvautuessa Outokummun tekniikalla kohoaa myös rikin talteenotto sulattokaasuista, joka on merkittävä osa maailma rikkiemissioista atmosfääriin.



Kuva 5. Harjavallassa käytössä oleva kuparikuonien jäähdytysmenetelmä (3) ja kuonarikastamo murskaus-, jauhatus- ja vaahdotuspiireineen /9/



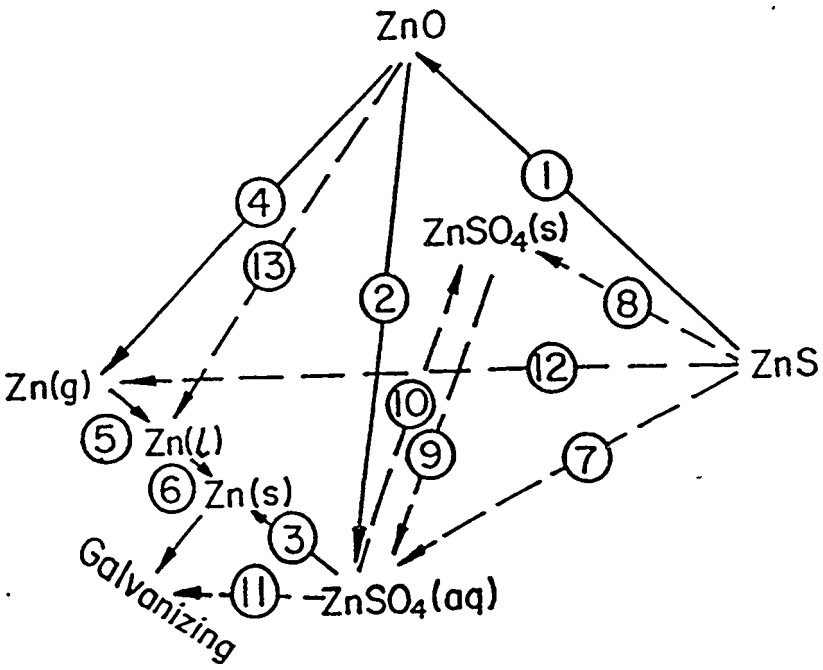
Kuva 6. Outokummun liekkisulatusteknologiaa käyttävien kuparisulattojen kapasiteetin kehitys maailmassa: primaarikuparin kokonaistuotanto on noin 9.5 Mt/a /10/

2 Sinkin valmistus

2.1 Valmistusmenetelmät

Yazawan /11/ näkemys mahdollisista sinkin valmistusreiteistä on esitetty kaavamaisesti kuvassa 7, kun lähtömateriaalina on sinkkirikasteessa oleva sinkkisulfidi. Se on pääasiallinen sinkin primaarilähde luonnon mineraaleissa.

Yli 80 % sinkistä valmistetaan ja sinkkirikasteista käsitellään elektrolyysiin perustuvalla, hydrometallurgisella prosessilla. Kuvassa 7 hydrometallurginen tuotanto noudattaa reittiä: 1 (pasutus) ⇒ 2 (liuotus) ⇒ 3 (elektrolyysi). Toinen yleinen valmistusmenetelmä on pyrometallurginen kuilu-uunipelkistys eli *Imperial Smelting-* prosessi (ISP). Sen reitti kuvassa 7 on: 1 (sintrauspasutus) ⇒ 4 (kuilu-uunipelkistys) ⇒ 5 (kondensointi) ⇒ 6 (tislaus).



Kuva 7. Sinkin valmistusreittejä kaavamaisesti esitettynä /11/

Kumpikin nykyisin käytössä oleva prosessivaihtoehto sisältää runsaasti energiaa kuluttavia yksikköoperaatioita:

- hydrometallurgisissa prosesseissa elektrolyysi (3),
- ISP-sulatossa itse kuilu-uunipelkistys (4) sekä tislaus (6).

2.2 Energian kulutus

Kellogg /12/ teki 80-luvun alussa selvityksen kymmenen elektrolyysilaitoksen ja neljän ISP-sulaton energian kulutuksesta. Selvityksen mukaan hydrometallurgisissa tehtaissa energian kulutus oli keskimäärin 50.1 ja ISP-sulatoissa 44.8 GJ/t SHG-sinkkiä. ISP- sulatoissa huomioitiin, että osa energiasta kului lyijyn valmistukseen. Hydrometallurgisessa prosessissa energia käytetään pääasiassa sähkönä. Eniten energiaa kuluu elektrolyysiin (n. 80 %). ISP-sulatossa eniten energiaa kuluu kuilu-uunissa metallurgisena koksina (n. 65 %) ja toinen suuri kohde on raakasinkin tislauksessa käytettävä öljy (n. 13 %).

2.3 Energian säästömahdollisuudet

Hydrometallurgisissa prosesseissa sinkin elektrolyysi (electrowinning) vie parhaimmissa tehtaissa sähköä n. 3100 kWh/t sinkkiä. Tämän energiamäärän pienentämiseksi on ilmeisesti vain vähän tehtävissä, koska sitä kontrolloivat luonnonlait ja erityisesti sinkin (absoluuttinen) epäjalous vesiliuoksessa tapahtuvassa elektrolyysissä.

ISP- laitoksissa suurin energian kulutus liittyy sinkkipasutteen pelkistykseen:

$$\underset{25\,^\circ C}{ZnO} + \underset{25\,^\circ C}{C} = \underset{1200\,^\circ C}{Zn(g)} + \underset{1200\,^\circ C}{CO(g)} \qquad (2)$$

Sinkkitonnia kohden tämä reaktio kuluttaa energiaa 6.6 GJ. Lisäksi tarvitaan hiiltä vähintäin 183 kg/t Zn, joka energiaksi muutettuna on noin 6.1 GJ. Yhteensä reaktioon (2) kuluu energiaa siis 12.7 GJ/t Zn. Pyrometallurgista tietä sinkkiä voidaan valmistaa myös kuvan 7 reittiä: 12 => 5 => 6. Parhaimmillaan tämä voisi tapahtua seuraavan reaktion mukaisesti:

$$\underset{25\,°C}{ZnS} + \underset{25\,°C}{O_2(g)} = \underset{1200\,°C}{Zn(g)} + \underset{1200\,°C}{SO_2(g)} \qquad (3)$$

Energiaa kyseiseen reaktioon (3) kuluu vain 1.8 GJ/t Zn. Energiasäästö sinkkitonnia kohden ISP-sulattoon verrattuna on peräti 10.9 GJ. Toistaiseksi ei kuitenkaan ole ratkaistu ongelmaa, miten kondensoida rikkidioksidipitoinen tuotekaasu ilman sinkin hapettumista ja sinkkisulfidin muodostumista.

Outokummun *Pyrozinc*- prosessi puolestaan perustuu sinkkisulfidin ja kuparin väliseen reaktioon:

$$\underset{25\,°C}{ZnS} + \underset{1300\,°C}{2\,Cu(l)} = \underset{1200\,°C}{Zn(g)} + \underset{1500\,°C}{Cu_2S(l)} \qquad (4)$$

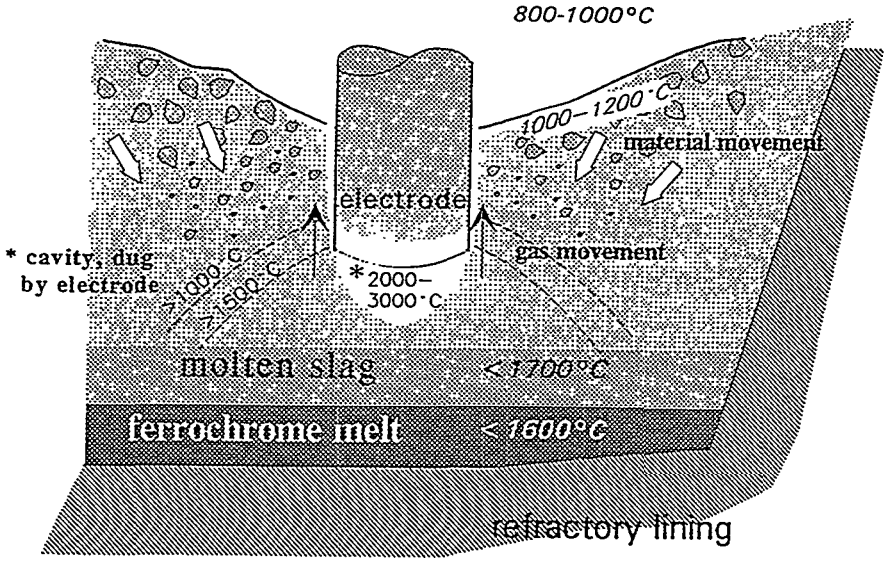
Energian kulutus sinkkitonnia kohden on 4.9 GJ. Teoreettinen säästö ISP-prosessiin nähden on 7.8 GJ.

Vertailusta on helppo havaita, että metallin tuotannon primaarinen energiankulutus voidaan sinkin valmistuksessa laskea huomattavan alhaiselle tasolle. Prosessin energian kokonaiskulutus sen sijaan riippuu olennaisesti sen tarvitsemista ympäryslaitteista, sivuvirroista sekä niihin liityvistä materiaalikierroista. Outokumpukonsernin 90-luvulla varsin merkittävällä panostuksella toteutettu pyrometallurgisen sinkin valmistusprosessin kehityshanke perustui juuri edellä kuvattuihin energiankäyttötekijöihin. Sen tarkoituksena oli kehittää menetelmä, jossa ei tarvita sähköenergiaa eikä kallista metallurgista koksia. Hankkeen tulosten tarkempi kuvaus on esitetty toisaalla tässä seminaarissa.

3 Ferroseosteknologia

3.1 Tuotantotekniikka

Ferrokromia valmistetaan pääasiassa uppokaarisähköuunitekniikalla, kuva 8. Lähitulevaisuudessa ei ole nähtävissä sitä korvaavaa taloudellista valmistusmenetelmää. Investoinnit uppokaariuunitekniikkaan ovat olleet mittavat ja myös siten kynnys niiden korvaamiseen on suuri.



Kuva 8. FeCr- tuotanto uppokaariuunissa: lämpötilat ja ainevirrat sulatuksessa /13/

Ferrokromin valmistus uppokaarisulatuksen avulla on runsaasti sähköenergiaa vaativa prosessi, joten pienetkin yksikköenergian säästöt ovat taloudellisesti mittavia. Sähköenergian kulutus sulatuksessa on määräävä, uppokaariuuniprosessin käyttökustannuksiin vaikuttava tekijä. Globaalisesti voidaan todeta, että sähköenergian hintatrendi on kohoava ja eräillä alueilla siitä tulee jopa olemaan pulaa.

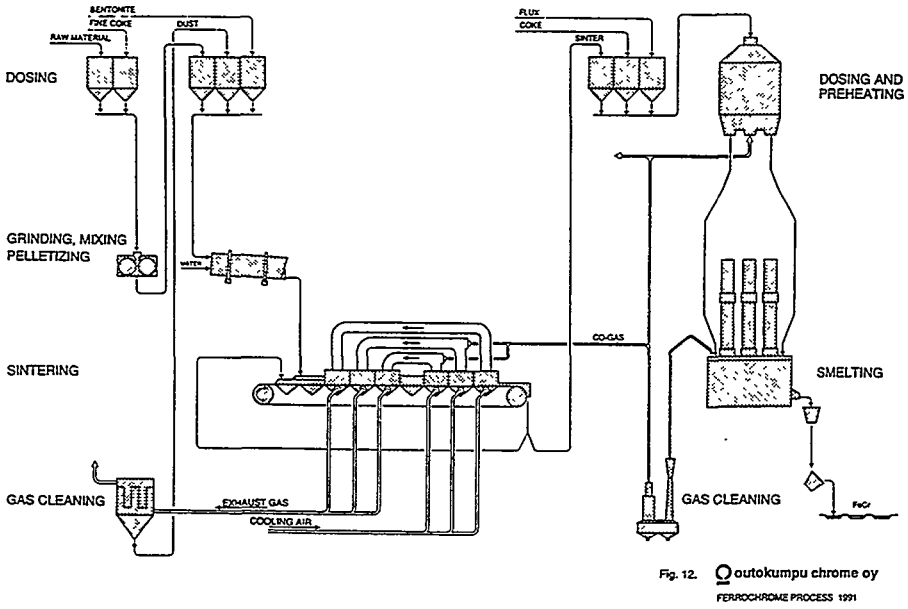
Täten sulatusmenetelmän yleinen kehitys sähköenergian kulutuksen ja tarpeen alentamiseksi on väistämätöntä.

Ferrokromia valmistetaan pääasiassa konventionaalisissa, pienehköissä 15-45 MVA:n AC (uppokaari)uuneissa, joiden vuosituotanto on 20 000-90 000 t FeCr/a. Syöttöpanos koostuu palamalmista, rikasteesta, fines'istä ja briketeista. Uunit ovat yleensä joko avoimia tai puolisuljettuja, jolloin pelkistyksessä vapautuva CO-kaasu palaa uunin ulkopuolella ja sitä ei juurikaan hyödynnetä. Suljettuja sähköuuneja on käytössä vähäisemmässä määrin, mutta tällöinkin CO-kaasun lämpösisällön hyödyntäminen on pientä. Sähköenergian kulutus sulatuksessa on näissä uuneissa tyypillisesti 3750-4500 kWh/t FeCr. DC-uuneissa (Etelä-Afrikka) käytetään hienojakoista rikastetta ilman esikäsittelyä ja sähköenegian kulutus on yli 4000 kWh/t FeCr /14/, mikä johtuu vaikeuksista soveltaa etukuumennustekniikkaa tässä uunityypissä.

Outokummun ulkomaille toimittamissa FeCr-prosesseissa on sähköenergian kulutustakuu hieman alle 3000 kWh/t. Menetelmä perustuu sintrattujen pellettien käyttöön ja pelkistyspanoksen rumpu-uunietukuumennukseen poistokaasujen kemiallisen energian hyödyntämiseksi.

Outokumpu Chrome Oy:n ferrokromitehtaalla Torniossa käytetään kehittynyttä sulatustapaa, joka perustuu sintrattujen kromiittipellettien ja suljetun uunitekniikan käyttöön, kuva 9. Syöttöpanos myös etukuumennetaan n. 700°C:hen polttamalla CO-kaasua kuilu-uunityyppisessä systeemissä, jolloin sähköenergian kulutus sulatuksessa on n. 3200 kWh/t. Prosessin stabiilisuuden vuoksi voidaan käyttää suuria sulatusyksiköitä ja 75 MVA:n uunin tuotantokapasiteetti on 175 000 t FeCr/a. Nykyisen prosessin tuotantokustannukset ovat selvästi pienemmät kuin käytettäessä panoksen etukuumennukseen aiempaa rumpu-uunitekniikkaa. FeCr-sulatusteknologian kehityksellä on myös merkitystä teknologian viennin alueella samalla tavoin, kuten edellä todettiin sulfidisten mineraalien sulatuksen yhteydessä.

Japanissa ja Etelä-Afrikassa on käytössä *Showa Denko-* prosessi /16/, joka perustuu kromiittipellettien esipelkistykseen rumpu-uunissa. Sähköenergian kulutukseksi on ilmoitettu suunnitteluarvona vain 2200 kWh/t, mutta prosessivaikeuksien vuoksi nykyinen kulutusluku on käytännössä huomattavasti suurempi, ja prosessin kokonaistalous ei liene kehuttava. Myös konvertterityyppisten prosessien kehittyminen ferrokromin tuotantomenetelmäksi /17/ näyttää vaativaan selkeää lisäpanostusta.



Kuva 9. Outokumpu Chrome Oy'n FeCr-nauhasintraus- ja sulatusprosessi Torniossa /15/

Muissa ferroseoksissa, kuten ferromangaani, on sähköenergian säästölle samat puitteet, niin teknologisesti kuin fysikaalisestikin, kuin ferrokromin tuotannossa. Tässä yhteydessä korostettava seikka on syötteen esikäsittelyjen suuri merkitys sulatusuunin toimintaan ja sähköenergian kulutukseen.

3.2 T&K- tarpeita FeCr- tuotannon alueella

Sulatuskelpoisten palamalmien saatavuus heikkenee, joten tulevaisuudessa siirrytään hienojakoisten kromiittirikasteiden ja -fines´ien käyttöön. Hienojakoisten raaka-aineiden käyttö sulatuksen syötteinä sellaisenaan tai yhdessä palamalmin kanssa aiheuttaa uunin toiminnassa epästabiilisuutta ja käyttöhäiriöitä. Tällöin sähköenergian yksikkökulutus on korkea ja kromin saanti heikko. Näissä tapauksissa suljettuja uuneja käytetään vain harvoin. Hienojakoisen kromiitin käyttö on tulevaisuudessa mahdollista vain agglomeroidussa muodossa ja tämänhetkisen käsityksen mukaan lujana, sintrattuna rakenteena, joko sintterinä tai pelletteinä.

FeCr-sulatuksen sähköenergian kulutuksen alentamiseksi on mahdollisuuksia:

- kromiittirikasteen ja palamalmin laadun parantaminen
  - Cr_2O_3- pitoisuuden nosto ja silikaattien poisto: kuona/metalli- suhde ja syötteen sulamispiste
  - kromiittirikasteiden agglomerointi pelletointi- ja sintrausmenetelmillä
  - pellettien pehmenemis-, pelkistys- ja sulatusominaisuudet - korkea pehmenemislämpötila.
- Pellettien pelkistyvyyden parantaminen
  - pelkistysmekanismi - tutkimustuloksia sovellettava tuotantoon
  - pellettien laatu - fluksit, sintrausolosuhteet, C- määrä, lämpötilajakauma, viiveaika ja raudan hapetusaste
  - ferrokromin valmistus nikkelillä seostettuna.
- CO-kaasun hyödyntäminen sulatusprosessissa
  - syöttöpanoksen esikuumennus mahdollisimman korkeaan lämpötilaan
  - etukuumennuslämpötila: sähköenergian säästö sulatuksessa on 80-100 kWh/t FeCr 100°C:n etukuumennusta kohden.
- Sulaenergian hyödyntäminen
  - sulan ferrokromin energian hyödyntäminen jaloteräksen valmistuksessa
  - kuona- ja metallisulat sisältävät energiaa.

4 Cu-, Ni- ja Zn- hydrometallurgia

4.1 Kaivos- ja rikastustekniikka

Sulfidisten kupari-, nikkeli- ja sinkkiesiintymien hyödyntämisessä kaivos- ja rikastuskustannukset ovat noin 40-70 % näiden metallien kokonaisvalmistuskustannuksista. Energiankäytön kannalta merkittäviä kehityskohteita ovat malmin murskauksen ja jauhatuksen yhteensovittaminen vaahdotuksen kanssa siten, että rikastettava mineraali saadaan vaahdotettua mahdollisimman karkeana, välttäen ylijauhatusta. Tähän pyritään monivaiheisella vaahdotuspiirillä, jossa välituotteiden partikkelikokoa seurataan *on-line-* mittauksilla ja niiden perusteella suoritetaan tarpeellinen välijauhatus. Tällöin ei tarvitse jauhaa koko massaa tiettyyn hienouteen vaan ainoastaan tietyt fraktiot siitä.

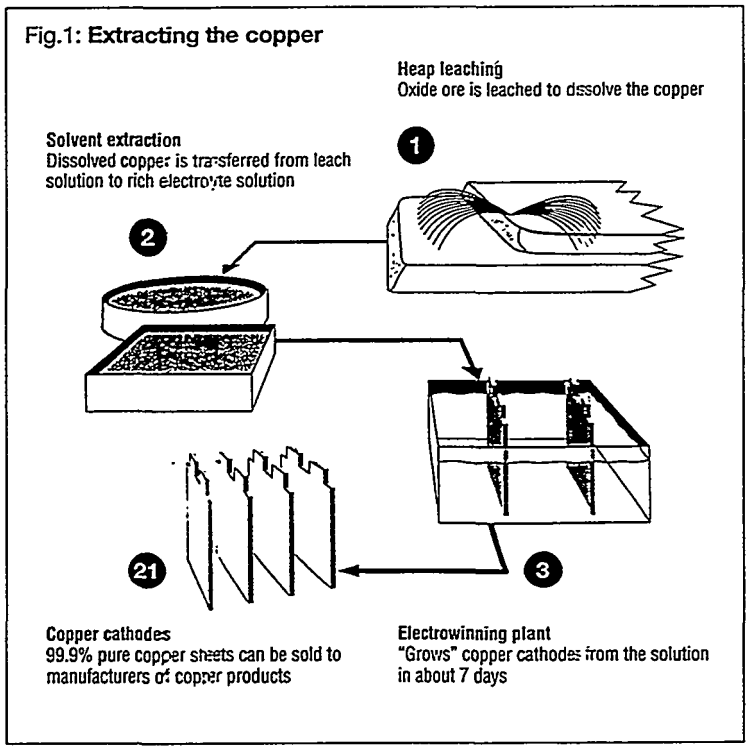
Vaahdotuskennojen volyymi kasvaa kaiken aikaa, koska näin saavutetaan selviä kustannus- ja energiasäästöjä. Rikasteen suodatuksessa siirtyminen keraamisiin kapillaarisuotimiin merkitsee pienempää energiankulutusta, koska ilmaa ei enää imetä suodinkakun läpi, ja myös samalla rikasteen vesipitoisuuden pienenemistä.

4.2 Hydrometallurgiset valmistusmenetelmät

Nykypäivänä sulfidiset rikasteet käsitellään lähes yksinomaan ensimmäisessä vaiheessa pyrometallurgisesti sulattamalla (Cu, Ni) tai pasuttamalla (Zn). Seuraavassa vaiheessa ne puhdistetaan hydrometallurgisesti: elektrolyyttinen puhdistus (Cu) tai liuotus-liuospuhdistus-elektrolyyttinen saostus (Ni, Zn). Sulfidisten rikasteiden suora liuotus on teknillisesti täysin mahdollista ja se voi tietyissä tapauksissa tarjota huomattavia etuja nykyiseen jalostusreittiin nähden, kuten esimerkiksi selvästi lyhyemmän jalostusketjun sekä rikin talteenoton elementtimuodossaan. Sinkin ja nikkelin valmistuksessa suorat liuotusprosessit ovat jo teollisessa käytössä, kun sen

sijaan kuparin valmistuksessa, huolimatta voimakaasta kehitystoiminnasta, ei teollista läpimurtoa ole vielä löytynyt. Onkin varsin todennäköistä, että sulfidisten rikasteiden käsittely suoraliuotuksella - ilman edeltävää pyrometallurgista vaihetta - tulee lisääntymään ja että kuparillekin sellainen prosessi saadaan valmiiksi.

Voimakkaimmin hydrometallurginen prosessointi on kasvanut kuparin tuotannossa oksidisista malmeista, kuva 10. Tämän on tehnyt mahdolliseksi rikkihappoliuotus-uutto-elektrolyysi- prosessin kehitys, joka mahdollistaa kasaliuotuksessa sen, että suoraan malmista valmistetaan korkeluokkaista kuparikatodia kohtuullisilla kustannuksilla. Kuparin valmistuksen kokonaiskustannukset tällä prosessilla ovat selvästi pienemmät kuin perinteisellä sulatto-elektrolyyttinen puhdistusmenetelmällä. Suurin yksittäinen energiansäästötekijä on, ettei oksidista malmia tarvitse jauhaa vaahdotushienouteen, vaan hienomurskaus riittää.



Kuva 10. Malmin suora kasaliuotus, jota seuraa uutto ja kuparin valmistus katodiksi /18/

Nikkelin oksidisten malmien eli lateriittien sulatus on perinteinen, hyvin energia-intensiivinen reitti. Teollisessa käytössä ovat myös hydrometallurgiset ammoniakki- ja rikkihappopohjaiset liuotusmenetelmät, joiden käytön voi olettaa lisääntyvän etenkin uuttotekniikan kehityksen myötä.

4.3 Hydrometallurgian yksikköprosessit ja T&K

Eri yksikköprosesseja kehitetään jatkuvasti niin energia- kuin muidenkin kustannusten pienentämiseksi. Seuraavassa on esitetty eräitä tärkeitä kehitystrendejä yksikköprosesseittain:

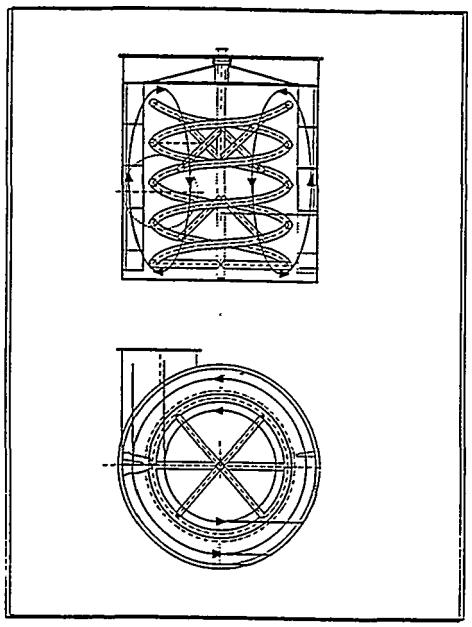
Liuotus kehittyy kohti suurempaa reaktorikokoa ja täydellisempää instrumentointia. Intensiteetin kohottamiseksi käytetään tehokkaampaa sekoitusta, katalyyttejä, voimakkaampia hapettimia ja korkeita lämpötiloja (autoklaavi).

Kasaliuotusta käytetään karkealle happoliukoiselle malmille; jos mukana on sulfideja, niiden liukeneminen tapahtuu bakteeritoiminnan välityksellä.

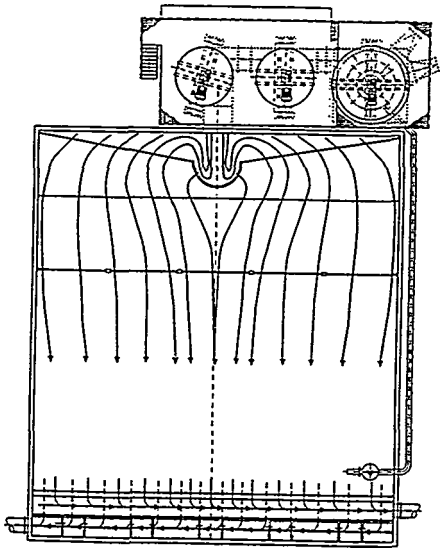
In-situ liuotus on mahdollista tietyin ehdoin, kun malmi on riittävän huokoista, jolloin siihen ja siitä pois voidaan pumpata liuotin; tämä olisi kaikkein halvin menetelmä malmin käsittelyn kannalta.

Liuospuhdistukseen on neste-nesteuuton ja ionivaihtoprosessien kautta tullut uusia mahdollisuuksia päästä yhä selektiivisempiin erotuksiin ja puhtaampiin liuoksiin pienemmillä kustannuksilla, kuva 11; uudet haihdutustekniikat toisaalta pienentävät energiakustannuksia.

Vetypelkistys nikkelin ja koboltin erottamiseksi vesiliuoksista; tekniikan kehityksessä on kaksi linjaa ja tavoitetta: miten tehdä halpaa vetyä ja miten tehdä prosessista jatkuvatoiminen.



SPIROK- sekoitin



VSF- mixer-settler

Kuva 11. Neste-neste- uutossa käytettävä mixer-settler päältäpäin katsottuna, oikealla ja sen sekoitin, vasemmalla (Outokumpu VSF- tekniikka ja SPIROK sekoitin) /19/

Elektrolyyttinen puhdistus liukeneville kuparianodeille on pitkälle kehitetty tekniikka, jonka edelleen kehityksessä ratkaisevaa on prosessin mekanisointi ja automatisointi.

Elektrolyyttinen saostus liukenemattomia lyijyanodeja käyttäen sinkin ja nikkelin tuotannossa on energiaintensitiivinen prosessi, koska siinä hajotetaan anodilla vettä hapeksi varsin korkealla ylijännitteellä; hapen kehitystä katalysoivia anodin pinnoitteita tai jotain muuta veden hajoamisen korvaavaa reaktiota on etsitty energian käytön pienentämiseen.

5 Johtopäätökset

Sulfidisten kupari-, nikkeli- ja sinkkiesiintymien hyödyntämisessä kaivos- ja rikastuskustannukset ovat noin 40-70 % näiden metallien kokonaisvalmistuskustannuksista. Energiankäytön kannalta merkittävä kehityskohde on malmin murskauksen ja jauhatuksen yhteensovittaminen vaahdotuksen kanssa.

Kuparin ja nikkelin liekkisulatus on tunnettu matalasta energian kulutuksesta tuotetonnia kohden. Verrattuna alumiinin tai sinkin valmistukseen on tarvittava ulkopuolisen energian määrä huomattavan pieni. Energian osuus kupari- tai nikkeliliekki-sulaton tuotantokustannuksista on 30 - 50 %, ja suora energiansäästön potentiaali muutaman prosentin luokkaa kokonaiskustannuksista. Energian säästöön liittyvää T&K- toimintaa kuparin ja nikkelin valmistuksen alueilla on siten prosessikehitys, joilla tuotantovaiheita yksinkertaistetaan ja optimoidaan. Tällaisia ovat mm.:

- nikkelikiven suorasulatusprosessi,
- kuparin liekkikonvertointimenetelmä,
- rikkihapon valmistus väkevistä SO_2- kaasuista,
- vaihtoehtoiset tuotekaasun jäähdytystavat jätelämpökattilan ohella,
- laitetekniikan parantaminen ja prosessin tasainen toiminta,
- kuonan käsittely - poisheitettävä kuona liekkisulatusuunista.

Sinkin valmistus sisältää energiaa runsaasti kuluttavia yksikköoperaatioita:

- hydrometallurgisissa prosesseissa elektrolyysi,
- ISP-sulatossa kuilu-uunipelkistys sekä tislaus.

90-luvulla, merkittävällä panostuksella toteutettu pyrometallurgisen sinkinvalmistusprosessin kehitys perustui juuri näihin energiankäyttötekijöihin. Tarkoituksena oli kehittää menetelmä, jossa ei tarvita kallista sähköenergiaa tai metallurgista koksia.

Ferrokromin uppokaarisulatus vaatii runsaasti sähköenergiaa, ja sähkön kulutus on määräävä, sen käyttökustannuksiin vaikuttava tekijä. Globaalisesti sähkön hintatrendi on kohoava ja eräillä alueilla siitä tulee jopa olemaan pulaa. Sulatusmenetelmän yleinen kehitys sähkön kulutuksen ja tarpeen alentamiseksi on siten väistämätöntä. Palamalmien saatavuus heikkenee ja suunta on hienojakoisten rikasteiden käyttöön. Se on mahdollista vain agglomeroidussa muodossa, sintterinä tai pelletteinä. T&K- kohteita FeCr- sulatuksen sähkön kulutuksen alentamiseksi ovat mm.:

- kromiittirikasteen ja palamalmien laadun parantaminen,
- pellettien pelkistyvyyden parantaminen,
- CO-kaasun hyödyntäminen sulatusprosessissa,
- sulien energiasisällön hyödyntäminen.

Hydrometallurgian yksikköprosesseja kehitetään niin energia- kuin muiden kustannusten pienentämiseksi; näistä keskeisimmät ovat:

- *Liuotus* suurissa reaktoreissa, hyvä instrumentointi → tehokas sekoitus, katalyytit, voimakaat hapettimet ja korkeat lämpötilat (autoklaavi).
- *Kasaliuotus* karkealle happoliukoiselle malmille.
- *In-situ liuotus* on mahdollinen, kun malmi on huokoinen → halvin menetelmä.
- *Liuospuhdistus* neste-nesteuutto ja ionivaihtoprosessit → selektiivinen erotus ja puhtaat liuokset pienemmillä kustannuksilla; uudet haihdutustekniikat pienentävät energiakustannuksia.
- *Vetypelkistys* nikkelin ja koboltin erottamiseksi vesiliuoksista.
- Liukenevien kuparianodien *elektrolyyttinen puhdistus* on pitkälle kehitetty tekniikka → prosessin mekanisointi ja automatisointi.
- *Elektrolyyttinen saostus* liukenemattomia lyijyanodeja käyttäen → hapen kehitystä katalysoivia anodipinnoitteita ja veden hajoamisen korvaavaa reaktiota on etsitty energian käytön pienentämiseen.

Näiden edellä esitettyjen valmistusmenetelmien kehityksellä on keskeinen merkitys suomalaisen teknologian kilpailukyvylle niin kuparin, nikkelin kuin sinkin ja ferrokromin valmistuksessa ja niihin liittyvän tietotaidon sekä teknologian viennille.

Tekijä kiittää Outokumpu Research Oy'n henkilökuntaa avusta esityksen laadinnassa ja erityisesti tutkimusjohtaja O Hyväristä sekä kehityspäälliköitä H Eerola, H Krogerus, J Laulumaa ja A Vartiainen.

Lähdeluettelo:

1. Taskinen, P., Mäkinen, T.: Physical Chemistry of the Direct High-Grade Nickel Matte Smelting. *Esitelmä 8th International Flash Smelting Congress*, 1996

2. Salmi, V., Jokinen, T.: Direct Flash Smelting of High-Grade Nickel Matte at Outokumpu's Harjavalta Smelter. *Esitelmä 8th International Flash Smelting Congress*, 1996

3. George, D., M Gottling, R.& Newman, C.: Modernization of Kennecott Utah Copper Smelter. *Proc. COPPER95-COBRE95, Vol. IV* (toim. W Chen, C Diaz, A Luraschi& P Mackey) s. 41. The Metallurgical Society of CIM: Monteral, 1995

4. Friedman, L.: Analysis of Recent Advances in Smelter Gas Cleaning Systems. *Smelter Process Gas Handling and Treatment* (toim. T Smith& C Newman) s. 221. TMS: Warrendale (USA), 1991

5. Jortikka, M., Helle, L.& Hanniala, P.: Improving Copper Smelting Process, Capacity and Costs - The Answer is Outokumpu Flash Smelting. *EPD Congress '94.* (toim. G Warren) s. 669. TMS: Warrendale (USA), 1993

6. Roine, A.: *HSC Chemistry for Windows, Ver. 2.0. User's Guide.* Outokumpu Research Oy, Pori, 1994

7. More, A.: 250 Years of Vitriol 2: The Contact Process. *SULPHUR* (1996) N:o 245, 45

8. Helle, L., Kojo, I.: Copper Production by Flash-Converting Technology: Process and Equipment. *International Mineral& Metals Technology* (toim. N. Roberts) s. 139. Sterling Publ. Ltd.: Lontoo, 1994

9. Salmi, V., Tuokkola, P.: New Developments at the Harjavalta Smelters in 1981-1987. *World Survey of Non-ferrous Smelters* (toim. J Taylor& H Traulsen) s. 249. TMS: Warrendale (USA), 1987

10. Andersin, E.: tiedonanto. Outokumpu Engineering Contractors, Espoo, 1996

11. Yazawa A.: New Look at the Extraction of Zinc. *Zinc '85: Proceedings of international symposium on extractive metallurgy of zinc.* (toim. Tozawa K) s. 45. MMIJ: Japani, 1985

12. Kellogg H.: Energy Use in Zinc Extraction. *Lead-Zinc-Tin '80.* (toim. Cigan J, Mackey T & O'Keefe T) s. 28. AIME: Warrendale, 1979

13. Jalkanen, H., Kojo, M., Krogerus, H., Niemelä, P.& Oikarinen, P.: Cyanides in FeCr Submerged Arc Furnace Production. Esitelmä *INFACON 7*, Trondheim, 1995

14. Glökler, G., Müller, H.: A Comparison of the Electric Submerged Arc Furnace and the Plasma Smelting Furnace. *BHM* **134** (1989) 5, 1

15. Honkaniemi, M., Krogerus, H., Daavittila, J.& Oikarinen, P.: Importance of Chromite Pretreatment in Ferrochromium Production. Esitelmä, *INFACON 6*, Etelä-Afrikka, 1992

16. O'Shaughnessy, D., Sciarone, M.: The Operation and Control of a Submerged-Arc Furnace to Produce High-Carbon Ferrochrome from Pre-Reduced Pellets. *Esitelmä INFACON 2*, Lausanne, 1980

17. Izawa, T., Katayama, H.& Sano, N.: Smelting Reduction of Chromite Ore in an Oxygen Converter. *Esitelmä INFACON 6*, Etelä-Afrikka, 1992

18. Gillen, G.: Copper Leaching with Sulphuric Acid. *SULPHUR* (1996) N:o 245, 18

19. Nyman, B., Yllö, E.: Recovery of Copper by the Outokumpu VSF Solvent Extraction Technology. *EPD Congress '94.* (toim. G Warren) s. 375. TMS: Warrendale (USA), 1993

TERÄKSEN VALSSAUS JA LÄMPÖKÄSITTELY

Pekka Mäntylä
Rautaruukki Oy, Raahe Steel

Yhteenveto asiantuntijaryhmän puheenjohtajan puheenvuorosta
SULA 2-seminaarissa

Lähtökohdat

Asiakaslähtöisen strategiakatsannon mukaisesti valssaustuotteiden ominaisuuksien tasalaatuisuus on yksi tärkeimmistä tavoitteista. Robotisoituva konepajatuotanto asettaa myös yhä suuremmat tavoitteet tuotteen pinnanlaadulle. Kuumennuksessa ja valssauksessa syntyvä hilse vaikuttaa paitsi pinnanlaatuun myös välillisesti energiankulutukseen sekä materiaalin saannin että kuumennusatmosfäärin koostumuksen muodossa. SULA 2-tutkimuksissa on keskitytty hilsemäärän pienentämiseen ja sen irtoamisen helpottamiseen.

Tarpeet

Hilse voidaan karkeasti jakaa kahteen tyyppiin, primäärihilse ja sekundäärihilse. Edellinen hilsetyyppi syntyy kuumennusuunissa ja jälkimäinen pääasiassa valssausprosessin aikana. Kuumennuslämpötilan lisäksi uuniatmosfäärin koostumuksella on suuri vaikutus hilseen kasvuun ja kiinnipysyvyyteen. SULA 2-tutkimuksissa painopiste on uuniatmosfäärin happiylimäärän hallinnassa. Esimerkiksi Raahe Steelin aihiouuneissa 1 %-yksikön happiylimäärän pieneneminen merkitsee 1,2 %:n vähenemistä energiankulutuksessa. Happiylimäärä ei kuitenkaan saa olla liian pieni, tällöin vaikeutuu hilseen irtoaminen myöhemmässä prosessivaiheessa. Optimi happitaso on 3 - 4 %.

Tulokset

Raahe Steelin hankkeessa "Kuumennusuunien atmosfäärin optimointi" tavoitteena oli löytää sopivat palamattomien savukaasujen mittausanturit ja mittauspisteet. Koeuunissa (tuotantouuni no 3) saavutettiin energiasäästöä 17500 GJ/v, kun happitaso vakiinnutettiin 3 - 4 %:iin. Fundia Wiren "Dalsbrukin valssaamon teelmäuuni" -hankkeessa vietiin läpi kaksi energiankäytön tehostamisprojektia, toinen laitetekninen ja toinen säätötekninen. Projektien tuloksena saavutettiin öljyn ominaiskulutuksessa 19000 GJ/v säästö ja sähköenergian ominaiskulutuksessa 10 Mwh/v säästö.

TKK:n hankkeessa "Kuumamuokkauksen energiasäästöt romun määrää ja hilseilyä vähentämällä", joka palvelee useita yrityksiä, on mitattu aihiouunien atmosfäärien happipitoisuuksia eri paikoissa ja eri tilanteissa. Tällöin on havaittu korkeita happipitoisuuksia. Tietoa on hyödynnetty uunien ajoparametrien optimoinnissa. Imatran terästehtaan teelmäuunissa energiankulutus on vähentynyt 9,5 % eli 19000 GJ/v, josta projektista johtuvien muutosten osuudeksi arvioidaan 10000 GJ/v. Paremman atmosfäärin säädön ansiosta palohäviö on pienentynyt 0,2 %, ja hiilenkadon aiheuttamat romutukset ovat poistuneet lähes kokonaan.

Taalintehtaan valssaamon hankkeessa "Nopeutettu kuumennus" on tavoitteena ollut teelmäuunin kapasiteetin nostaminen 60 tonnista 70 tonniin tunnissa. Tavoitetaso on ajoittain saavutettu, mutta uunista riippumattomista syistä keskimääräinen tuotantonopeus on vielä jäljessä suunnitellusta.

Vaikka energiansäästössä on saavutettu merkittäviä tuloksia, ovat saavutetut pinnanlaatuun liittyvät parannukset merkityksellisempiä. Niitä on vaikea rahallisesti mitata tämän hankekokonaisuuden yhteydessä.

Hankkeiden painopistealueet

Valmistusprosessin fysikaalinen mallintaminen on tietokoneohjauksen perusedellytys. Tavoitteena on mahdollisimman robusti tuote. Mikä puolestaan edellyttää prosessihajonnan hallintaa ja optimointia. Tietokoneiden suorituskyvyn kasvun myötä fysikaalisen mallintamisen tehokkaaksi työkaluksi on tullut elementtimenetelmä, jolla voidaan kuvata osaprosesseja, joiden käsittely muutoin matemaattisesti on vaikeaa tai mahdotonta. Näin on voitu huomattavasti pienentää prosessihajontaa.

Elementtimenetelmään perustuva virtausmallintaminen on avannut uuden näköalan esimerkiksi kuumennusuunien virtausproblematiikan ymmärtämiseksi. Nyt ollaan kuitenkin tulossa tilanteeseen, jossa prosessihajonnan pienentäminen on enää marginaalista.

Perinteisen prosessimallintamisen rinnalle on tullut uusi työkalu -neuroverkot. Esikuva on biologinen. Tavoitteena on jäljittää ihmisaivojen toimintaa. Hermosolussa, neuronissa, runko-osassa informaatio kulkee sähköisessä muodossa ja tuojahaarakkeiden, dendiittien, ja toisen hermosolun liitoskohdassa, synapseissa, informaation siirtyminen on kemiallista. Hermosolujen informaation rinnakkainkäsittelykapasiteetti on erittäin suuri. Neuraali-laskennassa biologisen esikuvan mukaan input-tietoa käsitellään eri tasoissa, siten että output-tieto sisältää prosessidatasta opittua informaatiota. Ulostulotietoa käytetään prosessin ohjaukseen. Pelkkä neuroverkkoihin perustuva prosessimalli ei välttämättä aina ole paras mahdollinen prosessin kuvaaja. Analyyttinen malli taitavan funktion muovaajan käsissä saattaa olla neuroverkkomallia parempi. Tällaisia mallintajia on kuitenkin vähän.

Hybridimallissa perinteinen fysikaalinen mallintaminen ja neuroverkot on yhdistetty neuraali-laskennan keinoin. Tavoitteena on huomattava prosessihajonnan pienentäminen. Tutkimushankkeissa tulisikin kehittää hybridimenetelmää uudeksi mallinnustyökaluksi. Toinen tärkeä painopistealue on prosessin mittaustiedon analysointi esim. SOM (Self Organizing Maps) -tekniikalla siten, että virheellinen mittausdata voitaisiin mahdollisimman luotettavasti erottaa mittaustietoavaruudesta, josta SOM muodostaa kaksiulotteisen

kokonaisuuden. Tässä kaksiulotteisessa tietoavaruudessa keskittymät voidaan tulkita prosessin eri tiloja kuvaavasta näkökulmasta.

Esitetyllä mallinnusmenetelmällä voidaan käsitellä mm. sellaisia laatuun vaikuttavia tekijöitä kuin pinnanlaatu, dimensiotarkkuus, valssatun tuotteen rakenne, kuumennus ja hiilenkato. Nämä ovat lähes kaikki Perusmetallille yhteisiä kehityskohteita.

PROJEKTIRAPORTIT

001 KOORDINAATIOPROJEKTI

Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien Yhdistys
Eteläranta 10, 00130 HELSINKI
Puhelin (09) 19231
Telefax (09) 624462

Tutkimusjohtaja: Håkan Hakulin

	1995	1996
SULA 2-rahoitus	142.527 mk	70.000 mk
MET ja Perusmetalli		90.000 mk

1 SULA 2-ohjelman tutkimustyön suuntaus

SULA 2-ohjelma on on perusmetalliteollisuuden energiatutkimusohjelma. Ohjelmaan osallistuvat varsinaiset perusmetalliyritykset; Outokumpu, Rautaruukki, Imatra Steel ja Fundia Wire sekä heidän yhteistyöpartnerit T&K-työssä eli ne korkeakoulut ja tutkimuslaitokset, joiden laboratoriossa voidaan tutkia metallien valmistusprosesseja tai niiden säätöä ja mallinnusta.

SULA 2-ohjelman yleiset tavoitteet määriteltiin runko-ohjelmassa. Käytännössä tutkimus on olemassa olevien resurssien puitteissa keskittynyt tuotantoprosessien kehitykseen ja tähän liittyvään perustutkimukseen. Johtoryhmä valitsi ohjelmalle seuraavat painoalueet:

- Raudan ja teräksen valmistuksen perusprosessit
- Sinkin valmistus
- Ferrokromin ja jaloteräksen valmistus
- Kuparin ja nikkelin pyrometallurginen valmistus Outokummun liekkisulatusteknologiaa käyttäen
- Terästen valssaus ja lämpökäsittely.

Tähän mennessä on löytynyt jokaiseen painoalueeseen sen energiataloudelliseen merkitykseensä nähden sopivasti kiinnostavia tutkimuskohteita.

2 Koordinaatioprojektin ja johtoryhmän toiminta 1995 - 1996

Vuosiseminaari ja vuosikirja SULA 2-ohjelman ensimmäinen vuosiseminaari pidettiin Oulussa, Oulun yliopiston tiloissa 14.-15.12.1994. Seminaariin osallistui 84 henkilöä. Seminaari järjestettiin kahden päivän seminaarina ilman rinnakkaisistuntoja. Jokaisesta projektista oli suullinen esitys. Seminaarin ohjelmaan oltiin tyytyväisiä, mutta jälkiarvioinnissa todettiin, että kahden päivän seminaari kuluttaa liian paljon yritysten edustajien aikaa. Seminaarissa jaettiin SULA 2-ohjelman ensimmäinen vuosikirja.

SULA 2-ohjelman **väliarvioinnin** on suorittanut ohjelman johtoryhmä kesällä 1995. Käytännössä työ tehtiin siten, että tutkimusjohtaja kirjoitti projekteista alustukset raporttitietojen pohjalta. Selvitysprojektien osalta alustuksena käytettiin yleensä projektijohtajan raporttia tai sen lyhennelmää.

Varsinainen arviointi suoritettiin kolmessa kokouksessa; Raahessa 31.5., johon osallistuivat Rautaruukin ja Fundian edustajat, Outokummun pääkonttorissa Espoossa 20.6., ja Imatralla 21.6.

Arviointityössä käytettiin apuna TEKESin kysymyksiin perustuvat kaavakkeet, jonka mukaan keskeisten arviointiperusteiden mukaan annettiin arvosanat 1-5.

Arviointiraportti koostuu lyhyistä kirjallisista lausunnoista ja arvosanataulukoista. Luonnollisesti varsinaiset tutkimusprojektit käsiteltiin arvioinnissa perusteellisimmin. Muutamasta selvitysprojektista ja yhdestä pienestä yrityshankkeesta johtoryhmä ei suorittanut arvosana-arviointia, vaan katsoi, että projektijohtajan selostus on riittävä.

SULA 2-ohjelman osuus **TEKESin energialinjan väliraportista** kirjoitettiin syyskuussa 1996 väliarviointiraportin mallin mukaan täydennettynä väliajalla saavutetuilla tuloksilla.

3 Projektit ja rahoitus 1995 - 1996

Vuosina 1995 - 1996 ovat SULA 2-ohjelmaan raportoineet yhteensä 32 projektia, joista 28 saavat SULA 2-rahoitusta, 3 Suomen Akatemian rahoitusta ja 1 TEKESin toisen ohjelman rahoitusta. Projekteista 14 ovat korkeakouluvetoisia ja 18 yritysvetoisia projekteja.

Korkeakouluprojektit ovat keskittyneet masuuniprosessin tutkimiseen, 7 projektia, kromin termodynamiikan ja reaktiokinetiikan tutkimiseen, 2 projektia, sekä liekkisulatusprosessin tutkimiseen, 3 projektia. SULA-ohjelman ansiosta on ym. aloilla syntynyt osaamiskeskuksia Oulun yliopistoon ja Teknilliseen korkeakouluun.

Merkittävä osa yrityshankkeista liittyy yritysten peruskorjaus- ja investointihankkeisiin kuten edellisessä vuosikirjassa on raportoitu. Tämä selittää osittain niitä energiataloudellisia ja kilpailukyvyn parannuksia mitä ohjelman tuloksena on saavutettu.

Sikäli kun on mahdollista kohdistaa syntyneitä kustannuksia ym. vuosille saadaan kokonaisrahoituksena 52,5 milj. markkaa. Jakaantuminen eri painoalueilla on seuraava:

	milj. mk
Raudan ja teräksen valmistuksen perusprosessit	24.452
Ferrokromin ja jaloteräksen valmistus	3.869
Kuparin ja nikkelin valmistus	4.387
Sinkin valmistus	15.346
Terästen valssaus ja lämpökäsittely	4.112
Koordinaatioprojekti	300
Yhteensä	52.466

Rahoitus jakaantuu seuraavasti:

TEKES ja KTM	18.147	34,6 %
Suomen Akatemia ja Tekniikan edistämissäätiö	948	1,8 %
Korkeakoulut ja VTT	1.350	2,6 %
Yritykset	32.021	61 %

4 Ohjelman organisaatio 1995 - 1996

Johtoryhmän kokoonpano on ollut seuraava:

Puheenjohtaja

Tutkimuskeskuksen johtaja Peter Sandvik, Rautaruukki Oy

Jäsenet

Tutkimus- ja kehitysjohtaja Jussi Asteljoki, Outokumpu Oy

Kehityspäällikkö Seppo Haarala, Imatra Steel Oy Ab

Kehitysjohtaja Pertti Kostamo, Fundia Wire Oy Ab

Toimitusjohtaja Sirpa Smolsky, Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien Yhdistys

Projektipäällikkö Mikko Ylhäisi, Teknologian kehittämiskeskus

Koordinaatio-organisaationa toimii Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien Yhdistys ja ohjelman vastuullisena johtajana DI Håkan Hakulin.

Niille painoalueille, joilla on vähintään yksi osaprojekti, asettaa johtoryhmä asiantuntijaryhmän, johon valitaan painoalueen tutkimukseen osallistuvien korkeakoulujen ja yritysten edustajat.

Asiantuntijaryhmien ja johtoryhmien kokoonpanot vuoden 1996 päättyessä:

Raudan ja teräksen valmistuksen perusprosessit

FT Kyösti Heinänen, Rautaruukki Oy, Raahe, puheenjohtaja

DI Håkan Hakulin, SULA 2-ohjelma

Prof. Lauri Holappa, TKK, Metallurgian laboratorio

Prof. Jouko Härkki, Oulun yliopisto, Prosessimetallurgia

Prof. Reijo Karvinen, TTKK, Lämpötekniikan laitos

TkL Pertti Kostamo, SULA 2-johtoryhmä

DI Pentti Kupari, Outokumpu Polarit Oy, Tornio

TkL Markku Orjala, VTT, Energia

TkL Kalevi Raipala, Fundia Wire Oy Ab, Koverhar

TkT Henrik Saxen, Åbo Akademi, Institutionen för värmeteknik

TkT Matti Seppänen, Rautaruukki Oy, Engineering

DI Kari Terho, Imatra Steel Oy Ab, Imatra

DI Mikko Ylhäisi, TEKES

Ferrokromin ja jaloteräksen valmistus

Prof. Lauri Holappa, TKK, Metallurgian laboratorio, puheenjohtaja

TkT Jussi Asteljoki, SULA 2-johtoryhmä

DI Håkan Hakulin, SULA 2-ohjelma

Prof. Jouko Härkki, Oulun yliopisto, Prosessimetallurgia

DI Helge Krogerus, Outokumpu Research Oy, Pori

DI Timo Lintumaa, Outokumpu Steel Oy, Tornio

DI Pekka Niemelä, Outokumpu Chrome Oy, Tornio

DI Mikko Ylhäisi, TEKES

Projektin "Liekkisulatusprosessin kaasu-kiintoaine-reaktioiden simulointi" johtoryhmä:

Dos. Pekka Taskinen, Outokumpu Research Oy, puheenjohtaja

DI Tapio Ahokainen, Teknillinen korkeakoulu, sihteeri

TkT Jussi Asteljoki, SULA 2-johtoryhmä, Outokumpu Oy

DI Håkan Hakulin, SULA 2-ohjelma

Prof. Mikko Hupa/

TkT Pia Kilpinen, LIEKKI 2-ohjelma, Åbo Akademi

Dos. Ari Jokilaakso, Teknillinen korkeakoulu, vastuullinen johtaja

DI Kari Jääskeläinen, Imatran Voima Oy

TkL Markku Kytö, Outokumpu Engineering Oy

TkL Reijo Munther, TEKES

DI Mikko Ylhäisi, TEKES

Teräksen valssaus ja lämpökäsittely

TkT Pekka Mäntylä, Rautaruukki Oy, Raahe, puheenjohtaja

FM Seppo Haarala, Imatra Steel Oy Ab ja SULA-johtoryhmä

DI Håkan Hakulin, SULA 2-ohjelma

Prof. Pentti Karjalainen, Oulun yliopisto, Materiaalitekn. lab.

Prof. Antti Korhonen, TKK, Metallien muokkauksen ja lämpökäsittelyn lab.

TkL Raimo Levonmaa, Outokumpu Polarit Oy, Tornio

DI Henry Lönnberg, Fundia Wire Oy Ab, Taalintehdas

DI Mikko Ylhäisi, TEKES

Projektin "Aihioiden kuumennuksen energiatalouden parantaminen virtausmallin avulla" kokouksiin osallistuvat lisäksi:

Dos. Ari Jokilaakso, TKK, Materiaalien valmistuksen laboratorio

Esko Järvinen, CSC - Tieteellinen laskenta

5 Tulokset

Sovellusten vaikutus ominaisenergiankulutukseen ja talouteen

Sellaista selvää säästöä tuotantoprosessien energiankulutuksessa, jota voidaan tuotantoraporteista laskea, on saatu aikaan seuraavissa projekteissa.

	Lämpö-energia TJ/v	Sähkö-energia GWh/v	Grafiitti-elektrodit tonni/v
Masuunin expert-järjestelmä Raahen terästehdas	270		
Koksaamon energiatalous, koksipatterin lämpötilahallinta Raahen terästehdas	615		
Sulapanoksen sähkövastuksen maksimointi uppokaarisulatuksessa Tornion ferrokromisulatto		18,8	
Sulan FeCr:n hyödyntäminen teräksen valmistuksessa Tornion jaloterästehdas		30	300
Senkkakäsittelyn optimointi Tornion jaloterästehdas		1	
Teräsaihioiden kuumennusuunien atmosfäärin optimointi Raahen terästehdas	17,5		
Teelmäkuumennusuunien energiatalouden parantaminen Taalintehtaan valssaamo	19	0,1	
Kuumamuokkauksen energiasäästöt romun määrää ja hilseilyä vähentämällä Imatra Steelin valssaamo	10		
Yhteensä	**930**	**50**	**300**

Säästyneen energian arvo on yli 30 milj. markkaa vuodessa. Lisäksi voidaan mainita seuraavia taloudellisesti merkittäviä tuloksia.

* Raahen masuunien tuotantokapasiteetti on noussut 7,5 %. Tästä masuunin expert-järjestelmän osuus on merkittävä.
* Koksipatterien tuotantokapasiteetti on noussut 7,6 % ja elinaika pitenee.
* Raahen terässulaton uudet kuonapraktiikat säästävät kustannuksia vuositasolla noin 7-8 milj. markkaa.
* Raahen terästehtaan aihiokuumennuksen koeuunin kuumavalssattujen tuotteiden pinnanlaadun parannuksesta saatu taloudellinen hyöty on noin 1 milj. markkaa vuodessa.
* Imatran terästehtaan teelmäuunin tuotoksen parannuksesta noin 500 000 markan kustannussäästö vuodessa.
* Ferrokromisulaton kapasiteetti on noussut 25 %. Tästä SULA 2-projektin osuus on ollut merkittävä.
* Outokumpu Polaritin jaloterässulaton kapasiteetti nousee 440 000 vuositonnista 540 000 vuositonniin.

Imatran terässulaton ja Tornion jaloterässulaton investointien tuloksena voidaan vielä odottaa sähköenergian säästöä ajopraktiikan kehittyessä seuraavasti:

	Sähköenergia GWh/v	Grafiittielektrodit tonni/v
Imatran terässulaton valokaariuuni (käynnistetty elokuussa 1996)	15	150
Tornion jaloterässulatto (FeCr-konvertteri käynnistetty marraskuussa 1995)	15	150
Yhteensä	**30**	**300**

Vuotuinen säästö rahassa mitattuna on noin 11 milj. markkaa.

Raahen terästehtaan masuunien peruskorjauksen yhteydessä 1995 ja 1996 tehtiin tarvittavat laitemuutokset öljyinjektion lisäämiseksi. Tavoitteena on korvata 100.000 tonnia koksia vuodessa Nesteen jalostamon rikkipitoisella pohjaöljyllä sen lisäksi mitä nykyään korvataan. Myöskin Koverharin masuunissa on peruskorjauksen yhteydessä kesällä 1996 tehty tarpeelliset laitemuutokset öljyinjektion lisäämiseksi. Tavoitteena on korvata 25.000 tonnia koksia nykyisestä vuosikulutuksesta lisääntyneellä öljymäärällä.

Taloudelliset hyödyt koksin korvaamisesta öljyllä ovat:

* Koksin ja pohjaöljyn hintaerosta johtuva merkittävä säästö.
* Öljyn sisältämä vety nopeuttaa pelkistysreaktioita minkä seurauksena tuotantokapasiteetti nousee.
* Raahen terästehtaan koksaamon tuotantokapasiteetti riittää tyydyttämään Suomen masuunien koksintarpeen myöskin Raahen ja Koverharin terästehtaiden raakarautatuotannon nostamisen jälkeen.

Ympäristöhaittojen pienentäminen

Kahdesta projektista on tuloksena merkittävien päästöjen loppuminen:

* Imatran terästehtaan uusi valokaariuuni on varustettu poistokaasujen puhdistuslaitoksella, jolla sulatuksessa syntyvä pöly saadaan talteen. Sinkkipitoisen pölyn määrä on noin 2 500 tonnia vuodessa.
* Koverharin terästehtaalla siirtyminen 100 % pellettipanokseen merkitsi rautamalmisintrauksen lopettamista. Näin eliminoitiin sintraamon päästöt, jotka vuositasolla olivat:

SO_2	1100 tonnia
NO_x	500 tonnia
Hiukkaset	800 tonnia

Koksin korvaamisesta Nesteen pohjaöljyllä on raportoitu ylempänä. Pohjaöljyn korkean rikkipitoisuuden takia sille on vaikeata löytää muuta hyötykäyttöä. Masuunissa rikki sitoutuu kuonaan, joka voidaan hyödyntää eri tarkoituksiin. Masuuneihin injektoitavan öljymäärän lisäys sisältää noin 3500 tonnia rikkiä vuodessa.

Teknologian vienti

Seuraavien projektien tuloksia on voitu suoraan hyödyntää vientikaupoissa:

*	Masuunin expert-järjestelmä	3 kauppaa
*	Koksaamon energiatalous	3 kauppaa
*	Masuunin panostusmallit	1 kauppa

Lisäksi tulokset projekteista "Sulatuspanoksen sähkövastuksen maksimointi uppokaarisulatuksessa" ja "Suspensiosulatustekniikan optimoiminen tietokonesimuloinnilla" on voitu hyödyntää Outokumpu Engineering Contractorsin myyntityössä.

Verkottumisen toteutuminen

SULA 2-ohjelman puitteissa on saatu aikaan uusi poikkitieteellinen verkosto, jonka tutkimuksen aiheena on masuunien öljyinjektio. Verkostossa on yhdistetty SULA 2-ohjelman ja LIEKKI 2-ohjelman asiantuntemusta. Tutkimukseen ovat osallistuneet Oulun yliopiston Prosessimetallurgia, Teknillisen korkeakoulun Materiaalien valmistuksen ja Energiatekniikan laboratoriot, Åbo Akademin Förbränningskemiska forskargruppen, Tampereen teknillinen korkeakoulu, Ympäristötekniikan osasto ja VTT Energia sekä tulosten käyttäjät Rautaruukki ja Fundia Wire. Verkostossa on toteutunut kehitys: perustutkimus-pilotkokeet-tuotantokokeet-tuotantosovellutus.

Tutkijakoulutuksen toteutuminen

Perusmetalliteollisuudella on perinteisesti ollut tiivis yhteistyö oman alansa insinöörikoulutuksesta vastaavien korkeakoulu- ja yliopisto-osastojen kanssa. Näin Teknillisen korkeakoulun Materiaali- ja kalliotekniikan laitos, Oulun yliopiston Prosessimetallurgia ja Åbo Akademin Lämpötekniikan osasto ovat hyvin edustettuina SULA 2-ohjelmassa. Rautaruukin masuunitutkimuksen puitteissa on myöskin muita korkeakoulu- ja tutkimuslaitoslaboratorioita saatu osallistumaan. Tästä yhteistyöstä on saatu hyviä kokemuksia.

Ohjelman ansiosta on Oulun yliopistoon syntynyt masuuniprosessin osaamiskeskus ja Teknillisen korkeakoulun Materiaalien valmistuksen laboratorioon CFD-tekniikan soveltamisen osaamiskeskus.

Vuoden 1996 loppuun mennessä on valmistunut kolme väitöskirjaa ja viisi lisensiaatintyötä sekä 41 diplomityötä. Neljä väitöskirjatyötä ja kuusi lisensiaatintyötä on tekeillä.

Väliarvioinnin keskeiset tulokset

Johtoryhmän mielestä ohjelma on ollut sopivan monipuolinen ja vastaa teollisuuden tarpeita. Teollisuuden tutkimustarpeita on voitu toteuttaa laajemmin ja lyhyemmässä aikataulussa.

Ohjelma on lisäksi toiminut hyvänä perusmetallin keskustelufoorumina.

Erillisten projektien sijoittamisesta TEKESin tutkimusohjelmiin johtoryhmän kanta oli se, että tuotantoprosesseihin liittyvän tutkimuksen sijoittaminen SULA 2-kaltaiseen ohjelmaan on parempi ratkaisu kuin että projektit sijoitetaan käytetyn menetelmän (esim. virtausdynamiikka, neuroverkkojen käyttö) mukaisesti. Johtoryhmän mielestä asianomaisen prosessin tunteminen on ensiarvoisen tärkeätä projektin valvonnassa.

6 SULA 2-ohjelman tutkimustyön jatko ohjelman päättymisen jälkeen

TEKESin rahoittamat energialinjan tutkimusohjelman varsinainen tutkimustyö päättyy kesällä 1998 siten, että, syksyllä jää aikaa suorittaa raportointi ja ohjelmien arviointi.

Sille perusmetalliteollisuuden tutkimukselle, jota on tehty SULA-ohjelmien puitteissa suunnitellaan nyt jatkoa. Tavoitteena on säilyttää ne valmiudet ja yhteistyömuodot korkeakoulujen ja yritysten välillä joita on kehitetty SULA-ohjelmissa, sekä määritellä ilman ennakkoluuloja teollisuuden kilpailukyvyn parantamisen kehitystyötarpeet. Suunnittelutyö on alkanut yrityksissä ja SULAn johtoryhmässä sekä painoalueiden asiantuntijaryhmissä.

Koska SULA-ohjelmissa on syntynyt korkeakouluissa osaamiskeskuksia, joille riittää lupaavia tutkimuskohteita vielä moneksi vuodeksi on tärkeätä, että näille voidaan järjestää turvallinen ylimenokausi ja jatko.

RAUDAN JA TERÄKSEN VALMISTUKSEN PERUSPROSESSIT

102 BESKICKNINGSKONTROLL MED ARTIFICIELL INTELLIGENS

(Panostuksen ohjaus tekoälyllä)

Institutionen för värmeteknik
Åbo Akademi
Biskopsgatan 8
FIN-20500 Åbo, Finland
puh. 02-2654311*
fax. 02-2654792

	1993	1994	1995
SULA 2 -rahoitus	355 000	530 000	600 000
Oma rahoitus	20 000	35 000	35 000
Terästeollisuus	20 000	20 000	20 000
Muu rahoitus	90 000	60 000	20 000

Vastuullinen johtaja: Henrik Saxén

Tutkijat: Abhay Bulsari, Mats Nikus, Benny Gröning, Tomas Gustafsson, Anna Hidén, Patrik Lervik, Leif Lassus, Leif Karilainen, Jan Weegar, Rainer Nyqvist ja Xuwen Zhang.

Tiivistelmä

Panosjakaumalla on erittäin suuri merkitys masuunissa, koska se vaikuttaa mm. kaasujakaumaan, prosessin energiatalouteen ja seinien lämpökuormiin. Tutkimusprojektissa kehitettiin menetelmiä masuunin panos- ja kaasujakauman arvioimiseksi. Lisäksi selvitettiin panostusohjelmien valintakriteerejä, simuloitiin masuunikuilun lämmönsiirtoa ja tutkittiin pellettipanostusta pienoismallikokeilla. Työssä kehitetyt menetelmät ovat osoittautuneet käyttökelpoisiksi masuunin kuilun tilan tulkinnassa.

Taustaa

Projektin "Beskickningskontroll med artificiell intelligens" (1.1.1993 - 1.12.1995) tavoitteena oli kehittää malleja ja menetelmiä masuunin panostuksen ohjaukseen. Tutkimuksen painopiste oli masuunista saatavien panos- ja kaasujakaumaan liittyvien mittausten hyödyntämisessä reaaliajassa. Työssä käytettiin Fundia Wiren Koverharin masuunin ja Rautaruukin masuunien prosessidataa.

Työvaiheet

Projekti käynnistettiin diplomityöllä, jossa selvitettiin Koverharin masuunin panos-ohjaukseen liittyvää tietämystä ja vallitsevaa käytäntöä. Tämän työvaiheen jälkeen päädyttiin lähinnä keskittymään panospinnan yläpuolella sijaitsevan orren mittaustietojen tulkintaan. Koverharissa orrelta on saatavissa kaasun sekä lämpötila- että koostumusmittauksia, mutta mittauksissa ilmenneiden epätarkkuuksien takia luovuttiin jälkimmäisten käytöstä.

Työn toisessa vaiheessa kehitettiin neuroverkkoon perustuva menetelmä, jolla luokitellaan kaasun lämpötilajakaumaa kuuteen luokkaan. Koverharin asiantuntija toimi tällöin verkon "opettajana". Vaihtoehtoisena menetelmänä tutkittiin mahdollisuuksia sovittaa polynomeja lämpötilamittauksiin, jotta saataisiin pelkistetty tulkinta jakauman muodosta ja trendeistä.

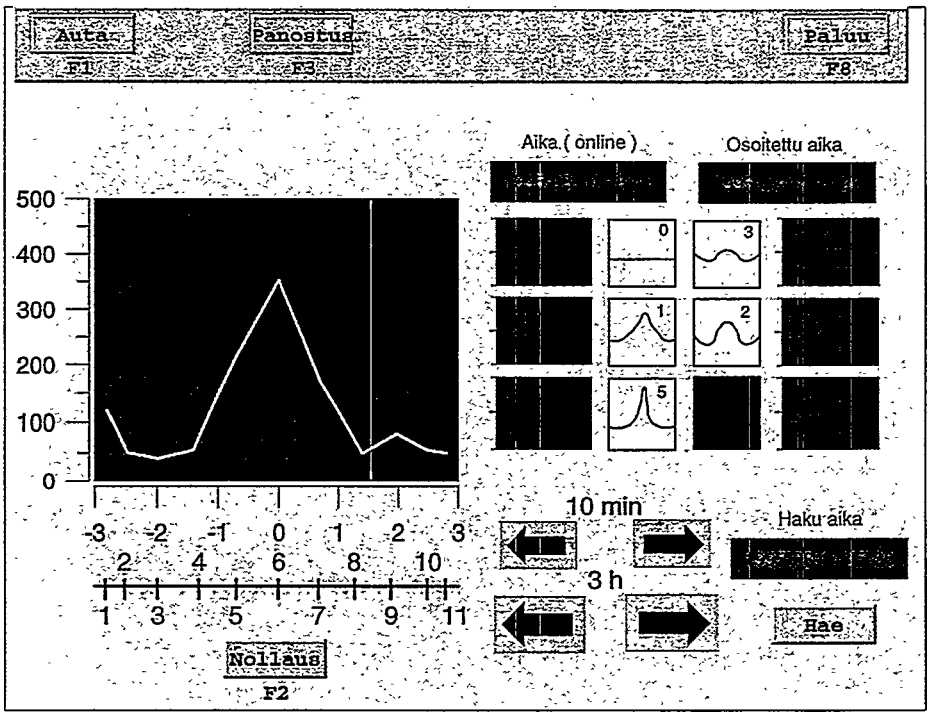
Työn kolmannessa vaiheessa kehitettiin neuroverkkoon perustuva malli, jolla panoksen jakaumaa arvioidaan panostuksen yhteydessä tapahtuvien lämpötila-muutosten perusteella. Lisäksi kehitettiin menetelmä kaasun nopeusjakaumalle tarkastelemalla panospinnan yläpuolella olevaa aluetta massa- ja energiataseilla. Jakaumamallin parametrit ovat adaptiivisia, ja ne määritetään orsilämpötila-mittausten perusteella.

Diplomityössä analysoitiin lopuksi panossondien tietoja sekä panosjakauman että masuunin "yleistilan" arvioimiseksi.

Työn tulokset

Työn tulokset on raportoitu useassa opinnäytetyössä (ks. Opinnäytteet), sekä lehti/kongressi-julkaisuissa että raporteissa (ks. Julkaisut). Yhteenvetona voidaan todeta että Koverharin masuunille kehitettiin panostusohjelman tietokonepohjainen järjestelmä, joka esittää käyttäjälle erilaisia vaihtoehtoja halutulle kaasun "keskikäyntisyysasteelle" (Hidén 1994). Keskikäyntisyys lasketaan yksinkertaisesta kaavasta, joka perustuu pienessä mittakaavassa tehtyihin panostuskokeisiin. Valitettavasti tämän työn tuloksia ei voida enää soveltaa suoraan Koverharissa, koska panostusohjelmat ja -tekniikka muuttui radikaalisti vuonna 1995 sintteristä pellettiin siirtymisen myötä. Ennen siirtymistä tehtiin selvitys pellettipanostuksesta pienoismallilla (Weegar 1994), joka osoitti millä ohjauskeinoilla uuniin saadaan haluttu panosjakauma pellettipanoksella.

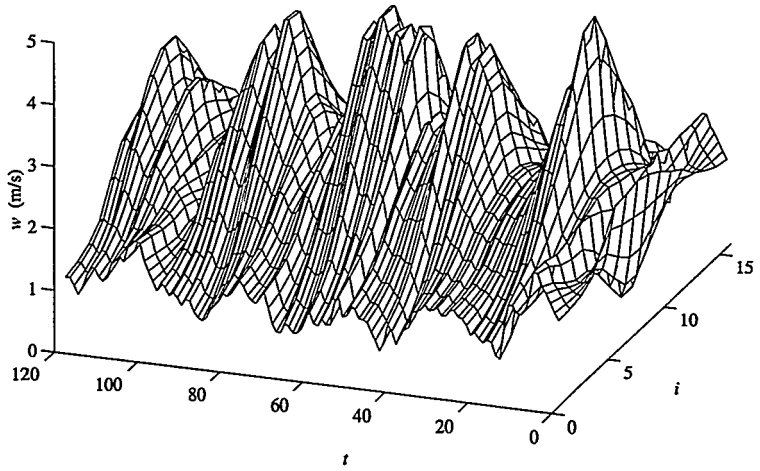
Orren lämpötilojen tulkinta neuroverkolla (Bulsari & Saxén 1994a,b, 1995, Saxén et al. 1995) ja polynomi-sovituksella (Saxén 1994, 1996a) tähtää pääasiassa kaasujakauman luokitteluun; kaasujakaumalla on erittäin suuri merkitys masuunin toimintaan, koska se määrää kaasun hyväksikäytön kuilussa, ja vaikuttaa siten suoraan tuotantoon ja energiatalouteen. Kehitetyillä menetelmillä saadaan objektiivinen kuva kaasun jakaumasta, ja sen trendeistä, jolloin voidaan analysoida mikäli uunissa on tapahtunut spontaaneja muutoksia tai jos ohjaustoimenpiteet ovat johtaneet toivottuun tulokseen. Menetelmät on implementoitu Koverharin masuunin ohjausjärjestelmään (Karilainen 1995, Lervik 1995, Karilainen et al. 1995).



Kuva 1. Neuroverkkoon perustuvan kaasujakauman luokittelijan käyttäjäliittymä

Orren lämpötilojen lyhyen aikavälin mittauksia hyödynnetään kahdessa mallissa. Toisessa mallissa tulkitaan neuroverkolla miten paljon panostettu malmi- tai koksipanos jäähdyttää kaasua paikallisesti (säteen eri pisteissä). Koska nämä muutokset heijastavat panosjakaumaa voidaan toteutunutta panosjakaumaa tutkia lämpötilojen kautta (Saxén 1995). Neuroverkkomallilla on osoitettu että muutokset kaasun lämpötilassa ovat ennustettavissa suoraan panostusohjelmasta (Nikus et al. 1995, Nikus & Saxén 1996b,d,e).

Toisessa mallissa, jota on testattu sekä Koverharin että Rautaruukin prosessitiedoilla, tulkitaan kaasun nopeusjakaumaa kuilussa perustuen taseisiin ja estimointiteorian menetelmiin (Nikus & Saxén 1995, 1996a, 1996c). Malli, joka laskee kaasujakauman esim. 5 min välein, on antanut erittäin mielenkiintoisia tietoja jakauman muutoksista: Sekä sykliset, pesän täyttymisestä ja tyhjentymisestä aiheutuneet muutokset (laskujen välillä ja laskujen aikana), että suuremmat muutokset häiriötilanteiden (esim. hirttojen) jälkeen näkyvät selvästi. Mallille on haettu patentti (Saxén & Nikus 1995).



Kuva 2 Kaasun estimoitu nopeusjakauma masuunin kihdissä 10 tunnin jaksolta (t=0...120 × 5 min, oikealta vasemmalle). Syvyysakseli esittää orren 16 mittauspistettä.

Masuunin kuilun toimintaa on myös simuloitu teoreettisesti. Mm. on tutkittu miten jaksottainen panostus, sekä panoksen vajoamisessa tapahtuvat häiriöt (kuten hirtot ja rojahdukset) vaikuttavat huippukaasun lämpötilaan ja yläkuilun lämpötilaprofiileihin (Saxén 1996b,c). Lyhyesti on myös analysoitu kosteuden merkitystä yläkuilun

toimintaan, etenkin huippukaasun lämpötilan mittauksia silmälläpitäen. Nämä tutkimukset ovat antaneet tärkeätä lisäymmärrystä masuunikuilun toiminnasta, ja analyysin tuloksia tullaan käyttämään hyödyksi tulevaisuudessa.
Diplomityössä (Lassus 1995) on myös selvitetty mikäli hyödyllistä lisätietoa voidaan jalostaa panospinnan sijaintia mittaavista sondeista (luodeista). Jos sondien mittauksia on saatavilla nopealla samplausajalla voidaan signaalien perusteella laskea panostettujen kerrosten paikallisia paksuuksia ja lisäksi arvioida masuunin tilaa panosten vajoamisnopeuden kautta.

Johtopäätöksiä ja suosituksia

Tutkimusprojektin tulokset osoittivat selvästi että masuunin kaasun lämpötiloja mittaava (panospinnan yläpuolella sijaitseva) orsi antaa runsaasti tietoa masuunin sisäisestä tilasta. Kyse on pitkälti siitä mikäli orren tietoja, yhdessä muiden mittausten kanssa, pystytään tulkitsemaan älykkäällä tavalla. Työssä on kehitetty erilaisia malleja ja menetelmiä jotka kaikki tähtäävät tähän tavoitteeseen.

Tutkimuksessa orren mittausten laatu osoittautui ratkaisevaksi. Orrelta olisi mahdollisuuksien mukaan saatava luotettavia mittauksia usein (esim. 30 s välein). Tämä asettaa vaatimuksia sekä orren rakenteeseen että tietojärjestelmien joustavuuteen. Olisi toivottavaa että mittausorsi sijaitsisi välittömästi panospinnan yläpuolella, jotta kaasun sekoittuminen ennen ortta olisi minimaalinen. Termoelementtien pitäisi olla säteilyltä suojattuja mutta kuitenkin vapaasti kosketuksessa kaasun kanssa. Mikäli anturit ovat putkissa pitäisi kaasua imeä riittävällä nopeudella mittausten aikana; putkien tukkeutumista voidaan tällöin estää esim. voimakkaalla typpihuuhtelulla säännöllisin väliajoin (jolloin mittauksia ei tehdä).

Panospinnan luotien mittauksia pitäisi voida tallettaa suhteellisen usein (1 s välein) jottei tietoa tuhottaisi laskemalla keskiarvoja (mikä on tämän päivän käytäntö masuunien tietojärjestelmissä). Sondien sijainnista ja liikkeistä voitaisiin tällöin vetää

johtopäätöksiä panoskerroksen (paikallisesta) paksuudesta, uunin käynnin tasaisuudesta ja kaasun jakaumasta kuilussa.

Masuunien peruskorjaukset vaikuttivat jonkin verran projektin kulkuun. Siirtyminen sintteristä pellettiin Koverharissa teki projektin ensimmäiset työt vaikeasti sovellettaviksi uuteen tilanteeseen. Tutkimuksessa ei hyödynnetty mittauksia seiniltä (lämpöhäviöitä ja -kuormia, skinflow-lämpötiloja), koska oli tiedossa että Suomen masuunien vuosina 1995 ja 1996 tapahtuvat peruskorjaukset muuttaisivat mittausten laatua ja antureiden sijaintia oleellisesti. Tiukan aikataulun ja peruskorjausten yhteydessä tapahtuvien muutosten takia projektin työssä ei myöskään päästy vaiheeseen missä järjestelmä olisi suositellut panostusohjelmamuutoksia orismittausten perusteella.

Lopuksi mainittakoon että työllä oli tärkeä rooli tulevien tutkimusprojektien syntymisessä. Panos- ja kaasujakauman tutkimusta jatketaan Suomen Akatemian rahoittaman *Graduate School in Chemical Engineering*:in puitteissa. SULA 2-ohjelmaan kuuluvassa uudessa osaprojektissa tutkitaan masuunien seinälämpötiloja ja lämpökuormia, TEKESin ohjelmassa *Oppivien ja älykkäiden järjestelmien sovellukset* kehitetään neuroverkkosovelluksia masuunin ohjaukseen ja Fundia Wiren kanssa tutkitaan panossondien tietoja. Näissä töissä on jo pystytty hyödyntämään "Beskickningskontroll med artificiell intelligens"-projektin tuloksia.

Opinnäytteet

Hidén, A., (1994) *Ett datorbaserat beslutsstöd för val av beskickningsprogram i masugn*, diplomarbete, Inst. för värmeteknik, Åbo Akademi.

Weegar, J., (1994) *Experimentell undersökning av pelletschargering i masugn*, diplomarbete, Inst. för värmeteknik, Åbo Akademi.

Lervik, P., (1995) *Implementering av några moduler i ett beslutsstödssystem för masugn*, diplomarbete, Inst. för värmeteknik, Åbo Akademi.

Lassus, L., (1995) *Analys och tolkning av signaler från masugnens nivåsonder*, diplomarbete, Inst. för värmeteknik, Åbo Akademi.

Karilainen, L., (1995) *Ett kunskapsbaserat övervakningssystem för masugn*, licentiatarbete, Inst. för värmeteknik, Åbo Akademi.

Julkaisut

Lehdet

Bulsari, A.B. and H. Saxén, (1995) "Classification of Blast Furnace Probe Temperatures Using Neural Networks", *Steel Research* **66,** 231-236.

Karilainen, L., H. Saxén and K. Raipala, (1995) "Interactive control of blast furnaces", *Steel Technology International,* 54-60.

Saxén, H., (1996a) "Interpretation of probe temperatures in the blast furnace using polynomial approximations", *Steel Research* **67**, 73-78.

Nikus, M. and H. Saxén, (1996a) "On-line Model of Gas Distribution in the Blast Furnace", *Steel Research* **67,** 121-126.

Nikus, M. and H. Saxén, (1996b) "Prediction of a blast furnace burden distribution variable", *ISIJ International* **36,** 1142-1150.

Kongressit

Bulsari, A.B. and H. Saxén, (1994a) "Neural-Network Based Classification of Blast Furnace Gas Sonde Temperatures", Proceedings of the *10th International Conference on Systems Engineering,* September 1994, Coventry, U.K., Vol. 1, pp. 157-163.

Nikus, M. and H. Saxén, (1996c) "Model of the radial distribution of gas in the blast furnace", Proceedings of the *55th Ironmaking Conference,* March 1996, Pittsburgh, PA, pp. 189-194.

Nikus, M. and H. Saxén, (1996d) "A method for burden distribution estimation from probe data in the blast furnace", Proceedings of the *55th Ironmaking Conference,* March 1996, Pittsburgh, PA, pp. 697-703.

Nikus, M. and H. Saxén, (1996e) "Neural Model of Blast Furnace Burden Distribution", In *Solving Engineering Problems with Neural Networks*, (Proceedings of *Engineering Applications of Neural Networks (EANN'96)*, Eds. A. Bulsari et al., June 1996, London, England), pp. 41-44.

Nikus, M. and H. Saxén, (1996f) "On-line Models of Gas and Burden Distribution in the Ironmaking Blast Furnace", Proceedings of *Minerals and Materials '96, Conference*, Vol. 1, pp. 51-58, Somerset West, South Africa.

Saxén, H., (1995) "Interpretation of measurements from an above-burden probe in the blast furnace", Proceedings of the *13th Process Technology Conference,* April 1995, Nashville, TN, pp. 433-439.

Saxén, H., (1996b) "Simulation of the transient behavior of the upper shaft in the blast furnace", Proceedings of *Minerals and Materials '96 Conference,* Vol. 1, pp. 79-86, Somerset West, South Africa.

Saxén, H., A.B. Bulsari, L. Karilainen and K. Raipala, (1995) "Application of neural networks for classification of temperature distribution patterns", Proceedings of *International Conference on Neural Networks and Genetic Algorithms,* (Eds. Albrecht, R. et al.) April 1995, Alès, France, pp. 18-21.

Raportit

Bulsari, A.B. and H. Saxén, (1994b) "A Neural-Network Based Classification of Temperatures from a Blast Furnace Horizontal Sonde", Report 94-5, Heat Eng. Lab., Åbo Akademi University.

Nikus, M., H. Saxén and A.B. Bulsari, (1995) "Model of blast furnace burden distribution. Part I: Basic structure and feasibility study", Report 95-3, Heat Eng. Lab., Åbo Akademi University.

Nikus, M. and H. Saxén, (1995) "Model for on-line estimation of gas distribution in the blast furnace", Report 95-4, Heat Eng. Lab., Åbo Akademi University.

Saxén, H., (1994) "Some Indices for Interpretation of Probe Temperatures in a Blast Furnace", Report 94-10, Heat Eng. Lab., Åbo Akademi University.

Saxén, H., (1996c) "Simulation of the transient behavior of temperatures in the upper shaft of a blast furnace" , Report 96-2, Heat Eng. Lab., Åbo Akademi University.

Patentti

Saxén, H. och M. Nikus, (1995) *Metod för bestämning av gasfördelningen i ett, masugnsschakt,* FI954567 (haettu, syyskuu 1995).

103 KAASUFAASIN REAKTIOT MASUUNISSA

Oulun yliopisto
Prosessimetallurgia
Linnanmaa, 90570 Oulu

Puhelin: (08) 553 2424
Telefax: (08) 553 2304

Vastuullinen johtaja: Prof. Jouko Härkki
Tutkijat:, M.Sc. Dongsheng Liao, DI Tommy Norström (ÅA), DI Päivi Mannila

	1995	1996
SULA 2-rahoitus	350 000 mk	250 000 mk
Suomen Akatemian rahoitus	190 000 mk	-
Oma rahoitus		
Muu rahoitus		60 000 mk

Tiivistelmä

Projektin tarkoituksena on selvittää masuunin kaasufaasin käyttäytymistä korkeilla öljyinjektiomäärillä. Masuunin kaasufaasi muodostuu pääasiassa hormitason paloonkalossa. Tässä työssä tarkastellaan masuunin hormitason ilmiöitä tarkemmin. Paloonkalon eli racewayn ilmiöistä rakennetaan kokonaismallia, joka kuvaa niin öljyn kuin panosmateriaalin mukana racewaylle tulevan koksi palamista. Racewayn ilmiöihin vaikuttavat myös sen ympöristön olosuhteet, joita on myös hieman tarkasteltu tässä raportissa. Öljyn epätäydellisen palamisen seurauksena noen muodostuminen on erittäin todennäköistä. Noki voi aiheuttaa ongelmia masuunin toiminnassa ja näin heikentää masuunin tehokkuutta. Racewayltä kuiluun nouseva kaasufaasi vaikuttaa panosmateriaalin reaktioihin, pehmenemiseen ja sulamiseen.

Yhteistyökumppaneina tässä projektissa ovat Åbo Akademin palamisen kemian tutkimusryhmä, Teknillisen korkeakoulun energiatekniikan ja ympäristönsuojelun laboratorio, Tampereen teknillisen korkeakoulun energia- ja prosessitekniikan laitos , VTT Energia (Jyväskylä) sekä luonnollisesti Rautaruukki ja Fundia.

Raportti on jaettu kolmeen osaan: racewayn alueen numeerinen mallinnus, noen muodostus ja masuunin kuilun kaasufaasin termodynaamiset laskelmat.

1 Johdanto

Masuuni on noin 20 metriä korkea kuilu-uuni, joka toimii vastavirtaperiaatteella. Masuuni on raakaraudan valmistusprosessi, jossa kiinteistä rautaoksideista pelkistetään hiilikylläistä sulaa rautaa. Raudantuojamateriaalit, koksi ja kuonanmuodostajat panostetaan masuunin huipulta.

Masuunin kaasufaasi muodostuu pääasiassa hormitasolla sijaitsevassa palo-onkalossa. Palo-onkaloon syötetään esilämmitettyä ilmaa, usein hapella rikastettua sekä mahdollista lisäpolttoainetta. Rautaruukki ja Fundia käytävät lisäpolttoaineena erittäin raskasta öljyä. Tämä öljy lämmitetään noin 190 °C lämpötilaan ennen injektointia masuuniin. Palo-onkalossa pyrolysoitunut öljy ja panoksen mukana tuleva koksi palavat ja näin valtaosa masuunin kaasufaasista syntyy.

Palamattomat hiilivedyt voivat aiheuttaa noen muodostusta ja ongelmia masuunin toiminnassa. Tämän vuoksi öljystä pyrolysoituneiden kaasujen palaminen on erittäin tärkeää masuunin tehokkuuden kannalta.

Hormitasolla muodostunut kaasufaasi nousee masuunin kuiluun, jossa se luovuttaa lämpöa laskeutuvalle panosmateriaalille ja pelkistää raudan oksideja. Panoksen pelkistymisen ja pehmenemis- ja sulamisilmiöiden tarkemman tuntemisen kannalta on kuilun kaasufaasin tunteminen eri osissa masuunia ehdoton edellytys.

2 Modellin of raceway phenomena

This chapter is about M.Sc. Dongsheng Liao's research work.

2.1 Backround

Oil combustion phenomena in the raceway has long been extensivelly investigated by many research workers, some achievements have been made. Most of these achievements were based on the results of observeations and measurements. Because the raceway is not symmetrical, observation and measurement results along the tuyere axis are difficult to interpret. On the other hand, raceway study on operating blast furnace demands much time and resources, both in organising and executing actual experiments. There are no standard methods for protecting the sensing and sampling equipment from high temperatures, the aggressive action of both the molten and gaseous phases and the mechanical action of the solid materials. Furthermore, in the real situation it is not possible to study the individual effects of separate factors on the final results. It is well known that there are numerous factors which influence the degree of combustion of heavy oil in the raceway, e.g. size of oil droplet, hot blast temperature, oxygen content of blast air, etc. In practice, it is difficult to resolve what is the optimum combination of all the various factors which will successfully result in high levels of oil injection. This necessitates the development of a mathematical model of the raceway of blast furnace.

This work is done by Tampere University of Technology in cooperation with University of Oulu. Tampere has the necessary computational means and the researchers have rich knowledge of software and combustion, thus, the whole computation work will be finished in Tampere. The task is very heavy due to its great complexity. Oulu will provide different calculation conditions (blast, regions around the raceway), make corrections to model parameters, analyze the computation results and conclude the means for further increasing the oil injection rate from the view of

ironmaking process. In summary, Tampere will concentrate on the computation, Oulu consider parameters and conditions of ironmaking process.

2.2 Objectives

The aim of this work is to investigate the effects of different alternatives both from emprical information and theoretical knowledge on the combustion of oil in the raceway, with the aid of the powerful computer, all these alternatives can be combined with the computation of heat, mass and momentum transfer. Therefore, different alternatives can be investigated quickly with low costs and without technical risks and a optimum combination of all the various factors which will successfully result in high levels of oil injection can be predicted.

2.3 Model construction

In this model, the raceway phenomena is treated here as a three-dimensional process by extending the oil combustion model detailed elsewhere into the raceway zone and by including the combustion model for coke and recirculated gas in the raceway zone. Thus, the raceway phenomena includes coke particle, oil droplet and gas phase phenomena. The following are the mathematical descriptions on these phenomena.

2.3.1 Coke particle phenomena

Movement of the coke particle. When the coke paticles enter the raceway, they will move with the blast air due to the high speed of blast air. The movement of the coke particle in the raceway may be determined by the interaction forces which act on them. Studies from literature indicates that the coke flow can be considered as a pseudo-fluid. Therefore, Navier-Stokes equation for the steady state is applied here

as the equation of motion. This equation for multiphase flow was first described by Spalding and when applied to the raceway region are below:

$$U_c(\nabla U_c) = \frac{\eta_c}{\rho_c}\nabla^2 U_c - \frac{1}{\rho_c} f + g \qquad (1)$$

The first term describes convection and second term represents diffusion ($\nabla =$ derivative to directions x, y and z). Continuity equation is

$$\nabla \cdot (\varepsilon_c \rho_c U_c) = 0 \qquad (2)$$

The interaction force between gas and coke is represented by a quadratic equation based on the velocity difference between the gas and coke from the analogy with the pressure loss equation of a packed column.

$$f = a(U_c - U_g) + b(U_c - U_g)\left|U_c - U_g\right| \qquad (3)$$

where U_c, U_g are velocity of coke particle and gas, respectively m/s, ρ_c is the coke density kg/m^3, η_c is viscosity of coke kg/ms, ε_c is the volume fraction of coke, f is interaction force between the gas and coke, g acceleration due to gravity, m/s^2, a and b are coefficients.

Kinetic model of the coke combustion. One of the assumptions made in this model is that the rate of the gas film-diffusion around a coke particle dominates the coke combustion rate. The combustion behavior of coke in the raceway are expressed by the following three reactions:

$$C + O_2 \rightarrow CO_2 \qquad (4)$$

$$C + CO_2 \rightarrow 2CO \qquad (5)$$

$$C + H_2O \rightarrow H_2 + CO \qquad (6)$$

Parker, Hotell et al. (1936) /3/ have explored the rate processes of these reactions and concluded that these reactions are first order irreversible. The rates, therefore, can be given as follows:

$$R_i = k_i C_i \qquad , (i=1,2,3) \qquad (7)$$

where C_i is the concentration of chemical component kg/m^3 and k_i denotes the overall rate constant covering the overall effects of gas film resistance and the combination

of pore resistance and the first order chemical reaction. Namely, the expression for k_i based on the unit volume of the lossely packed combustion zone can be written as:

$$k_i = 1/(1/k_{f,i}a + 1/\eta_i k_{m,i}\rho_{bc}), \ (i=1\text{-}3) \qquad (8)$$

where $k_{f,i}$ is mass transfer coefficient, a is specific surface area, η_I is effectiveness factor of catalytic reaction, $k_{m,i}$ is chemical rate constant, ρ_{bc} is bulk density.

Temperature of the coke particle. Since the descent rate of coke is slow when compared with gas, the temperature of coke was considered to be approximately the same as that of gas.

$$T_c = T_g \qquad (9)$$

2.3.2 Oil droplet phenomena

Heavy oil is injected into blast furnace through the tuyere, as a liquid fuel. Its combustion process is very complicated. In general, it includes the following stages: heating, evaporation, mixing, firing, combustion of residual coke, etc. Although the combustion process can be divided into these steps, it is difficult to describe the whole process in mathematical method. Thus, some assumptions and simplications must be added.

1) During heating stage, the diameter of oil droplet is assumed to be constant and evaporation is ignored.
2) The evaporation of residual fuel oil droplet is assumed to occur at two temperatures
3) The amount of coke particles generated from oil droplets is described with residual carbon rate coefficient ξ.
4) The combustion of cenospheres is assumed to occur according to the surface reaction controlled by chemical kinetics and diffusion.

Motion of droplet. Because this study requires detailed knowledge of the effects of drag, heat transfer, evaporation and blast conditions on the combustion of oil, the Lagranian approach will be used to handle the interaction between gaseous phase and droplets.

Momentum equation:

$$m_d \frac{dU_d}{dt} = \frac{1}{2} \rho_g A_d C_d \left| U_g - U_d \right| \left(U_g - U_d \right) + \sum F \tag{10}$$

Where m_d is mass of single droplet kg, ΣF includes the force of gravity and the force caused by turbulence, U_d is velocity of oil droplet m/s, A_d is the surface area of oil droplet m^2.

The drag coefficient of a single particle C_d can be given by the Stokes flow law as

$$C_d = \frac{24}{\mathrm{Re}} /(1+B), \qquad \mathrm{Re}_d \leq 1 \tag{11}$$

$$C_d = \frac{24}{\mathrm{Re}}(1 + 0.15\mathrm{Re}_d^{0.687}), /(1+B) \quad \mathrm{Re}_d \leq 1000 \tag{12}$$

$$C_d = 0.44 /(1+B) \qquad \mathrm{Re}_d > 1000 \tag{13}$$

where B is a factor due to mass transfer (Evaporation of droplet). B can be defined as follow:

$$B = \frac{c_{P,g}(T_g - T_d)}{l} + \frac{y_{O2} H_f}{il} \tag{14}$$

where $c_{P,g}$ is specific heat of gas J/kgK, T_d is temperature of droplet K, i is stoichiometric ratio, y_{O2} is the mass fraction of species concentrations, H_f the heat of the reaction of fuel vapor, the stochiometric ratio and l the latent heat of vaporization.

Temperature of oil droplet. Due to the assumption of a uniform internal temperature (Wall 1987) /5/ , the heat balance of single droplet is governed by the equation

$$m_d c_{P,d} \frac{dT_d}{dt} = q_{d,c} + q_{d,r} + l\frac{dm_d}{dt} \tag{15}$$

where m_d is the mass of droplet kg, $c_{P,d}$ is specific heat of droplet j/kgK. The rate of convective heat transfer between the gas and the droplet is

$$q_{d,c} = \pi d \lambda_g Nu(T_g - T_d) \tag{16}$$

the last term in the equation is the amount of energy needed to vaporize fuel by diffusion. At this stage diffusion is insignificant and has been ingored. The net radiation heat flux to the particle surface is

$$q_{d,r} = \varepsilon_d (I - \sigma T_d^4) a_d \tag{17}$$

Droplet evaporation. The evaporation process of oil droplet can be divided into two stages: the preheating stage and steady-state evaporation stage. During the preheating stage, the evaporation depends mainly on diffusion rate. During the steady-state evaporation stage, the heat and mass transfer are in a state of equilibrium at the surface of a droplet, when all fundamental thermodynamic properties are known. Evaporation rate can be summarized by means of the approximate formula.

$$m_{d,vap} = -\frac{\pi d_d \lambda Nu}{c_{P,g}} \ln(1+B) \tag{18}$$

where Nu is Nusselt number, d_d is diameter of droplet, $c_{p,g}$ is specific heat of gas, kJ/kgK.

Formation and oxidation of a residual coke. The amount of cenospheres generated is proporational to the heavy residues and depends on the structure of original fuel. According to present knowledge, the formation of cenospheres can be approximated by the equation.

$$m_c = -\xi \sum_{k=1}^{N_d} (m_{d,vap})_k \tag{19}$$

where N_d is the number of drop size groups. The magnitude of the residual carbon rate coefficient ξ is based on mainly on experiments in which solids were collected

from flue gases. Here it is assumed that the residual coke consists of pure carbon and is oxidized according to the equation

$$m_c^* = -i\sum_{k=1}^{N_d}(A_C K_C)_k \rho_g y_{o2} \tag{20}$$

where the overall reaction rate coefficient K_c is composed of the coefficients of chemical kinetics K_{che} and diffusion K_D according to the equation

$$\frac{1}{K_c} = \frac{1}{K_{che}} + \frac{1}{K_D} \tag{21}$$

2.3.3 Gas phenomena

Motion of gas phase. The motion of gas in the raceway can be also described by N-S equation:

$$(U_g \cdot grad)U_g = -\frac{1}{\rho_g} gradP + \frac{\eta_g}{\rho_g}\nabla^2 U_g - \frac{1}{\rho_g} f + \frac{1}{\rho_g} f_d \tag{22}$$

Where gradP is pressure gradient, f is the interaction force between the gas and coke particle, f_d is rate of momentum change due to evaporation the oil droplet.

Equation of continuity can be expressed as follows:

$$div(\varepsilon_g \rho_g U_g) = S_d \tag{23}$$

where S_d is the mass source terms due to the evaporation of the oil droplet.

Turbulence. The blast air flow is highly turbulent. In practice, the effect of turbulence on the flow field and the physical processes is very great and its effect is viewed as a greatly enhanced mixing of momentum, heat and the components of the flow. In terms of an effective diffusion coefficient, turbulent diffusion is typically 1000 to 10000 times the molecular diffusion. Consequently, turbulence through

mixing is also a key factor also for efficient combustion. Thus, it is necessary that turbulence is considered in this study. In this model, the well known k-ε turbulence model is adopted and the turbulent viscosity μ_t is obtained from the expression

$$\mu_t = C_u \rho_g \frac{k^2}{\varepsilon} \tag{24}$$

The effective diffusion coefficient Γ_ϕ in Eq.34 is calculated from the eddy-viscosity

$$\Gamma_\phi = \frac{\mu_t}{\sigma_\varphi} \tag{25}$$

where k is turbulent kinetic energy m^2/s^2, C_u is coefficient, ε is turbulence disspation m^2/s^3, σ_p is turbulent Prandtl number.

Gas reaction and soot formation. The primary reaction stage is the burning of fuel vapor, where CO, H_2O, SO_2, and ash are formed. If the C/O ratio is great enough, soot, C_s, is also generated according to the following reation formulas:

$$C_m H_n S_x O_y A_z + (m + \frac{n}{4} + x) O_2 \rightarrow mCO + \frac{n}{2} H_2O + xSO_2 + \frac{y}{2} O_2 + zA \tag{26}$$

$$C_m H_n S_x O_y A_z \rightarrow mC_s + H_n S_x + \frac{y}{2} O_2 + zA \tag{27}$$

$$CO + \frac{1}{2} O_2 \rightarrow CO_2 \tag{28}$$

$$C_s + \frac{1}{2} O_2 \rightarrow CO \tag{29}$$

$$H_n S_x + \left(\frac{n}{4} + x\right) O_2 \rightarrow xSO_2 + \frac{n}{2} H_2O \tag{30}$$

$$CO_2 \rightarrow CO + \frac{1}{2} O_2 \tag{31}$$

where A indicates ash and H_nS_x represents 'organic sulphur'.

The general form of a gaseous phase reaction rate that is controlled by chemical kinetics can be written as follows

$$R_\phi^* = M_\phi N_\phi^* = -r_\phi^* Y_\phi Y_{O2} \tag{32}$$

where the temperature dependence of the reaction rate may be expressed by using the factor $T_{a,\phi}/T_g$ as suggested by Arrhenius

$$r_{\phi}^{*} - A_{\phi}^{*} e^{-T_{a,\phi}/T_g} \tag{33}$$

The coefficients A_{ϕ}^{*} and the temperatures $T_{a,\phi}$ take different values depending on the reacting entity.

2.3.4 General form of equations

In order to solve numerically these equations, it is appropriate to describe its in a general form, for steady and multiphase flow. The general form of the equations in cartesian geometry is:

$$\nabla \bullet \left[\varepsilon_k \rho_k U_{j,k} \phi_k - \Gamma_{\phi,k} \varepsilon_k \nabla \phi_k \right] = \sum S_{\phi,k} \tag{34}$$

where the general variable ϕ_k stands for any dependent variable, namely three velocities for both phases and two turbulence quantities for the gas phase, i.e. k (turbulence energy) and ε (dissipation rate of turbulence energy), k means each phase taken into account and ε_k is its volume fraction. Term $\Gamma_{\phi,k}$ is the effective diffusion coefficient. Source term $S_{\phi,k}$ include sources from oil droplets, interaction with other phases and chemical reactions.

2.4 Shape and size of the raceway

The geometry of the raceway zone is very significant because it greatly affects the gas disrtibution in burden and the combustion of injected auxiliary fuel, unfortunately, so far no standard methods have been used to determine the exact shape and size of the raceway. In most raceway models, the raceways were assumped to be rectangle, spherical or ellipsoidal. In fact, the shape of the raceway is very complicated and it is affected by many factors. Fixed size and shape of the raceway always reduce the accuracy of the model. In this model, the interaction force between the gas and coke is used to control the geometry of the raceway. The raceway may be considered to be

the region where coke can move freely as a result of the gas flow and where a certain limit may be discribed to the interaction force between the gas and coke. Thus the raceway is defined as the region in which the interaction force is larger than the critial value. According to this the boundary of the raceway is decided.

$$f = a(U_c - U_g) + b(U_c - U_g)\left|U_c - U_g\right| \tag{35}$$

Inside the raceway	$f \succ f_c$
Outside the raceway	$f \prec f_c$
Boundary surface of the raceway	$f = f_c$

2.5 Conditions around the raceway

The raceway is surrounded by a coke column. The structure and state of the coke column have great effects on the dynamical phenomena of the raceway. The surrounding regions is generally divided into two parts due to different structures.

Dead-man. This is a stagnant zone of coke in front of the raceway, it has a gas and liquid permeating function and heat buffering function at the lower part of the furnace. The geometry and the permeability of the dead-man are of the most important factors affecting the gas distribution. Study /7/ revealed that the shape of dead-man varies depending on the repose angle of coke. When the coke repose angle is large, the dead-man height is large. The shape of dead-man changes even depending on the accumulation of fines. It is worth paying attention to this during high rate fuel injection operation. The dead-man is constructed by the coke that descends through the central area of a blast furnace, thus, coke charging can be considered as a means of controlling the structure of the dead-man and then the raceway phenomena may, in turn, be controlled.

Active zone. This zone is between the dead-man and cohesive zone. The coke consumed in the raceway is from this area, thus, it is a moving bed. But, in the

raceway models, this zone is always handled as a stationary bed. Study /3/ indicated that the gas velocity field is highly non-uniform in this zone. Gas velocities are very high near the raceway and reduce markedly as the gas spreads through the coke bed. Some work has been done on the liquid distribution in this area. The results revealed the effect of the distribution of holdup on the gas flow pattern in the bed is comparatively small even in the vicinity of the dry zone because of the small holdup less than 0.07. It may be concluded from the fact that the gas-dynamics around the tuyere zone is estimated satisfactorily by only the equations for gas flow.

2.6 Present status of this work

The raceway model is extremely complicated and the calculation needs great expense of time due to the following characteristics: three-dimensional, multiphase, turbulence, chemical reaction, complicated raceway geometry,etc. In order to calculate successfully the model, the whole calculation process would be divided into three parts:

1) Calculation of oil phenomena in the raceway under blast conditions of blast furnace without coke combustion, in this calculation, a fixed geometry of the raceway was assumed. This work has been finished /8/.

2) Calculation of coke phenomena in the raceway under operating blast furnace conditions without oil injection. Because the geometry of the raceway is controlled by the interaction between the coke and gas in this model, the calculation of shape and size of the raceway must be determined iterativelly in this step. This work is being done.

3) After the second part has converged, treating oil drop as sources of mass, momentum and energy is the third step. It is predicted that the calculation is not very difficult based on the second step.

References

1. Ollila, S., Härkki, J. Combustion phenomena in front of the tuyeres of a blast furnace. Report 130. University of Oulu, Department of process engineering. Oulu 1993. 61 p.p

2. Norström, T., Hupa, M. Prediction of soot formation conditions via a parametric study in a blast furnace using detailed kinetic modeling. Report 95-14. Åbo Akademi, Turku 1995. 7 p.

3. Blast furnace phenomena and modelling, New York 1987. The Iron and Steel Institute of Japan, 1987. 631 p.

4. Oksanen, A.Numerical modelling of heavy fuel combustion, Doc. Thesis. Tampere University of Technology. Tampere 1989, TTKK publications 62. 72 p.

5. Kjäldman, L. Numerical simulation of combustion and nitrogen pollutions in furnaces. Espoo 1993, Technical research center of Finland, VTT publications 159. 132 p.

6. Patankar, V. Numerical heat and fluid flow. London 1980, Hemisphere Publishing Corporation. 198 p.

7. Morimasa, L. Development of blast furnace dead-man dynamic control technology, Proceedings of the First International congress of Science and Technology of Ironmaking, 1994. Sendal, ISIJ. P. 278.

8. Mäkiranta, R. Modelling of the turbulent combustion of oil in the raceway of blast furnace. Master of Thesis. Tampere University of Technology. Tampere 1995. 51 p.

3 Soot formation in a blast furnace - Prediction via a parametric study, using detailed kinetic modeling

This chapter is a abridged version of the research report: Norström, T., Kilpinen, P. & Hupa, M. Soot formation in a blast furnace - Prediction via parametric study, using detailed kinetic modelling. Åbo Akademi, Combustion Chemistry Group, Report 95-14, 44 p, 1995.

3.1 Objective

The objective of this work has been to investigate the soot formation in a blast furnace fired with heavy fuel oil, using detailed kinetic modelling. This work has been concentrated on parameter studies that could explain under which conditions soot is formed and how that formation could be avoided. The parameters investigated were temperature, pressure, stoichiometric ratio, pyrolysis gas composition and reactor model. The calculations were based on a reaction mechanism that consists of 100 species and 446 reactions including poly aromatic hydrocarbons (PAH) up to 7 aromatic rings.

3.2 Theory of Soot Formation

3.2.1 The structure of soot

Soot particles are agglomerates of small, roughly spherical particles. While the size and morphology of the agglomerates can vary widely, the small spheres differ little. The size of the spheres lies most commonly lie in the range 0.01 to 0.05 μm. The spheres consist of large numbers of lamellar crystallites that typically contain 5 to 10 sheets containing approximately 100 carbon atoms each. The platelets are randomly

oriented and bound by single sheets or amorphous carbon, giving rise to the spherical particles. The amount of hydrogen in soot is typically of the order of one H atom per 8 C atoms, but the ratio differ slightly with the age of the particle and its environment.

3.2.2 Soot formation

At combustion of a fuel with air, the fuel is converted to CO_2 and H_2O if enough air is available. The soot formation mechanism consists of a chain of events that begins with pyrolysis and oxidating pyrolysis of the fuel into small molecules. These molecules consisting of just a few atoms form aromatic and polyaromatic hydrocarbons. Soot particles are formed via coagulation of polyaromatic hydrocarbons into three-dimensional agglomerate that grows via coagulation and surface growth. The most important species in the soot formation process is acetylene, which is involved in almost every step in the process, from formation of the first ring to the particle surface growth.

Aliphatic hydrocarbons appear to form soot primarily through formation of acetylene and polyacetylenes at a relatively slow rate. Aromatic hydrocarbons might form soot by a similar process, but there is a more direct route involving ring condensation or polymerization reactions that build on the existing aromatic structure. Soot particle inception takes place very early in the flame, in a region where radicals are present in superequilibrium concentrations. Once soot nuclei have been formed, particle growth occurs rapidly by surface reactions.

The above-mentioned process contributes to the formation of the bulk of the soot. Many other phenomena are observed during soot formation, such as formation of electrically charged soot particles, the formation of fullerenes, or the formation of high molecular tarry modifications with optical properties quite different from polynuclear aromatic hydrocarbons or carbon black.

3.3 Simulation results

3.3.1 Modelling approach and model characteristics

The modelling approach used for the calculations in this work is based on simplified models concerning the conditions in the blast furnace, and, also, a simplified soot formation model.

First of all, in this work ideal reactor models in which the flow behaviour is strictly defined are used. This simplified furnace model consists of four parts. The first part is the raceway, and the other parts are the furnace divided into three zones. The zones differ in temperature and pressure. The output from the first zone is the input to the second zone, and the output from the second zone is the input to the third zone. In the first zone, the temperature is a function of time, in the second, the temperature is held constant, and finally, in the third zone, the temperature is again a function of time.

First of all the input to the raceway has to be estimated. Then, some model that can predict the output from the raceway has to be included for the raceway. In such a model, flow behaviour has to be incorporated in some way so that the mixing of the pyrolysis gases and the air can be estimated. In this work, the flow behaviour is incorporated indirectly via another parameter, a portion of the devolatilized heavy fuel oil that passes through the raceway unburnt. The rest of the devolatilized oil reacts with the oxygen and forms mainly CO, CO_2, H_2O, etc.

This means that the species after the raceway consists of devolatilized heavy fuel oil, products from combustion of heavy fuel oil and nitrogen. This output is then used as the input to the kinetic modelling part of the calculations where the temperature profile, pressure, and the reactor model are incorporated.

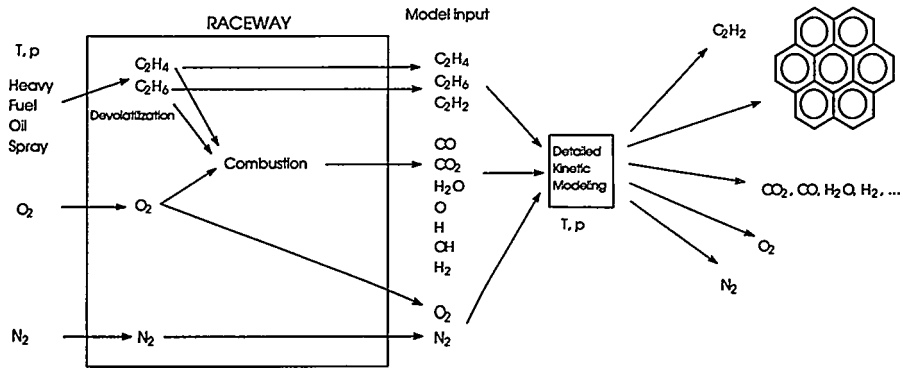


Figure 1. The modelling approach.

The raceway model. In order to predict the conditions after the raceway, some kind of a model for the raceway is needed. This model should incorporate the devolatilization of the heavy fuel oil, the mixing of gases in the raceway, and the combustion.

The first assumption concerns the heavy fuel oil that is used. Ipn this work a heavy fuel oil with the elemental composition according to Table 1 is assumed.

Table 1 Elemental analysis of the heavy fuel oil

element	C	H	S	N
mass fraction	0.855	0.112	0.024	0.009
mole fraction	0.388	0.605	0.004	0.003

The sulphur and the nitrogen content are not relevant for this study thus, the heavy fuel oil is assumed to be devolatizaed to C_2H_4 and C_2H_6. Probably some C_2H_2 is already formed here in the devolatilization step and to check to sensitivity of the presence of C_2H_2 in the pyrolysis gas, two pyrolysis gas compositions are tested. They are shown in Table 2.

Table 2 The assumed pyrolysis gas composition.

Pyrolysis Gas Composition	C_2H_4	C_2H_6	C_2H_2
PGC I (mole fraction)	0.833	0.167	0.000
PGC II (mole fraction)	0.666	0.134	0.200

Some of that devolatilized heavy fuel oil is mixed with the air and is assumed to burn according to the stoichimetric ratio. The combustion products are calculated with equilibrium calculations. The part of the devolatilized oil that does not burned will pass unreacted through the raceway. The output from the raceway therefore consists of unburnt pyrolysis gases, combustion products, and nitrogen.

By varying the amount of the devolatilized heavy fuel oil that passes though the raceway unburnt, some aspects of the gas mixing and the flow behaviour are indirectly taken into account.

Temperature and pressure. As the temperature and the pressure of a specific gas volume that passes through the blast furnace are difficult to measure, some assumptions are made with respect to their profiles and initial values. To cover the wide range of temperatures in the furnace, the temperatures in the modelling are widely varied. The initial temperature is varied from 800 °C to 2500 °C. In the first zone, the temperature is assumed to decrease linearly to a second temperature which has been fixed at 800 °C. The temperature as well as the residence time for the gas in the first zone is varied. In the second zone the temperature is assumed to be constant, but the residence time is varied. Finally, in the third zone, the temperature is assumed again to decrease linearly to an output temperature of 400 °C. The pressure is varied to some extent also but not so much as the temperature. The initial pressure is varied between 2.0 bar and 3.5 bar. The pressure is held constant in the first zone. The second zone is assumed to have a pressure of 2.0 bar, and the third zone, 1.0 bar.

The mechanism and the thermodynamic data. In the kinetic modelling, a large reaction mechanism developed for C_2H_2/C_2H_4 oxidation, consisting of 446 reactions and 100 species, is used. The mechanism as well as the thermodynamic data has been provided by Professor Michael Frenklach at the Penn State University, Pennsylvania /1/. To ensure that the calculations only concern gases, the mechanism does not go to any larger aromatics than corone which consists of seven aromatic rings. At the investigated conditions, all species are in gas phase or assumed to be so.

According to Frenklach et al. /2/ and Bockhorn et al. /3/, the soot formation rate may be derived from the concentration of lower PAH and acetylene. In present work this simple assumption has been used only as an instrument to interpret the kinetic calculation results into predictions of the possibility of soot formation.

By assuming this relationship between lower PAH and acetylene and the formation rate of soot, crucial conditions for soot formation can be detected without complete calculations where the total soot formation process is implemented.

3.3.2 Results

The detailed kinetic modelling gives the mole fraction of all species. Acetylene, bensene, and corone have been plotted, at different conditions in order to predict the formation of soot.

Temperature. Under a specific temperature limit soot is not formed at all or it is formed at so small rates the formation may be considered negligible. Above the upper temperature limit, the soot is thermally decomposed. This means that, for the blast furnace application, the soot formation process is located in the lower region of the furnace, where the temperature remains between those two limits. For the temperature profile assumed in this work, this means that soot is probably not formed

in the raceway. The formation of soot stops quite soon, since the temperature of the flue gas decreases quite fast as the gas passes through the furnace.

The soot formation is very dependent on the temperature and soot will be formed in the lower regions of the furnace where the temperature is high enough but still not too high.

Pressure. The investigation shows that the influence of pressure variations is not as strong as the influences of temperature fluctuations. There are small differences in the maximum values of the investigated species. The amount of soot formed is probably not very much influenced by the pressure fluctuations in the furnace.

Portion of pyrolysis gas burnt. If the mixing in the raceway is not good enough some pyrolysis gases will survive the raceway unreacted. By varying the portion of pyrolysis gas burnt, the influence of mixing in the raceway is indirectly investigated. The diagram next page shows the formation of corone for two different portion of pyrolysis gas burnt.

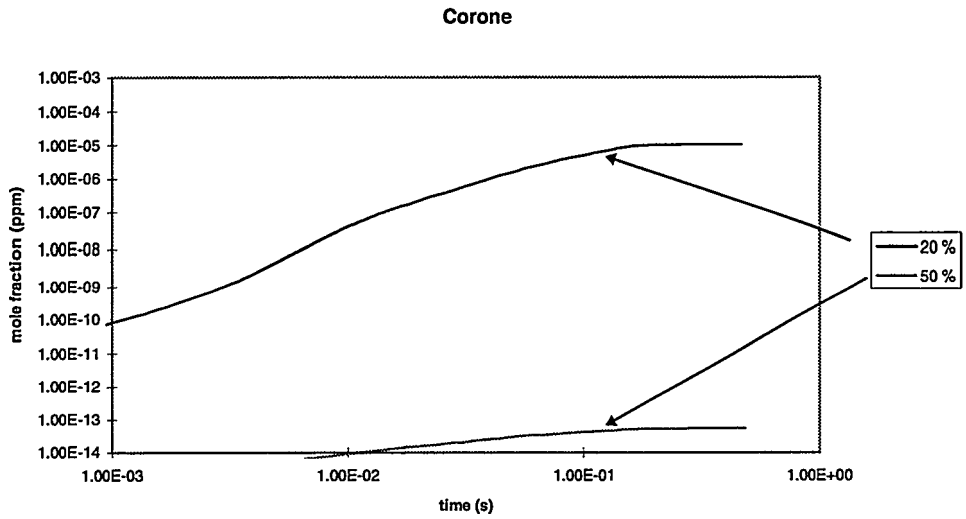


Figure 2 *The influence of portion of pyrolysis gas burnt on the formation of corone. PGC I, stoichiometric ratio = 0.6. Initial temperature = 1400 °C.*

It is obvious that the mixing in the raceway affects the formation of soot in the furnace. The physical interpretation of these results shows that if mixing is not good enough, soot will be formed even if the stoichiometric ratio would be high enough for complete combustion.

Stoichiometric ratio. The stoichiometric ratio is a very important parameter at controlling the formation of soot in a blast furnace. The acetylene is formed quite similarly at the stoichiometric ratios tested but seems at high stoichiometric ratios to be consumed after a very short time. The same tendency holds also corone in the formation part, but in the consuming part, corone shows a more moderate rate of decrease.

3.3.3 Carbon distribution

In order to understand the conversion of the fuel to soot precursors, the distribution of carbon is plotted as a function of time for some relevant conditions.

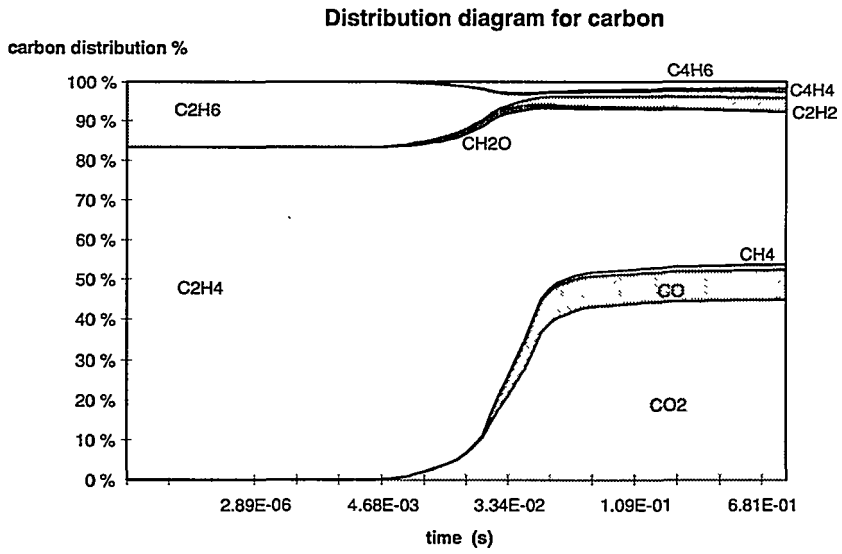


Figure 3 *Distribution of the carbon that is converted from the unburned fuel. SR = 0.6, pressure = 2.0 bar, Temperature is held constant at 800 °C, portion of pyrolysis gas burnt = 20 %, PGC I.*

3.4 Conclusions

This work has shown that acetylene is the most crucial species in the soot formation, but also other species, propargyl, 1-buten-3-yn-1-yl, are crucial for the formation of soot. It is also shown that these crucial species can be used as indicators of soot formation. As concluded in earlier work by Mueller et al. /4/, acetylene is a very good indicator for soot formation.

The stoichiometric ratio is the most important parameter that directly affects the amount of soot formed. The less oxygen the more soot will be formed. Another important parameter is the pyrolysis gas burned or converted to CO or CO_2. If all pyrolysis gas is burnt or at least converted to CO, no soot is formed. That leads to the conclusion that a good mixing of fuel and oxidizer the raceway is the important parameter in controlling the soot formation in a blast furnace.

The simulations indicate that soot can be formed as early as in the raceway, if the temperature is lower than 1700 °C. The soot formation process takes place in the lower region of the furnace where the temperature is between 1000 °C and 1700 °C.

References

/1/ Frenklach, M., Kazakov, F. A., Wang H.: Mechanism of C2H2/C2H4 oxidation and Thermodynamic data. Pennsylvania State University ,1995.

/2/ Frenklach M., Wang H.: Detailed Mechanism and Modeling of Soot Particle Formation. In *Soot Formation in combustion. -Mechanisms and Models.* (Ed Bockhorn H.):Springer-Verlag 1994.

/3/ Bockhorn H., Schäfer Th.: Growth of Soot Particles in Premixed Flames by surface Reactions. In *Soot Formation in combustion. -Mechanisms and Models.* (Ed Bockhorn H.):Springer-Verlag 1994.

/4/ Mueller C., Kilpinen P., Hupa M.:Parametric Studies on Formation of Soot Precursors in a Blast Furnace Firing Heavy Fuel Oil Using Detailed Kinetic Modelling, Åbo, Finland, 1994.

4 Masuunin kuilun kaasufaasin termodynaamiset laskelmat

Tämä kappale on lyhennelmä raportista: Mannila, P. & Härkki, J. Kaasufaasin reaktiot masuunissa, osa II. Oulun yliopisto, Prosessitekniikan osasto, Report 178. Oulu 1996. 38 s.

4.1 Tavoite

Tutkimuksen tavoitteena on selvittää masuunin kaasufaasin käyttäytymistä etenkin korkeilla öljyinjektiomäärillä. Tarkasteltavina parametreina ovat olleet öljyn määrä ja rikkipitoisuus, happirikastus sekä paine. Laskennat on suoritettu termodynamiikkaa apuna käytäen. Termodynaamisten tasapainolaskelmien avulla voidaan saada tietoa masuunin kaasufaasin koostumuksesta korkeissa lämpötiloissa (noin > 800°C). Alhaisemmissa lämpötiloissa laskelmat osoittavat vain reaktioiden suunnan kinettisten tekijöiden tullessa yhä määräävämmiksi.

Tässä raportissa olevan laskentamenetelmän avulla voidaan tarkastella masuunin injektioparametrien tai panosmateriaalin muutosten vaikutusta masuunin kaasufaasin ja sitä kautta myös panosmateriaalin käyttäytymiseen. Laskentaväliä voidaan pienentää niin, että tarkastelun kohteeksi tulee jokin tietty osa masuunista. Esimerkiksi kiertoprosesseja tutkittaessa tällaista laskentamenetelmää voidaan käyttää hyväksi.

4.2 Masuunin kaasufaasi

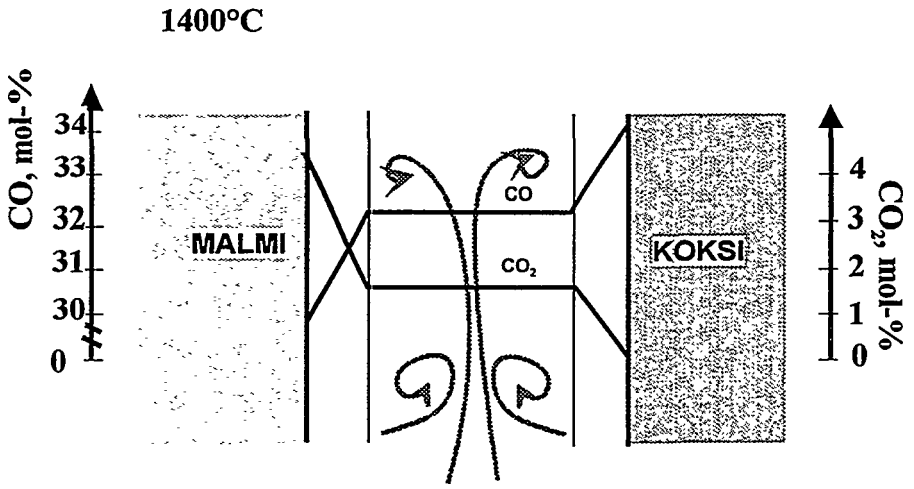
Kaasufaasi muodostuu pääasiassa hormitasolla, jossa kuumaa ilmaa puhalletaan masuuniin. Usein tämä esikuumennettu ilma rikastetaan hapella. Esimerkiksi Rautaruukin masuuneissa happirikastus on noin 3 %, jolloin esikuumennettu puhallettu ilma sisältää happea noin 24 %. Happi reagoi ylhäältä panostuksessa tulevan hormitasolle laskeutuvan koksin kanssa muodostaen hiilidioksidia ja hiilimonoksidia. Syntynyt hiilidioksidi reagoi edelleen koksin kanssa CO:ksi. Injektoitaessa öljyä lisäpolttoaineena hormeilta, kaasufaasi sisältää vetyä ja mahdollisesti myös palamattomia hiilivetyjä. Öljyn rikkipitoisuudesta riippuen kaasufaasi sisältää myös vaihtelevan määrän rikkikomponentteja, joita ovat esimerkiksi H_2S, HS, COS, CS ja CS_2. Erityisesti alhaisemmissa lämpötiloissa kaasufaasissa oleva rikki voi syrjäyttää rautaoksidin hapen ja sitoutua rautaan. Näissä laskelmissa ei ole huomioitu kuonakomponentteja, jotka sitovat rikkiä itseensä.

4.2.1 Termodynaamiset reunaehdot masuunikaasulle

Kaasufaasin koostumus selvitetään siten, että kaasu kulkisi kuilussa ollen kontaktissa joko pelkästään hiilipinnan tai pelkästään rauda-/rautaoksidipinnan kanssa. Ajatus, että kaasu kulkisi hormitasolta huipulle ollen kontaktissa vain jomman kumman edellä mainitun pinnan kanssa, on hyvin epätodennäköinen. Tällä tavalla laskemalla saadaan kuitenkin selville rajat, joiden sisällä kaasukoostumus todellisuudessa on.

Tässä raportissa esitetyissä tarkasteluissa on huomioitu koksin palaminen racewayssä sekä rautaoksidin pelkistyminen kuilussa. Kuvassa 1 on esitetty kaasufaasin muuttuminen kiinteän pinnan läheisyydessä. Kaasufaasin päävirtaus oletetaan turbulenttiseksi, jolloin konsentraatio kaikkialla päävirtauksessa kaasun virtaussuunnassa on vakio. Pinnan läheisyydessä kaasuvirtaus on laminaarinen ja tällä alueella syntyy pitoisuusgradientteja kaasukomponenteille. Esimerkiksi CO_2-pitoisuus

on korkeampi rautaoksidipinnalla kuin rautaoksidipinnan laminaarikerroksen ja turbulenttisen päävirtauksen yhtymäalueella.



Kuva 1. Kaasufaasin konsentraatiojakaumat pinnan läheisyydessä sekä turbulentissa päävirtauksessa CO:n ja CO_2:n osalta, 1400°C lämpötilassa.

4.2.2 Paineen, öljymäärän, rikin ja happiylimäärän vaikutus

Paineen vaikutusta rautaoksidien pelkistykseen voidaan tarkastella Bouduardin reaktion tasapainokäyrä avulla. Reaktio on riippuvainen paineesta, koska reaktiossa syntyy kaksi häkämolekyyliä yhdestä hiilidioksidimolekyylistä. Tasapainokäyrä siirtyy yhä korkeamman lämpötilan alueelle paineen kasvaessa. Paineen kasvaessa ja lämpötilan pysyessä vakiona reaktio pyrkii siis hiilimonoksidista hiilidioksidin suuntaan /1/.

Injektoitavan öljymäärän lisääntyessä kaasufaasin vetypitoisuus kasvaa. Vety lisää epäsuoran pelkistyksen osuutta vähentäen suoran pelkistyksen osuutta masuunin rastin alueella, jolloin masuunin toiminta paranee /2/. Hiilivetyjen epätäydellisen palamisen takia kaasufaasiin voi jäädä hiilivetyjä ja hiiltä. Korkeissa lämpötiloissa racewayllä palamatta jääneet hiilivedyt voivat hajota myöhemmin ja tuoda kaasufaasiin lisää hiiltä. Hiilimonoksidi hajoaa hiilidioksidiksi ja hiileksi alhaisissa lämpötiloissa. Hiilimonoksidin hajoaminen on nopeinta 550-600°C lämpötiloissa /3/. Vetytason nosto yli 6 %:een lisää hiilimonoksidin hajoamista hiileksi ja hiilidioksidiksi. Öljyinjektio nostaa vetytasoa, jollloin on hiilen muodostuminen vedyn ja hiilimonoksidin reagoidessa on todennäköisempää. Masuunin toiminnan kannalta huonoimmat lämpötila-alueen hiilen muodostumiselle ovat alle 600°C ja yli 900°C. Alle 600°C lämpötiloissa hiili ja hiilidioksidi eivät reagoi hiilimonoksidiksi Bouduardin reaktion mukaisesti. Yli 900°C lämpötiloissa pelkistysaste on usein niin korkea, että systeemissä ei ole tarpeeksi happea reagoiman muodostuneen hiilen kanssa. Lisäksi hiilivedyt hajoavat yli 900°C lämpötiloissa voimakkaasti. Muodostuneen hiilen reaktiivisuus huononee korkeissa lämpötiloissa grafitoitumisen takia. Vetytaso parantaa sintterin ja pellettien korkealämpötilaominaisuuksia. Pelkistysnopeuden kasvu kuilun yläosissa nostaa pelkistysastetta eli FeO:n määrä sintterissä/pelletissä laskee. Kuonan FeO-pitoisuuden lasku nostaa primäärikuonan sulamislämpötilaa. Tällöin sintterin ja pelletin laskeutuessa masuunissa sekä lämpötilan kohotessa pehmeneminen alkaa myöhemmässä vaiheessa. Koheesio-vyöhyke siirtyy alaspäin ja masuunin kiinteätilavuuden osuus kasvaa, jolloin kaasun hyväksikäyttöaste nousee /4/.

Kaasufaasin rikkipitoisuus vaikuttaa pelkistymiseen säätelemällä kaasun diffuntoitumista rikasteessa. Lämpötilan ja kaasufaasin rikkipitoisuuden vaihdellessa voi pelkistettävän partikkelin päälle syntyä tiivis tai huokoinen rautakerros. Tiiviskerroksisten agglomeraattien pelkistyminen on hitaampaa kuin huokoisten. Pelkistysatmosfäärin rikkipitoisuus lisää wiskerikasvun todennäköisyyttä. Wiskerit aiheuttavat paisumista ja agglomeraattien hajoamista. Joissain tapauksissa sintterin ja pellettien hajoamisen takia masuunin permeabiliteetti voi laskea. Kaasuatmosfäärin

rikkipitoisuuden nousu lisää rautaan liuenneen rikin määrää. Raudan rikkipitoisuutta voidaan laskea kahdella eri tavalla: masuunikuonan koostumusta muuttamalla tai sitten nostamalla rikinpoiston kapasiteettia /4/. Rikkikomponentit voivat vaikuttaa sintterin lujuusominaisuuksiin jopa ppm-tasolla. Näin ollen masuunin panoksen käyttäytyminen voi vaihdella johtuen paikallisista ja/tai hetkellisistä rikkikomponenttien konsentroitumisista /5/.

4.3 Termodynaamiset laskelmat

4.3.1 Tasapainolaskujen lähtöarvot

Tässä raportissa esitetyillä tasapainolaskuissa on pyritty selvittämään injektoitavan öljyn määrän, happirikastuksen, paineen ja rikin vaikutuksia masuunin toimintaan ja lähinnä kaasufaasin koostumukseen ja tätä kautta myös kiinteän faasin koostumukseen. Lämpötilaväli näissä laskelmissa on 400-1800°C. Laskelmat perustuvat termodynamiikkaan, joten alhaisemmissa lämpötiloissa (<900°C), joissa kinetiikka muuttuu reaktion etenemistä määrääväksi tekijäksi yhä enemmän, nämä tarkastelut kertovat vain reaktioiden etenemissuunnan. Laskennassa on käytetty Outokumpu Oy:n kehittämää HSC-ohjelmistoa. /6/

Tasapainolaskelmien lähtöarvoina on käytetty Rautaruukin viikkoraporteista laskettuja ainemääriä /7/. Laskennoissa on käytetty kahta peruskaasuseosta. Perustapauksissa käytetyt kaasumaisten komponenttien koostumukset on esitetty taulukossa 2. Tässä raportissa esitetyissä laskelmissa koksin palaminen on huomioitu siten, että öljyä kuvaava metaani on oletettu palavan epätäydellisesti CO:ksi ja H_2:ksi. Loppu reagoimaton happi kuluu racewayssä olevan koksin polttamiseen, josta syntyy CO:ta. Peruskaasuseoksessa tämä tarkoittaa sitä, että 130 moolia CH_4:ää tarvii 65 moolia happea palaakseen epäpuhtaasti H_2:ksi ja CO:ksi. Loppu hormilta syötetty happi kuluu koheesiovyöhykkeen alapuolella olevan koksin polttamiseen. Koska

koksia on vielä koheesiovyöhykkeen alapuolella ylimäärin happeen nähden, kuluu loppu happi koksin palamiseen CO:ksi eikä CO_2:ksi.

Veden ja rikin osuudet ovat syötössä pienet ja niiden hapettumista ja pelkistymistä ei ole huomioitu laskettaessa koksin polttamiseen jäävää happea. Jos kuitenkin halutaan tarkastella myös näitä reaktioita, niin pelkistävissä olosuhteissa vesi pelkistyy vedyksi ja rikki pelkistyy lähinnä H_2S:ksi ja HS:ksi. Pieni osa rikistä voi hapettua SO:ksi ja SO_2:ksi. Oletetut reaktiot hiilivetyjen hapen ja koksin välillä ovat siis

$$CH_4(g) + 2O_2(g) \rightarrow CO_2(g) + 2H_2O(g) \quad (7)$$

$$CH_4(g) + 1/2 \quad O_2(g) \rightarrow CO(g) + 2H_2(g) \quad (8)$$

$$CO_2(g) + C(s) \rightarrow 2CO(g) \quad (9)$$

$$C(s) + O_2(g) \rightarrow 2CO(g) \quad (10)$$

Tarkasteltaessa tapausta, jossa kaasulla on pelkästään hiilikontakti tarjolla, on hiilen määrä lähtötiedoissa 1000 mol koko tarkastellulla lämpötilavälillä. Vaikka hiilen määrä ei ole aivan noin suuri korkeissa lämpötiloissa, se kuvaa kuitenkin tilannetta, jossa kaasufaasilla on ylimäärin hiilipintaa. Hiilimäärän lisäys ei muuta juuri tasapainolaskujen tuloksia.

Taulukko 2. Termodynaamisissa laskelmissa käytetyt peruskaasuseokset.

	Määrä, mol	
Komponentti	Koksin palamista ei ole huomioitu	Koksin palaminen racewayssä huomioitu
CH_4	130	130
O_2	350	65
N_2	1100	1100
H_2O	8	8
S_2	4	4
CO	0	570

Tapauksessa, jossa kaasulla on tarjolla rautaoksidi-/rautakontakti on rautaoksidien ja raudan määrää vaihdeltu lämpötilan mukaan siten, kun hapen määrän rautaoksidissa on oletettu muuttuvan. Lähtöarvojen määrittelyssä on käytetty apuna kirjallisuudesta /4/ saatuja tietoja pelkistymisasteesta masuunin eri osissa. Nämä pelkistysasteet eri lämpötiloissa on saatu masuunin taselaskelmien avulla. Mittaustietoa sekä interpolointia on käytetty apuna mallia laadittaessa. Jos oletetaan aina termodynaamisesti tasapainossa oleva rautaoksidi-/rautakoostumus, niin rautaoksideja ei olisi enää masuunin alaosassa. Wüstiittiä voi kuitenkin olla vielä hormitasolla, jolloin olettamus, että kaikki rauta olisi metallisena olisi väärä.

4.3.2 Kaasufaasin käyttäytyminen hiilen kanssa kontaktissa

Tuloksissa esitetään laskelmat, joissa ei huomioida racewayssä palavaa koksia. Tulokset eivät juuri poikkea niistä laskelmista, joissa racewayssä palava koksi on huomioitu. Tämä johtuu siitä, että molemmissa tapauksissa on tarjolla hiiltä yllin kyllin, jolloin koksista tuleva CO ei muuta juuri tilannetta. Kaasufaasissa rikkikomponenttien osuus pienenee lämpötilan kasvaessa. Osa rikistä on termodynaamisten laskelmien mukaan koko lämpötilavälillä elementaarisena, esimerkiksi 1800°C lämpötilassa elementaarista rikkiä on 1.1 moolia perustapauksessa. Elementaarisen rikin osuus pienenee lämpötilan laskiessa.

Paineen vaikutus. Kaasufaasin koostumusta on tarkasteltu painealueella 0.5-4.0 bar. Rautaruukin ja Fundia Wiren masuunit toimivat tällä painevälillä. Rautaruukin masuunissa on injektoinnissa ylipainetta noin 3 bar ja Fundia Wiren masuuni toimii alhaisemmassa paineessa. Tarkasteltaessa kaasufaasin pääkomponentteja CO:ta, H_2:ta, CO_2:ta, H_2O:ta ja CH_4:ta, havaitaan, että paineella ei ole vaikutusta lämpötilan ollessa yli 1100°C. Tätä alemmissa lämpötiloissa pelkistävien komponenttien (CO ja H2) pitoisuus on alhaisemmissa paineissa suurempi kuin pienemmissä paineissa. Paineen kasvu suosii kaasufaasin hapetusreaktioita, jolloin CO_2:n ja H_2O:n pitoisuudet kasvaa. Metaanin pitoisuus muihin pääkomponentteihin nähden on pieni, mutta jo pieni määrä hiilivetyjä voi vaikuttaa masuunin toimintaan. Pienentämällä

painetta, kaasufaasissa olevan hiilivedyn määrää voidaan näiden laskelmien mukaan vähentää. Paine vaikuttaa rikkikomponentteihin koko lasketulla lämpötilavälillä. H_2S-pitoisuus kasvaa, kun taas CS- ja CS_2-pitoisuudet laskevat paineen kasvaessa.

Injektoitavan öljymäärän vaikutus. Metaanin ja rikin määrää on muuteltu laskelmissa siten, että ne vastaisivat noin 60 kg/trr, 90 kg/trr ja 135 kg/trr öljyinjektioita, öljyn rikkipitoisuuden ollessa 3 %. Injektoitavan öljymäärän lisäys kasvattaa kaasufaasin vetypitoisten pääkomponenttien osuutta vastaavasti CO_2 ja CO-pitoisuuksien pienentyessä. Kaasufaasin rikkikomponenttien pitoisuus kasvaa öljyinjektiota lisättäessä kokonaisrikkimäärän kasvaessa. Ilmanpuhallusta ja happirikastusta kasvattamalla suhteessa öljyinjektion lisäykseen, kaasufaasin koostumuksessa ei tapahdu muutoksia. Tosin kaasun kokonaismäärä kasvaa silloin.

Rikin vaikutus. Rikin vaikutusta on tutkittu öljyn rikkipitoisuuksilla 1%, 3% ja 5%. Rikkipitoisuus vaikutta lähinnä kaasufaasin H_2S-, CS_2-, COS- ja CS-pitoisuuksiin, jotka luonnollisesti kasvavat öljyn rikkipitoisuuden kasvaessa. H_2S-pitoisuus on noin 0.55 % 1000°C lämpötilassa ja se pyrkii kasvamaan lämpötilan laskiessa.

Happirikastuksen vaikutus. Happirikastuksen vaikutusta kaasufaasiin on tarkasteltu happirikastuksilla 2 %, 4 % ja 6 %. Nykyisin happirikastus Rautaruukin masuuneilla on noin 2.4 %. Öljyinjektiota lisättäessä, masuuniin syöttettävän hapen määrääkin tulisi lisätä öljyn palamisen ylläpitämiseksi. Happirikastus vaikuttaa kaasufaasissa lähinnä CO-, CO_2-, H_2- ja H_2S-pitoisuuksiin.

4.3.3 Kaasufaasin käyttäytyminen rautaoksidien kanssa kontaktissa

Tapauksissa, joissa kaasulla oletetaan rautaoksidi-/rautakontakti, racewayllä palavan koksin huomioonottaminen muuttaa kaasufaasia selvästi. Koksin palamisen huomioimatta jättäminen muuttaa olosuhteet erittäin hapettaviksi. Yleensä masuunin pehmenemis-/sulamisvyöhykkeen alapuolella on kuitenkin koksia, joka reagoi palamisessa syntyneen CO_2:n kanssa nopeasti Bouduardin reaktion mukaisesti CO:ksi tai suoraan kaasumaiseksi CO:ksi suoraan hapen kanssa. Koksi reagoidessa mahdollisen H_2O:n kanssa syntyy vetyä ja CO:ta. Näin ollen koksin palamisen huomioon ottaminen on huomattavatsi realistisempaa kuin sen kokonaan pois jättäminen. Racewayllä palavan koksin huomioiminen muuttaa tapausta rautaoksidi-/rautakontaktissa hyvin paljon tapauksen hiilikontakti kaltaiseksi. Kaasufaasin koostumus pääkomponenttien osalta on hyvin samantyyppinen raudan ja sen oksidien ollessa läsnä kuin hiilikontaktissa. Tämä johtuu siitä, että koksin palaminen racewayllä on otettu huomioon sekä hiilivetyjen palaminen on oletettu epätäydelliseksi. CO:n ja H_2O:n mooliosuuksien korkeampi taso alhaisemmissa lämpötiloissa johtuu hapesta, jonka rautaoksidit pelkistäessään luovuttavat kaasufaasiin. Rikkikomponenttien osalta tilanne on toinen, koska rikki reagoi rautaoksiden kanssa varsinkin alhaisemmissa lämpötiloissa.

Paineen vaikutus. Paineella ei ole suurta vaikutusta kaasufaasin pääkomponentteihin kaasufaasin ollessa rauta/rautaoksidi kontaktissa ja lämpötilan ollessa yli 800°C. Tätä alhaisemmissa lämpötiloissa kaasufaasin pääkomponentit käyttäytyvät paineen muuttuessa kuten hiilikontaktissakin. CO_2:n ja H_2O:n osuudet kasvavat paineen kasvaessa ja CO:n ja H_2:n osuudet vastaavasti pienenevät. Rikkikomponenttien osalta paineen suurimmat vaikutukset näkyvät korkeissa lämpötiloissa ($T > 1400°C$). Tällöin H_2S:n ja COS:n mooliosuudet kasvavat ja HS:n, S_2:n, SO:n ja S:n moolisosuudet pienenevät kaasufaasissa paineen kasvaessa.

Injektoitavan öljymäärän vaikutus. Injektoitavan öljymäärän vaikutusta on tarkastelutu siten, että laskennan lähtötiedot vastaavat öljyinjektioita noin 60 kg/trr, 90kg/trr ja 135 kg/trr. Injektoitavan öljymäärän vaikutus on lähes samanlainen kaasufaasin pääkomponenteille rauta/rautaoksidikontaktissa kuin hiilikontaktissa. Alhaisemmissa lämpötiloissa hiilidioksidin mooliosuus on kuitenkin korkeampi rauta/rautaoksidikontaktissa.

Rikin vaikutus. Rikkikomponenttien osuus kaasufaasissa on rautakontaktitapauksessa pienempi kuin hiilikontaktitapauksessa. Lämpötilan laskiessa rikkikomponentit reagoivat rautaoksidien kanssa siten, että rikki tai sulfaatti syrjäyttää hapen ja muodostaa raudan kanssa yhdisteitä (FeS, Fe0.877S, $FeSO_4$, $Fe2(SO_4)_3$). Rautasulfaatin muodostuminen on tosin huomattavasti vähäisempää kuin FeS:n ja Fe0.877S:n. Tämän takia rikkikomponenttien osuus kaasufaasissa pienenee lämpötilan laskiessa.

Happirikastuksen vaikutus. Happirikastus nostaa CO:n ja CO_2:n mooliosuuksia kaasufaasissa. Veden mooliosuuteen happirikastuksella ei ole suurta vaikutusta. Myöskin kaasufaasin rikkikomponenttien mooliosuuksiin happirikastuksella ei ole suurta vaikutusta. H_2S:n, HS:n ja S_2:n mooliosuuksien lievä pieneneminen johtunee ainoastaan hiilimonoksidin ja hiilidioksidin mooliosuuksien kasvusta kaasufaasissa.

4.3.4 Kaasufaasin koostumus masuunin kuilussa

Koksin palaminen racewayllä ja rautaoksidin hapetusaste on otettu huomioon näissä laskelmissa. Hiilikontaktin ollessa kyseessä, öljyinjektion määrällä ja happirikastuksella on suurin vaikutus masuunikaasun pääkomponenttien mooliosuuksiin. Hiilimonoksidiin näillä molemmilla muuttujilla on lähes saman suuruinen vaikutus, kun taas vetyyn vaikuttaa eniten pelkästään öljyinjektion määrä. Tämä on selvää, koska onhan öljy ainut muuttuja, joka tuo näihin laskentoinin lisää vetyä. Paineen kasvu suosii kaasufaasin hapetusreaktioita, jolloin CO_2:n ja H_2O:n pitoisuudet kasvaa.

Metaanin pitoisuus muihin pääkomponentteihin nähden on pieni, mutta jo pieni määrä hiilivetyjä voi vaikuttaa masuunin toimintaan. Pienentämällä painetta, kaasufaasissa olevan hiilivedyn määrää voidaan näiden laskelmien mukaan vähentää. Rikkipitoisuus vaikutta lähinnä kaasufaasin H_2S-, CS_2-, COS- ja CS-pitoisuuksiin, jotka luonnollisesti kasvavat öljyn rikkipitoisuuden kasvaessa. Öljyinjektiota lisättäessä, masuuniin syöttettävän hapen määrääkin tulisi lisätä öljyn palamisen ylläpitämiseksi. Happirikastus vaikuttaa kaasufaasissa lähinnä CO-, CO_2-, H_2- ja H_2S-pitoisuuksiin.

Paineella ei ole suurta vaikutusta kaasufaasin pääkomponentteihin kaasufaasin ollessa raudan ja sen oksidien kanssa kontaktissa ja lämpötilan ollessa yli 800°C. CO_2:n ja H_2O:n osuudet kasvavat paineen kasvaessa ja CO:n ja H_2:n osuudet vastaavasti pienenevät. Rikkikomponenttien osalta paineen suurimmat vaikutukset näkyvät korkeissa lämpötiloissa (T > 1400°C). Tällöin H_2S:n ja COS:n mooliosuudet kasvavat ja HS:n, S_2:n, SO:n ja S:n moolisosuudet pienenevät kaasufaasissa paineen kasvaessa. Injektoitavan öljymäärän vaikutus on lähes samanlainen kaasufaasin pääkomponenteille raudan ja sen oksidien ollessa läsnä kuin hiilikontaktissa. Alhaisemmissa lämpötiloissa hiilidioksidin mooliosuus on kuitenkin korkeampi rauta/-rautaoksidikontaktissa. Rikkikomponenttien osuus kaasufaasissa on rauta-kontaktitapauksessa pienempi kuin hiilikontaktitapauksessa. Lämpötilan laskiessa rikkikomponentit reagoivat rautaoksidien kanssa siten, että rikki tai sulfaatti syrjäyttää hapen ja muodostaa raudan kanssa yhdisteitä (FeS, Fe0.877S, $FeSO_4$, $Fe2(SO_4)_3$). Rautasulfaatin muodostuminen on tosin huomattavasti vähäisempää kuin FeS:n ja Fe0.877S:n.

4.4 Tulosten hyödyntäminen

Tässä raportissa olevan laskentamenetelmän avulla voidaan tarkastella masuunin injektioparametrien tai panosmateriaalin muutosten vaikutusta masuunin kaasufaasiin ja sitä kautta myös panosmateriaalin käyttäytymiseen. Laskentaväliä voidaan pienentää niin, että tarkastelun kohteeksi tulee jokin tietty osa masuunista.

Esimerkiksi kiertoprosesseja tutkittaessa tällaista laskentamenetelmää voidaan käyttää hyväksi.

Laskennassa saatuja kaasufaasin pitoisuuksia voidaan käyttää hyväksi suunniteltaessa masuunin tai panosmateriaalin toimintaa analysoivia testimenetelmiä. Laskelmissa saatuja kaasufaasin koostumusta voidaan myös käyttää ohjeellisena lähtötietona uusille termodynaamisille tarkasteluille, kuten kiertoprosessien tarkastelu. Taulukossa 3 on esitetty masuunin kaasufaasin pääkomponenttien pitoisuuksia, jotka on saatu tässä raportissa esitettyjen laskelmien mukaan käyttäen peruskaasuseosta ja olettaen raudan ja sen oksidien olevan läsnä. Taulukkoon on laskettu keskiarvo pitoisuuksista niissä lämpötiloissa, joissa on kaksi eri pitoisuusarvoa laskentatavasta johtuen. Taulukon 3 pitoisuudet kuvaavat tähän raporttiin lasketuista pitoisuuksista eniten todellista kaasukoostumusta masuunissa.

Taulukko 3. Masuunin kaasufaasin pääkomponenttien pitoisuudet. Luvut ovat perustapauksessa (peruskaasuseos) saatuja arvoja rauta/rautaoksidien ollessa läsnä.

Lämpötilaväli , °C	Komponenttien pitoisuudet, mol-%				
	CO	CO_2	H_2	H_2O	CH_4
1800-1000	28.9-31.1	1.31-4.9	10.2-10.8	2.0-2.7	0.6E-7 - 2.0E-4
1000-800	24.3-28.9	4.9-9.6	9.6-10.2	2.7-3.4	2.0E-4 - 4.0E-3
800-700	20.5-24.3	9.6-13.3	9.2-9.6	3.4-3.6	4.0E-3 - 4.0E-2
700-600	10.5-20.5	13.3-20.7	7.7-9.2	3.6-5.5	4.0E-2 - 0.2

4.5 Yhteenveto

Masuunin toimintaa tutkittaessa tarkastellaan usein rikasteiden pelkistymisominaisuuksia sekä rikasteiden ja koksin lujuusominaisuuksia. Panosmateriaalin käyttäytymistä tutkitaan laboratoriotesteillä. Tällä tavoin voidaan arvioidan masuunin toiminta tutkituilla panosmateriaaleilla. Masuunin kaasufaasin reaktiot panosmateriaalin kanssa ohjaavat masuunin toimintaa. Ne vaikuttavat suoraan rikasteiden pelkistymiseen. Ne voivat myös muuttaa panosmateriaalin ominaisuuksia. Esimerkiksi kaasufaasissa oleva rikki voi adsorboitua rikasteisiin joko heikentäen tai parantaen niiden kykyä pelkistyä.

Tässä raportissa on tarkasteltu öljyinjektio vaikutusta masuunin kaasufaasiin siten, että muuttujina ovat olleet injektoitava öljymäärä, happirikastus, öljyn rikkipitoisuus ja paine. Injektioparametreista öljymäärällä ja happirikastuksella on suurin vaikutus kaasufaasin pääkomponentteihin. Tosin rikki voi vaikuttaa jo pieninä pitoisuuksina rikasteiden ominaisuuksiin. Paineella ei ole suurta vaikutusta kaasufaasin koostumukseen. Tässä työssä masuunin kaasufaasin reaktioita on tarkasteltu termodynamiikan avulla. Alhaisemmissa lämpötiloissa reaktiot ovat hitaampia, jolloin termodynamiikan avulla saadaan selville reaktiota ajavien voimien suunta.

Laskelmissa saadut kaasufaasin pitoisuudet ovat suuntaa antavia, koska todellisuudessa masuunin kaasufaasin koostumukseen vaikuttavat lisäksi monet muutkin kuin tässä raportissa esitetyt tekijät (lämpötila, paine, öljyinjektio, öljyn rikkipitoisuus, happirikastus). Muun muassa kuonanmuodostajat, jotka sitovat rikkiä, muuttavat kaasufaasin rikkikomponenttien pitoisuuksia. Tuloksista saadaan kuitenkin selville eri parametrien muutoksen vaikutus ja suuruus kaasufaasiin. Lisäksi raportissa esitettyä laskentamallia voidaan käyttää jatkossa myös moninutkaisemmille systeemeille.

Lähdeluettelo

1. Biswas, A. Principles of blast furnace ironmaking. Cootha publishing house, Brisbane, 1981, 528 s.

2. Chatterjee, A. Injection in blast furnace. Steel times international (1995), s. 31-35.

3. Lowry, M.R. The effects of the chemical and physical characteristics of iron oxides an the kinetics of the catalysed reaction, $2CO \rightarrow C+CO_2$, in simulated blast furnace barospheres. UMI Dissertation Services, Ann Arbor, 1994, 228 s.

4. Kääriä, I. Öljyinjektion vaikutus masuunin kuilun tapahtumiin. Diplomityö, Oulun yliopisto, Oulu, 1995, 85 s.

5. Grebe, K., Stricker, K.-P., Winzer, G. & Engel, K. Unexpected phenomena of burden behavior in blast furnaces and their impact on control strategies. 50th ironmaking conference proceedings. Volume 50. Washington Meeting, April 14-17,1991. s. 379-394.

6. Roine, A. HSC Chemistry for windows 2.03. Chemical reaction and equilibrium software. Outokumpu Research 1994.

7. Ollila, S., Mannila, P. & Härkki, J. Kaasufaasin reaktiot masuunissa, osa I. Report 145. Oulun yliopisto. Prosessitekniikan osasto.Oulu. 1994. s. 29.

8. Der Hochofenprozess. Das kinetisch-dynamische Simulationmodell des Vereins Deutscher Eisenhüttenleute. Beiträge der Vortragstagung "Matematische Modelle des Hochofenprozesses" am 2. und 3. Dezember 1971 in Düsseldorf. Verlag Stahleisen M. B. H., Düsseldorf. 1973. s. 195.

104 KUONAT TERÄKSEN VALMISTUKSESSA

Oulun yliopisto

Prosessitekniikan osasto

Linnanmaa,

90570 OULU

Puhelin: Prof. J. Härkki (08) 553 2424
Telefax: (08) 553 2304

Vastuullinen johtaja: Prof. Jouko Härkki
Tutkijat: DI Mika Päätalo
DI Petri Karhu
tekn.yo Anu Jauhiainen
DI Pekka Alamäki (31.10.1995 asti)
DI Saara Koski-Laine (28.2.1995 asti)
DI Janne Ollila (31.12.1995 asti)

	1993	1994	1995	1996
SULA 2 -rahoitus	131.000 mk	316.000 mk	484.000 mk	348.000 mk
Oma rahoitus	-	-	-	80.000 mk
Muu rahoitus	-	-	-	-

TIIVISTELMÄ

Projektin ensivaiheessa on käyty läpi kaikki teräksenvalmistuksen prosessivaiheeet masuunilta jatkuvavaluun ja koottu kutakin prosessivaihetta koskeva kuonatietous käyttöä ja tutkimusta auttavaksi oppaaksi. Samalla on tarkennettu käsitystä keskeisistä ongelmakohdista koko tuotantoketjun alueelta.

Projektin toisessa vaiheessa kuonatutkimuksen painopiste siirtyi lähinnä terässulatolle rikinpoisto-, konvertteri-, terässenkka- ja välisenkkakuoniin. Laajempaa kuonatietoutta on tarkennettu pienempiin osakokonaisuuksiin ja sovellettu monipuolisesti teräksenvalmistusprosessiin metallurgiset-, taloudelliset- ja laadulliset näkökohdat huomioonottaen.

ABSTRACT

At the first step of the project all stages of the steelmaking processes were viewed from the blast furnace to the continuous casting. Slag knowledge of each processes were colledted in to a guide, which is ment to help both production and research. At the same time the essential problems caused by slags in steelmaking were focused.

At the second step the focus of this slag-project were transferred into the desulphurization, converter, ladle and tundish slags. Wide slag knowledge has been divided into smaller parts and applied versatily into the steelmaking process taking into account the metallurgical, economical and qualitative aspects.

1 Johdanto

Raakaraudan käsittelyssä, teräksen mellotuksessa, senkkakäsittelyissä ja jatkuvavalussa kuonalla, sen koostumuksella ja rakenteella on ratkaiseva merkitys prosessin hallinnassa. Kuonan tulee toimia metallurgisesti kunkin prosessikohteen kannalta optimaalisesti. Kuonan tehtävänä on liuottaa ja sitoa sulassa olevia epäpuhtauksia, toimia eristeenä ja suojata sulaa metallia atmosfäärin hapettavalta vaikutukselta. Toisaalta kuona ei saa kohtuuttomasti kuluttaa vuorausta eikä sitoa runsaasti rautaa tai terästä. Kuonien pintaominaisuuksilla ja viskositeetilla voidaan vaikuttaa teräksen puhtauteen ja raudan sekä seosaineiden saantiin. Lämmönjohto-ominaisuuksilla ja kuonamäärällä voidaan taas vaikuttaa raudan tai teräksen lämpöhäviöihin. Kuona on yksi teräksenvalmistusketjun tärkeimmistä osatekijöistä ja sen vaikutus energiansäästöön, prosessinhallintaan ja tuotteen laatuun on huomattavan suuri.

"Kuonat teräksen valmistuksessa" -osaprojekti liittyy läheisesti Suomen terästeollisuuden suunnitelmiin kohti konvertterin suorakaatoa. Konvertterikuonan tarkemmalla tuntemisella ja sen ohjaamisella on ratkaiseva merkitys pyrittäessä vakioimaan konvertterin toiminta siten, että suorakaato mahdollistuisi. Mikserikuonan toimivuudella on samansuuntainen vaikutus, kun konvertteriin panostetun raakaraudan tila vakioituu kehittyneemmän kuonanhallinnan seurauksena.

Projektin tiimoilta on jo valmistunut viisi diplomityötä, ja yksi lisensiaattityö valmistuu vuoden 1996 aikana. Esitutkimusten perusteella diplomityöt on tehty osa-alueista teräs- ja välisenkkakuonat, konvertterikuonat, raakarautasenkan kuonat ja välisenkkametallurgia. Lokakuussa 1996 on aloitettu diplomityö konvertterin kuonapuhalluksesta vuorauksen kestoiän parantamiseksi. Projektille on anottu jatkoaikaa vuodeksi 1997, minkä aikana on tarkoitus valmistua kaksi lisensiaattityötä sekä yksi diplomityö.

"Konvertterin suorakaato" -projekti alkoi huhtikuussa 1996 osittain kuonaprojektista tähän mennessä saatujen tulosten perusteella. "Kuonat teräksen valmistuksessa" -osaprojekti on kuitenkin osoittautunut merkittävän tulokselliseksi ja jatkotutkimuksia on jo käynnissä Rautaruukin terässulatolla. Saatavat tulokset ovat sovellettavissa myös muillekin terästehtaille ilman suurempia ongelmia.

2 Tavoitteet

Projektin tavoite on tutkia teräksenvalmistuksessa käytettäviä kuonia, jotta päästäisiin parempaan energiataloudellisuuteen ja tuotelaatuun. Keskeisenä tavoitteena on soveltaa olemassa olevaa kuonien teoreettista tietoutta käytännön ongelmien ratkaisuun.

3 Tulokset

Projektin ensivaiheessa on käyty läpi teräksenvalmistuksen prosessivaiheet masuunilta jatkuvavaluun ja kerätty tietoa kaikista kysymykseen tulevista kuonista. Tavoitteena oli koota kutakin prosessivaihetta koskeva kuonatietous, niin käytännöstä kuin kirjallisuudestakin, käyttöä ja tutkimusta auttavaksi oppaaksi. Samalla on tarkennettu käsitystä keskeisistä ongelmakohdista koko tuotantoketjun alueelta projektin jatkon tarkemmaksi suuntaamiseksi.

Rautaruukilla raakaraudan rikinpoisto tehdään injektiokalkilla. Injektiokalkkia käytettäessä muodostuva kuona on puuromaista. Kuonaan sitoutuu injektiossa runsaasti rautaa. Keskimääräinen rikinpoistokuonan rautapitoisuus on n. 27 %. Raakarautasenkkoihin pyrkii jähmettymään injektiota vaikeuttava kuonakansi. Kannen muodostumista estetään masuunilla tehtävillä soodalisäyksillä kuonan fluksaamiseksi. Fluksausvaikutusta heikentää soodan pölyhäviöt. Rikinpoiston tehokkuus on rautatappioiden ohella tärkeimpiä raakaraudan rikinpoistoon ja sen kehitykseen liittyviä tekijöitä.

Konvertterissa kuonan muodostumisen tulisi tapahtua nopeasti. Kuonanmuodostuksessa kalkin liukenemisen tehostuminen, kuonan emäksisyyden ollessa riittävän korkea, on keskeisenä asiana konvertterikuonapraktiikoita kehitettäessä. Konvertteriprosessin puhalluspraktiikoiden ja kuonanmuodostajien vaikutus eri teräslaatujen valmistuksessa on tärkeässä asemassa optimoitaessa konvertterin tuotantoa. Kuonan emäksisyys, viskositeetti ja pintaenergiat ovat tärkeimpiä ominaisuuksia kuonan metallurgisen toimivuuden kannalta teräksen epäpuhtauksien (P, S) poistossa. Konvertterin kuonanpidätyksen onnistuminen vähentää deoksidaatioaineen kulutusta ja parantaa saantia.

Monikomponenttisten kalsiumaluminaattipohjaisten kuonien fysikaalisista ominaisuuksista on varsin vähän tietoa. Niin terässenkka- kuin välisenkkakuonienkin pintaenergiaominaisuuksien, viskositeetin sekä lämmönsiirto-ominaisuuksien tarkempiin määrityksiin on tarvetta. Käytännön prosessikuonien laajentuneella tuntemuksella käytössä olevia kuonapraktiikoita voidaan optimoida ja hallita entistä paremmin, mikä on myös vaatimus konvertterin suorakaadon toteuttamiseksi. Teräs- ja välisenkkakuonien kehittyminen parantaa teräksen puhtautta ja mahdollistaa pidemmän sarjavalun sekä vaativimpien terästen valmistamisen. Kaikissa tapauksissa taloudelliset säästöt ovat merkittäviä.

Konvertterin kuonasuojauksella voidaan lisätä konvertterivuorauksen kestoa yli kuusinkertaiseksi nykyiseen nähden. Tämä toisi vuositasolla konvertterin vuorauskustannuksiin mittavia säästöjä. Kuonan kiinnittyminen konvertterivuorauksen pintaan teh-

dään voimakkaalla typpi puhalluksella sulatusten välissä. Kuonan tarttuvuus konvertterivuorauksen pintaan ja oikean kuonakoostumuksen löytäminen sekä kuonapuhallusten jaksottaminen muun prosessin mukaan vaatii laajaa kokeellista tietoa. Aiheesta tehtävä diplomityö pyrkii kehittämään kuonasuojauksen toimivaksi praktiikaksi konvertterin vuorauksen keston pidentämiseksi.

3.1 CaO-Al_2O_3 -kuonan fysikaalisten, kemiallisten ja termodynaamisten ominaisuuksien laskentaan käytettävien mallien hyödyntäminen

LISENSIAATTITYÖ: PEKKA ALAMÄKI

Työ käsittää CaO-Al_2O_3 -pohjaisen teräskuonan teoreettisen tarkastelun fysikaalisista, kemiallisista ja termodynaamisista ominaisuuksista ja niiden laskentamenetelmistä. Työn tarkoituksena on antaa suositukset työssä käytettyjen mallien soveltuvuudelle terässenkkakuonien ominaisuuksien laskentaan. Työssä on pyritty lähestymään käytännön teräksenvalmistusta tarkastelemalla kuonan koostumuksen ja laskennallisten ominaisuuksien vaikutusta eri teräslaatujen kuonapuhtauteen.

Työssä laskettiin käytännön terässenkkakuonille mm. viskositeetit, rajapintajännityksiä ja aktiivisuuksia kirjallisuudessa esitetyillä yksinkertaisilla malleilla tai niiden sovellutuksilla. Viskositeettien laskentaan käytettiin mm. Riboudin ja Urbainin viskositeettimalleja, Turkdogan & Billisin esittämää silikaekvivalenssiin perustuvaa menetelmää, modifioidun viskositeettikertoimien yhtälöä ja Koyaman kehittämää valupulverien viskositeettimallia. Malleilla laskettuja viskositeetteja verrattiin kirjallisuudessa esitettyyn kokeelliseen dataan. Lisäksi viskositeettimallien luotettavuutta tarkasteltiin kuonan koostumuksen ja lämpötilan funktiona. Aktiivisuuden laskenta perustui Temkinin klassiseen ioniteoriaan. Kuonakomponenttien aktiivisuuksien laskentaan käytettiin mm. Nowack et. al. esittämää CaO-Al_2O_3:n CaO-aktiivisuuden laskentamenetelmää ja sen sovellutuksia. Rajapintajännitykset määritettiin kuona-

teräs -systeemille. Laskentamenetelmänä käytettiin mm. Cramb et.al.:n kehittämää mallia, jolla voidaan laskea kuonan ja teräksen väliset rajapintajännitykset ja kostutuskulmat, kun tiedetään kuonan ja teräksen pintajännitykset.

Työn kokeelliseen osaan sisältyy Rautaruukki Raahe Steelin terässulatolla järjestetty terässenkkakuonien laaja näytteenottojakso. Näytteitä otettiin yhteensä 73:sta Al- ja Al-Si-tiivistetystä sulatuksesta. Kuona ja teräksen koostumuksen vaikutuksia niin kuonan ominaisuuksiin kuin teräksen puhtauteenkin tutkittiin. Terässenkkakuonien ominaisuuksien laskentamenetelmiä voidaan hyödyntää muidenkin teräksenvalmistuksessa esiintyvien kuonien tutkimuksessa.

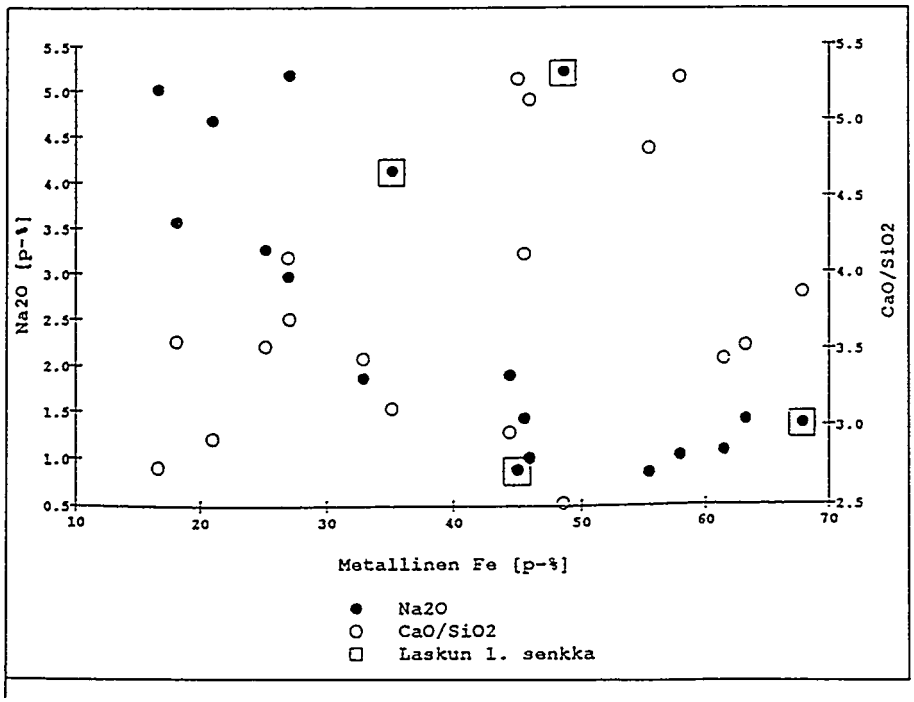
3.2 Raakaraudan rikinpoistokuonan kehittäminen rautatappioiden minimoimiseksi

DIPLOMITYÖ: JANNE OLLILA

Rautaruukki Oy:n Raahen terästehtaiden rikinpoistoasemalla raakaraudan rikkipitoisuutta lasketaan injektoimalla raakarautaan rikinpoistoreagenssia. Reagenssina käytetään kalsiumoksidipohjaista ns. injektiokalkkia. Rikinpoistossa raakaraudan pinnalle muodostuu puuromainen, paljon metallista rautaa sisältävä rikinpoistokuona. Rikinpoistokuona poistetaan raakarautasenkoista kuokkimalla. Kuokinnan yhteydessä raakarautaa loiskuu senkoista ulos aiheuttaen raakarautatappioita. Rikinpoistoon liittyviin rautatappioihin on arvioitu kuluvan 2,5 % masuuneilla vuosittain tuotetusta raudasta. Työssä pyrittiin vähentämään rikinpoistokuonaan sitoutuvan raudan määrää.

Diplomityössä tutkittiin rikinpoistoprosessia tuotantotietojen, prosessista suoritettujen mittausten sekä rauta- ja kuonanäytteiden avulla. Rikinpoistokuona on rakenteeltaan epähomogeenista; se sisältää juoksevaa kuonaa ja kuonarakeita. Rikinpoistokuonan rautapitoisuus oli 41 p-%. Raakaraudasta mitattu rikinpoiston aloituslämpötila vaihtelee suuresti rautalaskun eri senkoissa. Keskimäärin lämpötilat ovat välillä 1310

- 1410 °C. Rautalaskujen ensimmäisissä senkoissa lämpötilat olivat matalimmat ja rikinpoistokuonien rautapitoisuudet korkeita. Rikinpoiston aloituslämpötila ei merkittävästi vaikuttanut rikinpoistokuonan rautapitoisuuteen. Sen sijaan rautapitoisuus riippui kuonan Na_2O-pitoisuudesta: keskimääräinen rautapitoisuus laski alle 30 p-%:n raudattoman kuonan Na_2O pitoisuuden noustessa yli 2,5 paino-%:n, kuva 1.



Kuva 1. Rikinpoistokuonan rautapitoisuuden riippuvuus emäksisyydestä ja raudattoman kuonan Na_2O-pitoisuudesta vertailujaksolla.

Rikinpoistokuonan rautapitoisuuden vähentämiseksi kuonaan lisättiin rikinpoistoasemalla kalsiumfluspaattia, natriumkarbonaattia eli soodaa ja nefeliinisyeniittiä. Nefeliinisyeniitti on luonnonmineraali, joka koostuu nefeliinistä, albiitista ja mikroliinista. Nefeliinisyeniittiä saadaan mm. lasiteollisuuden jätteenä. Sooda ei laske rikinpoistokuonan sulamispistettä, mutta sen on todettu laskevan rikinpoistokuonien rautapitoisuuksia. Fluspaatti ja sooda lisättiin injektiokalkin mukana. Injektiokalkki sisälsi 10 % em. aineita. nefeliinisyeniitti lisättiin raakarautasenkkoihin 50 kg:n säkeissä ennen rikinpoistoa.

Lisäykset eivät vaikuttaneet rikinpoistojärjestelmän rikinpoistotehoon. Rikinpoistokuonien keskimääräiset rautapitoisuudet fluspaattia, soodaa ja nefeliinisyeniittiä käytettäessä olivat 48, 30 ja 40 p-%. Siten fluspaatin käyttö kasvatti ja soodan käyttö laski rikinpoistokuonan rautapitoisuutta. Nefeliinisyeniitti ei vaikuttanut rautapitoisuuteen. Fluspaattipitoinen rikinpoistokuona pölysi kuokinnan aikana tavallista vähemmän. Fluspaattipitoista kuonaa kuokittaessa raakarautaa loiskui rautasenkasta ulos tavallista enemmän. Rikinpoistokuonan soodaus ei vaikuttanut loiskumalla syntyviin rautatappioihin.

Soodapitoisen injektiokalkin käyttö pienentäisi rikinpoistokuonaan sitoutuvan raudan määrää arviolta n. 5800 t vuodessa, kun raakaraudan vuosituotanto on 2,15 miljoonaa tonnia. Taloudellinen kokonaishyöty soodapitoista injektiokalkkia käytettäessä olisi arviolta n. 2,35 Mmk vuodessa. Soodapitoista injektiokalkkia käytettäessä rikinpoistossa syntyi runsaasti savua ja pölyä. Ongelma voidaan mahdollisesti välttää lisäämällä sooda raakarautasenkkoihin jo masuuneilla.

Kuonanpoistossa loiskumalla tapahtuvat rautahäviöt ovat suuremmat kuin rikinpoistokuonaan sitoutuneesta raudasta aiheutuvat häviöt. Siten raakarautatappioita voitaneen pienentää kuonanpoistojärjestelmää kehittämällä.

Syitä koekuonien rautapitoisuuseroihin ei voitu osoittaa tarkasti. Soodapitoista injektiokalkkia käytettäessä kuonarakeiden pinnalle syntyi vähärautainen pintakerros, mikä lienee tärkein syy muita kuonia matalampaan rautapitoisuuteen. Fluspaattia käytettäessä kuonaan syntyi pienten, yhteenliittyneiden rakeiden muodostamia rykelmiä, joiden onkaloissa oli paljon rautaa.

Fluksattujen kuonien vaikutusta tulenkestäviin materiaaleihin testattiin upokaskokeilla. Tulosten mukaan rikinpoistokuonan soodaaminen ei lisää tulenkestävien materiaalien kulumista. Koeolosuhteet vastasivat kuitenkin huonosti todellisia olosuhteita rikinpoistossa.

3.3 Kuonan hallinta yhdistelmäpuhalluskonvertterissa

DIPLOMITYÖ: SAARA KOSKI-LAINE

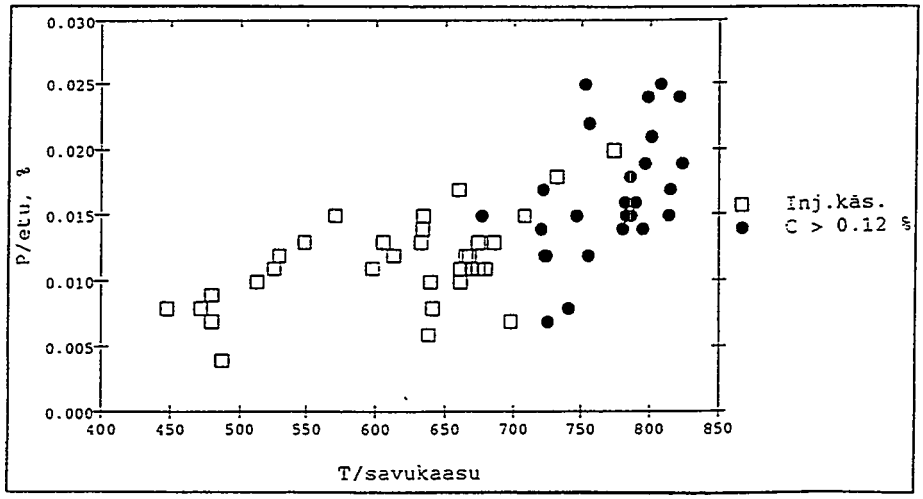
Aiheesta tehdyssä diplomityössä etsittiin parhaat ajotavat injektiokäsiteltäville (P < 0,008 %) sekä korkeahiilisille (C > 0,15 %) teräksille mahdollisimman hyvän fosforinpoiston aikaansaamiseksi ilman fluspaattia. Työssä on myös selvitetty konvertteriin lisättävän MgO-murskeen vaikutuksia vuorauksen kulumiseen sekä rikin- ja fosforinpoistumiseen.

Kokeellisessa osassa testattiin käytännössä eri puhallustapojen vaikutuksia kuonan hallintaan. Optimoitavia parametreja olivat lanssin korkeus, pohjapuhalluskaasun virtausnopeus, kuonanmuodostajien ja lisäaineiden määrät sekä lisäysajankohdat. Seurattavia prosessitietoja olivat myös savukaasunlämpötila ja äänenpainemittaukset.

Koetulosten perusteella korkeahiilisillä teräksillä konvertterikuonan rautapitoisuus tulisi olla yli 11 % ja injektiokäsiteltävillä yli 14 %. Paras fosforinpoisto saavutetaan korkeahiilisllä teräksillä alle 1670 °C:ssa. Injektiokäsiteltävillä teräksillä lämpötilalla ei ollut selvää vaikutusta. Sopiva konvertterikuonan emäksisyys korkeahiilisilla teräksillä on noin 4,5 ja injektiokäsiteltävillä 3,8 - 5,2.

Tuloksien mukaan MgO-murskeen käyttö vähentää konvertterivuorauksen kulumista, mutta vaikeuttaa samalla kuonan hallintaa. Pohjapuhalluskaasun virtausta ei koetulosten perusteella ole aiheellista laskea nykyisestä. Sen sijaan virtausta tulisi nostaa valmistaessa matalafosforisia teräksiä. Happilanssin puhalluskorkeuden ollessa 10 - 20 cm korkeammalla kuin tavallisesti saavutetaan paras fosforinpoisto sekä injektiokäsiteltäville että korkeahiilisille teräksille.

Savukaasun lämpötilanmittaus todettiin erittäin hyödylliseksi apukeinoksi puhalluksen ja kuonan hallinnassa. Fosforinpoisto paranee, kun savukaasun lämpötila on matala, kuva 2.



Kuva 2. Teräksen fosforipitoisuuden riippuvuus savukaasun loppulämpötilasta.

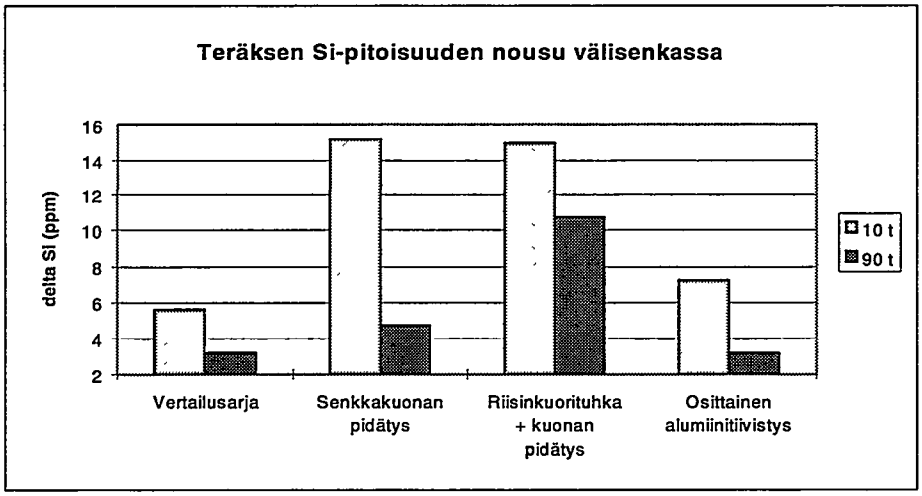
3.4 Välisenkkakuonan vaikutus Al-tiivistettyjen terästen kuonapuhtauteen

DIPLOMITYÖ: MIKA PÄÄTALO

Diplomityön tavoitteena oli selvittää välisenkkapeitosteen merkitys teräksen kuonapuhtauteen sekä löytää toimiva välisenkkapeitostepraktiikka matalahiilisille (C < 0,08 %) Al-tiivistetyille teräslaaduille. Työssä tutkittiin myös välisenkkakuonan koostumuksen muutosta valun edetessä sekä välisenkkakuonan kerroksellisuutta. Työssä selvitettiin lisäksi kuonan kulkeutuminen konvertterista terässenkkaan, terässenkasta välisenkkaan ja välisenkasta kokilliin Rautaruukin teräksenvalmistusprosessissa.

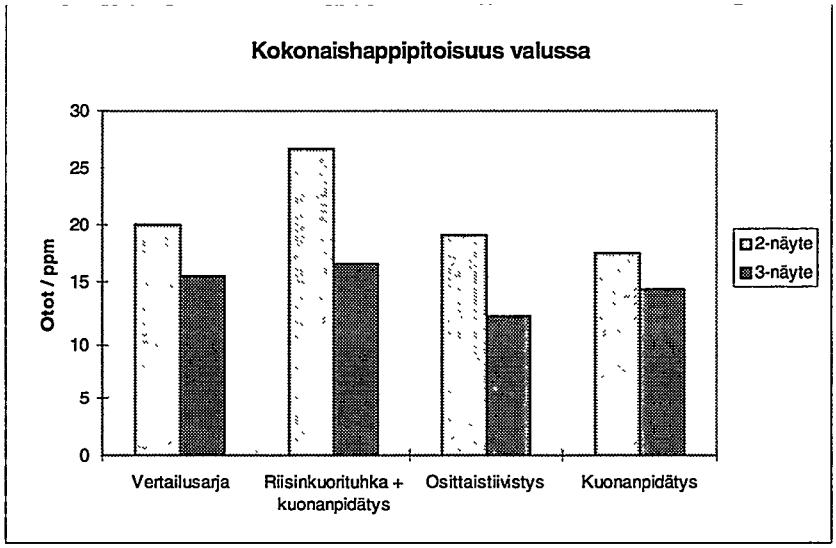
Prosessikokeiden perusteella välisenkan kuonakoostumukseen ja kerroksellisuuteen vaikutti peitosteen sulamisen lisäksi olennaisesti terässenkkakuonan ja luistinhiekan kulkeutuminen välisenkkaan. Luistinhiekan korkea SiO_2-pitoisuus aiheuttaa välisenkassa teräksen reoksidaatiota etenkin valun alkupuolella. Tämä näkyy teräksen piipi-

toisuuden nousuna, kuva 3. Riisinkuorituhka- ja senkkakuonanpidätyssarjoilla piipitoisuuden nousu on muita voimakkaampaa johtuen välisenkkakuonan määrästä. Kun kuonaa on vähän SiO_2:n suhteellinen osuus kuonamäärästä nousee. Tämä kasvattaa kuonan SiO_2-aktiiviisuutta, mistä seuraa kuonan reoksidaatiopotentiaalin nousu. Välisenkkaan kulkeutunut terässenkkakuonan aiheuttaa niinikään teräksen reoksidaatiota valussa.



Kuva 3. Teräksen piipitoisuuden nousu valussa.

Alhaisin teräksen kokonaishappipitoisuus valussa saavutetaan käyttämällä kaksikerroskuonapeitostepraktiikkaa sekä estämällä senkkakuonan pääsy välisenkkaan, kuva 4. Käyttämällä välisenkassa ainoastaan riisinkuorituhkaa nousee kokonaishappipitoisuus valussa 5 - 10 ppm. Tulosten perusteella teräksen valettavuuteen vaikuttaa enemmän teräksen lämpötila kuin välisenkassa käytetty peitostepraktiikka.



Kuva 4. Teräksen kokonaishappipitoisuus eri peitostepraktiikoilla.

Merkkiaineen lisäys kuonaan on hyvä keino seurata kuonan kulkeutumista eri prosessivaiheesta toiseen. ZrO_2 soveltuu hyvin merkkiaineeksi, kun sen pitoisuus kuonassa on 2 - 4 %. Edellytyksenä kuitenkin on, etteivät vuorausmateriaalit saa sisältää kyseistä ainetta.

3.5 Al-tiivistettyjen terästen kuonapuhtaus ja valettavuus

DIPLOMITYÖ: PETRI KARHU

Työn tavoitteena oli Rautaruukilla valmistettavien matalahiilisten alumiinitiivistettyjen teräslaatujen kuonapuhtauden parantaminen ja valusarjojen suunnitelmallinen pidentäminen tiivistys- sekä kuona- ja peitostepraktiikoita kehittämällä. Valusarjan piteneminen nykyisestä keskimäärin 3,72 senkallisesta 5 senkalliseen toisi vuositasolla säästöjä n. 4,7 Mmk.

Pääosa alumiinioksidisulkeumista muodostuu konvertterin kaadon aikana tehtävän teräksen tiivistyksen yhteydessä. Sulkeumia syntyy myös tämän jälkeen teräs- ja välisenkassa teräkseen liuenneen alumiinin ja hapen välisissä reaktioissa. Teräksen jatkuvavalun yhteydessä sulkeumat pyrkivät tarttumaan valukanavistojen keraamisiin materiaaleihin. Tästä seuraa mm. jatketiilen tukkeentuminen ennenaikaisesti tai syntyneiden sulkeumakasaumien kulkeutuminen valettavaan aihioon valuvirheiksi. Molemmissa tapauksissa taloudelliset menetykset ovat suuria.

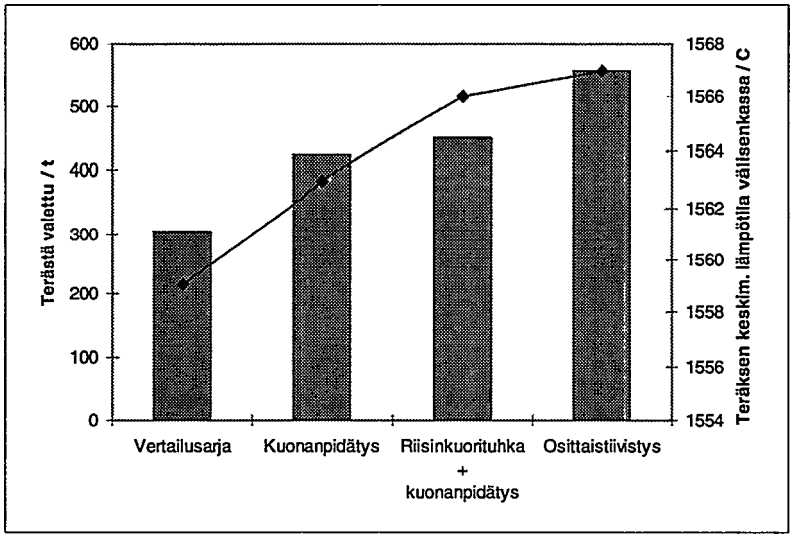
Kokeellisessa osassa tutkittiin konvertterin ja terässenkan kuonanpidätyksen, tiivistystavan, huuhtelupraktiikan sekä välisenkan vaikutuksia teräksen kuonapuhtauteen ja valettavuuteen.

Sulatuksissa käytettiin grafitoidusta aloksista valmistettua ns. mustaa jatketiiltä. Sarjat valettiin jatketiilen vaihdon kesken valun mahdollistavalla TCD-välisenkalla. Välisenkkapeitosteena käytettiin joko normaalia emäksistä kaksikerrospeitostetta tai riisinkuorituhkaa. Terässenkkakuona pidätettiin neljässä koesarjassa. Kaksi koesarjoista tehtiin osittaistiivistyksenä. Osittaistiivistyspraktiikassa vain osa tiivistykseen käytettävästä alumiinista lisätään konvertterin kaadon yhteydessä, ja suurin osa alumiinista lisätään lankana huuhteluasemalla. Koesarjojen pituudet vaihtelivat 7 - 11 sulatukseen.

Tehtyjen prosessikokeiden perusteella voimakkaimmin teräksen valettavuuteen vaikuttivat teräksen lämpötilan vaihtelut valusarjan aikana. Kuvassa 5 on esitetty suoritustavoittain keskimääräinen jatketiilellä valettu terästonnimäärä sekä keskimääräinen teräksen lämpötila välisenkassa.

Teräksen matalan lämpötilan seurauksena jatketiilen sisäpinnalle jähmettyi tukkeumakerrosta vahvistavia suuria teräspisaroita. Tämä johti tukkeumakerroksen voimakkaaseen kasvuun, minkä seurauksena jatketiili oli vaihdettava. Parhaimmillaan jatketiilellä valettiin 568 t ja heikoimmillaan 275 t. Teräksen kokonaishappipitoisuutta kohottivat välisenkkapeitosteena käytetty riisinkuorituhka sekä välisenkkaan päässyt terässenk-

kakuona. Valettavuutta paransivat teräksen matala Al-pitoisuus sekä hyvä kuonapuhtaus. Matalin kokonaishappipitoisuus valussa saavutettiin käyttämällä osittaistiivistyspraktiikkaa sekä sarjoissa, joissa pidätettiin terässenkkakuona. Valettavuuden kannalta paras tulos saavutettiin osittaistiivistyspraktiikalla.



Kuva 5. Keskimääräinen jatketiilellä valettu terästonnimäärä sekä keskimääräinen teräksen lämpötila välisenkassa.

3.5 Raportointi ja julkaisut

1. Alamäki, P. & Härkki, J. Kuonat teräksen valmistuksessa, osa I teoria. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1993. 85 s.

2. Alamäki, P. & Härkki, J. Kuonat teräksen valmistuksessa, osa II kuonapraktiikat Rautaruukin teräksenvalmistusprosessissa. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1994. 94 s.

3. Alamäki, P. & Härkki, J. Kalsiumaluminaattikuonan muodostuminen terässenkassa. Raportti SULA 2 -tutkimusohjelman "Raudan ja teräksen valmistuksen perusprosessit" -painoalueen seminaarissa. Espoo 12.4.1994. 13 s.

4. Alamäki, P. Kalkki- ja bauksiittipohjaisen kalsiumaluminaattikuonan muodostuminen terässenkassa. Diplomityö, Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1994. 142 s.

5. Ollila, J., Alamäki, P. & Härkki, J. Typpi ja vety teräskuonissa. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1994. 36 s.

6. Ollila, J. M. M., Alamäki, P. & Härkki, J. Rautatappiot raakaraudan rikinpoistossa. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1994. 59 s.

7. Alamäki, P. & Härkki, J. Kalsiumaluminaattikuonien perusteet. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1994. 81 s.

8. Alamäki, P. & Härkki, J. Kuonat teräksen valmistuksessa, SULA 2-vuosikirja, Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien yhdistys, 1994, s. 75-86.

9. Koski, S. Kuonan hallinta yhdistelmäpuhallus-konvertterissa. Diplomityö, Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1995. 104 s.

10. Koski, S., Alamäki, P. & Härkki, J. Kuonan hallinta yhdistelmäpuhalluskonvertterissa. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1995. 41 s.

11. Ollila, J. Raakaraudan rikinpoistokuonan kehittäminen rautatappioiden minimoimiseksi. Diplomityö, Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1996. 91 s.

12. Päätalo, M. Välisenkkakuonan vaikutus Al-tiivistettyjen terästen kuonapuhtauteen. Diplomityö, Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1996. 114 s.

13. Karhu, P. Al-tiivistettyjen terästen kuonapuhtaus ja valettavuus. Diplomityö, Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1996. 120 s.

4 Jatkosuunnitelmat

M. Päätalon ja P. Karhun diplomitöiden pohjalta kuonaprojektille on anottu jatkoaikaa vuodeksi 1997. Projektin loppuosa toteutetaan yhteishankkeena Oulun yliopiston kanssa siten, että toiselle tutkijalle on anottu rahoitusta TEKESiltä ja toisen tutkijan palkkauksen hoitaa Oulun yliopisto.

Kuonapraktiikoiden laajamittaiseen kehitystyöhön kuuluu välisenkkakuonien kehittäminen myös muille kuin Al-tiivistetyille teräslaaduille, osittaistiivistyspraktiikan edelleen kehittäminen normaalipraktiikaksi sekä teräksen lämpötilanhallinnan parantaminen jatkuvavalussa.

Tutkimukset suoritetaan laajamittaisilla tehdaskokeilla Rautaruukki Raahen tehtaiden terässulatolla syksyn 1996 ja kevään 1997 aikana. Tutkimustulokset ovat hyödynnettävissä myös muilla terästehtailla ilman suurempia ongelmia.

106 ROMUN KORVAAMISMAHDOLLISUUDET VAIHTOEHTOISILLA RAAKA-AINEILLA SUOMEN TERÄSTEOLLISUUDESSA

Teknillinen korkeakoulu
Metallurgian laboratorio
Vuorimiehentie 2
02150 Espoo

Puhelin: (09) 451 2757
Telefax: (09) 451 2798
E-mail: lauri.holappa@hut.fi

Projektin alkamis- ja päättymispäivät:
1.1.-31.12.1995

Vastuullinen johtaja: Professori Lauri Holappa
Tutkija: DI Ilkka Lassila

	1995
SULA 2-rahoitus	200.000
Oma rahoitus	126.300
Yritykset	30.000

TIIVISTELMÄ

Tutkimuksessa selvitettiin romua korvaavien materiaalien eli suorapelkistysraudan, rautakarbidin, harkkoraudan ja raakaraudan fysikaalisia ja kemiallisia ominaisuuksia sekä niiden vaikutuksia teräksenvalmistusprosesseihin ja tuotteisiin. Lisäksi arvioitiin materiaalien käytettävyyttä, saatavuutta ja hintaa. Romuun verrattuna näiden materiaalien suurin etu on metallisten epäpuhtauksien pieni pitoisuus. Teräksenvalmistusprosessin energiankulutukseen ja ajopraktiikoihin ne vaikuttavat useilla eri tavoilla. Kokonaisvaikutus riippuu niin monesta asiasta, etta se tulisi arvioida tehdaskohtaisesti.

Johdanto

Metalliromu on yksi kierrätetyimmistä materiaaleista maailmassa. Rauta- ja teräsromun käyttö teräksen tuotannossa on monessa mielessä edullista. Romu on valmiiksi metallisessa muodossa olevaa raaka-ainetta, joka sisältää arvokkaita teräksen seosaineita. Teräksen valmistus romusta puolivalmisteeksi kuluttaa energiaa vain puolet malmipohjaiseen valmistukseen verrattuna. Lisäksi malmivaroja säästyy ja ympäristöhaitat ovat pienemmät. Nykyinen romun kulutus EU-maissa on keskimäärin 475 kg/tonni raakaterästä. Romusta suurin osa käytetään valokaariuuneissa, joiden osuus teräksen tuotannosta on kasvamassa. Euroopan Unionissa sähköteräksen osuus terästuotannosta on n. 33 %; Yhdysvalloissa ja Japanissa osuus on suurempi ja sen ennustetaan nousevan 50 %:iin vuoteen 2000 mennessä. Suomessa valmistettavan teräksen raudasta n. 30 % on peräisin romusta.

Teräksen tuotannon kasvaessa Suomessa lähivuosina kotimainen romun tarjonta ei riitä. Terästeollisuuden raaka-ainehuollon turvaamiseksi tarvitaan kasvavaa romun tuontia. Koska romun saatavuutta ja hintakehitystä on vaikea arvioida, on katsottu aiheelliseksi selvittää romua korvaavien materiaalien saatavuutta ja ominaisuuksia sekä vaikutuksia teräksen valmistusprosessiin ja tuotteeseen.

2 Tavoitteet

Tutkimuksen piiriin otettiin seuraavat materiaalit: suorapelkistysrauta (DRI, Direct Reduced Iron) ja siitä puristetut priketit (HBI, Hot Briquetted Iron), rautakarbidi (Fe_3C), harkkorauta (PI, Pig Iron) ja sula raakarauta (HM, Hot Metal). Tavoitteena oli selvittää näiden materiaalien vaikutuksia teräksen valmistusprosesseihin ja teräkseen niiden fysikaalisten ja kemiallisten ominaisuuksien pohjalta. Lisäksi pyrittiin selvittämään materiaalien käytettävyyttä, saatavuutta ja hintaa sekä tekemään vertailuja romuun.

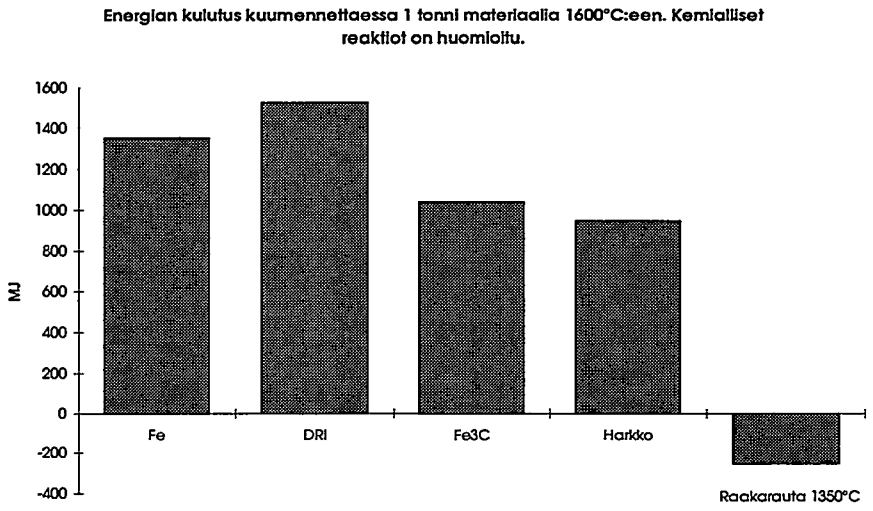
3 Tulokset

Romun, DRI:n, HBI:n, rautakarbidin, raakaraudan ja harkkoraudan tyypillisiä fysikaalisia ja kemiallisia ominaisuuksia on esitetty taulukossa 1. Teräksen ominaisuuksien kannalta tärkein on epäpuhtauksien määrä; hillipitoisuus, metallisaatio ja sivukivipitoisuus taas vaikuttavat valmistusprosessiin ja sen energiankulutukseen. Fysikaaliset ominaisuudet ovat oleellisia varastoinnin, käsittelyn ja panostuksen kannalta.

Taulukko 1. Romun ja sitä korvaavien materiaalien fysikaalisia ja kemiallisia ominaisuuksia.

Materiaali	Romu	DRI	HBI	Fe3C	Raakarauta	Harkkorauta
Rautaoksideja %	vähän ruostetta	7-9	7-9	4-5	ei ole	ei ole
Metallisaatio %	lähes 100	92,0-95,0	92,0-95,0	yli 95	100	100
Hiilipitoisuus %	yleensä pieni 0,05-0,5	1,0-2,5	1,0-2,5	6	4,5	4,5
Sivukivipitoisuus %	ei ole	3,0-7,0	3,0-7,0	3-5	ei ole	ei ole
Metalliset epäpuht. %	0,1-1	< 0,015	< 0,015	< 0,015	< 0,05	< 0,05
S %	0,02-0,08	< 0,01	< 0,01	< 0,01	0,02	0,05
P %	0,02-0,1	0,01-0,07	0,01-0,07		0,05	0,05
Tiheys g/cm^3	7,8	3,5	5,0-5,5		< 7	7-7,5
Tilavuuspaino t/m^3	0,8-1,2	1,6-1,9	2,4-2,8		< 7	3,3
Koko mm	vaihtelee	4-20	30*50*110	0,2	sula	
Stabiilisuus	ruostuu	pyroforinen	stabiili	stabiili		
Kuljetettavuus		passivoitava			ei kauas	
Panostettavuus	panos	jatkuva tai panos	jatkuva tai panos	injektio	panos	panos
Pölyävyys		pölyää		pölyää		

Kuvassa 1 on verrattu, kuinka paljon kuluu energiaa, kun tonni materiaalia kuumennetaan ulkoilman lämpötilasta 1600°C:een. Kyseessä on reaktiivinen kuumennus eli materiaalin sisältämä kemiallinen energia on otettu huomioon. Rautaoksidit on pelkistetty raudaksi ja hiili ja pii on poltettu CO:ksi ja SiO_2:ksi; mitään häviöitä ei ole otettu huomioon. Voidaan todeta, että rautasienen sulatus vaatii enemmän ja muiden materiaalien sulatus vähemmän energiaa kuin 100 % raudan sulatus. Sulan raakaraudan energiasisältö on suurempi kuin kuumennuksen 1350-1600°C vaatima, joten sulaa on jäähdytettävä esim. kylmällä romulla, kuten tehdään konvertteriprosessissa.



Kuva 1. Romua korvaavien materiaalien energiantarve sulatuksessa verrattuna puhtaaseen rautaan (Lassila, Holappa 1996).

Suorapelkistysrauta eli rautasieni (DRI/HBI) sisältää hyvin vähän epäpuhtauksia, joten sitä voidaan käyttää vaativien teräslaatujen valmistamiseen. Rautasientä panostamalla voidaan osa puhtaasta romusta korvata huonolaatuisemmalla ja halvemmalla romulla. DRI:n kemiallinen ja fysikaalinen tasalaatuisuus helpottaa panostuksen suunnittelua. Suorapelkistysrauta sisältää niin paljon rautaoksidia ja sivukiveä, että sen käyttö lisää teräksenvalmistusprosessin energiankulutusta. Suurin osa DRI-tuotannosta käytetään valokaariuuneissa, mutta osa menee masuuneihin panoksen rikastamiseen ja osa konverttereihin jäähdytysmateriaaliksi. Pahin ongelma DRI/HBI:n kohdalla on sen vaikea saatavuus. Tuotannon ja etenkin markkinoille tulevan osuuden odotetaan kuitenkin kasvavan.

Rautakarbidi on raaka-aineena uusi tuote, eikä sitä vielä ole markkinoilla. Rautakarbidissa on yhtä vähän epäpuhtauksia kuin rautasienessä, mutta lisäksi paljon kemiallista energiaa korkean hiilipitoisuuden ansiosta. Hienojakoisuutensa

takia se on injektoitava terässulaan. Rautakarbidin todennäköisin käyttökohde on valokaariuuni, jossa sen käyttö pienentää sähköenergian kulutusta. Jos valmistus osoittautuu kannattavaksi, rautakarbidi saattaa olla tulevaisuudessa merkittävä teräksenvalmistuksen raaka-aine.

Harkkorauta on romun jälkeen käytetyin materiaali valokaariuuneissa. Se sisältää vähemmän metallisia epäpuhtauksia kuin romu, mutta runsaasti kemiallista energiaa lähinnä hiilen muodossa. Harkkorauta on kompakti tuote, jonka käsittely on helppoa ja käyttö teräksenvalmistuksessa rutiininomaista. Ruostumattoman teräksen valmistukseen sen fosforipitoisuus on yleensä liian korkea.

Sula raakarauta sisältää vähän metallisia epäpuhtauksia, mutta paljon energiaa korkean lämpötilan ja hiilipitoisuuden ansiosta. Sen käyttö valokaariuunissa on mahdollista, jos valokaariuuni ja masuuni (tai vastaava) sijaitsevat lähekkäin. Näinollen se ei vaikuta realistiselta vaihtoehdolta Suomessa ainakaan tällä hetkellä. Suurten raakarautamäärien käyttö edellyttää myös muutoksien tekemistä valokaariuuniin.

Tässä tutkimuksessa käsitellyt materiaalit ovat korkealuokkaisia teräksenvalmistuksen raaka-aineita, joiden käyttö romun ohella parantaa teräksen laatua. Ne myös vaikuttavat prosessin energiankulutukseen ja ajopraktiikoihin eri tavoin. Yleispäteviä kustannusvertailuja on kuitenkin hyvin vaikea tehdä, koska moni kokonaiskustannuksiin vaikuttava tekijä on tehdaskohtainen. Teräksenvalmistajan tulisikin tehdä omiin lähtökohtiinsa perustuva arvio eri materiaalien taloudellisuudesta ennen niiden laajamittaista käyttöönottoa.

Kansainvälinen yhteistyö

Tutkimusta on tehty yhteistyössä Jernkontoretin kanssa; projekti TO21 Malmbaserad metallurgi, 2135/ 92 Teknikinventering järnkarbid. Prof. Holappa on osallistunut useisiin kokouksiin, joissa hän on kertonut tutkimuksen tuloksista ja Jernkontoretin edustajat ovat kertoneet omistaan. Jernkontoretin selvityksestä on valmistunut loppuraportin alustava versio: Teknikinventering järnkarbid 2135/92, Anna Dahlstedt LKAB, Joachim von Scheele Sideria AB (JK), Jan-Olov Wikström MEFOS.

Julkaisut ja esitelmät

Lassila I., Holappa L., Romun korvausmahdollisuudet vaihtoehtoisilla raaka-aineilla Suomen terästeollisuudessa. Raportti TKK-V-C141 (1996).

Lassila I., Romua korvaavat materiaalit teräksen valmistuksessa. POHTO: Romun käyttö teräs- ja valimoteollisuudessa, 7-8.11.1996, Imatra.

Holappa L., Romunsulatuksen perusteita - Katsaus teoriaan ja teknologiseen kehitykseen. POHTO: Romun käyttö teräs- ja valimoteollisuudessa, 7-8.11.1996, Imatra.

Lassila I., Romun korvausmahdollisuudet vaihtoehtoisilla raaka-aineilla Suomen terästeollisuudessa. Esitelmä SULA 2 -asiantuntijaryhmän kokouksessa Espoossa 21.3.1996.

Oghbasilasie H., Holappa L., Current status of converter steelmaking. Report TKK-V-B110 (1995).

115 ILMIÖT MASUUNIN KUILUSSA

Oulun yliopisto
Prosessimetallurgia
Linnanmaa
90570 Oulu

Puhelin: (08)553 2424
Telefax: (08)553 2304

Vastuullinen johtaja: prof. Jouko Härkki
Tutkijat: DI Päivi Mannila ja DI Kari Tervola

	1996
SULA2-rahoitus	-
Suomen Akatemia	300 000
Oma rahoitus	
Muu rahoitus	

TIIVISTELMÄ

Työ on jaettu kahteen osaan: masuunin sisäiset kiertoprosessit ja masuunin kuonan muodostus. Tutkimuksessa tarkastellaan masuunin kiertävien komponenttien kulkua masuunissa sekä kirjallisuuden että termodynaamisten laskelmien pohjalta. Termodynaamisissa laskelmissa hyödynnetään "Kaasufaasin reaktiot masuunissa" - projektin yhteydessä saatuja tuloksia masuunin kaasufaasin koostumuksesta. Kuonanmuodostuksen tarkastelussa on kirjallisuuden ja Thermo-Calc-ohjelman avulla tutkittu eri kuonafaasien ominaisuuksia ja kiertokomponenttien vaikutusta kuonan muodostukseen. Myöhemmin on tarkoitus kokeellisin menetelmin varmistaa laskennalla saatuja tuloksia.

1 Johdanto

Nykyisessä raudanvalmistuksessa pyritään korkeaan termiseen tehokkuuteen, pieneen koksin kulutukseen ja hyvään raakaraudan laatuun, kuten pieneen ja tasaiseen rikkipitoisuuteen. Masuunin panosmateriaalissa ja polttoaineissa on kuitenkin aineita, jotka haittaavat masuunin toimintaa muodostamalla kiertokuormia. Pääkiertokomponentit ovat alkalit (Na, K), rikki, sinkki ja pii. Ne aiheuttavat masuunin toimintaa häiriöitä pienentämällä tuotantoa ja lisäämällä polttoaineen kulutusta. /1/

Pelletin korvatessa sintterin yhä enenevässä määrin masuunin panostuksessa, raudantuojamateriaalin mukana tulevien alkalien määrä voi kasvaa. Alkalit (natrium ja kalium) ja injektoitavasta öljystä ja koksista peräisin oleva rikki kiertävät masuunissa sisäisesti vaikuttaen masuunin toimintaan. Korkeammissa lämpötiloissa kiertävät komponentit höyrystyvät ja kohoavat kaasujen mukana ylöspäin kunnes lämpötilan laskiessa adsorboituvat hiilen tai rautaoksidin pintaan ja laskeutuvat uudelleen masuunissa lämpimämmälle vyöhykkeelle. Näin masuunissa voi syntyä sisäisiä kiertoja, joissa kiertävän komponentin määrä voi olla jopa 20-kertainen sen syöttöön nähden. Kierron kuluttama energiamäärä on merkittävä. Alkalien ja rikin lisäksi masuunissa kiertävät pii ja sinkki. Sinkkimäärät voivat kasvaa masuunissa esimerkiksi panostettaessa sinkkipitoista rautarikastetta. Sinkin määrän kasvu voi aiheuttaa pahkojen syntyä masuunin seinämiin ja näin ollen rojahduksia ja epätasaista masuunin käyntiä.

Injektoitaessa öljyä hiilen tilalta, masuunin kaasufaasi muuttuu yhä vetypitoisemmaksi. Vetytason nousu nopeuttaa pelkistymistä, jolloin sintterin ja happamien pellettien korkealämpötilaominaisuuksien ero pienenee. Tällöin voidaan olettaa koheesiovyöhykkeen kaventuvan, mikä pienentää masuunin painehäviötä. Öljyinjektiota lisättäessä masuunin rikkikuorma kasvaa. Rikkikuorman kasvaessa raakarautaan liuenneen rikin määrä kasvaa. Kaasuatmosfäärin rikki vaikuttaa pelkistymisnopeuteen ja sinterin sekä pellettien sulamis- ja pehmenemis-

käyttäytymiseen. Hiilivetyjen reagoidessa masuunin kuilussa muodostuu hiiltä ja vetyä. Hiilen muodostumisen takia sintterin korkealämpötilaominaisuuden huononevat voimakkaasti. Tämä johtuu pelkistyneeseen rautaan liuenneen hiilen aiheuttamasta raudan sulamislämpötilan laskusta. Tällöin koheesiovyöhyke voi leventyä ja masuunin tuotanto häiriintyä. Hiili voi myös pirstoa sintteriä ja tätä kautta heikentää permeabiliteettiä.

Masuunin kullakin panosmateriaalilla (pelletti, sintteri, koksi) on erilainen kuonakoostumus, jolloin myös niistä muodostuvan kuonan ominaisuudet vaihtelevat. Muodostuvien kuonien ominaisuudet vaikuttavat masuunin toimintaan. Niiden sulamispisteet ja viskositeetit voivat vaihdella sekä niiden kyky sitoa muita komponetteja, kuten alkaleja ja rikkiä, voi olla erilainen. Tämän vuoksi on tärkeä tietää eri panosmateriaalien kuonakomponenttien ominaisuudet, jotta masuunin toiminta saataisiin mahdollisimman häiriöttömäksi. Sulan kuonan koostumus vaihtelee eri osissa masuunia siihen liuenneiden muiden komponenttien määrän muuttuessa.

2 Tavoitteet

Tutkimuksen avulla pyritään selvittämään niitä ilmiöitä, joita tapahtuu masuunissa panosmateriaalin ja öljyinjektion määrän muuttuessa. Jotta masuunia pystyttäisiin ohjaamaan tehokkaasti muuttuvissa tilanteissa täytyy tuntea masuunin sisäiset ilmiöt, kuten sisäiset kierrot (alkaalit, pii, sinkki, rikki), pelkistysreaktiot ja panoksen pehmenemis- ja sulamiskäyttäytyminen, entistä paremmin. Nämä ilmiöt ovat erittäin monimutkaisia ja niiden ymmärtämiseen tarvitaan entistä syvällisempää ja laajempaa tietämystä. Ilmiöille etsitään termodynaamisia perusteita. Lisäksi pyritään selvittämään kinetiikan rajoittamat ilmiöt alueilla, jossa kinetiikka on määräävässä asemassa. Kiinteiden oksidien pehmenemis- ja sulamiskäyttäytyminen vaikuttaa näihin ilmiöihin merkittävästi. Kuonan muodostuksen osalta tavoitteena on selvittää lopullisen masuunikuonan muodostuminen lisäksi masuunin primäärikuonien muodostus sekä niihin vaikuttavat olosuhteet ja erilaisten kuonien ominaisuudet.

Työssä tarkastellaan myös eri kiertokomponenttien ja rikin vaikutusta kuonan muodostukseen ja kuonan ominaisuuksiin.

3 Tulokset

3.1 Masuunin sisäiset kiertokuormat

Masuunin sisäisiä kiertokuormia tutkittaessa ensimmäisiksi tarkasteltaviksi komponenteiksi on valittu alkalit. Toinen hyvin tärkeä komponentti, jota tullaan tutkimaan seuraavaksi on rikki. Rikin kierron osalta mukaan tulee piin kierto, koska nämä kaksi komponenttia vaikuttavat toistensa käyttäytymiseen. Sinkin kiertoa tullaan myös tarkastelemaan myöhemmin. Tutkimus on jokaisen komponentin osalta jaettu kirjallisuusselvitykseen ja termodynaamisiin laskelmiin. Jotain laskentatuloksia voitanee varmentaa masuunitietoja arvioimalla. Tässä raportissa on esitetty kirjallisuusselvityksessä saatuja tuloksia alkalikierrosta. Termodynaamisissa laskelmissa hyödynnetään SULA 2-osaprojektissa "Kaasufaasin reaktiot masuunissa" saatuja tuloksista kuilun kaasufaasista.

3.1.1 Masuunin sisäiset alkalikierrot

Alkalit tulevat masuuniin rikasteiden ja koksin mukana erityisesti silikaattiyhdisteen muodossa, joka on rikasteen sivukivessä ja koksin tuhkassa. Alkalit poistuvat masuunista kuonan ja kihtikaasun mukana, joiden avulla voidaan seurata alkalien kertyminen masuuniin. /2/

Alkalit masuunissa voivat rikastua sekä rautarikasteisiin että koksiin. Alkalit rikastuvat 1000°C ja korkeammissa lämpötilassa. Rikasteessa on havaittu maksimi alkalipitoisuuksia koheesiovyöhykkeellä juuri ennen sulamista. Tämän jälkeen

kuonapisaroiden alkalipitoisuus laskee. Koksissa konsentraatiomaksimi on hiukan alempana masuunissa kuin rikasteella ja koksin alkalipitoisuus pienenee palamisvyöhykkeellä. Joissain tapauksissa alkalipitoisuuden on havaittu olevan korkea jopa masuunin keskiosissa. Alkalien maksimipitoisuus on havaittu olevan koheesiovyöhykkeen alaosassa. Tämän vuoksi on arveltu, että ylöspäin kohoavat alkalihöyryt ovat peräisin palamisvyöhykkeeltä tai tippumisvyöhykkeeltä. Alkaleita (Na_2O+K_2O) on arvioitu kiertävän erään arvion mukaan 13-24 kg tonnia raakarautaa kohti. Alkalit adsorboituvat helpommin happamiin pelletteihin kuin emäksiseen sintteriin. Tsurumin masuunilla on arvioitu kokonaisalkaalin määrää (masuuni 1) 5600-5900 kg (Na_2O+K_2O). Mukaan on laskettu myös seinämiin tarttunut alkali. Tämä määrä on 2.5-2.7 kertaa koksin ja rikasteen panostuksessa oleva määrä, joka on ko. masuunilla 2000-2200 kg (koko masuuni). /3/ Yleisesti voidaan sanoa, että 80-90 % alkaleista poistuu kuonan mukana. Kuitenkin, jopa alhaisella alkalisyötöllä alkalien kerääntymistä masuuniin esiintyy. Alkalien kerääntyminen aiheuttaa pahkan muodostusta, kaasun kanavoitumista ja masuunin käyntihäiriöitä. Ehkäistäkseen alkalien aiheuttamia häiriöitä masuunin panostuksessa voi käyttää ajoittaista silika- tai oliviinilisäystä. Silika reagoi alkalikarbonaattien ja -syanidien kanssa ja siten helpottaa kerääntyneen alkalin purkautumista kuonaan. Käytännön kokeissa on havaittu, että jaksottainen kalsiumkloridin lisäys panosmateriaaliin auttaa alkalien poistumista kuonaan. /4/

Masuunissa alkalit reagoivat muodostaen alkalihöyryjä, -syanideja ja -karbonaatteja. Rautarikasteen reaktioilla alkalien kanssa on kielteinen vaikutus. Nämä reaktiot voivat aiheuttaa sintterin hajoamisen. /2/

Teollisuudesta saatujen tietojen mukaan kalium aiheuttaa natriumia enemmän ongelmia. Monesti tarkastellaankin kaliumin käyttäytymistä masuunissa. Natriumin käyttäytymisen oletetaan olevan samanlainen, mutta vähäisempi /5/.
Alkaliyhdisteiden pelkistysreaktioita masuunissa voidaan arvioida termodynamiikan avulla. Silikaatit pelkistyvät masuunissa sula-alueella. Reaktioaste riippuu pikemminkin CO:n osapaineesta ja reaktanttien aktiivisuudesta kuin

reaktiokinetiikasta. Reaktio ei etene täydellisesti loppuun, koska masuunista poistetaan alkalisilikaatteja masuunikuonan laskun aikana. Alkalihöyryt vapautuvat erilasten yhdisteiden pelkistyessä ja alkalihöyryt nousevat masuunin ylempiin osiin. Koska masuunin kuumemmilla alueilla on kaasun typpipotentiaali ja hiilen aktiivisuus korkeita, olosuhteet suosivat syanidien muodostumista. Niinpä ylöspäin kohoava kaasu sisältää alkalihöyryjen lisäksi alkasisyanideja. KCN:n kiehumispiste on 1625°C ja NaCN:n 1530°C. Korkean kiehumispisteen vuoksi syanidit ovat taipuvaisia kondensoitumaan masuunissa alaspäin laskeutuvaan rikasteeseen ja koksiin. Voimakkaan kaasuvirtauksen vuoksi osa syanideista voi nousta myös masuunin kuiluun. Olosuhteet ylempänä kuilussa ovat siinä määrin hapettavat, että alkalisyanidit ja alkalihöyry voivat muuttua stabiileiksi alkalikarbonaateiksi. K_2CO_3 sulaa 850°C lämpötilassa ja Na_2CO_3 900°C lämpötilassa, mikä suosii karbonaattien adsorboitumista rikasteeseen ja koksiin. Rikasteen laskeutuessa alemmas masuunissa voimakkaammin pelkistävään ympäristöön, alkavat karbonaatit uudelleen pelkistyä metallihöyryksi ja siirtyvät jälleen masuunin ylempiin osiin, jossa ne voivat hapettua uudelleen karbonaateiksi. Nämä reaktiot mahdollistavat alkalikierron masuunissa. /2/

Kiertoprosessien yksi merkittävä vaikutus on, että pelkistysreaktioissa masuunin alaosassa tarvitsemaa lämpöä ja hapetuksen yläuunissa luovuttamaa lämpöä ei voida käyttää hyväksi. /2/

Silikaattikierto muodostuu sulan kuonan ja rikasteen pehmenemisvyöhykkeen välille. Kuonan korkeammalla emäksisyydellä alkalisilikaatin piidioksidi lisää kuonan emäksisyyttä niin, että alkalit vapautuvat kuonanmuodostusalueella. Happamasta kuonasta alkalit vapautuvat rikasteen pehmenemisalueella. Kaliumkierto voidaan kuvata alkalihöyryn kulkuna koksissa muodostaen yhdisteitä C_6K, C_8K, $C_{24}K$ ja niin edelleen. /2/

Masuunin kapasiteetti alkalisyanideille ja -karbonaateille on teoriassa hyvin korkea. Ne voivat kondensoitua masuunin tiettyihin osiin kemiallisesti hyvin stabiileiksi yhdisteiksi. /2/

Alkalien reaktiot hiilen kanssa. Alkalit katalysoivat koksin kaasuuntumista. Alkalien on oletettu myös olevan alku koksin väleihin sijoittuville kaliumosasille, jotka laajentavat koksin puoligrafiittiset kerrokset. Kerrosten laajeneminen heikentää koksin rakennetta mekaanisesti ja kemiallisesti. Kaliumin tunkeutuminen mikrorakenteeseen voi aiheuttaa jännityksiä, jotka aiheuttuvat hiilen kidehilan pienistä tilavuuden muutoksista ja mahdollisia säröjä. Mikrohuokosten rakenteen laajeneminen helpottaa rektiivisten komponenttien kulkua korkeissa lämpötiloissa. /6/

Alkalien reaktiot kuonan kanssa. Alkalihöyryt nousevat ylöspäin masuunissa kaasun mukana. Noustessaan alkalit voivat reagoida kuonafaasin kanssa. Masuunin kuilun alaosassa, paikassa, missä kuona alkaa erkaantumaan, kaliumhöyry liukenee kuonaan seuraavan reaktion mukaisesti:

$$2K(g) + CO_2 = 2(K^+) + (O^{2-}) + CO \qquad (1)$$

Koska kaliumoksidin aktiivisuuskerroin kuonassa vähenee emäksisyyden vähennettyä, kuonan kaliumkapasiteetti kasvaa emäksisyyden laskiessa. Alhaisen emäksisyyden omaavan kuonan ollessa kysessä, kaliumin liukoisuus on korkeampi ja kaliumin höyrynpaine on alhaisempi kuin reaktion 1 tasapaino määräisi. Kuonan alkalipitoisuus vaihtelee riippuen masuunin käyttöolosuhteista, alkalien syöttömäärästä ja kuonan emäksisyydestä./4/

Kineettinen tarkastelu. Termodynaaminen tarkastelu kertoo spontaanin rektion suunnan ja maksimikonversion. Reaktionopeutta ei kuitenkaan voi ennustaa tällaisella tarkastelulla. Kaasufaasi on kuuma, hyvin pelkistävä ja kaliumhöyrystä vapaa lähtiessään palo-onkalon alueelta. Kaliumyhdisteet eivät ole stabiileja ollessaan kontaktissa tällaisen kaasun kanssa. Kaliumin kaasuuntuminen tapahtuu todennäköisesti nopeasti kaasu-kuona -rajapinnoilla. Kaasun viipymäaika hormitasolla on lyhyt. Sen on arvioitu olevan sekunnin murto-osa. Kaliumin osapainetta tässä kaasufaasissa on hyvin hankala arvioida. Kaliumin osapaineen selvittämiseksi pitäisi tietää kaliumin kaasuuntumisnopeus, kaasu/kuona -rajapinnan pinta-ala ja viipymä-

aika. Näitä tekijöitä ei voida arvioida tarkasti. Eräässä mittauksissa havaittiin kaliumsyanidia 0.1 til-% kaasunäytteestä, joka oli otettu hormitasolta juuri paloonkalon ulkopuolelta. Ennen kuin kaasufaasi saavuttaa kemiallisen reservivyöhykkeen, kaasufaasi ottaa vastaan kaliumia silikaateista ja syanideista. Kaasufaasin kyky ottaa kaliumia pienenee nopeasti kaasufaasin jäähtyessä. Lähellä kemiallisen reservivyöhykkeen alaosaa, jossa lämpötila on hiukan alle 1000°C, kaasumainen kaliuminsyanidi muuttuu nestemäiseksi syanidiksi ja oksidiksi. Samalla syanidi ja höyrystynyt kalium reagoivat muodostaen silikaatteja ja karbonaatteja. Näiden reaktioiten suhteellista nopeutta on hankala arvioida. Paikka, jossa syanidit alkavat kondensoitumaan riippuu kaliumsyanidin osapaineesta ja paikallisesta lämpötilasta. Kaasun nopea jäähtyminen edistää syanidien muuttumisen ennemminkin nestemäiseksi syanidiksi kuin muuttaa syanidit termodynaamisesti stabiilimmeiksi karbonaateiksi ja silikaateiksi. Nestemäinen syanidi voi tiivistyä mihin hyvänsä suhteellisen kylmälle pinnalle tai suspentoitua sumupisaroiksi. Karbonaattien muodostuminen kaasumaisista molekyyleistä on monimutkaista ja voi sisältää jotain epäedullisia välituotteita, joten reaktionopeus voi olla suhteellisen hidas. Karbonaatteja voidaan löytää kasvaneen silikaateista tai tulenkestävän materiaalin pinnalta.

Kaliumin kaasuuntuminen masuunin pesässä ei ole todennäköisesti merkittävä johtuen silikaattien pelkistymisestä hiilikylläisellä raudalla kuona-rauta -rajapinnalla tai hiilellä. Kaliumin höyrynpaine on liian alhainen synnyttämään kaasukuplia kuona-rauta-rajapinnalle. Sen vuoksi on päätelty, että kaliumin kaasuuntumismekanismi on pääasiassa kaasu-kuona-reaktio. Täytyy myös ottaa huomioon se, että kaikki kaliumsilikaatti kuonassa ei reagoi kaasun kanssa samaan aikaan. Heterogeenisen rektion reaktiovyöhyke on vain faasirajapinta. Todennäköisesti kaasu-kuona-reaktion nopeutta rajoittava tekijä on kaliumsilikaatin diffuusionopeus bulkista pinnalle. Reaktiovyöhyke kolmifaasipinnalla (hiili/kuona/kaasu) on suhteellisesti liian pieni ollakseen merkittävä. Syy siihen, että alkaleja on kuonassa raudanlaskun aikana voi johtua heikosta kuonan sekoittumisesta. Tällöin kuona-kaasu-reaktio ei saavuta tasapainotilaa. Alkalien poistoa masuunin huipulta kaasun mukana suosii jyrkempi

lämpötilagradientti kemiallisen reservivyöhykkeen alapuolella. Tällöin partikkelit olisivat pienempiä ja kaasun nopeudet suurempia, jolloin partikkelit kulkevat kaasun mukana pois masuunista. Kaliumsyanidi ei ole stabiili yhdiste poistuessaan kaasunpesureihin, jossa on hyvin hapettavat olosuhteet. Tällöin voi muodostua kaliumhydroksidia ja kaliumoksidia. /5/

3.2 Kuonan muodostus

Masuunikuonan pääkriteeri on pitkään ollut lämpötila, joka vaaditaan, että kuona on juoksevaa laskun aikana. Tästä syystä kuonilla on usein alhainen emäksisyys (CaO/SiO_2 = 0,7-1,0). Nykyisissä masuuneissa, joilla on korkea tuottavuus, ei kuonan sulamispisteellä ole niin suurta merkitystä. Sen sijaan kuonan juoksevuuteen kiinnitetään huomiota, koska viskoosi kuona voi heikentää kaasujen ja sulien läpivirtausta, jolloin masuunin tuotanto heikentyy /7/. Hyvällä kuonan juoksevuudella on merkitystä myös metallipisaroiden ja kuonan väliseen reaktionopeuteen masuunin pesässä /8/. Kuonalla tulisi olla sulamispiste, joka ei ole liian alhainen tai liian korkea, ja sen viskositeetin pitäisi pudota nopeasti alle 5-7 poisen, kun lämpötila on hieman korkeampi kuin kuonan sulamispiste /7/.

Kuilun alaosassa, missä lämpötila on alle 1000 °C metallinen rauta, rautaoksidi, piioksidi, alumiinioksidi, kalkkikivi ja magnesiumoksidi esiintyvät kiinteinä faaseina joko erillään tai yhdisteinä. Nestemäisen kuonafaasin muodostumiselle on oleellista, että kaksi tai useampi em. kiinteistä faaseista yhdistyy rastissa ja aloittaa sulan kuonafaasin muodostamisen. /9/

Ensimmäisten kuonasulien muodostumismekanismiksi on Hill ehdottanut ylös nousevassa kaasussa olevan rikin reagoivan kiinteän raudan kanssa, jolloin muodostuu yhdiste, jolla on alhainen sulamispiste (24 p-% S ja 9 p-% O, sulamispiste 915 °C). Matalan sulamispisteen omaava sula virtaa alaspäin liuottaen samalla piioksidia ja rautaa. Lopulta alas virtaava sula saavuttaa koostumuksen, jossa

muodostuu kaksi toisiinsa liukenematonta sulaa. Yksi näistä sulista on FeO-FeS-SiO_2, joka on alkuperäinen kuonafaasi, toinen on Fe-FeS, joka on alkuperäinen metallifaasi. /9/

Sasaki ja Nakasawa ovat ottaneet näytteitä toimivasta masuunista ja löytäneet kolme erilaista alkukuonaa. Kuonat kuuluvat FeO-Al_2O_3-SiO_2-, CaO-K_2O-Al_2O_3-SiO_2- ja K_2O-Al_2O_3-SiO_2- systeemeihin. Jälkimmäisellä kuonalla on eutektinen sulamispiste, alle 800 °C. Masuunin kuvusta ja rastista on myös otettu näytteitä ja todettu kuonan kuuluvan CaO-K_2O-Al_2O_3-SiO_2- systeemiin ja sisältävän noin 17 p-% FeO:a. Rastin kuonan havaittiin sisältävän noin 10 p-% FeO:a 1,1-1,6 metriä hormien yläpuolella. /9/

Masuunikuona muodostuu sintterin, pelletin ja koksin kuonafaaseista. Eri kuonafaasien muodostusta voidaan tarkastella myös erikseen, jolloin saadaan selville, mitkä ovat ensimmäisiä kuonafaaseja masuunissa. Kuonafaasien sulamispisteisiin vaikuttaa komponenttien seossuhteet.

CaO/SiO_2- suhteen muutos vaikuttaa sintterin pehmenemis- ja sulamiskäyttäytymiseen. Korkein sulamisen alkulämpötila on sintterillä, jonka CaO/SiO_2- suhde on 1,6-1,8. CaO/SiO_2- suhteen kasvu 1,4:stä 1,9:ään nostaa huomattavasti myös sulan tippumisen alkulämpötilaa. Koesintterillä, jonka CaO/SiO_2- suhde oli 1,5 ja 1,6, tutkittiin MgO- ja Al_2O_3- pitoisuuksien vaikutusta sintterin sulamiskäyttäytymiseen. MgO- pitoisuuden vaikutusta tutkittiin välillä 1,1-1,9% ja Al_2O_3- pitoisuuden vaikutusta välillä 1,3-2,1%. Tutkittujen MgO-pitoisuuksien havaittiin parantavan sintterin sulamiskäytäytymistä kaventamalla lämpötilaväliä, missä sulanut materiaali alkoi tippua. Al_2O_3- pitoisuuden muutoksella ei havaittu olevan mitään vaikutusta sintterin sulamiskäyttäytymiseen. /10/

Ono on tutkinut happamia pellettejä, joiden kuonakomponettien osuudet vaihtelevat (taulukko 1). Pelleteillä A ja B, joissa on paljon sivukiveä ja sen vuoksi korkea sulamispiste, kuona alkaa tippua lämpötilavälillä 1450-1465 °C ja metalli

korkeammassa lämpötilassa. Vastaavasti pelleteillä C ja D, joissa on vähän korkeassa lämpötilassa sulavaa sivukiveä, alkaa kuona ja metalli tippua samassa lämpötilassa (1455-1485 °C). Happamat pelletit joissa on vähän matalassa lämpötilassa sulavaa sivukiveä, on jaettu kahteen eri ryhmään. Happamalla pelletillä G kuona alkaa tippua lämpötilassa 1385 °C, kun vastaavasti pelletillä H metalli ja kuona tippuvat samaan aikaan. Pelletillä E on paljon matalassa lämpötilassa sulavaa sivukiveä, jolloin metalli ja kuona alkavat tippua samassa lämpötilassa (1330 °C). /11/

Taulukko 1. Happamien pellettien kemiallinen koostumus /11, s. 358/

Koe	T. Fe	FeO	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	CaO/SiO_2	Sivukiven määrä (kg/t-Fe)	Sivukiven sulamis-piste
A	62,90	0,28	0,34	5,24	2,78	0,06	0,06	134	1700
B	63,00	0,14	0,64	4,61	2,30	0,08	0,014	121	1600
C	65,00	tr.	0,07	3,32	2,51	0,43	0,02	97	1680
D	65,62	0,44	0,23	2,45	1,54	0,09	0,09	66	1680
E	60,62	0,64	3,62	5,83	0,81	0,27	0,62	174	1370
F	61,80	1,14	0,47	4,18	0,80	0,44	0,11	95	1450
G	64,89	5,00	0,37	8,35	0,74	0,65	0,11	79	1370
H	67,81	0,50	0,19	1,62	0,48	0,98	0,12	49	1460

Alas virtaavan kuonan FeO- pitoisuus on noin 30%. Korkea FeO- pitoisuus laskee kuonien sulamispistettä, jolloin kuona alkaa koaguloitua ja tippua 1450-1465 °C:n lämpötilassa. /11/

Happamilla pelleteillä, joilla on pieni määrä korkeassa lämpötilassa sulavaa sivukiveä (pelletit C ja D), kuona ei voi koaguloitua ja tippua yksin, vaan hiilen absorptio ja metallin koaguloituminen määräävät sulamispisteen. Samoin käyttäytyvät myös pelletit, joilla on vähän matalissa lämpötiloissa sulavaa sivukiveä. Tällöin kuona kiinnittyy sulaneeseen metalliin ja kuona sekä metalli tippuvat yhdessä. Sivukiven määrän kasvaessa (pelletti G) kuona voi koaguloitua. Pelleteillä, joissa on suuri määrä

matalissa lämpötiloissa sulavaa sivukiveä (pelletit E ja F), alkuperäisen ja FeO-pitoisen kuonan sulamislämpötilat ovat melkein samat ja kuona voi koaguloitua ja tippua itsestään. /11/

4 Jatkosuunnitelmat

Kiertoprosessien osalta alkalit, rikki, pii ja sinkki tullaan käymään läpi sekä kirjallisuuden että termodynaamisten laskelmien pohjalta. Termodynaamisissa laskelmissa hyödynnetään projektissa "Kaasufaasin reaktiot masuunissa" saatuja tuloksia masuunin kuilun kaasufaasista.

Kuonanmuodostuksen osalta Thermo-Calc- ohjelmalla tullaan suorittamaan laskelmia kuonafaasien sulamispisteiden määrittämiseksi, kun kuonakomponenttien pitoisuudet vaihtelevat. Samalla tarkastellaan alkalien ja rikin vaikutusta sulamiskäyttäytymiseen. Suunnitelmissa on rakentaa optinen dilatometri sulamis- ja pehmenemis-käyttäytymisen selvittämiseen.

Kirjallisuus

1. Tervola, K., Mannila, P. & Härkki, J. Masuunin sisäiset kiertoprosessit. Oulun yliopisto, Prosessitekniikan osasto, Report 179. Oulu 1996. 70 s

2. Altpeter, W. et *al.* Auswirkungen von Alkalien in Hochofen. Stahl und Eisen 108(1988) 17. 781-790.

3. Omori et *al.* Blast Furnace Phenomena and Modelling. London 1982, Elsevier Applied Science. 631 p.

4. Turdogan, E.T. Physicochemical properties of molten slags and glasses. The metal society. London 1983. 516 p.

5. Lu, W.-K. Fundamentals of alkali containing compaunds. Proc. symp. alkalis in blast furnaces-state of art. Hamilton 1973.

6. Shevlin, M.J.F. et *al.* Microstructural analysis of metallurgical cokes and intercalated species. Carbon 24(1986) 5. p. 527-534.

7. Poos, A., Vidal, R. Slag volume and composition for optimal blast furnace operation. McMaster symposium No.12. Burden design for the blast furnace .May 1984. S. 67-89.

8. Ray, J., Schat, R. Blast Furnace slag practice at Dofaso and its influence on furnace operations.46th Ironmaking conference proceedings, 29.3-1.4.1987. Pittsburgh 1987, Ironmaking Division of the Iron and Steel Society. S.201-207.

9. Clixby, G. An experimental stydy of blast furnace bosh slags and its application to blast furnace practice. 36th Ironmaking Conference Proceedings, Pittsburg, 17-20.4.1977. Iron & Steel Society AIME.s. 308-326.

10. Barnaba, P. Influence of chemical characteristics on softening and melting-down properties of iron ore sinter. Ironmaking and Steelmaking 12(1985)2, s. 53-63.

11. Ono, K., Yamaguchi, K., Shegemi, A., Nishida, N., Kanbara, K. The Melt-down Propwerties of the blast Furnace Burdens. Transactions of the iron and steel institute of Japan.20(1980)6, s. 357-366.

116 ACID SLAG INJECTION INTO THE BLAST FURNACE TUYERE ZONE

Oulun yliopisto
Prosessimetallurgia
Linnanmaa
90570 Oulu

Puhelin: (08)5532424
Telefax: (08)5532304

Vastuullinen johtaja: prof. Jouko Härkki
Tutkija: DI Kari Tervola

	1996
SULA2-rahoitus	100 000 mk
Oma rahoitus	
Muu rahoitus	

Abstract

The possibility of acid slag injection and its effect on the slag formation and on the melting behaviour of the charge materials are studied in the present work. The work is partly based on the literature evaluating the slag formation, slag properties and the basic slag injection.

The possibility of acid slag injection is first examined by studing changes in the composition of the primary slag if the share of the acid slag component (Kostamus pellet/RR) of the charge material is lowered. Phase diagrams and viscosity charts are used to evaluate the viscosity, and solidus/liquidus temperature in the slag phase. The share of the slag phase of the pellet is evaluated by calculating the amount of the acid slag injection. The injection rate of some injectants is also examined.

The primary slag formed of the sinter and the coke ash is in liquid form and its viscosity is close to the viscosity of the blast furnace slag. It is possible that the liquid slag phase can be formed in the blast furnace without the presence of the acid pellet because the melting point and the viscosity of the slag is lowered by alkalies, sulfur and the dissolved ironoxide of the slag.

If high SiO_2 content materials alone are used for injection there is a risk that the slag phase of the tuyere zone becomes too viscous. Olivine and some iron containing components such as fayalite are possible injection material. More information is needed to evaluate the effect of acid slag injection on the operation of the blast furnace.

1 Introduction

The aim of this research is to pre-evaluate possibilities for acid slag injection. The slag formation and the smelting behaviour of charge materials is evaluated for different amount of acid slag component. The rate of injection and the behaviour of injectant is also studied. Slag formation, slag properties and basic slag injection is chiefly studied based on literature.

The blast furnace process is controlled mainly by the composition and distribution of charging materials. Sinters and pellets have definite composition, which controls the melting behaviour and the slag forming. The composition of burden materials can vary on a large scale if the injection of the slag component into the tuyere zone can be used.

2 Objective

This work is a preliminary research to evaluate possibilities of acid slag injection into the blast furnace. The composition of raw materials can vary or change when a part of the missing slag component is injected into the tuyere zone. It is also possible to adjust rapidly the composition of blast furnace slag by using slag injection.

3 Results

3.1 Injection of acid slag components

The acid slag injection is rarely evaluated in literature. SiO_2 is sole usefull component in furnace though Al_2O_3 is amfotheric and behaves like a basic slag component in the blast furnace slag. Quartsite and olivine are possible acid injecton substances.

The aim of this research is to study possibilities to inject acid slag components to the tuyere zone. The melting behaviour of charge materials and its changes when the composition of material alters are taken for a starting point of the evaluation. The composition of charge materials and blast furnace slags using by Rautaruukki are shown in *table 1*. The table also lists compositions of three different primary slags. The primary slag 1 and 2 are assumed to form when slag phases of sinter and the pellet are combined. The difference between primary slag 1 and 2 is result of change in pellet charge. The part of pellet from charge materials is 21,3% in the primary slag 1 and 15% in the slag 2. The weight % distribution of charge materials and the share of slag component used by Rautaruukki are shown in *table 2*. The primary slag 3 is formed, when the slag phase of the sinter and the coke ash are combined. The final blast furnace slag is formed, when the primary slag and the coke ash are combined.

The further evaluation is based on binary, tertiary and quaternary phase diagrams and viscosity charts.

Table 1. Average weight % of the slag components from charge materials and the blast furnace slag. The abbreviation of slag components are used with phase and viscosity diagrams.

	CaO Weight %	SiO_2 Weight %	Al_2O_3 Weight %	MgO Weight %
Sinter (S)	49,1	30,5	5	15,4
Pellet (P)	3,8	89	4,4	2,8
Coke ash (CA)	4	62	32	2
Primary slag 1 (PS1)	42,9	38,5	4,9	13,7
Primary slag 2 (PS2)	44,9	35,9	4,9	14,3
Primary slag3 (PS3)	42,2	35,4	9,1	13,3
BF. slag (BF)	40,9	37,6	9,7	11,8

Table 2. The weight % distribution of charge materials and the share of the slag component.

	Distribution of charge material		Part of slag component	Relative part of blast furnace slag	
	Charge1	Charge2		Slag1	Slag2
Sinter	59,9	65,5	12	71,4	75,2
Pellet	21,3	15	5,6	11,8	8,1
Coke	18,8	19,5	9	16,8	16,7

3.2 Slag formation

The liquidus temperature of sinter is high, about 1700-1800° C in Al_2O_3-CaO-MgO-SiO_2 system for 5% Al_2O_3 (figure 1). CaO-SiO_2 binary diagram shows that sinter has quite large difference between the solidus and the liquidus temperature. Therefor, there is a large pulpy area between these two temperatures. According to phase diagrams one can assume that the slag phase of the sinter has a high viscosity. The composition of the sinter is not in determined viscosity area in CaO-MgO-SiO_2 (figure 2) and Al_2O_3-CaO-SiO_3 -system (figure 3). Melted iron, sulfur and alkalies lower the melting point of the sinter slag phase. It can be assumed, that the slag phase of sinter is at least partly melted at the temperature between 1200-1500 °C. However, the behaviour of the sinter slag phase and influence of impurities on melting point should be more studied.

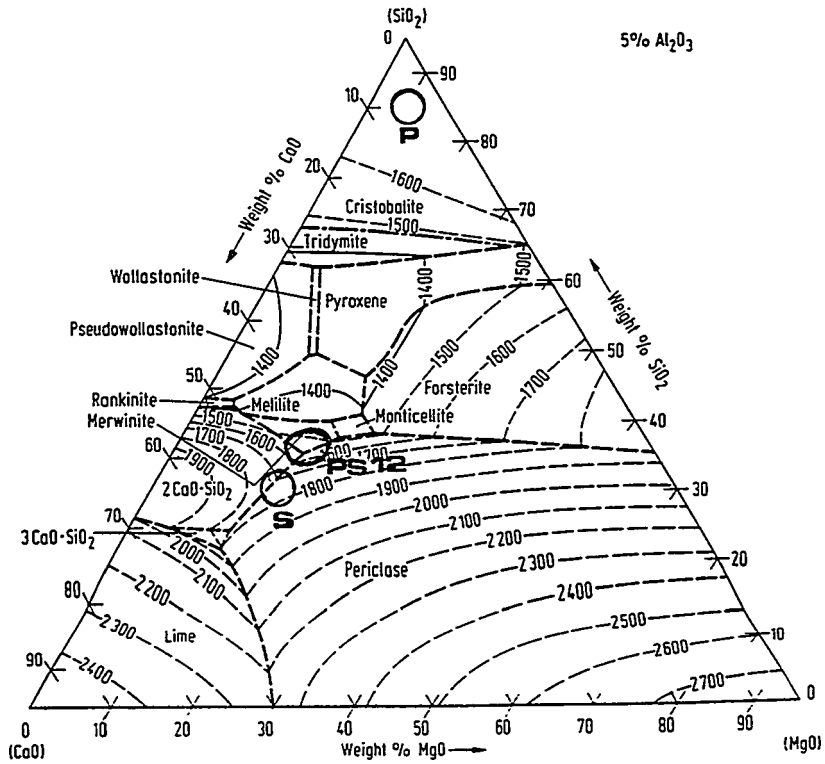


Figure 1. Liquidus surface in Al_2O_3-CaO-MgO-SiO_2 system for 5% Al_2O_3. /1/

The acid slag phase of the pellet has a high silicon content. The liquidus temperature of the pellet is over 1600 °C in Al_2O_3-CaO-MgO-SiO_2 system for 5% Al_2O_3. However, in the pellet gets the eutectic minimum temperature in systems Al_2O_3-SiO_2 and Al_2O_3-CaO. The composition of the pellet is not in determined viscosity area.

The coke ash has high SiO_2 and Al_2O_3 content. Because of the latter the coke ash is lying on the mullite phase in CaO-SiO_2-Al_2O_3 system. The liquidus temperature is 1790 °C and the solidus temperature is 1595 °C.

CaO and SiO_2 are main components of the primary slag. Primary slags get the eutectic temperature in CaO-SiO_2 system. The liquidus temperature of primary slags is lower with compare to the sinter and the pellet in Al_2O_3-CaO-MgO-SiO_2 system for 5% Al_2O_3 (figure 1). Viscosity of primary slags is between 10-20 poise being a little bit higher than that of blast furnace slag in CaO-MgO-SiO_2 viscosity system (figure 2). Impurities of charge materials and fuels such as alkalies and sulfur were not taken account in the evaluation. Impurities decrease the melting point of slag components and therefor one can assume that primary slags are in melted forms in the blast furnace.

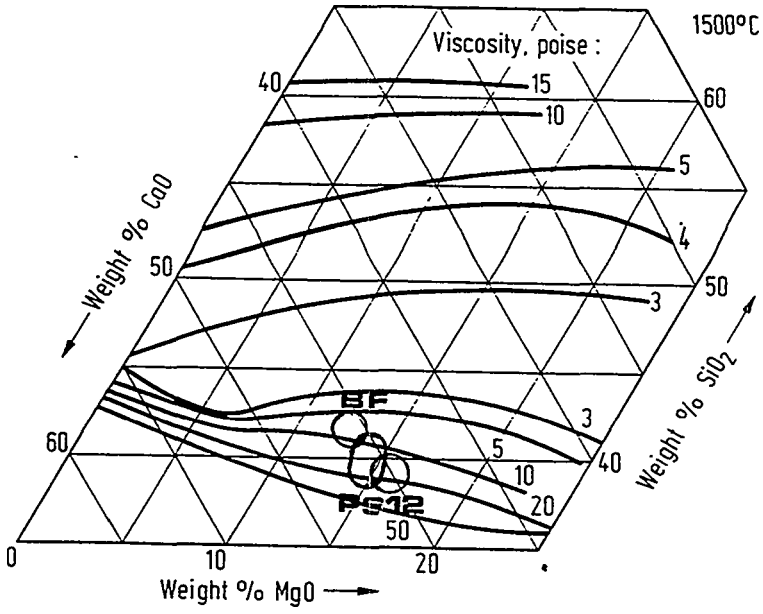


Figure 2. Viscosity values in the system CaO-MgO-SiO_2 at 1500 °C. /2/

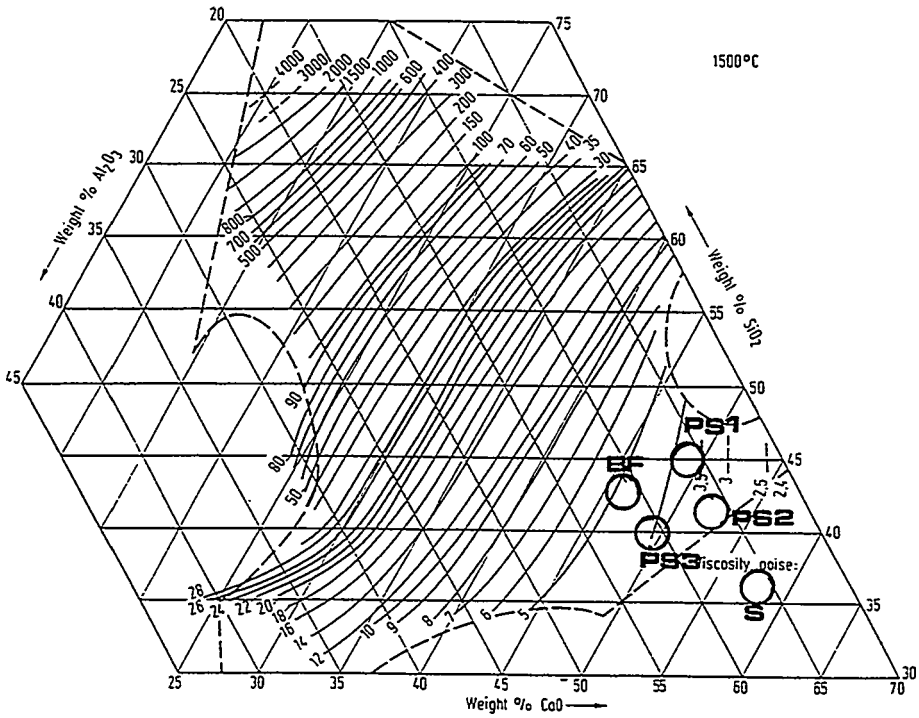


Figure 3. Viscosity values in the system Al_2O_3-CaO-SiO_2 at 1500 °C. /2/

The composition of blast furnace slag is located on mellilite phase in Al_2O_3-CaO-MgO-SiO_2 for 10% Al_2O_3 system (figure 4). The blast furnace slag is near to eutectic point in CaO-SiO_2 system. The viscosity of the slag is between 5-10 poise in CaO-MgO-SiO_2 viscosity system and 4-5 poise in Al_2O_3-CaO-SiO_2 system.

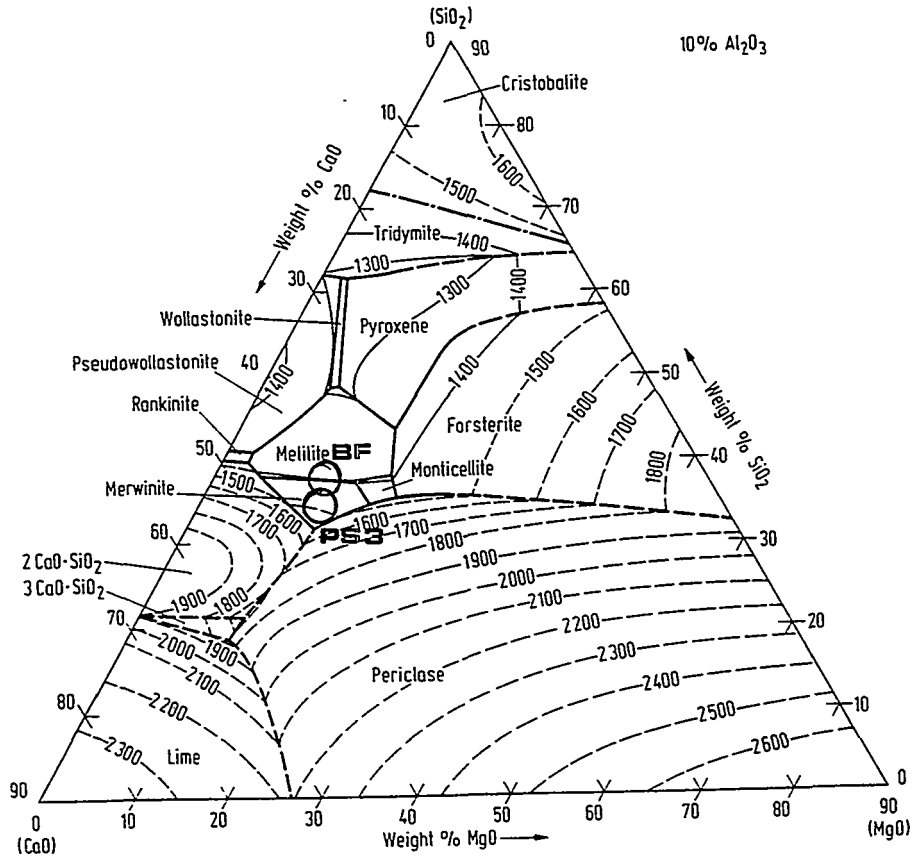


Figure 4. Liquidus surface in Al_2O_3-CaO-MgO-SiO_2 system for 10% Al_2O_3. /1/

If the pellet is not used as a charge materials in the blast furnace and the composition of other charge materials is not changed, the slag is formed of the sinter slag phase and the coke ash (primary slag 3). The compositions of the primary slag 3 is close to the composition of the blast furnace slag. Melted iron and alkalies lower the melting point of the sinter slag phase. So, it is possible that the sinter slag phase is at least partly melted and is in viscous form.

3.3 Behaviour of injected materials

If high SiO_2 and Al_2O_3 content materials are solely used for injection there is a risk that the slag phase of the tuyere zone becomes too viscous. It can be noticed for example by using high injection rate of coal. Olivine and some iron containing components like fayalite are possible injection materials. Obviously some amount of CaO should be added into the injected material, however the rate of injection is then rather high. Therefor some slag components must be put into the blast furnace together with charge materials.

More information is needed from the influence of acid slag injection on the operation of the blast furnace and on the slag formation on tuyeres. The infuence of acid slag injection on the silicon content of hot metal should be more evaluated.

4 Summary

The blast furnace slag consists of slag components of the sinter and the pellet and the coke ash. Charge materials contain different amounts of slag components. The sinter slag phase forms the biggest part of the blast furnace slag, about 71-75 weight %. The part of coke ash is about 16.7 weight % and pellet slag phase 8-11.8 weight %.

The liquidus temperature of the sinter slag phase is high, about 1700 °C but the difference in temperature between the solidus and the liquidus is about 500 °C. The slag phase of sinter has a high viscosity. Both pellets and coke ash have a high silicon content and the difference in temperature between liquidus and solidus curves is about 130 °C. The primary slag formed of the sinter and the coke ash is in melted form and its viscosity is close to the viscosity of the blast furnace slag being 2-3 poise at the temperature of 1500 °C. However viscosity values are varying on the large scale depending the viscosity system. For example the viscosity of the blast furnace

slag varies between 2-10 poise and the viscosity of the primary slag 2-20 poise depending which system is used. It is possible that the liquid slag phase can be formed in the blast furnace without the presence of the acid pellet because alkalies, sulfur and the dissolved iron of the slag lower the melting point and the viscosity of the slag.

If high SiO_2 content materials alone are used for injection there is a risk that the slag phase of the tuyere zone becomes too viscous. Olivine and some iron containing components such as fayalite are possible injection material. More information is needed to evaluate the effect of acid slag injection on the operation of the blast furnace. When SiO_2 content is high the viscosity of melt increases and correspondingly decreases with high FeO and Al_2O_3 content. it should be noticed that when SiO_2 content of injection is decreased the injection rate is greater. More information is needed to evaluate the effect of acid slag injection on the operation of the blast furnace.

5 International cooperation

This research is part of the Nordic countries cooperation of Jernkontor's research-project "Blast furnace tuyere injection". Members are MEFOS, Nordkalk, SSAB Tunnplåt AB, Rautaruukki Oy, KTH and the Departments of the process metallurgy of the Universities of Luleå and University of Oulu.

Literature

1. Schlackenatlas. Düsseldorf 1995, Verlag Stahleisen GmbH. 616 s.

2. Schlackenatlas. Düsseldorf 1981, Verlag Stahleisen M.B.H. 82 s.

117 MUOVIJÄTTEEN SOVELTUVUUS MASUUNIN POLTTOAINEEKSI

VTT Energia
Koivurannantie 1
PL 1603
40101 JYVÄSKYLÄ

Puhelin: 014 - 672 611
Telefax: 014 - 672 596

Vastuullinen johtaja: erikoistutkija Markku Orjala
Tutkijat: DI Lassi Hietanen
FT Jouni Hämäläinen
TkT Jaakko Saastamoinen

	1996	
SULA 2-rahoitus	150 000	mk
Oma rahoitus	30 000	mk
Suomen Muoviteollisuusliitto ry	70 000	mk

Tiivistelmä

Masuuneilla käytetään panoskoksin ohella energiantuojana hormitasolta polttoilman kanssa injektoitavaa raskasta polttoöljyä. Polttoöljyn hinta verrattuna masuunikoksiin on edullinen siten koksin osittainen korvaaminen öljyllä on taloudellisesti kannattavaa. Toisaalta mm. Saksassa (Stahlwerke Bremen) ja Japanissa (Nippon Kokan K.K.) masuunikoksia korvataan käyttämällä masuunin polttoaineena rouhittua muovijätettä. Muovijätteen käyttötaso on tällä hetkellä esim. Stahlwerke Bremenillä 30 kg muovia/1 tonnia tuotettua raakarautaa kohti. Stahlwerke Bremen käyttää masuunillaan kaikkiaan n. 77 000 tonnia muovia vuodessa. Muovijätteen käyttö masuunissa Suomessa vaikuttaa lupaavalta, koska meillä korkean klooripitoisuuden omaavan PVC-muovin osuus keräysmuovista on selvästi alhaisempi kuin Keski-Euroopassa.

Tässä projektissa on tutkittu Suomessa liikkuvia jätemuovivirtoja sekä arvioitu jätemuovin keräys- ja prosessointikustannuksia. Muovin kuivasyöttö masuuniin edellyttää syötettävän materiaalin prosessointia alle 8 mm palakokoon ja materiaalin on oltava homogeenista ja puhdasta. Näin käsittelykustannukset ovat korkeat. Projektissa on selvitetty mahdollisuutta syöttää muovi masuuuniin nesteytyksen jälkeen öljyyn seostettuna. Tähän liittyen verrattiin eri muoviöljyjen ja Nesteen erikoisraskaan polttoöljyn (ERP) palamisominaisuuksia laboratoriokokein termovaa'alla. Kokeet osoittivat, että muoviöljyjen palamisnopeus oli suurempi kuin ERP:n. Toisaalta muoviöljyseokset muodostivat vähemmän koksia kuin ERP. Selvä ero havaittiin myös eri öljylaatujen CO ja hiilivetypitoisuuksissa.

1 Tausta

1.1 Masuunikoksin korvaaminen öljyllä ja muovilla

Rautaruukki Oy:n masuuneilla käytetään panoskoksin ohella energiantuojana hormitasolta polttoilman kanssa injektoitavaa raskasta polttoöljyä. Polttoöljyn hinta verrattuna masuunikoksiin on edullinen, siten koksin osittainen korvaaminen polttoöljyllä on taloudellisesti kannattavaa. Nykyisin käytettävä öljymäärä asettuu tasolle n. 90 kg öljyä tuotettua raakarauta tonnia kohti. Tiedossa kuitenkin on, että maailmalla on 70-luvulla (ennen öljykriisiä) käytetty jopa 140 kg:n öljymääriä raakarauta tonnia kohti. Raskaana polttoöljynä käytetään nykyisin Neste Oy:n toimittamaa erikoisraskasta polttoöljyä (ERP). Öljyntarve on luokkaa 350 000 t/v.

Saksassa (Stahlwerke Bremen) ja Japanissa (Nippon Kokan K.K.) masuunikoksia korvataan käyttämällä masuunin polttoaineena myös rouhittua ja agglomeroitua muovijätettä. Saksalainen Stahlwerke Bremen käyttää tällä hetkellä muovia 1. masuunissaan (kapasiteetti 2 milj. t raakarautaa/v) 30 kg tuotettua raakarauta tonnia kohti eli 150 tonnia vuorokaudessa, joka vuositasolla vastaa 52 000 tonnia muovia. Myös 2. masuunilla on aloitettu muovinkäyttö. Öljyä käytetään 100 kg ja koksia 340-

350 kg/t raakarautaa. Stahlwerke Bremenin prosessissa muovi syötetään 1. masuuniin kahdeksan hormin kautta, joissa toinen öljylanssi on korvattu muovinsyöttölaitteella. Syöttö tapahtuu kuivamenetelmällä eli jätemuovi on jauhettu ja agglomeroitu n. 8 mm palakokoon. Syöttömäärä yhdellä lanssilla on 0,8 t/h eli yhteensä 6,4 t/h. Hormeille syötettävän ilman lämpötila on 1200 °C.

Muovi toimitetaan Stahlwerke Bremenille pneumaattisella purkulaitteella varustetuilla säiliöautoilla valmiiksi käsiteltynä eli agglomeraatteina. Toimitettava muovi on seosmuovia, joka on pääosin lähtöisin kotitalouksista kerätystä ja lajitellusta jätteestä. Saksassa pakkaava ja maahantuova elinkeino- ja teollisuuselämä maksavat jätteen keräys-, kierrätys- ja jatkokäyttömaksuna 3,5 DEM/kg ns. DSD-järjestelmälle, joka sitten välikäsien kautta (DKR ja OTTO yms.) rahoittaa toiminnan. Masuuneilla käytettävää seosmuovia (PE, PP, PS) muodostuu DSD:n keräys- ja lajittelutoiminnassa 60 % koko muovimäärästä. Keräyksen, lajittelun ja prosessoinnin hoitavat sopimuspohjaiset alihankkijat.

Stahlwerke Bremen on patentoinut muovinkäsittely- ja syöttöjärjestelmän ja toimii laitetoimittajana. Laitteistoon kuuluu 4 kpl 700 m^3:n siiloa, joihin yhteen mahtuu aina 250 tonnia muovia, seulayksikkö, joka seuloo materiaalin alle 8 mm:n kokoon, lockhopper-järjestelmä paineistetun (5 bar) syöttösiilon täyttämiseksi sekä varsinaiset injektointilinjat masuuneille. Kehitystyö kesti 3 vuotta.

1.2 Jätemuovin käyttö masuunikoksin korvaavana polttoaineena Suomessa

Suomessa muovijätteen käyttö masuunissa vaikuttaa lupaavalta, koska meillä PVC-pakkausten osuus keräysmuovista on selvästi alhaisempi kuin Keski-Euroopassa (PVC:n osuus keräysmuovista alle 0.5 %). Suomessa pakkausmuovijätettä syntyy vuosittain noin 80 000 tonnia. Tästä 90 % on sellaista, joka sisältää vain hiiltä ja ve-

tyä. Poikkeuksena ovat PVC, polyamidi ja polyuretaaani, jotka sisältävät lisäksi klooria (PVC) ja typpeä (-amidit ja -uretaanit). Lisäksi on olemassa ns. fluorimuoveja (esim. teflon), jotka ovat polton kannalta kalliita ja hankalia. Suomen muoviteollisuus on kiinnostunut saamaan muovijätemateriaalia hyötykäyttöön. Tässä pitää pyrkiä ensisijaisesti materiaalihyötykäyttöön ja vasta toissijaisesti materiaalin sisältämän energian hyötykäyttöön. Muovinkäyttö raudan valmistuksessa energian tuojana ja pelkistimenä joko sellaisenaan tai muovinkäyttö energiantuojan ja pelkistyksen raaka-aineena katsotaan materiaalin kierrätykseksi, minkä edistäminen on tämänkin työn tavoitteena. Suomessa ei kerätä tällä hetkellä muoveja suuria määriä. Käytännössä muovipakkauksista saadaan nykyisin hyötykäyttöön ja materiaalikierrätykseen runsaat 2000 tonnia, mikä koostuu lannoitesäkeistä, isoista kanistereista, pullojen korkeista, styrox-pakkauksista ja vastaavista. EU-näkemyksen mukaisesti kierrätysmäärä olisi Suomessa kuusinkertaistettava.

Tässä projektissa on selvitetty Suomessa liikkuvia jätemuovivirtoja ja esitetty arvio jätemuovin käsittelykustannuksista. Lisäksi projektissa on tutkittu eri muoviöljyjen palamisominaisuuksia, sillä muovin syöttö masuuniin öljynä on todennäköisesti teknisesti ongelmattomampaa kuin muovin kuivasyöttö. Maailmalla on kehitetty erilaisia menetelmiä muovin nesteyttämiseen. Suomessa on kehitetty muovin nesteytysmenetelmä, jolle Raisio Engineering on hakenut patenttisuojaa. Tässä projektissa on suunnitelmissa rakentaa ja hankkia tutkimuskäyttöön tuotantomittakaavan laitteisto, jonka kapasiteetti on 1000 kg muovia/h. Nesteytysprosessi saattaisi olla halvempi kuin kuivasyöttöön vaadittu kallis muovin prosessointi (jauhatukselle ja agglomeroinnille on esitetty hinta-arvio n. 1000 mk/tonni).

Muovin käyttö masuunin polttoaineena voitaisiin aloittaa yksinkertaisella sulatus-, sekoitus- ja syöttölaitteistolla, joka käyttää valmiiksi esikuumennettua öljyä ja joka ei näin tarvitsisi muutakuin lämpötilatasoa ylläpitävää omaa energialähdettä, joka voisi olla esim. säiliöön sijoitettava höyrylämmönsiirrin.

1.3 Muut jätemuovien käyttömahdollisuudet

Suomessa syntyy myös muita muoveihin verrattavia materiaaleja, joita voitaisiin jatkossa hyödyntää. Näitä ovat erilaiset muovipitoiset jätteet, noin 25 000 t/v, autonrenkaat, 30 000 t/v, ja erkoiserät kuten nestepakkauskartonkijäte, 30 000 t/v.

Esimerkiksi muovin käytöstä asfaltin raaka-aineena on suomalainen patentti, joka perustuu muovin nesteytyksen ja sulatuksen välimuotoon, ns. termomekaaniseen prosessiin. Termomekaanisessa prosessissa muovin viskositeetti laskee, ja kun se on nesteytetty, siihen voidaan lisätä muuta materiaalia. Muoviasfalttia varten muovin prosessointi maksaa 2000 mk/tonni. Käyttö on kallista ja koeajoluonteista.

2 Tavoitteet

Tutkimuksen tavoitteena on selvittää jätemuovin käyttömahdollisuudet Rautaruukki Oy Raahe Steel'in masuunin energiantuojana ja raudan pelkistimenä ja tehdä suunnitelmat käytännön tehdaskokeiden suorittamiseksi v. 1998 aikana muovimateriaalien nesteytykseen perustuvalla tuotantomittakaavan laitteistolla. Tutkimuksen suorana hyödyntäjänä on myös muoviteollisuus, joka saa tietoa muovijätteen uusiokäytöstä ja pystyy jatkossa valitsemaan kokonaistaloudellisimmat hyötykäyttöreitit maassamme.

3 Tulokset

3.1 Muovijätteen keräily- ja kuljetus- ja prosessointi mahdollisuudet ja kustannukset

Selvitetään olemassa olevia muovijätteen keräily-, kuljetus- ja prosessointimahdollisuuksia (jauhatus, nesteytys).

- mitä muovijäte on (kemiallisesti, olomuodoltaan, aineominaisuudet)

- missä syntyy ja minkä verran eri laatuja

Suomessa tuotetetaan vuosittain n. 400 000 tonnia muovia. Tästä 340 000 t jää Suomeen muovituotteiden raaka-aineeksi, 140 000 t menee vientiin eli vuosittain muovia jää Suomeen omasta tuotannosta n. 200 000 t. Suomeen jäävästä muovista 80 - 90 000 t on erilaisia pakkauksia, josta muovijätteeksi siirtyy vuosittain n. 80 000 t. Suomen jätemuovivirta koostuu pääasiassa PE-LD (esim. lavakääreet ja -huput) ja PE-HD (erilaiset kanisterit yms.). Ainoat muovit, joita kannattaa kerätä ovat PE-LD, PP ja PE-HD, koska ne ovat helpoimmin prosessoitavissa. Lisäksi Suomeen tulee muovia myös ulkomailta tuotteina, tuotteissa ja tuontitavaran pakkausmateriaalina. Tästä muovinmäärästä ei ole esitettävänä tarkkaa lukua, mutta arviona voisi esittää sen olevan samaa luokkaa kuin mitä Suomesta menee ulkomaille eli n. 140 000 t. Lisäksi jätemuovia tulee maataloudesta 2 000 t paalikääreitä yms. sekä lannoitesäkeistä n. 800 t, joista kuitenkin pääosa kierrätetään jo nyt.

- käsittelykustannukset

Saksasta Stahlwerke Bremeniltä saatujen tietojen mukaan masuunille tulevan muovin käsittelykustannukset ovat 600 DEM/t, mikä koostuu keräilykustannuksista 200 DEM/t ja prosessoinnista agglomeraateiksi 400 DEM/t. Stahlwerke Bremen saa vastaanottamastaan ja käyttämästään muovista maksua 220 DEM/t. Kun masuunille injektoitavan öljyn hinta on 150 DEM/t, niin polttoainekustannushyöty on 370 DEM/t.

Stahlwerke Bremeniltä saatujen tietojen mukaan muovin käyttökustannukset ovat 80 DEM/t sisältäen työntekijöiden palkkauksen (jatkuva 3- vuoro, 5 henkilöä; yksi/vuoro), sähkön, näytteenoton ja muovin laadunvalvonta-analytiikan, häiriöiden aiheuttaman lisäkoksin ja mm. muovin sisältämien alkalien aiheuttaman energiahäviön. Laitteiston investointikustannus ensimmäisessä vaiheessa, joka mahdollisti muovin käytön suuremmalla masuunilla (2 milj.t/v rautaa), on ollut 10 milj.DEM. Takaisinmaksuaika on tässä tapauksessa alle 1 vuosi. Suomessa muovin keräyskustannukset ovat todennäköisesti jonkin verran suuremmat kuin Saksassa johtuen pienemmistä jätemuovivirroista ja pidemmistä kuljetuskustannuksista. Lisäksi meillä ei ole mahdollista toteuttaa DSD:n käyttämiä hihnalajittelulaitoksia työhygienisistä syistä.

- miten kerätään ja mihin (kuljetus tässä tapauksessa Raaheen)

Muovin keräyksestä Suomessa ei juuri ole kokemuksia, mutta keräys voisi tapahtua kuten aaltopahvilla, josta on hyviä kokemuksia. Aaltopahvin osalta keräily on suunniteltu siten, että keräilyn suorittavat tukkuliikkeet, jotka toimittaessaan tavaraa kauppoihin tuovat paluukuormina tukkuvarastoon kaupoissa syntyvän aaltopahvin. Suomessa on noin 10 tukkuvarastoa. Raahen tapauksessa järkevä keräilyorganisaatio voisi olla samanlainen kuin aaltopahvin osalta. Tukkuvarastoista jatkokuljetus voisi tapahtua VR:n kautta.

- epäpuhtaudet

Jätemuovin epäpuhtauksista suurimpia ovat pakkausteipit ja osoitetarrat.

3.2 Eri muoviöljyjen ja ERP:n palamisominaisuuksien vertailu termovaa'alla

Jätemuovista tehtyjen öljyjen poltto-ominaisuuksia tutkitaan laboratoriomittakaavan laitteilla. Koelaitteina käytettiin kahta termovaakaa. Termovaa'alla pystytään tutkimaan näytteen painonmenetystä tietyissä olosuhteissa joko lämpötilan tai ajan funktiona. VTT Energian modifioidulla termovaa'alla voidaan lisäksi analysoida vapautuvat kaasut, esim.

CO_2, CO, NO_x, SO_x ja hiilivedyt. Öljy näytteitä oli neljää laatua. Näytteiden koostumus on esitetty Taulukossa 1.

Taulukko 1: Öljynäytteiden koostumus.

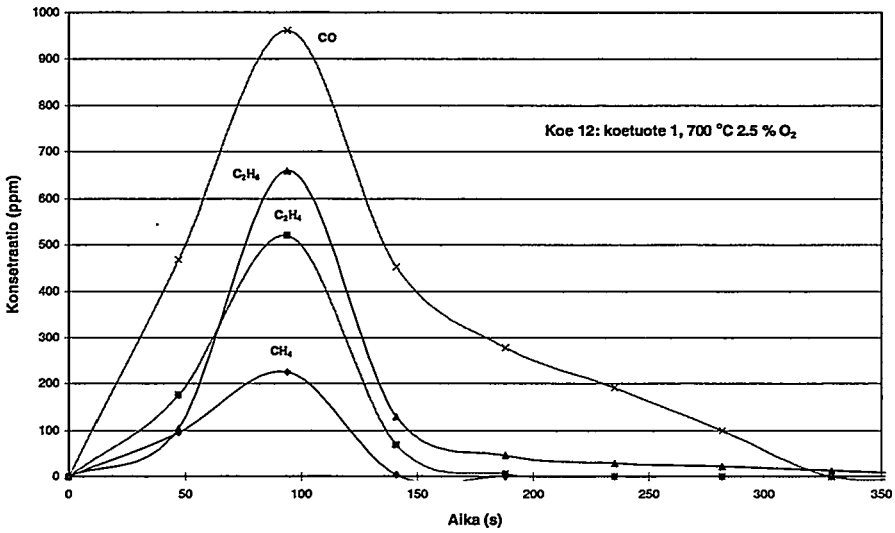
	koetuote 1	koetuote 2	koetuote 3	raskas polttoöljy
POR 180	50 %	50 %	75 %	ERP 100 %
Nestoflux	30 %	20 %		
PE-muovi	15 %	20 %	12.5 %	
Raisolo 50	5 %	10 %		
Mäntypiki			12.5 %	

Modifioidulla termovaa'alla kokeet tehtiin isotermisesti eli uuni pidettiin kokeen ajan vakiolämpötilassa ja näytteen massamuutos rekisteröitiin ajan funktiona. Koeolosuhteet on esitetty taulukossa 2. Näytteiden välille saatiin selviä eroja, mutta rinnakkaisajoissa havaittiin kuitenkin melko paljon hajontaa, johtuen laitteen herkkyydestä koepartikkelin muodon ja massan vaihteluille.

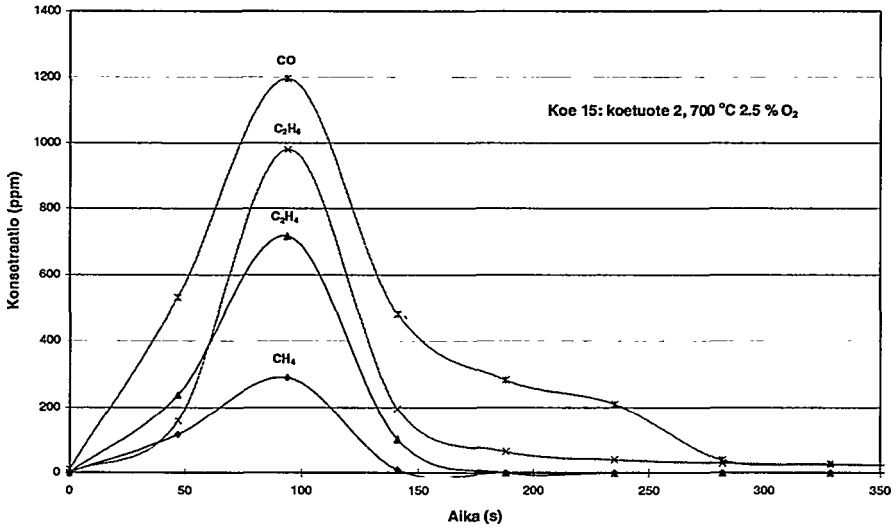
Kokeista 2, 3, 5, 8-17 analysoitiin myös palamiskaasut (CO_2, CO, CH_4, C_2H_2, C_2H_6, C_2H_4, CH_4, SO_2) IR-analysaattorilla. Kullekin näytteelle on alla olevissa kuvissa esitetty tyypilliset kaasuprofiilit ajan funktiona. Tulosten perusteella voidaan havaita, että ERP (kuva 4) tuottaa huomattavasti enemmän CO:ta hiilivetyihin verrattuna kuin koetuotteet 1, 2 ja 3 eli muoviöljyt (kuvat 1, 2 ja 3). Tämä johtunee ainakin osittain ERP:n pienemmästä vetypitoisuudesta, mutta todennäköisesti myös muoviöljyjen suuremmasta pyrolyysinopeudesta. Muoviöljyjen tuottama suurempi hiilivetypitoisuus saattaa vaikuttaa masuunin toimintaan. Muoviöljyjen tuotekaasujakauma selvitetään myös öljypolttimella tehtävissä kokeissa vielä tämän vuoden (1996) aikana. Öljypolttinkokeissa lämmönnostonopeus on suurempi kuin termovaa'oilla tehdyissä kokeissa ja siinä mielessä olosuhteet ovat lähempänä masuunin olosuhteita.

Taulukko 2: Modifioidulla termovaa'alla tehdyt kokeet: vakiolämpötila, 2.5 % O_2 (ei koe 3), reaktiokaasunvirtausnopeus kussakin kokeessa oli 50 dm^3/min.

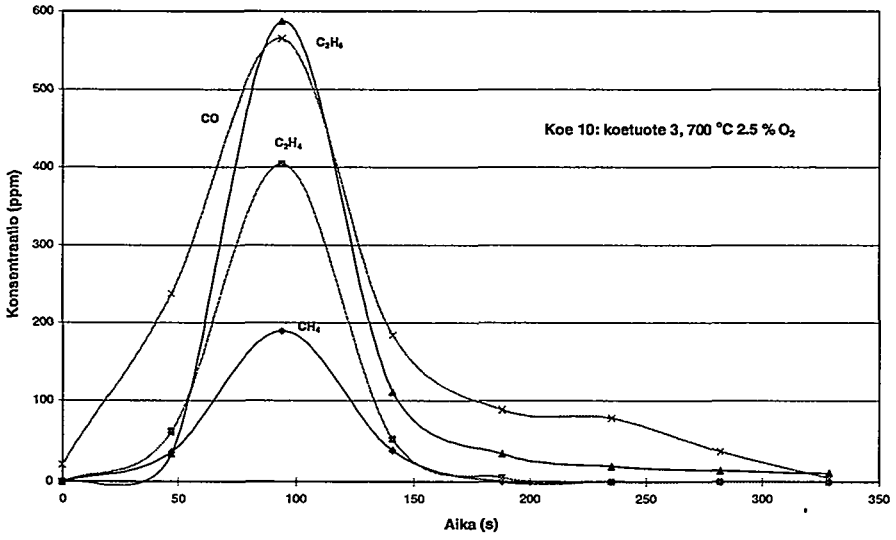
Koe	lämpötila, °C	O_2, %	massa, g	Näyte
1	700	2.5	1.909	raskas polttoöljy (ERP)
2	600	2.5	1.236	raskas polttoöljy (ERP)
3	600	5	1.369	raskas polttoöljy (ERP)
4	700	2.5	1.181	raskas polttoöljy (ERP)
5	700	2.5	1.499	raskas polttoöljy (ERP)
6	700	2.5	1.450	raskas polttoöljy (ERP)
7	700	2.5	1.660	koetuote 3
8	700	2.5	1.680	koetuote 3
9	700	2.5	1.4	raskas polttoöljy (ERP)
10	700	2.5	-	koetuote 3
11	700	2.5	1.4	koetuote 3
12	700	2.5	2.0	koetuote 1
13	700	2.5	1.6	koetuote 1
14	700	2.5	1.35	koetuote 1
15	700	2.5	2.45	koetuote 2
16	700	2.5	2.7	koetuote 2
17	700	2.5	1.6	koetuote 2
18	700	2.5		raskas polttoöly (ERP)
19	700	2.5		raskas polttoöljy (ERP)
20	700	2.5		koetuote 3



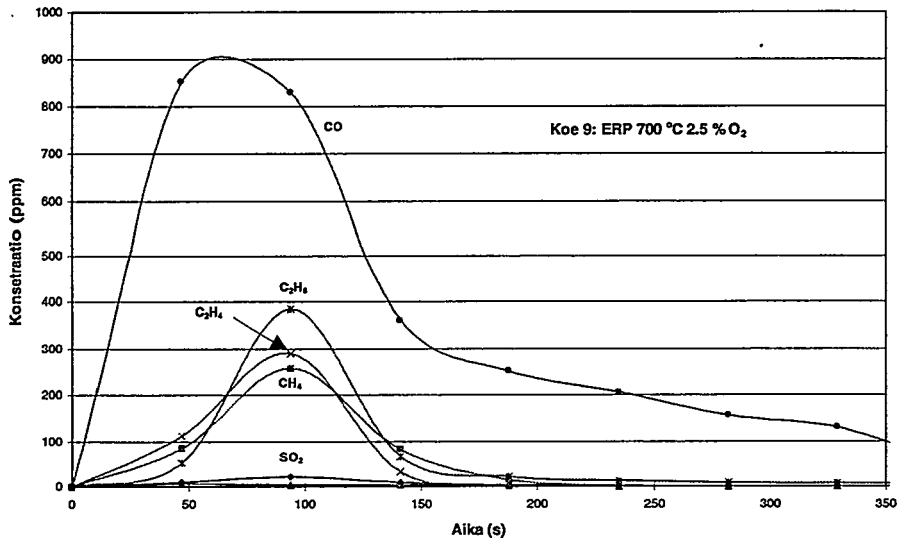
Kuva 1: Koetuotteen 1 kaasuprofiilit ajan funktiona



Kuva 2: Koetuotteen 2 kaasuprofiilit ajan funktiona



Kuva 3: Koetuotteen 3 kaasuprofiilit ajan funktiona



Kuva 4: ERP:n kaasuprofiilit ajan funktiona

Isolla termovaa'alla tehdyissä kokeissa massakäyrissä havaittiin hajontaa, josta johtuen kokeita tehtiin myös pienemmällä kaupallisella termovaa'alla (Taulukot 3 ja 4). Kaupallisella termovaa'alla kokeet tehtiin dynaamista ajotapaa käyttäen eli näyte lämmitettiin 110 °C:sta 800 °C:een lämmitysnopeudella 30 °C/min. Kokeet osoittivat, että rinnakkaisten ajojen hajonta oli selvästi pienempää kuin aiemmin käytettäessä modifioitua termovaakaa. Tyypilliset koeajojen tuloksen saadut termogrammit on esitetty liitteissä 1, 2, 3 ja 4 kullekin näytteelle. Kullakin näytteellä ajettiin lisäksi rinnakkaisia koeajoja, joista ei kuitenkaan ole piirretty erillistä kuvaa.

Termovaaka-ajojen tulkinta:

Koetuote 1 (liite 1):

Derivaattakäyrässä on 2-3 selvästi erottuvaan piikkiä. Rinnakkaisten koeajojen pääpiikit menevät hyvin yksiin. Sen sijaan koksin palamisessa erottuu toisella ajokerralla kolmas derivaattapiikki.

Koetuotteet 2 ja 3 (liitteet 2 ja 3):

Derivaattakäyrässä on 3 erottuvaa piikkiä. Rinnakkaiset toistavat hyvin.

Raskas polttoöljy, ERP (liite 4):

Derivaattakäyrässä on 3 selvästi erottuvaa piikkiä. Piikit enemmän erillään kuin koetuotteissa 1, 2 ja 3.

Näytteiden väliset erot tulevat paremmin esille, jos käyrät analysoidaan kuvissa erottuvien reaktioalueiden mukaan. Kaikki näytteet ovat käyneet läpi samanlaisen lämpötilahistorian: alkulämpötila 110 °C, lämmitysnopeus 30 °C/min ja loppulämpötila n. 800 °C. Reaktiokaasuna käytettiin ilmaa. Termogrammeista määritetyt reaktioalueet ja derivaatan maksimin (reaktion käännepiste) lämpötilat on esitetty alla taulukossa 3.

Taulukko 3: Termogrammeista määritetyt reaktioalueet ja reaktion käännepisteen lämpötila

Näyte	I reaktioalue*		II reaktioalue		III reaktioalue*	
	lämpötila-alue, °C	T_{kn}, °C	lämpötila-alue, °C	T_{kn}, °C	lämpötila-alue, °C	T_{kn}, °C
koetuote 1	200-456	362	456-540	518	540-643	562
koetuote 1, rinn.	185-444	365	444-528	509	528-623	537
koetuote 2	188-438	380	438-527	512	527-630	538
koetuote 2, rinn.	196-413	378	413-522	504	489-522	532
koetuote 3	146-362	288	362-479	452	479-637	565
koetuote 3, rinn.	154-359	293	359-488	466	488-632	589
ERP 100%	325-446	416	446-563	491	563-693	630
ERP 100%	326-443	413	443-555	504	555-676	620

* reaktioalueen alkamislämpötila määritetty derivaattakäyrästä = painonpudotusnopeus 1 %
** reaktioalueen loppulämpötila määritetty derivaattakäyrästä = painonpudotusnopeus 0.2 %
I reaktioalue = kevyimpien hiilivetyjen vapautuminen
II reaktioalue = raskaampien hiilivetyjen vapautuminen
III reaktioalue = jäännöskoksin palaminen

Kokeiden perusteella koetuote 3 sisältää matalimmalla syttyviä komponentteja, koska tällä I reaktioalueen lämpötila on selvästi matalampi kuin muilla näytteillä. Toisaalta reaktioalueen käännepiste on myös matalammassa lämpötilassa kuin muilla näytteillä. Raskas polttoöljy sisältää selvästi raskaampia komponentteja kuin koetuotteet 1, 2 ja 3. Sillä I reaktioalue alkaa n. 150 °C korkeammassa lämpötilassa kuin muilla näytteillä. Erilaisten komponenttein määrä voidaan selvittää tutkimalla kunkin reaktioalueen massanmuutoksia. Näin voitiin varmistaa näytteiden reaktiivisuuserot ja todeta ERP:n voimakkaampi koksinmuodostustaipumus (taulukko 4). Taulukkoon on termogrammeista määritetty reaktioalueiden painonpudotusnopeuden maksimi sekä jäljellä olevan massan määrä ko. pisteessä. Reaktioalueet vastaavat taulukossa 3 määritettyjä lämpötila-alueita.

Taulukko 4: Termogrammeista määritetty prosentuaalinen painonpudotus ja painonpudotusnopeus kunkin reaktioalueen käännepisteessä

Näyte	alku massa, g	I reaktioalue		II reaktioalue		III reaktioalue	
		massa jäljellä, %	maks. pudotus, %/min	massa jäljellä, %	maks. pudotus, %/min	massa jäljellä, %	maks. pudotus, %/min
koetuote 1	6.873	68.7	17.4	22.5	17.8	10.8	8.6
koetuote 1, rinn.	4.811	62.5	16.5	27.0	26.0	13.6	9.4
koetuote 2	6.834	69.1	12.5	21.6	29.9	11.8	5.4
koetuote 2, rinn.	5.253	68.5	12.4	22.7	25.1	11.1	5.4
koetuote 3	4.687	77.1	7.7	25.6	20.4	7.9	5.4
koetuote 3, rinn.	7.715	77.6	8.5	26.2	26.9	4.6	6.5
ERP 100%	7.416	86.9	10.2	64.8	19.7	20.1	18.5
ERP 100%	6.415	88.1	8.8	59.5	18.9	21.0	19.7

massa jäljellä, %: prosenttia alkumassasta
maks. pudotus, %/min: maksimi painonpudotus reaktioalueen käännepisteessä, reaktioalueet määritetty taulukossa 3

3.3 Kokeet öljypolttimella

Muoviöljyjen palamiskarakterisointi tutkimukset Oilonin öljypolttimella (200 kW) tehdään tämän vuoden (1996) aikana.

4 Jatkosuunnitelmat

Jatkossa kartoitetaan Rautaruukin masuunipolttoaineen vaatimustaso ja millä edellytyksillä muovia voisi käyttää polttoaineena. Lisäksi kartoitetaan tekijät, jotka vaikuttavat sekä teknisiin että taloudellisiin toteuttamismahdollisuuksiin. Laaditaan suunnitelmat tehdaskokeiden suorittamiseksi vuoden 1998 aikana tuotantomittakaavan koelaitteistolla Rautaruukki Oy Raahe Steel'in masuunilla. VTT Energia on hankkimassa tutkimuskäyttöön luokkaa 1000 kg/h kapasiteetin omaavan muovin nesteytyslaitteiston, jolla voitanee tuottaa muoviöljyseosta 2000 - 4000 kg/h. Laitteistoa on tarkoitus käyttää aluksi VTT Yhdyskuntatekniikan asfaltointitutkimuksissa muoviöljyn tuotantoon ja vuoden 1997 loppupuolella metsäteollisuuden erityisjätteen nesteytykseen voimalaitoskäyttöön. Vuoden 1998 aikana laitteisto olisi käytettävissä muovin injektoimiseksi masuuniin.

118 MASUUNIN SEINÄ-LÄMPÖTILOJEN TULKINTA JA OHJAUS

Institutionen för värmeteknik
Åbo Akademi
Biskopsgatan 8
FIN-20500 Åbo, Finland
puh. 02-2654311*
fax. 02-2654792

	1996
SULA 2 -rahoitus	255 000
Oma rahoitus	20 000
Terästeollisuus	60 000

Vastuullinen johtaja: Henrik Saxén
Tutkija: Abhay Bulsari

Tiivistelmä

Seinälämpötilat masuunissa heijastavat panoksen ja kaasun jakaumaa, kasvannaisten tilaa ja prosessin energiataloutta. Lämpötilajakauman älykkäällä tulkinnalla voidaan vetää johtopäätöksiä masuunin tilasta, jotka edesauttavat säätötoimenpiteiden valintaa. Tutkimuksessa kehitetään menetelmiä joilla seurataan seinien lämpötila-jakaumaa muiden mittauksien kanssa, varoitetaan muutoksista ja suositellaan mahdollisia ohjaustoimenpiteitä.

1 Taustaa

Masuuni on erittäin monimutkainen ja vaikeasti hallittava prosessi, joka kuluttaa suuria määriä koksia ja öljyä/hiilipölyä. Masuunin ohjauksessa käyttöinsinööri joutuu usein turvautumaan omaan kokemusperäiseen arvioonsa masuunin sisäisestä tilasta, joka perustuu useiden mittausten tasojen ja trendien havaintoon ja tulkintaan. Masuunin kihdin tai kuilun sondeista saadaan mahdollisesti informaatiota kaasun jakaumasta, mutta korkealämpötila-alueelta ei yleensä ole suoria mittauksia. Alakuilusta, kuvusta ja rastista ovat ainoat mittaukset seinien lämpökuormat, lämpötilat ja kaasun paine seinällä yksittäisissä pisteissä.

Seiniltä saaduilla tiedoilla voidaan mm. päätellä mikäli kasvannaisia (skollaa) muodostuu tai irtoaa. Jos skollamäärät kasvavat suuriksi voi uunin toiminta, esim. panospedin vajoaminen, pahastikin häiriintyä, johtaen koksinkulutuksen kasvuun ja myös epätasaiseen raakarauta-analyysiin. Skollan irtoaminen häiritsee masuunin alaosan tilaa hetkellisesti, ja heijastuu raakaraudan lämpötilaan ja koostumukseen. Suuren skollan irtoaminen saattaa jäähdyttää pesää niin huomattavasti että seuraus on kylmäkäynti ja (usean päivän) seisokki.

Seinien lämpötilojen seuranta ja ohjaaminen on tärkeä myös masuunin elinikää ajatellen, koska liiallinen kuluminen johtaa lyhentyneeseen kampanjaan. Nykyaikaisilla masuuneilla mitataan tämän takia seinien lämpötilat, jäähdytysveden määrät ja lämpötilat lukuisissa pisteissä. Lisäksi seinillä on yleensä paineantureita, joiden avulla kaasun painehäviöitä voidaan analysoida. (Vuoden 1995 kesänä sekä Fundia Wiren että Rautaruukki Steelin masuunien peruskorjausten yhteydessä lisättiin yllä mainittuja mittauksia.) Seinien jäähdytyksen ohjauksella pyritään mm. ylläpitämään tiettyä skollapaksuutta (jäähdytys)staveillä liiallisten jäähdytyshäviöiden estämiseksi ja jäähdytysjärjestelmän säästämiseksi vaurioilta. Jäähdytyksen hallinta uusilla järjestelmillä on kuitenkin osoittautunut hankalaksi, lähinnä järjestelmien tehokkuudesta johtuen.

2 Tutkimuksen aihe

Tutkimuksessa kehitetään malleja masuunin seinämien lämpötilojen ja -kuormien reaaliaikaiseen tulkitsemiseen. Vaikka miltei jokaisella terästehtaalla on oma järjestelmänsä lämpökuormien seurantaa varten (Karilainen, 1994; Raipala, 1994; Inkala et al., 1994), käytössä olevat menetelmät perustuvat usein pelkästään muuttujien trendien ja vaihtelujen tulkintaan, eivät ole adaptiivisia eivätkä yhdistä tietoja eri alueilta ja ajanjaksoilta riittävän hyvin.

Tässä tutkimusprojektissa kehitteillä olevilla malleilla pyritään hyödyntämään lämpötila- ja lämpökuormatietoa huomattavasti tehokkaammin kuin on tähän asti tehty. Tavoitteena on 1) kuvata ja tulkita uunin sisäistä tilaa, ja 2) kehittää malleja ja menetelmiä joilla havaitaan missä skollaa kasvaa ja mistä se tulee irtoamaan. Lisäksi mallit arvioivat ongelmien laajuutta, esim. muodostuneen/irronneen skollan määrää; tämä on tärkeä ohjaustoimenpiteiden mitoittamiseksi ja kohdistamiseksi oikein.

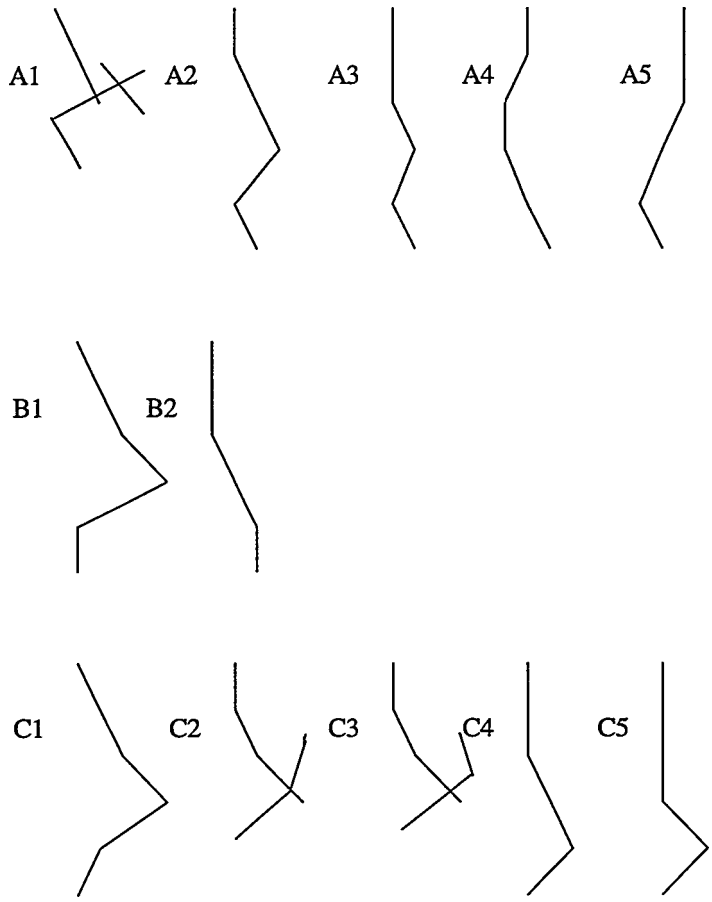
Mallintamisessa käytetään mm. panospedin vajoamisen tasaisuutta, kaasun jakaumaa, alkali- ja sinkkitaseita, seinien lämpötiloja ja lämpökuormia, painehäviöitä ja raakaraudan analyysia (Saxén 1994) skollan (kasvamisen tai irtoamisen) indikaattoreina. Lämpötilojen ja -kuormien seurannassa huomioidaan ongelman spatio-temporaalista luonnetta. Malleille annetaan adaptiivisia ominaisuuksia jotta ne voisivat reaaliajassa mukautua masuunin muuttuvaan tilaan. Työn loppuvaiheilla mallit viritetään Rautaruukin ja Fundian masuuneille. Tutkimuksessa pyritään myös hyödyntämään seinien mittauksia koheesiovyöhykkeen juuren paikallistamiseksi (Burgess et al., 1982; Gudenau ja Kreibich, 1982).

3 Tulokset

Projektissa on tähän asti analysoitu Rautaruukki Raahe Steelin masuuni 1:n seinälämpötilamittauksia korkealämpötila-alueelta (alakuilu-rasti). Alustava analyysi on tehty n. 250 päivän päiväkeskiarvoilla masuunin kampanjan alusta (syyskuu 1995 - huhtikuu 1996). Jottei ulottuvuus kasvaisi suureksi, on masuunin kuudella eri korkeustasolla seinän kuuman pinnan läheisyydessä oleville termoelementeille laskettu lämpötilakeskiarvot. (Jokaisella tasolla on n. 10 mittauspistettä kahdella syvyydellä muurauksessa, ja lisäksi jäähdytysstavien pinnassa.) Jokaista päivää kohti saadaan kuudesta lämpötilasta koostuva havaintovektori jota luokitellaan. Työssä on tähän asti tutkittu kahta vaihtoehtoista menetelmää: Luokittelu feed-forward-neuroverkolla ja Kohosen piirrekartalla.

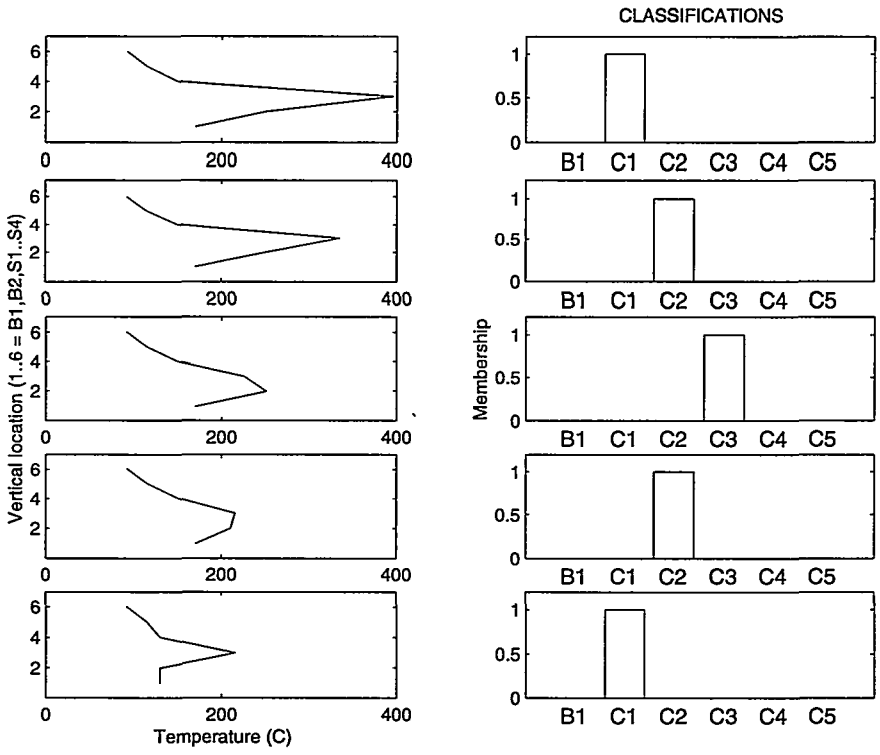
3.1 Luokittelu feedforward-verkolla

Visuaalisen tarkastelun perusteella on todettu tarvittavan ainakin 10 luokkaa kuvatakseen masuuniseinien tyypillisiä lämpötilajakaumia. Alla on esitetty ehdotus, jossa profiilit luokitellaan 12 luokkaan. Luokille on annettu mielivaltaiset nimet (esim A1, C2), joihin viitataan tulevilla sivuilla. Luokittelussa huomioidaan mm. korkeimman lämpötilan sijainti, mikäli ensimmäiset lämpötilat ovat korkeat, kuilun lämpötilojen nousua tai laskua, jne. Samantapaista lähestymistapaa on mm. käytetty Japanin terästeollisuudessa (Hirata et al., 1990), ja hyviä luokittelutuloksia on raportoitu.



Kuva 1 Seinälämpötilojen 12 luokkaa

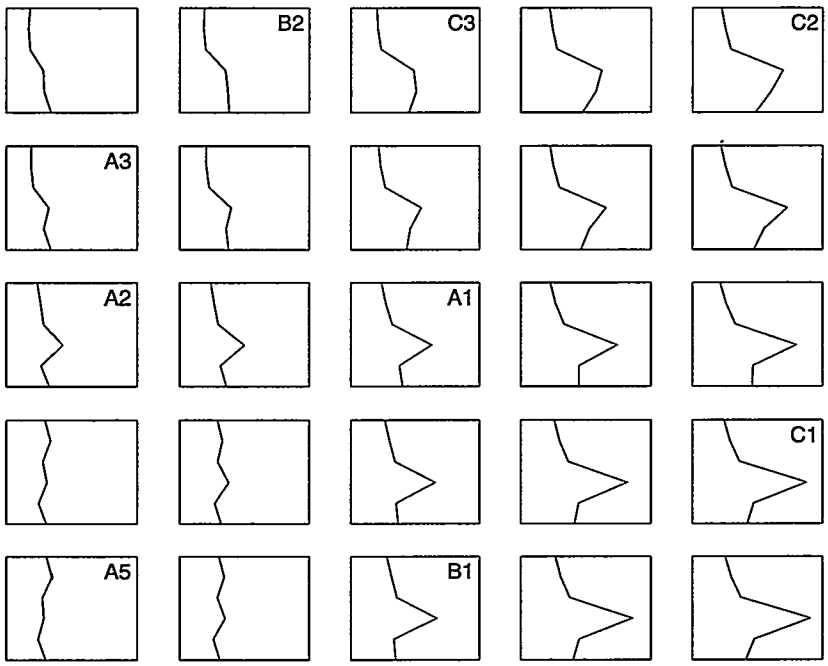
Alustavien kokeilujen perusteella on todettu että feedforward-verkko pystyy oppimaan "käsin" tehdyt luokittelut; verkot pystyvät erottamaan miltei kaikki tietokannassa olevat profiilit toivotulla tavalla ja suurella tarkkuudella. Ainoat virheet esiintyvät profiileilla, joiden manuaalinen luokittelu osoittautui epäjohdonmukaisesti tehdyiksi tai jotka edustivat rajatapauksia (kahden luokan välimaastosta). Alla on esitetty muutaman (kuvitteellisen) profiilin luokittelu verkolla. Vaikkakin tulokset ovat rohkaisevia, on luokittelun ongelmana vielä havaintojen puute; 250 profiilia ei ole tarpeeksi suuri määrä varsinkaan luokittelurajojen määrittämiseksi.



Kuva 2 Kuvitteellisten seinälämpötilojen luokittelu feedforward-verkolla

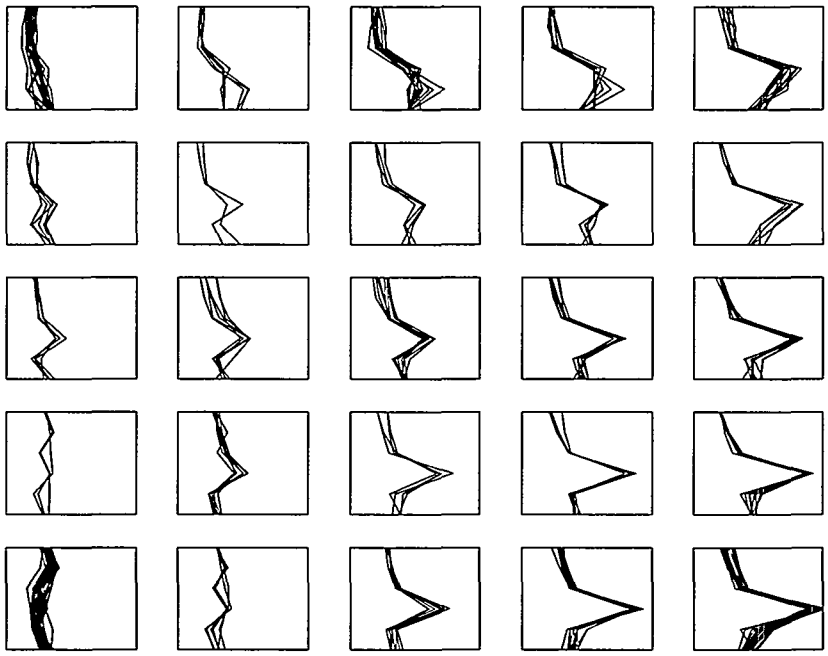
3.2 Luokittelu Kohosen itseorganisoituvalla piirrekartalla

Toinen vaihtoehtoinen lähestymistapa on profiilien luokittelu Kohosen itseorganisoituvalla piirrekartalla (Kohonen 1989), joka käyttää valvomatonta opetusta. Seinälämpötilojen luokittelu piirrekartan avulla on myös raportoitu muualla (Otsuka et al., 1992). Kaksiulotteisen 5×5-kartan neuronien painovektorit on esitetty kuvassa 3. Verkon luokittelu muistuttaa kuvan 1 tuloksia, joskin eroja löytyy: Kuvaan on kirjoitettu joidenkin luokkien nimet, josta käy ilmi että "normaalit" profiili (jotka vastaavat suhteellisen korkeata tuotantoa ja alhaista koksinkulutusta) löytyvät keskustasta tai oikeasta alareunasta (A1,B1,C1), kun taas ongelmalliset tapaukset (A5,B2) esiintyvät vasemmassa ylä- tai alakulmassa.



Kuva 3 Kohosen 5×5-kartan neuronien painovektorit

Kuvassa 4 on esitetty havaintojen (lämpötilavektorien) luokittelu. Kampanjan alkukuukausina oikean laidan profiilit dominoivat, mutta kauden loppua kohti uunin skollamäärät kasvoivat niin suuriksi että lämpötilajakaumasta tuli tasainen (vasen laita).



Kuva 4 Lämpötilahavaintojen luokittelu Kohosen verkolla.

4 Jatkosuunnitelmat

Jatkotyössä tullaan käyttämään suurempaa datamäärää (n. vuoden pituista jaksoa); tarvittaessa voidaan luokittelijalle jopa "valmistaa" fiktiivisiä lisäprofiileja. Parhaillaan tutkitaan miten luokittelulla saataisiin lisätietoa masuunin tilasta. Mm. on pyritty korreloimaan luokittelun tuloksia muihin (esim. dangosondin) mittauksiin sekä masuunin toimintaa kuvaaviin suureisiin. Ongelmana on tällöin että sisäistä tilaa kuvaavat suureet, kuten koksinkulutus, ominaistuotanto, jne., ovat vaikeasti laskettavissa lyhyelle aikavälille (päivälle), ja että suureiden arvot saattavat myös määräytyä prosessin ulkoisista rajoituksista. Tutkimuksessa tullaan myös kehittämään malleja, jotka älykkäällä tavalla tulkitsevat seinälämpötilojen lyhyen aikavälin muutokset sekä sijainnin että ajan suhteen (Matsuda et al., 1989; Kominami et al., 1991). Skollan muodostumista valvotaan myös alkalitaseiden, panoksen vajoamisen ja kaasujakauman seurannalla.

5 Yhteistyö

Tutkimustyö suoritetaan yhteistyössä suomalaisen terästeollisuuden kanssa. Mahdollisuuksien mukaan työ tullaan kytkemään eurooppalaiseen tutkimustoimintaan. Hyvä yhteistyöpartneri voisi olla C.R.M., Belgia, missä on kehitetty järjestelmä kylmäkäynnin ennalta ehkäisyyn (Ponghis et al, 1989) ja seinälämpötilojen tulkintaan.

Viitteet

Burgess, J.M., M.J. McCarthy, D.R. Jenkins, W.V. Pinczewski and W.B.U. Tanzil, (1982) "Gas Distribution and Hearth Liquid Drainage Models for the Analysis of the Ironmaking Blast Furnace", Proc. *3rd Process Technology Conf.*, Pittsburgh, PA, AIME.

Gudenau, H.W. and K. Kreibich, (1982) "On the Cohesive Zone Phenomena in the Blast Furnace", *Scand. J. Metal.* **11,** pp. 107-114.

Hirata, T., K. Yamamura, S. Morimoto and H. Takada, (1990) "Blast furnace operation system using neural networks and knowledge base", Proceedings of the *Sixth International Iron and Steel Congress*, Nagoya, Japan, pp. 23-27, ISIJ.

Inkala, P., A. Karppinen and M. Seppänen, (1994) "Experiences of the use of computer systems in blast furnace operation control at Rautaruukki", *AISE Conference*, Cleveland, OH, September,1994.

Karilainen, L. (1994) "Ett kunskapsbaserat övervakningssystem för masugn", Licentiatarbete, Åbo Akademi.

Kohonen, T., (1989) *Self-Organization and Associative Memory,* 3rd ed., Springer-Verlag, Berlin.

Kominami, H., N. Kamada, T. Tanaka, S. Naitoh, C. Hamaguchi, and H. Endoh, (1991) "Neural Network System for Breakout Prediction in Continuous Casting Process", *Nippon Steel Technical Report* **49**, pp. 34-38.

Matsuda, K., Nagai, N., Konishi, M., Kadoguchi, K. and Yabata, T., (1989) "Forecasting System for Decreasing Heat Levels in Blast Furnace", *Kobelco Technology Review* **5**, pp. 1-4.

Otsuka, Y., K. Matsuda and K. Hanaoka, (1992) "Application of Neural Network Systems to Pattern Recognition of Blast Furnace Operation Data", *Kobelco Technology Review* 15 (October 1992) 12-16.

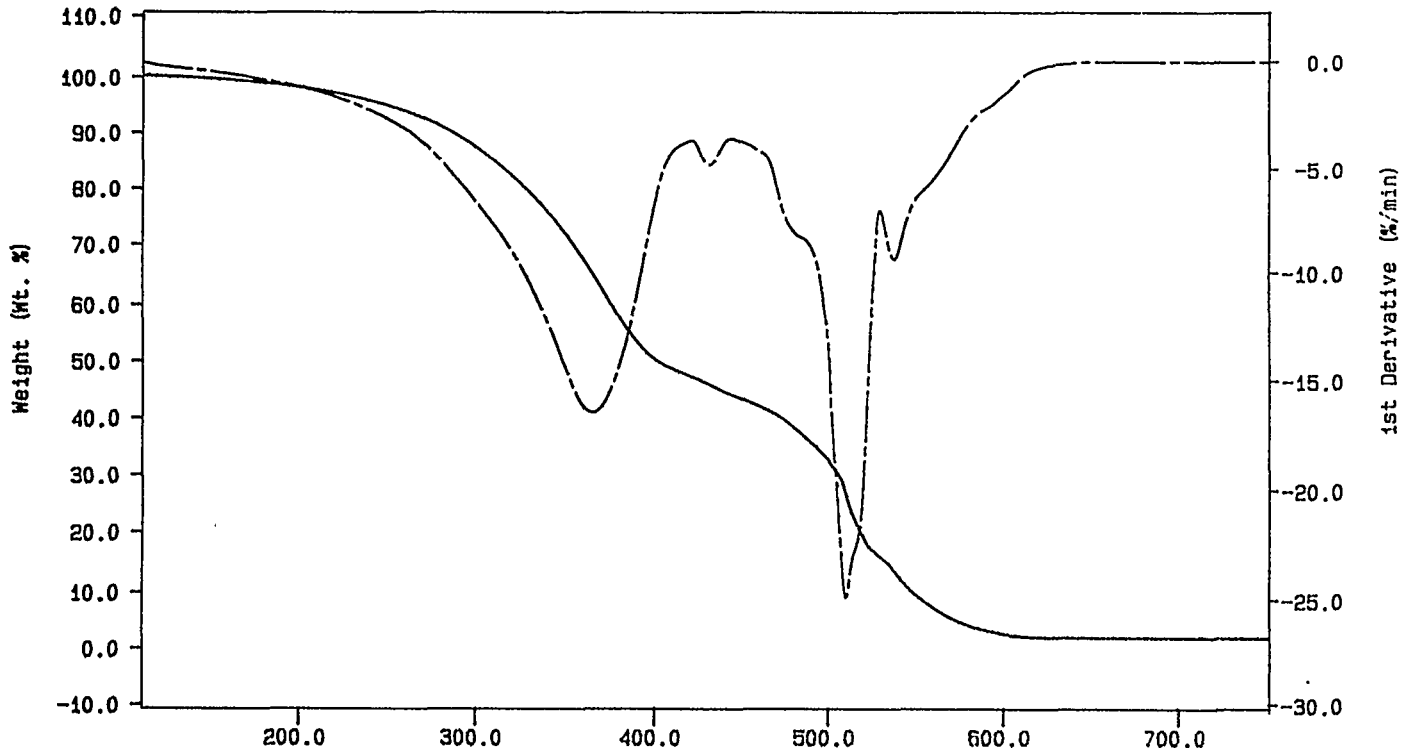
Ponghis, N., G. Danloy, H.P. Voll and R. Vidal, (1989) "Acces: a model for improved blast furnace control", *Steel Technology International*, pp. 81-84.

Raipala, K., (1994) "Masuunin prosessihäiriöiden ennalta ehkäisy", Lisensiaatintyö, Teknillinen korkeakoulu, Helsinki.

Saxén, H., (1994) "Short-term prediction of silicon content in pig iron", *Canadian Metallurgical Quarterly* **33**, pp. 319-326.

TGA File Name: ktu12
Sample Weight: 4.811 mg
Wed Oct 23 09:29:48 1996
Koetuote 1

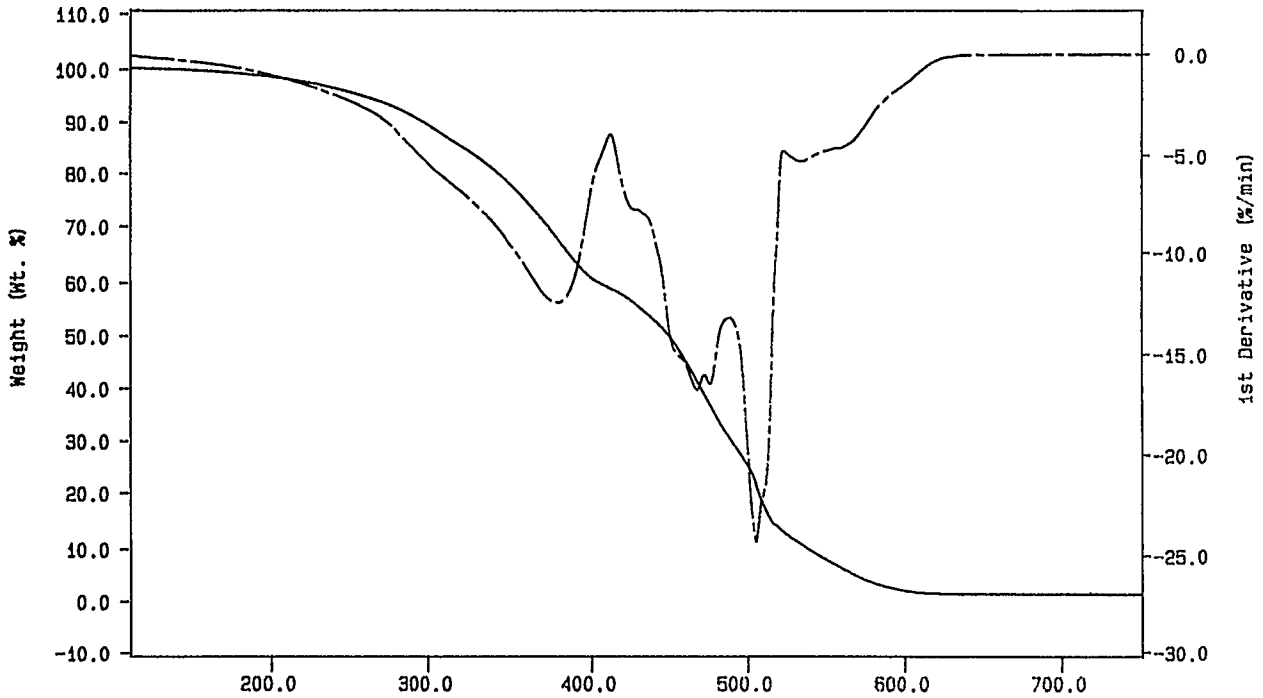
PERKIN-ELMER
7 Series Thermal Analysis System



reaktiokaasuna ilma, 1.3 bar
TEMP 1: 120.0 C TIME 1: 0.0 min RATE 1: 30.0 C/min
TEMP 2: 800.0 C

TGA File Name: ktu22
Sample Weight: 5.253 mg
Wed Oct 23 10:44:47 1996
Koetuote 2

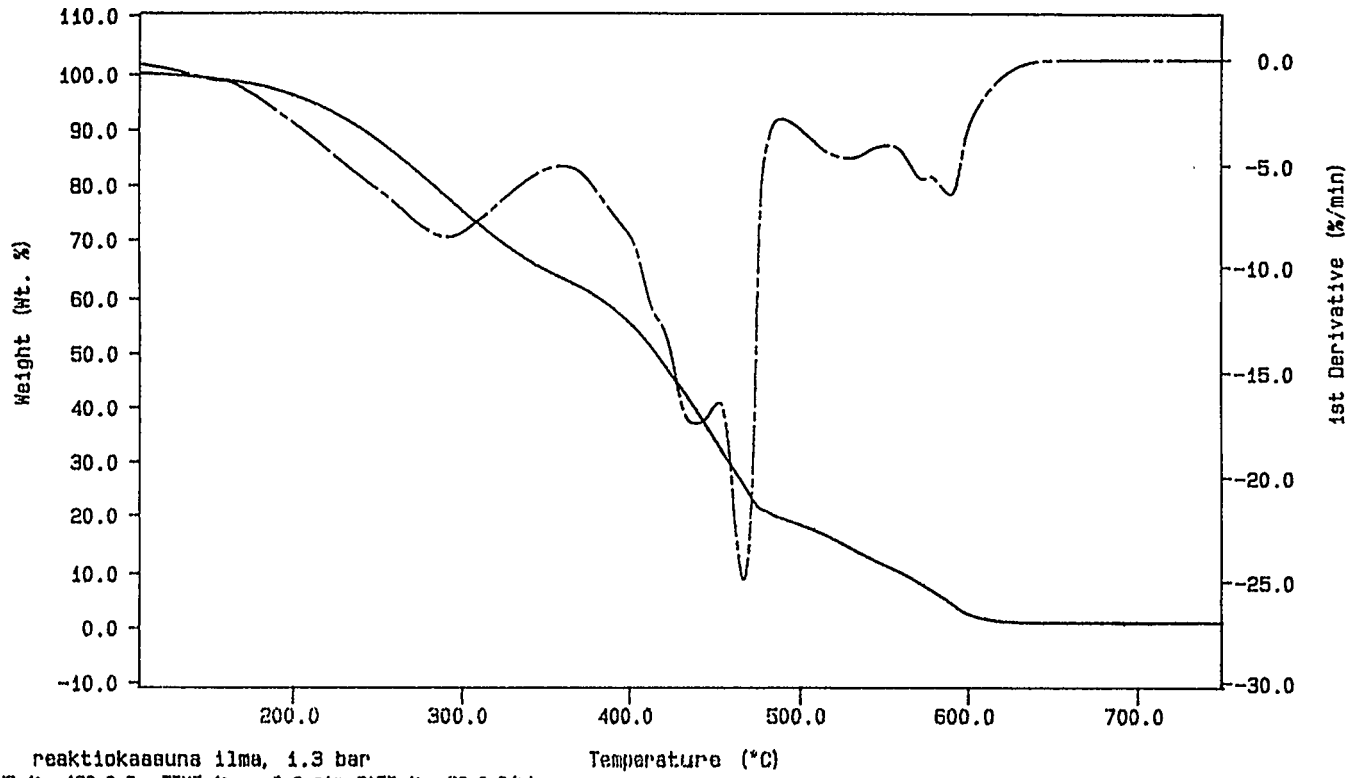
PERKIN-ELMER
7 Series Thermal Analysis System



reaktiokaasuna ilma, 1.3 bar
TEMP 1: 120.0 C TIME 1: 0.0 min RATE 1: 30.0 C/min
TEMP 2: 800.0 C

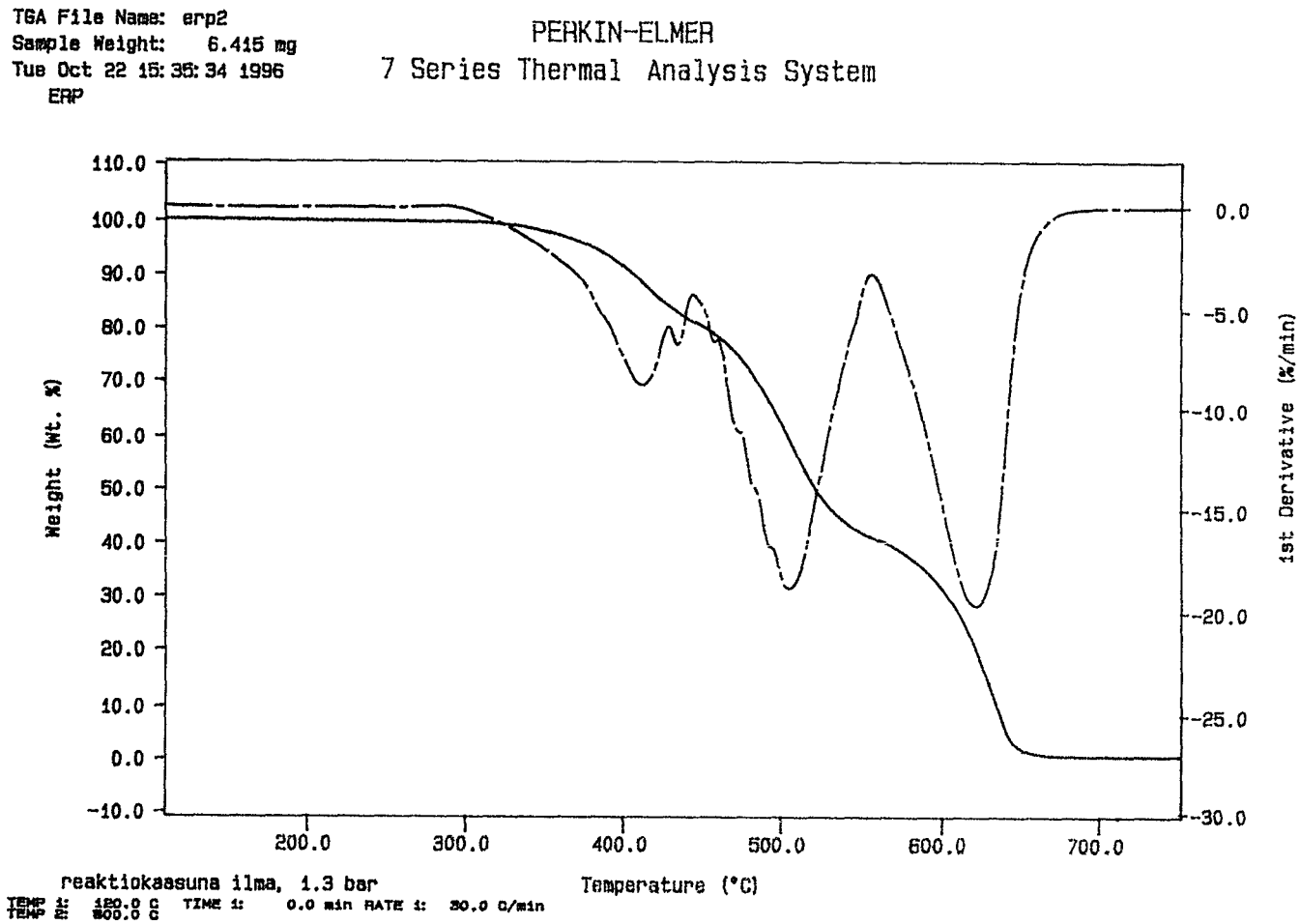
TGA File Name: ktu32
Sample Weight: 7.715 mg
Tue Oct 22 14:56:33 1996
Koetuote 3

PERKIN-ELMER
7 Series Thermal Analysis System



reaktiokaasuna ilma, 1.3 bar
TEMP 1: 120.0 C TIME 1: 0.0 min RATE 1: 30.0 C/min
TEMP 2: 800.0 C

LIITE 3


TGA File Name: erp2
Sample Weight: 6.415 mg
Tue Oct 22 15:35:34 1996
ERP
PERKIN-ELMER
7 Series Thermal Analysis System
Weight (Wt. %)
110.0
100.0
90.0
80.0
70.0
60.0
50.0
40.0
30.0
20.0
10.0
0.0
-10.0
1st Derivative (%/min)
0.0
-5.0
-10.0
-15.0
-20.0
-25.0
-30.0
200.0
300.0
400.0
500.0
600.0
700.0
Temperature (°C)
reaktiokaasuna ilma, 1.3 bar
TEMP 1: 120.0 C TIME 1: 0.0 min RATE 1: 30.0 C/min
TEMP 2: 800.0 C

LIITE 4

119 MODELLING AND PREDICTION OF PIG IRON VARIABLES IN THE BLAST FURNACE

Institutionen för värmeteknik
Åbo Akademi
Biskopsgatan 8
FIN-20500 Åbo, Finland
puh. 02-2654311*
fax. 02-2654792

	1996
Suomen Akatemia	200 600
Oma rahoitus	20 000

Vastuullinen johtaja: Henrik Saxén
Tutkijat: Mika Laaksonen, Matias Waller

1 Background and goals

The blast furnace, where pig iron for steelmaking is produced, is an extremely complicated process, with heat and mass transfer and chemical reactions between several phases. Very few direct measurements on the internal state are available in the operation of the process.

A main problem in on-line analysis and modelling is that the state of the furnace may undergo spontaneous changes, which alter the dynamic behaviour of the process. Moreover, large internal disturbances frequently occur, which affect the product quality.

The work in this research project focuses on a central problem in the control of the blast furnace process, i.e., short-term prediction of pig iron variables. The problem is of considerable importance for fuel economy, product quality, and for an optimal decision making in integrated steel plants. The operation of the blast furnace aims at producing a product (hot metal) with variables maintained on a stable level (close to

their setpoints) without waste of expensive fuel (metallurgical coke). The hot metal temperature and composition affect the downstream (steelmaking) processes, so fluctuations in the pig iron quality must be "corrected" in the steel plant.

The goal is to develop a system which predicts the evolution of the hot metal variables (temperature, chemical composition) during the next few taps, and that can be used for decision-making in the operation of the blast furnace. Because of the complicated behaviour of the process, it is considered important to include both deterministic and stochastic components in the modelling: Mathematical models, which on the basis of measurements describe the physical state of the process, and statistical (black-box) models will be combined in the system. Moreover, different models will be applied in different domains in order to capture *structural* changes in the dynamics of the process. The issue of automatic model selection is deemed very important for the success of the predictions, and has not, to the best of our knowledge, been reported on such problems in the field of ironmaking.

2 Key issues

Short-term prediction of pig iron variables is a multivariable time-series problem, which, because of the characteristics of the process in question, exhibits special features:

1. The furnace has several different points of operation.
2. The residence time of the materials in the process vary from 5-10 s for the gas phase to 5-10 h for the condensed phases.
3. The variables to be predicted (hot metal temperature and composition) are measured irregularly, and typically only about 10-12 times a day (in medium-sized blast furnaces operated with a single taphole)
4. All measurement variables may be corrupted by noise, and gross errors also occur (Uusi-Honko et al. 1989).
5. The process in characterised by nonlinear dynamics.

A central issue in the research project is to utilise information from different available measurements, combined with results from mathematical models, to yield an appropriate set of *indicators* to be used in the prediction. The indicators will be

selected carefully, and among variables that are of physical significance to the operation of the furnace. This is considered extremely important in order to avoid problems frequently encountered in models for time-series analysis based on direct process measurements or slightly pre-processed data (Pandit et al. 1975, Nayeb Hashemi et al. 1977, Phadke & Wu 1974, Chang et al. 1986, Uusi-Honko 1988, Gustafsson 1992, Östermark & Saxén 1995), which typically perform well for certain periods of operation, but may produce very poor results when applied to data from other periods.

Another important issue is how to utilise measurement data with different sampling frequency. Top gas variables, for instance, provide practically instantaneous information about the process, while for the hot metal only one or a few values are obtained for each tap. Therefore, the model to be developed must be able to fuse information in a sensible way, considering the short-term dynamics of the process.

The fact that the process in question undergoes both smaller ("parametric") and larger ("structural") changes is well-known. One reason for this is that changes in the gas and burden distribution affect the dynamic behaviour (time lags and time constants). Also, the available *fuel reserve* in the furnace plays an important role. Therefore, is not considered appropriate to develop a single prediction model. Instead, one should make use of a set of different models to solve the problem. A method for automatic model selection will be included in the system, where the most appropriate model for the domain in question is updated and used in the predictions. Since there are very few guidelines that could be used a priori to make the choice between the models, methods for model selection based on cluster analysis (Duda & Hart 1973) or resembling techniques will be studied.

3 The Project Plan

The work has started with a review of the variables that are available and considered important to characterise the state of the furnace, in order to find a set of important measurements and indicators (heat level and permeability indices, etc.). The importance of using quantities provided by mathematical models is stressed. For example, quantification of the radial distribution of the gas (Bulsari and Saxén 1995, Saxén 1996) and the "activity" of accretions on the wall will be required.

Structural changes in the furnace make the modelling difficult, and these problems must not be tackled simply by adaptive estimation of parameters: Instead, several alternative models will be used. By automatic model selection, it is possible to augment the "knowledge" of the system without loss of old (significant) information. This is estimated to be extremely helpful, since it is likely that there is a finite set of states which recur in the operation (e.g., operation under a low or a high "coke reserve", different (central/peripheral) gas distribution profiles, etc.). In order to tackle the problem, process data from different periods of operation, and from several different (Nordic) furnaces will be used. Also, transitions after control actions or major disturbances (e.g., large slips) will be studied. Important prerequisites for a successful modelling are that process data for long time periods be available, and that an appropriate set of indicators is used to characterise the state of the furnace. The problem of how to fuse information which is available with different sampling frequencies (Parzen 1983), such as gas variables, charging data, and tap variables, has, thus far, been tackled by referring the infrequently observed variables to the closest 15-min label. In the future work, a further step towards a realistic treatment of the time concept will be taken by introducing a simplified model of furnace hearth dynamics (Saxén 1994). Alternatives to using the time domain in the modelling will also be studied.

Finally, the need for nonlinearities in the models will also be investigated (Tong 1990, Bulsari et al. 1991, Guangqing et al. 1996), since the process is known to exhibit complicated dynamic behaviour.

4 Preliminary Results

The problem has been tackled by first clarifying the potential of using linear models for the prediction task. In the preliminary analysis carried out (Laaksonen 1996), the evolution of the pig iron silicon content was studied, using data from Rautaruukki Raahe Steel, Finland. This infrequently observed variable was linearised between the observations (taps) in order to obtain values for all variables every 15th minute.

After this measure, all variables were filtered causally to yield a smooth description of the transitions of the process. By correlation analysis it was found that the most important input variables were indices of the thermal level of the process, permeability indices, the gas utilisation degree and the heat loss. Different model complexities and structures, as well as different sets of input variables were tested.

In summary, it was found that a simple ARX model with recursive parameter estimation gave satisfactory predictions. Figure 1 illustrates some results by the model applied on an independent test period, where the model after each tap predicts the trajectory of the silicon content till the time of the next tap. Despite the presence of completely erroneous predictions, the model is, in general, successful in predicting the trends. Figure 2 illustrates the evolution of some of the model parameters during a longer (400-tap) period. In cases where extreme observations (of the inputs or outputs) enter, the model parameters exhibit larger changes.

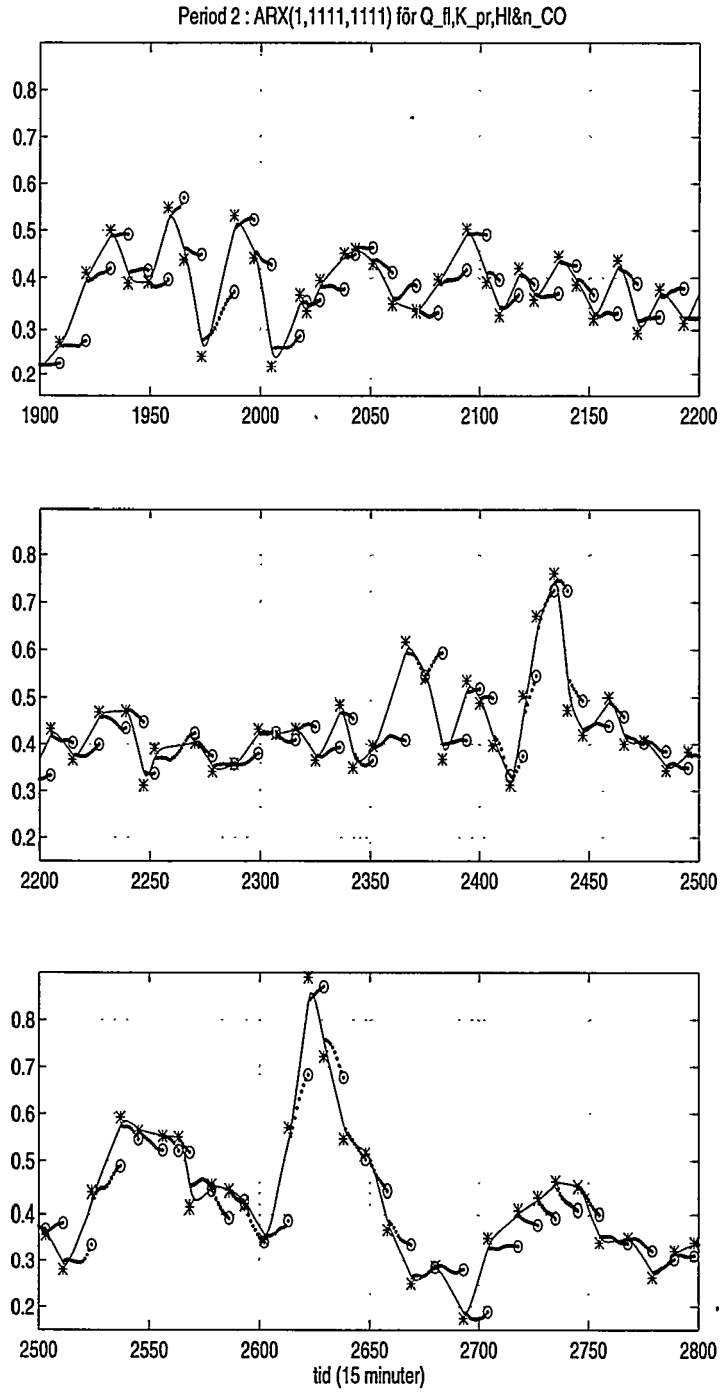


Fig 1 Predictions of the Si content by an ARX model for a period of approximately 10 days.

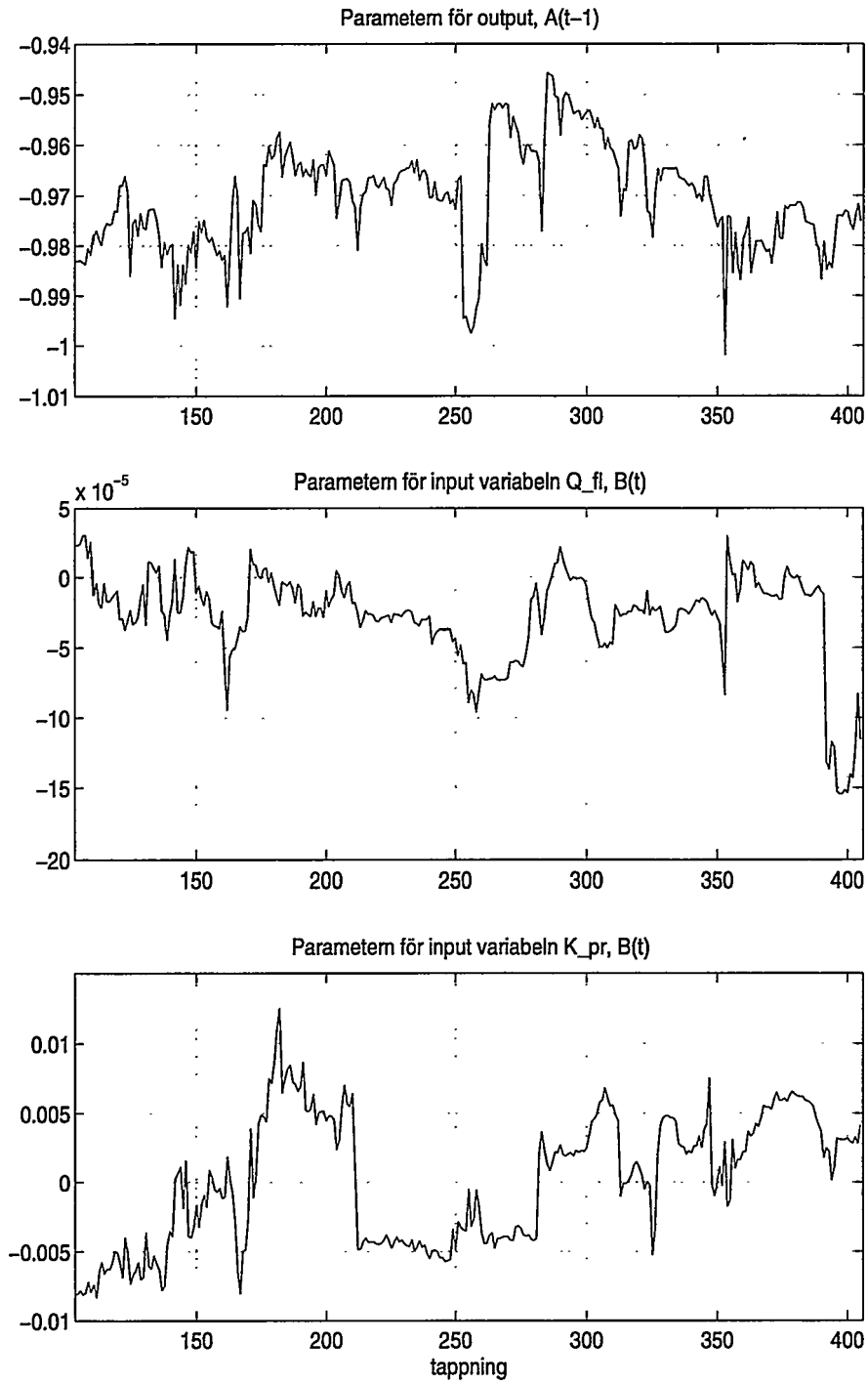


Fig 2 Evolution of some of the model parameters during the period studied

References

Bulsari, A.B. and H. Saxén, (1995) "Classification of Blast Furnace Probe Temperatures Using Neural Networks", *Steel Research* **66**, pp. 231-236

Bulsari, A.B, H. Saxén and B. Saxén, (1991) "Time-series prediction of silicon in pig iron using neural networks", Proceedings of the *9th International Symposium on Applied Informatics*, Innsbruck, pp. 117-120.

Chang, T.N., M.W. Wu and J.C. Chiou (1986) "Blast Furnace System Identification by Maximum Likelihood Method", Proceedings of *IFAC Automation in Mining, Mineral and Metal Processing*, Tokyo, pp. 229-234.

Duda, R. and P. Hart, (1973) *Pattern Classification and Scene Analysis*, John Wiley & Sons, New York.

Guangqing, Z., M. Jitang and B. Björkman, (1996) "A neural network model for predicting the silicon content of the hot metal at No. 2 blast furnace of SSAB Luleå", Proceedings of the *55th Ironmaking Conference*, Pittsburgh, pp. 211-221.

Gustafsson, T., (1992) *An investigation of time-series models of tap variables in the blast furnace* (*En undersökning av några tidsseriemodeller för tappdata från en masugn*), M.Sc. Thesis (in Swedish), Heat Eng. Lab., Åbo Akademi University, Finland.

Laaksonen, M., (1996) *Modelling and short-term prediction of pig iron variables in the blast furnace* (*Modellering och korttidsprediktering av råjärnsvariabler i masugn*), M.Sc. Thesis (in Swedish), Heat Eng. Lab., Åbo Akademi University, Finland.

Nayeb Hashemi, A.A., J.A. Clum and S.M. Wu, (1977) "Blast furnace modeling and control by the DDS method", Proceedings of the *36th Ironmaking Conference*, Pittsburgh, pp. 283-297.

Pandit, S.M., J.A. Clum and S.M. Wu, (1975) "Modeling, prediction and control of blast furnace operation from observed data by multivariate time series", Proceedings of the *34th Ironmaking Conference*, Toronto, pp. 403-416.

Parzen, E. (Ed.), (1983) *Time Series Analysis of Irregularly Observed Data, Lecture Notes in Statistics* **25**, Springer-Verlag, Berlin.

Phadke, M.S. and S.M. Wu, (1974) "Identification of Multiinput-Multioutput Transfer Function and Noise Model of a Blast Furnace from Closed-Loop Data", *IEEE Trans. on Automatic Control* **AC-19**, pp. 944-951.

Saxén, H., (1994) "Short-term prediction of silicon content in pig iron", *Canadian Metallurgical Quarterly* **33**, pp. 319-326.

Saxén, H., (1996) "Interpretation of probe temperatures in the blast furnace using polynomial approximations", *Steel Research* **67**, pp. 73-78

Tong, H., (1990) *Non-linear Time Series*, Oxford University Press, London.

Uusi-Honko, H., (1988) "Prediction of hot metal silicon in blast furnace by multivariate time series modelling", Technical report 88-90-A, Process Design Lab. Åbo Akademi University, Finland.

Uusi-Honko H., H. Saxén and T. Westerlund, (1989) "Reconciliation of Measurement Data from the Blast Furnace Process", Report 89-106-A, Process Design Lab., Åbo Akademi University, Finland.

Östermark, R. and H. Saxén, (1996) "VARMAX-modeling of Blast Furnace Process Variables", *European Journal of Operational Research* **89,** pp. 85-101.

S 105 SUURTEN ÖLJYMÄÄRIEN INJEKTOINTI MASUUNIIN

Rautaruukki Oy
Raahe Steel
PL 93
92101 RAAHE

Puhelin: (08) 84911
Telekopio: (08) 849 3101

Vastuullinen johtaja: Kyösti Heinänen, Rautaruukki Oy
Tutkijat: Reijo Karvinen, TTKK
Reima Mäkiranta, TTKK
Juha Hakala, TKK
Tuomas Paloposki, TKK
Lawrence Hooey, Rautaruukki Oy

	1994	1995	1996
SULA 2 -rahoitus	210.000 mk	430.000 mk	360.000 mk (arvio)
Oma rahoitus	420.000 mk	860.000 mk	720.000 mk (arvio)
Muu rahoitus	- -	-	-

TIIVISTELMÄ

Hankkeessa on tutkittu öljyinjektion määrän lisäämismahdollisuuksia usealla eri tavalla. TKK:lla Otaniemessä on pienoismallikokeilla selvitetty öljyn pisaroitumiseen ja pisarakokojakaumaan vaikuttavia tekijöitä. TTKK:lla on mallinnettu matemaattisesti racewayn virtauksia ja öljyn palamista. Raahe Steelin tutkimus-keskuksessa on kehitetty uusia testimenetelmiä ja panosmateriaalien laatua vastaamaan korkean öljyinjektion aiheuttamien muutosten vaatimuksiin. Vuoden 1996 huhtikuun lopulla Raahe Steelin masuuni 1:llä saavutettiin öljyinjektiossa kaksoislanssimenetelmällä taso 115 kg/t raakarautaa, mutta voimakkaan noen muodostuksen johdosta tätä tasoa ei pystytty pitämään.

105 A MASUUNIN RACEWAYN TURBULENTIN PALAMISEN MALLINTAMINEN

* Originally this report has been published almost in a similar form in Finnish-Swedish Flame Days 3.-4.9.96 in Naantali. Name was 'Replacement of coke with residual fuel oil in blast furnace'

Tampereen teknillinen korkeakoulu
Energia- ja prosessitekniikan laitos
PL 589
33101 Tampere

puh: (03) 365 2204
fax: (03) 365 2034

Vastuullinen johtaja: prof. Reijo Karvinen
Tutkija: Reima Mäkiranta

	1994	1995	1996
SULA 2-rahoitus	150.000 mk		
Rautaruukki oy		x mk	x mk

Abstract

The phenomena concerning coke-gas -suspension and simultaneous combustion of solid coke particles and residual fuel oil in a blast furnace raceway are modelled. The flow field of suspension is predicted by using the two fluid model, which is based on the Eulerian method, in the Phoenics code. The standard k-e -model of turbulence is used. Pyrolysis of oil droplets is calculated with the own coded subroutine, which is based on the Lagrangian approach. Gas phase reaction rate is assumed to be controlled by chemical kinetics. Radiative heat transfer is calculated by using the six-flux method. Heterogenous surface reactions are used for the coke particles.

Calculations without coke combustion show that that due to a poor mixing in the hot blast, pyrolysis gases of residual fuel oil have not time enough to react with oxygen. It

is obvious that if combustion of coke particles is taken into account, the oxygen content in the blast decreaces to such a level, that unburnt pyrolysis gases can flow out of the raceway causing problems. The distribution of coke void fraction has been succeeded to predict in the raceway domain. Coke particles fall from the upper part of the raceway to the hot blast forming locally high concentrations, which affect very strongly the oxygen distribution of the hot blast.

1 Introduction

Pig iron is mostly produced in blast furnaces. Also other prosesses have been tried and developed, but they will become in use later in the future. The operational principle of a traditional blast furnace is similar to a counterflow heat exhanger. Coke and ore pellets are fed from the top and an oxygen enriched hot blast is injected from the tuyere level. High velocity hot blast forms a cavity, so called raceway, in the front of each tuyere. Coke particles are conveyed around the raceway by the blast. Coke particles burn in the raceway and gases released rise to the top of the blast furnace and heat up the coke particles and ore pellets. Simultaneously carbon monoxide of the gas reduces ore pellets, which are melt to pig iron in the cohesion zone. Pig iron flows to the bottom of the blast furnace and it is drained out periodically. Fig 1. shows the main regions in the blast furnace.

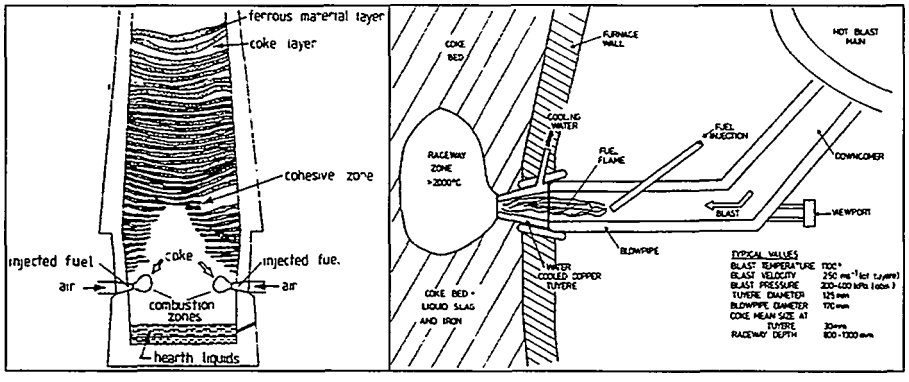


Fig 1. Main regions in the blast furnace *Fig 2. Scematic picture of oil injection system* */2/*

Metallurgical coke is a traditional fuel in the blast furnace. However, the coking is an expensive and air polluting process. There are significant environmental and economical reasons to minimize coke consumption in iron making. Various kinds of auxiliary fuels have been used in the blast furnaces such as oil, coal, natural gas, tar and different types of emulsions. They are injected through the tuyere into the raceway. Fig 2. shows a typical auxiliary fuel injection system.

Residual fuel oil formed in an oil refining process is a good alternative as auxiliary fuel, because it is considerably cheaper than coke and other possibilities to use it are limited. Actually it is a waste. It is almost at a solid state at the room temperature, but when preheated it needs a less complicated injection system than pulverised coal. High sulphur content of the residual fuel oil does not cause any environmental problems, because most of sulphur accumulates in to the blast furnace slag during the process.

Many articles have been published concerning the raceway phenomena. For example Kase et. al. (1980) have observed and analyced the movement of coke particles with an endoscope and a high speed camera. Hatano et. al. (1981) have used measured results from a small scale model to predict the geometry of a raceway. Burgess (1985) has published papers in which combustion phenomena in the raceway domain are dealt. The principles of coal injection are summarized in the paper of Hutny et. al. (1991).

A lot of research is made in the raceway region. Still there exist a number of problems when a great amount of residual fuel oil is injected into the raceway. The burning efficiency decreases when the amount of oil increased. Unburnt volatiles cause problems in an exhaust gas cleaning system and soot decreases the permeability in the blast furnace. In order to solve the problems above research has also been made in Finland. Hakala (1995) has studied the formation of oil droplets in the tuyere, Norström et. al. (1995) have modelled soot formation and Mäkiranta (1995) has modelled oil combustion in a raceway.

The aim of this study is to apply numerical modelling to the phenomena in the blast furnace raceway and to model the behaviour of gas-coke -suspension. The modelling predicts the coke distribution and the geometry of the raceway. Simultaneous combustion of coke particles and residual oil droplets are included in the model. The final goal is to reduce coke consumption and to solve oil injection problems when the amount of oil is increased by desingning a new type of the tuyere.

2 Modelling of raceway phenomena

Numerical modelling of phenomena in the blast furnace raceway is very difficult. Simultaneously we have to take into account three different phases: gas, coke and oil. In this work flow fields of gas and coke phases are calculated with the two fluid Eulerian method in the Phoenics code. The prediction of the raceway geometry is based on the interaction force between these two phases. Trajectories and pyrolysis of oil droplets are calculated with the Lagrangian method with the own made subroutine. Heterogenous surface reaction of coke particles is assumed, but gas phase reactions are assumed to be controlled by kemical kinetics.

2.1 Transport equations

The general form of transport equations is /1/

$$\frac{\partial}{\partial x_i}\left(\varepsilon_k \rho_k U_{j,k} \phi_k\right) = \frac{\partial}{\partial x_i}\left(\Gamma_{\phi,k} \varepsilon_k \frac{\partial \phi_k}{\partial x_i}\right) + \Sigma S_{\phi,k} \qquad (1)$$

where k means each phase taken into the account and ε_k is its volume fraction. In the study gas phase is a continuous phase and coke is a dispersed phase. ϕ_k stands for any dependent variable, namely three velocities for both phases and two turbulence quantities for the gas phase, i.e. turbulent kinetic energy and its dissipation rate and enthalpy and chemical contents. $\Gamma_{\phi,k}$ stands for the effective diffusion coefficient and $S_{\phi,k}$ is the source for the entity. Source terms include sources from oil droplets, interaction with other phases and chemical reactions.

The interaction force from the coke to the gas phase is calculated using the equation /4/

$$\bar{S}_{\bar{U}_g} = a\left(\bar{U}_c - \bar{U}_g\right) + b\left(\bar{U}_c - \bar{U}_g\right)\left|\bar{U}_c - \bar{U}_g\right| \qquad (2)$$

where the coefficients a and b are given as

$$a = 150\frac{\left(1-\varepsilon_g\right)^2}{\varepsilon_g^3}\frac{\mu_g}{d_p^2} \qquad b = 1.75\frac{\left(1-\varepsilon_g\right)}{\varepsilon_g^3}\frac{\rho_g}{d_p}$$

Hatano et. al. (1981) have observed from the cold model that the volume fraction of coke is inversely proportional to the kinetic energy of coke particles

$$\bar{\varepsilon}_c = \frac{k}{\rho_c^2\left|\bar{U}_c\right|^2} \qquad (3)$$

where the numerical value of the coefficient k is

$$k = 6\times10^4\,\frac{kg^2}{m^4 s^2}$$

The authors of the present paper have tested equation (3) and have found that it is impossible to use directly to a single control volume, because it leeds in errors of local mass flows of the coke phase. This problem is possible to avoid, if the equation is used only when calculating the mean volume fraction of the coke in the raceway as

$$\bar{\varepsilon}_c = \frac{1}{V}\int_V \frac{k}{\rho_c^2 \left|\vec{U}_c\right|} dV \qquad (4)$$

The amount of coke in a single control volume is possible to solve iteratively so that the difference between in- and outgoing coke mass flow rates approaches zero in every control volume.

When the local coke content approaches its maximum value, collisions of coke particles dramatically increase. Because of the nonlinearity of the system it is very difficult to predict exactly how these collisions affect to the flow field of solid phase. In this work coke is assumed to be an uncompressible fluid. Coke content reaches its maximum value by defining the so called 'coke pressure' pc. When the maximum volume fraction of coke is reached in a single control volume, the increases of coke pressure is proportional to the volumetric mass flow error. Coke pressure produces an extra source term in the momentum equations of coke

$$S_{\vec{U}_{j,c}} = -\frac{\partial p_c}{\partial x_j} \qquad (5)$$

Coke pressure is solved iteratively so that the difference between in- and outflowing coke mass flow rates approaches to zero in those control volumes where the amount of coke has reached its maximum value.

A very difficult phenomenon to predict exactly is the geometry of the enclosure, which is formed when the jet with a high velocity is injected into the bed of solid particles. There is a very limited amount of knowledge available in the literature. According to Hatano et. al. (1981) the interaction force in equation (2) is constant in the raceway boundary. The raceway region can be defined when

$$\left|\vec{S}_{\vec{U}_g}\right| > 1\times10^5 \frac{kg}{m^2 s^2} \qquad (6)$$

The numerical value above is based on the measurements in the cold model and the calculation in a two dimensional model. Outside the raceway following assumptions are valid

$$\vec{U}_c = 0 \qquad \text{and} \qquad \varepsilon_c = \varepsilon_{c,max}$$

2.2 Equations of oil droplets /9/

The droplet movement is calculated according to the following equation

$$m_d \frac{d\vec{u}_d}{dt} = \frac{1}{2}\rho_g A_d C_D \left|\vec{u}_g - \vec{u}_d\right|\left(\vec{u}_g - \vec{u}_d\right) + m_d \vec{g} \qquad (7)$$

where the terms present acceleration, friction and gravity forces, respectively. The following equation presents the energy balance of the droplet

$$m_d c_{p,d} \frac{dT_d}{dt} = \pi d \lambda_g Nu\left(T_g - T_d\right) + \dot{q}_{rad} + L\frac{dm_d}{dt} \tag{8}$$

The terms in the energy equation present reserved energy, convective and radiative heat transfer. The last term presents energy needed to vaporize the fuel. Radiative heat transfer is calculated as follows

$$\dot{q}_{rad} = \varepsilon_d\left(I - \sigma T_d^4\right)A_d \tag{9}$$

where I means local radiation heat flux. The droplet evaporation rate is calculated from the equation

$$\dot{m}_{d,vap} = -\frac{\pi \lambda_g d_o Nu^*}{\bar{c}_{p,g}} \ln(1+B) \tag{10}$$

where Nu* is the combined Nusselt number

$$Nu^* = Nu + \frac{\dot{q}_{rad}}{\pi d \lambda_g \left(T_g - T_d\right)} \tag{11}$$

and the mass transfer number B is defined as

$$B = \frac{\bar{c}_{p,g}\left(T_g - T_d\right)}{L} + \frac{Y_{O_2}}{iL} \tag{12}$$

The reaction rate equation of the residual coke is

$$\dot{m}_c^* = -iA_c K_c \rho_g Y_{O_2} \tag{13}$$

where the reaction rate coefficient consists of chemical and diffusion rates as

$$\frac{1}{K_c} = \frac{1}{K_{che}} + \frac{1}{K_D} = \frac{1}{200e^{-8300K/T_c}} + \frac{d_c}{2D\left(1 + 0.27Re_c^{0.5}\right)} \qquad (14)$$

The gas phase reactions, which are taken into account, are

$$C_mH_nS_xO_yA_z + \left(m + \frac{n}{4} + x\right)O_2 \rightarrow mCO + \frac{n}{2}H_2O + xSO_2 + \frac{y}{2}O_2 + zA \qquad (R1)$$

$$C_mH_nS_xO_yA_z \rightarrow mC_s + H_nS_x + \frac{y}{2}O_2 + zA \qquad (R2)$$

$$CO + \frac{1}{2}O_2 \rightarrow CO_2 \qquad (R3)$$

$$C_s + \frac{1}{2}O_2 \rightarrow CO \qquad (R4)$$

$$H_nS_x + \left(\frac{n}{4} + x\right)O_2 \rightarrow xSO_2 + \frac{n}{2}H_2O \qquad (R5)$$

Dissosiation of carbon dioxide is also included due to high temperature, and it has been added to the model of ref. /9/

$$CO_2 \rightarrow CO + \frac{1}{2}O_2 \qquad (R6)$$

The reaction rate of gases is assumed be obey the Arrhenius type equation

$$r_\phi^* = K_\phi A_\phi^* e^{-T_{a,\phi}/T_g} \qquad (15)$$

2.3 Coke combustion /10/

Metallurgical coke particles are assumed to react with the gas phase species by the following heterogenous surface reactions:

$$C_s + O_2 \rightarrow CO_2 \qquad (R7)$$

$$C_s + CO_2 \rightarrow 2CO \qquad (R8)$$

$$C_s + H_2O \rightarrow H_2 + CO \qquad (R9)$$

The reaction rate equation of equations (R7 - R9) has the form

$$R_i^* = k_i C_i \qquad (16)$$

where C_i is the concentration of reactant outside the surface layer and k_i is the reaction rate coefficient defined as

$$k_i = \frac{1}{\frac{1}{k_{fi}a} + \frac{1}{\eta_i k_{mi} \varepsilon_c \rho_c}} \qquad (17)$$

It takes into account the transport of species i through a shear layer and chemical reaction kinetics. In the mass transfer coefficient

$$k_{fi} = \frac{D_i Sh}{\phi d_p} \qquad (18)$$

D_i is the diffusion coefficient, d_p the coke particle diameter and Sh is the Sherwood number

$$Sh = 1.5 Re_p^{0.55} \tag{19}$$

The chemical reaction rates of each surface reaction are respectively

$$k_{m7} = 6.53 \times 10^5 \left(\frac{6\varepsilon_c}{d_p} \times \frac{1}{\varepsilon_c \rho_c} \right) \sqrt{T_m} e^{-22140/T_m} \tag{20}$$

$$k_{m8} = 8.31 \times 10^9 e^{-30190/T_m} \tag{21}$$

$$k_{m9} = 13.4 T_m e^{-17310/T_m} \tag{22}$$

where T_m is the average temperature of the coke and the gas. If the oxygen content is high enough hydrogen is assumed to react to water vapor immediately according to the equation

$$H_2 + \frac{1}{2} O_2 \rightarrow H_2O \tag{R10}$$

3 Results

The research reported in this paper has going on about two years, and it has included two different parts. In the first part of the project the phenomena concerning oil droplets and gas phase reactions were dealt. In that part the raceway geometry was fixed and the dynamics and combustion of coke particles were not included. The flow field of gas phase was calculated with the k-e turbulence model. Oil drop trajectories, pyrolysis and combustion of residual coke were calculated with the separate subroutine which was

inplemented into the code. Gas phase reactions were also taken into the account and radiation heat transfer was calculated with the six -flux method. The size of oil droplets was assumed to be so small, that they were almost totally pyrolysed before going into the raceway. The injection system is a single lance in the middle of the jet and the geometry of the tuyere consisted of a straight pipe. The amount of oil was the same as in the commercial blast furnace.

Fig 3. shows the predicted gas flow field and fig 4. the oxygen distribution. In this type of oil injection system pyrolysis gases react mostly with oxygen which is in the middle of the jet. The mixing was found to be poor in the jet region, so that pyrolysis gases did not burn totally before hiting the back wall of the raceway. Because there is no coke, plenty of oxygen is left when the gases leave the raceway.

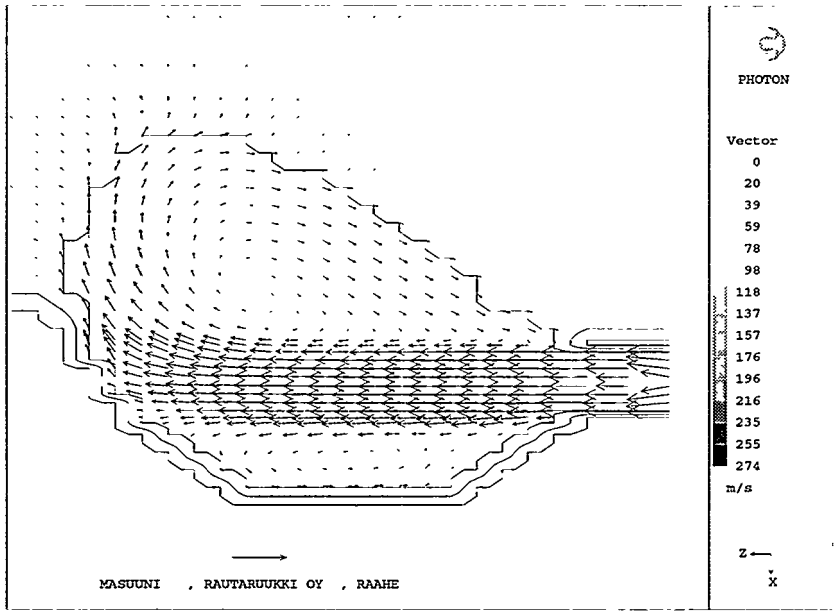


Fig. 3. Gas phase velosities. Oil combustion only.

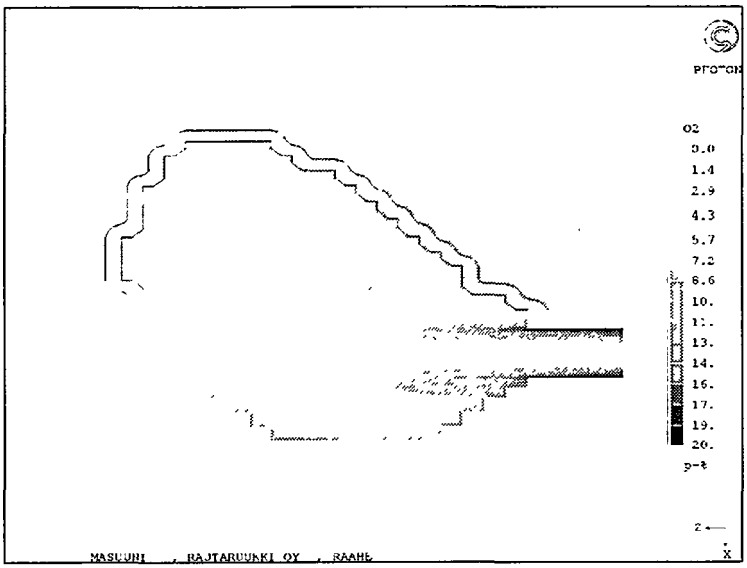


Fig 4. Oxygen distribution. Oil combustion only.

On the basis of the results above it was observed that coke has to be taken into account, if the effect of oil injection is studied. Coke affects in a such a way that pyrolysed gases do not react with oxygen fast enough and they flow to the upper part of the blast furnace causing operational problems.

The aim of the second part of the recearch was to model the dynamics of coke-gas - suspension and heterogenous combustion of coke particles. At the moment it is possible to predict the flow field and the distribution of coke particles when the geometry of the raceway and the concentration of coke particles is fixed. Until now coke particles of equal size is used.

Fig 5. and 6. show the predicted flow field and the concentration distribution of the coke phase. The modelling shows how the coke particles fall from the upper part of the raceway to the hot blast. This observation has been made also in actual practice when the raceway is looked through the tuyere. Calculated results of this type have not been earlier reported in the literature. The coke particles move with the hot blast, and they can reach very high velocities before hitting to the back wall of the raceway causing the coke particles to break down.

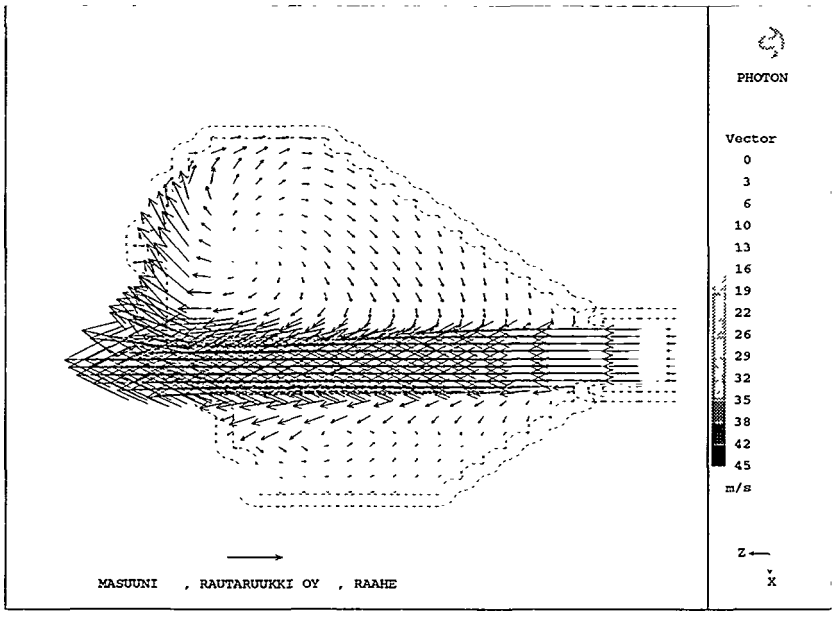


Fig 5. Flow fiel of coke phase. No combustion.

According to Fig 5. and 6. it is also obvious that the coke particles are located in the lower part of the raceway, where a high density suspension is rotating. This phenomenon is difficult to observe in the commercial blast furnace. In this study it is assumed that coke particles do not stick each other.

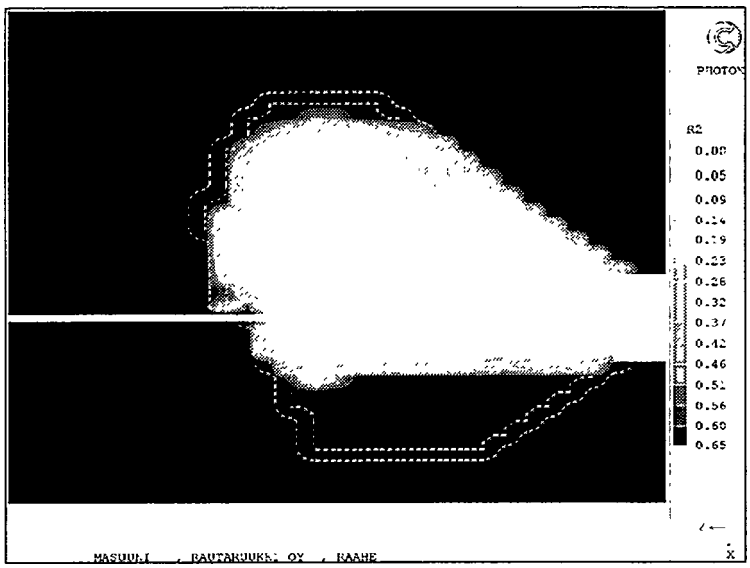


Fig 6. Distribution of coke phase. No combustion.

The concentration of falling particles can be relatively high in the front of the tuyere nose. It seems that coke particles have a very large effect on oxygen content in the blast and the burning efficiency of residual oil droplets. The equations of coke combustion are included in the code and they are tested, but there is no results concerning this phenomenon. Also a subroutine which changes the amount of coke in the raceway according to the information from equation (4) is not included. The prediction of the raceway geometry is also missing.

4 Conclusions

The most difficult part of the recearch has been managed to solve, namely the prediction of the concentration of coke particles. It is obvious that the simultaneous combustion of coke particles and residual fuel oil is possible to predict, if the collisions of oil droplet and coke particles are ignored. Some submodels require modifications which are not yet concidered properly, for examble the geometry of the tuyere and oil droplet formation. It is easy to utilize the measured results of droplet sizes in a cold model./3/ Also the Arrhenius type combustion model of oil can be replaced by more sophisticated models. It seems that the gas phase reaction rate which is only controlled by chemical kinetics, is too fast and the effect of the turbulence on combustion should be included. Also parameters in the radiation model need consideration, because they are constants at the moment.

At a moment, when the improvemets mentiond above are not yet included, it is possible to detect bottlenecks with numerical modelling when residual fuel oil is injected into the blast furnace raceway. Information obtained from the calculation is possible to utilize when a new type of tuyere is designed, which can be used also for other fuels as oil. The calculation model is relatively easy to change for other kinds of fuels. The numerical model is a useful tool when the blast furnace operation is tried to understand.

Acknowledgement

Sincere thanks are expressed by the authors to the Sula 2 research program and Rautaruukki Raahe Steel for financial support. The authors are also grateful for discussions and comments of the researchers of the laboratory of process metallurgy at Oulu University.

References

1. Ahlstedt, H., Karema, H., Karvinen, R., Kunttu, H. & Syrjälä, S., Turbulentin virtauksen numeerinen laskenta. Tampere University of Technology, Opintomoniste 127. (1989)
2. Burgess, J., Fuel combustion in the blast furnace raceway zone. Prog. Energy Combust. Sci. 11, 61-82. (1985)
3. Hakala, J., Modelling oil injection into the blast furnace using small scale models with the object of increasing injection rate. M.Sc. Thesis, Helsinki University of Technology, Faculty of Mechanical Engineering. (1995)
4. Hatano, M., Kurita, K. & Tanaka, T., Aerodynamic study on raceway in blast furnace. International Blast Furnace Heart and Raceway Symposium, 3.-6. 3. 1981. Newcastle, A.I.M.M. (1981)
5. Hutny, W. P., Lee, G. K. & Price J. T., Fundamentals of coal combustion during injection into a blast furnace. Prog. Energy Combust. Sci. 17, 373-395. (1991)
6. Kase, M., Sugata, M., Yamaguchi, K. & NakaGome, M., Analysis of coke behaviour in raceway using endoscope and high-speed camera. Transaction ISIJ, 22, 811-819. (1980)
7. Mäkiranta, R., Öljyn turbulentin palamisen mallintaminen masuunin racewayssä. M.Sc. Thesis, Tampere University of technology, Energy- and Process Engineering. (1995)
8. Norström, T., Kilpinen, P. & Hupa, M., Soot formation in a blast furnace - Prediction via a parametric study, using detailed kinetic modeling. Åbo Akademi, Department of Chemical Engineering, report 95-14. (1995)
9. Oksasen, A. Numerical modelling of heavy fuel combustion. Ph.D Thesis, Tampere University of technology. Report 62. (1989)
10. Omori et. al., Blast furnace phenomena and modelling. Elsevier applied science. London. (1992)

S 105 B MASUUNIN ÖLJYINJEKTIO

Teknillinen korkeakoulu
Energiatekniikan ja ympäristönsuojelun laboratorio
Sähkömiehentie 4
02150 ESPOO

Puhelin: (09) 451 3632
Telefax: (09) 451 3418

Vastuullinen johtaja: TkT Tuomas Paloposki
Tutkijat: DI Juha Hakala
DI Pasi Keinänen
tekn.yo. Niko Karvosenoja

	1994	1995	1996
SULA 2 -rahoitus	200 000 mk	400 000 mk	200 000 mk
Tekes työllisyysmääräraha			60 000 mk
Oma rahoitus	210 000 mk	150 000 mk	180 000 mk

TIIVISTELMÄ

Projektissa tutkitaan masuunin öljyinjektiota kokeellisesti pienoismallilaitteistolla. Tutkimuksen kohteena ovat öljyn pisarakokojakautuma sekä öljyn ja puhallusilman sekoittuminen. Tavoitteena on löytää keinot pisarakoon pienentämiseen ja öljyn ja ilman sekoittumisen tehostamiseen. Tavoitteen saavuttaminen antaa mahdollisuuden lisätä erikoisraskaan polttoöljyn käyttöä masuunin polttoaineena.

Pisarakokojakautuman mittaukseen käytetään Malvern-hiukkaskokoanalysaattoria. Öljyn ja puhallusilman sekoittumista tutkitaan videoinnilla. Sekoittumisen tutkimista varten on myös puhallusilmavirtauksen nopeusjakautumaa ja turbulenssia mitattu laser-Doppler-anemometrillä.

Projektin puitteissa on selvitetty sekä öljyinjektiolaitteiston konstruktioon liittyvien tekijöiden että masuunin ajoparametreihin liittyvien tekijöiden vaikutuksia. Tulosten perusteella on annettu suosituksia masuunin toimintaa varten. Tuloksia on käytetty myös lähtöarvoina masuunin öljyinjektion numeerisessa laskennassa.

1 Johdanto

1.1 Tausta

Raudan valmistus masuunissa vaatii runsaasti energiaa. Masuunin pääasiallinen energianlähde on koksi, joka panostetaan masuunin huipulta yhdessä raudantuojamateriaalien (sintterin ja pellettien) kanssa. Koksi on kuitenkin kallista, joten sitä kannattaa pyrkiä korvaamaan muilla polttoaineilla. Lisäpolttoaineina voidaan käyttää mm. kivihiiltä, polttoöljyä tai maakaasua.

Suomen terästeollisuus käyttää masuuneissa lisäpolttoaineena erikoisraskasta polttoöljyä. Öljy injektoidaan masuuniin hormeilta puhallusilman mukana. Puhallusilmavirtaus hajottaa hormiin syötettävän öljysuihkun pisaroiksi. Teoreettiset laskelmat ovat osoittaneet, että öljyn pisarakokojakautuma vaikuttaa merkittävällä tavalla öljyn palamiseen. Pisarakoon ollessa suuri on palaminen hidasta ja öljyn epätäydellinen palaminen saattaa muodostua ongelmaksi. Tämän vuoksi on öljyn pisarakokoon kiinnitettävä huomiota. Myös öljyn ja ilman sekoittuminen on palamisen kannalta tärkeää.

1.2 Tavoite

Projektin tavoitteena on löytää keinoja, joiden avulla voidaan hallitusti lisätä masuuniin syötettävän öljyn määrää. Tavoitteen saavuttamiseksi tutkitaan masuuniin syötettävän öljyn pisaroitumista ja sekoittumista puhallusilmavirtauksen kanssa. Pyritään selvittämään öljyn pisarakokojakautuma ja eri tekijöiden vaikutus siihen. Etsitään keinoja pisarakoon pienentämiseen ja öljyn ja ilman sekoituksen tehostamiseen.

2 Koelaitteisto ja koemenetelmät

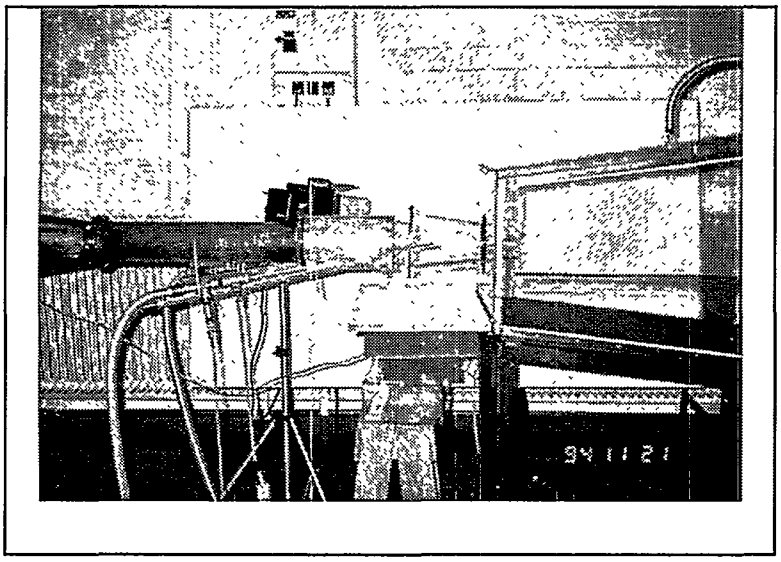
Koelaitteisto jäljittelee Rautaruukki Oy:n Raahen terästehtaan masuunien yhtä hormia öljylansseineen. Laitteisto on pienoismalli (mittakaava n. 2/3) ja sillä tehdään kylmäkokeita (palamista ei tapahdu). Masuunin ilmapuhallusta simuloidaan normaali-ilmanpaineessa ja huoneenlämpötilassa olevalla puhallusilmavirtauksella. Masuunissa käytettävää erikoisraskasta polttoöljyä simuloidaan koenesteillä, jotkaovat veden, glyserolin ja alkoholin seoksia. Koelaitteistolla saavutetut tulokset vastaavat kuitenkin oikeata tilannetta masuunissa, sillä laitteiston suunnittelu ja koetulosten tulkinta perustuvat dimensioanalyysiin.

Hormimalli on valmistettu läpinäkyvästä muovista, joten öljyn pisaroitumista voidaan katsella ja kuvata videokameralla. Lisäksi laitteistoon on rakennettu ikkunoita, joiden kautta voidaan soveltaa moderneja, laservalon sirontaan perustuvia optisia mittausmenetelmiä.

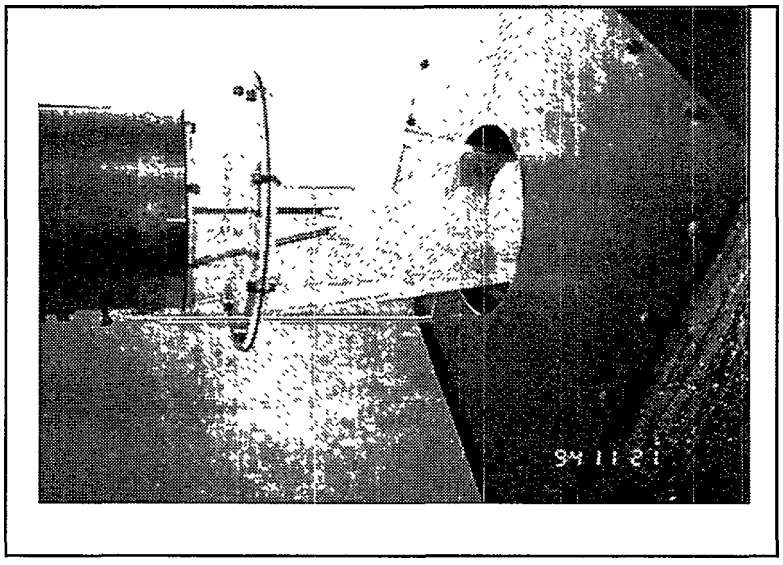
Koelaitteistossa on tehty mm. seuraavia mittauksia:

- Pisaroitumistapahtuman videointi.
- Öljyn pisarakokojakautuman mittaus Malvern-hiukkaskokoanalysaattorilla.
- Puhallusilmavirtauksen nopeusprofiilin mittaus laser-Doppler-laitteistolla.

Koelaitteiston pääosat on esitetty kuvassa 1. Lähikuva öljysuihkujen hajoamisesta pisaroiksi on esitetty kuvassa 2.



Kuva 1. Koelaitteisto. Väliputki, hormi ja öljylanssit näkyvät kuvan keskellä. Iso laatikko kuvan oikeassa reunassa on masuunin sisälle hormin eteen muodostuva palo-onkalo (raceway).



Kuva 2. Lansseilta purkautuvat öljysuihkut hajoavat pisaroiksi joutuessaan kosketuksiin suurella nopeudella virtaavan puhallusilman kanssa.

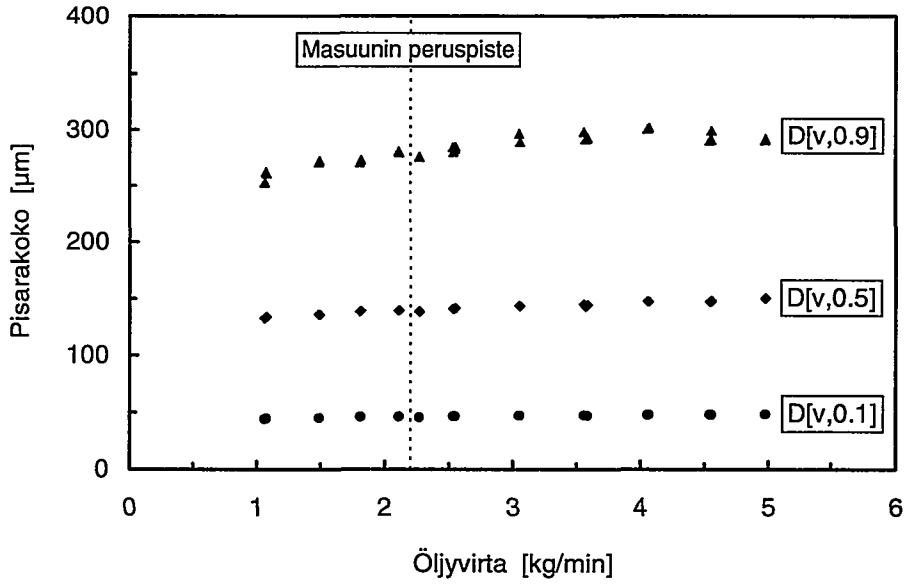
3 Tulokset

Tähänastisten koetulosten perusteella on tehty seuraavat johtopäätökset:

- Öljyn pisarakoko kasvaa öljyn syöttömäärää lisättäessä. Tämä saattaa osaltaan johtaa palamisongelmiin.
- Puhallusilmavirran nopeudella on hyvin voimakas vaikutus pisaroitumiseen. Ilmavirran nopeuden kasvaessa pisarakoko pienenee. On tärkeää pyrkiä jakamaan puhallusilma tasaisesti eri hormeille.
- Öljyn pisarakoko ei riipu öljyn viskositeetista. Tämä on hyvä masuunin tasaisen ajon kannalta.
- Öljyn pintajännitys vaikuttaa voimakkaasti pisarakokoon. Pintajännityksen kasvaessa myös pisarakoko kasvaa.
- Öljyn pisarakoko pienenee öljylanssin halkaisijan kasvaessa. Tämä tarjoaa erään käyttökelpoiselta vaikuttavan keinon pisarakoon pienentämiseen.
- Käyttämällä kahta öljylanssia hormissa saavutetaan alhaisempi pisarakoko ja parempi sekoittuminen öljyn ja puhallusilman välillä kuin käyttämällä yhtä öljylanssia hormissa.
- Masuunien peruskorjauksen yhteydessä käyttöönotetut uudet hormit ovat parempia kuin aikaisemmin käytössä olleet hormit. Uusilla hormeilla on öljyn pisarakoko pienempi ja öljyn ja ilmavirtauksen välinen sekoittuminen tehokkaampaa kuin vanhoilla hormeilla. Uusilla hormeilla on myös pisarakoon riippuvuus öljymäärästä ja puhallusilman nopeudesta heikompi kuin vanhoilla hormeilla, mikä on hyvä masuunin tasaisen ajon kannalta.

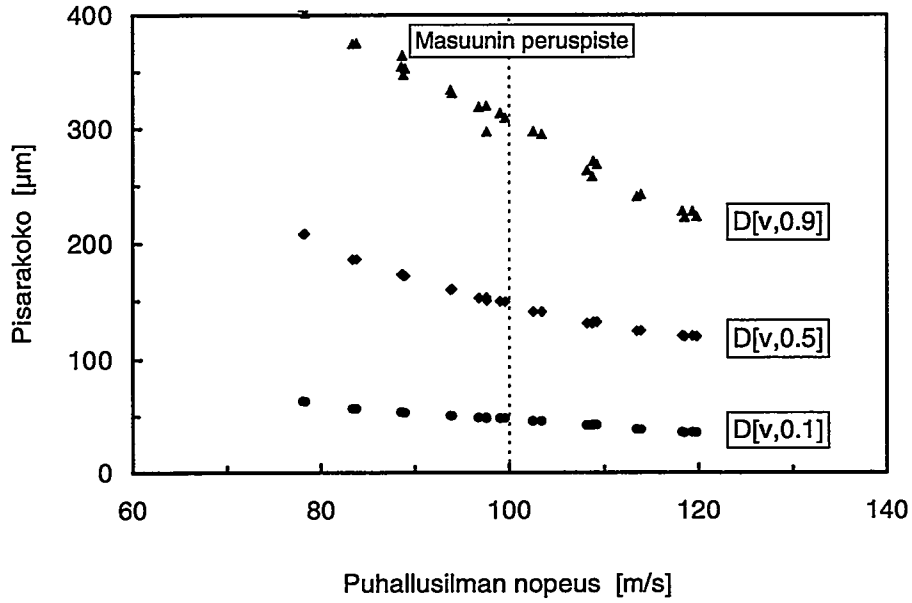
Esimerkkejä koetuloksista on kuvissa 3 ja 4. Nämä koetulokset on saavutettu hormimallilla 3 (uusi hormimalli, otettu käyttöön masuunien peruskorjauksen yhteydessä).

Kuvasta 3 nähdään, kuinka pisarakoko kasvaa öljyvirtauksen kasvaessa. Korkeilla öljyinjektiotasoilla saattaa suuresta pisarakoosta aiheutuva hidas palaminen aiheuttaa ongelmia.



Kuva 3. Öljyvirtauksen vaikutus pisarakokojakautumaan hormimallissa 3 (uusi hormimalli). Kuvassa on esitetty kolme pisarakokojakautumaa kuvaavaa tunnuslukua: pisarakokojakautuman 10 % fraktiili D[v,0.1], pisarakokojakautuman 50 % fraktiili D[v,0.5] (pisaroiden keskikoko) ja pisarakokojakautuman 90 % fraktiili D[v,0.9].

Kuvasta 4 nähdään, kuinka pisarakoko pienenee puhallusilman nopeuden kasvaessa. Puhallusilman tasainen jakautuminen hormeille on tärkeää, sillä puhallusilman nopeuden ollessa alhainen jollakin hormilla on myös pisarakoko karkea, mikä johtaa palamisongelmiin.



Kuva 4. Puhallusilman nopeuden vaikutus pisarakokojakautumaan hormimallissa 3 (uusi hormimalli). Kuvassa on esitetty kolme pisarakokojakautumaa kuvaavaa tunnuslukua: pisarakokojakautuman 10 % fraktiili D[v,0.1], pisarakokojakautuman 50 % fraktiili D[v,0.5] (pisaroiden keskikoko) ja pisarakokojakautuman 90 % fraktiili D[v,0.9].

4 Jatkosuunnitelmat

Tätä kirjoitettaessa (lokakuussa 1996) on käynnissä koesarja, jonka puitteissa pyritään tutkimaan puhallusilman pyörimisen (drallin) vaikutusta öljyn pisaroitumiseen ja sekoittumiseen palamisilman kanssa. Koesarjan tulokset ovat käytettävissä tammikuussa 1997.

5 Julkaisut

Projektin puitteissa ovat ilmestyneet seuraavat julkaisut:

T. Paloposki & J. Hakala: Injection of residual fuel oil into a blast furnace. Esitelmä. Finnish-Swedish Flame Days 1996, Naantali, 3.-4.9.1996, järj. The Finnish and Swedish National Committees of the International Flame Research Foundation. 16 s.

J. Hakala & T. Paloposki: Small scale model experiments on the injection of heavy fuel oil into the blast furnace. Tutkimusraportti no. 74, Teknillinen korkeakoulu, energiatekniikan laitos. Espoo, heinäkuu 1996. 109 s.

T. Paloposki, J. Hakala, P. Mannila & J. Laukkanen: Injection of heavy fuel oil into the blast furnace. Posteriesitys. 3rd Colloquium on Process Simulation, Espoo, 12.-14.6.1996, järj. Teknillinen korkeakoulu. Proceedings of the 3rd Colloquium on Process Simulation (Teknillinen korkeakoulu, materiaalien valmistustekniikan laboratorio, raportti TKK-V-B117), toim. A. Jokilaakso, s. 345-354.

J. Hakala: Masuunin öljynruiskutuksen mallinnus pienoismalleilla, tavoitteena ruiskutusmäärän lisäys. Diplomityö, Teknillinen korkeakoulu, konetekniikan osasto, maaliskuu 1995. Julkaistu myös Teknillisen korkeakoulun energiatekniikan laitoksen raporttisarjassa (no. 66). 94 s.

T. Paloposki: Injection of heavy fuel oil into a blast furnace: feasibility of small-scale, cold-flow model experiments. Tutkimusraportti, Teknillinen korkeakoulu, energiatekniikan ja ympäristönsuojelun laboratorio. Espoo, maaliskuu 1994. 24 s.

Y107 NAUHAVALUMENETELMÄN KEHITYSTYÖ 1995 - 1996

Rautaruukki Oy
Raahe Steel
PL 93
92101 Raahe

Puhelin: (08) 84911
Telefax: (08) 849 3101

Vastuullinen johtaja:	TkT Peter Sandvik
Hankkeen johtoryhmä:	TkT Pekka Mäntylä
Hankkeen työryhmä:	Kari Helelä
Tutkijat:	Ralph Nyström, MEFOS - MF
	Ulf Sjöström, MEFOS - MF
	Jarl Magnus, MEFOS - BTF

	1995		1996	
SULA 2 -rahoitus	116 000	mk	264 000	mk
Oma rahoitus	174 000	mk	396 000	mk
Muu rahoitus	-	mk	-	mk

Tiivistelmä

Teräksen nauhavalun tavoitteena on valaa ohutta nauhaa, joka sopii lievän kuumamuokkauksen jälkeen suoraan kylmävalssaukseen tai muuhun viimeistelyyn. Paljon energiaa kuluttava ja kallis kuumavalssaus jää lähes kokonaan pois, jolloin sekä energiankulutus että valmistuskustannukset valussa ja valssauksessa pienenevät noin neljänteen osaan perinteiseen tekniikkaan verrattuna.

MEFOSin nauhavaluprojektin tavoitteena on kehittää hiiliterästen ja ruostumattomien terästen nauhavalumenetelmä, jonka tuotantonopeus on suuri ja jolla voidaan valmistaa kaikkia tavanomaisia (teräslaji, dimensiot) kuumanauhalaatuja.

Vuonna 1990 käynnistyneen MEFOSin nauhavaluprojektin toinen vaihe alkoi 1995. Toisessa vaiheessa vuosina 1995 - 97 tehdään koevaluja sen varmistamiseksi, että menetelmää kannattaa kehittää eteenpäin.

1 Taustaa

MEFOSin nauhavaluprojektin tavoitteena on kehittää nauhavalumenetelmä, jonka tuotantonopeus on suuri ja jolla voidaan valmistaa kaikkia tavanomaisia (teräslaji, dimensiot) kuumanauhalaatuja. MEFOSin nauhavalumenetelmä lievine valssauksineen on nimeltään Direct Strip Casting -prosessi eli DSC-prosessi.

Nauhavaluprojektissa rakennettiin 1990 - 93 pilot-nauhavalukone, paneuduttiin nauhavalun ongelmiin ja käynnistettiin koevalut. Vuonna 1994 tehtiin lisää koevaluja ja pyrittiin varmistamaan, että on valittu nauhavalumenetelmä, jota kannattaa kehittää edelleen.

Projektin ns. toinen vaihe alkoi elokuussa 1995. Toisessa vaiheessa vuosina 1995 - 97 tehdään lisää koevaluja. Hankkeen mahdollinen päärahoittaja Euroopan hiili- ja teräsyhteisö on vaatinut näitä sen varmistamiseksi, että DSC-prosessiin kannattaa ruveta panostamaan kehitystyössä lähivuosina tarvittavia yhä suurempia resursseja.

DSC-prosessissa voidaan valaa sekä hiiliterästä että ruostumatonta terästä. DSC-prosessia voidaan pitää parhaana nauhavalumenetelmänä arvioitaessa näiden menetelmien sopivuutta kauppaterästen tuotantokäyttöön. Vain DSC-prosessissa voidaan valaa niin suurella nopeudella kuin matalaseosteisen, kylmävalssattavaksi tarkoitetun nauhan tuotantomäärät valukonetta kohti taloudellisesti edellyttävät (esim. 800 000 t/v yhdellä valukoneella). Prosessin tuotantonopeutta voidaan säätää niin laajalla alueella, että se sopii sekä integroituun terästehtaaseen että mini-milliin. DSC-prosessin investointikustannukset tuotettavaa terästonnia kohti ovat pienemmät kuin ohutaihiovalulaitoksen tai kaksirumpunauhavalulaitoksen investointikustannukset, kun tuotantomäärä on suurempi kuin 300 000 t vuodessa.

MEFOSin nauhavaluprojektin organisaatio vuosina 1995 - 97 on muuttunut huomattavasti siitä, mitä se oli vuosina 1990 - 94. Ruostumattoman teräksen valmistajat ovat jääneet pois hankkeesta, koska ruostumattoman teräksen nauhavalu kaksirumpumenetelmällä näyttää jo onnistuneen esim. Nippon Steelin ja Mitsubishi Heavy Industriesin yhteisessä nauhavaluhankkeessa sekä Thyssen Stahlin ja Usinor Sacilorin yhteisessä Myosotis-hankkeessa. Euroopan hiili- ja teräsyhteisön tulo rahoittajaksi karsi EU:n ulkopuoliset maat pois hankkeesta. Hankkeessa ovat nyt mukana Krupp-Hoesch Stahl AG, Mannesman Demag AG Hüttentechnik, Rautaruukki Oy, SSAB Tunnplåt AB sekä rahoittajina näiden yhtiöiden lisäksi Euroopan hiili- ja teräsyhteisö ja TEKES.

Käynnissä on kaksi eri Euroopan hiili- ja teräsyhteisön rahoittamaa nauhavaluprojektia, jotka pyrkivät yhteistyössä keskinäisine tiedonvaihtosopimuksineen kehittämään DSC-prosessia. MEFOSin nauhavaluprojekti toimii yhteistyössä Clausthalin yliopistossa (Technische Universität Clausthal, Institut für Allgemeine Metallurgie) tehtävän hankkeen kanssa. Clausthalissa on MEFOSille rakennettua valukonetta vastaava pienempi pilot-valukone, jota voidaan hyödyntää metallurgisten ilmiöiden tutkimisessa (panoskoko 500 kg, nauhan leveys 300 mm). Vuosina 1995 - 97 Clausthal tutkii nauhavalun ja sitä seuraavan valssauksen yhdistämistä. Clausthalin hankkeessa ovat mukana Preussag Stahl AG ja Mannesmann Demag AG Hütten-

technik sekä rahoittajana näiden yhtiöiden lisäksi Euroopan hiili- ja teräsyhteisö.

Nauhavaluprojektin toisen vaiheen suomalainen osa on ollut Rautaruukki Oy:n yritysprojekti "Nauhavalumenetelmän kehitystyö 1995 - 96", joka on kuulunut tutkimusohjelmaan "SULA 2 - Perusmetallien energiataloudellinen valmistus".

MEFOSin nauhavaluprojektiin kustannukset vuosina 1990 - 94 olivat yhteensä noin 40 milj. SEK. Tämän lisäksi tulivat Mannesmann Demag Hüttentechnikin projektiin panostama arvoltaan noin 30 milj. SEK:n nauhavalukone ja tämän jatkokehitys, teollisuuden palvelut ja MEFOSin hankkeen käyttöön luovuttamat tilat.

MEFOSin nauhavaluprojektin kustannukset vuosina 1995 - 97 ovat noin 8 milj. SEK, josta Euroopan hiili- ja teräsyhteisöä (ECSC) rahoittaa noin 3,4 milj. SEK (364 750 ecu) sekä Mannesmann Demag AG Hüttentechnik, SSAB Tunnplåt AB ja Rautaruukki Oy yhteensä yhtä paljon eli kukin 1,133 milj. SEK. Lisäksi Krupp-Hoesch Stahl AG rahoittaa hanketta 1,392 milj. SEK (250 000 DEM).

2 Tavoitteet

Nauhavalun tavoitteena on valaa ohutta nauhaa, joka sopii lievän kuumamuokkauksen jälkeen suoraan kylmävalssaukseen tai muuhun viimeistelyyn. Paljon energiaa kuluttava ja kallis kuumavalssaus jää lähes kokonaan pois, jolloin sekä energiankulutus että valmistuskustannukset valussa ja valssauksessa pienenevät noin neljäsosaan perinteiseen tekniikkaan verrattuna.

Kylmävalssattavan teräsnauhan valmistukseen tarvittava energiamäärä riippuu prosessivaihtoehdoista. Sulattamisen jälkeen kuluva energiamäärä kylmävalssaukseen soveltuvaa teräsnauhatonnia kohti alenee 650 kWh:sta 160 kWh:iin eli 75 %, kun siirrytään perinteisestä tekniikasta nauhavaluun. Energiansäästöstä teräs-

nauhatonnia kohti on 100 kWh sähköenergiaa sekä 40 litraa öljyä (1 m^3 öljyä sisältää energiaa noin 10 000 kWh) tai 85 Nm^3 koksikaasua (1 Nm^3 koksikaasua sisältää energiaa noin 4,6 kWh). Rautaruukki Oy:n nykyisellä ohutlevytuotannolla 700 000 t/v kokonaisenergiansäästö olisi 70 GWh sähköenergiaa sekä 28 000 t öljyä tai 60 milj. Nm^3 koksikaasua.

MEFOSin nauhavaluprojektin tavoitteena on kehittää hiiliterästen ja ruostumattomien terästen nauhavalumenetelmä, jonka tuotantonopeus on suuri (esim. 800 000 t/v yhdellä valukoneella) ja jolla voidaan valmistaa kaikkia tavanomaisia (teräslaji, dimensiot) kuumanauhalaatuja.

Nauhavaluprojektiin osallistuvien teräsyhtiöiden tavoitteena on hankkia teknistä ja taloudellista tietämystä nauhavaluprosessista ja tämän avulla mahdollisesta terästen ominaisuuksien kehittämisestä tekemällä pilot-valukoneella kokeita. Teräksenvalmistajat haluavat pysyä ajan tasalla nauhavalun kehitystilanteesta oikea-aikaisten investointipäätösten tekemiseksi tai toisaalta mahdollisten väärien investointipäätösten välttämiseksi. Syvällisen tiedon saaminen nauhavalun kehitysmahdollisuuksista, mikä on mahdollista osallistumalla itse nauhavaluprojektiin, on ollut Rautaruukillekin tärkeää.

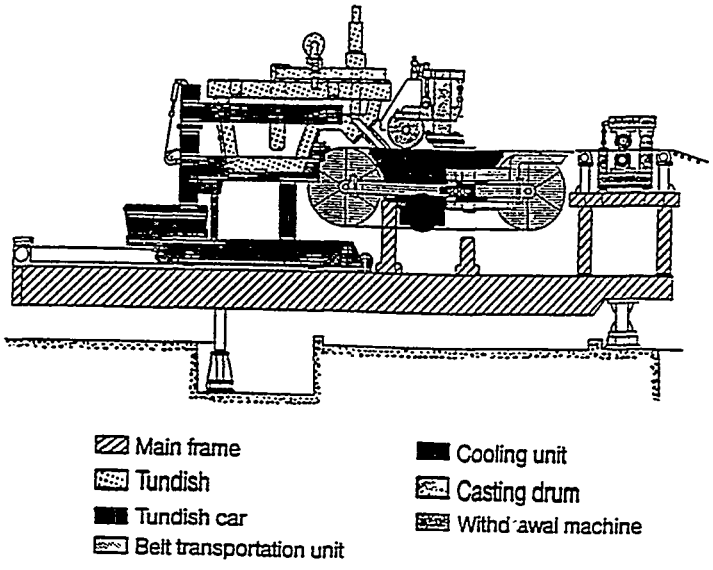
Nauhavaluprojektin ensimmäisessä vaiheessa vaiheessa 1990 - 93 oli tavoitteena rakentaa pilot-nauhavalukone, paneutua nauhavalun ongelmiin ja käynnistää koevalut. Nauhavaluprojektin ensimmäisen vaiheen jatko-osan 1994 tavoitteena oli tehdä koevaluja ja varmistaa, että on valittu oikea nauhavalumenetelmä, jota kannattaa kehittää edelleen.

Nauhavaluprojektin toinen vaihe alkoi 1995 ja tässä vaiheessa tehdään vuosina 1995 - 97 lisää koevaluja sen varmistamiseksi, että menetelmää kannattaa kehittää eteenpäin.

3 Nauhavaluprojektin eteneminen

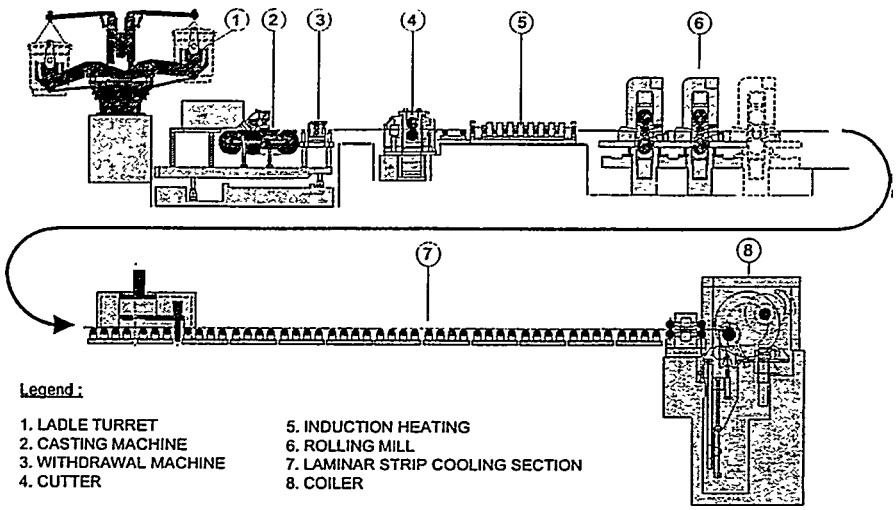
Nauhavaluprojektissa rakennettiin 1990 - 93 pilot-nauhavalukone ja käynnistettiin koevalut. Vuonna 1994 tehtiin lisää koevaluja. Nauhavaluprojektin ensimmäisessä vaiheessa tehtiin yhteensä 22 koevalua. Koevaluja on tehty suhteellisen vähän, koska myös valukonetta on kehitetty koko ajan.

MEFOSille rakennettu nauhavalukone on ns. vyövalukone ja vielä tarkemmin määriteltynä ns. yksivyökone, jossa kokilli muodostuu alapuolella olevasta vyöstä ja yläpuolella olevasta rullasta (kuva 1). Rumpujen halkaisija on 1 600 mm ja rumpujen keskipisteiden väli 5 200 mm. Vyön pituus on 15,4 m. Valukoneen valunopeus on 20 - 60 m/min, valettavan nauhan paksuus 5 - 10 mm, nauhan leveys 450 mm ja panoskoko 4 - 6 t.



Kuva 1. MEFOSin pilot-nauhavalukone.

Valulinjaan on teoreettisen tarkastelun perusteella asennettava kaksi valssituolia, jotta valetun nauhan laatu vastaisi perinteisestä jatkuvavaluaihiosta kuumavalssatun nauhan laatua. Valssausta tarvitaan sekä teräksen ominaisuuksien vuoksi että nauhan dimensioiden täsmäämiseksi (paksuusvaihtelut, profiili, pinnanlaatu). Valssaimet ovat kuitenkin paljon kevyemmät kuin tavallisessa nauhavalssaamolinjassa. Valukoneessa tehtävää valssausta ruvetaan käyttämään vasta hankkeen myöhemmissä vaiheissa.



Kuva 2. Direct Strip Casting -prosessi.

Projektin toinen vaihe alkoi 1995. MEFOSin DSC-prosessissa voidaan valaa sekä hiiliterästä että ruostumatonta terästä. Projektin toisessa vaiheessa vuosina 1995 -97 valetaan kuitenkin vain 0,2 % C:tä sisältävää C-Mn-terästä.

Vuosina 1995 - 97 kehitetään hiiliterästen nauhavalutekniikkaa ja alunperin suunniteltiin tehtävän 16 koevalua. Valujen määrä jää kuitenkin pienemmäksi mm. sen vuoksi, että valuuttakurssimuutokset ovat pienentäneet käytössä olevaa SEK-määrää

ja että valukoneeseen on tehty suunniteltua enemmän muutoksia.

Koevalujen tarkoituksena on osoittaa, että DSC-prosessi on tuottavuudeltaan yhtä hyvä tai parempi kuin konventionaalinen jatkuvavalu. Tavoitteena on valaa 8 - 10 mm:n paksuista nauhaa nopeudella 0,5 m/s, jolloin valukoneen tuottavuus on 100 t/h nauhan leveyden ollessa 1 m. Samalla kun pyritään osoittamaan, että DSC-prosessin tuottavuus on korkea, on myös kyettävä valamaan riittävän hyvälaatuista nauhaa.

Sulan syöttöä vyölle on pyritty kehittämään sekä valuprosessin tuottavuuden että valettavan nauhan laadun kannalta. Jo projektin ensimmäisessä vaiheessa kehitetty sulan syöttöjärjestelmä mahdollistaa, että voidaan valaa 8 - 10 mm:n nauhaa nopeudella 0,5 m/s. Sulan syöttöjärjestelmän kehittämisellä pyritään optimoimaan sulan syöttöä nauhalle, jotta nauhan paksuusjakauma sekä leveys- että pituussuunnassa ja pinnanlaatu paranisivat.

Sulan syöttämiseksi nauhalle käytettiin projektin ensimmäisessä vaiheessa kaksi menetelmää: Mannesmann Demagin alipainesyöttöjärjestelmä ja MEFOSin hankkeen aikana kehittämä putkisyöttöjärjestelmä. Putkisyöttöjärjestelmän toiminta on ollut stabiilia, ja valut on saatu toistettaviksi. Nauhaa on valettu 70 - 100 m. Leveydeltään 450 mm:n nauhaa on valssattu 4 m:n pituiseksi kuumanauhaksi. Kuumanauhan paksuushajonnat ovat olleet maksimissaan ± 3 - 5 % pitkittäis- ja poikittaissuunnassa. Sulan syöttömenetelmää on kuitenkin ollut tarpeen kehittää edelleen.

Ensimmäisessä neljän valun koejaksossa käytettiin kahta erilaista sulan syöttötapaa itse vyölle (valulaatikko, jossa on ns. zigzag-suutin tai monireikäsuutin) ja kyettiin parantamaan varsinkin ohuen nauhan laatua. Aikaisemmissa valuissa sula on syötetty vyölle kaltevaa tasoa pitkin. Koneen tuottavuus oli 80 t/h nauhan leveyttä 1 m kohti ja valunopeus 30 m/min. Nauhan pinnanlaatu oli tyydyttävä, mutta sen profiili oli epätasainen ja sitä on kyettävä parantamaan. Nauhaan jäi valulaatikon

suutinkohtiin aaltovikaa, koska sulan syöttökohtaan vyöhön tulee lämmönsiirtymisen epätasaisuuden vuoksi kohoumaa.

Toisessa neljän valun koejaksossa tuottavuus oli yli 90 t/h nauhan leveyttä 1 m kohti. Näissä kokeissa käytettiin valulaatikossa monireikäsuutinta. Vyölle asennetut sivu- ja takapato ovat toimineet suunnitellulla tavalla.

Kolmannessa koejaksossa, jossa tehtiin toisen vaiheen viimeiset kuusi koevalua, pyrittiin valamaan toistettavasti 14 - 15 mm:n nauhaa. Kokeissa käytettiin zigzag-suutinta valulaatikossa ja putkisyöttöjärjestelmää. Valunopeutta alennettiin siten, että kyettiin valamaan pinnanlaadultaan mahdollisimman hyvää nauhaa.

Valukoneen toiminnan optimoimisella on valmistauduttu projektin seuraavaan vaiheeseen suunniteltuun valettavan nauhan leveyden nostamiseen 450 mm:stä 900 mm:iin.

Eri valunopeuksille on pyritty kehittämään jäähdytysohjelmat, mutta tämän hyväksi ei ole toistaiseksi juuri tehty työtä. Valunopeutta rajoittaa tällä hetkellä koneen jäähdytysvyöhykkeen pituus.

Valetun nauhan ominaisuuksia on selvitetty kuumavalssauksen jälkeen. Nauhojen paksuuksia on mitattu ja teräksestä tehty metallografisia tutkimuksia. Valssauskokeet ovat osoittaneet, että alle 8 mm:n valunauhan valssaaminen ja hyvän kuumanauhan valmistaminen siitä on vaikeaa, koska valunauhan virheet eivät enää korjaannu valssauksessa.

Valukokeissa on ollut vaikeuksia mm. sen vuoksi, että sulaa on päässyt reunapatojen alle, jolloin se on vahingoittanut vyötä. Tämän vuoksi asennettiin uudet reunapadot uudesta materiaalista. Nauhan käsin tehtävä polttoleikkaus on ollut vaikeaa, kun valunopeuksia on nostettu.

4 Jatkosuunnitelmat

MEFOS on syksyllä 1996 tehnyt esityksen ECSC:n demonstraatio-ohjelmaan (ECSC Iron and Steel Pilot and Demonstration Projects, T2 Continuous Casting) nauhavaluprojektin kolmannesta vaiheesta. Noin kolmen ja puolen vuoden pituisen hankkeen budjetti on 3 milj. ecun suuruusluokkaa.

Tässä nauhavaluprojektin kolmannessa vaiheessa nauhavalukone rakennetaan uudelleen, jolloin koneen jäähdytysvyöhykettä pidennetään ja valettavan nauhan leveys nostetaan 900 mm:iin. Valukoneen jatkeeksi rakennetaan nauhan käsittelylaitteistot ja mahdollisesti valssaus- ja kelauslaitteistot. Uudella valukoneella tehdään kokeita suuren valunopeuden ja korkean tuottavuuden saavuttamiseksi.

Nauhavaluprojektin neljännessä vaiheessa, joka ajoittuisi vuoden 2000 jälkeiseen aikaan, voitaisiin mahdollisesti jo rakentaa nauhavalulinja johonkin terästehtaaseen.

Rautaruukki Oy on jäämässä pois nauhavalumenetelmän kehitystyöstä, koska Raahen terästehtaan modernisointiprojektissa on tehty päätös uuden perinteisen jatkuvavalukoneen hankinnasta ja vanhojen kaarevien koneiden modernisoinnista. Siten Raahen terästehdas on sitoutunut ainakin seuraavaksi kymmeneksi vuodeksi perinteiseen jatkuvavalutekniikkaan.

Kirjallisuus

Schwerdtfeger, K., Spitzer, K.-H., Reichelt, W., Voss-Spilker, P. Strip Casting with the Belt/Roll Process. SRNC-90. International Conference on New Smelting Reduction and Near Net Shape Casting Technologies for Steel. 14-19 October 1990. RIST, Pohang/Korea.

Schwerdtfeger, K., Spitzer, K.-H., Reichelt, W., Voss-Spilker, P. Endabmessungsnahes Vorbandgiessen von Stahl mit dem "Belt-Roll"-Verfahren. Stahl u. Eisen 111-(1991)Nr. 6 s. 37-43.

Grandin, F.H., Titze, E., Azevedo, F., Reichelt, W., Urlau, U. Cast and Rolling Trials during a Pilot Project for Direct Strip Production. 1st European Conference on Continuous Casting. Florence, Italy. September 23-25, 1991. Proceedings, Volume 2, s. 53-67.

Sandvik, P. Nauhavalumenetelmän kehitystyö. SULA-seminaari, Espoo 16.1.1992.

Louhenkilpi, S. Nauhavalukoneen kehitystyö. SULA-seminaari, Espoo 16.1.1992.

Direktgjutning en revolution. Teknik i tiden 1992, nro 3, s. 18.

Reichelt, W., Urlau, W., Nyström, R., Burström, E. Direct Hot Strip Production. Near Net Shape Casting - Part III. Advanced Technology Symposium. Iron & Steel Soc., AIME. Scottsdale, Az., U.S.A., February 14-17, 1993. (Konferenssiesitelmiä ei ole kirjana.)

Nyström, R. The Development of a Strip Casting Method. SULA-seminaari, Espoo 14.4.1993.

Scholz, R., Jeschar, R., Matschullat, T., Urlau, U., Reichelt, W. Theoretical Modelling of an Isokinetical Steel Feeding System for Near-Net-Shape Strip Casting. Steel Research 64(1993) No. 6 s. 300-306.

Scholz, R., Jeschar, R., Matschullat, T., Urlau, U., Reichelt, W. The Application of an Isokinetic Steel Feeding System for Near-Net-Shape Strip Casting. Steel Research 64(1993) No. 7 s. 346-349.

Urlau, U., Reichelt, W., Burström, E., Nyström R. Direct Hot Strip Production, A Joint Development Work by Mannesmann Demag and MEFOS. Conference on Continuous Casting in Developing Countries, Beijing, China, September 14-18, 1993.

Helelä, K. Nauhavalumenetelmän kehitystyö. SULA - Metallien energiataloudellinen valmistus. Energiatutkimusohjelman loppuraportti 1988 - 1992. Toim. H. Hakulin. Kauppa- ja teollisuusministeriö. Energiaosasto. Katsauksia B:168, 1993, s. 47-53.

Reichelt, W., Urlau, U., Nyström, R., Burström, E. DSC - A High Productivity Concept for Strip Production of Steel. 21st Century Steel Industry of Russia and C.I.S. Moscow, June 6-10, 1994.

Nyström, R., Burström, E., Reichelt, W., Urlau, U. DSC - A High Productivity Concept for Strip Production of Steel. METEC Congress 94. Proceedings, Volume 1. Continuous Casting. Near-net-shape Casting. s. 417-422.

Nauhavalumenetelmän kehitystyö 1994. SULA 2. Vuosikirja 1994. Projektiraportit. toim. H. Hakulin. Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien Yhdistys, Helsinki 1994, s. 97-109.

Spitzer, K.-H., Schwerdtfeger, K. Production of steel with a single strip-belt process. 13TH PTD CONFERENCE PROCEEDINGS. s. 71-78. 14th Process Technology, 54th Ironmaking and 78th Steelmaking Conferences. April 2-5, 1995. Nashville, TN, USA. Iron and Steel Society of AIME.

Reichelt, W., Sandberg, H. Strip-casting of steel - a development for the present and the future. 13TH PTD CONFERENCE PROCEEDINGS. s. 89-96. 14th Process Technology, 54th Ironmaking and 78th Steelmaking Conferences. April 2-5, 1995. Nashville, TN, USA. Iron and Steel Society of AIME.

109 MALMIPOHJAISEN RAUDAN- JA TERÄKSENVALMISTUKSEN ENERGIANKÄYTÖN TEHOSTAMINEN SEKÄ PÖLYMÄÄRÄN VÄHENTÄMINEN JA HYÖDYNTÄMINEN

Rautaruukki Oy
Raahe Steel
PL 93
92101 RAAHE

Puhelin: (08) 84911
Telekopio: (08) 849 3101

Vastuullinen johtaja: fil. toht. Kyösti Heinänen

	1992 mk	1993 mk	1994 mk	1995 mk	1996 mk
SULA 2 -rahoitus	444.533	1.119.089	1.094.775	243.679	1.297.000 (arvio)
Oma rahoitus	501.282	1.261.195	1.215.093	274.787	1.945.000 (arvio)
Muu rahoitus	-	-	-	-	-

Projekti koostuu kolmesta osasta:

1. Atmosfäärin vaikutus pelkistyvyyteen. Prof. K. Lilius TKK
2. Pölyn hyödyntäminen. Prof. K. Leiviskä ja prof. J. Härkki Oulun yliopisto
3. Innovatiivinen konvertteriprosessin ohjausmalli. Apul.prof. H. Jalkanen TKK

Y109A1 FÖRBÄTTRING AV HÖG-TEMPERATUREGENSKAPER HOS JÄRNMALMS-AGGLOMERAT

(Atmosfäärin vaikutus pelkistyvyyteen)

Författare: Kaj R. Lilius
Helsingfors Tekniska Högskola,
Avdelningen för material- och bergteknik

Key words: Reduction, magnetite, wüstite, impurities, sulfur

Sammanfattning

Målet av detta delprojekt var att undersöka reduktionsbeteende av magnetit och wüstit i olika temperatur och sammansättning av reduktionsgas samt inverkan av för järnmalmsaggregat typiska biämnen dvs. CaO och MgO på reduktionsförloppet.

Undersökningar genomfördes i en konventionel DTG-system med automatisk registrering. Provstycken tillverkades av magnetit och wüstit pulver och reducerades i isotermiska förhållanden i temperatur mellan 700-950°C. Olika gasblandningar med höga och låga reduktionpotential och med och utan H_2-tillägg användes. En rad försök utfördes med svaveltillsats i reduktionsgas. Inverkan av CaO och MgO undersöktes genom att upplösa varierande mängder av dessa komponenter i utgångsmaterial, dvs. magnetit och wüstit.

Resultaten visade, att ersättandet av ca. 30% av CO i reduktionsgasen med H_2 har en positiv inverkan på reduktionskinetiken i alla reduktionsförhållanden och samman-sättning av testmaterial. MgO-dopad magnetit uppvisar ett anomalisk beroende av temperaturen, dvs. reduktionförloppet retarderas när temperaturen höjs över 700°C och når ett minimum vid 850°C med ca. 75% nedsatt reduktionshastighet jämfört med prov av ren magnetit. Denna anomali elimineras om magnetiten har samtidigt med MgO blivit tillsatt med CaO som generellt har en stark positiv inverkan på reduktionskinetiken av magnetit och wüstit i alla försökshållanden.

Inverkan av svavel i reduktionsgas studerades genom att tillsätta till reduktionsgasen SO_2 i en mängd motsvarande en 130 kg/trj nivå av oljeinjektion med 2 vikt-% S. Svavelhalten i reduktionsgassen hade en dramatiskt retarderande effekt på reduktionsförloppet av ren och MgO-dopad wüstit i 700°C. Ett botemedel till detta var igen tillsats av CaO. På reduktionsförloppet av magnetit såsom också av wüstit i högre temperatur (850°C) visade svavelhalten i reduktionsgasen inte har någon inverkan.

Improvements of High Temperature Properties of Iron Ore Agglomerate

1 Introduction

This final report is about research done in 1992-94 in the framework of Jernkontoret project JK 2131/92, at Helsinki University of Technology, Finland. The aim of this study was the investigation of reduction of magnetite and wüstite in different reduction conditions and influence of doping of CaO and MgO thereon.

Project participants were: Jernkontoret (Stockholm), Fundia Wire Oy (Koverhar), Rautaruukki Oy (Raahe), SSAB Oxelösund AB (Oxelösund), SSAB Tunnplåt AB (Luleå), LKAB (Malmberget), Royal School of Technology (Stockholm), Luleå University of Technology (Luleå) and Helsinki University of Technology (Espoo). The leading committee was chaired by Mr. K. Raipala, Lic.Techn. (Fundia Wire Oy). Secretary position was occupied by Ms. H. Brunner, M.Sc. (Jernkontoret)

2 On the General Theoretical Background

Reduction of iron oxides has been intensively investigated and reported by a high number of researchers during several past decades. Amongst these works should especially be mentioned the basic work of J.O. Edström /1/ which in spite of having been published more than 40 years ago still maintains its important role as a base for new ideas and is supposed to be the most referred paper in this area. In spite of the huge work done during the past five decades many of the basic phenomena controlling the reduction of iron oxides are still secrets of nature and will also be not solved by this work. However, results are discussed and some basic facts are thus needed as a background.

In this work is used magnetite an wüstite as base materials. Iron as reduction product in test temperatures between 700-950°C the iron oxide phase in connection with reduction gas is by both materials, however, wüstite. "Secondary" wüstite resulted

"in situ" by reduction of magnetite e.g. at 700°C by CO-gas and "primary" wüstite prepared by long heating to state of equilibrium with a gas atmosphere proper composition may have a very different composition and structure which in decisive way influence the reduction behaviour of it.

Wüstite crystallises in the cubic NaCl lattice. The oxygen sub-lattice is practically fully occupied, while, on the other hand, a number of lattice points in the iron sub-lattice are vacant /2/. Due to the demand of electrical neutrality the iron ion deficiency has to be compensated by double number of trivalent iron ons, Fe^{3+}, as carriers of "electron holes".

As Fig. 1 and 2 show wüstite exhibits exceptionally large scale of deviation from stoichiometry the iron deficiency varying from y = 5 at-% at the $Fe/Fe_{1-y}O$ boundary up to about y = 15 at-% at the $Fe_{1-y}O/Fe_3O_4$ boundary. In early works it has been assumed that despite of their large concentration, cation vacancies in wüstite are randomly distributed in the crystal lattice and can be treated in terms of simple point defect model. Some later studies /3/, however, indicate that in some regions of the lattice a superimposed structure of iron vacancies with ions in inter-lattice position is possible leading to local spinel-type structures. This has been verified by more recent studies /4/, which have demonstrated that the non-stoichiometry of ferrous oxide is more complicated and cannot be explained in terms of a point defect model.

In fact for each cation vacancy which is created as a result of non-stoichiometry via reaction:

$$\tfrac{1}{2}\, O_2\,(g) = V + 2\oplus + O^{2-} \qquad (1),$$

where:

V = vacant cation site
⊕ = positive "electron hole" associated to Fe3+ ion
O^{2-} = oxygen ion in lattice

A Frenkel defect pair could be simultaneously formed by passing a trivalent iron ion, representing electron hole, from the "normal" octahedral to tetrahedral interstitial site. This implies that the concentration of cation vacancies could be higher than that resulting from non-stoichiometry theoretically reaching an enormous value of about 30V/O (percent of empty cation sites per oxygen in the lattice). Due to the mutual-

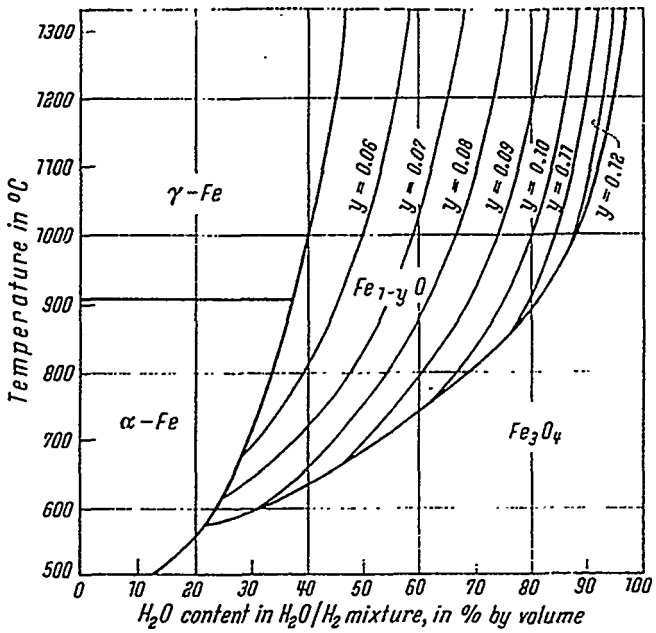


Fig. 1. Equilibria between iron, wüstite, magnetite and hydrogen and water-vapour mixture /10/.

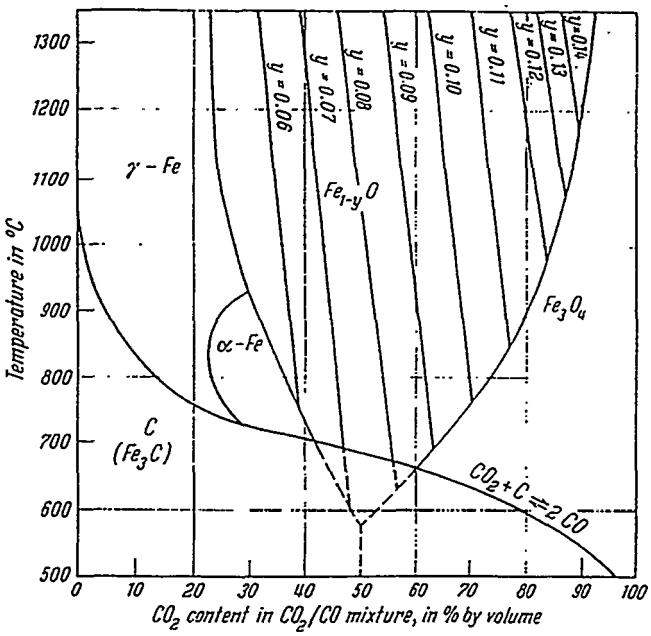


Fig. 2. Equilibria between iron, wüstite, magnetite and carbon monoxide, carbon dioxide and carbon. $p(CO) + p(CO_2) = 1$ atm /10/

interaction, vacancies and interstitial ions form extended defects and with increasing non-stoichiometry complicated, larger aggregates of defects will prevail.

The very reduction reaction between reducing gas and wüstite on iron wüstite interface may be simply presented by following reactions

$$2Fe^{3+} + V + O^{2-} + CO = 2Fe^{2+} + CO_2 \quad (2)$$

$$3Fe^{2+} = 2Fe^{3+} + V + Fe^{0} \quad (3)$$

By the latter reaction iron is produced and the former (equilibrium) non-stoichiometry of wüstite re-established after a temporarily iron oversaturation. If notable vacancy gradient existing, the diffusion of vacancies to and Fe^{2+}-ions from the very reduction boundary is competitive to the reaction (3) and may for a shorter or longer time even inhibit it thus resulting in a prolonged incubation period.

As Kohl and Engell /5/ in their classical work from 1963 could demonstrate, the defect state of wüstite prior to reduction influences the reduction kinetics in a decisive way (Fig 3).

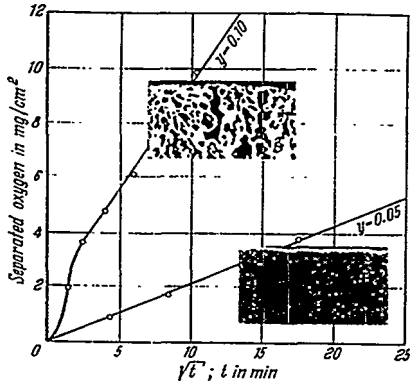


Fig. 3. Reduction of wüstite $Fe_{1-y}O$ with different vacancy content y. T = 800°C, $p(H_2)$ = 679.5 torr, $p(H_2O)$ = 17.5 Torr /5/

By wüstite with a low grade of iron deficit a tight layer of iron is built retarding effectively the reduction. By wüstite with an iron deficit high enough the reaction proceeds from active points (e.g. pores, ternary grain boundaries) by contemporary annihilation of vacancies and building of iron in the direction of high local vacancy gradient resulting in porous structure which may penetrate deep in wüstite and offer a favourable structure for reduction reactions (Fig. 4 and 5).

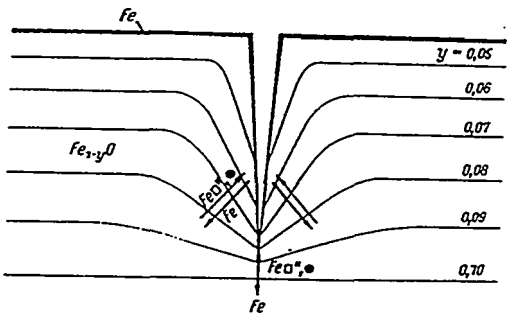


Fig. 4. Formation of fine pores during the reduction of wüstite with an excess of cation vacancies /5/.

Since iron ions are practically only diffusing components in pure magnetite and wüstite, the transformation of magnetite to wüstite takes place during reduction by incorporation of Fe^{2+}-ion:

$$Fe_3O_4 + (1\text{-}4y)Fe^{2+} = 4Fe_{1-y}O \qquad (4)$$

As can be interpreted from Fig. 2 this "secondary" wüstite is in high grade non-stoichiometric which will influence also the reduction behaviour of it as presented above.

Starting with magnetite, wüstite as intermitter between the reducing gas and magnetite cannot have been avoided, anyhow, not at temperatures above 570°C which is much lower that the temperatures used in this work. Since iron is practically taken the only diffusing component in FeO and Fe_3O_4, the transformation of those oxides into the other takes place during the reduction by the incorporation of additional iron, which is brought to the FeO/Fe_3O_4 interface by diffusion of Fe^{2+}-ions from the very reduction interface between wüstite and reducing gas (eq. 2).

Because the high concentration of cation vacancies (and electron holes associated to Fe^{3+}-ions as electrical balance) cation vacancies and electron holes are contemporary transported in opposite direction, to the wüstite/gas interface.

Since the volumes relatively to equal oxygen content will not change significantly, an oriented growth of the layers of the oxides can take place, and the transformation leads to dense layer of wüstite on magnetite, free from cracks and pores. The thickness of this layer is dependent of the reaction kinetics on wüstite/gas interface and diffusion kinetics of Fe^{2+} in wüstite. After building of an iron layer on wüstite, the thickness of wüstite layer remains constant until all magnetite is transformed, so, if no changes in the properties due e.g. to impurities of this layer take place.

3 Experimental Results

3.1 Test Materials and Conditions

As basic materials for all tests MAF representing a magnetite with low impurity level was used. For doped samples homogeneous distribution of calcium and magnesium was achieved by repeated thoroughly grinding, mixing and heating of doped magnetite at 1200°C in "nitrogen" atmosphere. Wüstite used in the tests was prepared from MAF by prolonged and repeated equilibrium heating at 1200°C in an atmosphere with CO_2/CO ratio 30 to 70.

Some characteristic features by samples should be considered when examining the test results. The samples were unsintered briquettes pressed of a powder sifted to less than 100 mesh. The macroscopic sample itself was by dimensions (cylinder with D ≈

1 cm, h ≈ 0.5 cm) of entirely other order of magnitude than the very reaction system i.e. the single powder particle with a maximal size of 0.015 cm.

Thus in conditions favouring fast chemical reactions the reduction potential will be exhausted by the great reaction surface in a relatively narrow zone, this zone moving by growing reduction grade from surface to interior of the cylindrical powder briquette.

Under these circumstances chemical reactions are controlling the reduction kinetics only at early stage of reduction the gas diffusion in the channels between the powder particles winning by growing reduction grades a dominant role (mixed control).

By more moderate conditions of chemical kinetics e.g. at relative low test temperatures reduction has a possibility to proceed more equally in the entire sample volume and proceed under chemical control.

For reduction tests following gas compositions have been used:

A.	CO	30%	
	N_2	70%	
B.	CO	21%	
	H_2	9%	
	N_2	70%	
C.	$CO+CO_2$	30%	(CO 21% + CO_2 9%)
	N_2	70%	
D.	$CO+CO_2$	21%	(CO 14,6% + CO_2 6,3%)
	N_2	70%	
	H_2	9%	
E.			As A, but SO_2-added
F.			As B, but SO_2-added

Test material and temperatures were following:

A. Magnetite (doping agent mentioned - when used)
B. Wüstite (doping agent mentioned - when used)
1. Magnetite. 950, 900, 850, 800, 750, 700°C
2. Ca 2% 950, 900, 850, 800, 750, 700°C
3. Mg 2% 950, 900, 850, 800, 750, 700°C
4. Ca 1% 800°C
5. Mg 1% 800°C
6. Ca 2% + Mg 2% 800°C
7. Ca 2% + Mg 1% 800°C
8. Ca 1% + Mg 2% 800°C
9. Wüstite 700, 800, 900°C
10. Ca 2% 700, 800, 850, 900°C
11. Mg 2% 700, 800, 850, 900°C

3.2 A New Concept for Presentation of the Test Results

In addition to the usual way of presentation reduction results in form of reduction grade vs. reduction time which are very numerous represented in enclosures a somewhat different and unusual concept was used because offering additional dimensions for examination and evaluation of experimental data.

Some guiding words may be useful in order to get the full benefit of the concept.

The reduction grade of a sample is as usual presented against time. Now, however, not the absolute time but a relative time based on reduction behaviour of a chosen reference system is used. This will be clear by following example:

Influence of e.g. addition of MgO on reduction behaviour of magnetite at 700°C and in reducing atmosphere with 70%N_2 + 30% H_2 will now be presented in the following way:

- reduction of pure magnetite in corresponding conditions is chosen as reference. Reduction grade (R/%) of this reference state is presented on the abscissa i.e. x-axis. Reduction time (t_{10}, t_{20} ... t_{40}) needed for achievement of different reduction grades (R = 10%, 20% ... 40%) is measured.
- reduction grade of the MgO-doped sample after elapse of corresponding time periods (t_{10}, t_{20} ... t_{40}) is measured and brought in figure, e.g.:
  - time needed for pure magnetite to reach the reduction grade R = 10% is 5 minutes.
  - reduction grade of the MgO-doped sample after elapse of 5 minutes is 15%.
  - this result is now presented by a point with x = 10%, y = 15%

Now is obvious, that all test results of the reference system itself or system with entirely identical behaviour are located on a 45° line drawn from the origo. All points under this line represent a system which is reducing slower than the pure magnetite and points above this line system, which are reducing faster than the pure magnetite at 700°C. In this way we create a curve presenting the reduction behaviour of the sample in comparison to the reference system in corresponding conditions (700°C).

As next step the reduction at 800°C is studied. Now the time needed for achievement of R = 10%, 20%, etc. by pure magnetite is measured and the reduction grade of the MgO-doped sample after corresponding time is brought in the figure as above. Now the reduction behaviour of MgO-doped sample in comparison to pure magnetite in corresponding conditions (800°C) is achieved.

For the sake of optical clearness in figures presented in this work only limited number of reacting systems have been contemporary presented in one figure, but in reality there are no limits. It is thus possible to use the x-axis for several referent systems e.g. reduction of pure wüstite, magnetite, hematite and present the relative behaviour of several doping agents and reduction gas compositions at all test temperatures at the same time in the same figure. It should although be remembered, that all results presented are relative, i.e. fixed to one reference system e.g. reduction of MgO-doped wüstite at 800°C in a gas atmosphere with 70% N_2, 21% CO, 9% H_2 compared with the reference system which usually would be reduction of pure wüstite under exactly equal conditions, i.e. at 800°C and in an atmosphere consisting of 70% N_2, 21% CO and 9% H_2. The choice of the reference system, however, has no limits - so comparison of behaviour between even very remote complex systems is possible.

3.3 Results and Discussion

3.3.1 Influence of the temperature

Temperature consistently improves the reduction kinetics in the whole test temperature range from 700°C to 950°C in all gas atmospheres and compositions of test material (Fig. 5 and 6) except in case of MgO-doped magnetite, by which a rate minimum phenomena in the range of 700-900°C is observed (Fig. 7). By undoped (CaO-doped) magnetite the rate-dependence of the reduction obeys the Arrhenius-law till 900°C (800°C) (Fig. 8). The calculated value of the "activation" energy of reduction is c. 85 kJ/mol (20 kcal/mol) which is somewhat higher than the values frequently presented in the literature (c. 65 kJ/mol or 15-16 kcal/mol). This might point to a contribution of solid-state diffusion to the overall control of kinetics in temperatures below 900°C (800°C). The maximum reduction rate for validity of the Arrhenius-law is not influenced by CaO-doping but because of the rate-improving influence of doping reached at considerably lower temperature. The message of this observation is very clear: above these temperatures the gas-diffusion in channels of the sample-briquette even by low reduction grades (R~10%) dominates the reduction kinetics.

3.3.2 Influence of partial substitution of CO by H_2 in reduction gas

Even if hydrogen alone might not be advantageous as reduction gas general observation in literature is that addition of H_2 to a CO-based reduction gas improves the reduction kinetics, this evidently due to the superior mobility of hydrogen through iron lattice compared with other alternatives as diffusion of carbon in iron as when reduced with CO.

As it can be noticed in Fig. 9, substitution of a part of CO in reduction gas changing its composition from 70% N_2 + 30% CO to 70% N_2 + 21% CO + 9% H_2 in spite of decrease of the reduction potential (Fig. 10) enchants the reduction magnetite and wüstite, the effect being more distinct by wüstite. The latter should not be surprising in light of what was said above about the influence of initial level of non-

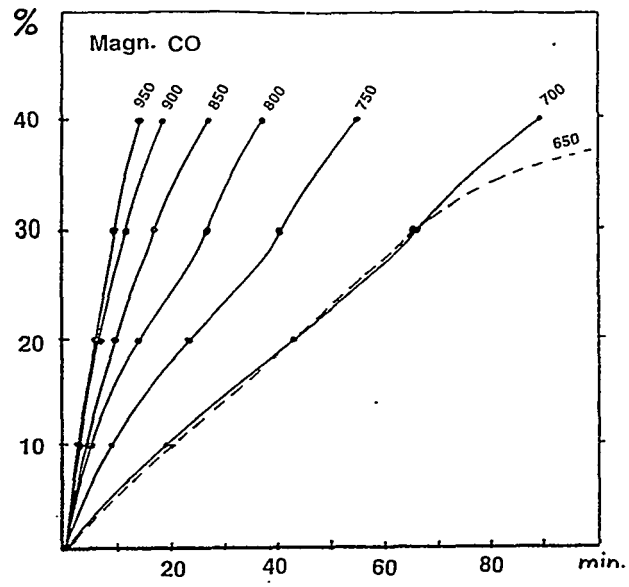


Fig. 5. Reduction of undoped magnetite in CO atmosphere (gas mix "A").

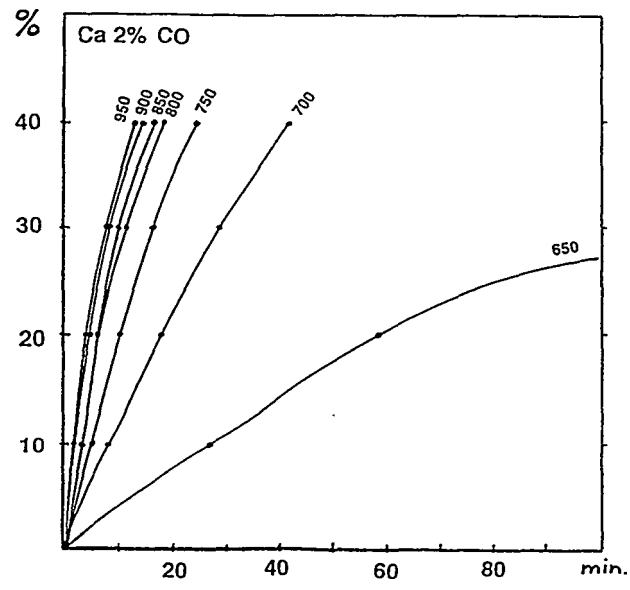


Fig. 6. Reduction of CaO-doped (2w-% Ca) magnetite in CO atmosphere (gas mix "A").

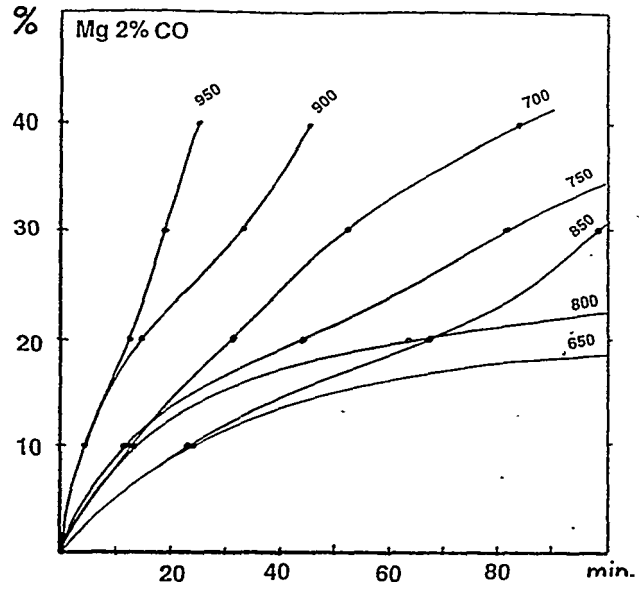


Fig. 7. Reduction of MgO-doped (2w-% Mg) magnetite in CO atmosphere (gas mix "A").

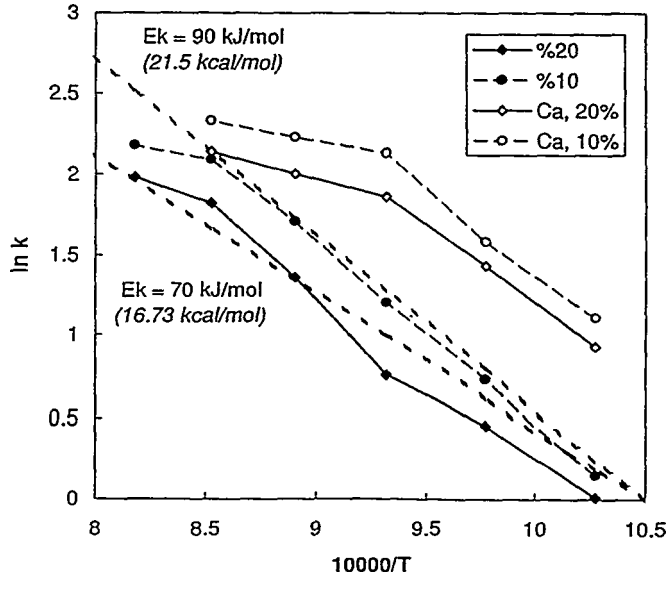


Fig. 8. Dependence of the reduction rate of undoped and CaO-doped (2 w-% Ca) magnetite on temperature in 30% CO + 70% N_2 (gas mix "A"). Reduction grade: 10% and 20%.

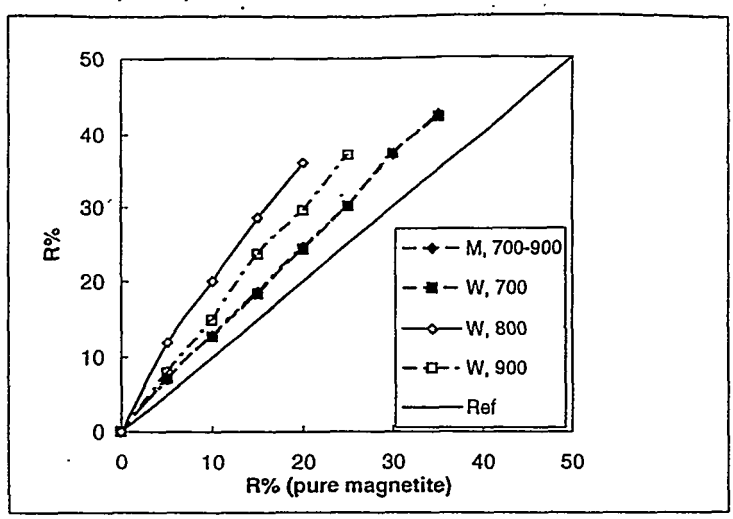


Fig. 9. Influence of partial substitution of CO by H_2 in reduction gas (gas mix "B") on the reduction of undoped magnetite and wüstite. Reference: reduction in a gas mix without H_2 addition.

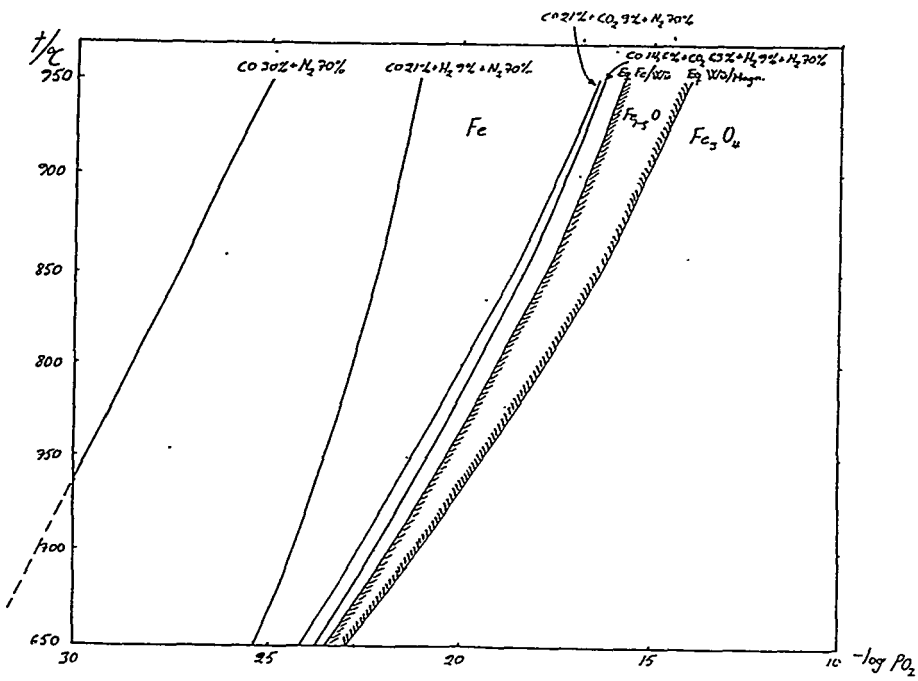


Fig. 10. Oxygen potential of different gas mixtures used in tests and stability areas of iron, wüstite and magnetite.

stoichiometry of wüstite on the structure of metallic iron build during reduction and thus also on the reduction kinetics. Wüstite used in this work has an initiative iron deficiency y ≈ 6 at-%, i.e. not significant in excess to the iron-wüstite equilibrium composition at reduction temperatures. Wüstite resulting from reduction of magnetite has in comparison a significantly higher iron deficiency of y ≈ 10 at-%. Thus iron built by reduction of magnetite will show a more porous structure than by reduction of wüstite.

More dramatic effect of H_2 can be observed in less reductive conditions (Fig. 11), i.e. reduction gas containing also CO_2 ($CO_2/CO \approx 0.4$ and $CO_2/CO + H_2 \approx 0.3$). As test material only magnetite was used but the fact that reduction would not even in highest reduction temperatures exceed without H_2-substitution in gas the level of R = 30%, points to thereon that "primary" wüstite as test material would without H_2 under those rather weak reducing conditions atmosphere be reduced extremely slowly. Doped magnetite and wüstite reacted to CO-H_2 substitution as above.

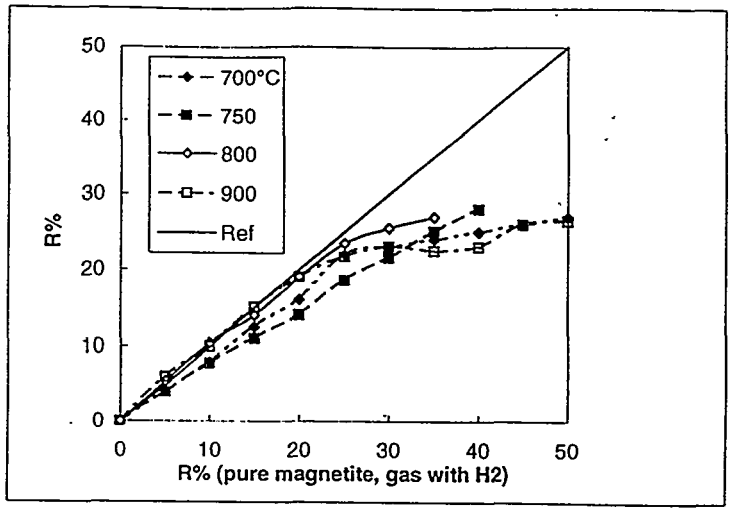


Fig. 11. Influence of partial substitution of CO by H_2 in reduction gas (gas mix "D") on reduction of undoped magnetite at different temperatures. Presented is reduction in a H_2-free atmosphere (gas mic "C") reduction. Reference: reduction in H_2-containing atmosphere (gas mix "D") represented by the 45° line from origo.

3.3.3 Influence of CaO-addition in magnetite

The influence of CaO was investigated with CaO-doped test material mainly with 2 % wt. Ca. Additionally some tests with lower content (1 % wt. Ca) and combined doping with MgO were done.

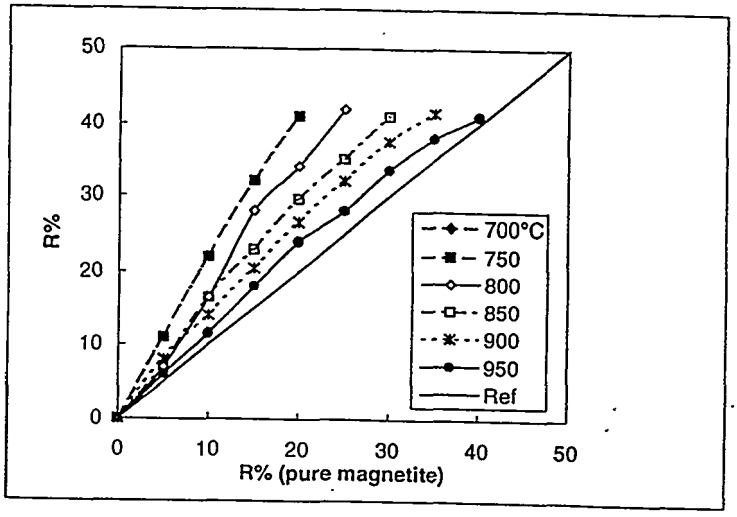


Fig. 12. Influence of addition of CaO-doping (2w-% Ca) in magnetite on reduction in CO atmosphere (gas mix "A") at different temperatures. Reference: reduction of undoped magnetite, represented by the 45° line from origo.

As figures 12 and 13 convince, CaO improves reduction kinetics of all test materials in all test conditions, this effect being somewhat more distinct by wüstite than magnetite. Especially interesting is the observation that already 1 % wt. Ca in magnetite removes entirely the reaction hindernis called by addition of 2 % wt. Mg magnetite (Fig. 14). Another important effect of CaO addition could be observed by reduction of wüstite in reduction atmosphere containing sulphur. Strong reduction retarding caused at moderate reduction temperature (700°C) evidently by sulphur was removed by addition of CaO (2 % wt.) in wüstite (Fig. 15).

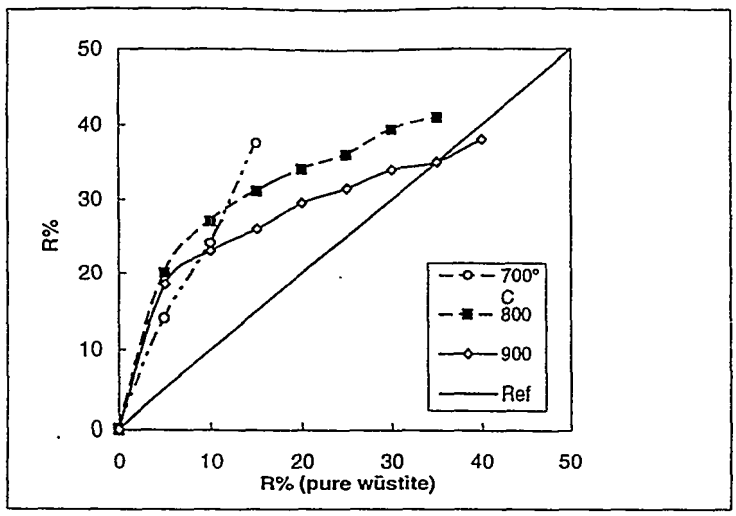


Fig. 13. Influence of CaO-doping (2w-% Ca) in wüstite on reduction in CO atmosphere (gas mix "A") at different temperatures. Reference: reduction of undoped wüstite, represented by the 45° line from origo.

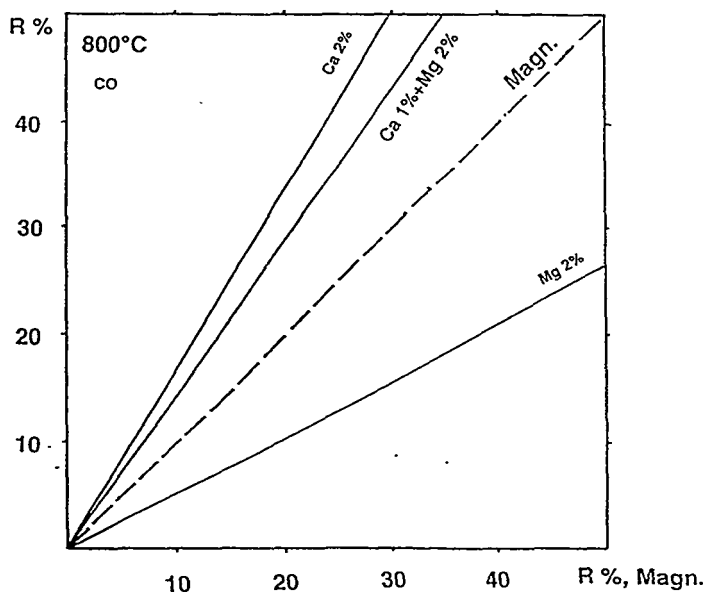


Fig. 14. Influence of combined doping on reduction of magnetite in CO atmosphere (gas mix "A") at 800°C. Reference: Reduction of undoped magne- tite represented by the 45° line from origo.

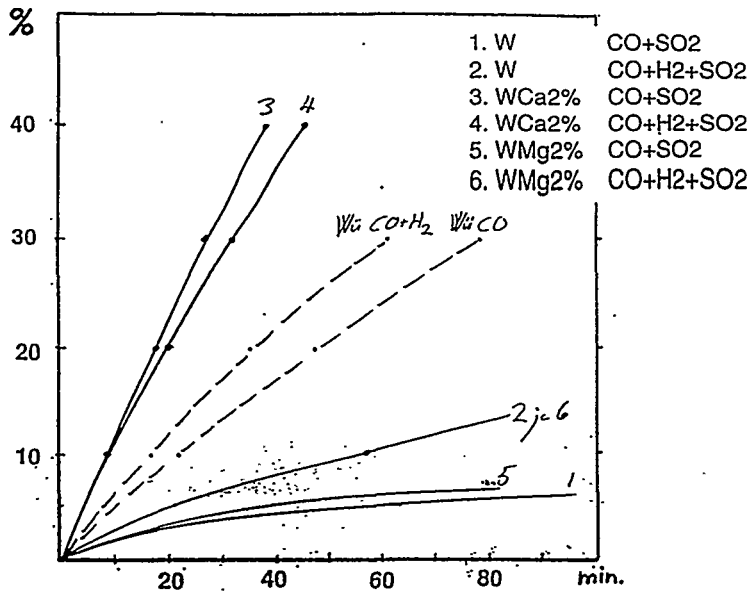


Fig. 15. Isothermal reduction of wüstite with various doping in sulphur contaminated atmosphere at 700°C.

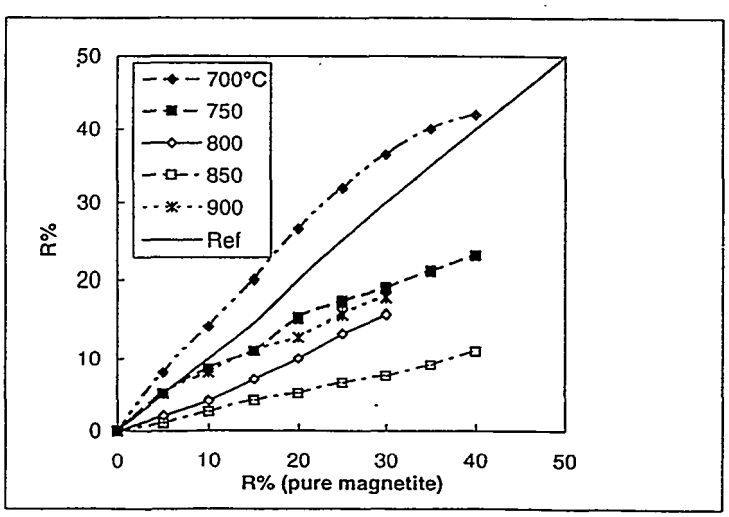


Fig. 16. Influence of addition of MgO-doping (2w-% Mg) in magnetite on reduction in CO atmosphere (gas mix "A") at different temperatures. Reference: reduction of undoped magnetite, represented by the 45° line from origo.

The positive influence of added CaO in reduction of iron oxides is widely known and several mechanisms have been proposed by which the reduction rate is accelerated.

A plausible explanation is offered by a recent paper /7/ which in an elegant way couples the strain producing properties of calcium in wüstite lattice with the cluster concept of lattice point defects mentioned above.

Calcium ion has relatively large size (r_{Ca}^{2+} = 1.0Å) when compared to Fe ions (r_{Fe}^{2+} = 0.77Å, r_{Fe}^{3+} = 0.65Å) and has tendency to be associated to cation vacancies and vacancy-cluster in wüstite resulting in increased density of stacking faults up to c. 1.5 % wt. of Ca in wüstite. Further additions of Ca atoms result in direct precipitation of complex ferrite plates ($CaFe_5O_7$) as a consequence of low solubility of the Ca^{2+}-ion in wüstite and its segregation to the stacking faults /6/.

Measurements of Ca concentration near the Fe/Ca-doped wüstite interface have demonstrated a large segregation effect (Fig. 16). In prevailing reduction conditions CaO is stable, i.e. will not be reduced and has to try to escape the proceeding Fe-front via diffusion from the reaction interface into wüstite. Due to the great size of calcium ion diffusion will proceed sluggish leading in calcium enrichment of stacking faults when the Ca-ions are absorbed by the Suzuki mechanism this resulting in growing of plate-like CF-precipitates as demonstrated by /6/.

Cluster formation and these precipitates in reduced iron give the iron an additional porosity supporting thus also the reduction kinetics. An additional aspect may be an accelerated Fe-nucleation due to a retarding effect of vacancy cluster formation on diffusion of Fe^{2+}-ions from the reduction frontier.

What is said above gives a very plausible explanation on mechanism of the influence of added CaO. Observation that this effect seems to more distinct by wüstite may demonstrate the role of different density of cation vacancies between "primary" wüstite and "secondary" wüstite generated "in situ" by reduction of magnetite. Finally, by reduction gases with sulphur content calcium rich clusters seem to build effective "trap" for sulphur thus eliminating the inhibition of reduction reaction by absorbed sulphur.

3.3.4 Influence of MgO-addition in magnetite

The influence of MgO was mainly investigated with test material doped to a level of 2 % wt. Mg. In addition some tests were done with lower content (1 % wt. Mg) and combined doping with CaO. Anomalous features of the influence of MgO-doping could be observed and an attempt will be made to find a plausible explanation for this.

Addition of MgO in "primary" wüstite seem not to have significant influence on reduction behaviour of wüstite in any test conditions. This, however, is not valid by MgO-doped magnetite which is showing a very anomalous behaviour.

As figure 16 shows, MgO-doped magnetite is reduced significantly slower than undoped magnetite in temperatures above 700°C. This reduction retarding effect is growing to a real reaction hindernis when temperature is risen to 850°C where reduction rate is only about 25% of the undoped magnetite. This effect is so strong that a clear rate minimum in absolute terms can be observed by MgO-doped magnetite in the temperature range of 700-900°C (Fig. 7). This phenomena can be observed with all reduction gas compositions although substitution of a part of CO in reduction gas by H_2 seems to bring a minor release.

The anomalous behaviour of MgO-doped magnetite is still more markant if the observed experimental reduction rates $k_{exp} = (dR/d\tau)_{exp}$) are compared with "theoretical" values (k_{theor}) calculated from Arrhenius equation with for chemical reaction control typical "activation" energy $E \approx 60$ kJ/mol and 700°C as reference temperature (Fig. 17-18). The ratio $k = k_{exp}/k_{theor}$ on y-axis is thus expressing how well the reduction kinetics fit the theoretical calculations above, i.e. the chemical "ideality" of the reduction.

Fig. 17 presents the grade of chemical "ideality" of the reduction at different temperatures with reduction grade as parameter. Line A (k = constant = 1) represents an "ideal" behaviour. Line B represents the grade of "ideality" if the reduction rate is controlled by diffusion in the gas phase, not by chemical reaction. It can be noticed, that at an early stage of reduction (R = 5%) the reduction at 900°C still underlies a chemical dominance but is at 50°C lower temperature retarded to a low fraction of

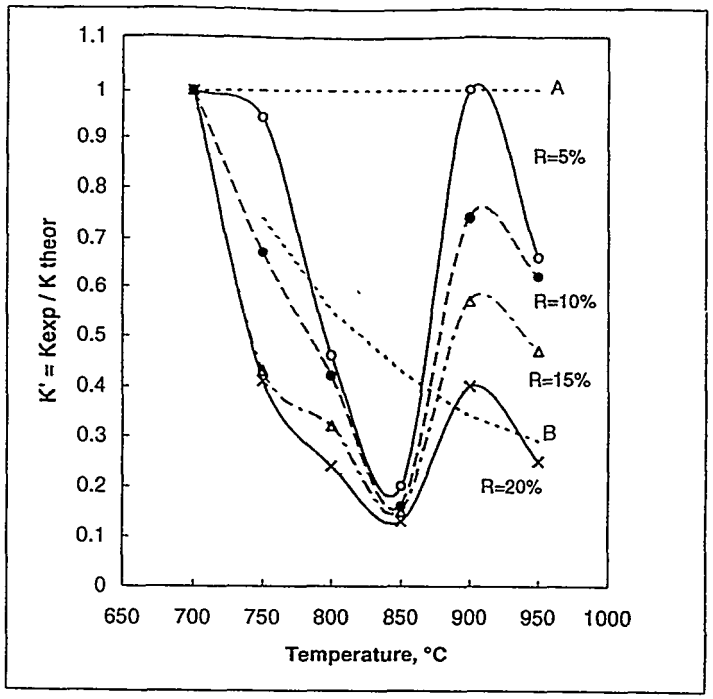


Fig. 17. Grade of "ideality (K') of the early-stage reduction (R ≤ 20%) of MgO doped (2 w-% Mg) magnetite at different temperatures. Gas atmosphere: 30% CO +70% N_2 (gas mix "A"). Parameter: Reduction grade R (O = 5.0%; O 10%; Δ =15%; x = 20%). Reference: Reduction at 700°C ($k'_{700°C}$ = 1.0).

the "should-be-rate". In higher reduction grades reduction rates at 750-850°C temperatures retarded even below the rates of a gas diffusion controlled reduction. At 900°C when R>5% and at higher temperatures (950°C) in general the role of the gas-diffusion in rate control is growing fast with growing reduction grades. This is more clearly presented in Fig. 18 with horizontal lines B representing the kinetics of a gas-diffusion controlled reduction at different temperatures.

Simultaneous addition of 1 % wt. of calcium in magnetite neutralises the reaction retarding effect of added MgO (Fig. 14). As we may notice in figure 19 MgO-addition does not significantly, anyhow, not in a negative manner, influence the reduction of wüstite samples.

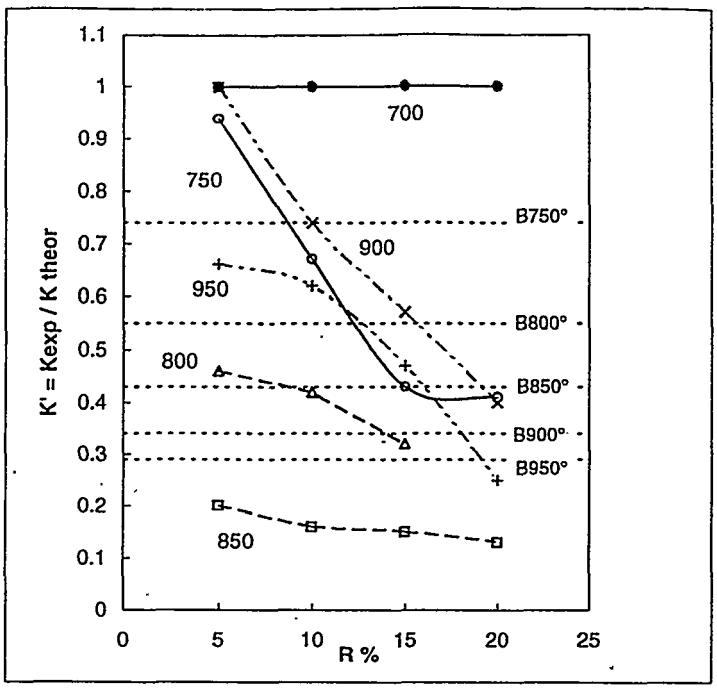


Fig. 18. Grade of "ideality" (k') of the early-stage reduction (R ≤ 20%) of MgO-doped (2 w-% Mg) magnetite in CO atmosphere (gas mix "A"). Horizontal lines marked by $B_{t°C}$ represent the level of k' of reduction when the rate is controlled by diffusion in the gas phase. Parameter: reduction temperature (O = 700°C; o = 750°C; Δ = 800°C; ∇ = 850°C; x = 900°C; + = 950°C). Reference: reduction at 700°C ($k'_{700°C}$ = 1.0).

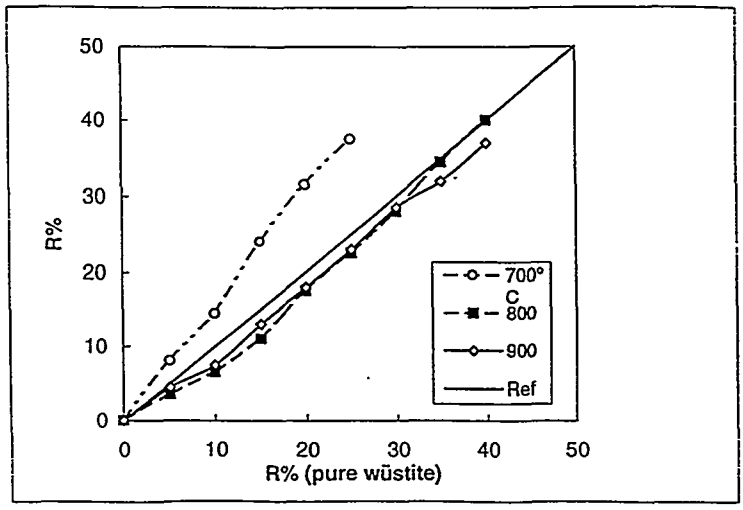


Fig. 19. Influence of MgO-doping (2w-% Mg) in wüstite on reduction in CO atmosphere (gas mix "A") at different temperatures. Reference: reduction of undoped wüstite, represented by the 45° line from origo.

Investigations published in literature concerning the influence of added MgO in reduction behaviour have mainly been concentrated in influence of MgO-content in mechanical properties and high-temperature softening properties of BF-charge with MgO-bearing sinter or MgO-rich pellets (e.g. olivine pellets).

Similar anomalous behaviour with rate minimum phenomenon between 650-800°C has been reported in literature but by sintered pellets of undoped wüstite reduced by H_2 /7/. The change in the reduction behaviour was interpreted by variations in sintering of iron due to the α-γ transformation of iron. In this work by undoped wüstite no similar anomalies were observed neither by undoped nor by MgO-doped wüstite.

As noticed above, MgO-doping has no retarding effect on the reduction rate of the "primary" wüstite. The reason of influence of added MgO on the reduction kinetics may be searched in two different areas:

- Mg^{2+} ions in magnetite lattice hinder the transformation of magnetite to wüstite
- Mg^{2+} ions in wüstite hinder the reduction of "secondary" wüstite

The retarding effect of MgO on reduction of magnetite is observed first above 700°C. Because MgO shows a complete solid solubility with wüstite should any retarding influence of MgO on the transformation of magnetite to wüstite be based on diffusion or structure related effects. Increase of temperature, however, improves strongly diffusion, especially solid state diffusion and "eases" solid state structural changes in general.

Considering the properties of the "secondary" wüstite as reduction product of magnetite this wüstite in pure state has a relatively high iron deficiency and correspondingly high concentration of cation vacancies. 2 % wt. added magnetite means that a big part i.e. 6% of lattice sites in wüstite reserved for iron ions are occupied by Mg^{2+}-ions. This has a significant reducing effect on the vacancy density in wüstite /8/ and building of a porous for reduction favourable structure during the reduction as mentioned above.

During the reduction in lower temperature the diffusion of Mg^{2+} in wüstite lattice is not enough activated in order to let Mg^{2+} ions to escape from the reduction boundary but well remain trapped in iron in form of (possible coherent) MgO-inclusions.

Increasing the reduction temperature activates the diffusion of Mg^{2+} with almost equal size as Fe^{2+}-ions. This leads to an increased Mg^{2+}-density hindering the diffusion of cation vacancies to the reaction zone. High Mg^{2+}-content may thus retard the vacancy annihilation process important for achieving porous structure favourable for reduction. A contemporary content of Ca^{2+}-ions may by the cluster formation block the diffusion of Mg^{2+} and anyhow contribute to building of a porous iron layer favourable for reduction kinetics. At more elevated temperatures (900°C) Mg^{2+} -diffusion is rapid enough leading to homogeneous distribution of Mg^{2+} in wüstite thus building no barrier for diffusion of cation vacancies and their annihilation.

3.3.5. Influence of sulphur in reduction gas

In order to investigate the possible influence of sulphur in reduction gas an amount of SO_2 corresponding injection of c. 130 kg/THM of oil with 2 % wt. sulphur was added in the reduction gas mix. In reduction condition at elevated temperatures so added sulphur will mainly be in form of H_2S and $S_2(g)$. Reduction behaviour of pure and doped magnetite and wüstite were investigated at 700°C, 800°C and 850°C.

Sulphur in reduction atmosphere did not show any significant effect on reduction of magnetite at any test temperature. Nor did CaO- and MgO-doped magnetite reflect any influence of presence of sulphur in the gas atmosphere. This concerns also wüstite reduction at 850°C.

The behaviour of wüstite at 700°C deviates, however, dramatically from all other test results. As Fig. 15 presents, the reduction was in high grade retarded, i.e. a rate as low as approximately 10-15% of the rate was observed compared to reduction of wüstite at 700°C corresponding gas mix without sulphur. MgO-doping (2 % wt. Mg) did not significantly influence the reaction behaviour of wüstite in sulphur contaminated atmosphere at 700°C.

Investigation published on the role of sulphur in reduction have mainly had their driving force in catastrophical swelling of iron ore pellets and influence of different impurities thereon when reduced in atmosphere with sulphur content. Some recent

papers make, however, more serious steps to clear up the basic phenomena behind of behaviour of sulphur during reduction of iron oxides /9/.

A plausible explanation for the role of sulphur especially at lower temperatures seems to be absorption of sulphur on reactive points like pores and other defects on wüstite surface this inhibiting the building of iron nucleus or on iron nucleus hindering the growth of it so effectively retarding the initial stage of reduction.

This dramatic reaction hindernis by sulphur is fully eliminated if CaO is added in wüstite. A plausible explanation is that calcium in wüstite is acting as effective trap for sulphur. This explanation is only by first sight in discrepancy with the observation that magnesium which also shows a high affinity for sulphur doesn't bring corresponding release to this sulphur problem.

The fact that sulphide of calcium is considerably more stable, sure, has an influence but may cover only a part of the solution.

The sizes of Mg^{2+}-ion (0.72Å) and Fe^{2+}-ion (0.77Å) are almost equal and Mg^{2+} is thus homogeneous distributed in the wüstite lattice. In case of lowered vacancy density on wüstite-gas interface an escape of Mg^{2+}-ions from is possible or even presumable.

Concerning calcium in wüstite lattice it is as presented above because of the large ion size (0.99Å) not able to escape by diffusion and is inclined to associate with stacking faults and build favourable places for sulphur to be "trapped" in. It remains to be explained why sulphur in gas doesn't influence the reduction of magnetite at 700°C and any test material at higher temperatures.

Both of this apparent discrepancies may be explained by kinetics. In high temperature conditions sulphur absorption based inhibiting mechanism doesn't work more because of the aggressive reaction conditions and "living" surface of wüstite by reduction of magnetite. The high concentration of vacancies and clusters of defects in the "secondary" wüstite formed at 700°C seemingly offer in spite of sulphur in gas abundant sites for reduction reactions and building of iron nucleus.

4 Conclusions

As already emphasised, the structure of samples (unsintered powder briquettes) allows only conclusions concerning the early stage of reduction of a compact material. In addition, the samples have no reduction history, i.e. the tests (except some few tests without significance) were in isothermic conditions. However, some practical conclusions may be presented.

In spite of the extreme interesting anomalous behaviour of MgO-doped magnetite, the MgO-content in magnetite used for BF-charge will not prepare corresponding troubles in the BF of following reasons:

- In sinter, significant contents of MgO appear only in secondary magnetite. Because of the high Ca/Mg ratio in secondary magnetite in basic sinter Mg^{2+} always is well "guarded" by sufficient content of CaO.
- In pellets (olivine pellets) the basic material is hematite.

Partial substitution of CO by H_2 in the reduction gas improves the reduction kinetics in all circumstances and especially by lower reduction potential of gas. This will be of significant importance in low-temperature of BF-reaction zones with relative high CO_2/CO-ratio.

Sulphur had a dramatical effect on reduction of pure and MgO-doped "primary" wüstite at 700°C but not on magnetite at any temperature. In "real" conditions i.e. in the BF wüstite corresponding "primary" wüstite should not exist. In addition, Ca^{2+}-content in "primary" wüstite eliminates effectively the retarding effect of sulphur in gas phase on reduction. Thus, the wüstite even in exceptional conditions would not be "inhibited" by sulphur in gas atmosphere resulted e.g. by high level of oil-injection.

Due to the circulating sulphur-load building of a low-melting (910°C) Fe-O-S ternary may not be excluded in practical conditions.

5 References

1. J.O. Edström: Journal of the Iron and Steel Institute, Vol. 175, 3(1953) 289-303.

2. E.R. Jette and F. Foote: J. Chem. Phys. 1 (1933), 29-36.

3. W.L. Roth: Acta Crystallogr. 13 (1960) 140-149.

4. M. Rekas et al: Solid State Ionics 22 (1987) 185-197.

5. H.K. Kohl and H.-J. Engel: Arch. Eisenhüttenwes. 34 (1963) 411-418.

6. J. Kusinski et al: Solid State Ionics 68 (1994) 185-192).

7. Y. Iguchi et al: Transactions of the Japanese Institute of Metals, Vol. 24, 3 (1983) 115-124.

8. J. Härkki: Dissertation, Helsinki University of Technology (1978).

9. S. Hayasaki et al: ISIJ, Vol. 32, 10 (1992) 1066-1075.

10. L. von Bogdandy and H.-J. Engel: The Reduction of Iron Ores, Springer Verlag, (1971), 28.

11. T. Rosenqvist: Thermochemical Data to Metallurgists. Tapir Förlag (1970).

12. Schlackenatlas: Verlag Stahleisen M.B.H., Düsseldorf.

Y109A2 EFFECT OF HYDROGEN ON REDUCTION OF BURDEN MATERIALS

Rautaruukki Oy
Raahe Steel
P.O. Box 93
92101 RAAHE

Telephone: (08) 84911
Telefax: (08) 849 3101

P. Lawrence Hooey

1 Introduction

Efficient operation of iron blast furnaces requires that the iron bearing burden material have good reduction, softening and melting characteristics. These characteristics are determined by the physical operation of the blast furnace and the mineralogical composition of the agglomerate. Increasing oil injection rates will increase the hydrogen content of the reducing gas significantly. The aim of this work is to establish how different burden materials react to this change in gas environment, and develop sinters which have optimal properties.

The testing of sinter and pellets is broken into two areas: development of the test methods; and determination of sinter and pellet characteristics.

The test method requires development because recent testwork has shown that the reducibility of the sinter is now so high that the reduction under load test is no longer sensitive. A new control program and more realistic gas compositions are currently being tested.

The softening and melting characteristics of sinters of varying composition, acid pellets and olivine pellets have been tested using the reduction under load test at Rautaruukki Oy Research Centre. The effect of hydrogen in the reducing gas on the different iron ore agglomerates has been evaluated.

2 Test method

Approximately 500 g samples of sinter or pellets were heated to 1430°C over 6 hours in the modified Burghardt reduction under load test. The reducing gas composition were $CO+H_2$ = 30%, balance N_2. The pressure drop, shrinkage and reduction rate were recorded.

3 Results

There appears to be little effect on the softening and melting properties of high basicity sinters (B2 ≈ 1.8) when the hydrogen content is increased. The softening and melting indexes of lower basicity sinters was improved with the introduction of hydrogen. Lower basicity sinters (B_2 = 1.2 - 1.6) are know to have lower reducibilities compared to high basicity sinter. The improvement in softening and melting properties was attributed to the increased reduction extent at high temperatures due to the better reduction abilities of hydrogen compared to carbon monoxide. Increasing the magnesium content in the sinters made their softening and melting indexes less sensitive to hydrogen.

The introduction of hydrogen improved the softening and melting indexes of acid pellets dramatically. This was clearly due to an increase in reduction extent at high temperature.

Tests conducted on olivine pellets showed that hydrogen improved the softening and meltdown indexes, but not as strongly as with acid pellets. Also, there was tremendous scatter in the test results with olivine pellets.

4 Reports

Hooey, P.L. High Temperature Reduction Characteristics of Sinters of Varying Basicity and Kostamus Acid Pellets in $CO/H_2/N_2$ Gas Mixtures. Rautaruukki Oy, Report TR00195, 1995. 27 p.

Hooey, P.L., Heinänen K. Relationship Between Original Sinter Mineralogy and the High Temperature Properties of Sinters Reduced with $CO/H_2/N_2$ Gas Mixtures. Rautaruukki Oy, Report TR001895, 1995. 32 p.

Hooey, P.L. Partial Reduction of Kostamus Acid Pellets in $CO/H_2/N_2$ Gas Mixtures. Rautaruukki Oy, Report TR003195, 1995. 15 p.

Hooey, P.L. The High Temperature Properties of Acid Pellets and Olivine Pellets Reduced Under Load in $CO/H_2/N_2$ Gas Mixtures. Rautaruukki Oy, Report TR003695, 1995. 24 p.

Hooey, P.L. Reduction Characteristics of High Iron Content, High BasicitySinters Reduced in $CO/H_2/N_2$ Gas Mixtures. Rautaruukki Oy, Report TR003795, 1995. 23 p.

Hooey, P.L. Reduction Under Load with $CO/CO_2/H_2/N_2$ Gas Mixtures: Preliminary Tests and Recommendations, New Computer Program Calculations. Rautaruukki Oy, Report TR003895, 1995. 13 p.

Y109 B PÖLYN HYÖDYNTÄMINEN

Oulun yliopisto
Prosessitekniikan osasto
Linnanmaa
1PL 444
90571 OULU

Puhelin: prof. J. Härkki (08) 553 2424 tai (08) 553 2467
Telefax: (08) 553 2304

Vastuullinen johtaja: prof. Jouko Härkki
prof. Kauko Leiviskä
Tutkijat: DI Pekka Myllymäki
FM Hannu Makkonen

Tiivistelmä

Projektin alkuvaiheessa sintraamon materiaalivirtaukset selvitettiin yksityiskohtaisesti ja selvitykseen perustuen laadittiin pöly- ja palautevirtausten näytteenotto- ja punnitussuunnitelma prosessikokeita varten. Myös sintrausprosessin prosessiparametrit, joilla prosessia käytännössä ohjataan, kartoitettiin. Sintraamolla toteutettiin kaksi erillistä prosessikoejaksoa. Ensimmäisen jakson aikana valmistettiin korkearautasintteriä MAF- ja Carol Lake-pohjaisesta rikasteseoksesta ja jälkimmäisen aikana käytössä oli MAF- ja Olenegorsk-pohjainen seos. Yhteensä vietiin läpi 17 prosessikoepäivää. Mittausten ja analyysien perusteella selvitettiin pöly- ja palautevirtausten sekä emissiopölyjen määrät ja koostumukset.

Prosessiparametrimuutoksilla ja petauskasan vaihtumisella ei ole kovinkaan suurta vaikutusta pölyjen ja palautteiden kemialliseen koostumukseen. MAF/CaLa -jakson näytteet kuitenkin eroavat jonkin verran koostumukseltaan MAF/Oleg -jakson näytteistä. MAF/CaLa -jaksolla polttoaineen kulutus oli jonkin verran suurempi kuin MAF/Oleg -jaksolla. Samoin kokonaispalautemäärä oli MAF/CaLa -jaksolla selvästi suurempi, johtuen lähinnä kuumapalautteen määrän kasvusta. Syynä voi olla esim. parantunut kaasunläpäisevyys.

Fysikaaliset syyt aiheuttavat enemmän pölyjen ja palautteiden muodostumista ja vaikuttavat myös enemmän niiden koostumukseen sintrausprosessissa kuin mineralogiset reaktiot. Kaliumin, natriumin ja kloorin pitoisuudet emissiopölyissä ovat huomattavasti korkeammat kuin prosessiin palautettavissa pölyissä. Nämä esiintyvät emissiopölyissä pääasiassa sylviininä (KCl) ja haliittina (NaCl). Sylviini ja haliitti rikastuvat pölyn hienoimpaan fraktioon.

Prosessikokein todettiin pölymäärien olevan petauskasasidonnaisia eli petauskasan vaihtuminen merkitsee usein pölymäärien muutosta. Palautemalleissa selkeimmät palautemääriin vaikuttavat parametrit olivat sintrauspatjan korkeuden ohella erilaiset raaka-aineseosta kuvaavat tekijät.

Sintrausprosessin pöly- ja palautemääriä voidaan vähentää raaka-aineiden, lähinnä rikasteiden ja sekundääristen raaka-aineiden, valinnalla sekä prosessin tarkemmalla ohjauksella ja hallinnalla sekä tämän mahdollistavalla laitekehityksellä. Pölypäästöjen vähentämiseksi tarvitaan pölynerotuksen tehostamista sekä pölyn kierrätyksen tarkkaa harkintaa.

1 Johdanto

Sintraamo on Raahen terästehtaan suurin yksittäinen pölyemissioiden lähde. Sintrauksessa myös kiertää sisäisesti todella suuret määrät energian kulutusta lisääviä palautteita. Palautteet ovat osaksi hienojakoista sintteriä ja osaksi agglomeroitumatonta raaka-ainetta ja pölyä. Sintrausprosessin suurimpia varjopuolia ovatkin juuri pölypäästöt sekä pölyämisen heikentämät työolosuhteet.

Tällä tutkimuksella pyrittiin selvittämään pölyn ja palautteiden syntymekanismeja ja niiden määriin vaikuttavat prosessiparametrit sintrauksessa. Tavoitteena oli mallintaa pöly- ja palautemäärät prosessiparametreista lähtien, jotta prosessia säätämällä tai raaka-aineiden valinnalla kyettäisiin vaikuttamaan emissiopölyjen ja palautepölyjen sekä yleensäkin palautteiden määrään. Pienempi palautekuorma merkitsee energian säästöä.

2 Tavoitteet

Stoft -projekti oli yhteispohjoismainen hanke. Mukana yhteistyöprojektissa olivat Rautaruukki, Fundia ja SSAB sekä Luulajan teknillisen korkeakoulun prosessimetallurgian ja Oulun yliopiston prosessimetallurgian ja säätötekniikan laboratoriot. Luula-

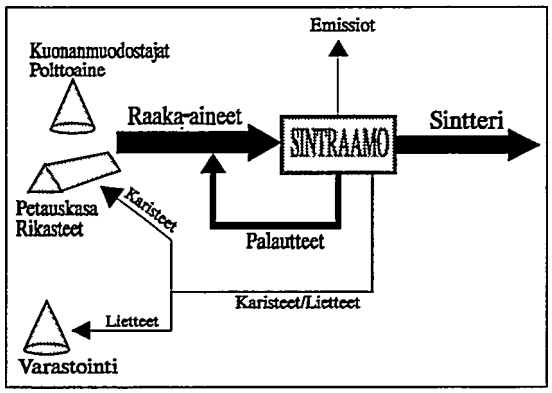
jan teknillinen korkeakoulu keskittyi selvittämään pölyn muodostumista LD - konvertterissa ja Oulun yliopisto teki vastaavaa tutkimusta sintrausprosessista.

Suomen osaprojektissa prosessimetallurgian osatutkimuksen keskeinen tavoite oli selvittää pölyjen koostumus sekä niiden syntyyn vaikuttavat kemialliset ja mineralogiset reaktiot prosessissa sekä niiden riippuvuus prosessiolosuhteista. Säätötekniikan laboratorion osatutkimus keskittyi lähinnä prosessikokeiden toteuttamiseen sekä syntyvien palaute- ja pölymäärien mallintamiseen prosessiparametreista lähtien siten, että prosesseja säätämällä voitaisiin vähentää pölypäästöjä sekä palaute- ja pölymääriä ja täten myös energian kulutusta.

3 Tulokset

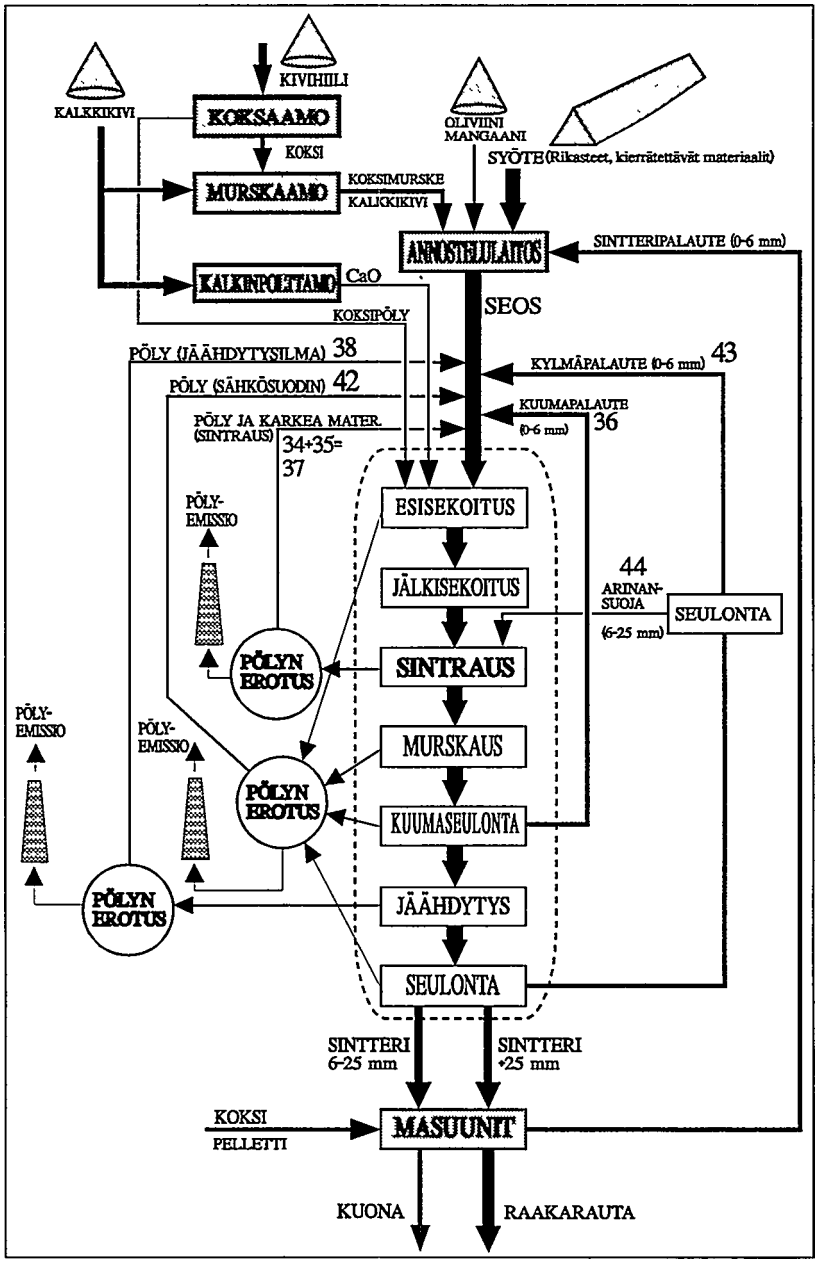
3.1 Sintrausprosessin pölyt ja palautteet

Sintraamo on terästehtaan suurin yksittäinen pölyemissioiden lähde. Lisäksi sintraamolla on merkittävä sisäinen palautekierto. Kuvassa 1 on esitetty karkeasti sintraamon materiaalivirtaukset.



Kuva 1. Sintraamon suurimmat materiaalivirtaukset.

Sintraamon sisäisten pöly- ja palautekiertojen täsmentämiseksi on laadittu kuva 2, jossa on esitetty materiaalien virtaus eri prosessivaiheiden välillä.



Kuva 2. Sintraamon sisäiset pöly- ja palautekierrot.

Kuvan 2 virtauskaaviossa voidaan erottaa seuraavat sintraamon sisäiset pöly- ja palautevirtaukset:

- Kylmäpalaute (numero 43)
- Kuumapalaute (numero 36)
- Arinansuojasintteri (numero 44)
- Savukaasusta erotettu palautepöly ja sintrausnauhan karisteet (numero 37)
- Jäähdytysilmasta erotettu palautepöly (numero 38)
- Sähkösuotimen erottama palautepöly (numero 42)
- Sintrauskoneiden pölypäästö
- Sintterin jäähdyttäjien pölypäästö
- Sähkösuotimen pölypäästö.

Vertailtaessa Rautaruukki Raahe Steelin eri yksiköiden pölynerotuslaitteiden pölypäästöjä, huomataan sintraamon osuuden olevan näistä päästöistä noin puolet. Tarkasteltaessa taas sintraamon eri pölynerotuslaitteiden pölypäästöjä keskenään, nähdään sintraamon pölypäästöjen olevan peräisin pääasiallisesti sintrauskoneilta (savukaasu) ja sintterin jäähdyttäjiltä (jäähdytysilma). Sintraamon pölypäästö on jyvitetty taulukossa 1.

Taulukko 1 Raahe Steelin sintraamon pölynerotuslaitteiden pölypäästöt 1991..

Pölynerotuslaite	Pölypäästö (t/a)	Osuus sintraamon kokonaispäästöstä (%)
Sintrauskoneet	715	55.8
Sintterin jäähdyttäjät	444	34.6
Purkup. sähkösuodin	57	4.5
Esisek.rummun höyrynp.	52	4.1
Sintraamon taso 37	12	0.9
Sintraamon annostelulaitos	2	0.2
Yhteensä	1282	100.0

Sintrausprosessissa kiertävät pölyt ja emissiopölyt ovat raaka-aineiden hienoaineksen muodossa prosessiin saapuvaa pölyä, raaka-aineista sintrauksessa syntyvää pölyä ja sintterin eri käsittelyvaiheissa sintteristä syntyvää pölyä. Nämä pölyt pyritään erotta-

maan tuotevirtauksista, kaasuvirroista ja pölyä tuottavista prosessivaiheista seulojen ja pölynerotuslaitteiden avulla sekä palauttamaan uudelleen prosessiin tarkoituksena sintrata ne tuotteeksi. Osa näistä prosessiin saapuvista ja prosessin tuottamista pölyistä kuitenkin jää agglomeroitumatta sintrausnauhalla ja pölyää taas yhä uudelleen ja uudelleen eri prosessivaiheissa.

Yksi mahdollinen syy pölyn muodostukseen ovat sintrauksessa tapahtuvat mineralogiset prosessit. Esimerkiksi mineraalien muuttuminen toiseksi mineraaliksi tai saman mineraalin eri olomuodoksi saattavat aiheuttaa rikkoutumista ja lisätä siten pölyn määrää. Myös mineraalien erilaiset lämmönjohtokyvyt ja lämpölaajenemiskertoimet voivat aiheuttaa rakenteiden särkymistä. Valtaosa kiertävistä pölyistä kuitenkin lienee nauhalla sintrautumatta jäänyttä hienoainesta sekä mekaanisesti hienontunutta sintteriä.

3.2 Prosessikokeiden tulokset

Sintraamon pölyistä ja palautteista otettiin näytteitä ja niiden määrät mitattiin kahden erillisen prosessikoejakson yhteydessä. Ensimmäisen kampanjan aikana sintraamo käytti Malmbergetin ja Carol Laken rikasteisiin pohjautuvaa raaka-aineseosta (MAF/CaLa) ja toisen kampanjan aikana raaka-ainepohja muodostui Malmbergetin ja Olenegorskin rikasteista (MAF/Oleg). Emissiopölyistä otettiin näytteitä sekä mitattiin määrät. Jälkimmäisen kampanjan aikana tiettyjä prosessiparametreja muuteltiin suunnitellusti pölymäärien mallintamista varten tarvittavien tietojen hankkimiseksi. MAF/CaLa -jaksolla järjestettiin viisi prosessikoepäivää ja MAF/Oleg -jaksolla kaksitoista.

3.2.1 Palautevirtaukset seuloilta ja pölynerotuslaitteilta

Taulukossa 2 on esitetty palautevirtausten keskimääräiset virtausmäärät kummallekin prosessikoejaksolle massavirtauksina sekä suhteutettuina tuotantotehoon (tsi tarkoittaa tuotettua sintteritonnia).

Taulukko 2. Sintraamon keskimääräiset palautevirtaukset.

	MAF/CaLa	MAF/CaLa	MAF/Oleg	MAF/Oleg
Palautevirtaus	t/h	kg/tsi	t/h	kg/tsi
Kuumapalaute 36	76.5	244.0	61.8	195.1
Kylmäpalaute 43	94.8	302.3	94.1	297.8
Arinasyöte 44	59.5	190.3	52.2	165.1
Palautevirt. 34	1.18	3.7	0.73	2.3
Palautevirt. 35	4.53	14.4	2.07	6.5
Palautevirt. 37	5.71	18.1	2.80	8.8
Palautevirt. 38	1.25	4.0	1.48	4.7
Palautevirt. 42	3.31	10.5	3.06	9.6
Kokonaispalaute	181.6	578.9	161.1	509.5
Kokonaispalaute+ arinasyöte	241.1	769.2	213.2	674.5

Kokonaispalautemäärä oli MAF/CaLa -jaksolla huomattavasti suurempi. Myös arinansuojasintteriä käytettiin enemmän. Nämä seikat selittyvät ainakin osittain sillä, että MAF/CaLa -jaksolla sintrattiin keskimäärin pienemmällä patjan korkeudella (prosessikoepäivien patjan korkeuden keskiarvo MAF/CaLa -jaksolla 408 mm ja MAF/Oleg -jaksolla 428 mm). Kylmäpalautteen määrässä ei ole ratkaisevaa eroa huomattavissa, mutta kuumapalautetta kierrätettiin MAF/CaLa -jakson prosessikoepäivinä n. 50 kg/tsi enemmän. Savukaasun pölyä ja sintrausnauhan karistetta sisältävät virtaukset (virtaus 37) olivat MAF/CaLa -jaksolla n. 9 kg/tsi suuremmat, mutta tämä ero muodostuu enimmäkseen karkeahkosta nauhan karisteesta. Jäähdytysilman pölyä (38) näyttäisi kiertäneen MAF/Oleg -jaksolla aavistuksen verran enemmän, mutta sähkösuotimen pölyä taas vastaavan verran enemmän MAF/CaLa -jaksolla.

3.2.2 Tuotanto ja polttoaineen kulutus

Tuotantotietojen ja polttoaineen kulutuksen keskiarvot molemmille prosessikoejaksoille on koottu taulukkoon 3.

Taulukko 3. Sintraamon tuotanto ja polttoaineen kulutus.

	MAF/CaLa	MAF/Oleg
Tuotantoteho (t/h)	314.3	316.1
Tuotantoteho (t/m2*24h)	33.5	33.7
Tuotantoteho (t/vrk,eff)	7543	7586
Koksipöly (t/h)	4.4	3.7
Koksipöly (kg/tsi)	13.9	11.7
Koksimurske (t/h)	14.3	13.3
Koksimurske (kg/tsi)	45.6	42.1
Polttoaine yht. (t/h)	18.7	17.0
Polttoaine yht. (kg/tsi)	59.5	53.8

Tuotantotehossa ei näytä olleen juuri eroa jaksojen keskiarvoja tarkasteltaessa, mutta tuotantoahan onkin säädetty tarpeen mukaan sintrauspatjan korkeutta muuttamalla. Polttoaineen kulutus näyttäisi olleen MAF/CaLa -jaksolla n. 5,7 kg/tsi suurempi. Osan suuremmasta polttoaineen tarpeesta selittää pienempi patjan korkeus, mutta suuremmalla palautteiden määrällä lienee myös osuutensa asiaan. Rautaruukin tutkimusten mukaan korkearautasintterin valmistukseen MAF/CaLa-pohjaisella sintrausseoksella kului pitkän jakson keskiarvona n. 3,2 kg/tsi enemmän polttoainetta.

3.2.3 Palautteiden koostumus

Pääsääntöisesti samasta paikasta eri aikoina otetut näytteet ovat koostumukseltaan melko samanlaisia. Vaihtelu rajoittuu määrättyihin virtauksiin. Prosessiparametrimuutoksilla ja petauskasan vaihtumisella ei ole kovinkaan suurta vaikutusta pölyjen ja palautteiden kemialliseen koostumukseen. MAF/CaLa -jakson näytteet kuitenkin eroavat jonkin verran koostumukseltaan MAF/Oleg -jakson näytteistä.

Sintterinkappaleiden määrä on suurempi nauhan alussa ja lopussa olevissa kaksoissulkijoissa kuin nauhan keskivaiheilla. Ilmeisesti tämä johtuu melko pitkälti mekaanisista syistä. Varsinaisten mineralogisten prosessien aiheuttamia koostumuseroja ei löydy, joten näiden osuus pölyn muodostukseen jää tässä vaiheessa epäselväksi.

Multisyklonin alitteeseen konsentroituvat kaksoissulkijoihin verrattuna mm. rikki, hiili, magnesium, pii ja kalium. Raudan pitoisuus taas on pienempi siksi, että painavia rautamineraaleja, magnetiittia ja hematiittia, fraktioituu savukaasusta muita mineraaleja runsaammin ennen multisyklonia. Kalium rikastuu ilmeisesti sylviininä (KCl), jota löytyi useimpien näytteiden hienoaineksesta.

Kaikkein hienojakoisimpien palautteiden, joita ovat pölymäiset multisyklonin alite, jäähdytysilmasta erotettu pöly ja sähkösuotimen keräämä pöly, koostumukset poikkeavat joidenkin alkuaineiden suhteen karkearakeisemmista palautteista. Varsinkin rautapitoisuus on pölymäisessä palautteessa pienempi.

3.2.4 Emissiopölyt

Natriumin, rikin, kaliumin, kalsiumin ja hiilen pitoisuudet ovat emissiopölyssä huomattavasti korkeampia kuin multisyklonin alitteessa tai muissa palautteissa. Myös sinkin (61 ppm), kuparin (0,053 %) ja lyijyn (1570 µg/g) pitoisuudet emissiopölynäytteessä ovat korkeammat.

Magnesiumin, piin, vanadiinin, mangaanin, raudan ja nikkelin pitoisuudet ovat emissiopölyssä pienemmät kuin multisyklonin alitteessa. Alumiinin, fosforin, titaanin ja kromin pitoisuuksissa ei ole merkittäviä eroja.

Kloorin kokonaispitoisuudeksi emissiopölyssä laskettiin n. 13,6 %. Muista näytteistä klooria ei analysoitu, mutta koska analyysien summat ovat lähellä sataa prosenttia, ei näin korkeita Cl-pitoisuuksia muualla esiinny. Prosessiveden tai Hämeenlinnan rauta-

oksidin sisältämä kloori ei riitä selittämään tätä määrää, joten ilmeisesti emissiopölyn kloori on enimmäkseen MAF-rikasteesta peräisin. MAF-rikasteessa klooria tulee prosessiin enemmän kuin emissiopölyissä prosessista poistuu.

Emissiopölyn hieno- ja karkearakeisen fraktion koostumukset ovat erilaiset. Hienofraktiossa, jota on n. 37 % kokonaisnäytteestä, natriumin, rikin, kaliumin, kuparin, sinkin, lyijyn, kadmiumin, arseenin ja kloorin pitoisuudet ovat korkeammat kuin karkeafraktiossa. Varsinkin Na, K, Pb ja Cl ovat vahvasti konsentroituneet hienoainekseen. Tämän raekoon erottaminen savukaasusta saattaa olla vaikeaa ja mahdollisesti multisyklonien uusimisellakaan ei päästä kovin merkittävään päästöjen supistamiseen näiden aineiden osalta. Savukaasujen pesu sen sijaan saattaa vähentää natriumin, kaliumin ja kloorin emissioita. Mikäli multisyklonien erotusastetta parannetaan, voidaan kuitenkin päästä pienempiin karkeafraktioon rikastuvien aineiden päästöihin. Tällaisia aineita ovat Mg, Al, Si, P, Ca, Ti, Mn, Fe, Ni, Cr, V ja C. Jos pölyjen keräystä tehostetaan, ei runsaasti kaliumia ja klooria sisältäviä pölyjä kuitenkaan kirjallisuuden perusteella välttämättä kannata palauttaa prosessiin, koska kalium ja kloori höyrystyisivät sintrauslämpötilassa uudelleen ja joutuisivat taas savukaasuun, josta ne on jo aiemmin erotettu.

Verrattuna sintrauskoneiden emissioihin jäähdytysilman emissiopölyssä on pienemmät natrium-, kalium- ja klooripitoisuudet ja suuremmat alumiinin, piin, kalsiumin ja raudan pitoisuudet. Hieno- ja karkeafraktiot eivät kovin paljoa eroa toisistaan.

3.2.5 Mineralogia

Magnetiitti ja hematiitti ovat runsaimmin esiintyvät mineraalit molemmilla jaksoilla kaikissa näytteissä. Forsteriitti, kvartsi ja kalsiitti ovat tavallisia useimpien näytteenottopaikkojen aineksessa. Kalsiumsilikaattia esiintyy muissa näytteenottopaikoissa paitsi multisyklonin alitteessa. Sylviini on tavallinen mineraali multisyklonin alitteessa. Lisäksi löydettiin haliittia ja portlandiittia.

Miten suuri osa pölyjen ja palautteiden rautaoksidirakeista on primäärejä eli rikasteista peräisin olevia ja miten suuri osa sekundäärisiä tai tertiäärisiä, on epävarmaa ja tämän selvittäminen vaatisi mikroskopointia ja mikroanalyysejä.

Forsteriitti, kvartsi ja kalsiitti ovat peräisin raaka-aineista. Sylviiniä esiintyy tavallisimmin multisyklonin alitteen hienoaineksessa. Haliittia ei muualta ole löydettykään. Imukasseista savukaasun pölystä otetuista näytteistä on kaikista, myös nauhan loppupäässä olevasta 13. kassin näytteestä, löydetty sekä sylviiniä että haliittia. Näitä siis esiintyy koko sintrausnauhan matkalla, mutta ilmeisesti ne eivät yleensä putoa alla oleviin kaksoissulkijoihin, vaan kulkevat keveinä ja hienojakoisina mineraaleina savukaasuvirtauksen mukana multisykloniin.

Todennäköisesti kalium- ja natriumkloridi muodostuvat vasta sintrausprosessissa. Raaka-aineiden mineraaleista MAF:in apatiitti on ainoa, joka saattaa sisältää klooria. Kuten edellä todettiin, kloorin ainemäärät viittaavat siihen, että se on lähtöisin nimenomaan MAF:sta. Sintrauksessa mineraalit joutuvat korkeisiin lämpötiloihin ja saattavat hajota, jolloin niiden sisältämät kloori, kalium ja natrium voivat höyrystyä savukaasuun. Savukaasun lämpötila laskee melko nopeasti, mikä johtaa kiinteän kalium- ja natriumkloridin muodostumiseen. Mineraalien nopeaan muodostumiseen viittaa se, että sylviiniä ja haliittia on jo imukasseista otetuissa pölynäytteissä.

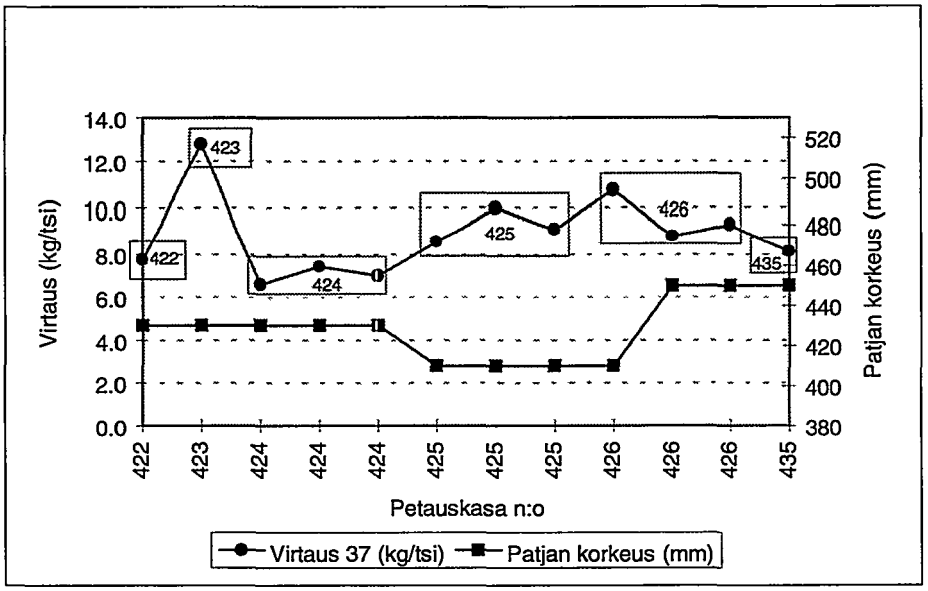
Emissiopölyissä esiintyy samoja mineraaleja kuin palautteissakin. Diffraktometrianalyysien perusteella kalium, natrium ja kloori esiintyvät emissioissa pääasiassa sylviininä ja haliittina.

3.3 Palautevirtausten mallit

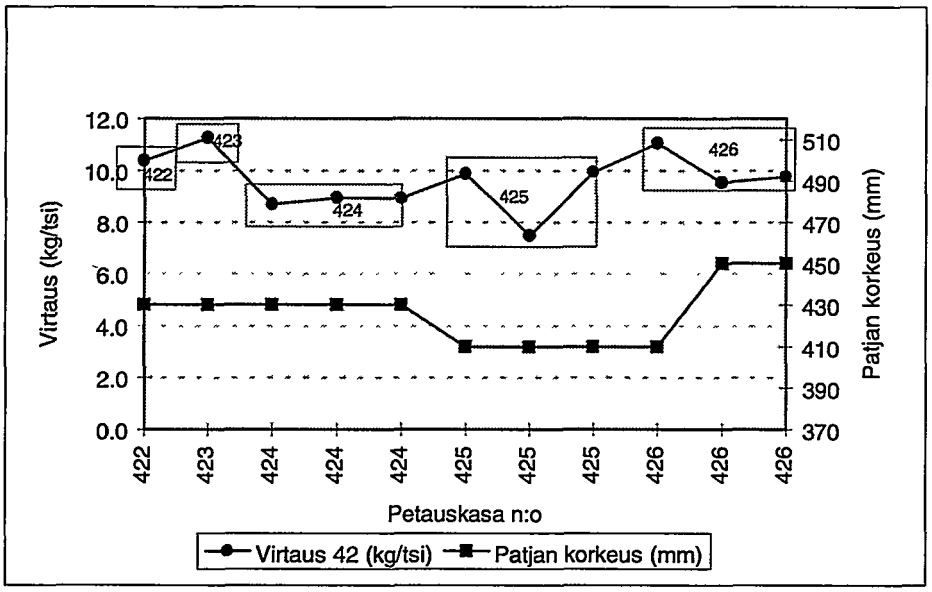
Kullakin palautevirtauksella on selvästi oma tyypillinen raekokojakaumansa ja pölypitoisuutensa. Raekokojakaumien hajonnat osoittautuivat yllättävän vähäisiksi, joten kunkin palautevirtauksen kuljettama pölyvirtaus riippuu enemmänkin kyseisen massavirtauksen kuin raekokojakauman muutoksista. Niinpä massavirtausmallit toimivat kohtalaisen hyvin myös pölymalleina.

3.3.1 Pölynerotuslaitteiden palautteet

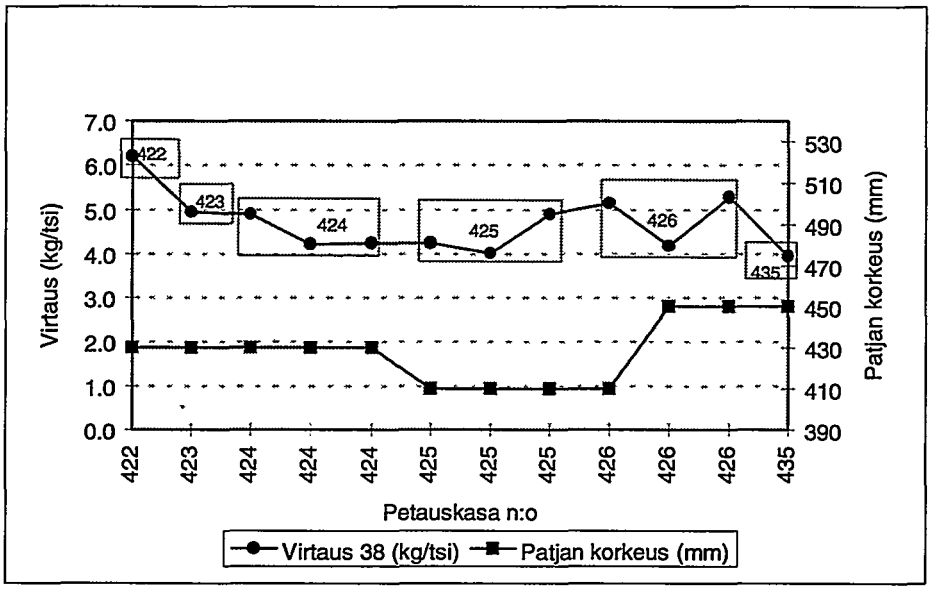
Pölynerotuslaitteilta kierrätetyt palautemäärät määritettiin prosessikokeiden yhteydessä. Palautemäärät on esitetty sintteritonnia kohti petauskasojen funktiona kuvissa 3-5. Kukin petauskasa näyttäisi tuottavan sille tyypilliset pöly- ja palautemäärät, jotka pysyvät kasan käyttöajan kohtalaisen vakioina. Petauskasojen funktiona piirretyt eri virtausten käyrät muistuttavat selvästi toisiaan. Petauskasojen koostumuksen hallinnalla näyttäisi siis olevan mahdollista vähentää kokonaispölymäärää.



Kuva 3. *Palautevirtaus 37 eri petauskasojen aikana.*



Kuva 4. *Palautevirtaus 42 eri petauskasojen aikana.*



Kuva 5. *Palautevirtaus 38 eri petauskasojen aikana.*

Pölymäärät olivat melko pieniä petauskasojen 424 ja 425 sintrauksen aikana. Näissä petauskasoissa hienojakoisen materiaalin (0-0,125 mm) osuus oli suuri, mutta fraktion 0,125-0,500 mm osuus oli pieni. Tämä voi merkitä hyvää mikropelletoituvuutta. Sotkun ja MAF:n määrät olivat myös suhteellisen pieniä.

Hyvää tilastollista analyysiä varten tulisi prosessikokeita tehdä paljon enemmän. Prosessikokeisiin pohjautuva regressioanalyysi osoitti kuitenkin petauskasakohtaisten muuttujien olevan erittäin tärkeitä pölyvirtausten mallintamisessa.

Petauskasan hienoimman fraktion (0-0,125 mm) sekä sintterin Mn- ja SiO_2-pitoisuuksien lisääminen ja toisaalta petauskasan 0-0,500 mm fraktion sekä nauhan nopeuden, arinansuojasintterin ja sintterin Fe-pitoisuuden laskeminen voivat vähentää palautevirtausta arinan läpi (palautevirtaus 37).

Petauskasan karkeimman fraktion (+8 mm) lisääminen ja savukaasun lämpötilan nostaminen, sekä fraktioiden 0-0,500 mm ja 0,125-0,500 mm, nauhan nopeuden, seoksen kosteuden ja sintterin FeO:n laskeminen näyttäisivät vähentävän sähkösuotimen kierrättämää pölyvirtausta.

Koksimurskan ja poltetun kalkin lisääminen ja nauhan nopeuden, kalkkikiven määrän sekä sintterin FeO- ja P-pitoisuuksien vähentäminen voivat vähentää jäähdytysilmasta erotetun ja kierrätetyn pölyn määrää.

3.3.2 Seulonnan alitteet

Tietyn prosessimuuttujan ja tietyn palautevirtauksen välille saadaan erilaisia korrelaatiokertoimia siirryttäessä aikajaksosta toiseen. Asiaa vertailtiin käyttäen sintraamon historiatietokannan vuorokausikohtaista dataa kymmeneltä eri jaksolta, joita käytettiin myös mallinnusjoukkoina ja ennustusjoukkoina. Joskus kerroin muuttuu jopa negatiivisesta positiiviseksi tai päinvastoin. Vain nauhan nopeuden korrelaatio on aina

voimakkaasti positiivinen, muut prosessimuuttujat voivat korreloida ennustusjoukossa hyvinkin eri tavalla kuin mallinnusjoukossa. Niinpä mallinnusjoukossa palautevirtauksia hyvin kuvaavat regressiomallit eivät välttämättä toimikaan niin hyvin ennustettaessa. Toisinaan mallin korreloidessa hyvin myös ennustusjoukossa, voivat mallin ennustamat arvot kuitenkin olla väärällä tasolla. Voi myös käydä niin, että mallinnusjoukossa rakennetuista parhaista malleista jo yhden tai kahden muuttujan malli antaa ennustusjoukossa hyvän korrelaation, joka ei parannu tai peräti huononee testattaessa useamman muuttujan malleja, jotka mallinnusjoukossa olivat parempia kuin yksinkertaiset mallit. Taulukoissa 4, 5 ja 6 on esitetty kokonaispalautevirtaukselle, kuumapalautevirtaukselle ja kylmäpalautevirtaukselle eri muuttujamäärillä tehtyjen parhaiden regressiomallien korrelaatiokertoimet toteutuneiden virtausten kanssa mallinnusjoukossa ja ennustusjoukoissa sekä kyseisten mallien sisältämät muuttujat. Toista ennustusjoukkoa on myös erikseen käytetty mallinnusjoukkona ja haettu parhaat regressiomallit tässä joukossa.

Nauhan nopeus ja sintterin SiO_2-pitoisuus kuuluvat kokonaispalautevirtauksen parhaisiin malleihin. Nauhan nopeus näyttäisi olevan dominoiva muuttuja. Kokonaispalautevirtausta voidaan pienentää laskemalla nauhan nopeutta (patjan korkeuden nosto), polttoainemäärää ja sytytysenergiaa sekä nostamalla sintterin SiO_2-pitoisuutta. Polttoaineen ja sytytysenergian kulutukset laskevat patjan korkeuden noston myötä. Toisaalta vähemmän palautteita tuottavan seoksen sintraaminen vaatii vähemmän polttoainetta. Myös sintterin CaO/SiO_2-suhteen nosto voi vähentää kokonaispalautemäärää. Savukaasun korkea lämpötila, joka indikoi alhaista nauhan nopeutta, voidaan myös usein yhdistää pieneen kokonaispalautemäärään.

Sintterin Fe- ja CaO-pitoisuudet ja CaO/SiO_2-suhde sekä nauhan nopeus ja arinansuojasintterin määrä ovat muuttujia, jotka sopivat hyvin kuumapalautevirtauksen malleihin. Sintterin FeO-pitoisuus, nauhan nopeus ja jäähdytysilman lämpötila antoivat hyvän tuloksen toisella ennustusjaksolla. Kuumapalautevirtausta voidaan pienentää laskemalla sintterin Fe-pitoisuutta ja nauhan nopeutta (patjan korkeuden nosto) sekä

nostamalla sintterin CaO- ja FeO-pitoisuuksia ja CaO/SiO_2-suhdetta sekä arinansuojasintterin määrää.

Taulukko 4. *Kokonaispalautevirtauksen mallien korrelaatiokertoimet mallinnusjoukoissa ja ennustusjoukoissa.*

	Korrelaatiokerroin r			
	Mallinnusjoukko 07/94-05/95 237 arvoa			Mallinnusjoukko 11/95-03/96 102 arvoa
MALLIN MUUTTUJAT	07/94-05/95 237 arvoa	Ennustus 08/95-11/95 62 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 102 arvoa	11/95-03/96 102 arvoa
Nop	0.61	0.84	0.62	0.62
SiO2	0.46	0.42	0.29	0.29
Nop,SiO2	0.69	0.80	0.57	0.63
Nop,SiO2,PoKa%kk	0.70	0.79	0.59	0.66
Nop,SiO2,PA	0.70	0.75	0.62	0.70
Nop,SiO2,SytEn	0.71	0.80	0.59	0.67
Nop,SiO2,Arm2	0.71	0.80	0.55	0.65
Nop,SiO2,CaO/SiO2	0.71	0.80	0.57	0.63
Nop,SiO2,V	0.71	0.78	0.61	0.63
Nop,SiO2,SKLT	0.72	0.77	0.47	0.66
Nop,SiO2,CaO/SiO2,SKLT	0.74	0.78	0.47	0.66
Nop,SiO2,CaO/SiO2,SKLT,PA	0.75	0.71	0.52	0.71
Nop,PA,SytEn				0.71

Taulukko 5. *Kuumapalautevirtauksen mallien korrelaatiokertoimet mallinnusjoukoissa ja ennustusjoukoissa.*

	Korrelaatiokerroin r			
	Mallinnusjoukko 07/94-05/95 237 arvoa			Mallinnusjoukko 11/95-03/96 102 arvoa
MALLIN MUUTTUJAT	07/94-05/95 237 arvoa	Ennustus 08/95-11/95 62 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 102 arvoa	11/95-03/96 102 arvoa
Nop	0.35	0.79	0.43	0.43
Fe	0.54	0.62	-0.03	0.03
CaO	0.56	0.70	-0.13	0.13
Fe,Arim2	0.59	0.63	-0.12	0.20
Fe,CaO/SiO2	0.59	0.69	-0.23	0.28
Fe,Nop	0.60	0.82	0.31	0.45
CaO,Nop	0.63	0.86	0.27	0.45
Fe,Nop,Arim2	0.64	0.85	0.28	0.46
CaO,Nop,CaO/SiO2	0.65	0.89	0.20	0.45
Fe,Nop,CaO/SiO2	0.66	0.89	0.23	0.45
Fe,Nop,Arim2,CaO/SiO2	0.67	0.89	0.21	0.46
CaO,Nop,Arim2	0.68	0.87	0.20	0.45
Nop,FeO				0.51
Nop,FeO,JILT				0.56

Sintterin SiO_2-pitoisuus ja nauhan nopeus ovat kokonaispalautevirtauksen tapaan parhaat muuttujat myös kylmäpalautevirtauksen mallinnuksessa. Kylmäpalautevirtausta näyttäisi voitavan pienentää laskemalla sintterin MgO- ja Ti-pitoisuuksia, nauhan nopeutta, sytytysenergiaa sekä seoksen oliviini- ja koksimurskapitoisuuksia ja nostamalla sintterin SiO_2-pitoisuutta. MgO laskee oliviinin vähentämisen myötä ja Ti laskee Mustavaaran pellettiä vähentämällä. Nauhan nopeus, sytytysenergian tarve ja koksimurskan tarve laskevat patjan korkeuden nostamisen myötä.

Taulukko 6. Kylmäpalautevirtauksen mallien korrelaatiokertoimet mallinnusjoukoissa ja ennustusjoukoissa.

	Korrelaatiokerroin r			
	Mallinnusjoukko 07/94-05/95 237 arvoa			Mallinnusjoukko 11/95-03/96 102 arvoa
MALLIN MUUTTUJAT	07/94-05/95 237 arvoa	Ennustus 08/95-11/95 62 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 102 arvoa	11/95-03/96 102 arvoa
Nop	0.47	0.69	0.48	0.48
SiO2	0.37	0.22	0.23	0.23
Nop,SiO2	0.54	0.58	0.44	0.49
Nop,Ti	0.50	0.67	0.49	0.49
Nop,Kost	0.51	0.70	0.38	0.56
Nop,SytEn	0.48	0.71	0.50	0.53
Nop,SiO2,Ti	0.58	0.54	0.45	0.49
Nop,SiO2,MgO	0.58	0.45	0.38	0.49
Nop,SiO2,Olvi%ka	0.58	0.46	0.43	0.51
Nop,SiO2,Kost	0.57	0.62	0.38	0.56
Nop,SiO2,PA	0.56	0.47	0.54	0.62
Nop,SiO2,Ti,Olvi%ka	0.62	0.41	0.44	0.52
Nop,SiO2,Olvi%ka,Kost	0.62	0.49	0.36	0.57
Nop,SiO2,Ti,MgO	0.60	0.44	0.40	0.50
Nop,SiO2,Olvi%ka,Ti,Kost	0.63	0.45	0.39	0.58
Nop,SiO2,Ti,MgO,PA	0.61	0.38	0.46	0.66
Nop,PA,SytEn				0.64
Nop,PA,Ti				0.66
Nop,PA,Ti,SytEn				0.67
Nop,PA,Ti,SKLT				0.7

Kokonaispalautevirtaukselle ja kuumapalautevirtaukselle rakennettiin mallit myös käyttäen patjan korkeuden mukaan luokiteltua historiadataa eli mallinnus- ja ennustusjoukot edustivat vakioista patjan korkeutta. Mallien korrelaatiokertoimet toteutuneiden virtausten kanssa mallinnus- ja ennustusjoukoissa on esitetty taulukoissa 7 ja 8. Nauhan nopeus on erittäin hyvä regressori useimmissa ennustusjoukoissa myös vakioisella patjan korkeudella.

Vakioisella patjan korkeudella suoritetun mallinnuksen mukaan kokonaispalautevirtauksen pienentämiseksi tulisi laskea nauhan nopeutta ja nostaa sintterin SiO_2-pitoisuutta ja CaO/SiO_2-suhdetta. Nämä korrelaatiot todettiin jo aiemmin mallinnettaessa patjan korkeuden muutoksia sisältäneillä joukoilla.

Taulukko 7. Kokonaispalautevirtauksen mallien korrelaatiokertoimet mallinnusjoukossa ja ennustusjoukoissa. Patjan korkeus vakio.

	Korrelaatiokerroin r					
	Mallinnusjoukko 07/94-05/95 patjan korkeus 430 mm 122 arvoa					
MALLIN MUUTTUJAT	07/94-05/95 patjan korkeus 430 mm 122 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 420mm 16 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 430mm 11 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 440mm 30 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 450mm 16 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 460mm 21 arvoa
V	0.55	0.08	-0.31	0.36	-0.24	0.06
Zn	0.50	0.45	0.71	0.02	-0.03	0.00
CaO	-0.46	0.31	-0.84	-0.07	-0.42	-0.28
Nop	0.44	0.25	0.94	0.56	0.69	0.50
P	0.41	-0.15	0.58	0.46	-0.32	-0.20
Ti	0.36	0.20	0.01	0.26	0.17	0.18
SKLT	0.36	0.00	0.72	0.41	0.67	-0.33
SiO2	-0.31	0.22	-0.65	-0.05	0.10	-0.30
Fe	0.31	0.06	-0.65	-0.24	-0.19	-0.33
SiO2,CaO/SiO2	0.56	0.29	-0.87	-0.09	-0.17	-0.33
Fe,CaO/SiO2	0.31	0.04	-0.53	-0.24	-0.09	-0.35
SiO2,CaO/SiO2,Kost	0.68	0.49	-0.85	0.09	-0.57	0.16
SiO2,CaO/SiO2,Kost,Nop	0.70	0.51	-0.58	0.46	-0.33	0.20
SiO2,CaO/SiO2,V,Kost	0.73	0.49	-0.82	0.33	-0.62	0.17
SiO2,CaO/SiO2,SiLT,Nop	0.78	0.55	0.34	0.71	-0.23	0.12
Nop,SiO2,CaO/SiO2,V,Kost	0.75	0.50	-0.56	0.62	-0.47	0.22
SiO2,CaO/SiO2,Kost,Nop,Arim2	0.74	0.54	0.11	0.46	-0.25	0.24
SiO2,CaO/SiO2,Kost,Nop,Ti	0.73	0.51	-0.59	0.53	-0.33	0.19
SiO2,CaO/SiO2,Kost,Nop,Zn	0.74	0.53	0.12	0.28	-0.29	0.21
Nop,SiO2,CaO/SiO2,Arim2,V,Kost	0.77	0.54	0.11	0.59	-0.34	0.25

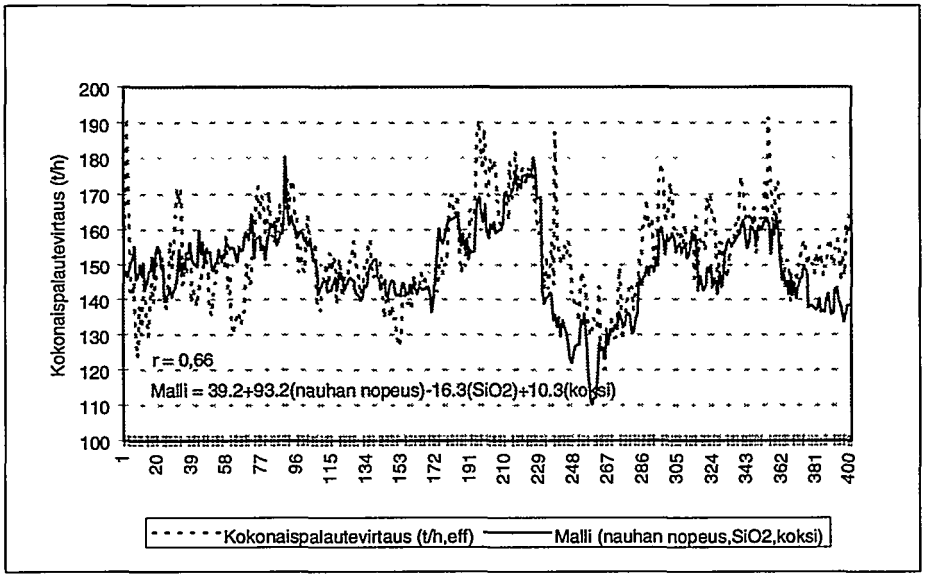
Mallinnus vakioisella patjan korkeudella osoitti alhaisen nauhan nopeuden ja sintterin korkean CaO/SiO_2-suhteen edesauttavan pyrkimystä pienempään kuumapalautemäärään. Myös nämä johtopäätökset tehtiin jo aiemmin. Sintterin FeO-pitoisuuden ja poltetun kalkin määrän seoksessa tulisi olla korkeita ja sintterin Fe-pitoisuuden tulisi olla alhainen.

Taulukko 8. Kuumapalautevirtauksen mallien korrelaatiokertoimet mallinnusjoukossa ja ennustusjoukoissa. Patjan korkeus vakio.

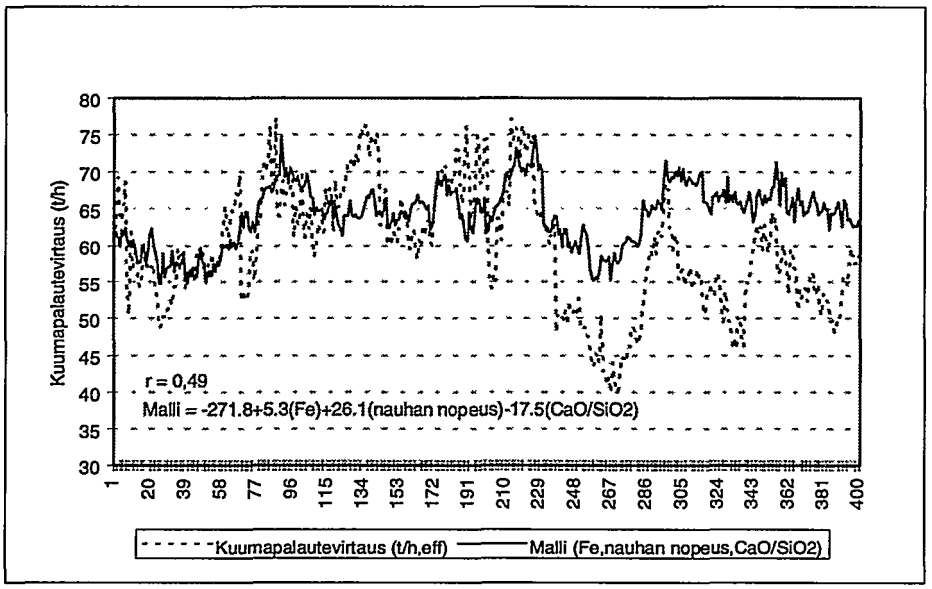
	Korrelaatiokerroin r					
	Mallinnusjoukko 07/94-05/95 patjan korkeus 430 mm 122 arvoa					
MALLIN MUUTTUJAT	07/94-05/95 patjan korkeus 430 mm 122 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 420 mm 16 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 430 mm 11 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 440 mm 30 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 450 mm 16 arvoa	Ennustus 11/95-03/96 patjan korkeus 460 mm 21 arvoa
CaO/SiO2	-0.49	-0.04	-0.32	-0.60	0.05	-0.50
CaO	-0.44	0.29	-0.53	-0.60	-0.41	-0.41
Fe	0.41	0.06	-0.28	-0.45	-0.30	-0.40
SiO2	0.24	-0.31	0.55	-0.37	0.27	-0.05
FeO	0.31	0.37	0.22	-0.44	-0.39	-0.69
Nop	0.30	0.42	0.75	0.87	0.39	-0.12
K2O	-0.37	0.09	0.10	0.04	-0.24	-0.42
SiLT	-0.57	-0.51	-0.30	-0.57	-0.19	0.64
JILT	-0.49	-0.53	-0.32	-0.62	-0.01	0.59
Nop,CaO/SiO2	0.55	0.37	0.50	0.23	0.20	-0.43
CaO/SiO2,Fe	0.51	0.00	-0.34	-0.66	-0.08	-0.51
Nop,Fe	0.50	0.36	0.75	0.82	-0.04	-0.35
Nop,CaO	0.49	0.43	0.06	0.66	-0.19	-0.39
CaO/SiO2,FeO	0.53	-0.44	-0.40	-0.45	0.33	0.49
Nop,SiO2	0.39	0.16	0.77	0.68	0.47	-0.13
Nop,Fe,CaO/SiO2	0.57	0.38	0.58	0.39	0.11	-0.45
CaO/SiO2,FeO,PK	0.57	-0.17	-0.09	-0.28	0.27	0.78
CaO/SiO2,FeO,Fe	0.54	-0.45	-0.42	-0.49	0.31	0.47
Nop,PK,Fe	0.54	0.64	0.85	0.83	-0.21	0.57
Nop,FeO,Fe	0.52	0.46	0.72	0.80	-0.22	-0.58
Nop,Fe,CaO/SiO2,Zn	0.63	-0.35	0.21	0.49	0.31	0.08
Nop,Fe,CaO/SiO2,Ti	0.61	0.27	0.70	0.73	0.08	-0.34
Nop,Fe,CaO/SiO2,SKLT	0.61	0.29	0.34	0.69	0.07	-0.03
Nop,Fe,CaO/SiO2,Alip	0.61	0.34	0.38	0.37	0.24	-0.07
Nop,Fe,CaO/SiO2,V	0.59	0.42	0.63	0.59	0.04	-0.49
Nop,Fe,CaO/SiO2,PK	0.59	0.64	0.87	0.55	-0.08	0.39
CaO/SiO2,FeO,PK,PA	0.61	-0.14	-0.20	-0.27	0.39	0.77
CaO/SiO2,FeO,PK,Nop	0.60	-0.05	0.25	0.16	0.31	0.79
Nop,PK,Fe,Arim2	0.58	0.69	0.81	0.83	0.08	0.22

Prosessiparametrien muutokset eivät vaikuta paljonkaan palautevirtausten raekokojakaumaan, mutta massavirtaukset, erityisesti pölynerotuslaitteiden palautevirtaukset, vaihtelevat huomattavan paljon. Koska lähinnä sintrausseoksen ominaisuuksia kuvaavat parametrit näyttäisivät regressioanalyysin mukaan ohjaavan palautemääriä ja toisaalta pölynerotuslaitteiden palautevirtaukset ovat petauskasakohtaisia, pölyn muodostumista ja pölyvirtauksia eri prosessivaiheista lienee mahdollista vähentää huomattavastikin vaikuttamalla raaka-aineseoksen laatuun.

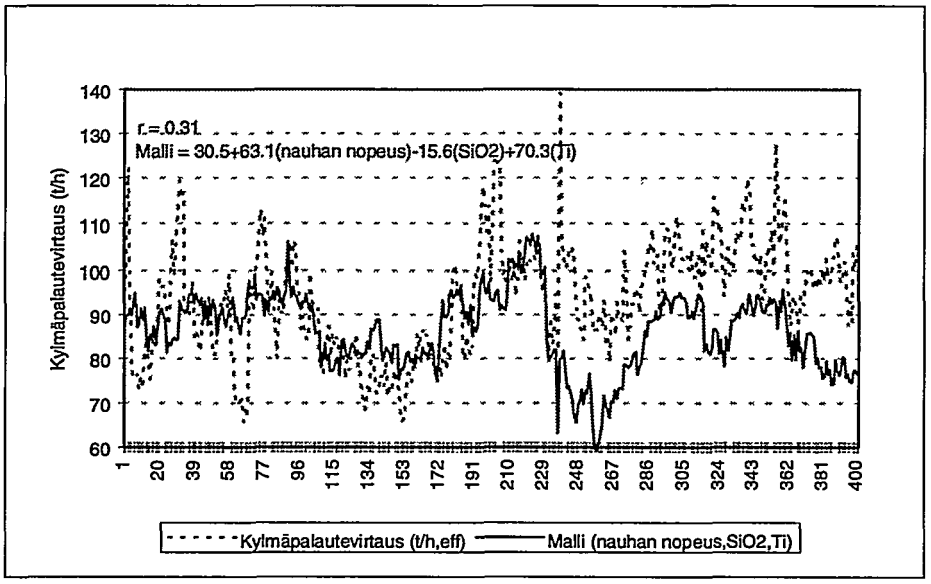
Palautevirtauksille löytyi regressiomalleja, jotka korreloivat myös ennustusjoukoissa. Esimerkiksi sintterin Fe- ja SiO_2-pitoisuudet ja CaO/SiO_2-suhde sekä nauhan nopeus ja poltetun kalkin määrä ovat tärkeitä muuttujia mallinnuksessa. Raaka-aineseoksen raekokojakaumaa, joka näyttäisi myös olevan tärkeä tekijä, ei ollut käytettävissä kuuma- ja kylmäpalautteiden mallinnuksessa. Kuvissa 6-8 on esitetty palautteiden massavirtausten ja joidenkin mallien trendit mallinnusjoukossa ja ennustusjoukoissa. Trendeissä arvot 1-237 kuuluvat mallinnusjoukkoon ja arvot 238-402 ennustusjoukkoon.



Kuva 6. Kokonaispalautevirtauksen mallin laskemat arvot ja toteutuneet arvot.



Kuva 7. Kuumapalautevirtauksen mallin laskemat arvot ja toteutuneet arvot.



Kuva 8. Kylmäpalautevirtauksen mallin laskemat arvot ja toteutuneet arvot.

3.4 Raportointi ja julkaisut

1. Makkonen, H. & Härkki, J. Sintrauksessa tapahtuvien mineralogisten prosessien ja mineraalien fysikaalisten ominaisuuksien mahdolliset vaikutukset pölyn muodostukseen. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1993, Report 134. 22 s.

2. Myllymäki, P., Härkki, J. & Leiviskä, K. Sintterin valmistus, sintrauksen tärkeimmät prosessiparametrit sekä pöly- ja palauteongelmat. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1993, Report 136. 37 s.

3. Makkonen, H. & Härkki, J. Effects of mineralogical sintering processes and the physical properties of minerals on dust formation. Jernkontorets forskning, Nr 21-77, 1994. 20 p.

4. Myllymäki, P., Härkki, J. & Leiviskä, K. Sintering, Essential process parameters and problems with dust and return fines. Jernkontorets forskning, Nr 21-80, 1994. 36 s.

5. Makkonen, H. T., Myllymäki, P. & Härkki, J. Sintraamon pölyjen ja palautteiden kemiallinen ja mineraloginen koostumus. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1995, Report 161. 82 s.

6. Myllymäki, P., Makkonen, H., Härkki, J & Leiviskä, K. Pölyn hyödyntäminen. SULA 2 -vuosikirja. Suomen Teräksen- ja Metallintuottajien Yhdistys, toim. Håkan Hakulin. 1994. ss. 127-142.

7. Myllymäki, P. Sintrausprosessin pöly- ja palautevirtausten mallintaminen. Ra portti julkaisussa "Oulun yliopiston säätötekniikan laboratorion tutkimustoiminta 1994". Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1994. 12 s.

8. Makkonen, H. T., Myllymäki, P., & Härkki, J. Den kemiska och mineralogiska sammansättningen hos dammpartiklar och annat material som separeras för recirkulation under processen vid ett sinterverk. Jernkontorets forskning, Nr 21-89, 1995. 45 s.

9. Myllymäki, P. Makkonen, H. Härkki, J. & Leiviskä, K. Pöly- ja palautevirtaukset korkearautasintterin ja perinteisen sintterin valmistuksessa. Oulun yliopisto, prosessitekniikan osasto, 1995, report 170. 81 s.

4 Jatkosuunnitelmat

Projektin tuloksia hyödynnetään Rautaruukki Raahe Steelillä mm. pölynerotuksen kehittämisessä ja pölynerotuslaitteiden valinnassa sekä eri pöly- ja palautevirtausten kierrätyksen/jatkokäsittelyn sekä hyödyntämisen suunnittelussa. Pölynerotusta tullaan tehostamaan ja erotetun pölyn jatkokäsittelyä järkeistämään. Prosessilaitteistoa kehitellään ja prosessin hallintaa parannetaan tähtäimenä entistä tasaisempi käynti ja pöly- ja palautevirtausten minimointi energiataloudellisesti. Petauskasojen koostumusten ja sintraamon input-virtauksen koostumuksen hallintaa ja tasaisuutta parannetaan prosessin stabiloimiseksi, samalla paranevat myös mahdollisuudet huomioida pölyn ja palautteiden syntyminen jo raaka-aineiden valinnassa ja panoslaskennassa.

Y109 C INNOVATIIVINEN KONVERTTERI-PROSESSIN OHJAUSMALLI

Teknillinen korkeakoulu
Metallurgian laboratorio
Vuorimiehentie 2 K
02150 ESPOO

Puhelin: (09) 451 2753
Telefax: (09) 451 2798

Vastuullinen johtaja: apulaisprof. Heikki Jalkanen
Tutkijat: DI Marja-Leena Suomi
tekn. yo. Marko Wallgrén

1993-96

SULA 2-rahoitus	1 267 831 mk
Oma rahoitus	53 000 mk
Muu rahoitus	-

Abstract

Converter process is essentially an oxidising refining process aiming in addition to 1) the primary refining action, *decarburisation* of high carbon iron melt, also to 2) maximal *elimination of impurity elements*, especially silicon, phosphorus and sulphur, 3) *melting of* substantial amounts of *scrap* using the extra heat released in oxidation reactions and 4) to *exact final steel temperature control*, optimal for further treatments.

"Quantitative modelling of such a complex non-stationary chemical process as oxygen converting necessitates extensive formulation of chemical and thermal evolution of the process in connection with the technological properties of the

reactor and the process control measures. A comprehensive converter simulation program like CONSIM-3.1 and its preceding versions that is based on the theoretical and practical knowledge on the process can be used for 1) educating specialists and smelter personnel, 2) planning of the blowing programs, 3) developing and testing of process control systems and after some elaboration and restructuring 4) it can be integrated to static or dynamic process control systems.

1 CONSIM-3.1 Program for Oxygen Converter Simulation

1.1 Background

The first "purely" thermodynamic version of oxygen converter simulation program CONVERT (© H. Jalkanen, E. Andersin) was developed during the years 1987-88. The idea was to create a purely thermodynamic simulation for hot metal converting. The early version was reprogrammed during 1989-91 (CONSIM 1). At the same time the first version of a program comprising mass transport model for the iron bath, CONSIM 2, ver. 1.1 (© E. Andersin, H. Jalkanen,) was developed. In this simulation program mass transfer of alloy elements in iron melt was modelled according to surface renewal theory. This version was used as the base for further developing the simulation model within the present project JK2134/92 resulting the latest version, CONSIM 3.1, presented in this report.

1.1.1 General principles of simulation

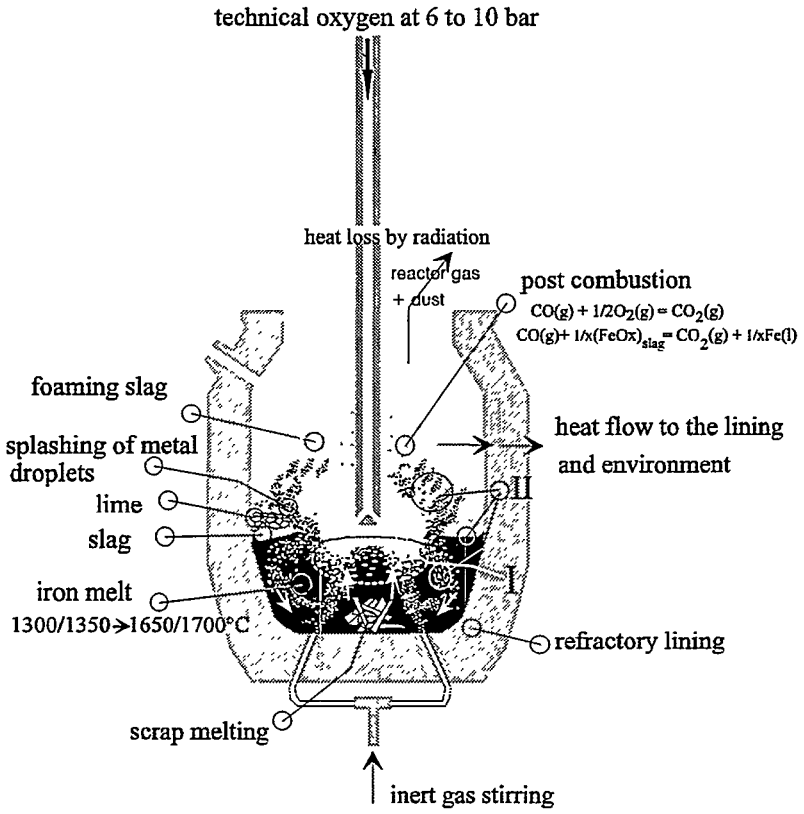
There is no generally accepted quantitative reaction model for oxygen converter, neither enough quantitative knowledge available to establish any quantitative model for evolution of major oxidation-reduction processes proceeding in the metal and slag environment. Theoretical and practical experience on oxygen converter process

indicates, however, that there are two basic features that predominantly govern the evolution of oxidation processes in oxygen converting: 1) the thermodynamic affinities of oxidation reactions control the oxygen distribution between the oxidising elements and 2) mass transfer of alloy elements from the bulk of the iron bath to its surface regions at which the oxidation reactions proceed, is the predominant rate controlling stage for alloy element oxidation that indirectly controls even the iron oxidation. These two dominant features and the fact that all oxygen blown into the converter is consumed in primary oxidation processes and post combustion is the basis for modelling of oxygen converter process in the CONSIM-3.1 program. The general principles applied in developing CONSIM programs have been: 1) All phenomena critical for the chemical and thermal evolution of oxygen converter process has been included in modeling, 2) theoretical modeling is limited to a level of reliable knowledge on phenomena 3) submodels for various phenomena are as simple as possible and 4) theoretical modeling has been complemented with simple mathematical formulations of practical experience from the actual process. The basic principles of the process model of CONSIM-3.1 program are:

0. Computation of chemical and thermal evolution of the process is based on material and energy balances and thermal equilibrium between the reacting phases.

1. The actual reaction environments (I to II in Fig. 1) are substituted by one generalised reaction zone consisting of interfaces between metal, slag, and gas phase. All oxidation-reduction processes in which iron and alloy elements are involved take place in this zone. Distribution of all primary oxygen and secondary oxygen from reduction of slagged oxides (predominantly iron oxide) in the reaction zone is computed to proceed under thermodynamic control. The general progress variable of oxidation reactions is consumption of the primary (gaseous) oxygen.

2. Mass transfer rate of alloy elements from the molten iron bulk to the reaction zone that controls the concentration of alloy elements in the reaction zone and thus affects their oxidation rate is modelled by a convective diffusion equation based on the surface renewal theory. In opposition to metal melt slag and gas phase are treated as homogeneous phases and, accordingly, no mass transfer modelling is required.



I - primary oxidation zone, the oxygen jet impact zone
temperature > 2000°C ?

II - secondary reaction zones
. the iron droplet-slag/gas interface
. circulation of metal with high oxygen content, bubbles and oxide/slag inclusions
. interface between the metal and slag bulks

Fig. 1. A schematic diagram of oxygen converter process

3. The mechanism transporting alloy elements from the bulk to the generalised reaction surfaces is convection in iron melt caused by complex effect of oxygen top flow and inert gas bottom blow. A semiempirical model is employed for computing the mixing energy dissipated to the iron melt from top and bottom blown gas jets. The energy dissipation equation consists of dimensional and dynamic parameters of blowing (lance and tuyere dimensions and geometry, blow rate at tuyeres, lance height, melt dimensions and physical properties of molten metal bath). Mass transfer rates of alloy elements are expected to be directly proportional to the mixing energy.

4. A decrease in the lance height and increase in bottom blow intensity increase the mass transport rates of alloy elements in the iron melt and shifts instantly the metal-slag reaction interface from equilibrium. Correspondingly with the actual process the thermodynamic reaction control in the main reaction model turns the direction of some reactions from oxidation to reduction (oxidation). The rate of reduction of slagged oxides (predominantly the iron oxides) in the secondary oxidation of other alloy elements cannot be directly connected to the gaseous oxygen consumption that controls the primary oxidation is. In a lack of overall model for the oxidation-reduction mechanisms and reliable rate equation the reduction rate of iron oxides in slag is be to be programmed manually in the present CONSIM version assessing the rate against data from actual processes.

5. The central reaction module (Fig. 2) computes the evolution of oxidation-slagging-reduction reactions in individual "differential" *elementary* steps. Heat evolution and distribution to various processes, changes in the surface-bulk concentration differences, in reaction rates and the mass transfer rate equations of individual elements are computed in larger *secondary* steps, comprising roughly hundred elementary steps. The principal progress variable is the oxygen consumption that is connected with time trough the oxygen blow rate.

There are four subprograms in the CONSIM-3.1 simulation program for computing the evolution of *1) scrap melting*, *2) heat loss* to the reactor lining and to the environment, *3) lime dissolution* and *4) post combustion* of carbon monoxide as a the basic progress variable being the oxygen consumption and the secondary one time evolution. These four programs are principally mathematical models based predominantly on practical experience. The structure of the program is presented in Fig. 2.

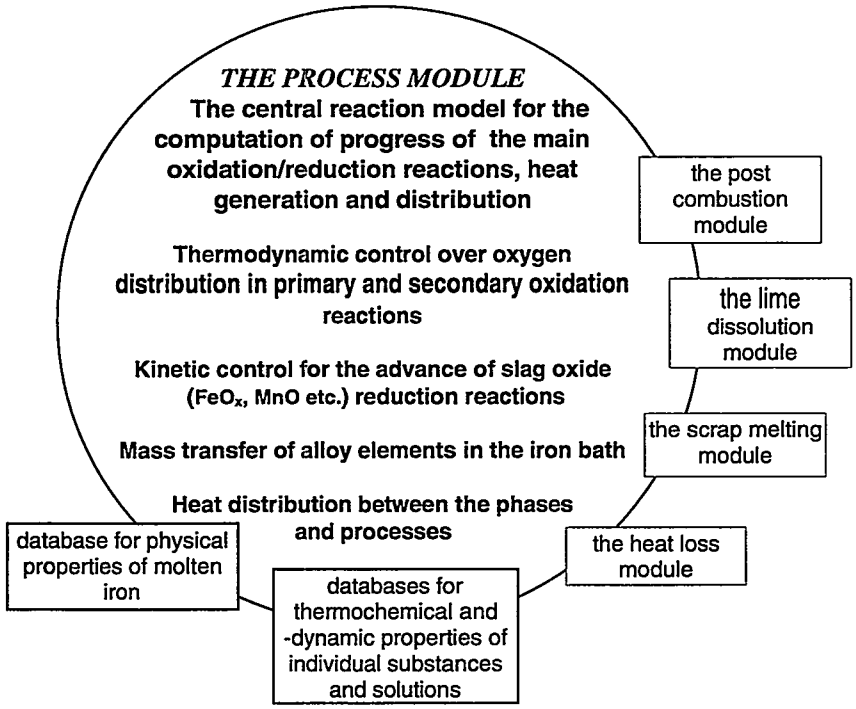


Fig. 2. *The principal structure of CONSIM-3.1*

1.1.2 Principles of CONSIM-3.1 program

Chemical reactions of the system

The converting reactions consuming oxygen are the carbon oxidation

$$2[C]+O_2(g)=2CO(g) \tag{1}$$

the oxidation and slagging of alloy elements and iron

$$\frac{2x}{y}[Me]+O_2(g)=\frac{2}{y}(M_xO_y) \tag{2}$$

and oxygen dissolution in the iron melt

$$O_2(g)=2[O] \tag{3}$$

where Me = Si, C, Mn, P, Fe, etc.

Post combustion in the converter atmosphere occurs according to the following reaction:

$$2CO(g)+O_2(g)=2CO_2(g) \tag{4}$$

Dissolution of lime, which is only indirectly related to oxygen consumption through the increase of its solubility in slag caused by continuous dissolution of alloy element oxidation products to the slag, can be generally described by reaction

$$CaO(s)=(CaO) \tag{5}$$

To the secondary processes belong melting and dissolution of scrap, reactions of other coolants like iron ore as well as fluxes with the molten phases, reduction of

oversaturated FeO, evolution of heat in these reactions and heat transfer from the primary reactant phases to the environment (heat loss). The progress of secondary processes is not directly related with the oxygen consumed in the oxidation of alloy elements.

Thermodynamic control

The thermodynamic probability of an isothermal, isobaric chemical reaction is related to the partial molar Gibbs reaction energy ($\delta G/\delta\xi_j$) called hereafter as the reaction potential of each particular reaction. The reaction potentials of reactions (1) to (3) are

$$\left(\frac{\delta G}{\delta \xi_1}\right)_{T,P,\xi_2,\xi_3} = \Delta_R G_1^\circ(T) + RT\ln\frac{\left(p_{CO}/P^\circ\right)^2}{\left(p_{O_2}/P^\circ\right)\cdot a_{[C]}^2} \tag{6}$$

$$\left(\frac{\delta G}{\delta \xi_2}\right)_{T,P,\xi_1,\xi_3} = \Delta_R G_2^\circ(T) + RT\ln\frac{a_{(MeO_\beta)_{slag}}^{2/\alpha}}{\left(p_{O_2}/P^\circ\right)\cdot a_{[Me]}^{2/\beta}} \tag{7}$$

$$\left(\frac{\delta G}{\delta \xi_3}\right)_{T,P,\xi_1,\xi_2} = \Delta_R G_3^\circ(T) + RT\ln\frac{a_{[O]}^2}{\left(p_{O_2}/P^\circ\right)} \tag{8}$$

where

ξ_i	=	extent of j:th reaction
$\Delta_R G_j^\circ(T)$	=	standard Gibbs energy change in the j:th reaction
p_{CO}	=	partial pressure of carbon monoxide
p_{O_2}	=	partial pressure of oxygen in the blow gas
P°	=	standard pressure (10^5 Pa)
$a_{(Me_xO_y)}$	=	activity of oxide Me_xO_y in slag
$a_{[Me]}$	=	activity of alloy element Me in iron melt

The partial molar Gibbs energy is directly related to the affinity of reaction, i.e. $-\Delta_R G_j = A_j$.

If the progress of alloy element oxidation reactions is controlled only by the thermodynamic probability the reaction having the highest reaction potential (= partial molar Gibbs reaction energy) tends to consume oxygen available. As a decrease of reaction potential is involved in the progress of reaction this will lead after certain starting period to an equalization of reaction potentials of alloy element oxidation reactions. The equality of reaction potentials in a continuously evolving chemical system corresponds to a prevalence of equilibrium between the reacting components in the phases contacting each other, that is, to the principle of a reversible process.

For computing the reaction potential of an individual reaction a quantitative expression for temperature and composition dependency of the chemical potential (activity) is needed for each reaction component in molten iron and slag. Program is provided with 1) a thermodynamic database for pure substances taken from HSC Chemistry for Windows [1] and Pehlke [2] for heat capacities of elements in molten iron, 2) a subprogram computing chemical potentials (activities) of alloy elements in iron melt on the base of WLE (Wagner-Lupis-Elliot) formalism [3] using solution data assessed by Miettinen [4] and Healy [5] for carbon and one thermodynamic solution model for the slag melt, 3) a quadratic regular solution model presented by Ban-ya [6] originating from Lumsden [7].

Modelling of mass transfer

The only rate controlling mass transfer step taken into consideration in the program is the transport of alloy elements from the molten iron bulk to the generalized reaction surface by convective diffusion. Mass transfer is modelled according to surface renewal theory in which small volume elements are transported from the bulk to the surface at which the alloy elements are transferred to the surface by diffusion. The surface renewal mass transfer coefficient is assumed to be directly related to mixing energy dissipated to the iron melt from top and bottom gas blows.

The mass flux of a species i from the molten iron bulk to the surface is expressed by equation

$$\dot{n}_i = k_m A\left(c_i^b - c_i^s\right) \tag{9}$$

The concentration of the species i is equal to $x_i \cdot \rho_{Fe}/M_{Fe}$ and we get for Eq. (9)

$$\dot{n}_i = k_m A\left(c_i^b - c_i^s\right)\left(\frac{\rho_{Fe}}{M_{Fe}}\right) \tag{10}$$

The density, ρ_{Fe} and the average mole mass for iron melt, M_{Fe} are functions of melt composition and density as well of temperature and both are, accordingly, time dependent. As the surface and bulk compositions differ from each other there is also a difference in both properties at the surface and bulk. The melt was, however, treated in this respect as pure iron melt and all factors affecting the melt density and mole masses were neglected except for temperature. From Eq. (10) we get further

$$x_i^s = x_i^b - \frac{M_{Fe}}{A \cdot k_m \cdot \rho_{Fe}} \dot{n}_i \tag{11}$$

According to the surface renewal theory proposed by Higbie [8] the mass transfer coefficient k_m is equal to $2(D_i/\pi \cdot t)^{1/2}$ and the reaction interface area A to the total area under eddies, *Ae* are combined in one parameter, $St = Ae/t^{1/2}$ we get for Eq. (11)

$$x_i^s = x_i^b - 0.5 \frac{M_{Fe}}{\rho_{Fe} \cdot St \cdot \left(\frac{D_i}{\pi}\right)^{0.5}} \dot{n}_i \qquad (12)$$

Variables and constants in Eqs. (9) to (12), $\dot{n}_i$, c_i^b, c_i^s, x_i^b, x_i^s, Ae, D_i, t, ρ_{Fe} and M_{Fe} are in respective order the rate of oxidation of component i (mole/sec), its bulk and surface concentration in iron melt measured in mol/dm^3 the corresponding mole fractions, the total area of the reaction surface under eddies, molecular diffusivity of component i in molten iron, the time of exposure of volume element on reaction surface, density and average

mole mass of iron melt. Eq. (12) is expressing the interdependence between the surface concentration, the average bulk concentration and oxidation/reduction rate of species i in iron melt. It has been proposed [9] that in systems with extremely high interfacial turbulence (highly intensive mixing) the exponent of the diffusion coefficient in mass transfer equation will be less than 1/2 approaching zero with increasing mixing energy.

The parameter St is related to the intensity of mixing in the iron melt that is dependent on the mechanical energy dissipated to the melt from top blown oxygen jet (in LD process) and bottom blown stirring gas (in the combined processes). In the present version of CONSIM-3 program the parameter St is assumed to be directly proportional to the energy dissipated from top and bottom blown gases to the iron melt. The rate of energy dissipation from the top blown oxygen jet depending on the lance height and nozzle geometry, blow rate and bath weight is computed using a semiempirical equation suggested by Nakanishi et al [10].

$$\varepsilon_T = \left(0.0906 \cdot Q_T \cdot D \cdot U^2 \cdot \cos^2\theta \cdot N_n^{-0.833} / W\right) / X \qquad (13)$$

in that ε_T, Q_T, D, U, θ, N_n, W and X are in respective ordet the energy dissipated (W/ton Fe), flow rate of the top blown gas (Nm^3/min), the nozzle diameter (m), the linear velocity of gas at the nozzle exit (m/s), the nozzle inclination (°), the number of nozzles in the lance, bath weight (ton) and lance height (m).

As to bottom blown gas , a theoretical expression of ε is given as [10]:

$$\varepsilon_B = \left(57 \cdot Q_B \cdot T \cdot N_t^{-0.833} / W\right) \cdot \log\left(1 + H/148\right) \tag{14}$$

where Q_B, T, N_t and H are in respective order the flow rate of the bottom blown gas (Nm^3/min), the absolute temperature in the bath (°K), the number of bottom tuyeres and bath depth (cm).

Combination of the former two equations yields the final expression applicable to predict the energy dissipation rate of the bath in combined blowing.

$$\begin{aligned}\varepsilon_{TB} = {} & \left(57 \cdot Q_B \cdot T \cdot N_t^{-0.833} / W\right) \cdot \log\left(1 + H/148\right) + \\ & \left(0.0906 \cdot Q_T \cdot D \cdot U^2 \cdot \cos^2\theta \cdot N_n^{-0.833} / W\right) / X\end{aligned} \tag{15}$$

There is no reliable method available to determine theoretically the relation between the mixing energy, ε and the St-parameter of mass transfer coefficient equation (15). In the present version of the program this relationship is assumed to be linear and is expressed by a simple equation

$$St = \varepsilon_{TB} / p_a \tag{16}$$

where p_a is a parameter to be assessed in principle for each individual reactor to give the best fit between the real and simulated blow.

1.2 Results

The following results are achieved in developing the original CONSIM-1 simulation program to the final one, CONSIM-3.1.

1. The basic thermodynamic data in the model have been renewed and extended. In addition to the existing Kapoor-Frohberg/Gaye-Welfringer cell model, a regular solution model, developed by Lumsden later completed by Ban-ya [6], has been programmed in CONSIM model to describe the thermodynamic properties of slag components.

2. Subroutines for reduction of slagged alloy elements like FeO, MnO and P_2O_5 have been developed.

3. In addition to our own lime dissolution model KTH's lime model has been tested and added in CONSIM program.

4. A subroutine has been written, which computes the mixing intensity of iron melt from the top and bottom blow parameters, and models the flux of alloy elements from iron bulk to the reaction surface from it.
5. A subroutine for post combustion and its heat effect to the process has been developed

6. The existing scrap melting model has been improved.

7. The program has been prepared for addition of vanadium and titanium into calculation.

8. The simulation program is translated from Quick Basic language into C language, which substantially speeded up the computation of the program.

9. A lot of attention has been paid for the user friendliness of the simulation program. The use of the program is based on several menus through which it is easy for a user to handle and change the thermodynamic and process data of the simulation program. The central parameters describing the proceeding of the process are immediately updated in graphical mode on the screen.

The block diagram of the CONSIM-3.1 program is presented in Fig. 3.

1.2.1 Examples of simulation

The LD process of Fundia Koverhar and the LD-KG process of Rautaruukki Oy in Raahe have been simulated with CONSIM-3.1 program. The results of the both simulations are presented in figures 4 to 7.

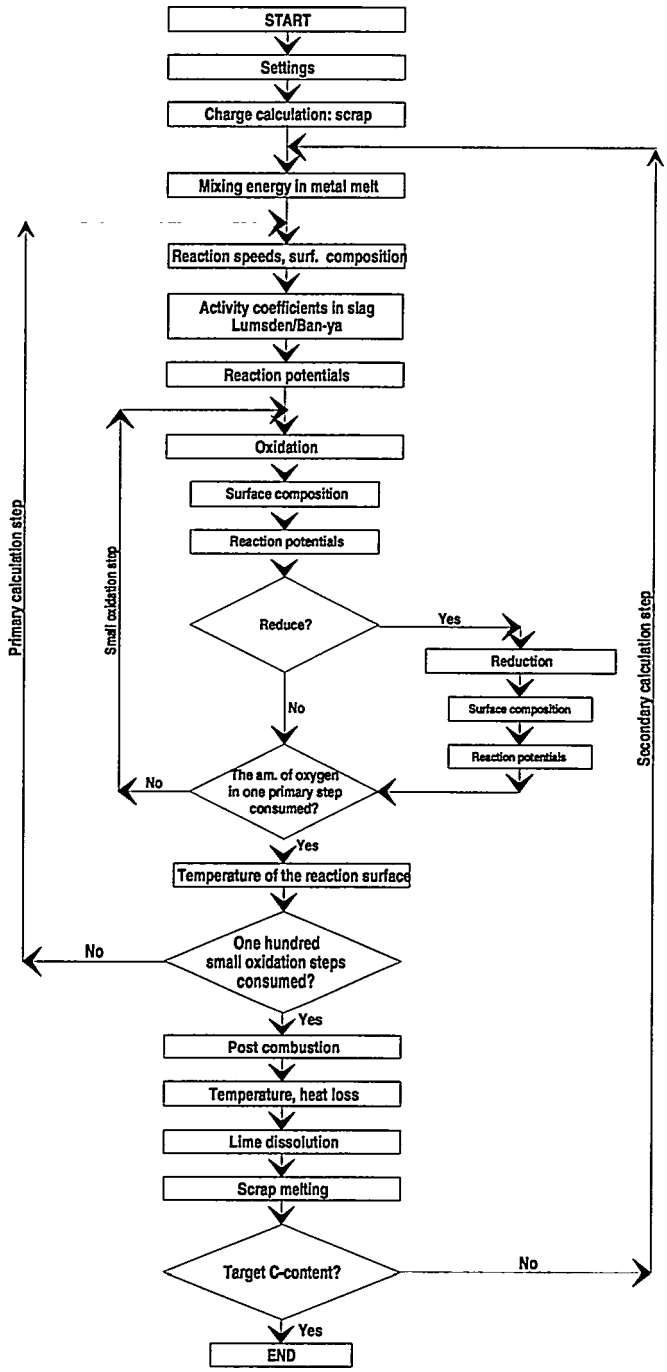


Fig. 3. The block diagram of the CONSIM-3.1 program

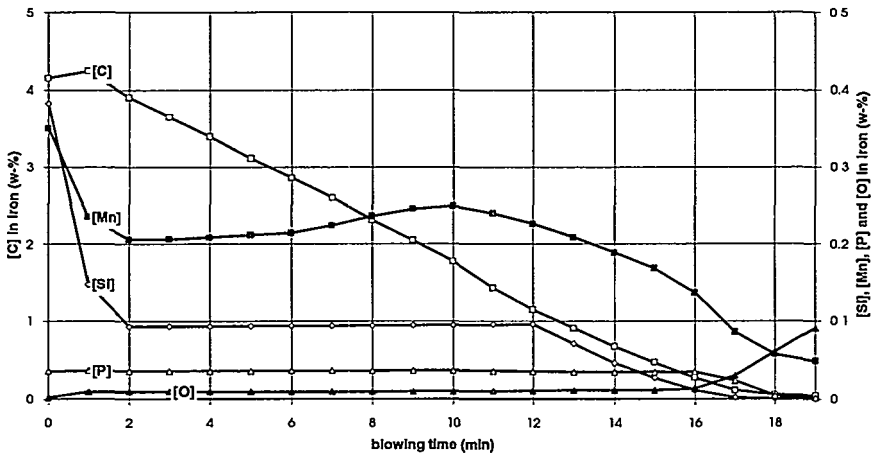


Fig. 4. *The evolution of the iron bath composition. Fundia Koverhar's LD process simulation with CONSIM-3.1*

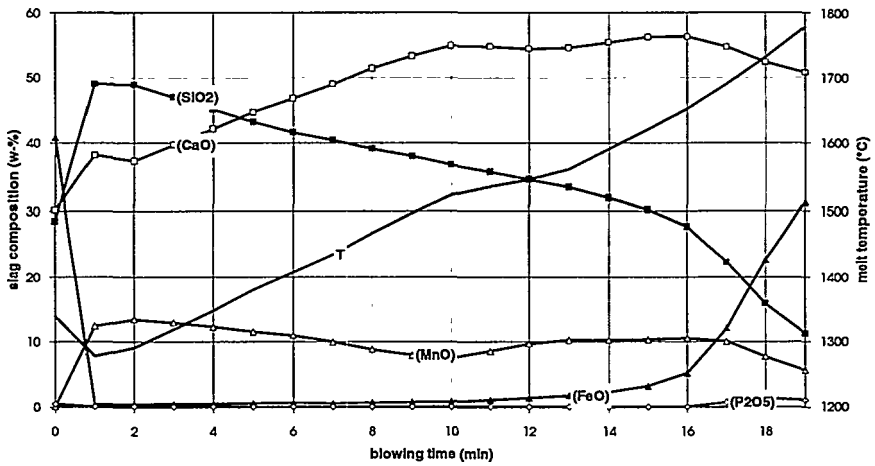


Fig. 5. *The evolution of the slag melt composition and the melt temperature. Fundia Koverhar's LD process simulation with CONSIM-3.1*

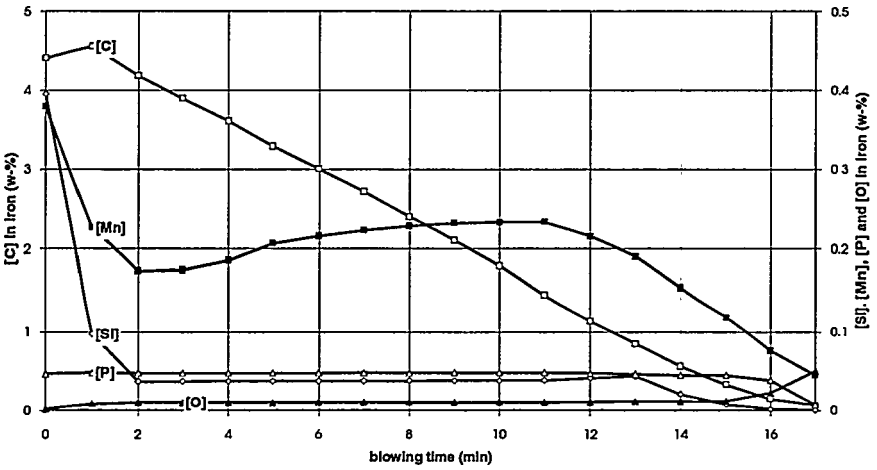


Fig. 6. *The evolution of the iron bath composition. Rautaruukki's LD-KG process simulation with CONSIM-3.1*

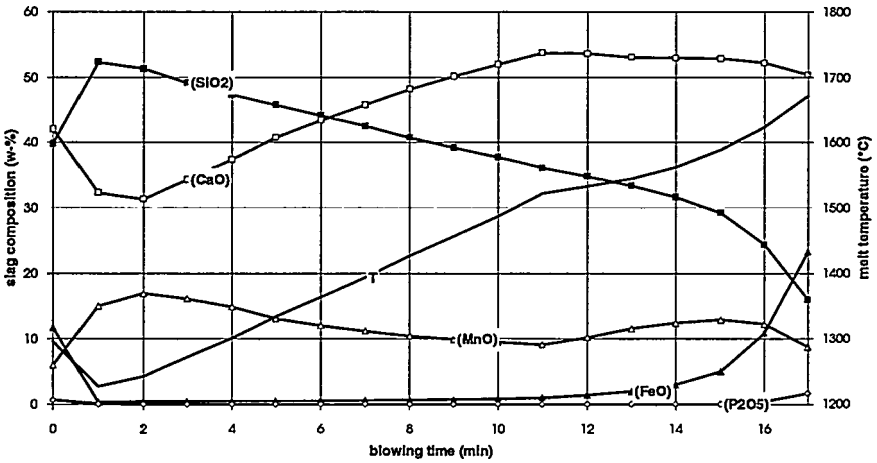


Fig. 7. *The evolution of the slag melt composition and the melt temperature. Rautaruukki's LD-KG process simulation with CONSIM-3.1.*

It is clearly seen from these figures that the results computed by CONSIM-3.1 program are qualitatively able to describe the most essential features of a real oxygen steelmaking converter process: the oxidation and slagging of iron and alloy elements,

the evolutions of iron and slag compositions and temperature including the reduction of manganese and phosphorus oxides. Tables 1 and 2 show that the computed values at the end of the blow are also quantitatively relatively close to the analysis from the real processes. In the case of the final carbon content it has to be remembered, that the simulation program executes, when the target carbon content is achieved.

Table 1. The composition and temperature of the steel at the end of the blow: computed and real values (Fundia Koverhar).

	C	Si	Mn	P	T
CONSIM-3	0.037 %	0.0002 %	0.047 %	0.001 %	1795 °C
Koverhar	0.038 %	0.005 %	0.100 %	0.007 %	1739 °C

Table 2. The composition and temperature of the steel at the end of the blow: computed and real values (Rautaruukki Oy).

	C	Si	Mn	P	T
CONSIM-3	0.063 %	0.0002 %	0.044 %	0.006 %	1677 °C
Rautaruukki	0.065 %	-	0.235 %	0.011 %	1679 °C

The use of other slag model affect significantly on the course of iron, silicon and manganese oxidation, figures 8 and 9. The results shown in these figures are simulated with the latest version of CONSIM-2 program, in which also Kapoor-Frohberg/Gaye-Welfringer slag model could be used to estimate the thermodynamical properties of slag components. On the other hand the choice of basic thermodynamic data and solution parameters for iron melt from different sources (phosphorus as an exception) do not cause great differences in the course of the simulated blow.

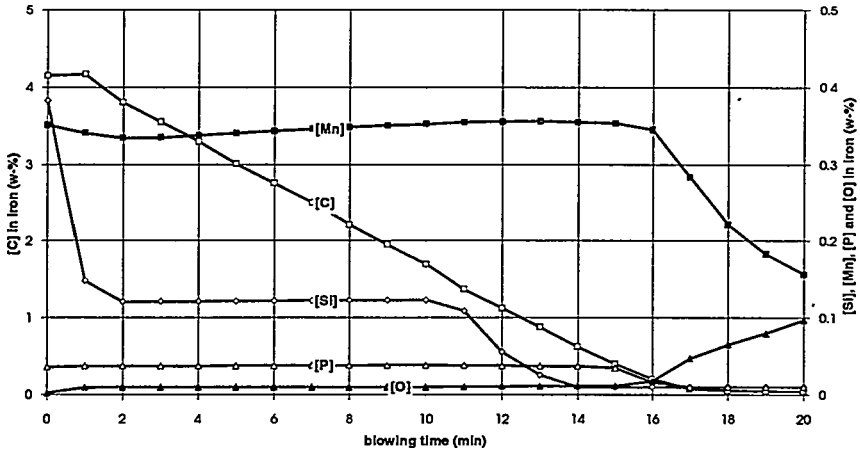


Fig. 8. *The evolution of the iron bath composition. Fundia Koverhar's LD process simulation with CONSIM-2 using Kapoor-Frohberg/Gaye-Welfringer slag model.*

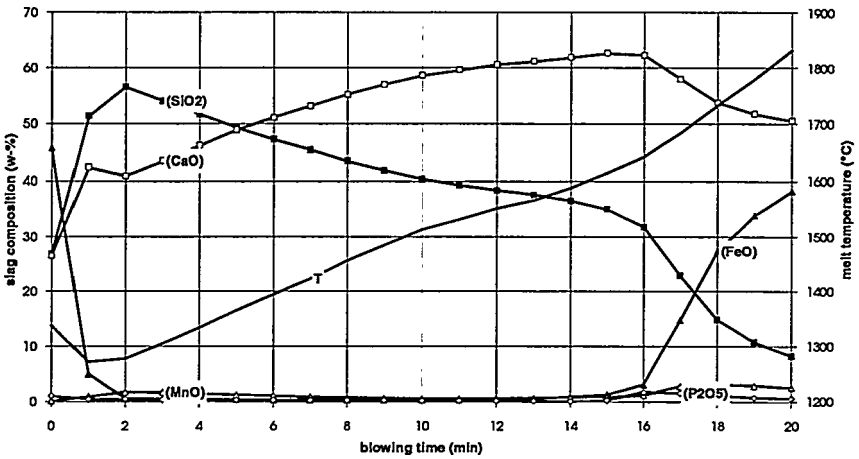


Fig. 9. *The evolution of the slag melt composition and the melt temperature. Fundia Koverhar's LD process simulation with CONSIM-2 using Kapoor-Frohberg/Gaye-Welfringer slag model.*

1.3 Discussion and further plans

CONSIM-3.1 program joins together the controllable factors of oxidation of the alloy elements in hot metal; the thermodynamic affinity of oxidation reactions and the mass transfer in iron melt, being sufficiently simple to guarantee the function of the program. All essential elements of the real converter process have been modeled in the program: the proceeding of the chemical reactions and the thermic processes associated with them, scrap melting, heat loss, post combustion and central technological functions like top and bottom gas blow practices, with which the proceeding of the process is controlled.

CONSIM-3.1 program can be further developed by completing the existing subroutines. For slag model's part it has been proved needful to program the Kapoor-Frohberg/Gaye-Welfringer slag model from fortran language into C language, in order to be able to use it in the latest version of the simulation program. Other improvements are addition of new alloy elements like vanadium and titanium into computation, modeling of the slag temperature and developing the reduction model for iron oxide. Especially in LD process, the temperature of the slag is noticeably higher than the temperature of the hot metal at least during the first stages of the process. In respect to the iron oxide reduction, the dependence of FeO from blow parameters and the possibility to its mathematical description will be examined.

CONSIM-3.1 program can be used for 1) educating specialists and smelter personnel, 2) planning of the blowing programs, 3) developing and testing of process control systems and after some elaboration and restructuring 4) it can be integrated to static or dynamic process control systems.

References

1. HSC Chemistry for Windows, vers. 2.0, Outokumpu Research Oy, 1994

2. Pehlke, R. D. Unit Processes of Extractive Metallurgy. Elsevier, New York, 1973.

3. Lupis, C. H. P., Elliot, J. F. Acta Metallurgica, 14(1966), p. 529-538.

4. Miettinen, J. Mathematical Simulation of Interdendritic Solidification of Low-alloyed and Stainless Steels. Acta Polytechnica Scandinavica, Ch 207, Helsinki 1992; + personal information from J. Miettinen.

5. Healy, G. W. Activities in the liquid-Fe-C system above 1600 °C. In: "The Reinhardt Schuhmann" International Symposium on Innovative Technology and Design in Extraction Metallurgy. TMS-AIME, Warrendale 1986, p. 667-679.

6. Ban-ya, S. Mathematical Expression of Slag-Metal Reactions in Steelmaking Process by Quadratic Formalism Based on the Regular Solution Model. ISIJ International, 33(1993), p. 2-11.

7. Lumsden, J. Physical Chemistry of Process Metallurgy, Part I. Interscience, NY. 1961.

8. Higbie, R., cited in Richardson, F. D. Physical Chemistry Melts in Metallurgy, vol 2, AP 1974, p. 412.

9. ibid, p. 413-414 see also p. 478-480.

10. Nakanishi, K., Saito, K., Nozaki, T., Kato, Y., Suzuki, K. and Emi, T. Physical and Metallurgical Characteristics of Combined Blowing Processes. In: Proceedings of the 65th Steelmaking Conference of AIME, Warrendale, 1982, p. 101-108.

List of Publications

(Concerning the development of CONSIM programs)

Jalkanen, H., Andersin, E., *Thermodynamic Modeling of BOF-Steelmaking.* Proceedings of the conference "Modern Technologies for Making and Casting of Steel". Varna 1989 (available as microcopy);

Andersin, E., Jalkanen, H., *Theoretical Modelling of Converter Steelmaking.* NEUT/SUT-HUT Symposium on Process Metallurgy, Press of NEUT, Shenyang 1990.pp 280-289;

Andersin, E., Jalkanen, H., *A Model of Converter Steelmaking.* Mattech ´90, The first European East-West Symposium on Materials and Processes, June 10-18. 1990, Espoo Finland; (Poster)

Andersin, E., Jalkanen, H., *Physicochemical Modelling of Converter Steelmaking.* Proceedings of the sixth International Iron and Steel Congress. ISIJ, Nagoya 1990. pp 378-385;

Jalkanen, H., Suomi, M-L., *Reaction thermodynamics in converter process.* In "Symposium on Converter Metallurgy". Report TKK-V-B86, Otaniemi 1993;

Suomi, M-L., Jalkanen, H., Andersin, E., Wallgrén, M., *CONSIM-2 Program for Oxygen Converter Simulation.* Proceedings of 2nd Colloquium on Process Simulation, Espoo, Finland, 1995. pp. 289-303.

Suomi, M-L., Jalkanen, H., Wallgrén, M., *Simulation of Oxygen Converter Process.* Proceedings of 2nd Colloquium on Process Simulation, Espoo, Finland, 1995. pp. 307-317.

Suomi, M-L., Jalkanen, H., Wallgrén,M. 1996. *CONSIM-3.1 Program for Oxygen Converter Simulation.* Jernkontorets forskning 2134/92. 83 s.

Y110 KOKSAAMON ENERGIA-TALOUS; KOKSIPATTERIN LÄMPÖTILAHALLINTA

Rautaruukki Oy
Raahe Steel
PL 93
92101 RAAHE

Puhelin: (08) 84911
Telekopio: (08) 849 3101

Vastuullinen johtaja: tekn. toht. Peter Sandvik
Tutkija: tekn. lis. Petri Palmu

	1993	1994	1995	Yhteensä	
SULA 2 -rahoitus	312.000	325.000	236.000	873.000	mk
Oma rahoitus	613.764	488.000	591.000	1.692.764	mk
Muu rahoitus	-	-	-	-	

TIIVISTELMÄ

KTM:n käynnistämän ja TEKESin jatkaman SULA 2:n yritysprojektin Koksaamon energiatalous; koksipatterin lämpötilahallinta, tavoitteena oli energiankulutuksen pienentäminen 10 % ja lämpötilahallintaan soveltuvan ohjausjärjestelmän kehittäminen.

Yritysprojekti toteutettiin yhteistyössä Oulun yliopiston säätötekniikan laboratorion kanssa. Lisäksi koksipatterin lämpötilahallinnassa käytettiin hyväksi LIEKKI 1 -projektissa saatua asiantuntemusta lämmityshormin lämpötilajakaumien optimoinnissa. VTT Energia mallinsi lämmönsiirtoa lämmityshormista kivihiilipanokseen ja TTKK plasmatekniikan laboratorio rakensi lämmityshormin lämpötilajakauman mittaamiseen soveltuvan mittalaitteiston.

Koksipattereilla tehtyjen prosessimittausten ja niitä seuranneiden kehitystöiden seurauksena koksipattereiden energiankulutus on pienentynyt 16 % ja koksituotanto noussut 7,6 %. Näiden lisäksi käyttöhenkilöstön tietotaito on kasvanut huomattavasti projektin aikana järjestetyn koulutuksen ansiosta.

Lämpötilahallinnan ohjausjärjestelmä kuuluu osana Rautaruukki Engineeringin markkinoimaa koksaamoautomaatiojärjestelmää (CPMS). Rautaruukki Engineering on myynyt kaksi koksaamoautomaatiojärjestelmää Intiaan SAILin Bhilain ja Bokaron koksipattereille ja yhden Puolaan Sendzimiran koksaamolle.

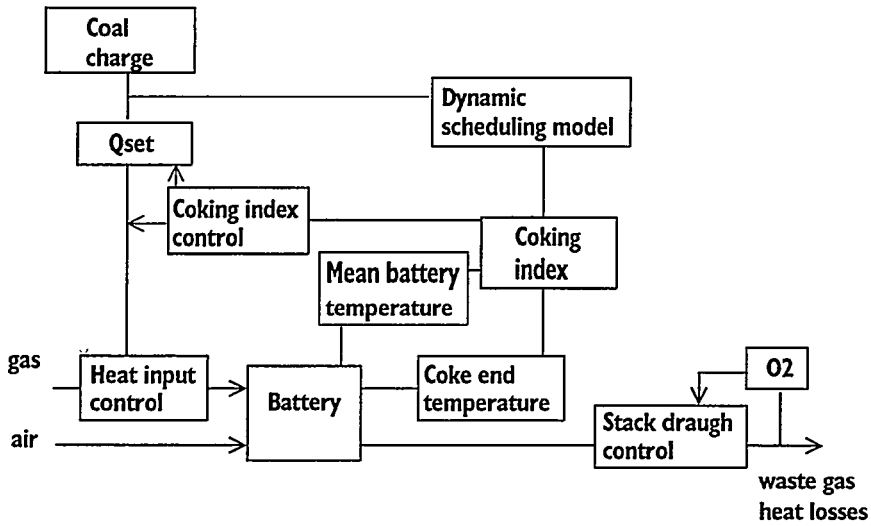
1 Projektin toteutus

Yritysprojekti toteutettiin yhteistyössä Oulun yliopiston säätötekniikan laboratorion kanssa. Lisäksi koksipatterin lämpötilahallinnassa käytettiin hyväksi LIEKKI 1 - projektissa saatua asiantuntemusta lämmityshormin lämpötilajakaumien optimoinnissa. VTT Energia mallinsi lämmönsiirtoa lämmityshormista kivihiilipanokseen ja TTKK plasmatekniikan laboratorio rakensi lämmityshormin lämpötilajakauman mittaamiseen soveltuvan mittalaitteiston.

Tutkimusprojektissa selvitettiin kivihiiliseoksen koksautumisen eteneminen koksausperiodin aikana ja siihen vaikuttavat tekijät. Koksausprosessiin vaikuttavien tekijöiden vaikutusta lämpötilahallintaan on minimoitu kehittämällä dynaaminen koksausaikataululaskenta. Lämpötilahallintaa on yhdenmukaistettu ottamalla käyttöön huuhteluaika lämmityksen ohjauksessa ja parantamalla vertikaalista lämpötilajakaumaa prosessimuutoksilla.

Ohjausjärjestelmä perustuu patterin energiavuon säätöön käytettäviin kahteen perussäätöfunktioon, myötä- ja takaisinkytkentään, jotka on yhdistettävissä toisiinsa sekä patterin purku- ja panostusaikataulua ohjaavaan/valvovaan dynaamiseen ajoituslaskentaan.

Prosessiolosuhteista ja koksausprosessin hitaudesta johtuen takaisinkytketty säätö ei yk sistään riitä koksipatterin energiavuon säätöön. Raahe Steelin koksipatterien lämpötila hallinnan ohjaukseen (kuva 1) käytetäänkin myötä- ja takaisinkytketyn säädön yhdistelmää, jolloin säätö ottaa huomioon molempien säätöfunktioiden parhaat puolet.



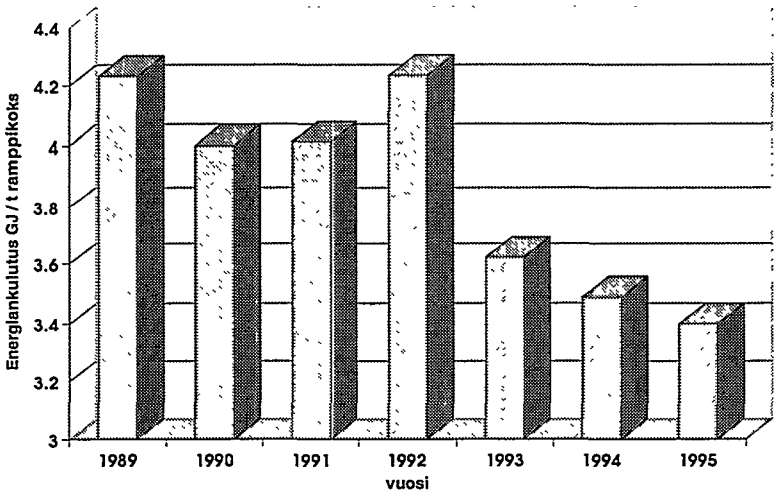
Kuva 1. Lämpötilahallinnan ohjausjärjestelmän toimintaperiaate Raahe Steelin koksipattereilla.

Myötäkytkentä säädössä kivihiilen panostustiedoista, kosin loppulämpötilan ja prosessimittausten perusteella lasketaan asetusarvo huuhteluajalle. Koksausprosessin edetessä raakakaasun T_{max}:n ajankohdan ja dynaamisen koksausajan perusteella lasketaan coking index, jota käytetään hyväksi takaisinkytkennän säädössä.

2 Tulosten hyödyntäminen

Koksituotannon nouseminen vuositasolla noin 55.000 tonnilla helpottaa Rautaruukki Raahe Steelin pysymistä omavaraisena koksin suhteen masuunien peruskorjauksen jälkeenkin.

Koksipatterien energiankulutuksen pieneneminen vuosien 1990 - 1992 keskimääräisestä energiankulutuksesta 4,037 GJ/t ramppikoksia vuoden 1995 alun 3,354 GJ/t ramppikoksia vaikutus vuositasolla on 615 TJ (170.000.000 kWh).



Kuva 2. Koksipattereiden energiankulutus vuosina 1989 - 1995.

Projektissa kehitetty koksipatterin lämpötilahallinnan ohjausjärjestelmä kuuluu osana Rautaruukki Engineeringin koksaamoautomaatioprojektia Intiassa SAILin Bhilain ja Bokaron terästehtailla. Projektin aikana tullutta tietotaitoa käytetään hyväksi koksaamoautomaatiojärjestelmien markkinoinnissa.

3 Julkaisut ja raportit

Piirainen, I., Koksipatterin lämpötilahallinta; Tarvittavat prosessimittaus- ja säätömene telmät. Oulu 1994, Oulun yliopisto prosessitekniikan osasto. Raportti 141. 49 s.

Piirainen, I., Koksipatterin lämpötilahallinta; Patterin lämpötilan säätö Rautaruukki Oy:n Raahen terästehtaan koksaamolla. Oulu 1994, Oulun yliopisto prosessitekniikan osasto. Raportti 151. 37 s.

Alaraasakka, M., Koksipatterin lämpötilahallinta; Koksin laatu. Oulu 1995, Oulun yliopisto prosessitekniikan osasto. Raportti 163. 44 s.

Alaraasakka, M., Koksipatterin lämpötilahallinta; Koksin laatututkimus. Oulu 1995, Oulun yliopisto prosessitekniikan osasto. Raportti 176. 28 s

Koivula, A., Diplomityö; Koksaamon hormien lämpötilan pyrometrinen mittaus, TTKK sähkötekniikan osasto. Tampere 1994, 115 s.

Jaanu, K., et al., Laskentamalli koksaamon lämpötekniselle toiminnalle; Lämpötilajakauma seinämässä. Jyväskylä 1994, VTT Energia. s. 26.

Palmu, P., Koksipatterin lämpötilahallinta osa 1. Raahe 1993, Rautaruukki Oy tutkimuskeskus TR03393. Sisäinen raportti. 19 s.

Palmu, P., Koksipatterin lämpötilahallinta osa 2; Koksipatterin energiatase Raahe 1993, Rautaruukki Oy tutkimuskeskus TR06693. Sisäinen raportti. 10 s.

Palmu, P., Koksipatterin lämpötilahallinta osa 3; Dynaaminen koksausaikataulun laskentamalli Raahe 1994, Rautaruukki Oy tutkimuskeskus TR00493. Sisäinen raportti. 6 s.

Palmu, P., Koksikakun lämpötilamittaus purkuvaunusta. Raahe 1993, Rautaruukki Oy tutkimuskeskus SV05893. Sisäinen raportti. 8 s.

Palmu, P., Vertikaalisen lämpötilajakauman parantaminen. Raahe 1993, Rautaruukki Oy tutkimuskeskus SV06494. Sisäinen raportti. 19 s.
Palmu, P., Koksipatterin lämpötilahallinta, Oulun yliopisto prosessitekniikan osasto Oulu 1996. Lisensiaattityö.

J. Swanljung, P. Palmu, Development of the cole oven battery process management system at the Rautaruukki Oy Raahe Steel work. 1994. 15 pages.

P. Palmu, The new coke oven battery heating control system at Rautaruukki Raahe Steel. 1996. 5 pages.

S112 MODERNIN PROSESSI-TEKNIIKAN SOVELLUS SUOMALAISESSA TERÄSSULATOSSA

Imatra Steel Oy Ab
55100 Imatra

Puhelin: (05) 6802 534
Telefax: (05) 6802 311

Vastuullinen johtaja: TkL Martti Veistaro
Tutkijat: DI Uolevi Idman, TkL Martti Veistaro

	1994-1996	
SULA 2-rahoitus	491.831	mk
Oma rahoitus	1.338.004	mk
Muu rahoitus	-	mk

TIIVISTELMÄ

Imatra Steelin Imatran terästehtaan uusi sulatto käynnistyi kuluvan vuoden kesäkuussa. Projektissa ilmaan tapahtuvien päästöjen vähentämiseksi tehdasta koskevan ilmansuojelupäätöksen edellyttämälle tasolle, romupihan laajennus nostureineen sekä rakennettiin uunin verkkoon aiheuttamia sähköhäiriöitä vähentävä SVC-laitteisto.

Projektia edelsi runsaan kahden vuoden pituinen selvitysvaihe, jossa tarkasteltiin erilaisia toteutusvaihtoehtoja. Tarkoituksena oli mahdollisimman kattavasti selvittää saatavissa olevat tekniikat sekä valita niistä Imatran olosuhteisiin parhaiten soveltuva vaihtoehto.

Valintakriteereinä pidettiin mm. investointi- ja tuotantokustannuksia, laitteiden sijoitusmahdollisuuksia, soveltuvuutta Imatran käyttämien raaka-aineiden ja energialähteiden hintatilanteen kannalta sekä arvioimalla ratkaisuihin liittyviä riskitekijöitä.

Romupohjainen teräksenvalmistus ei vaadi niin paljon energiaa ja tarjoaa malmipohjaista oleellisesti paremmat mahdollisuudet tuotannon määrän säätelyyn. Lisäksi se perustuu moderniin kierrätysajatteluun. Tämä sekä Imatran perinteinen osaaminen ja sitoutuminen merkitsivät, ettei vanhan raaka-ainepohjan säilyttäminen ollut vakavasti kyseenalaistettuna.

Tehtyjen selvitysten ja valintojen perusteella käytiin laitteistojen tarjouskilpailu vuoden 1994 huhti-marraskuussa ja päälaitteita koskeva toimitussopimus solmittiin saman vuoden joulukuun alussa.

Laitteiden detaljisuunnittelu käynnistyi välittömästi tämän jälkeen ja laitoksen rakennustyöt huhtikuussa 1995. Asennustöihin päästiin lokakuun lopulla ja laitteiston testaus kylmäkokeiden muodossa alkoi kuluvan vuoden huhti-toukokuun vaihteessa. Ensimmäinen sulatus tehtiin kesäkuun 13. päivänä ja kesäseisokin jälkeen, elokuun 12. päivästä alkaen, on Imatran koko terästuotanto tehty uudella uunilla.

Koko projektin toteutuneet kustannukset ovat olleet runsaat 150 miljoonaa markkaa toteutettiin valokaariuunin ja sen apulaitteiden lisäksi prosessikaasujen keräys ja suodatus.

1 Projektin tavoitteet

Projektin strategiset tavoitteet voidaan kiteyttää yleisellä tasolla kolmeen: vähentää sulatusprosessin pölypäästöt hyväksyttävälle tasolle ja samalla kohentaa mahdollisuuksien mukaan prosessin taloudellisuutta ja kannattavuutta sekä lisäksi tarjota raaka-aineiden ja energian käytön sekä tuotannon määrän kannalta mahdollisimman joustava ja riskitön ratkaisu.

Prosessin tuotantokapasiteettia koskeva tavoite ei ollut teknisesti vaativa eikä näin merkittävästi ratkaisuihin vaikuttava tekijä. Prosessin läpimenokapasiteettia rajoittavat joka tapauksessa samassa tuotantoputkessa olevat myöhemmät prosessivaiheet.

Prosessin taloudellisuutta koskeva tavoite oli tärkeä, paitsi kannattavuuden takia sinänsä, myös siksi, että ensin mainitun tavoitteen toteuttaminen merkitsi Imatran terästehtaalle käyttökustannusten kasvua vanhaan sulatusprosessiin verrattuna mm. lisääntyneen energiankulutuksen muodossa.
Käyttökustannusten alentamistavoitteet pyrittiin ulottamaan kaikille tuottavuuden osa-alueille eli tuotettua tonnia kohti laskettuihin energia-, materiaali ja työkustannuksiin. Tärkeänä tekijänä tässä kohdassa oli paitsi prosessin myös siihen liittyvien materiaalivirtojen virtaviivaistus.

2 Tekniset valinnat

2.1 Yleistä

Romupohjainen teräksenvalmistus on kokenut hyvin voimakkaan kehitysvaiheen viimeisen vuosikymmenen tai parin kuluessa. Tuloksena on siten ollut myös erilaisia prosessivariaatioita. Nämä menetelmät liittyvät erityisesti romun esikuumennukseen, romun jatkuvaan panostukseen sekä perinteisen sähköenergian korvaamiseen runsaalla hapen käytöllä ylläpidetyillä polttoreaktioilla.

Selvityksissä jouduttiin näin tarkastelemaan useita erilaisia teknisiä toteutus- ja sijoitusvaihtoehtoja Imatran erityisolosuhteiden kannalta.

Huomioon otettavat olosuhteet käsittivät tuotannon määrän ja valmistettavan teräslajijakauman, joka koostuu Imatralla noin 300 lajista ja tuotannon ajallisen rytmityksen. Sulatuotanto on sovitettava sitä seuraavien prosessivaiheiden ominaisrytmiin, ja lisäksi on huomioitava Imatralla käyttökelpoiseksi koettu tapa pitää viikoittain viikonloppuun ajoittuva tuotantoseisokki mm. laitteiston huoltotarpeita varten.

2.2 Jatkuva panostus

Jatkuva panostus yhdessä savukaasujen avulla tapahtuvan esikuumennuksen avulla oli yksi tarkastelukohteista.

Ilmeisen ongelman muodostavat kuitenkin tällaisten prosessien romun laadulle asettamat rajoitukset, jotka saattavat käytännössä omata niin laajaa strategista merkitystä teräksenvalmistajalle, että prosesseja on vaikea pitää joustavuuden osalta tarkoituksenmukaisena. Myös kunnossapitoon liittyvät kustannukset ovat todennäköisesti

huomattavat koska laitteistot koostuvat korkeissa lämpötiloissa ja muutenkin kuluttavissa olosuhteissa toimivista mekaanisista yksiköistä.
Kaiken kaikkiaan todettiin tällaisten prosessien nykyiseen kehitysvaiheeseen liittyvän ainakin vielä niin suuria riskejä, ettei niiden soveltaminen tullut kyseeseen.

2.3 Energian syöttö

Valokaariuunin käyttökustannuksiin on energian ja siihen kiinteästi liittyvällä elektrodimateriaalin kulutuksella merkittävin osuus heti raaka-aineiden (romun) jälkeen. Näin ollen se muodostaa tärkeän arviointitekijän prosessin taloudellisuuden kannalta.

Koska teräksen valmistuksessa on kyse taloudellisesta toiminnasta, on absoluuttisen energian kulutuksen lisäksi merkitystä sillä, millainen kokonaishinta käytetyistä energialajeista maksetaan.

Tällöin nousee esille ajatus tarvittaessa vaihtaa eri energialähteiden osuutta prosessin energian käytössä riippuen niiden kunkin hetkisistä hintasuhteista. Happi erityisesti on jo pitkään ollut sellainen aine, jonka käytöllä on tasattu eräissä maissa korkeaa sähkön hintaa ja toisaalta pystytty myös kasvattamaan laitosten tuotantokapasiteettia merkittävästi.

Imatran osalta painopiste ei ole tuotannon määrän vaan kustannusten puolella. Ottaen huomioon nykyiset hapen ja sähkön hintasuhteet sekä sähkön käytön hyötysuhteen, helpon logistiikan ja hallittavuuden, ei sulattoprojektissa ollut tarvetta turvautua ratkaisuihin, jotka olisivat perustunut hapen käytön radikaaliin nousuun. Tämä puolestaan merkitsi, että Imatran uusi uuni on ratkaisultaan sähkön käyttöön perustuva.

Huolimatta uunin happi-maakaasupolttimiin liittyvistä käytännön ongelmista - lyhyt käyttöaika sulatusta kohden ja suhteellisen alhainen hyötysuhde - järjestettiin Imatran uudessa uunissa lisäksi mahdollisuus kolmen polttimen käyttöönottoon.

Tasavirralla toimivat valokaariuunit ovat vallanneet nopeasti markkinoita 90-luvulla konventionaalisilta vaihtovirtauuneilta. Tästä syystä valintaa näiden kahden vaihtoehdon välillä pohdittiin pitkään Imatran projektissakin.

Tasavirtauunissa käytetään kolmen sijasta vain yhtä elektrodia. Tämä vähentää elektrodien kulutusta lähes samassa suhteessa ja vaikuttaa siten käyttökustannuksiin. Uunin sähkönsyötön vaatimat laitteet ovat kuitenkin merkittävänä syynä siihen, että tasavirtauunit ovat vaihtovirtauuneja kalliimpia.

Tasavirtauunissa on uunin pohjan oltava sähköä johtava, koska uunin sähköinen järjestelmä muodostaa suljetun virtapiirin. Ongelmaksi on jäänyt, että pohja on erikoiskonstruktio, joka vaatii erikoismateriaaleja ja ylimääräistä kunnossapitoa ja tulee siten kalliimmaksi kuin konventionaalisessa uunissa.

Toinen tasavirtauunin ongelma on käyntiinlähtö seisokin jälkeen. Se vaatii tietyntyyppisen romupanoksen ja saattaa siitä huolimatta olla hankalaa vaihtovirtauunin käyntiinlähtöön verrattuna. Molemmat mainitu seikat olivat Imatran kannalta arveluttavia.
Uunivaihtoehtojen elektrodikustannusten eroja ovat viime aikoina tasoittaneet tasavirtauunien käyttämien paksumpien elektrodien kilohinnan suhteellinen nousu verrattuna vaihtovirtauunien ohuempiin sekä myös elektrodikulutuksien lähentyminen vaihtovirta-uunien kehityksen myötä.

Pääasiassa näistä syistä johtuen kääntyi lopullinen valinta Imatralla konventionaalisen vaihtovirtauunin puolelle.

Pitkän valokaaren tavoittelu on ollut eräs tärkeimmistä kehityslinjoista viime aikoina. Perussyynä tähän on sen elektrodivirtaa ja siten elektrodien kulumista vähentävä vaikutus joka myös mahdollistaa entistä korkeampien tehojen käytön.

Tärkeä seuraus mainitusta tavoitteesta on ollut se, että valokaaren stabiili palaminen on noussut ongelmaksi. Mitä pitempi valokaari, sen herkempi se on häiriöille. Tätä ongelmaa voidaan vähentää kytkemällä sarjareaktanssi (kuristimen) uunin sähkönsyöttöön muuntajan primääripuolelle.

Imatran tapauksessa päädyttiin korkeaan valokaarijännitteeseen (maksimi on 924 V) ja kiinteään sarjareaktanssiin uunimuuntajan ensiöpuolella, koska elektrodimateriaalin kulutuksen alentaminen katsottiin tärkeäksi. Pitkät valokaaret edellyttävät ns. kuohuvan kuonan käyttöä, joka samalla parantaa valokaaren hyötysuhdetta ja vähentää näin sähköenergian kulutusta.

Sähköä johtavat elektrodiarmit ovat jo vakiinnuttaneet paikkansa valokaariuunin normaalivarusteena yksinkertaisen rakenteensa ja alhaisten häviöittensä takia. Valintatilanne tässä koskeekin lähinnä valmistusmateriaalia: kuparista ja teräksestä valmistettu komposiittilevy vai alumiini?

Alumiinin etuina ovat keveys ja kupari/teräsrakennetta vieläkin alhaisemmat häviöt. Toisaalta sulaton hankalissa olosuhteissa voi alumiini vaurioitua herkemmin, eikä sen korjaaminen ole (erityisesti eräillä armikonstruktioilla) yksinkertaista. Alumiiniarmien hankintahinta on myös korkeampi. Tästä huolimatta ne ovat alkaneet selvästi yleistyä 90-luvulla.

Imatran valinta kallistui tässä hieman vaikeasti arvioitavassa kysymyksessä konventionaalisemman kupari/teräsrakenteen puolelle.

3.4 Hukkaenergian talteenotto

Valokaariuuni tarjoaa periaatteessa ainakin kaksi lähdettä energiahäviöiden hyötykäytölle: savukaasuihin ja jäähdytysveteen sitoutuneen energian. Valitettavasti kyseessä ovat energiavirrat, joita leimaa joko määrän suuri ajallinen vaihtelu (erityisesti savukaasujen osalta) tai energiasisällön alhaisuus sekä pienet lämpötilaerot (jäähdytysvesi).

Savukaasujen energian hyötykäytössä on onnistuttu terästeollisuudessa parhaiten. Itse asiassa siinä voitaisiin onnistua verraten hyvinkin, ellei käyttökohde, romun esikuumennus, aiheuttaisi itsessään vaikeuksia. Romun sisältämät muovit ja öljyt ovat korkeissa lämpötiloissa potentiaalisia supermyrkkyjen lähteitä, ja tämä seikka aiheuttaa esikuumennuksessa käytettävälle lämpötilalle rajoituksia. Myös hajut (haihtuvat orgaaniset yhdisteet eli VOC) ovat ongelma.

Lämpötilarajoitus puolestaan huonontaa kuumennuksen hyötysuhdetta, eli tekee sen tehottomaksi. Toinen tyypillinen ongelma on kuumennukseen käytettävissä oleva aika. Teknisen mahdollisuuden hyötysuhteen nostamiseen tarjoaa kaasun kierrätys. Käytössä olevilla prosesseilla voidaan esikuumennuksen avulla saavuttaa tyypillisesti 20..40 kWh/t säästö prosessin energian käytössä, mutta kaasun mukana menee vielä energiaa merkittävästi hukkaankin.
Lisäksi ovat kunnolliseen esikuumennukseen savukaasujen energialla tarvittavat investoinnit sen verran suuret, että varsinkin maissa, joissa esikuumennus ei itsessään ole ilmaston tai romun säilytysolosuhteiden takia välttämätöntä, jätetään savukaasujen hyödyntäminen tavallisesti tekemättä.
Jäähdytysveden lämpötila nousee sen kiertäessä prosessissa normaalitilanteessa suhteellisen vähän, joka vähentää samalla tavoin tämän energian käytettävyyttä. Laajalle levinneitä sovelluksia ei tällä alueella ole eikä sitä nähty Imatrallakaan toteutuskelpoiseksi.

Sen sijaan prosessiin päätettiin hankkia pääasiassa uunin savukaasuilla toimiva romun esikuumennus- tai oikeammin kuivausjärjestelmä, jotta uunissa tapahtuvien räjähdysten riskiä voitaisiin vähentää - seikka, joka tekee romun esikuumennuksen pakolliseksi ilmasto-oloissamme. Tavoitteena oli myös saavuttaa säästöä aikaisemmin pelkkään maakaasun polttamiseen perustuvaan esikuumennukseen verrattuna.

Mahdollisimman hyvän romun kuivaustuloksen varmistamiseksi rakennettiin kolme kuumennusasemaa romuratoineen ja vaunuineen. Näin voidaan minimoida sellaiset tilanteet, joissa yhtään romukoria ei ole kuumennuksessa vaikka kuumia uunikaasuja olisikin saatavissa.

Järjestelmä on lisäksi varustettu myös maakaasulla toimivalla apupolttimella, jotta kuumennusta voidaan käyttää myös silloin, kun uunista ei ole saatavissa kuumia kaasuja.

3.5 Uunin kaatomenetelmä

Uunin tyhjennys- eli kaatomenetelmä tarjosi myös vaihtoehtoja. Käytännössä jo pitkään valtaosa maailman valokaariuuneista on varustettu epäkeskisellä pohjakaadolla (EBT). Viime aikoina on kuitenkin uunin kyljessä oleva liukusulkimella varustettu kaatoreikä saavuttanut jonkin verran kaupallista menestystä erityisesti vanhojen uunien uusinnassa.

Liukusuljinmenetelmän merkittävin etu EBT-kaatoon verrattuna on, että kaatosuihku voidaan katkaista sekunnin murto-osassa ja näin suurelta osin estää haitallisen uunikuonan joutuminen valusankoon.
Toinen selvä etu on, että uuni saa olla muodoltaan pyöreä kuten perinteiset valokaariuunitkin, eikä siinä näin ole lämpö- ja vuorausteknisesti hankalaa ulokeosaa.

Toisaalta oli tiedossa, että liukusuljinkaato kestää kauemmin, kaatosuihku on pitempi ja aiheuttaa näin myös suuremmat lämpöhäviöt itse kaatovaiheessa. Lisäksi liukusulkimen tulenkestävään materiaaliin liittyy merkittäviä käyttökustannuksia (joita tosin vähintäänkin osin tasaa se, ettei uunissa ole EBT-uloketta).

Koska Imatralla haluttiin välttää kaadon jälkeen valusangon pinnalta tapahtuvaan kuonan kaavintaan liittyvää työtä sekä ajan ja energian hukkaa, päätettiin uuni varustaa liukusulkimella. Energian käytön osalta on todennäköistä, että näin saadaan aikaan nettosäästöä.

Kaadon aikana valusanko on vaunussa, jolla sula myös viedään seuraavaan halliin jatkokäsittelyä varten. Näin saatiin nopea ja suora yhteys jatkoprosessiin ajan- ja energianhukan välttämiseksi.

3.6 Muita tietoja uudesta prosessista

Imatran uuden uunin sulatuskooksi (valusankoon kaadettava teräsmäärä) valittiin 75 tonnia entisen noin 60 tonnin sijasta. Tähän päädyttiin huomioimalla toisaalta valukoneen kapasiteetti ja valussa saavutettava materiaalituotos, toisaalta se, että panoskoon nostaminen vähentää vuotuista sulatusten määrää ja niin ollen myös useita sulatuskohtaisia töitä.

Uunin muuntajatehoksi valittiin 50 MVA + 20%. Huipputehokas uunimuuntaja ei ollut tarpeen koska tehtaan muu tuotantoprosessi ei pystyisi sitä kuitenkaan nielemään. Tällainen muuntajateho mahdollistaa n. 75 minuutin sulatusajan ilman maakaasun käyttöä, eli uunin nimelliskapasiteetti on tonni terästä minuutissa.

Uunin tilavuus on 82 m^3 ja sen sulavetoisuus on maksimissaan 90 tonnia. Kun romukorin tilavuudeksi valittiin 65 m^3, voidaan uuni panostaa kahdella korillisella, (noin 50 ja 32 tonnia 75 tonnin nimellispanosta varten). Näin saavutettiin ajan ja energian

säästöä verrattuna vanhaan prosessiin, jossa jouduttiin aina käyttämään vähintään kolmea korillista.

Uunikaasujen lisäksi imetään savukaasujen suodatusjärjestelmään myös sulattorakennuksen yläosasta pölyistä ilmaa. Uunin ympärillä ei ole ns. koirankoppia, vaan itse sulattorakennus on eristetty muusta prosessista ja ympäristöstä pölypäästöjen pienentämiseksi. Tähän ratkaisuun päädyttiin koska koirankopin katsottiin aiheuttavan ongelmia uunin panostuksen yhteydessä, jotka saattaisivat johtaa tässäkin kohden ajan ja energian hukkaan.

Huuvasta imettävien kaasujen määrää säädetään ilmanvaihtotarpeen mukaan. Kaasut imetään suodinlaitoksen suotimien läpi kolmella 850 kW:n taajuusmuuttajakäytöillä varustetulla puhaltimella. Näillä ratkaisuilla vähennetään omalta osaltaan prosessin sähköenergian kulutusta.

4 Jatkosuunnitelma

Uuden sulaton käyttöönoton jälkeen on ensi vaiheessa keskitytty jäljellä olevien eräisiin prosessin yksityiskohtiin liittyvien teknisten ongelmien poistoon. Tämän jälkeen on vielä pääosin edessä perehtyminen prosessin ominaispiirteisiin ja käyttäytymiseen, jonka jälkeen seuraa viritysvaihe, jossa pyritään hakemaan kokonaisuuden kannalta parhaat toimintamenetelmät ja toimintapisteet.

Tähän asiakokonaisuuteen liittyvät tutkimus- ja kehitystoimenpiteet tehdään SULA 2-ohjelmaan liittyvässä projektissa "Valokaariuuniprosessin energiankäytön optimointi", joka kestää vuoden 1998 loppuun.

S114 MASUUNIN PANOSTUSMALLIT

Rautaruukki Oy, Engineering
Kiilakiventie 1
90250 Oulu
Puhelin: 08-8836 733
Telefax: 08-8836 711

Vastuullinen johtaja: tekn. tri Matti Seppänen*
Tutkijat: dipl.ins. Saila Hautala*, dipl.ins. Pekka Inkala**, dipl. ins. Timo Karjalahti** ja dipl. ins. Jorma Jalkanen*
* Rautaruukki Engineering
** Raahe Steel

	1993-1995
SULA 2- rahoitus	256 400 mk
Oma rahoitus	384 600 mk
Muu rahoitus	-

1 Tiivistelmä

Kehitysprojektin puitteissa on saatettu loppuun kellottoman masuunin matemaattisen mallin teko, ja sitä on testattu Luulajan masuunin arvoilla. Kellollisen masuunin 1/10 pienoismalli on suunniteltu ja sillä on suoritettu laaja koesarja. Tulokset on julkaistu diplomityössä ja niitä on hyödynnetty laajennettavan masuuni no 1 peruskorjaussuunnittelussa, lähinnä masuunin huipun osalta. Kellollisen masuunin matemaattinen panostusmalli valmistui toukokuussa 1995, mihin projekti päättyy. Loppuraportti valmistui joulukuussa 1995.

Mallien kansainvälinen markkinointi on käynnistetty ja ne kuuluvat standardipaketteina markkinoitavaan masuunin supervision-järjestelmään. Ensimmäinen kauppa on tehty vuoden 1996 alussa Yhdysvaltoihin.

2 Projektin tavoitteet

Kehitysprojektin tavoitteeksi asetettiin:

- viimeistellä vuonna 1993 aloitettu "Kellottoman masuunin panosmateriaalien jakauman matemaattisen mallin" kehitystyö pääkohteen ollessa käyttäjäliitynnän ohjelmointi

- suunnitella ja konstruoida panostuksen pienoismalli ja tehdä sillä koesarja koskien kuilun halkaisijan suurentamisen, pellettien osuuden kasvattamisen ja iskupanssarien käytön vaikutusta malmi/koksi-suhteeseen ja raekokolajittumiseen uunin säteen suunnassa

- kehittää panosmateriaalien jakauman matemaattinen malli kellolliselle masuunille käyttäen hyväksi kellottoman masuunin kehitettyä mallia ja pienoismallikokeita

3 Tulokset

3.1 Kellottoman masuunin matemaattinen panostusmalli

Diplomityön puitteissa on kehitetty kellottoman masuunin matemaattinen panostusmalli. Työ oli projektin osana lokakuu -93 ja helmikuu -94 välisen ajan. Mallin avulla voidaan määrittää masuunin panospinnan muoto, malmi/koksi-suhde ja kaasun virtausnopeusjakauma, kuva 1.

Panostusmalli on suunniteltu kellottomalle, kahden materiaalisiilon masuunille, johon panostetaan sintteriä/pellettejä ja koksia. Sintteri on mahdollista jakaa kolmeen eri panokseen raekoon mukaan. Panostusmallissa lasketaan masuunin säteen suuntaisia jakaumia olettaen, että materiaali jakautuu tasaisesti masuunin kehän suhteen. Mallissa lasketaan pintaprofiili ja kerroksen paksuus jokaiselle kourun kierrokselle. Kerrosten sekoittumisen aiheuttama korjaus kerrospaksuuteen,

kaasun virtausnopeusjakauma ja malmi/koksi-suhde lasketaan koko panostussyklille, mikä on useammasta panoksesta koostuva toistuva sarja. Virtausnopeuden jakauman laskennassa huomioidaan myös säteen suuntainen raekokolajittuminen.

Työn viimeisessä vaiheessa implementointiin käyttäjäliityntä MikroVax-koneeseen. Panostusmallilla suoritettujen koeajojen perusteella ohjelmisto on toimiva ja se antaa teorian mukaisia tuloksia. Mallin vertailu kirjallisuudessa esitettyihin muihin panostusmalleihin osoitti mallin antamien tulosten olevan hyvin samanlaisia ainakin pintaprofiilin ja malmi/koksi-suhteen osalta.

Lisäksi mallilla on suoritettu simulointiajoja käyttäen Luulajan masuunin panospinnan profiilimittaustuloksia sekä suoritettuja materiaalien lentorata-määrityksiä. Simulointitulokset antoivat erinomaisesti suoria mittauksia vastaavia tuloksia, kuva 2.

Malli tullaan ottamaan käyttöön masuuni no 2:lla ensi vuonna suoritettavan peruskorjauksen yhteydessä.

3.2 Kellollisen masuunin pienoismalli ja kokeet

Aiheeseen liittyvä diplomityö tehtiin vuoden -94 aikana. Kaikki suunnitellut panostuskokeet tehtiin Rautaruukin tutkimuskeskuksessa masuunin yläosan 1/10 pienoismallilla, mikä suunniteltiin "uudelleen" ja tehtiin monia teknisiä parannuksia aikaisempaan pienoismalliin nähden. Kokeita on tehty sekä vanhan että uuden masuunin mukaisilla malleilla.

Masuunin panostuksen pienoismallikokeiden perusteella selvitettiin panoksen materiaalijakauma kuilussa erilaisilla panostustavoilla ja materiaalisuhteilla sekä tutkittiin panosjakaumanp eroja nykyisen ja suurennettavan masuunin välillä. Tuloksia on hyödynnetty tänä vuonna peruskorjattavan masuuni no 1:n suunnittelussa ja panostusohjelman määrittelyssä.

3.3 Kellollisen masuunin matemaattinen panostusmalli

Kellollisen masuunin matemaattinen panostusmalli on käytännöllisesti katsoen valmis ja se viimeistellään toukokuun -95 aikana. Työ aloitettiin marraskuussa -94.

Mallin kehityksessä on käytetty pohjana kellottoman masuunin panostusmallia ja pienoismallilla saatuja tuloksia ja se on pääpiirteissään identtinen kellottoman masuunin panostusmallin kanssa. Tehdyt simuloinnit ovat antaneet vertailukelpoisia tuloksia verrattuna todellisiin kaasujakaumiin ja mallilla näytetään pystyttävän simuloimaan varsin luotettavasti todellisia panosmateriaalien ja kaasun jakaumia.

Malli tullaan ottamaan käyttöön masuuni no 1:llä peruskorjauksen jälkeen.

4 Kustannukset ja aikataulu

Budjetti	
SULA 2- rahoitus	256 400 mk
Oma rahoitus	384 600 mk
Muu rahoitus	-
Yhteensä	641 000 mk

Toteutunut 8/95 mennessä	
Palkat	349 480 mk
Diplomityöt, 3 kpl	144 500 mk
Laitteet, pienoismalli	168 000 mk
Matkat	3 400 mk
Yhteensä	665 380 mk

Projektin kokonaiskustannukset olivat lähes suunnitelman mukaiset. Projektin sisältö poikkesi hiukan suunnitellusta, panostuksen matemaattisten mallien käyttäjäliitynnät jäivät tekemättä Raahen tietokonejärjestelmään; mikroVAX-ympäristöön on tehty.

Projektiaikataulu ylittyi kuudella kuukaudella johtuen pääasiallisesti ensimmäisen diplomityön valmistumisen viivästymisestä, missä törmättiin yllättävän vaativien matemaattisen ratkaisujen selvittelyyn.

5 Toimenpiteet ja energiansäästölaskelma

5.1 Masuuni no. 1:n käynnistysvaihe

Matemaattisen panostusmallin ja fyysisen pienoismallin antamia tuloksia on hyödynnetty suunniteltaessa masuuni no. 1 laajennusta ja otettaessa masuuni käyttöön laajennuksen jälkeen elokuussa 1995. Malleista oli suuri hyöty määriteltäessä masuunihuipun dimensiot ja valittaessa optimaaliset panostustavat masuunin käynnistyksessä ja sen jälkeisessä ajossa. Absoluuttisia säästölaskelmia on vaikea tehdä, mutta näissä vaiheissa masuunin operointihenkilöstön kokemusten ja arvioiden mukaan saavutettiin arvioitua nopeammin tavoiteltu maksimikapasiteetti ja siihen päästiin alhaisella koksinkulutuksella. Masuuneille on tyypillistä käynnistysvaiheessa huomattavan korkea koksinkulutus ennenkuin saavutetaan normaalitoiminta. Koksinkulutus on 10-15% normaalia korkeampi käynnistysvaiheessa, mikä kestää noin 2 kuukautta. Yhteenvetotaulukossa on esitetty koksinkulutuksen arvioitu alenema masuunin käynnistysvaiheessa.

5.2 Jatkohyödyntäminen

Kellollisen huipun matemaattista mallia ollaan parhaillaan konvergoimassa masuuni no. 1 uuteen prosessinohjausjärjestelmään, mikä hankittiin laajennusprojektin yhteydessä. Kuten yllä mainittiin mallit, kellolliselle ja ns. kellottomalle masuunin huipulle, ovat jo ohjelmoitu käyttäjäliityntöineen Engineeringin masuunijärjestelmien kehitystietokoneelle. Mallin arvioidaan olevan käytössä masuuni no. 1:llä tämän vuoden loppuun mennessä. Konvergointityön kustannuksista Raahe Steel vastaa itse.

Kellottoman huipun matemaattinen malli tullaan ottamaan käyttöön masuuni no. 2:lla ensi vuoden lopulla laajennusprojektin yhteydessä.

Matemaattisten mallien avulla arvioidaan koksia säästettävän noin 1-2 kg/t rautaa. Rautatuotannon ollessa 2,2 Mt/a vuotuinen koksin säästö on 2200-4400 t.

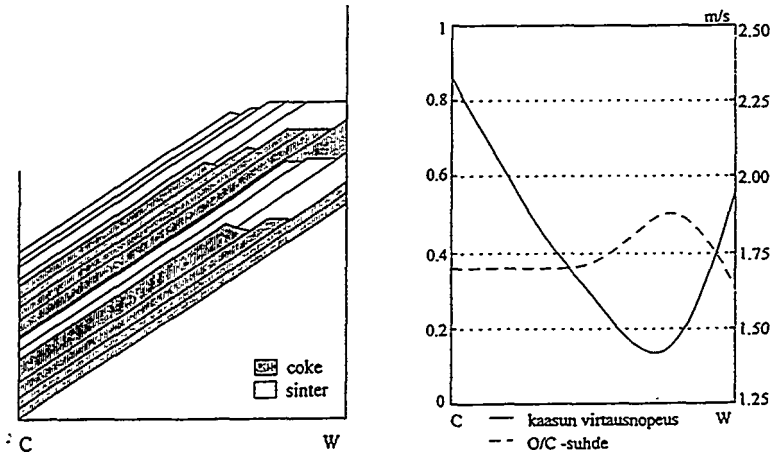
Rautaruukki Engineering on maailmanlaajuinen ja yksi johtavista masuunien prosessin ohjausjärjestelmien toimittajista. Kaikkiaan Raahen tyyppinen järjestelmä on toiminnassa 23 masuunilla.

Matemaattisten mallien markkinointi on jo käynnistetty tämän vuoden aikana. Ensimmäisen toimituksen tulemme tekemään tänä vuonna. Mallien antama lisäarvo kokonaisjärjestelmälle, mikä koostuu noin kymmenestä matemaattisesta mallista, on satoja tuhansia markkoja. Vuosittain toimitamme 2-3 järjestelmää.

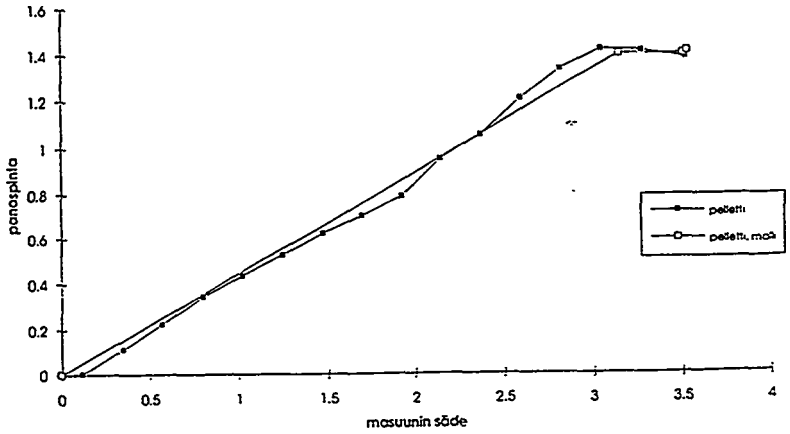
5.3 Energiansäästöselvitys, yhteenveto

	koksisäästö/t	koksisäästö/mk	%	investoinnit/mk (ohjelmointi)
1. vuosi (1995)	600	300 000, -	0,1	120 000,-
2. vuosi (1996)	1000	500 000,-	0,15	70 000,-
3. vuosi (1997)	2000	1 000 000,-	0,3	-

Laskelman lähtötiedot: koksin hinta 500 mk/t, 1. vuoden säästöt masuunin käynnistysvaiheesta, 2. vuonna yksi malli käytössä, 3. vuonna molemmat mallit käytössä.



Kuva 1. Lasketut sintteri-ja koksikerrokset sekä Fe/C-suhde ja kaasunvirtausjakauma.



Kuva 2. Simuloitu ja todellinen pellettien pintaprofiili Luulajan ma 2:ssa.

Y120 KONVERTTERIN SUORAKAATO

pRautaruukki Oy
Raahe Steel
PL 93
92101 RAAHE

Puhelin: 08 849 11
Telefax: 08 849 3101

Vastuullinen johtaja: Jarmo Lilja
Tutkijat: Seppo Ollila (Rautaruukki Oy)
Pekka Pyykkö (Oulun yliopisto)

	1995	1996 (budjetti)
SULA 2-rahoitus:	60.195 mk	500.000 mk
Oma rahoitus:	111.791 mk	1.070.000 mk
Muu rahoitus:	-	-

TIIVISTELMÄ

Projektin tavoitteena on parantaa konvertteriprosessin hallintaa niin, että tavoite-koostumus ja -lämpötila saavutettaisiin useammin, ja korjaavien lisäpuhallusten tai -jäähdytysten määrä laskisi. Parantunut osumistarkkuus parantaa teräksen kuonapuhtautta, vähentää seos- ja tiivistysaineiden käyttöä, auttaa vastaamaan aikatauluvaateisiin sekä mahdollistaa loppulämpötilan laskun. Tämä voidaan hyödyntää lisäämällä energiataloudellista romun käyttöä. Myös vuorauksen kesto kasvaa.

Jos osumistarkkuus paranee riittävästi, voidaan ottaa käyttöön ns. suorakaatopraktiikka, missä teräs kaadetaan konvertterista puhalluksen jälkeen ilman näytteenottoa ja analyysitulosten odottelua. Tämä lyhentää kaadosta-kaatoon aikaa 3 - 4 min ja lisää konvertterin kapasiteettia. Säästöjen lopulliseen määrään vaikuttaa se, kuinka suurelle osalle tuotannosta suorakaatoa voidaan soveltaa.

Staattisen mallin tarkkuutta heikentävät lähtötietoina tarvittavien raaka-aineanalyysien ja punnitustulosten epätarkkuudet sekä prosessin aikaisten häiriöiden aiheuttamat virheet. Virheiden korjaamiseksi tarvitaan puhalluksen aikaisia mittauksia. Suurin syy korjattuihin puhalluksiin on virheellinen lämpötila.

Lämpötilan hallinnan parantamiseksi on kokeiltu pudotussondeja, joilla voidaan mitata teräksen lämpötila puhalluksen aikana konvertteria kallistamatta. Sondien käyttö vähensi lisäpuhalluksia. Puhalluksen aikaiseen lämpötilan mittaukseen perustuvan lämpötilamallin suunnittelu on aloitettu.

1 Taustaa

Rautarukin konvertteriprosessissa puhalluksen jälkeen konvertteri kallistetaan, ja teräksestä sekä kuonasta otetaan näyte, ja teräksen lämpötila mitataan käsikäyttöisellä sondilla. Teräs- ja kuonanäytteet lähetettään putkipostilla laboratorioon, missä ne analysoidaan. Automaattisesti tehdyn analyysin tulokset menevät tietoverkkoon ja ne ovat nähtävillä konvertterin ohjaamossa. Jos lämpötila ja koostumus ovat sopivia, kaadetaan teräs senkkaan. Kaadon yhteydessä teräkseen lisätään seos- ja tiivistysaineita, joiden määrä riippuu teräksen analyysistä ja valmistettavasta laadusta. Jos koostumus tai lämpötila eivät ole halutuissa rajoissa voidaan panos lisäpuhaltaa, tai siihen voidaan lisätä jäähdytysaineita.

Lisäpuhallukset ja -jäähdytykset vievät aikaa, eli ne pienentävät konvertterin kapasiteettia. Ne nostavat sulan happipitoisuutta ja lisäävät seos- ja tiivistysaineiden kulutusta. Kuonan nouseva FeO-pitoisuus lisää rautatappioita ja muuttaa kuonan vuorausta kuluttavammaksi. Tärkein syy lisäpuhalluksiin on poikkeama tavoitelämpötilasta. Konvertterin staattista ohjausta kehittämällä on mahdollista laskea lisäpuhallusten määrää puoleen nykyisestä. Jos lisäpuhallukset halutaan alle 10 %:n on kehitettävä myös puhalluksen aikaisia mittauksia.

1.1 Konvertterin ohjauksesta

Konvertteria voidaan ohjata manuaalisesti, ohjaajan kokemukseen ja havaintoihin perustuen, tai staattisten ja/tai dynaamisten mallien avulla. Konvertterin ohjauksen perusteena ovat staattiset aine- ja energiataseisiin perustuvat mallit.

Ainetaseet lasketaan yleensä raudantuojille (raakaraudalle, romulle, harkoille ja sintterille), seos- ja tiivistysaineille, kuonanmuodostajille sekä hapelle. Lopputuotteen muuttujina ovat teräksen määrä, lämpötila sekä hiili-, fosfori- ja rikkipitoisuudet.

Staattisten mallien toimivuutta heikentävät lähtöaineiden analyysi- ja punnitusvirheet. On vaikea tietää tarkkaa panostettavan romun koostumusta tai arvioida konvertteriin raakaraudan mukan tulleen mikserikuonan määrää. Roiskeiden määrää ja jälkipalamisen sulaan syöttämän energiaa on vaikea arvioida tarkasti. Puhalluksen aikana lisätyistä lisäaineista hienoimmat partikkelit lähtevät savukaasuvirtauksen mukaan, eivätkä punnitut lisäainemäärät tällöin vastaa tarkasti toteutuneita määriä. Staattista mallia voidaan tarkentaa toteutuneiden ja laskettujen arvojen eroista lasketuilla korjauskertoimilla.

Dynaamisilla malleilla voidaan tarkentaa ennen puhallusta staattisella mallilla laskettuja puhallettavan hapen ja lisäaineiden määriä. Näin korjataan lähtötietojen epätarkkuuksia ja puhalluksen aikana tapahtuneiden häiriöiden vaikutuksia. Tehokas dynaaminen ohjaus perustuu toimivaan staattiseen mallin ja puhalluksen aikana hankittavaan informaatioon. Dynaamisen mallin tavoitteena on puhalluksen loppupisteen tarkka määritys. Sekä staattiset että dynaamiset mallit pohjautuvat mittauksiin, joiden tarkkuudesta mallit ovat riippuvaisia.

Puhalluksen aikana sulatuksesta voidaan mitata:

- sulan lämpötila (pudotussondilla tai apulanssilla)
- äänitaso
- C-pitoisuus apulanssilla
- sulan pinnan korkeus
- savukaasujen koostumus, lämpötila ja virtausnopeus.

Apulanssi- tai pudotussondimittauksen perusteella korjataan staattisen mallin laskemaa puhalluksen loppupistettä. Puhallusta ohjataan staattisen mallin mukaan

kunnes välitulos lämpötilasta ja/tai hiilipitoisuudesta saadaan. Puhalluksen loppu voidaan ohjata dynaamisesti perustuen esimerkiksi savukaasuanalyysiin, tai kokeellisten yhtälöiden avulla. Raahe terästehtaan käytössä ovat melutason ja savukaasujen lämpötilan mittaukset.

2 Tavoitteet

Tavoitteena on konvertterin ohjausta kehittämällä saada lisäpuhallukset alle 5 %:n, ja ottaa osalle tuotannosta käyttöön ns. suorakaatopraktiikka, missä konvertteri kaadetaan puhalluksen jälkeen ilman näytteenottoa ja analysointia. Konvertterin kallistamiseen, näytteenottoon ja sen analysointiin kuluu 3 - 4 min. Suorakaatopraktiikalla tästä viiveestä päästään eroon. Konvertterin kapasiteettia voidaan kasvattaa noin 200 000 t/v. Analysointi- ja työvoimakustannusten pienene-minen tuo säästöä.

Puhalluksen parempi hallinta vähentää lisäpuhalluksia. Lisäpuhalluksien väheneminen parantaa teräksen kuonapuhtautta, pienentää seostus- ja tiivistysaineiden tarvetta sekä parantaa seostustarkkuutta. Myös epäpuhtauksien (P,O,N) määrä vähenee. Parempi koostumuksen ja lämpötilan hallinta vähentää häiriöitä myöhemmissä teräksenvalmistusvaiheissa ja antaa paremmat mahdol-lisuudet vastata aikatauluvaateisiin. Lisäpuhallusten väheneminen pienentää pölypäästöjä, mikä nostaa teräksen saantoa ja parantaa työympäristöä.

Parantunut lämpötilan hallinta mahdollistaa loppulämpötilan laskemisen. Tämä voidaan hyödyntää lisäämällä energiataloudellista romun käyttöä. Matalammat lämpötilat ja kuonan FeO-pitoisuudet säästävät myös vuorausta. Vuorauksen ja kuonan välinen kontaktiaika vähenee, kun konvertteria ei tarvitse kallistaa näytteenottoa varten.

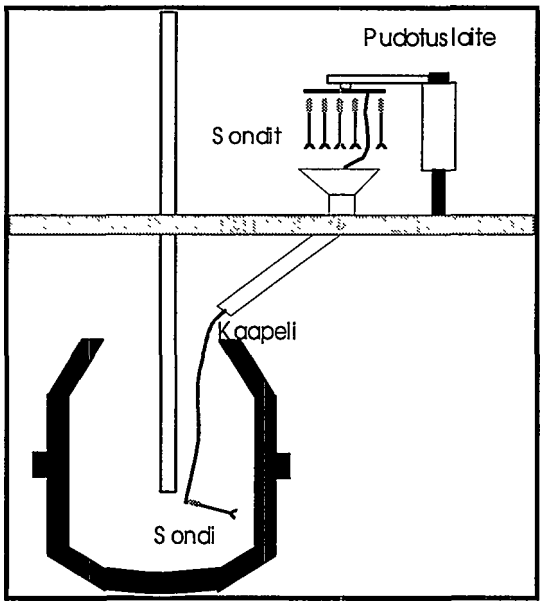
Säästöjen lopulliseen määrään vaikuttaa se, kuinka suurelle osalle tuotannosta suorakaatoa voidaan soveltaa. Suorakaatoa vaikeuttaa Raahe Steelin pienistä ja toisistaan poikkeavista sulatuksista muodostuva sulatuskanta. Suorakaato ei kannata jos liian iso osa sulatuksista joudutaan hylkäämään, koska ne eivät täytä koostumus- ja lämpötilavaatimuksia. Kaikkein vaativimpia laatuja ei todennäköisesti kannata valmistaa suorakaatopraktiikalla.

3 Kokeet

Dynaamisen ohjauksen tarvitsemaa puhalluksen aikaista mittaustietoa voidaan ottaa apulansseilla, pudotussondeilla tai savukaasuanalysaattoreilla. Projektin alkuperäisen suunnitelman mukaan Raahe Steelin piti hankkia konverttereille apulanssit. Apulanssi on vesijäähdytteinen putki, jonka päähän asennetaan mittaus- tai näytteenottosondi. Raskas lanssi vaatii tukevat siirto- ja kannatin rakenteet. Pudotussondijärjestelmän vaatimat rakenteet ovat kevyempiä ja yksinkertaisempia, joten se on apulanssia edullisemmin ja nopeammin asennettavissa. Pudotussondeilla voidaan mitata teräksen lämpötila puhalluksen aikana ja teräksen lämpötila sekä happiaktiivisuus puhalluksen jälkeen kallistamatta konvertteria mittauksen ajaksi.

Raahe Steel kokeili kahden valmistajan sondeja konvertterilla nro 1 koejaksoilla 7.2.-28.3. ja 24.4-2.6.1996. Kokeilla pyrittiin selvittämään pudotussondien luotettavuutta ja käytettävyyttä loppuhiilipitoisuuden ja lämpötilan mittaamiseen sekä loppulämpötilan ennustamiseen. Haluttiin myös selvittää pudotuslaitteistoon liittyvät käytännön vaatimukset. Sondit pudotettiin pudotusrobotista, joka oli konvertterin yläpuoliselle tasolle asennettu revolveri, missä oli paikka 10 sondille. Sondissa voi olla pelkkä termoelementti (T-sondi) tai tämän lisäksi happiaktiivisuuskenno (TO-sondi). Revolverista sondi putoaa suppiloon ja edelleen putkeen ja konvertteriin (kuva 1). Sondi läpäisee kuonakerroksen ja jää teräkseen kellumaan. Sondiin kiinnitettyä kaapelia pitkin mittaussignaali kulkee PC-koneelle

ohjaamoon, jonka näytöltä mittauskäyrän muoto ja tulos nähdään. Mittaus kestää T -sondilla 4 - 5 s ja TO -sondilla n. 10 s. Mittauksen jälkeen sondi sulaa. Lämpötila mitattiin 1-2 min ennen puhalluksen loppua. Sondien pudotusajankohta määrättiin savukaasujen lämpötilan perusteella.



Kuva 1. Pudotussondilaitteisto.

MEFOS:in kehittämää MEFCON järjestelmä on konvertterin dynaaminen ohjausjärjestelmä, joka reaaliajassa laskee sulan hiilipitoisuutta ja lämpötilaa. Järjestelmä perustuu savukaasujen analysointiin ja virtausnopeuden mittaamiseen, ja näiden sekä panostietojen avulla puhalluksen aikana laskettaviin massa- ja energia-taseisiin. Puhalluksen lopussa lähtötietojen epätarkkuuksista johtuva hiilitaseen suhteellinen virhe kasvaa. Tämän takia järjestelmään on kehitelty matalahiilimalli, joka laskee sulan hiilipitoisuuden puhalluksen lopussa savukaasujen koostumuksen ja puhallettavan happivirtauksen funktiona, eikä ole riippuvainen lähtötiedoista. MEFCON järjestelmällä ei ohjattu konvertteri-prosessia, vaan se toimi automaatiojärjestelmän rinnalla. MEFCON:in laskemaa

hiilipitoisuutta voitiin verrata puhalluksen loputtua verrata toteutuneeseen. Kokeella testattiin mahdollisuuksia käyttää järjestelmää konvertterin ohjaukseen.

4 Tulokset

Puhalluksen aikana pudotussondeilla saadut lämpötilatiedot menivät tietokoneelle, joka laski terässulan lämpötilaa (T_s) reaaliajassa. Malli oli yksinkertainen:

$$T_s = T_{sondi} + 0{,}54°C/s*t$$

missä T_{sondi} on sondin mittaama lämpötila [°C],
t on aika [s].

Tulos näkyi konvertterin ohjaamossa, ja puhallus voitiin lopettaa, kun oikea lämpötila oli saavutettu.

Puhalluksen aikana saatu lämpötilatieto auttoi puhalluksen hallinnassa. Taulukossa 1 on lisäpuhallusten osuudet niistä koejakson puhalluksissa, joissa käytettiin pudotussondeja. Vertailuna on puhallukset samalta ajalta puhalluksista ilman sondeja. Sondien ollessa käytössä vähenivät lisäpuhallukset lämpötilan takia ja lisäjäähdytykset verrattuna muihin sulatuksiin. Lisäpuhallukset hiilen takia kasvoivat.

Taulukko 1. Lisäpuhallukset sulatuksissa eri syistä T-sondeilla ja ilman.

Lisäpuhalluksen syy	Sondit käytössä, %	Ilman sondeja, %
Hiili	6,3	2,0
Lämpötila	3,4	10,0
Fosfori	5,1	6,8
Rikki	1,1	1,7
Kuona	0	0,1
Keskeytys	1,1	1,2
Lisäjäähdytys	6,8	16,1

Ongelmia tuottivat sondien toimivuus sekä mittausten luotettavuus. Osa sondeista jäi kuonaan, jonka lämpötila on noin 20 astetta korkeampi kuin teräksen. Tämä johtaa virhetulkintoihin. Koejakson aikana olivat romumäärät osassa sulatuksia poikkeuksellisen suuret. Puhalluksen loppuvaiheessa konvertterissa oleva vielä sulamaton romu vaikeutti lämpötilan nousun ennustamista. Lämpötilan mittaus ja loppulämpötilan ennustaminen onnistuivat paremmin kuin hiilipitoisuuden määrittäminen happiaktiivisuuden avulla. Happiaktiivisuusmittauksen onnistumiseksi sulan on puhalluksen jälkeen annettava rauhoittua noin minuutin ajan ennen mittausta, jotta pitoisuusgradientit sulassa tasoittuvat.

MEFCON-järjestelmää kokeiltaessa törmättiin ongelmiin tietoliikenteessä, panostietojen tarkkuudessa ja monimutkaisen mallin tarkentamisessa.

5 Jatkosuunnitelmat

Pudotussondikokeiden aikana havaitun lämpötilanhallinnan selvän paranemisen takia Raahe Steelin konvertterille aiotaan hankkia pudotussondilaitteistot vuonna 1997. Sondien pudotuslaitteen sekä lataus- ja varastointijärjestelmän suunnittelu on

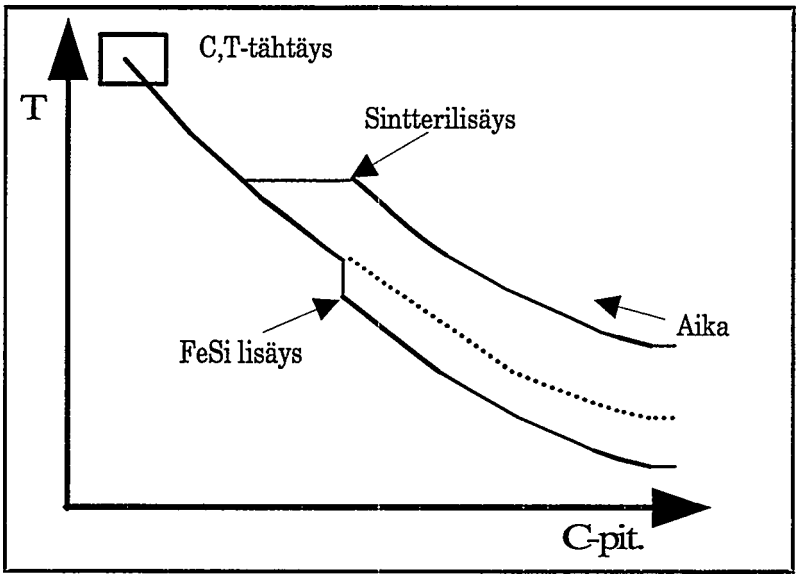
käynnissä. Sondit aiotaan kytkeä sulaton automaatiojärjestelmään. Tätä varten tarvitaan pudotussondien tietoja käyttävä malli lämpötilan nousulle puhalluksen lopussa. Mallin suunnittelu on aloitettu.

MEFCON koejakson aikana huomattujen raakaraudan hiilianalyysin puutteellisuuksien syyt selvitetään.

Sulaton muut kehitysprojektit tukevat suorakaatoprojektia. Panoslaskennan kehittämisen ansiosta saavutetaan tavoitelämpötila ja -hiilipitoisuus useammin ilman korjauksia. Kuonastoppareiden uusiminen helpottaa rikin ja fosforin poistoa. Uudet pika-annostelulaitteet mahdollistavat puhalluksen korjaamisen nopeasti tarkoilla lisäainemäärillä.

5.1 Lämpötilannousumalli

Puhalluksen aikaisen mittauksen hyväksikäyttämiseksi vaaditaan onnistuneen mittauksen lisäksi hyvä mittauksen ajoitus ja toimiva dynaaminen malli. Kuvassa 2 on esitetty puhalluksen ohjaamisen periaate puhalluksen aikaisen lämpötilamittauksen perusteella. Panosta voidaan tarvittaessa lämmittää FeSi:llä tai jäähdyttää sintterillä. Malli saa sondin mittaaman teräksen lämpötilan noin 2 min ennen puhalluksen loppua. Lämpötilan nousu on puhalluksen lopussa lineaarista puhalletun happimäärän suhteen. Malli laskee loppulämpötilan, vertaa tätä tavoitelämpötilaan ja laskee tavoitelämpötilan saavuttamiseksi mahdollisesti vaadittavat FeSi tai sintterilisäykset. Lisätyn sintterin happi reagoi sulan hiilen kanssa, eli sintterilisäys vähentää puhallettavan hapen tarvetta. FeSi:n pii palaa, ja vähentää näin mellotukseen osallistuvan hapen määrää. Mallin on huomioitava FeSi:n ja sintterin vaikutukset tarvittavaan happimäärään.



Kuva 2. Puhalluksen ohjaaminen tähtäykseen puhalluksen aikaisen lämpötilamittauksen ja FeSi tai sintterilisäysten avulla.

Mittauksen on tapahduttava riittävän aikaisin, jotta tarvittavat korjaukset puhalluksen kulkuun voidaan tehdä, mutta vasta sitten kun kaikki romu on sulanut. Muuten lämpötilan nousua on hankala ennakoida. Mittausajankohta voidaan määrätä puhallusajan, puhalletun hapen määrän tai savukaasujen lämpötilan mukaan. Savukaasujen lämpötila kuvaa puhalluksen loppuvaiheita tarkimmin, joten mittausajankohta kannattaa valita tämän perusteella. Sondi voi pudota automaattisesti, kun savukaasujen lämpötila alittaa jonkun raja-arvon, mutta pudotushetki voi myös olla ohjaajan valittavissa.

Puhalluksen lopussa hiilen palamisnopeus hidastuu, kun määrääväksi tekijäksi nousee hiilen diffuusio sulassa. Puhallettu happi hapettaa enemmän rautaa, kun hiilipitoisuus on pieni. Savukaasujen lämpötila kääntyy laskuun, kun konvertterista tulevien kaasujen määrä vähenee ja huuvan ohi virtaavan kylmän ilman suhteellinen osuus kasvaa. Hiilipitoisuuden ja konvertterin savukaasujen lämpötilan välillä on riippuvuus. Kun lasketaan tarvittavia lisäainemääriä tarvitaan tieto kuinka paljon happea puhalletaan lämpötilanmittauksen jälkeen oikean hiilipitoisuuden

saavuttamiseksi. Malli ratkaisee tämän käyttämällä savukaasun lämpötilan ja sulan hiilipitoisuuden välistä yhteyttä. Teräksen ja savukaasujen lämpötilan kehityksestä puhalluksen lopussa hankitaan lisätietoa tekemällä lisää pudotussondikokeita. Malli viritetään lopullisesti kun pudotussondilaitteisto on asennettu.

Y121 MASUUNIPROSESSIN NEUROVERKKOSOVELLUTUS

RAUTARUUKKI OY
Engineering
PL 217
90101 OULU
Puhelin: 08-88 360
Telefax: 08-883 6711

Vastuullinen johtaja:
DI Martti Miettinen Rautaruukki Oy Engineering

Oulun Yliopisto:
Prof. Kauko Leiviskä, DI Markku Alaraasakka
Åbo Akademi: Dos. Henrik Saxen, DI Leif Lassus
Fundia Wire Oy: TL Kalevi Raipala, DI Jan Hinnelä*
Rautaruukki Oy: Proj.pääll. TkT Matti Seppänen***, DI Pekka Inkala**, DI Timo Karjalahti**, DI Simo Säily***

* Työskentelee Åbo Akademissa Fundian palkkaamana
** Raahe Steel
*** Rautaruukki Oy, Engineering

	1995-1998
Oppivat ja älykkäät-teknologiaohjelma	1 850 000 mk
Yritysten rahoitus	2 775 000 mk
Muu rahoitus	-
Kokonaiskustannukset	4 625 000 mk

Tiivistelmä

Masuunin neuroverkkosovellusten kehittäminen on aloitettu lokakuussa 1995. Esitutkimusvaiheessa kartoitettiin vierailujen ja kirjallisuuden pohjalta nykyinen neuroverkkosovellusten tilanne maailmalla. Projektin alkuvaiheessa on keskitytty masuunin vertikaalisten ja horisontaalisten lämpötilaprofiilien luokitustutkimuksiin. Ensimmäisiä sovelluksia on alustavasti testattu todellisella datalla ja parhaillaan ollaan implementoimassa sovelluksia testausta varten Raahen uuteen PTK-järjestelmään.

1 Tausta

Raahe Steelin masuuni 2:lle asiantuntijajärjestelmä (AJ) hankittiin vuonna 1993. AJ:n perustietämys ostettiin Kawasakilta, sovellutusohjelmisto standardiohjelmisto-työkaluineen ja sääntöineen suunniteltiin ja ohjelmoitiin Rautaruukin toimesta. Fundia on kehittänyt oman masuunin asiantuntijajärjestelmänsä, mikä on ollut käytössä pari vuotta.

AJ koostuu laajasta tietämyskannasta ja päättelysäännöstöstä, joiden pohjalta AJ diagnosoi masuunin tilaa jatkuvasti. Jos se havaitsee tilassa epänormaalisuutta tai masuunin tila on ainoastaan siirtymässä epänormaaliin tilaan, AJ antaa operaattorille suositukset korjaavista ohjaustoimenpiteistä ja syyn/syyt, mitkä ovat ne aiheuttaneet. Saadut kokemukset AJ:stä ovat olleet myönteisiä, operaattorit luottavat siihen ja tekevät sen suosittelemia ohjaustoimenpiteitä.

Neuroverkkosovellukset ovat yleistyneet viime vuosina merkittävästi prosessiteollisuuden ohjausjärjestelmissä. Niiden liittämisellä AJ:miin pystytään saamaan järjestelmään uusia piirteitä ja mahdollisuuksia prosessinohjauksen kehittämiseksi ja tarkentamiseksi. Neuroverkkosovelluksilla ohjaussuositusten luotettavuus kasvaa, masuunin tilan sallittuja vaihteluvälejä voidaan minimoida, prosessin tila vakioituu ja mahdollisiin häiriöiden vastatoimenpiteisiin voidaan ryhtyä nykyistä aikaisemmin.

Masuunin neuroverkkosovellutuksilla pystytään ensijaisesti saamaan energiakustannussäästöjä ja toissijaisesti lisäämään tuotantoa sekä nostamaan raudan laatua.

Rautaruukki Oy Engineeringin markkinoidessa asiantuntijajärjestelmiä maailmanlaajuisesti neuroverkkosovellukset niissä antavat merkittävän lisäarvon.

2 Tavoite

Tutkimuksen tavoitteena on selvittää neuroverkkojen soveltuvuutta masuunin ohjauksessa. Tutkimuksessa tullaan yhdistämään masuunin yläosalle kehitettäviä neuroverkkomalleja, ensisijaisesti mittaustietojen luokituksia, asiantuntija-järjestelmään. Malleilla pyritään luokittelemaan horisontaalisia kaasu- ja lämpötilaprofiileja masuunin yläosassa, koko masuunin vertikaalisia lämpötilaprofiileja sekä masuunin pesän tilaa. Tavoitteena masuunin kokonaistilan päättely tehdään asiantuntijajärjestelmällä.

Järjestelmä tulee ennustamaan ja varoittamaan prosessin häiriöistä kuten kaasujakauman muutoksista, materiaalin laskeutumisessa tapahtuvista epäsäännöllisyyksistä (esim. skollan irtoamisesta, hirtoista, ja slipseistä), pesän tilasta, ja lisäksi järjestelmä ehdottaa mahdollisia ohjaustoimenpiteitä operaattorille.

Neuroverkkosovellusten liittämisellä nykyiseen asiantuntijajärjestelmään pystytään saamaan järjestelmään uusia piirteitä ja mahdollisuuksia prosessinohjauksen kehittämiseksi. Niiden avulla pystytään tarkentamaan ohjaussuureiden ja ajoparametrien välisiä riippuvuuksia ja löytämään uusia riippuvuuksia sekä antamaan uusia ohjaustoimenpidesuosituksia operaattoreille.

Projekti toteutetaan yritysryhmähankkeena, jossa Oy Fundia Ab ja Rautaruukki Oy toimivat yhteistyöpartnereina. Tutkimuspalveluja ostetaan Oulun Yliopistolta ja Åbo Akademilta.

Hankkeen tutkimuksellinen osuus tehdään Oulun yliopiston säätötekniikan laboratorion ja Åbo Akademin lämpötekniikan laitoksen yhteistyönä. Yhteistyön synergiaedut tulevat esille lähinnä mallintamistekniikoiden soveltamisen alueella, jolla molemmat tutkijaryhmät ovat toistaiseksi työskennelleet yksin.

Järjestelmät kehitetään ja testataan prototyyppitasolla. Sovellukset siirretään lopulliseen käyttöympäristöönsä siinä määrin kuin se on hankkeen aikana mahdollista.

Projekti alkoi 1.10.1995 ja on suunniteltu päättyvän 30.6.1998

3 Tulokset

Vuoden -95 loppuun mennessä valmistui Oulun Yliopiston ja Åbo Akademin tekemät laaja-alaiset ja yksityiskohtaiset kirjallisuustutkimukset masuunin neuroverkkosovellutuksista ja niistä ilmiöistä, joita kontrolloidaan neuroverkkoja hyväksikäyttäen. Näiden kirjallisuustutkimusten pohjalta on tarkennettu neuroverkkomallinnuksen sovellutusta masuunin ilmiöiden tulkinnassa tämän vuoden alkupuolella.

Yritysten edustajat projektin alkuvaiheessa ovat olleet suuntaamassa ja rajaamassa tutkimusaluetta ja mitä prosessin ilmiöitä lähdetään mallintamaan ja etsimään eri ilmiöiden riippuvuuksia ja prosessinohjaustoimenpiteitä ilmiöiden kontrolloimiseksi.

Oulun Yliopistossa tutkimus on lähtenyt liikkeelle kaasujakaumamittausten tilastollisella tarkastelulla, jotta saadaan kokonaiskäsitys käytettävissä olevista mittauksista ja niiden hyödyntämismahdollisuuksista neuroverkkotekniikan suhteen ja neuroverkkotestit on aloitettu. Aluksi on tutkittu itseorganisoituvan piirrekartan hyödyntämismahdollisuuksia orren lämpötilajakaumamittausten luokittelemiseksi ja on havaittu, että esitetty orren lämpötilajakauman luokittelutapa itseorganisoituvan piirrekartan avulla on käyttökelpoinen.

Eräänä osatutkimuksen tavoitteena Åbo Akademissa on kehittää neuroverkko, joka ennustaa panospinnan slipsejä sonditietojen perusteella. Hankittavalla uudella keruulaitteella tullaan mittaustietojen keruu tekemään syksyn aikana.

Myös Åbo Akademi on saanut runsaasti tutkimus- ja testaustuloksia itseorganisoituvan piirrekartan soveltamisesta masuunin seinämän pystysuuntaisten lämpötilajakaumien luokitteluun. Verkon opetukseen on käytetty mittausten keskiarvoa kaikkiaan kuudelta tasolta 250:n vuorokauden ajalta. Verkolla aineisto on luokittunut hyvin. Verkkoa voidaan käyttää mm. profiilin kehittymisen seurantaan ja muuttujien välisten suhteiden arviointiin. Neuroverkkoluokituksen implementointi Raahen PTK-järjestelmään on meneillään.

4 Jatkotutkimukset

Luokitustutkimuksia jatketaan tutkimussuunnitelman mukaisesti. Lämpötilaorrelta saatavien lämpötilajakaumamittausten luokituksen lisäksi keskitytään myös panospinnan alapuoliselta sondilta mitattujen koostumus- ja lämpötilajakaumien luokitukseen ja niiden välisiin yhteyksiin. Tavoitteena on, että kaasujakauman luokitus olisi testattavana Raahen PTK-järjestelmässä vuoden loppuun mennessä.

Masuunin vertikaalisten lämpötilaprofiilien luokituksen testaus Raahessa alkaa syksyllä, tavoitteena löytää myös niitä prosessin riippuvuuksia, mitä ei saada elektronisesti järjestelmästä. Lisäksi tullaan tutkimaan myös masuunin pohjalämpötilojen luokittelumahdollisuutta pesän tilan ja sen muuutosten arvioimiseksi.

Oulun Yliopistossa on aloitettu diplomityö, jonka tavoitteena on kartoittaa kaupalliset neuroverkkotyökalut sekä selvittää niiden soveltuvuutta asiantuntijajärjestelmien yhteydessä.

Y122 VALOKAARIUUNIPROSESSIN ENERGIANKÄYTÖN OPTIMOINTI

Imatra Steel Oy Ab
55100 IMATRA

Puhelin: 05-68021
Telefax: 05-6802511

Vastuullinen johtaja:	TkL	Pekka Karvonen
Tutkijat:	DI	Kari Terho
	TkL	Reima Väinölä
	DI	Heikki Peltola
	TkL	Martti Veistaro

	1996 budjetti	
SULA 2-rahoitus	23860	mk
Oma rahoitus	842140	mk

TIIVISTELMÄ

Imatran terästehtaalla on otettu kesällä 1996 käyttöön 75 - tonnin valokaariuuni sekä siihen liittyvä savukaasujen suodatinlaitos. Uunilaitteistoon kuuluu lisäksi romujen esikuumennus savukaasuilla ja eräitä apulaitteita kuten happi-hiilipulveri-manipuaattori.

Tässä projektissa kehitetään valokaariuuniprosessia siten, että kokonaiskustannukset sulan teräksen valmituksessa minimoituvat. Kilpailukykyisen teräksenvalmistuksen edellytys on energiankäytön optimointi sähkön, maakaasun, hapen ja savukaasun hukkalämmön talteenoton osalta. Optimiratkaisussa huomioidaan lisäksi teräksen laadullinen hyvyys sekä jäte-ja sivutuotteiden käsittelyn aiheuttamat lisäkustannukset. Projektin tavoitteena on löytää sellainen laitteiston ajotapa, jolla kustannusoptimi saavutetaan.

Johdanto

Valokaariuunista romusta valmistetun teräksen sulattamiseen ja lämpötilan nostoon 1700 °C:een tarvitaan nykyaikaisella sulatuslaitteistolla noin 700 kWh/t terässulaa. Käytetty energia jakautuu siten, että terässula sisältää noin 420 Kwh/t, savukaasujen mukana menee noin 100 kWh/t ja lämpöhäviöitä jäähdytysvesiin ja kuonaan on noin 180 kWh/t. Terässulan valmistamiseen käytetty energia voidaan kehittää sähkön, maakaasun, happi-hiili -reaktion tai savukaasujen talteenoton avulla. Käytetyillä panos-ja lisäaineilla, kuten kalkki, malmi, pöly, hiilenantajat ja eri romuluokat on vaikutuksensa lopputulokseen Projektissa pyritään 5%:n säästöön energiakus-annuksissa.

Imatran uusi valokaariuuni käynnistyi kesäkuussa 1996. Elokuun aikana saatiin uuni jo normaaliin tuotantokäytöön ja syyskuun puolivälissä ylitettiin jo entinen vuorokohtainen tuotantoennätys. Savukaasun hukkalämmön talteenotto käynnistyy lokakuun aikana.

Tämä tuotekehitysprojekti alkoi vuoden 1996 alusta ja kestää vuoden 1998 loppuun.

Tavoitteet

Projektissa tutkitaan ja selvitetään seuraavia energiankäyttöön vaikuttavia asioita:

1. Panoksen energiasisältö
2. Kuohuvan kuonan käyttö valokaariuunissa
3. Romukorien oikea lastaustapa savukaasujen hyötykäyttö huomioiden
4. Sulattamisen tutkiminen; sähkö, happi, maakaasu vaihtoehtoina
5. Uuniprosessin optimointi automaatiojärjestelmän avulla
6. Prosessivaihtoehtojen laadullisten vaikutusten selvitys

Tulokset

Projekti on vasta alussa. Tässä vaiheessa keskitytään selvittämään panoksen energiasisältöä ja kuohuvan kuonan käyttöä. On tutkittu erilaisten kuohutukseen käytettävien aineiden vaikutusta prosessin kulkuun ja teräksen laatuun. Tällöin ensisijassa on kiinnitetty huomio riittävästi kuohuvan kuonan syntymiseen. Kuohutusprosessin vaikutusta teräksen analyysiin on myös tutkittu.

Lisäksi on alustavasti selvitetty uunin kaasuatmosfäärin tilaa sulatuksen eri vaiheissa ja eri lisäenergiamuotoja käyttäen.

Terässulan laadullisia ominaisuuksia on selvitetty ja lokakuun alusta käynnistyi diplomityö aiheena "Valokaariuunin kaatolämpötilan ja -analyysin hallinta".

Jatkosuunnitelmat

Projekti jatkuu alkuperäisen suunnitelman mukaan. Seuraavan vuoden aikana keskitytään selvittämään energiankäytön ohjausta tavoitteena oikea lämpötila oikeaan aikaan, jolloin prosessin odotusajat minimoidaan. Kuohuvan kuonan ominaisuuksia ja käyttöä valokaaren suojaamisessa selvitetään.

Savukaasujen hukkalämmön talteenotto on toinen painopistealue. Tähän vaiheeseen liittyy myös hapen käytön ja syntyvän pölyn takaisinsyötön optimointi.

Automaatiojärjestelmään kehitetään siten, että käyttäjällä on reaaliaikainen tieto uunin energiasisällöstä.

Kolmas painopistealue on teräksen laatuun vaikuttavien parametrien kartoittaminen ja siihen liittyvä prosessin kehitys.

Y123 KOVERHARIN MASUUNIN SÄÄNTÖPOHJAINEN OHJAUSJÄRJESTELMÄ SPO

Fundia Wire Oy Ab
Koverhar
FIN-10820 Lappohja

Puhelin: (911)2211
Telefax: (911)2214151

Vastuullinen johtaja:	TkL Kalevi Raipala	Fundia Wire Oy Ab
Tutkijat:	DI Jan Hinnelä	Fundia Wire Oy Ab
	TkT Henrik Saxén	Åbo Akademi
	TkL Leif Karilainen	Åbo Akademi
	DI Kimmo Forss	Åbo Akademi
	DI Benny Gröning	Åbo Akademi
	DI Anna Hidén	Åbo Akademi
	DI Tomas Gustafsson	Åbo Akademi
	DI Kaisa Niskala	Åbo Akademi/Fundia Wire Oy
	DI Mats Nikus	Åbo Akademi
	Tekn.yo Patrik Lervik	Åbo Akademi

KTM:n avustus	890 000,-
Oma rahoitus	2 025 789,-

1. Tiivistelmä

Tässä raportissa esitellään Koverharin masuunin sääntöpohjainen ohjausjärjestelmä (SPO). Tämä interaktiivinen ohjausjärjestelmä on reaaliaikainen ja prosessitietokone on kytketty relaatiotietokantaan. Tietokanta päivittyy kun prosessissa tapahtuu mittauksia tai muutoksia jotka koskevat tietokantaan siirrettäviä prosessiparametreja. Ohjausjärjestelmässä on graafisen esityksen taustana matemaattisia malleja, simulointiohjelmia sekä tietämyskanta, joiden avulla käyttäjä saa tarkkaa tietoa prosessin kulusta, mahdollisista ongelmista (järjestelmä hälyttää) sekä tarvittavista toimenpiteistä. Ohjausjärjestelmä

suorittaa päättelytehtäviä sille annettujen tietojen perusteella ja antaa ohjeita, mutta lopullisen päätöksen prosessia koskevista toimenpiteistä tekee kuitenkin aina prosessinhoitaja. Ohjausjärjestelmää on helppo käyttää koska se on toteutettu graafista ohjelmointitekniikkaa hyödyntäen ja soveltaen. Käyttö tapahtuu osoittamalla haluttua prosessialuetta tai toimintoa tietokonepäätteen ruudussa hiiren avulla. Ohjausjärjestelmän avulla prosessin seuranta ja ohjaus on saatu todella selkeäksi jolloin myös energian ja raaka-aineiden käyttö saadaan optimoitua.

2. Johdanto

Olosuhteet masuunin sisällä ovat erittäin hankalat (korkeita lämpötiloja, paine, massan jatkuva liike jne.), joten masuunin sisällä tehtävät mittaukset ovat vaikeita, osa jopa mahdottomia suorittaa. Kuitenkin prosessin häiriötön kulku on mahdollista vain jos prosessinohjaaja saa koko ajan tarkkaa ja reaaliaikaista tietoa prosessin tilasta ja mahdollisista ongelmista. Aikaisemmin prosessinohjaus perustui harvoihin mittaustuloksiin ja niistä ihmisten tekemiin johtopäätöksiin sekä prosessinhoitajan käytännön kokemuksiin. Tällöin myös inhimilliset virheet saattoivat aiheuttaa häiriöitä prosessin kulussa. Koska masuunissa massan läpivirtausaika on pitkä, 7-10 tuntia, on tärkeää huomata mahdolliset häiriöt tai viat heti niiden tapahduttua tai mieluiten jo hiukan ennen, jotta korjaavat toimenpiteet voidaan suorittaa ja enemmiltä vahingoilta välttyä. Koska masuunin sisältä saatavia mittaustuloksia on vähän, on prosessinseurannan tapahduttava niiden, sekä masuunin sisälle ja siltä ulos tulevien materiaali- ja energiavirtojen avulla. Masuunin läpi virtaava kaasu antaa paljon tietoa ja kohtuullisen nopeasti, sen läpivirtaus masuunin alaosasta huipulle kestää noin 10-20 sekuntia. Kaasun lämpötila, koostumus ja jakauma antavat tietoa mm. panoksen jakautumisesta ja laskeutumisesta masuunin sisällä sekä masuunin lämpötasosta.

Koska masuuniprosessi on erittäin monimutkainen ja -vaiheinen olisi kaikista mahdollisista mittaustuloksista huolimatta yhden ihmisen mahdotonta seurata koko prosessin kulkua ja tehdä kaikki tarvittavat päätökset välittömästi. Tähän tarkoitukseen on kehitetty reaaliaikaisia ohjausjärjestelmiä, jotka suorittavat päättely-, seuranta ja hälytystehtäviä, joiden avulla prosessin seuranta ja ohjaus tehostuvat. Koska jokaisella masuunin käyttäjällä on

omat kokemuksensa ja teoriansa masuunin käytöstä, on kehitetty useita eri malleihin perustuvia ohjausjärjestelmiä. Koverharissa on ollut toiminnassa jo pitkään hyväksi koettu Koverhar-system-käyttöjärjestelmä, joka on myös ollut perusteena seuraavassa esitellylle Koverharin sääntöpohjaiselle ohjausjärjestelmälle. Kun ohjausjärjestelmää alettiin kehittämään oli avainsanoja myös sen helppokäyttöisyys, selkeys sekä havainnollisuus. Sekä myös se, että sitä pitää myös voida laajentaa myöhemmin.

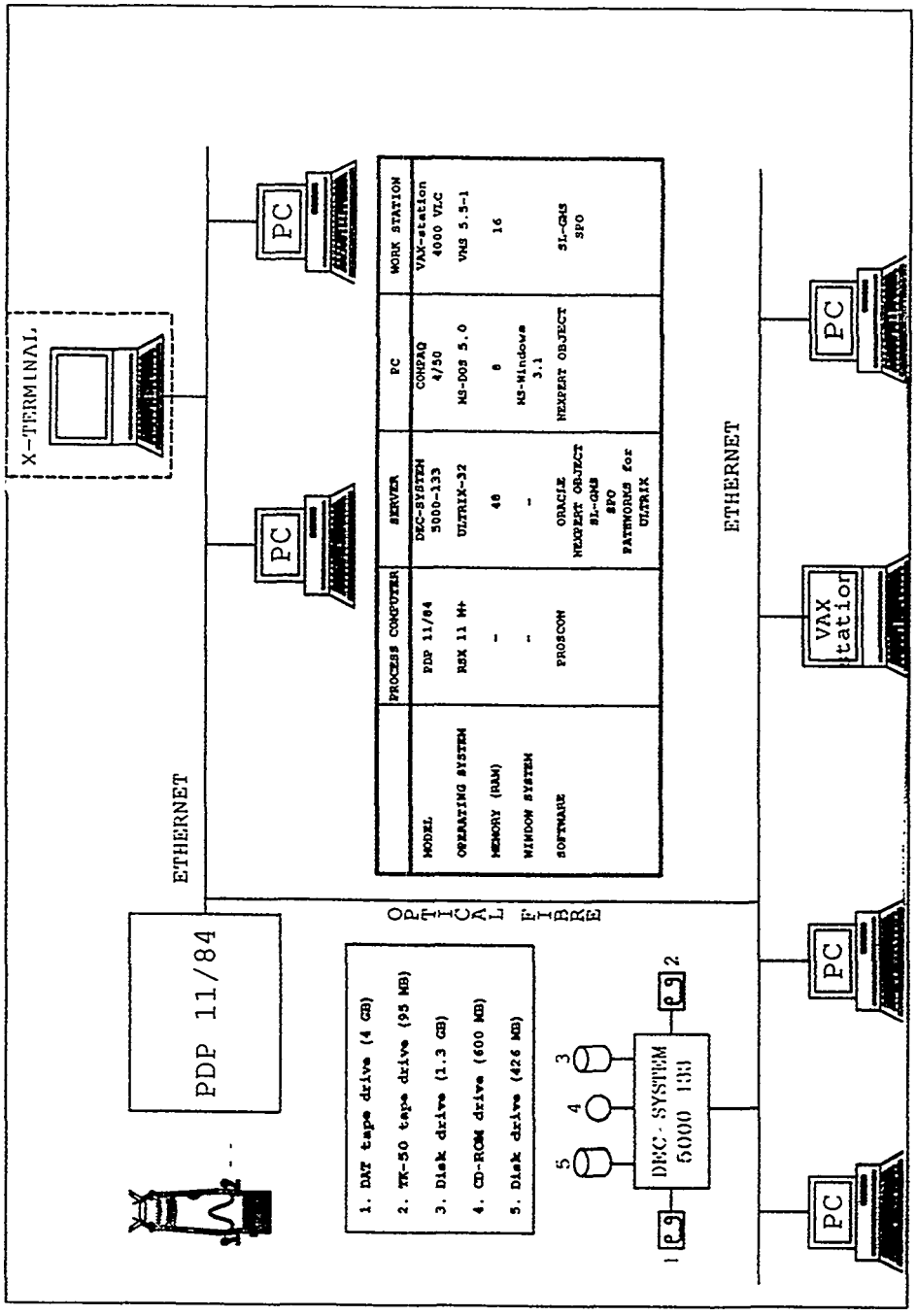
Seuraavassa käydään läpi ohjausjärjestelmän rakenne, laitteisto ja ohjelmistot sekä niiden käyttö.

3. Järjestelmän rakenne [2,3]

Tietokone- ja ohjelmointitekniikan nopea kehitys on mahdollistanut tietokoneiden entistä helpomman ja nopeamman käytön. Nykyisin tietokoneohjelmia voidaan käyttää ja soveltaa vaikka tietoa itse ohjelmoinnista tai tietokonetekniikasta ei paljoa olisikaan. Tämä mahdollistaa varsinaisten prosessiasiantuntijoidenkin osallistumisen itse ohjelmointityöhön jolloin saadaan järjestelmä, joka vastaa mahdollisimman hyvin käytännön tarpeita. Seuraavassa käydään läpi laitteisto ja kaupalliset ohjelmistot, jotka valittiin Koverharin masuunin sääntöpohjaiseen ohjausjärjestelmän rakennustyökaluiksi sekä niiden avulla rakennettu ohjelmakokonaisuus, joka muodostaa itse ohjausjärjestelmän.

3.1. Laitteisto

Alettaessa suunnitella uutta ohjausjärjestelmää lähdettiin siitä, että masuunin vanha prosessitietokone (PDP 11/84) jää paikalleen toistaiseksi, koska sen varaan on rakennettu entinen käyttöjärjestelmä Koverhar System, joka kerää ja tallentaa prosessitietoa. Tämä tietokone on yhdistetty valokaapelilla Unix-palvelimeen. Tämä palvelin on DEC-System 5000-133 ja siinä on 48 Mbyten RAM-muisti, joka mahdollistaa tehokkaan laskennan,



Kuva 1. Koverharin masuunin tietokonekonfiguraatio

grafiikkatoiminnot sekä symbolisen päättelyn. Laitevalinta on osoittautunut hyväksi, koska molemmat tietokonejärjestelmät ovat itsenäisiä, jolloin toinen järjestelmistä voidaan ajaa alas ilman että toista tarvitsee sulkea. Verkkoon on liitetty myös 5 kpl 486- PC:tä työasemiksi, jolloin ohjelmointi ja kehitystyötä voidaan tehdä rinnakkain. Itse ohjausjärjestelmän käyttö tapahtuu masuunin valvomossa sijaitsevan x-päätteen kautta. Koska projekti on toteutettu yhteistyössä Åbo Akademin kanssa, hankittiin myös VAX-station 4000 VLC jonka avulla voitiin osa työstä tehdä Åbo Akademissa, Turussa. Seuraavassa kuvassa on esitetty Koverharin sääntöpohjaiseen ohjausjärjestelmään kuuluvat tietokoneet, verkot sekä käyttäjäliitynnät:

3.2. Kaupalliset ohjelmistopaketit

3.2.1. Oracle

Uuden ohjausjärjestelmän ja vanhan käyttöjärjestelmän ainoa yhdistävä tekijä on relaatiotietokanta Oracle johon prosessitiedot päivittyvät reaaliajassa PDP:ltä. Relaatiotietokanta mahdollistaa tietojen nopean saannin mitä erilaisimmin määrittelyin, esim. ajan, laskunumeron, lämpötilan jne. perusteella. Tällöin itse tiedonsiirtoon ei juurikaan kulu aikaa vaan ohjausjärjestelmällä on kokoajan käytettävissään reaaliaikaista prosessitietoa.

3.2.2. Pathworks

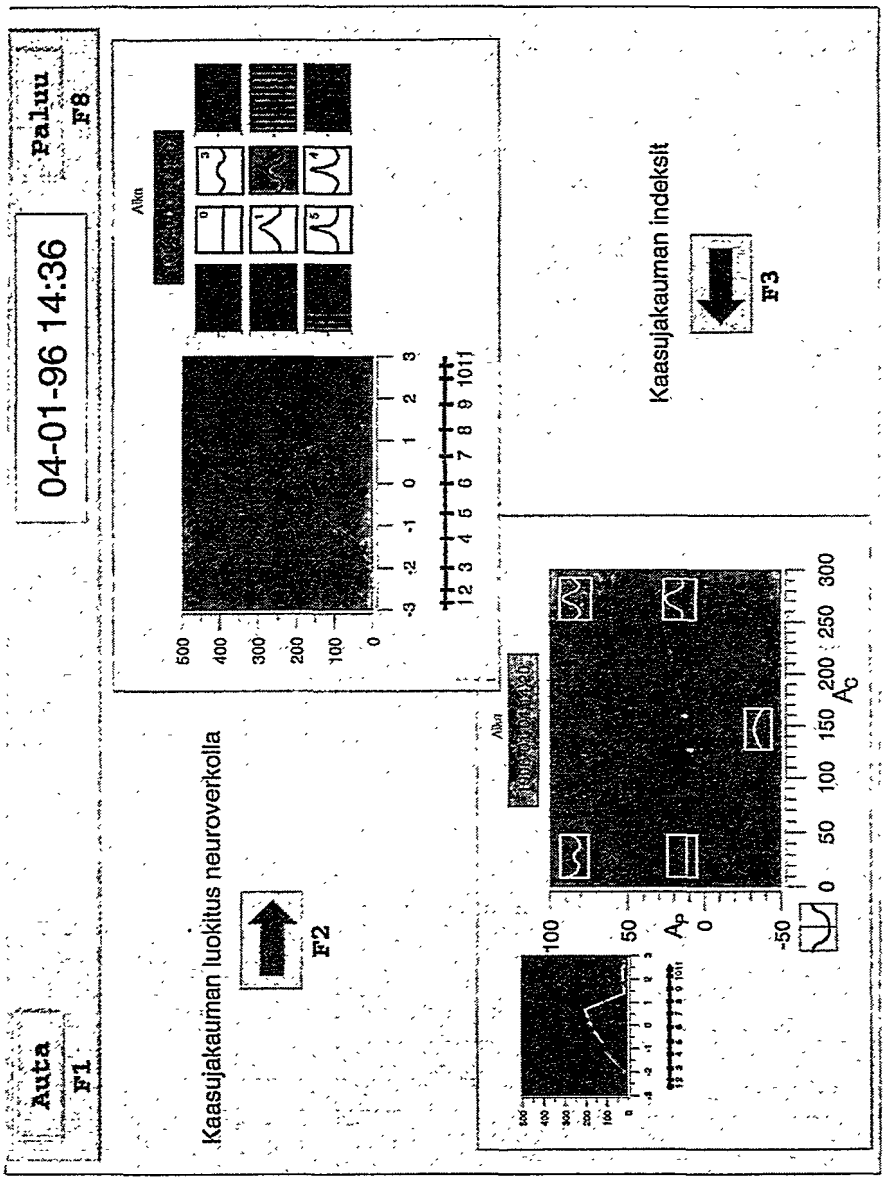
Ultrix-tietokone on kytketty paikalliseen Ethernetiin Pathworks verkko-ohjelmalla, joka käyttää DECnet protokollaa verkkoliikenteen hoitamisessa.

3.2.3. SL-GMS

Ohjausjärjestelmän grafiikka ja animatisointi toteutettiin SL-GMS (Sherrill-Lubinski Corporation 1991, Graphical Modelling System) ohjelmistolla. SL-GMS:in avulla oli yksinkertaista toteuttaa ohjausjärjestelmän selkeys ja käyttäjä ystävällisyys koska se mahdollistaa hiiren ja pikanäppäinten käytön prosessin seurannassa ja sen avulla on helppo toteuttaa selkeää prosessianimaatiota. Seuraavassa on kuva Ohjausjärjestelmän päävalikosta, josta haluttua kohtaa hiirellä näpäyttämällä päästään kyseisen prosessin osan yksityiskohtaisempaan alavalikkoon ja kuvaan.

Kuva 2. SPO:n päävalikko

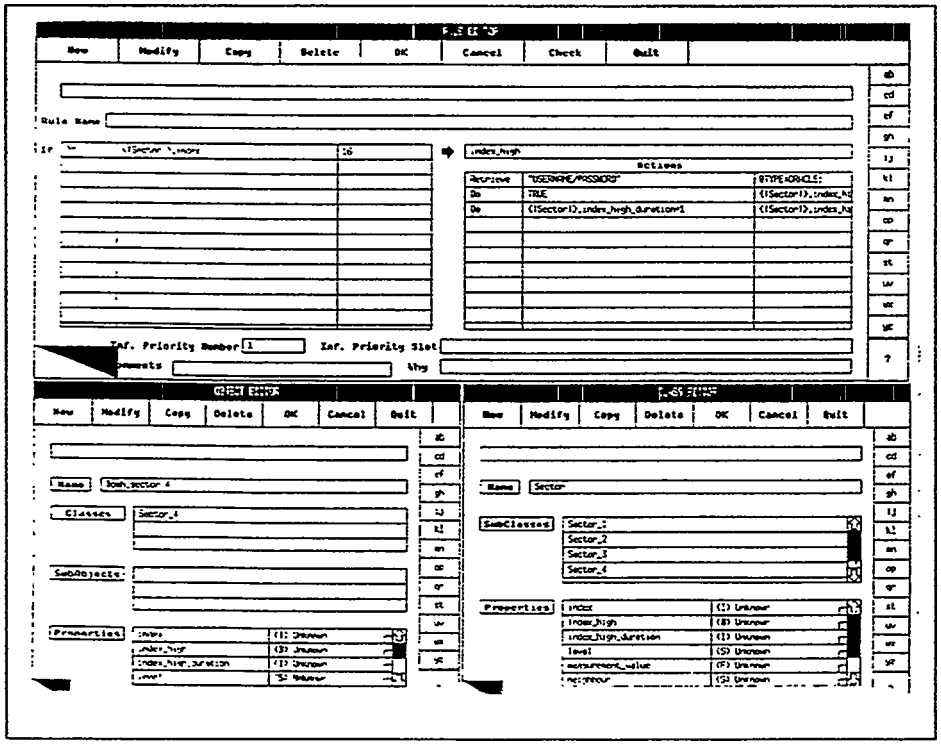
Näytön kuvat luotiin SL-DRAW ohjelmalla, jolla piirrostiedostot voidaan tallentaa ASCII muotoon jolloin niitä voidaan katsella ja muuttaa tekstimuodossa. Näytön kuvat saatiin eläviksi SL-GMS:iin kuuluvien dynaamisten työkalujen avulla, ne mahdollistavat jopa 50 erilaista toimintoa (esim. väri, teksti, x-y-koordinaatisto jne.), jotka päivittyvät reaaliajassa ajastinohjelman avulla, jolloin eri tapahtumien huomiointi selkeytyy. Seuraavassa kuvassa on tästä esimerkki, malli on kaasuprofiilin luokitus.



Kuva 3. Esimerkki SL_GMS:llä luodusta animaatiosta (huippukaasun profiilin luokitus)

3.2.4. Nexpert Object

Masuuniprosessin ja muiden monimutkaisten prosessien hallinnassa tulee usein vastaan ongelmia joita ei voida ratkaista matemaattisin mallein vaan ratkaisut pitää tehdä heuristisen tietämyksen perusteella. Jotta ohjausjärjestelmä voisi selvitä tällaisista tilanteista, on sen kyettävä tekemään päättelyitä sille annettujen tietojen valossa. Tätä tarkoitusta varten on kehitetty ohjelmistopaketti Nexpert Object (Neuron Data Inc. 1991) joka mahdollistaa sen että tietokoneelle voidaan opettaa tietyt säännöt ja miten niitä käytetään, jolloin sen päättelykyky lähestyy ihmistä. Jokaiselle halutulle prosessin osalle voidaan helposti luoda oma säännöstönsä ja kehykset joiden perusteella ohjelma analysoi prosessintilan. Ohjausjärjestelmä suorittaa automaattisesti päättelyprosessin kun joku kyseisen prosessin parametreistä muuttuu, tarvittaessa ohjelma hälyttää prosessinvalvojaa tarvittavista muutostoimenpiteistä. Seuraavassa on kuva mistä näkyy kuinka säännöt ja toimenpiteet ohjelmoidaan Nexpert Objectiin.



Kuva 4. Nexpert Objektin sääntötaulu

3.2.5. C-kieli

Koverharin masuunin uudessa ohjausjärjestelmässä kaikki ohjelmointi on suoritettu C- ja PRO*C-kielellä. Kun käytetään yhtä ohjelmointikieltä on helpompaa liittää ohjelmaosaset yhteen kokonaisuudeksi, jota voidaan myöhemmin laajentaa ja korjailla nopeasti. Lisäksi ohjelmia voidaan siirtää myös toisiin koneisiin. PRO*C-kieltä tarvitaan kommunikointiin Oracle-tietokannan kanssa. PRO*C-esikääntäjä kääntää SQL-komentokielen, jota Oracle käyttää, C-kielisiin ohjelmiin yhteensopivaksi. Myös SL-GMS-ohjelmat ja ohjelmakirjastot sekä Nexpert Object-ohjelmat tukevat C-kieltä.

3.3. Ohjelmamoduulit

Koverharin sääntöpohjainen ohjausjärjestelmä muodostuu eri prosessinosille rakennetuista ohjelmapaketeista eli moduuleista. Kukin moduuli muodostaa oman kokonaisuutensa kyseisestä prosessin osasta ja se saadaan aktivoitua osoittamalla kyseistä kohtaa hiirellä päävalikosta. Pääohjelma "spo" ja "spo_sub" pitävät yllä kokonaisuutta ja sisältävät päävalikon ja päivitysrutiinit. Ohjausjärjestelmään kuuluvat tällä hetkellä seuraavat moduulit:

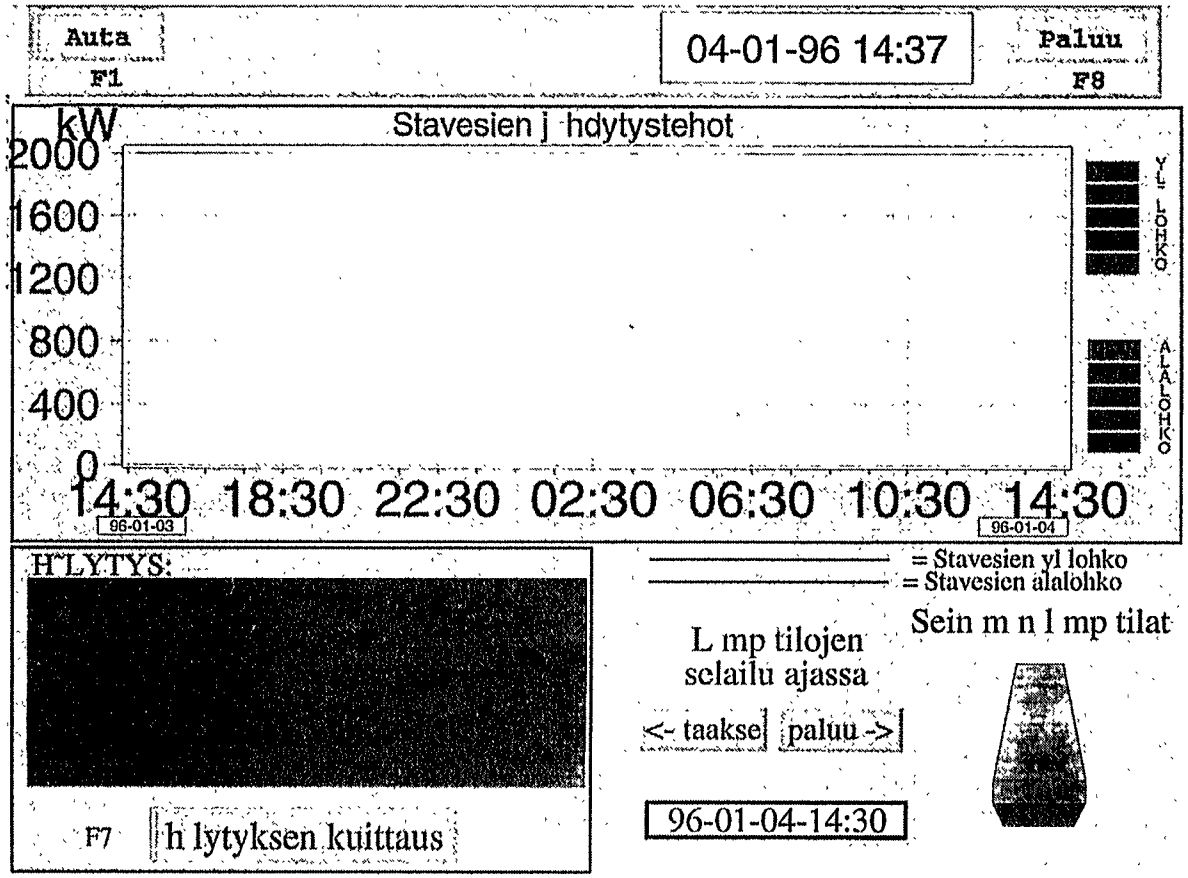
- Lämpövirrat
- Raudan ja kuonan analyysit (laskutiedot)
- Hormitaso
- Lämpötaso
- Mittaustiedoissa olevien virheiden havaitseminen ja eliminointi massa- ja energiataseiden avulla (sisään,ulos), C-DRR-diagrammi
- Huippukaasu
- Kaasuprofiili ja sen luokitus
- Prosessiparametrien näyttö

Järjestelmä on rakennettu niin että siihen voidaan myöhemmin lisätä uusia moduuleita suhteellisen yksinkertaisesti, koska jokainen moduuli muodostaa oman, muista riippumattoman kokonaisuutensa.

4 Ohjelmamodulit

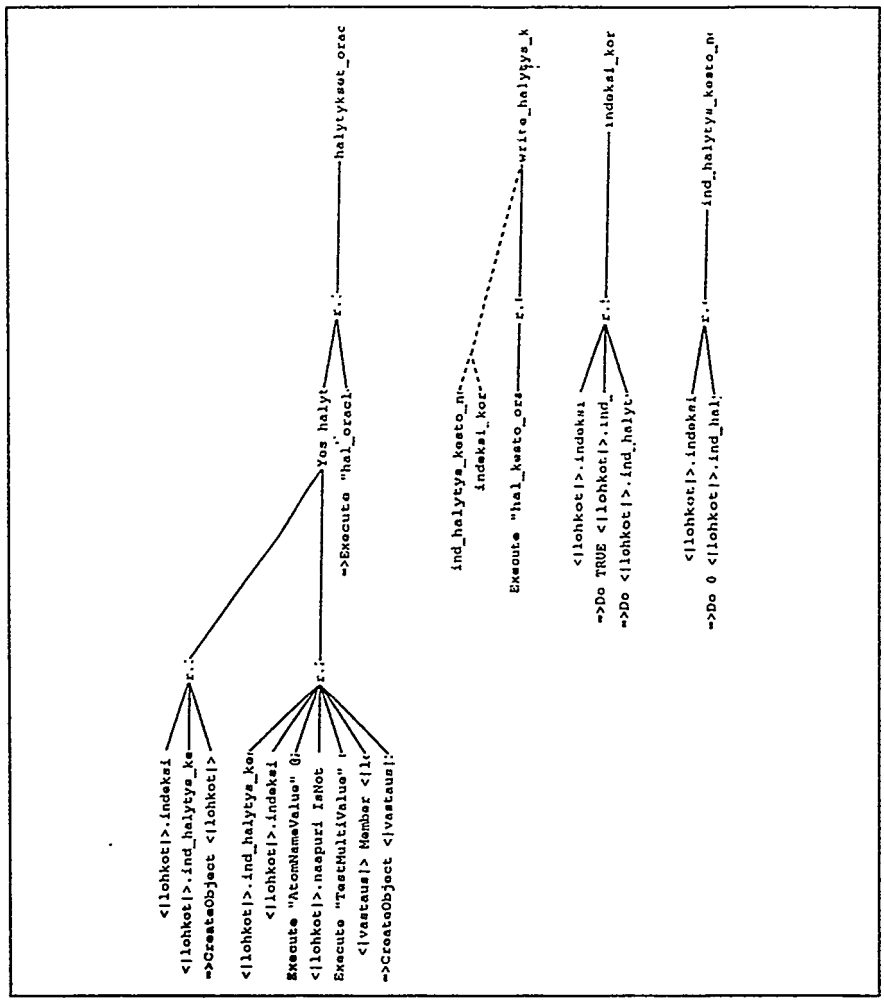
4.1 Lämpövirrat[1]

Masuunin seinämien jäähdytys ja lämpötilan vakaana pysyminen on masuunin tasaisen käynnin kannalta erittäin tärkeää. Koverharissa jäähdytys on jaettu neljään sektoriin ja neljään eri tasoon jäähdytyslaatikoissa jotka kiertävät masuunia. Sisään menevän jäähdytysveden lämpötila on sama kaikilla sektoreilla, kun taas ulos tulevan veden lämpötila mitataan jokaisella sektorilla erikseen. Ulos tulevan veden lämpötila on noin 1-2 °C korkeampi kuin sisään menevän. Koska lämpötilaerot ovat näin pieniä on tärkeää saada tarkkoja mittaustuloksia, koska lämpöhäviöt lasketaan näiden erojen perusteella. Muutokset lämpöhäviöissä ovat usein merkkinä pahkojen kasvamisesta tai sulamisesta masuunin sisäpinnalla. Toinen ilmiö josta saadaan tietoa lämpöhäviöiden kautta on slipsit ja hirtot, jotka voivat pahimmassa tapauksessa johtaa raudan laadun heikkenemiseen ja pesän jäähtymiseen. Slipseillä tarkoitetaan ilmiötä, joka syntyy kun panos ei jostain syystä laskeudukkaan tasaisesti vaan jää kellumaan vähäksi aikaa ja romahtaa sitten alas. Koverharissa lämpöhäviöt mitataan joka kymmenes minuutti ja ne päivitetään tuntikeskiarvoiksi kerran tunnissa. Vain muutaman lämpöhäviöarvon muutos ei vielä aiheuta hälytystä, mutta kun lisäksi pitää vielä ottaa huomioon ulkoilman lämpötila, tuulen nopeus ja muut lämpöhäviöihin ulkoisesti vaikuttavat tekijät (näitä saattaa olla jopa 100) niin voidaan hyvin ymmärtää kuinka paljon tietokoneen ja asiantuntijajärjestelmän käyttö helpottaa prosessinohjausta. Seuraavassa on lämpövirtamoduulin kuva SPO:ssä.



Kuva 5. Lämpövirtamoduuli

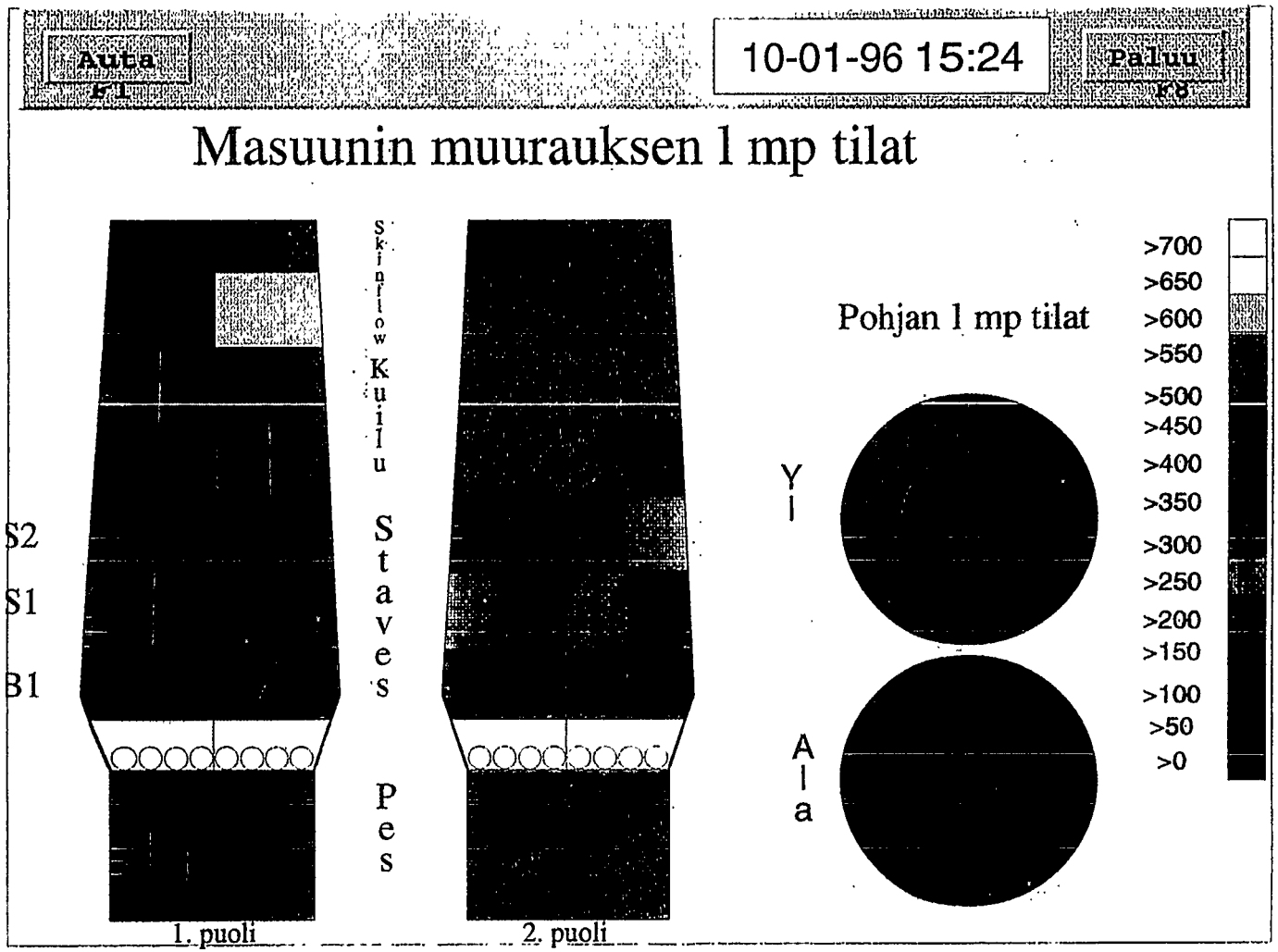
Kuvassa näkyy koordinaatisto, jossa on stavesien ylä- ja alalohkon jäähdytystehojen kuvaajat. Koordinaatiston oikealla puolella näkyvien pikkulaatikoiden avulla voidaan valita kuvaaja, jonka ohjelma piirtää: lohkojen keskiarvot vaiko jonkin osalohkon jäähdytystehon (ala- ja ylälohko on jaettu kumpikin edelleen neljään lohkoon). Kuvaajien alla on tekstitaulukko, johon ohjelma antaa tarvittaessa hälytyksen, jos lämpövirroissa tapahtuu merkittäviä muutoksia. Hälytykset tulevat ohjelmapaketin laskentaosasta, joka pyörii kokoajan taustalla, vaikka ko. moduulia ei olisikaan aktivoitu. Laskentaohjelma käyttää Nexpert Object:illa toteutettua tietämyskantaa päättelytehtävissä. Ohjelmalle on annettu jos-niin-sääntöjä tietyssä kehyksessä, joka määrää miten ja missä sääntöjä käytetään. Seuraavasta kuvasta nähdään kuinka jos-niin-säännöstö on rakennettu.



Kuva 6. Lämpövirtamoduulin tietämyskannan jos-niin-säännöstö

Tämä on hyvä esimerkki siitä kuinka suhteellisen yksinkertaisilla säännöillä saadaan ennustettua ja havaittua käynninaikaisia ongelmia masuunissa.

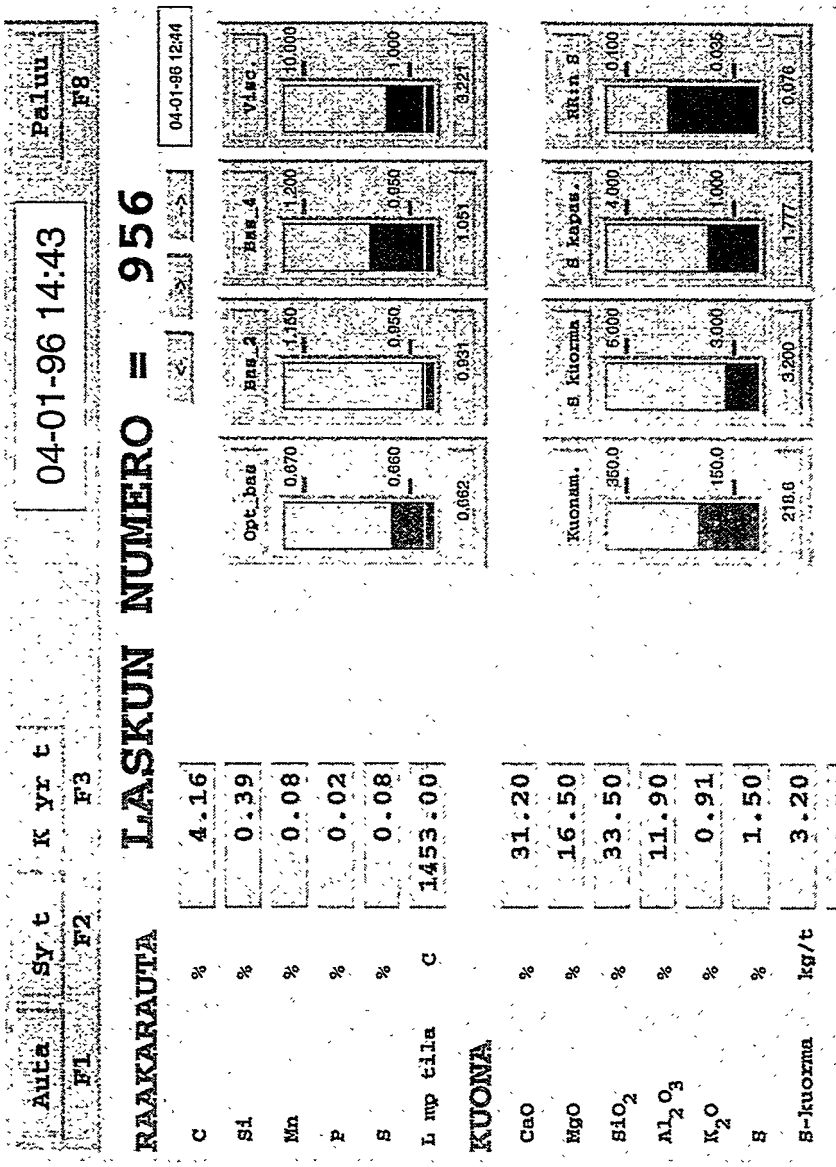
Lämpövirtamoduulista pääsee pientä masuunin kuvaa napsauttamalla ala-moduuliin, joka kertoo värein masuunin seinämien lämpötilat eri mittauspisteissä. Jos haluaa tarkastella jonkin mittauspisteen lämpötilahistoriaa tarvitsee vain napsauttaa hiirellä ko. pistettä ja saa näkyviin kuvaajan kyseiselle lämpötilalle viimeisen vuorokauden ajalta. Tästä voi edelleen selailla ajassa taaksepäin ja eteenpäin selailu-nappuloita käyttämällä. Seuraavassa on tämän moduulin näyttö



Kuva 7. Seinämien lämpötilat

4.2. Raudan ja kuonan analyysit[1]

Raakaraudalle on Koverharissa määritelty laatuasteikko A, B ja C, joka määräytyy raakaraudan pii-, rikki- ja fosforipitoisuuden mukaan. Tärkein tekijä on rikkipitoisuus, joka usein on syynä siihen ettei raakarauta täytä A-luokan vaatimuksia. Rikki tulee pääasiassa koksin ja injektoidun raskasöljyn mukana ja menee suurimmalta osalta kuonaan. Jotta saavutettaisiin hyvätasapaino raakaraudan ja kuonan rikkipitoisuuksien välillä, tulee emäksisyyttä säädellä tarkasti. Kuonan viskositeetti puolestaan on emäksisyyttä rajoittava tekijä. Kun tunnetaan emäksisyys, kuonan viskositeetti ja panostettu rikkimäärä, voidaan rikin jakautuminen kuonan ja raakaraudan välillä estimoida. Tätä tarkoitusta varten kehitettiin määritelmä optimaalinen emäksisyys. Seuraavassa kuva joka on otettu rauta- ja kuona-analyysimoduulin näytöstä. Kuvassa näkyvät tärkeimmät analyysitiedot sekä kuonan määrä. Pylväsdiagrammit havainnollistavat em. lasketut suureet. Kun ko. suure on annettujen rajojen puitteissa on pylvään väri vihreä. Raja-arvojen alittuessa saa pylväs sinisen värin ja ylittyessä punaisen. Diagrammeissa on myös annettu ko. raja-arvot, joiden välissä arvojen tulisi pysyä.



Kuva 8. Kuona-rauta-moduuli

Mallissa on kuonan viskositeetille laskettu epälineaarinen regressiokaava, joka on saatu hermoverkko-ohjelmaa apuna käyttäen. Moduulissa on myös simulointi mahdollisuus, jonka avulla voidaan laskea ja tarkastella, miten analyysiarvojen muutos vaikuttaa diagrammeissa näkyviin suureisiin. Simulointiohjelma käynnistetään "syötä"-nappulalla, jolloin analyysitietojen viereen avautuvat laatikot, joihin voi antaa uusia arvoja. Kun arvot on muutettu saadaan uudet parametrit laskettua "Laske"-nappulaa painamalla. Takaisin perustilaan pääsee "Paluu"-nappia painamalla. Perustilassaan näyttö päivittyy aina kun uudet laskutiedot saapuvat Oracleen, tällöin laskentaohjelma käynnistyy ja uudet tiedot korvaavat näytössä entiset.

Kuonamallissa saa näkyviin kolme eri kuvaajaa kun painaa "Käyrät"-nappulaa. Kuvaajat ovat: kuonan viskositeetti ja lämpötila laskuittain (15 edellistä laskua) sekä viskositeetti lämpötilan funktiona.

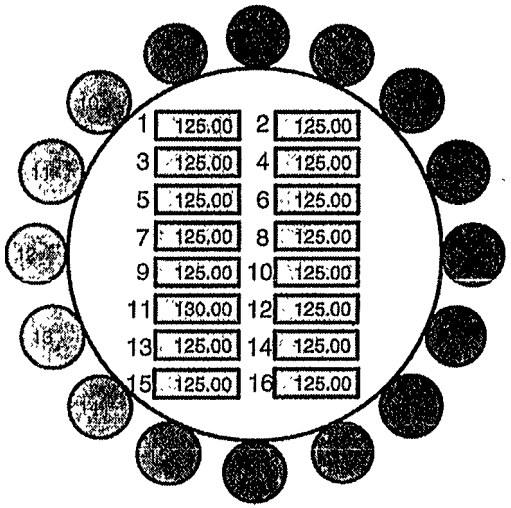
4.3. Hormitaso[1]

Koverharissa puhallusilma, jota käytetään koksin ja muiden polttoaineiden polttamiseen, injektoidaan 16 hormin kautta masuuniin. Masuunin tasaisen käynnin kannalta on tärkeää että liekkien lämpötilat ja muut hormien parametrit pysyvät mahdollisimman vakioina. Puhallusilman määrän aleneminen ei välttämättä johda liekin lämpötilan laskemiseen jos samaan aikaan muutetaan vastaavassa määrin myös polttoöljyn määrää ja puhallusilman happipitoisuutta. Mutta näin yksinkertaista se ei kuitenkaan ole, koska puhallusilman tilavuuden pienentyminen vaikuttaa koheesioalueeseen ja koksivarantoon. Puhallusilman määrää voidaan joutua pienentämään jos masuunin käynnissä ilmenee teknisiä ongelmia kuten esim. pahkoja. Myös käytettävän polttoöljyn muutokset aiheuttavat puhallusilman parametrien muutoksia. Kun käytettävän ilman ja polttoaineiden määrä halutaan optimoida, on tehokkainta käyttää simulointiohjelmaa päätöksenteossa, jolloin saadaan nopeasti näkyviin miten eri muutokset vaikuttavat liekkien lämpötilaan ja ohjelma laskee valmiiksi optimaalit. Seuraavalla sivulla on kuva hormitason näytöstä.

Auta F1 | 04-01-96 14:42 | Paluu F8

MUUTTUJAT

ljyn tih.	kg/m3	0.95	0.95
ljyn m r	m3/h	3.95	3.95
ljy/tuot.	kg/t	60.59	60.59
Puh. kost.	g/Nm3	8.01	8.01
Puh. 1 mp.	C	1007.44	1007.44
Puh. m r	kNm3/h	67.92	67.92
ljyn kost.	%	0.30	0.30
Puh. paine	bar	0.90	0.90
Hapen m r	kNm3/h	2.25	2.25
Hapen osuus	%	23.56	23.56
Happi/tuot.	Nm3/t	36.38	36.38
RR tuotanto	t/d	1487.83	1487.83



Liekin 1 mp	C	2546.17	2546.17	Ilman kost.	g/Nm3	8.27	8.27
Horminopeus	m/s	273.57	273.57	Kost. h yry	kg/h	0.00	0.00
Koksi/tuot	kg/t	387.62	387.62	Puh./tuot.	kNm3/t	1095.62	1095.62

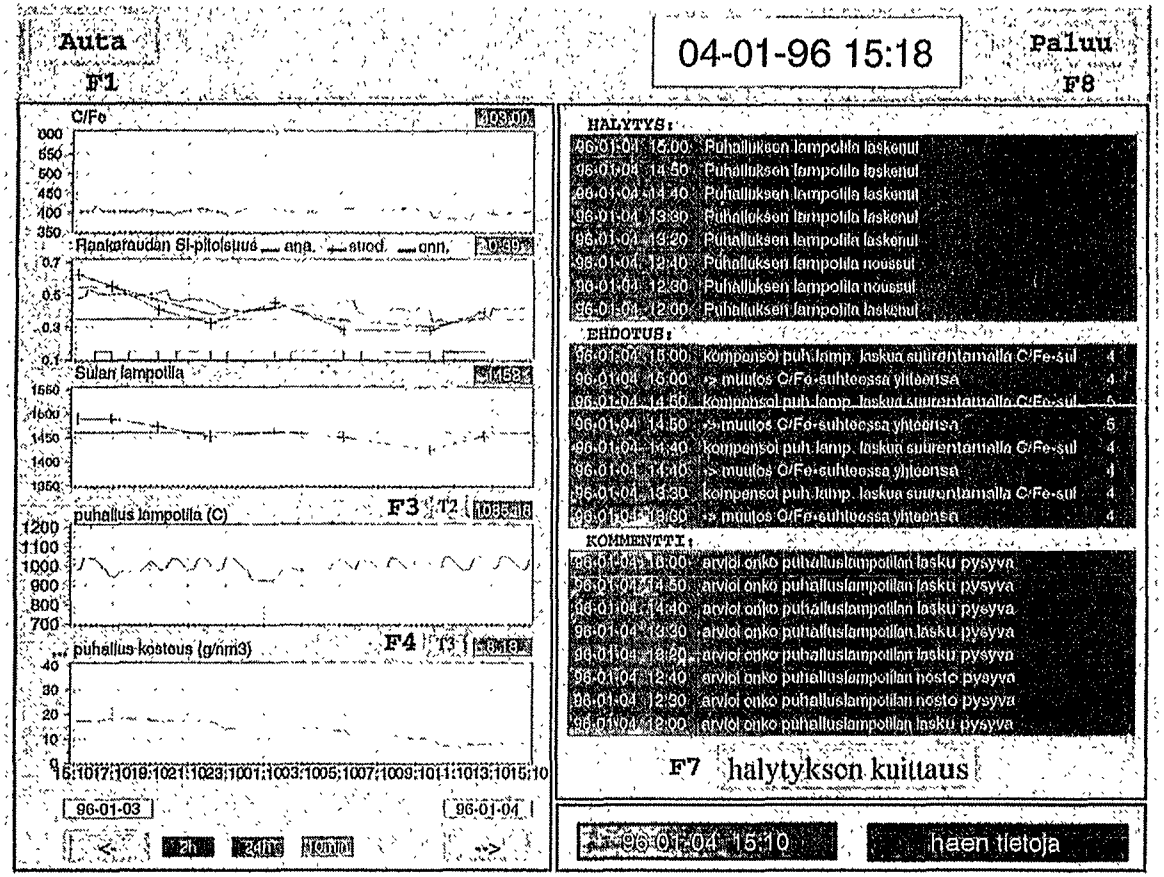
Kuva 9. Hornitaso-mall

Hormi-moduulin näytössä ovat tärkeimmät puhallusparametrit, osa parametreistä on mitattua prosessitietoa ja osa taas näiden perusteella laskettuja. Myös tässä moduulissa on simulointi mahdollisuus, joka käynnistetään "Syötä"-painikkeella. Näyttöön ilmestyviin laatikoihin voidaan nyt antaa uusia lukuja ja katsoa miten ne vaikuttavat muihin parametreihin. Tässä mallissa ohjelma laskee uudet parametrit heti, kun ne on hyväksytty "return"-näppäimellä. Hormeja voidaan myös sulkea ja avata hiirellä ko. hormia napsauttamalla, myös tällöin ohjelma laskee uudet puhallusparametrit.

Puhallusparametrit päivittyvät normaalitilassa aina kun Oracle-tietokanta päivitetään.

4.4. Lämpötaso[1]

Jotta masuunin häiriötön käynti voidaan varmistaa, on koheesioalueen alla oltava energiapuskuri, mikä tarkoittaa koksivarantoa, joka voidaan ottaa käyttöön jos polttoaineen määrä jostain syystä hetkellisesti laskee. Pitkää aikaa tämä puskuri ei kuitenkaan kestä vaan jos koksin määrä laskee pidemmäksi aikaa, voi se johtaa raakaraudan lämpötilan laskemiseen ja piipitoisuuden alenemiseen. Lämpötason seuranta perustuu Koverharissa raakaraudan lämpötilan mittaamiseen, pii- ja hiilipitoisuuden analysointiin sekä huippukaasun analyysin, polttoaineen kulutuksen ja raakaraudan hiilipitoisuuden pohjalta laskettuun hiilenkulutusindexiin, CRG:hen. CRG-indeksi ilmoittaa lisääntyvästä koksin tarpeesta jo 1-2 tuntia aikaisemmin kuin jos se perustuisi vain raakaraudan analyysiin. Koverharissa on käytössä päättelytaulukko, joka auttaa prosessinohjaajaa päättämään koksimäärän lisäyksestä tai vähennyksestä. Tämä taulukko on nyt syötetty SPO:ään, joka ilmoittaa automaattisesti prosessinohjaajalle kun on aika muuttaa panostettavan koksin määrää. Seuraavassa kuva lämpötasomoduulin näytöstä.



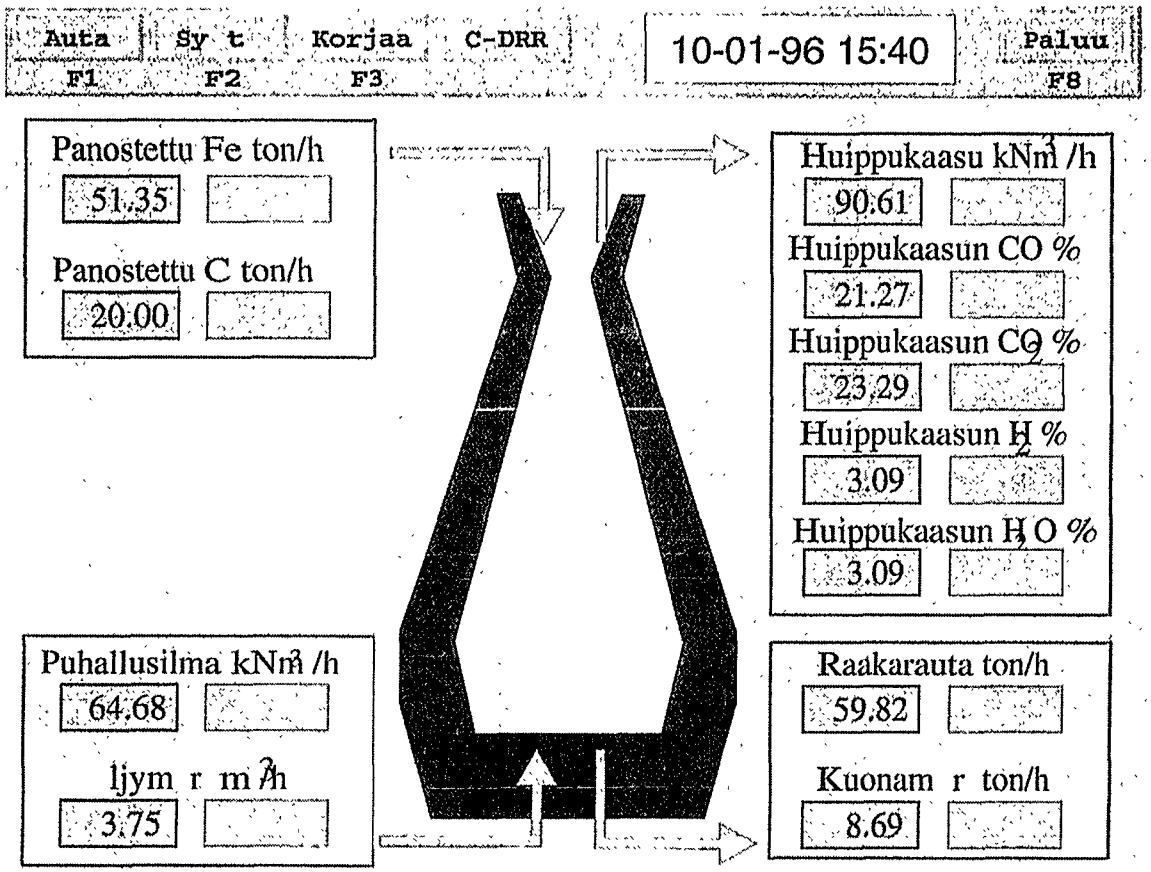
Kuva 11. Lämpötasomoduuli

Lämpötasomoduulin näytössä on viisi kuvaajaa ja kolme teksti ruudukkoa. Kuvaajissa on piirrettynä vuorokauden tiedot lämpötason kannalta oleellisimmista muuttujista. Ylimpään tekstiruudukkoon ilmestyy hälytystiedot, jos päättely- ja laskentaohjelma on havainnut masuunin lämpötasossa häiriöitä. Seuraavassa tekstiruudukkossa on annettu ehdotuksia tilanteen korjaamiseksi ja alimpaan ruudukkoon ohjelma kirjoittaa kommentteja masuunin käynnistä.

Lämpötasomoduulissa on mahdollista selailla ajassa tietoja taaksepäin, joko kaksi tuntia tai vuorokausi kerrallaan.

4.5. Mittausvirheiden havaitseminen ja eliminointi[4]

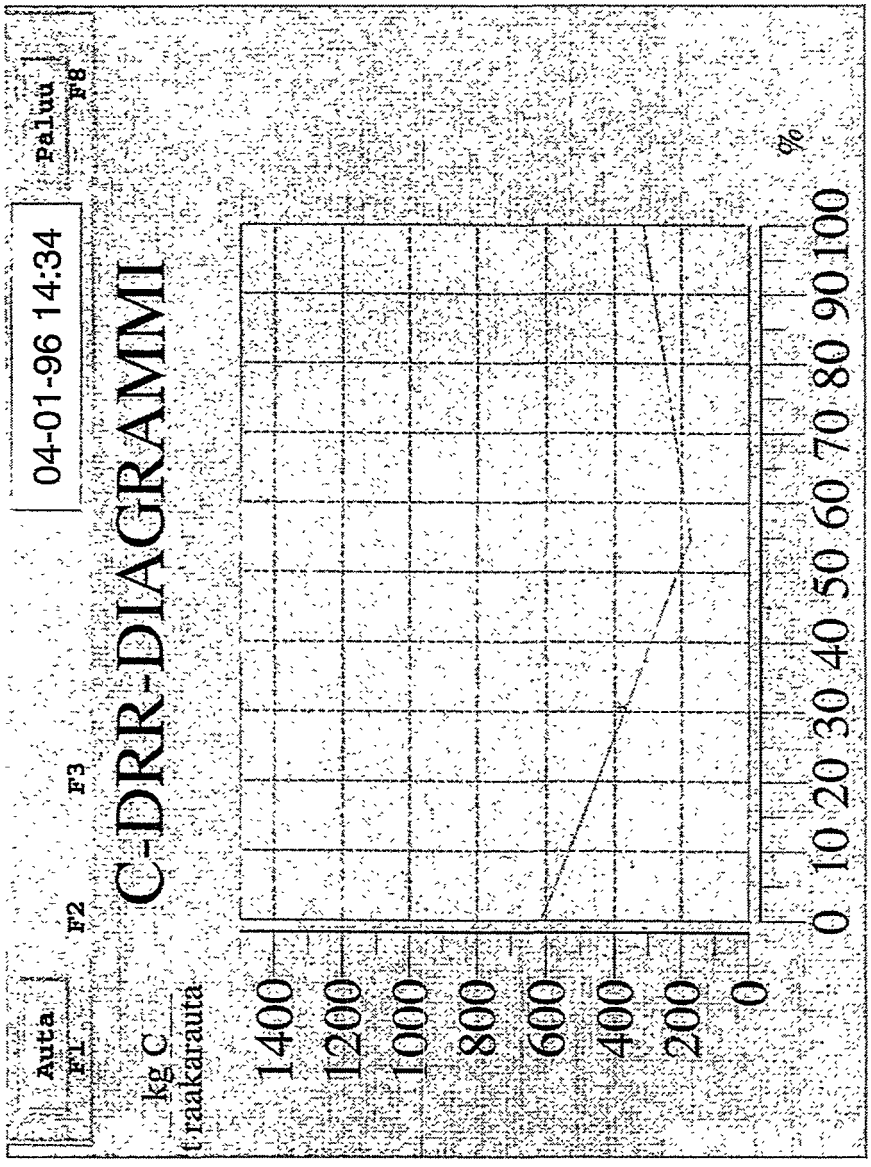
Masuunissa tapahtuvissa mittauksissa esiintyy usein systemaattisia ja suuriakin virheitä. Jotta ohjausjärjestelmä olisi luotettava, on tällaiset virheet huomattava ja korjattava. Virheiden korjaaminen perustuu koko masuunin kattaviin atomi- ja energiataseisiin. Taseaika on valittu riittävän pitkäksi, jolloin materiaalin varastoituminen masuuniin voidaan jättää huomiomatta. Taseisiin kuuluvat alkuaineet ovat typpi, vety, happi, rauta ja hiili. Myös kokonaismassa- sekä energiatase lasketaan. Suuret mittausvirheet voidaan havaita tilastollisinmenetelmin kun verrataan mittaustuloksien signaalien häiriöitä taseista saatuihin residuaaleihin. Menetelmästä kerrotaan tarkemmin julkaisuissa *Forss* sekä *Karilainen et al.*



Kuva 12. Reconciliation-malli

Moduulin näytössä näkyvät tärkeimmät materiaalivirrat sisään ja ulos viiden vuorokauden keskiarvoina. Kun halutaan laskea korjatut arvot painetaan "Korjaa"-painiketta, jolloin ohjelman suoritus käynnistyy. Ohjelma tarkastelee mittaustuloksia tilastollisin mallein ja päättelee onko virheellisiä mittauksia suoritettu. Oikean puoleisiin laatikoihin ilmestyvät korjatut tulokset ja jos mittausvirheitä on havaittu, värjää ohjelma näiden parametrien laatikot punaisiksi. Ohjelma pystyy varmuudella havaitsemaan korkeintaan kaksi virheellistä parametriä kerrallaan ja jos virheitä on enemmän ohjelma ei suorita lainkaan korjaus laskelmia vaan antaa kuitattavan virheilmoituksen.

Tästä moduulista pääsee edelleen alamoduuliin, joka näyttää C-DRR-diagrammin eli kuvaajan hiilen kulutuksen ja suoran pelkistymisen väliselle suhteelle, sekä masuunin tämän hetkisen käyttöpisteen viiden vuorokauden keskiarvojen perusteella. Seuraavalla sivulla on kuva C-DRR-diagrammista:

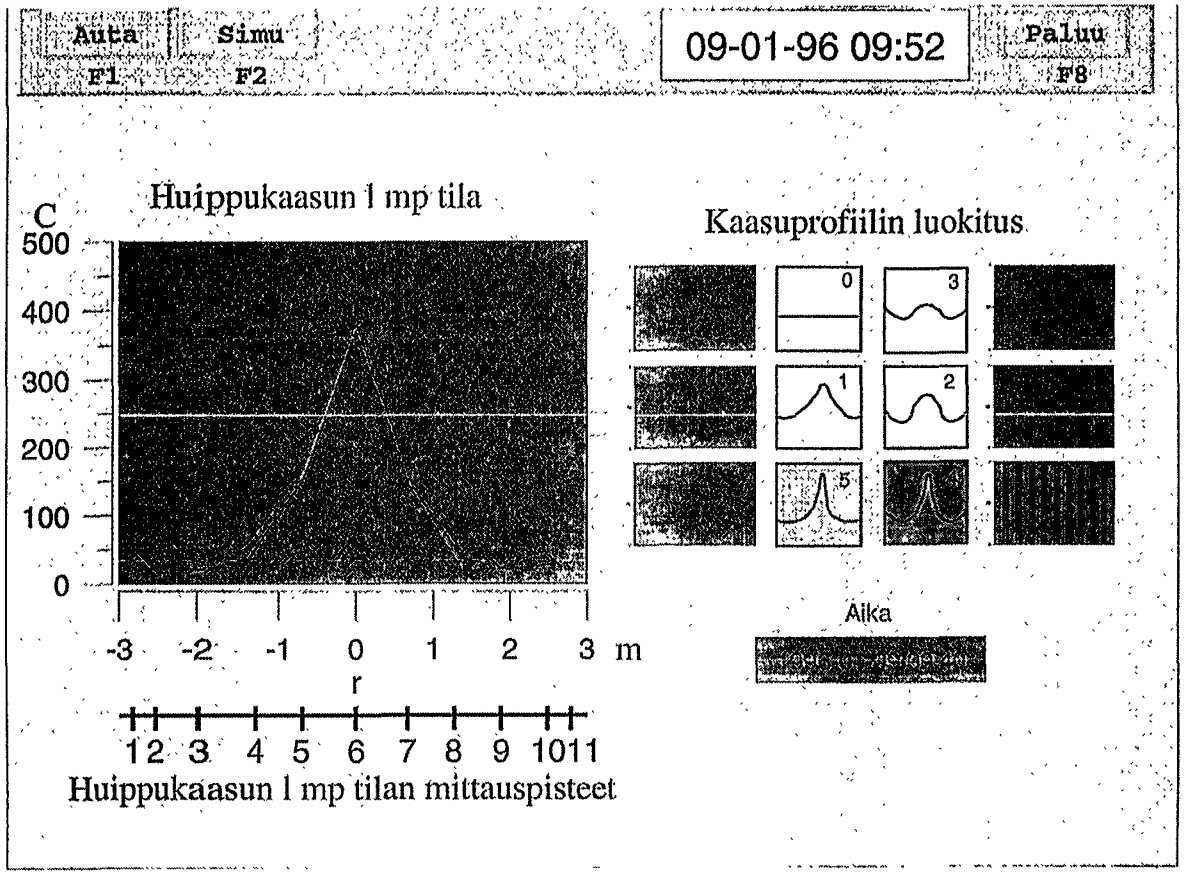


Kuva 13. C-DRR-diagrammi

4.7. Kaasuprofiili ja sen luokitus[5,6]

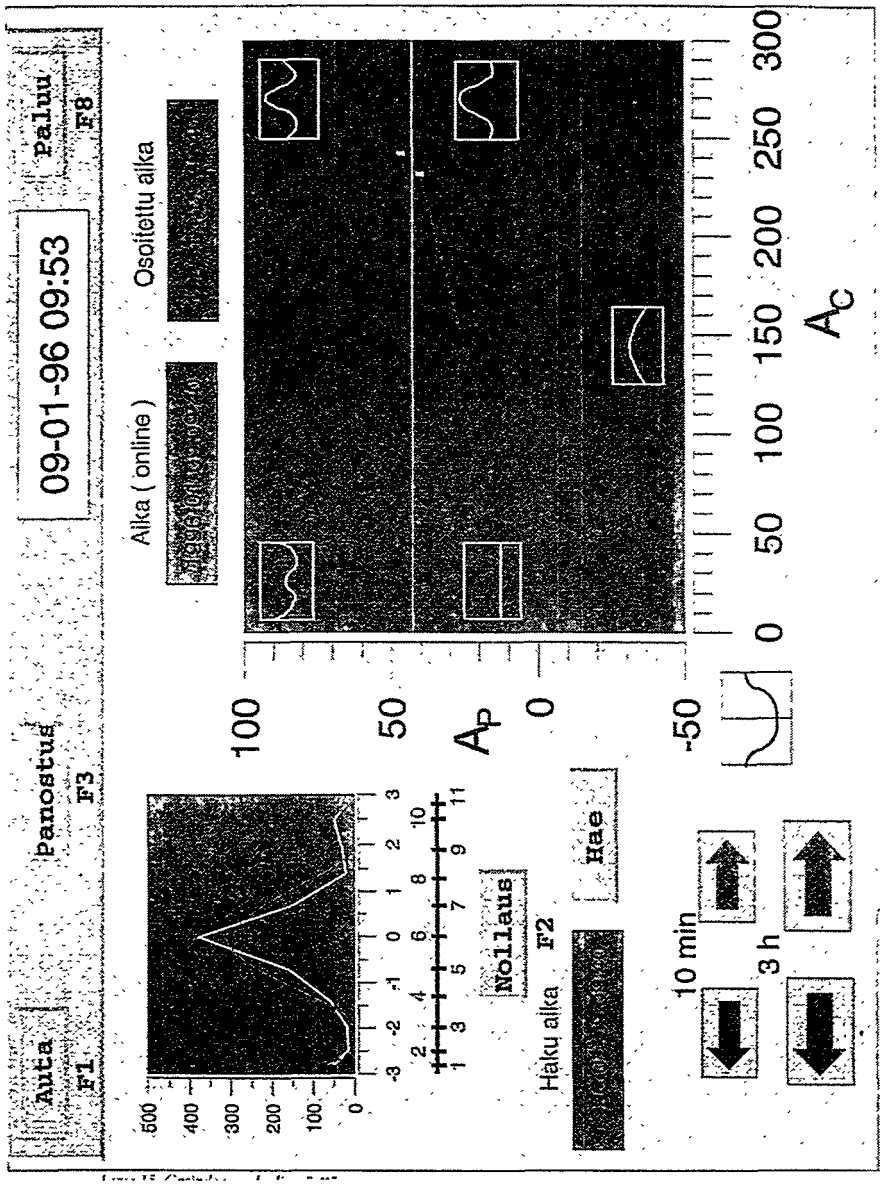
Tämä moduuli saadaan aktivoitua valitsemalla päävalikosta otsikko Huippukaasun Profiili ja napsauttamalla sitä kerran. Moduuli koostuu kahdesta osamoduulista: Gasnet (huippukaasun profiilin luokitus lämpötilajakauman perusteella) sekä Gasindex (kaasun keskikäyntisyyden analysointi). Moduuli on kehitetty huippukaasun mittaustulosten tulkinnan helpottamista ja selkeyttämistä varten, koska huippukaasu sisältää paljon tietoa masuunin käynnin tasaisuudesta, uunin lämpötilan jakautumisesta poikkipinta-alaan nähden sekä siitä voidaan havaita mahdolliset hirtot.

Gasnet-moduulissa huippukaasun luokitus perustuu lämpötilamittauksiin jotka tapahtuvat masuunin poikki asennetun sondin avulla, jossa on 11 mittauspistettä. Masuunin säädön ja tulkinnan asiantuntijan (siis ihmisen) kanssa käytiin aluksi läpi 500 eri lämpötilaprofiilia ja jaettiin ne kuuteen eri pääluokkaan. Näistä 200 käytettiin sitten neuraaliverkko-ohjelmassa verkon "opettamiseen" luokittelussa. Ohjelmamoduuli Gasnet käyttää tätä oppia luokitellessaan masuunin huippukaasun profiilin kuuteen eri luokkaan. Aina ei kuitenkaan voida yksiselitteisesti sanoa että profiili kuuluu juuri yhteen luokkaan vaan se voi olla kahden tai kolmen eri luokan välimaastosta. Tällöin ohjelma ilmoittaa värisävyin mihin eri luokkiin profiili kuuluu. Jos profiili voidaan yksiselitteisesti luokitella yhteen ryhmään, on tämä luokka kirkkaan punainen, kun taas em. tapauksessa luokat joihin profiilin voidaan katsoa kuuluvan, ovat oransseja. Mitä tummempi väri, sitä vahvemmin profiili kuuluu ko. luokkaan. Seuraavassa on kuva Gasnet-moduulista.



Kuva 14. Gasnet-moduulin näyttö ja eri lämpötilaprofiilien luokat

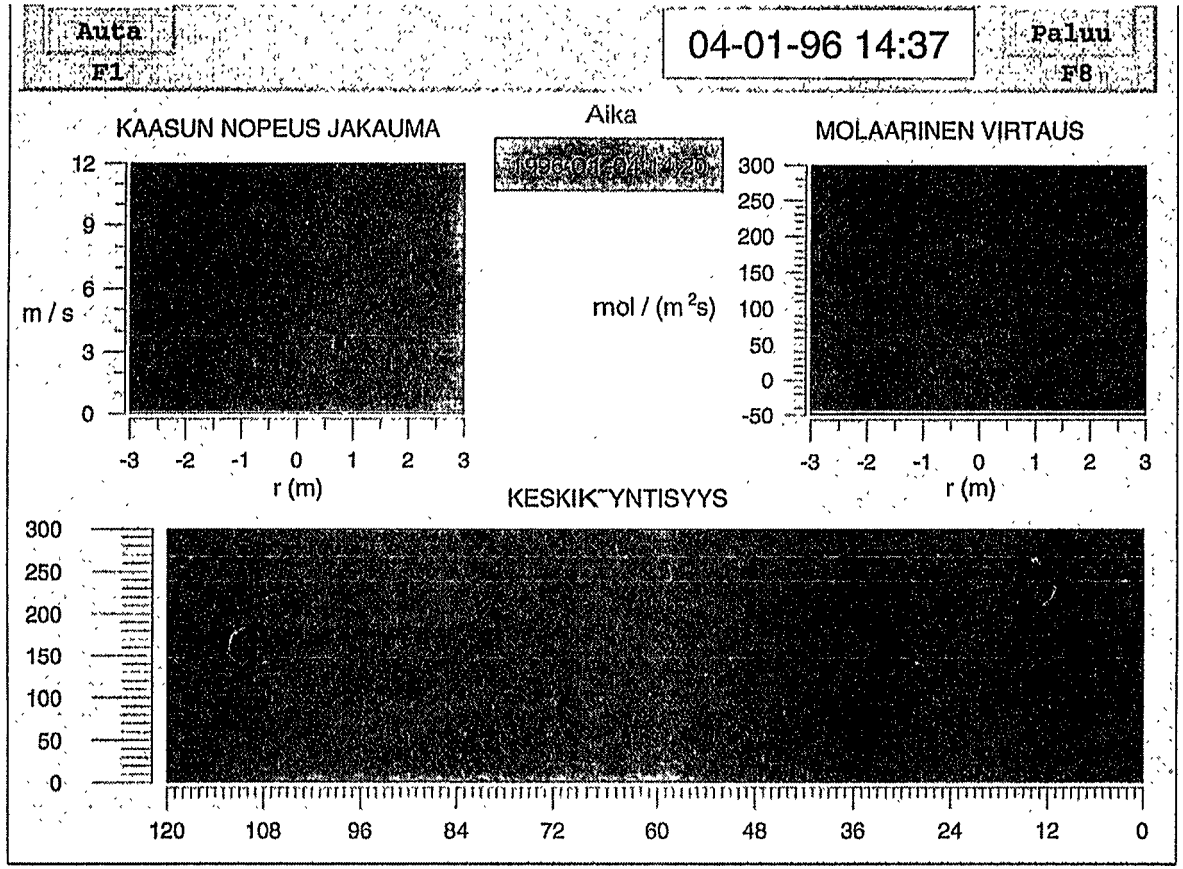
Osa-moduuli Gasindex on kehitetty, jotta epätasaisuudet kaasunvirtauksessa masuunin poikkipinta-alaan nähden voitaisiin havaita ja tulkita. Ihanne tapauksessa masuuni käy symmetrisesti ja lämpötilaprofiili muistuttaa kellokäyrää eli keskellä uunia on korkein lämpötila eli kaasu virtaa keskiosan läpi voimakkaammin kuin muualta ja myös laitojen lämpötilat ovat hieman korkeammat kuin esim. metrin päässä laidasta. Lämpötilaprofiili muistuttaa kolmannenasteen polynomia, jonka avulla sitä voidaankin hyvin approximoida, jolloin sille voidaan määrittää kertoimet sekä derivaatat. Polynomissa muuttujana on masuunin säde eli etäisyys masuunin keskipisteestä. Kun ratkaistaan saadun käyrän maksimi ja minimi saadaan mm. indeksi keskikäyntisyydelle. Ohjelma laskee arvot Ap ja Ac, jotka kertovat kuinka suuri osa kaasusta virtaa reunaosan ja vast. keskiosan kautta. Moduulin kuvaaja näyttää viimeiset Ac ja Ap arvot puolentoista tunnin ajalta, nykyhetki on merkitty keltaisella pisteellä. Masuuni on jaettu kahteen puoliskoon joista molemmille piirretään oma kuvaajansa (vihreä ja punainen), mitä yhteneväisemmät kuvaajat ovat, sitä symmetrisemmin masuuni käy. Kuvassa näkyy myös mihin profiililuokkaan kaasuvirtaus kuuluu (ks. Gasnet). Pienessä kuvassa näkyy mallin avulla lasketut lämpötilakuvaajat, joissa muuttujana on säde, r eli etäisyys masuunin keskipisteestä, sekä myös lämpötilamittausten perusteella piirretty todellinen lämpötilakäyrä (keltainen). Seuraavalla sivulla on kuva Gasindexin näytöstä.



Kuva 15. Gasindex-moduulin näyttö

4.8. Huippukaasu[7]

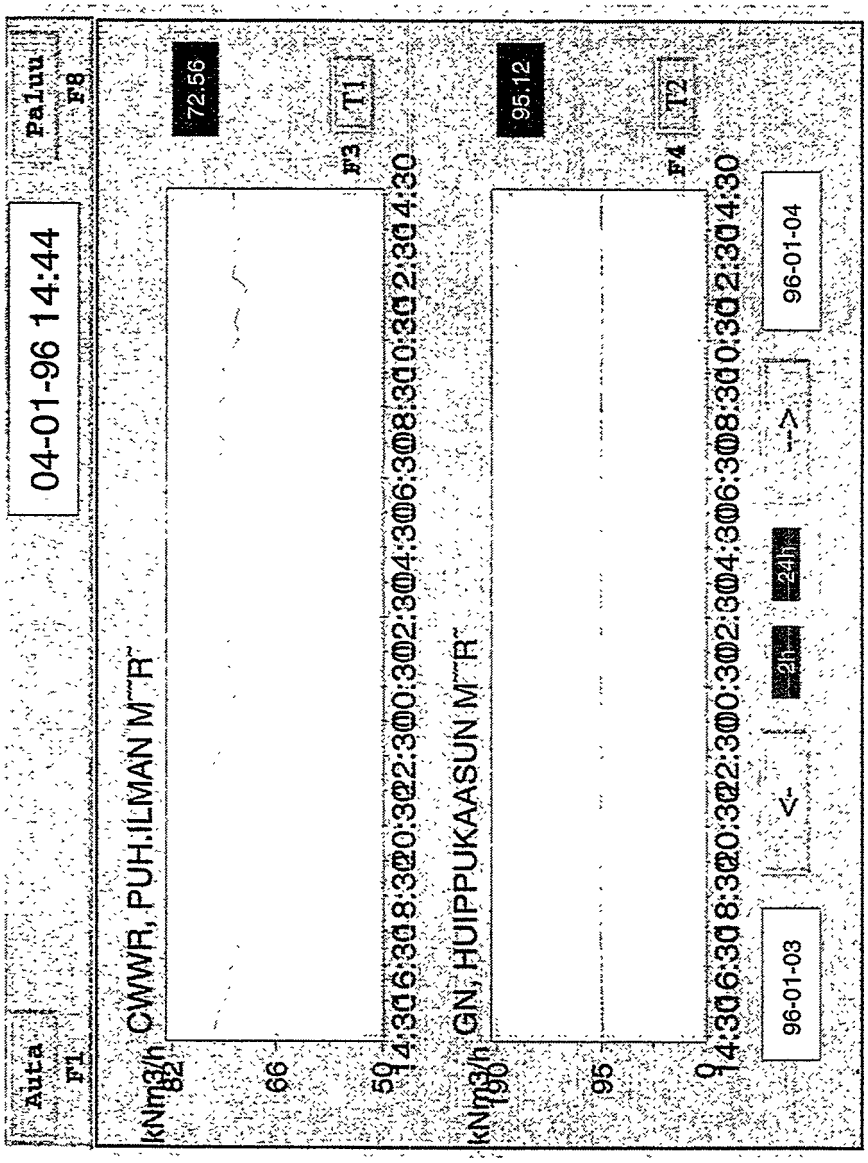
Huippukaasu-moduulissa saadaan näkyviin kaasun nopeusjakauma ja molaarinen virtaus uunin poikkipinta-alaan nähden. Myös keskikäyntisyydelle lasketaan oma kuvaajansa. Kuva 16 esittää moduulin näyttöä. Toistaiseksi malli ei pysty piirtämään keskikäyntisyyden kuvaajaa, koska siihen tarvittaisiin prosessimuutujien minuuttikeskiarvoja, kun tällä hetkellä tietokantaan tallennetaan vain kymmenen minuutin keskiarvot. Samasta syystä myös huippukaasun virtauksen kuvaajat saavat hieman vääriä arvoja.



Kuva 16. Huippukaasu

4.9. Prosessiparametrien näyttö

Prosessiparametrien seuranta on yksi ohjausjärjestelmän päätehtävistä. Tämän moduulin avulla voidaan seurata kerrallaan kahta eri parametriä vuorokauden ajalta. Aika-akselilla voidaan liikkua taakse- ja eteenpäin, jolloin myös prosessin aikaisempi tilanne on helposti nähtävissä. Käyttäjä voi valikosta itse valita mitä kahta parametriä hän haluaa seurata. Valittavissa ovat kaikki tietokoneelle tulevat mittaus- ja laskentatiedot. Oracle-tietokannassa ovat kaikki parametrit viimeisiltä 19 vuorokaudelta. Alla on kuva moduulin oletusnäytöstä.



Kuva 17. Prosessimuuttujien kuvaajat

5 Käyttö

SPO käynnistetään komennolla SPO. Kun ohjelma on käynnistetty, täytyy odottaa niin kauan että kaikki aliohjelmat on aktivoitu ennen kuin lähtee valitsemaan haluamaansa valikkoa. Ohjelma on valmis käytettäväksi kun tietokone lakkaa päivittämästä päävalikkoa.

Päävalikosta päästään eri moduuleihin osoittamalla hiiren nuolella haluttua otsikkoa ja näpäyttämällä kerran. Aliohjelmista pääsee aina edelliseen tilaan painamalla "paluu"-nappia ruudussa hiiren nuolen avulla ja napsauttamalla kerran.

Jos tulee ongelmia ja tarvitsee opastusta, saa apua napista "auta" kerran napsauttamalla. Kun ohjelman ajo halutaan kokonaan lopettaa valitaan päävalikosta nappi "lopetus" ja napsautetaan sitä hiirellä kerran. Tällöin ohjelma sulkee kaikki tiedostot ja tietokone palaa normaaliin komentotilaansa.

6 Yhteenveto

SPO muodostaa tiiviin kokonaisuuden, jonka avulla voidaan masuunin toimintaa seurata tarkasti ja tehokkaasti ajantasalla olevien prosessitietojen myötä. Grafiikka ja animatisointi tekevät prosessinseurannasta havainnollisemman ja selkeämmän. Prosessin yleistila on helppo hahmottaa ja järjestelmä antaa varoituksia jos prosessinkulussa on häiriöitä tai ongelmia.

Järjestelmä otetaan kokonaisuudessaan käyttöön syksyllä 1995, kun masuuni käynnistetään suuren peruskorjauksen jälkeen. Järjestelmää hiotaan ja tarkistetaan vielä syksyn ja talven aikana, jonka jälkeen sen on tarkoitus toimia täydellä teholla masuuni prosessin asiantuntijana ja käyttöhenkilöstön tukena.

7 Kirjallisuusviitteet

1. Karilainen Leif, "Modules in the SPO Blast Furnace Supervision System", Åbo Akademi, Turku, 1994.

2. Karilainen Leif, Saxén Henrik, Raipala Kalevi and Hinnelä Jan, "An interactive System for Real-Time Operator Aided Control of Blast Furnace", Proc. of Ironmaking Conference, Vol. 53, 1994.

3. Karilainen Leif and Saxén Henrik, "A Real-Time Knowledge-Based Blast Furnace Supervision System", Preprint of the 2nd IFAC Workshop on Computer Software Structures Integrating AI/KBS Systems in Process Control, Lund, Sweden, 1994, pp. 183-187.

4. Forss Kimmo, "Detektering och eliminering av fel i masugnsdata", Diplomityö, Åbo Akademi, Turku, 1992.

5. Bulsari Abhay and Saxén Henrik, "A Neural-Network Based Classification of Temperatures from a Blast Furnace Horizontal Sonde", Report 94-5 from the Heat Engineering Laboratory at Åbo Akademi, Turku, 1994.

6. Saxén Henrik, "Some Indices for Interpretation of Probe Temperatures in a Blast Furnace", Report 94-10 from the Heat Engineering Laboratory at Åbo Akademi, Turku, 1994.

7. Nikus Mats, Saxén Henrik and Bulsari Abhay, "Model of Blast Furnace Burden Distribution, Part I: Basic Structure and Feasibility Study" , Report 95-3 from the Heat Engineering Laboratory at Åbo Akademi, Turku, 1995.

FERROKROMIEN
JA
JALOTERÄKSEN VALMISTUS

201 KROMIKUONIEN KEMIA

Teknillinen korkeakoulu
Metallurgian laboratorio
Vuorimiehentie 2
02150 Espoo

Puhelin: (09) 451 2757
Telefax: (09) 451 2798
E-mail: lauri.holappa@hut.fi

Projektin alkamis- ja päättymispäivät:
1.1.-31.12.1995

Vastuullinen johtaja: prof. Lauri Holappa

Tutkijat: TkT Xiao Yanping, TKK, Metallurgian laboratorio
DI Marko Kekkonen, TKK, Metallurgian laboratorio
Tekn.yo Ari Syynimaa, TKK, Metallurgian laboratorio
TkL Rauno Luoma, ORC, Pori

	1995
SULA 2-rahoitus	150.000
Oma rahoitus	154.000
Muu rahoitus (TES)	44 000
Yritykset (Outokumpu Crome & Polarit Oy)	103.000

205 KROMIPROSESSIEN KEMIA

Teknillinen korkeakoulu
Metallurgian laboratorio
Vuorimiehentie 2
02150 Espoo

Puhelin: (09) 451 2757
Telefax: (09) 451 2798
E-mail: lauri.holappa@hut.fi

Projektin alkamis- ja päättymispäivät:
1.1.-31.12.1996

Vastuullinen johtaja: prof. Lauri Holappa

Tutkijat: TkT Xiao Yanping, TKK, Metallurgian laboratorio
DI Marko Kekkonen, TKK, Metallurgian laboratorio
Tekn.yo Ari Syynimaa, TKK, Metallurgian laboratorio

	1996
SULA 2-rahoitus	350.000
Oma rahoitus	185 000
Muu rahoitus (TES)	25.000
Yritykset (Outokumpu Crome & Polarit Oy)	100.000

201/205
BRIEF REPORT ON THERMODYNAMICS OF CHROMIUM SLAGS AND KINETIC MODELLING OF CHROMITE REDUCTION (1995-96)

Yanping XIAO and Lauri HOLAPPA
Laboratory of Metallurgy
Helsinki University of Technology
Vuorimiehentie 2K, 02150 Espoo, Finland

Abstracts

This paper summarizes the research work on thermodynamics of chromium slags and kinetic modelling of chromite reduction. The thermodynamic properties of FeCr slag systems were calculated with the regular solution model. The effects of CaO/MgO ratio, Al_2O_3 amount as well as the slag basicity on the activities of chromium oxides and the oxidation state of chromium were examined. The calculated results were compared to the experimental data in the literature. In the kinetic modelling of the chromite reduction, the reduction possibilities and tendencies of the chromite constitutes with CO were analysed based on the thermodynamic calculation. Two reaction models, a structural grain model and a multi-layers reaction model, were constructed and applied to simulate the chromite pellet reduction and chromite lumpy ore reduction, respectively. The calculated reduction rates were compared with the experimental measurements and the reaction mechanisms were discussed.

1 Activities of Chromium Oxides in FeCr Slags

Due to certain experimental difficulties, such as high slag melting temperature, suitable working crucible selection etc., direct measurement of FeCr slags under industrial conditions are very scarce. In the present study, the mathematical formula[1] based on the Regular Solution Model was applied to calculate thermodynamic properties of FeCr slags under the FeCr production condition. The activity of metallic chromium in the system was defined as 0.5. The calculated slag systems were listed in Table 1. According to the calculation results, the effect of slag basicity, CaO/MgO, and Al_2O_3 on the oxidation state of chromium in the slag and on the activities of chromium oxides was examined, the results were shown in Figs. 1-3.

According to these results, the slag basicity has significant effect on both the activities of chromium oxides and the oxidation state of chromium in the slag. The higher the slag basicity, the higher the activities of chromium oxides, but the lower the divalent chromium fraction in the slag. To replace CaO with MgO, the activities of chromium oxides will decrease, and the divalent chromium fraction will slightly decrease. The reason is that the basicity of CaO is higher than that of MgO. Al_2O_3 has very little effect on the activities of chromium oxides under the same slag basicity due to its amphoteric nature.

Table 1 The calculation results on the activities of chromium oxides in FeCr production slags in EAF process.

Calculated activities of chromium oxides in FeCr slag systems, aCr=0.5, T=1873K									
Slag compositions		T_{Cr}, g	X_{CrO}	$X_{CrO1.5}$	r_{CrO}	$r_{CrO1.5}$	a_{CrO}	$a_{CrO1.5}$	Cr^{2+}/T_{Cr}
(wt%MgO)=8(wt%CaO)	(CaO)=5wt%	3	0.0194	0.0075	4.3506	5.0863	0.0847	0.0381	0.7212
wt%(CaO+MgO)/SiO_2=1.5	(MgO)=40wt%	6	0.0347	0.0179	4.2883	4.9655	0.1488	0.0887	0.6600
(wt%Al_2O_3)=25	(SiO_2)=30wt%	9	0.0477	0.0291	4.2397	4.8363	0.2024	0.1408	0.6212
CaO+MgO+SiO_2+Al_2O_3=100g	(Al_2O_3)=25wt%	12	0.0592	0.0407	4.2014	4.7061	0.2486	0.1916	0.5924
		15	0.0693	0.0525	4.1713	4.5780	0.2891	0.2404	0.5690
(wt%MgO)=4(wt%CaO)	(CaO)=9wt%	3	0.0196	0.0077	4.9712	6.1156	0.0977	0.0472	0.7180
wt%(CaO+MgO)/SiO_2=1.5	(MgO)=36wt%	6	0.0349	0.0183	4.8629	5.9138	0.1699	0.1083	0.6561
(wt%Al_2O_3)=25	(SiO_2)=30wt%	9	0.0481	0.0298	4.7741	5.7092	0.2294	0.1699	0.6176
CaO+MgO+SiO_2+Al_2O_3=100g	(Al_2O_3)=25wt%	12	0.0596	0.0416	4.7002	5.5101	0.2800	0.2291	0.5890
		15	0.0698	0.0535	4.6382	5.3194	0.3237	0.2847	0.5659
(wt%MgO)=8(wt%CaO)	(CaO)=4.2wt%	3	0.0201	0.0077	3.6070	3.9240	0.0723	0.0301	0.7235
wt%(CaO+MgO)/SiO_2=1.0	(MgO)=33.4wt%	6	0.0357	0.0183	3.5922	3.8774	0.1281	0.0709	0.6611
(wt%Al_2O_3)=25	(SiO_2)=37.4wt%	9	0.0490	0.0298	3.5863	3.8187	0.1757	0.1138	0.6217
CaO+MgO+SiO_2+Al_2O_3=100g	(Al_2O_3)=25wt%	12	0.0606	0.0417	3.5866	3.7542	0.2174	0.1567	0.5922
		15	0.0709	0.0539	3.5917	3.6868	0.2546	0.1986	0.5682
(wt%MgO)=4(wt%CaO)	(CaO)=7.5wt%	3	0.0202	0.0078	4.0082	4.5448	0.0810	0.0356	0.7204
wt%(CaO+MgO)/SiO_2=1.0	(MgO)=30wt%	6	0.0359	0.0187	3.9676	4.4567	0.1425	0.0832	0.6581
(wt%Al_2O_3)=25	(SiO_2)=37.5wt%	9	0.0493	0.0304	3.9390	4.3584	0.1942	0.1324	0.6189
CaO+MgO+SiO_2+Al_2O_3=100g	(Al_2O_3)=25wt%	12	0.0610	0.0425	3.9189	4.2566	0.2391	0.1808	0.5896
		15	0.0714	0.0547	3.9055	4.1546	0.2787	0.2274	0.5659
(wt%MgO)=8(wt%CaO)	(CaO)=2.8wt%	3	0.0213	0.0077	2.3219	2.2150	0.0496	0.0171	0.7349
wt%(CaO+MgO)/SiO_2=0.5	(MgO)=22.2wt%	6	0.0379	0.0185	2.3716	2.2552	0.0900	0.0417	0.6722
(wt%Al_2O_3)=25	(SiO_2)=50wt%	9	0.0520	0.0303	2.4244	2.2828	0.1261	0.0692	0.6317
CaO+MgO+SiO_2+Al_2O_3=100g	(Al_2O_3)=25wt%	12	0.0642	0.0427	2.4786	2.3013	0.1592	0.0982	0.6008
		15	0.0749	0.0552	2.5337	2.3126	0.1897	0.1278	0.5754
(wt%MgO)=4(wt%CaO)	(CaO)=5wt%	3	0.0215	0.0078	2.4844	2.4385	0.0533	0.0190	0.7333
wt%(CaO+MgO)/SiO_2=0.5	(MgO)=20wt%	6	0.0381	0.0187	2.5279	2.4706	0.0964	0.0463	0.6706
(wt%Al_2O_3)=25	(SiO_2)=50wt%	9	0.0523	0.0307	2.5748	2.4894	0.1346	0.0764	0.6302
CaO+MgO+SiO_2+Al_2O_3=100g	(Al_2O_3)=25wt%	12	0.0645	0.0431	2.6236	2.4989	0.1693	0.1077	0.5995
		15	0.0753	0.0558	2.6736	2.5013	0.2012	0.1395	0.5743
(wt%MgO)=8(wt%CaO)	(CaO)=3.9wt%	3	0.0195	0.0083	3.6864	3.5853	0.0718	0.0298	0.7012
wt%(CaO+MgO)/SiO_2=1.0	(MgO)=31.1wt%	6	0.0344	0.0196	3.6752	3.5467	0.1266	0.0696	0.6370
(wt%Al_2O_3)=30	(SiO_2)=35wt%	9	0.0471	0.0318	3.6736	3.4972	0.1731	0.1114	0.5968
CaO+MgO+SiO_2+Al_2O_3=100g	(Al_2O_3)=30wt%	12	0.0582	0.0444	3.6783	3.4423	0.2139	0.1530	0.5669
		15	0.0678	0.0572	3.6881	3.3846	0.2502	0.1935	0.5427

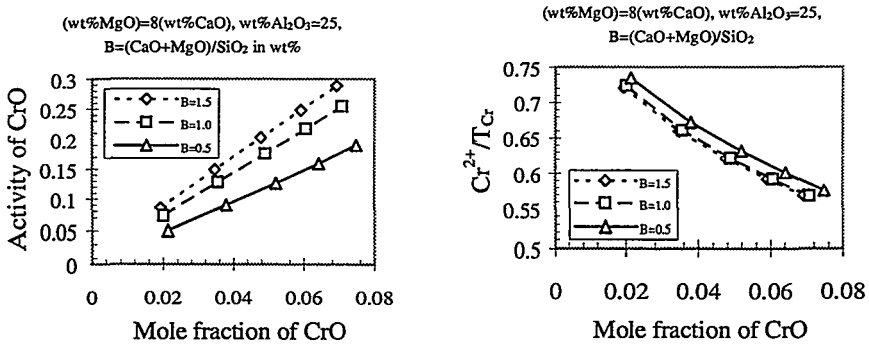


Fig. 1 The effect of slag basicity on the activity of CrO and the oxidation state

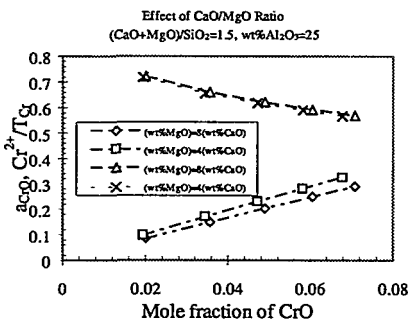


Fig. 2 Effect of CaO/MgO ratio on the activity of CrO and the oxidation state

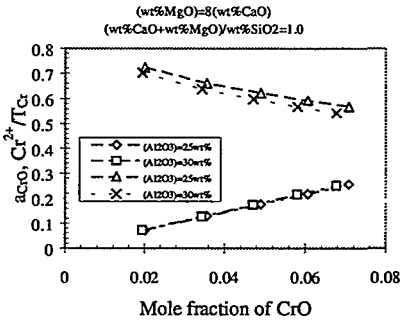


Fig. 3 Effect of Al_2O_3 on the activity of CrO and the oxidation state

Finally, as a comparison, the formula was attempted to calculate the slag system in the literature, and the calculated results have been compared to the experimentally measured values[2], as shown in Fig.4. There are certain discrepancies. Further modifications are needed on the model parameters by combining the experimental results in the literature, so that the model's applicable area can be widened to the industrial condition.

T=1873K
(wt%Al_2O_3)=15.7 - 19.5
(wt%Cr_2O_3)=0.7 - 4.75
$B=(N_{CaO}+N_{MgO})/N_{SiO2}$
=1.74 - 2.4

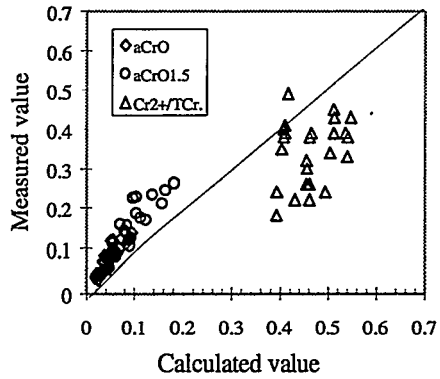


Fig. 4 Comparison of calculated results to the values in the literature[2]

2 Kinetic Modelling on Solid state Reduction of Chromite Pellets

Chromite and carbon monoxide solid-gas reduction is very important in electric arc furnace for FeCr production. The research work based on the experimental study has been carried out by many researchers for many years, but the theoretical modelling work is still in the initial stage. No satisfactory mathematical model was found in the literature to describe these reactions. A structural grain model and a multi-layer reaction model have been developed in the project for simulating the chromite pellet and lumpy ore reduction with a reducing gas CO, respectively. The principles and the mathematical expressions of these two reaction models have been introduced in SULA 2 Vuosikirja 1994[3]. This report will mainly introduce the thermodynamic analysis of chromite reduction by CO, the models development, and give some examples of the calculation results and the experimental verifications. The further plan is to combine these two reaction models into a more general reaction model, which will be suitable to describe different kinds of solid-gas reactions.

2.1 Thermodynamic analysis on the chromite reduction by CO

Based on the thermodynamic calculations on the reduction of the main constituents of chromite by CO, the standard Gibbs free energy and the equilibrium pressure ratio of CO to CO_2 have been represented in Figs. 5 and 6. The reduction steps were classified as follows:

$$FeFe_2O_4 \rightarrow FeO \rightarrow FeCr_2O_4 \rightarrow Cr_2O_3 \rightarrow CrO \rightarrow MgCr_2O_4 \rightarrow CrO \Rightarrow Fe, Cr.$$

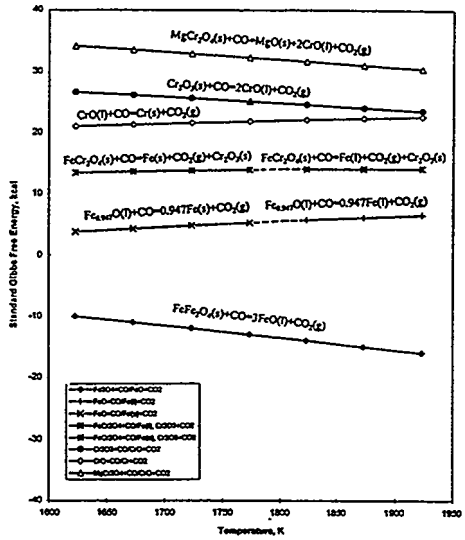


Fig.5 Standard reduction Gibbs free energy of the main constituents of chromite by CO

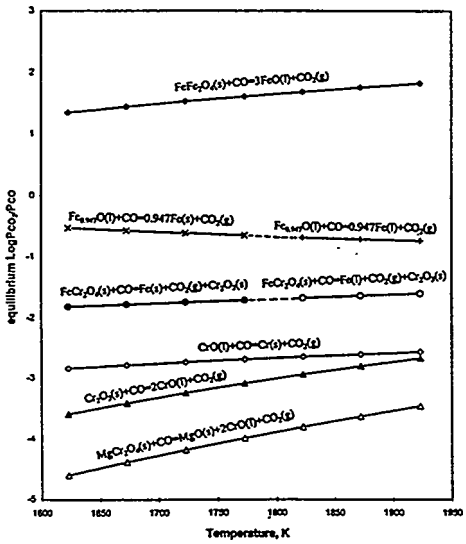


Fig.6 Equilibrium partial pressure ratio of CO to CO_2 for the reduction of the main constituents of chromite by CO

2.2 Chromite pellet reduction by CO

The grain model has been modified by considering the sintering effect and the different contributions from various reducible constitutes of the chromite, i.e., (1) the porosity changes with reaction time and temperature. The relationship among the porosity, temperature and reduction degree was derived based on the experimental analysis on the porosity of the reduced pellets under different experimental conditions; (2) the general equilibrium constant changes with reduction degree. The equilibrium constants of different constitutes reduction in chromite and the reduction steps have been taken into consideration.

2.2.1 Model parameters

Parameters used in the model calculation based on the experimental conditions:

(1) The pellet radius: $R_o=0.6\ cm$

(2) The mean grain size in the chromite pellet: $r_s=35\ \mu m$

(3) The pellet porosity: $P_o=0.30$, *and*

$$P=P_o\cdot(1-1.24\times10^7\cdot exp(-43000/T)\cdot t)$$

(4) The reactant gas concentration in the bulk gas stream C_{Ao}:

$$PV=nRT,\ C=P/RT$$

At P=1 atm, $T=T_E$, R=82.07 cm^3.atm/K·mol

$C_{Ao}=0.680\times10^{-5}\ mol/cm^3$ *at 1520°C*

(5) The temperature of the bulk gas stream environment:

$T_E=1793K$

(6) The molecular density of the chromite:

$\rho_m=0.0937\ mol/cm^3$ *(reducible oxygen)*

(7) The equilibrium constant for the chromite reduction K_E;

$$KE=1\times10^{-9}\cdot exp(-REX)+5\times10^{-7}\cdot(REX+0.01)^{-2}$$
$$+1\times10^{-9}\cdot(REX+0.01)^{-3}+0.4(REX+0.01)^{-1}$$

(8) The heat of the chromite reduction ΔH;

$$\Delta H = 18665 \text{ cal at } 1793K$$

(9) The specific heat of the solid reactant and product:

Cp, reactant: 47.86 cal/K·mole at 1520°C

Cp, product: 26.94 cal/K·mole at 1520°C

(10) The mass transfer coefficient between the pellet and bulk gas stream:

$$Sh = 2.0 + 0.60(\mathrm{Re})^{1/2}(Sc)^{1/3}$$

$$Sh = \frac{h_m L}{D_{AD}};\quad \mathrm{Re} = \frac{VL}{\nu};\quad Sc = \frac{\nu}{D_{AD}}$$

$h_m = 0.50$ *cm/s*

(11) The heat transfer coefficient between the pellet and bulk gas stream:

$$Nu = 2.0 + 0.60(\mathrm{Re})^{1/2}(\mathrm{Pr})^{1/3}$$

$$Nu = \frac{h_t L}{k};\quad \mathrm{Re} = \frac{VL}{\nu};\quad Pr = \frac{C_P \mu}{k}$$

$h_t = 7.1\times10^{-4}$ *cal/K·s*

(12) The tortuosity τ of the chromite solid: $\tau = 5.0$ *estimated*

(13) The total hemispherical emissivity of the chromite pellet surface e:

$e = 0.8$ *estimated*

The parameters to be evaluated based on the experimental results:

(14) The diffusivities for gas reactant CO and gas product CO_2;

(15) The apparent reaction rate constant k,

(16) The apparent activation energy of the reduction reaction E_A.

2.2.2 Example of calculation results under experimental conditions

The calculated reduction rate has been compared to the experimental measurements under the experimental conditions, and the results are shown in Fig.7. It can be observed that the agreement is quite well. The concentration profile of CO, the reaction front movement of the chromite grains inside the pellet have also been calculated, and presented in Figs.8 and 9 at 1520 °C within the reduction time of 200 min. According

to these information, it is concluded that the chromite pellet reduction by CO at 1520 °C is CO internal diffusion control. The reaction mechanism will be discussed later.

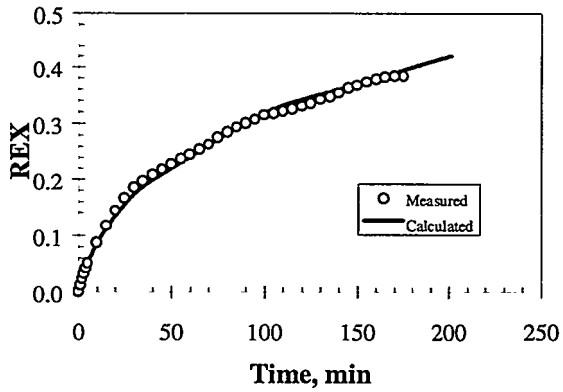


Fig.7 Comparison between measured and calculated reduction rate for the chromite pellet reduction by CO at 1520 °C

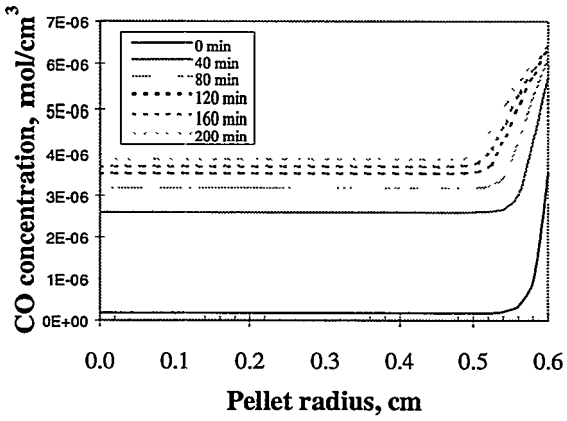


Fig.8 Concentration profile of CO under experimental conditions

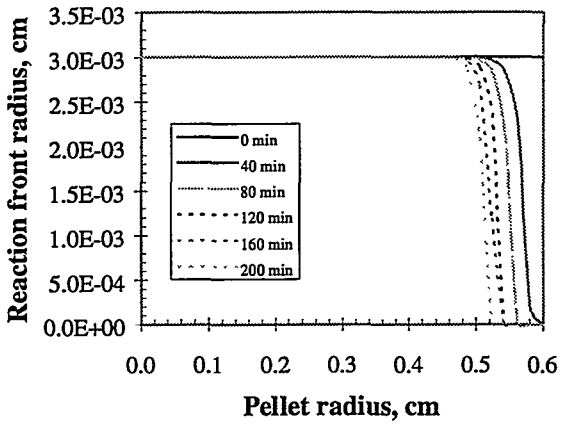


Fig.9 Reaction front radius of the chromite grains at different reduction times

In addition, the effects of the pellet porosity, pellet size as well as the chromite grain size etc. on the reduction rate have been investigated by the model calculations. Under the mechanism of the internal diffusion control, the effect of the grain size is negligibly small. Here, as an example, the effects of the porosity and pellet size are illustrated in Figs. 10 and 11. The porosity has a positive effect on the reduction rate. Increasing the porosity of the chromite pellet will significantly increase the reduction rate. The pellet size, on the other hand, has a negative effect on the reduction rate. Increasing the radius of the pellet will decrease the reduction rate.

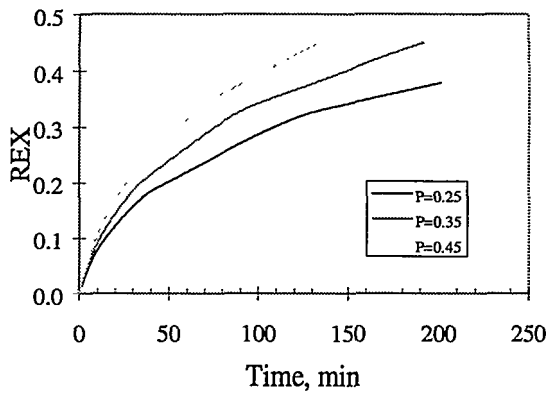


Fig.10 Effect of the pellet porosity on the reduction rate

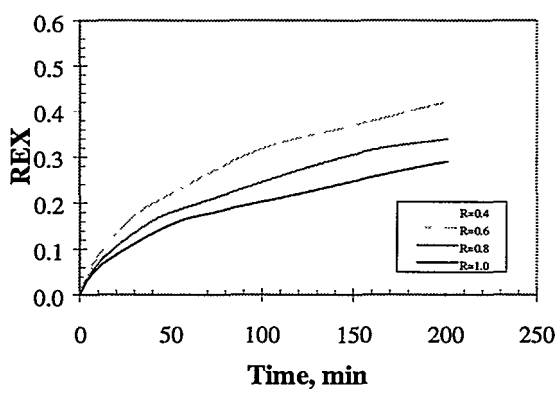


Fig.11 Effect of pellet size on the reduction rate

2.2.3 Reaction mechanism discussion

In the grain model, the reaction mechanism can be demonstrated by the concentration profile and the reduction extent along the pellet radius. As mentioned earlier, if the reaction is controlled by the internal diffusion, the chemical reaction has negligible resistance compared with the diffusion between the grains within the pellet. The consequence is a low concentration of CO except where all the chromite grains have been reduced. In Figs.12 and 13, the chromite reduction is controlled by chemical

reaction. It can be observed that there are no gradients of CO concentration and reduction extent within the pellet. In the case of chemical reaction and internal mixed control, the resistance submitted by these two parts are significant, and the CO concentration profile and reaction front movement of the grains within the pellets are shown in Figs. 14 and 15.

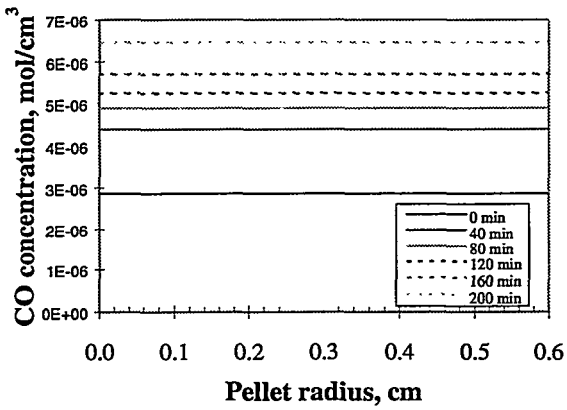


Fig.12 Example of the CO concentration profile under chemical reaction control

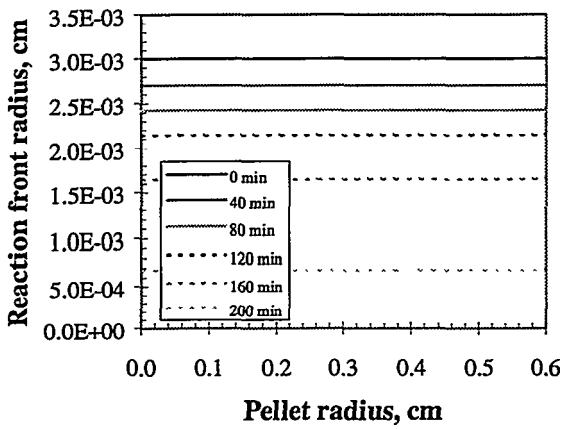


Fig.13 Example of the reaction front radius under chemical reaction control

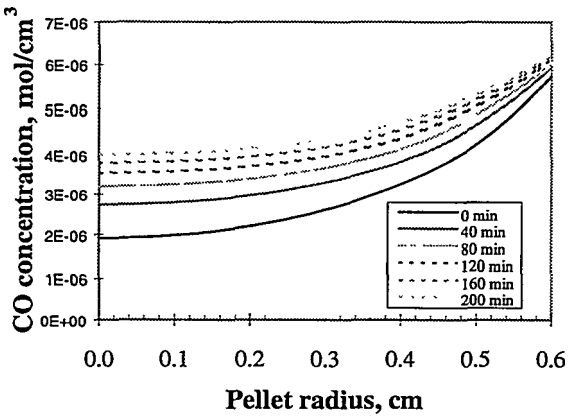


Fig.14 Example of the CO concentration profile under mixed control

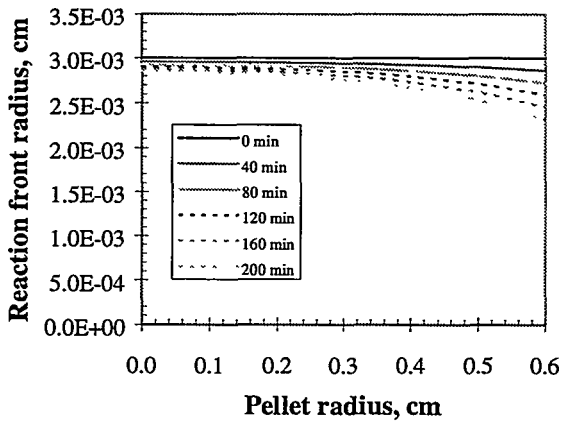


Fig.15 Example of the reaction front radius under mixed control

2.3 Chromite lumpy ore reduction by CO

Chromite lumpy ore reduction by CO has been theoretically described by the multi-layers reaction model. This model formulates the chromite sphere reduction at seven advancing interfaces and consolidates all the chemical and transport factors. The reduction of the chromite lumpy ore sphere proceeds through a series-parallel combination of the chemical and transport steps. It can predict the movement of the reac-

tion interfaces by model calculation. This report gives some examples of the calculation results under the experimental conditions.

2.3.1 Example of the calculation results under experimental conditions

The model parameters applied in the model calculation are based on the experimental conditions. The calculated reduction rate has been compared with the experimental results for the PR4 type chromite lumpy ore at 1520 °C, shown in Fig.16. An acceptable agreement is obtained. Fig.17 expressed the product layers movement. Three product layers have been predicted by this model calculation.

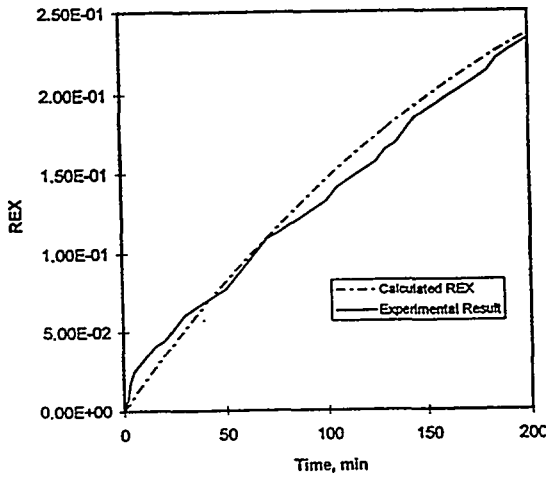


Fig.16 Comparison between measured and calculated reduction rate for the PR4 chromite lumpy ore reduction by CO at 1520 °C

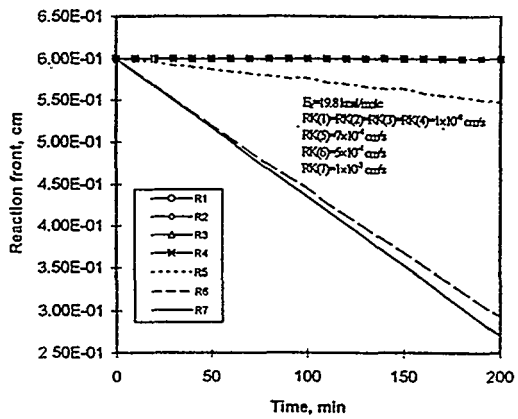


Fig.17 Calculated product layers movement for the PR4 chromite lumpy ore reduction by CO at 1520 °C

2.3.2 Reaction mechanism analysis

Multi-layers reaction model, in practice, is a much more complicated model compared to the unreacted core model[4]. But the principles of these two reaction models are quite similar. The reaction mechanism is determined by the relationship between the reduction degree and the reaction time, i.e., if the reaction is,

chemical reaction control, then $t=F(X)=1-(1-X)^{1/3}$

diffusion control through the product layer, then $t=G(X)=1-3(1-X)^{2/3}+2(1-X)$

mixed control by chemical reaction and diffusion, then $t=F(X)+\sigma_s^2 G(X)$

Here, t is the reaction time, X is the reduction degree, and σ_s represents the ratio of the chemical reaction rate to the diffusion rate. Fig.18 describes the calculated relations of F(X) and G(X) with reaction time under the experimental conditions. It is observed that the reaction time has a linear relationship with F(X). Therefore, it can be concluded that the reaction mechanism of PR4 chromite lumpy ore reduction by CO at 1520 °C is interface chemical reaction control.

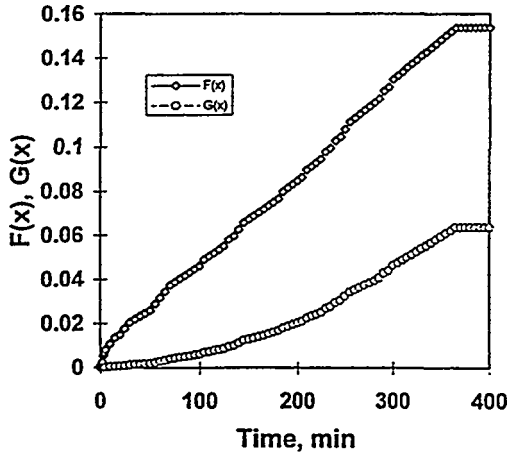


Fig.18 Relationships of F(X) and G(X) with reaction time at 1520 °C

3 Summary

Under the project of "Chemistry of chromium bearing processes", four parts of work have been carried out at the Laboratory of Metallurgy, Helsinki University of Technology: (1) thermodynamics of chromium slags, (2) experimental study on the chromite reduction with CO, (3) the melting, dissolution, and reduction behaviour of chromite pellet or lumpy ore in different slags, and (4) kinetic modelling of chromite reductions. In this brief report, the research work on thermodynamics of chromium slags and on kinetic modelling of chromite reduction were presented.

The mathematical formula based on the regular solution model has been applied to calculate the activities of chromium oxides in the slags under FeCr production conditions. From the calculation results, the slag basicity has shown significant positive effect on the activities of chromium oxides, and negative effect on the divalent chromium fraction in the slags. Al_2O_3 has very small effect if the slag basicity is fixed. In addition, the calculated results have been compared to the experimental data in the literature under the same physico-chemical condition, and certain discrepancies were displayed. To better apply this mathematical formula to industrial condition, further modification on the model parameters are still needed.

Thermodynamic analysis on the chromite constitutes reduction with CO has been carried out based on the calculation of the reaction Gibbs free energy and the equilibrium ratio of CO to CO_2 partial pressure. Seven reduction steps were classified to describe the chromite reduction. The analysis is applied to the multi-layers reaction model development. A grain model and a multi-layers reaction model have been developed and tested for simulating the chromite pellet and lumpy ore reduction with CO, respectively. In the grain model, sintering effect has been considered, and the calculated reduction rate agrees quite well with the experimental measurement. According to the discussion of the reaction mechanism on the reduction of chromite pellet and chromite lumpy ore with CO, it is concluded that for carbon free chromite pellet reduction with CO at 1520 °C, the internal diffusion is the rate controlling step;

and for PR4 chromite lumpy ore reduction with CO, the interface chemical reaction is the rate limiting step. The further plan in the modelling work is to develop a general reaction model, which can describe all kinds of chromite reduction.

4 References

[1] Y. Xiao and L. Holappa, INFACON 7 Conference Proceedings, June 11-14, 1995, Trondheim, Norway, p. 319.

[2] W. Pei and O. Wijk, Scandinavian Journal of Metallurgy, 1994, vol.23, p.228.

[3] Y. Xiao, M. Kekkonen and L. Holappa, SULA 2 - Vuosikirja 1994, Projektiraportit, p.223.

[4] M. Kekkonen, Y. Xiao and L. Holappa, INFACON 7 Conference Proceedings, June 11-14, 1995, Trondheim, Norway, p.351.

205 Kromiitin pelkistystutkimukset

1 Johdanto

Ferrokromin ja ruostumattoman teräksen tuotannon edelleen kasvaessa Suomessa on entistäkin tärkeämpää pyrkiä alentamaan energiankulutusta ja parantamaan kromin saantia sekä ferrokromin että ruostumattoman teräksen valmistuksessa.

Ferrokromiprosessissa sulatuksen kromisaantia parantamalla voidaan alentaa huomattavasti yksikköenergiankulutusta. Kromin saantiin voidaan vaikuttaa mm. panoskomponenttien valinnalla, niiden ominaisuuksilla ja seossuhteilla.

Kromiitti on raudan ja kromin oksidien muodostama mineraali. Kromiitin pelkistyminen tapahtuu useassa eri vaiheessa ja laajalla lämpötila-alueella. Kromiitin pelkistysmekanismi muuttuu pelkistyksen edistyessä, pelkistimestä ja lämpötilasta riippuen. Myös olotilan muuttuessa kiinteästä puolisulan kautta sulaan, mekanismi muuttuu. Tuntemalla kussakin vyöhykkeessä dominoiva mekanismi voidaan em. tekijöihin vaikuttamalla pelkistystä edistää, saada parempi kromin saanti ja alentaa energian kulutusta.

2 Tavoitteet

Tutkimuksen tavoitteena on selvittää pelkistysmekanismit ferrokromiprosessissa kiinteässä ja sulassa tilassa tapahtuville reaktioille sekä pelkistysnopeuteen vaikuttavat tekijät sintratuilla pelleteillä ja palarikasteella.

3 Tulokset vuonna 1996

Kromiitin pelkistystutkimusten osalta siirryttiin vuoden 1996 aikana tutkimaan pelkistystä sulamisalueella ja sulapelkistysalueella. Kokeita, joissa kromiittipelletti upotetaan grafiittiupokkaassa olevaan sulaan kuonaan tehdään eri kuonakoostumuksilla ja eri lämpötiloissa. Pelkistysreaktioiden tarvitsema hiili tulee joko upokkaan seinämästä tai sulan pinnalle asetetuista koksirakeista. Ferrokromiprosessissa normaalin kuonan sulamispiste on ~1700°C, joten TKK:n metallurgian laboratorion uusi korkealämpötilauuni mahdollistaa täten prosessiolosuhteissa vallitsevien kuonakoostumusten käytön sulapelkistyskokeissa.

4 Jatkosuunnitelmat

Korkealämpötilapelkistyskokeet ovat vasta alussa, joten jatkossa tutkimus tuleekin keskittymään kromiitin pelkistykseen sulapelkistysalueella 1600-1750°C.

205 Kromiittipellettien hapettumisasteen vaikutus pelkistymiseen kiinteässä tilassa

1 Johdanto

Outokumpu Chrome Oy:n ferrokromin valmistuksen kromiittiraaka-aineet ovat hienorikaste ja palarikaste. Hienorikaste pelletoidaan ja sintrataan. Sintraus on hapettava, jossa tapahtuu rikasteen raudan hapettumista $Fe^{2+} \rightarrow Fe^{3+}$. Syötössä Fe^{2+}/Fe_{tot} - suhde on noin 0,80 ja tuotepelleteissä 0,25. Sulatuspanoksessa pellettien osuus on 60-80 % ja palarikasteen 20-40 %. Kromiittipellettien hapettumisasteella on merkitystä pelkistymiseen ja sen liikkeelle lähtöön sulatusuunissa. Outokumpu Chrome Oy:n tutkimukset ja koetulokset Etelä-Afrikassa ovat osoittaneet, että kromiitin hapettamisella sintrauksessa näyttäisi saavutettavan myöhemmin ferrokromin sulatuksessa parempi pelkistyminen.

TKK:n pelkistyskokeissa on tutkittu toistaiseksi in situ-hapetustilassa olevia rikasteita, palarikastetta ja yhtä sintrattua pellettilaatua. Hapettamisen merkityksen tarkentamiseksi ovat lisätutkimukset kuitenkin tarpeellisia.

2 Tavoitteet

Tutkimuksen tavoitteena on tutkia sintrattujen kromiittipellettien hapettumisasteen vaikutusta niiden CO-pelkistymiseen kiinteässä tilassa.

3 Tulokset vuonna 1996

Tutkimuskohteesta tehtiin vuoden 1996 aikana diplomityö "Kromiittipellettien hapettumisasteen vaikutus pelkistymiseen kiinteässä tilassa", tekijänä Ari Syynimaa. Työn kokeellisessa osassa tehtiin eri hapettumisasteisilla (Fe^{2+}/ Fe_{tot} 0.15-0.35) kromiittipelleteillä termovaakakokeita CO-atmosfäärissä lämpötiloissa 1420, 1520 ja 1595°C. Tuloksena saatiin pelkistymisasteen muutokset ajan funktiona. Pellettinäytteiden poikkileikkauksien mikrorakennetta ja faasien koostumusta tutkittiin optisella, SEM- ja mikroanalyysillä, jolloin saatiin kvantitatiivinen kuva pelkistyksen etenemisestä pääkomponenttien, kromin ja raudan osalta sekä sintrauksessa aikaansaadun eri hapettumisasteiden vaikutuksesta pellettien pelkistymiseen.

Pelkistymiskäyriä tarkasteltaessa hapettumisasteen suureneminen ei näyttänyt vaikuttavan merkittävästi pellettien pelkistymisasteeseen 1420°C:ssa, mutta 1520°C:ssa eniten hapettunut pelletti pelkistyi parhaiten. 1595°C:ssa pellettien pinnan sulaminen vaikutti siten, että tulokset vaihtelivat, koska pelkistävän kaasun diffuusio pelletin sisälle vaikeutui. Selvää trendiä hapettumisasteen vaikutukselle ei löytynyt.

Pelleteistä otetuista optisista mikroskooppikuvista voitiin päätellä, että eniten hapetettu pelletti pelkistyi parhaiten. Ero oli selvä varsinkin 1520°C:ssa, mutta myös 1595°C:ssa pelletin pintaosassa. Pelletin pinnan sulaminen aiheutti ilmeisesti sen, että 1595°C:ssa ei pelletin sisäosissa syntynyt niin suuria eroja.

SEM-analyysistä saatiin pellettien kolmen eri kerroksen (pinta, ½ säde ja keskusta) ainejakaumat. Kun laskettiin keskiarvot, huomattiin eniten hapetetun pelletin pelkistyvän keskimäärin hieman paremmin kuin muut varsinkin 1520 ja 1595C°:ssa.

4 Jatkosuunnitelmat

Vaikka tutkimuksessa tehtiinkin osasta pellettejä rinnakkaiskokeita, antaisi suurempi koemäärä tarkemman kuvan varsinkin alkuvaiheen pelkistymisnopeuksista. Pelkistymisen etenemistä voitaisiin tutkia tarkemmin myös tekemällä lyhyempiä eripituisia kokeita sekä tekemällä kokeita nousevalla prosessia simuloivalla lämpötilaprofiililla.

201/205 Opinnäytteet ja julkaisut

Opinnäytteet

Hankkeen aihepiiristä on valmistunut tai valmistumassa seuraavat opinnäytteet:

Marko Kekkonen: lis.työ "Kromiittipellettien pelkistyksen kinetiikka ja mekanismit kiinteässä ja sulassa tilassa", valmistuu alkuvuodesta 1997.

Ari Syynimaa: dipl.työ "Kromiittipellettien hapettumisasteen vaikutus pelkistymiseen kiinteässä tilassa", marrask. 1996.

Julkaisuluettelo

Xiao Y., Holappa L., Activities in $CaO-SiO_2-CrO_x$ slag system at 1600°C. Esitetään konferenssissa *5th International Conference on Molten Slags, Fluxes and Salts '97,* Sydneyssä 5-8.1.1997.

*Xiao Y., Holappa L.,*Brief report on thermodynamics of chromium slags and kinetic modelling of chromite reduction (1995-96).

*Xiao Y., Holappa L.,*Thermodynamic properties of chromium bearing slags and minerals - A Review. Report TKK-V-B118 (1996).

Luoma R., A thermodynamic analysis of the system Fe-Ni-O. Calphad, Vol. 19, No 3, 1995, 279-296.

Xiao Y., Thermodynamic study of chromium oxides containing slags. "Ferrokromin ja jaloterästen valmistus" -painoalueen seminaari, Tornio, 17.10.1995.

Xiao Y., Kinetic reaction models of chromite reduction by CO. "Ferrokromin ja jaloterästen valmistus" -painoalueen seminaari, Tornio, 17.10.1995.

Kekkonen M., Kinetic study on solid state reduction of chromite pellets and lumpy ores. "Ferrokromin ja jaloterästen valmistus" -painoalueen seminaari, Tornio, 17.10.1995.

Xiao Y., Holappa L., Thermodynamics of slags containing chromium oxides. The 7th International Ferroalloys Congress (INFACON), Trondheim, Norway, June 11-14, 1995.

Kekkonen M., Xiao Y., Holappa L., Kinetic study on solid state reduction of chromite pellets. The 7th International Ferroalloys Congress (INFACON), Trondheim, Norway, June 11-14, 1995.

Y202 SULATUSPANOKSEN SÄHKÖ-VASTUKSEN MAKSIMOINTI UPPOKAARISULATUKSESSA

Outokumpu Chrome Oy
95400 Tornio

Puhelin (016) 4521
Telefax (016) 452201/FeCr-tehdas (452350/Metallurginen laboratorio)

Vastuullinen johtaja: Jorma Kemppainen
Tutkijat: Pekka Niemelä, Timo Lintumaa
ORC:n yhteyshenkilö Helge Krogerus

1995-1996
SULA 2-rahoitus 204000 mk
Oma rahoitus 349000 mk
Muu rahoitus -

TIIVISTELMÄ

Tutkimus toteutettiin 1.1.1993-31.3.1996 välisenä aikana. Sen tavoitteena oli Outokumpu Chrome Oy:n ferrokromin sulatusuunien pätötehon ja tuotannon maksimointi sekä energiankulutuksen pienentäminen tuotetonnille. Sähkönkulutusta pyrittiin pienentämään 150 kWh tuotetonnille eli noin 5 %. Tutkimuksella selvitettiin raaka- ja tarveaineiden ominaisuuksien ja palakokojen vaikutusta sulatusvastukseen ja edelleen energiankulutukseen. Lisäksi tutkittiin pellettien fluksauksen vaikutusta panoksen vastukseen, pelkistymisnopeuteen ja kromin saantiin, jotka vaikuttavat mahdollisuuksiin alentaa energiankulutusta. Käytännössä uunien käyntiajan teho kohosi 14 MW vuodesta 1992 vuoteen 1995. Samanaikaisesti ferrokromituotanto kasvoi 45000 t/a eli 25 % ja sähkönkulutus laski 80 kWh ferrokromitonnille.

1 Johdanto

Ferrokromin sulatus on termodynaamisista syistä runsaasti energiaa kuluttava prosessi. Vaikka Outokumpu Chrome Oy:n käyttämä tekniikka edustaa kehitykseltään maailman kärkitasoa, on sulatuksen sähkönkulutus luokkaa 3200 kWh ferrokromitonnille. Kun vuosituotanto on 240000 t, on pelkän sulatusvaiheen sähkönkulutus siten 768000 MWh.

Sulatusuunista saatava tuotanto on suoraan riippuvainen uuniin saatavan tehon suuruudesta. Pätötehon maksimoinnilla saadaan tuotanto maksimoitua ja samanaikaisesti yksikköenergiankulutus laskee. Pätöteho riippuu uunin vastuksesta, johon vaikuttaa sulatuspanosmateriaalien ominaisuudet. Sulatusuunin panosvastus riippuu materiaalien ominaisvastuksesta, palakoosta, seossuhteista ja sulamisen sekä pelkistymisen etenemisasteesta.

2 Tavoitteet

Tutkimuksen tavoitteena oli Outokumpu Chrome Oy:n ferrokromiuunien pätötehon ja tuotannon maksimointi sekä energiankulutuksen pienentäminen tuotetonnille. Sähkönkulutusta pyrittiin pienentämään vähintään 150 kWh tuotetonnille, mikä nykyisellä vuosituotannolla 240000 t merkitsee 36000 MWh. Kaikki energiankulutusta pienentävät toimenpiteet ovat merkittäviä.

Sulatuspanoksen sähkövastuksen maksimoinnista on tuloksena entistä stabiilimpi prosessi. Ympäristövaikutuksena uunien poistokaasujen kiintoainemäärät pienenevät. Sulanlaskujen saanti tasoittuu, mikä vähentää hajapäästöjä.

Ferrokromisulatuksen raaka- ja tarveaineet ovat pelletit, palarikaste, koksi ja kvartsiitti.

Tutkimuksessa uunin vastukseen vaikuttavia selvitettäviä asioita olivat:

- Panosmateriaalien ominaisvastukset; koostumus, palakoko
- Panosmateriaalien seossuhteet ja fluksaus
- Sulamisilmiöt
- Metalli- ja kuonakoostumukset

3 Tulokset

Projektin aikana suoritettiin laboratoriotutkimuksia ja koeajoja pilot-laitteistolla sekä tuotantoprosessissa. Tärkeimmät kokeet, mittaukset ja analysoinnit olivat:

- Sintrauskokeet batch-reaktorilla
- Fluksauskoeajo sintraamolla ja sulatolla
- Panosmateriaalien ja -seosten sähkönjohtokykymittaukset
- Panosmateriaalien painepehmenemismittaukset
- Kylmä- ja kuumarummutustestit
- Upokassulatukset
- Panosmateriaalien koostumus- ja rakenneanalysointi

Sulatuspanosten sähkönjohtokykymittausten alkuvaiheessa todettiin, mitä vaikeuksia suuren palakoon käyttö toi mukanaan. Tästä syystä koetekniikkaa jouduttiin kehittämään. Mittaukset pystyttiin suorittamaan normaaleja, käytäntöä vastaavia palakokoja käyttäen lukuunottamatta palarikastetta ja kvartsiittia, jotka oli murskattava pienemmiksi. Jokaisesta kokeesta oli suoritettava 2-3 rinnakkaista mittausta.

Sähkönjohtokykymittaukset suoritettiin lämpötila-alueella 25-1600 °C. Panosten sähkönjohtokykymittauksissa todettiin useita riippuvuuksia. Koksin palakoossa löytyi optimi, jota suuremmalla tai pienemmällä koksilla sähkönjohtavuus kasvoi. Palarikasteosuuden suhteen suurimman vastuksen saavuttamiseksi oli olemassa tietty palarikasteosuusalue. Kontrolloitu ferrokromin matalan tai korkean piipitoisuuden ajo ei alentanut

oleellisesti panoksen vastusta. Matalasta piipitoisuudesta aiheutuu pelkistymisen kannalta kuitenkin suurta haittaa, josta seuraa tuotannon romahtaminen. Kontrolloimaton matalan tai korkean piin ajo sen sijaan aiheutti huomattavan vastuksen laskun panoksessa.

Sekä pelleteissä että palarikasteessa oleva hieno aines kohottivat panoksen vastusta. Hieno aines lisää kuitenkin prosessimittakaavassa panoksen kamittumista, mikä johtaa epähomogeeniseen sähkönjohtavuuteen. Pellettikoolla todettiin mittauksissa optimialue, jolla saavutettiin suurin vastus. Hiililisäyksen määrä pelletteihin muutti niiden sidesilikaattikoostumusta sekä huokoisuutta ja vaikutti sähkönjohtavuuteen.

Käytännön prosessissa suoritettiin kromiittipellettien fluksauskoeajo sintraamolla ja sulatuskokeilu pienemmällä uunilla. Koeajon tavoitteena oli kohottaa kromin ja raudan saantia, parantaa pelkistymisnopeutta ja pienentää energiankulutusta tuotetonnille. Dolomiitilla fluksattujen pellettien sintrauksessa lisäenergian tarve kasvoi hiilen osallistuessa karbonaattien hajoittamiseen. Normaaleihin kromiittipelletteihin verrattuna sintrauksessa tarvitaan enemmän reaktioaikaa. Fluksatuilla pelleteillä saavutettiin samanlainen vastus sulatuksessa kuin fluksaamattomilla, mutta kromin saannissa ei päästy aiempien pilot-kokeiden tuloksiin. Sulatuskokeilua häiritsivät eräät ylimääräiset sekundääriset tekijät uunilla.

Käytännössä sulatusuunien käyntiajan teho kohosi 14 MW vuodesta 1992 vuoteen 1995. Samanaikaisesti ferrokromituotanto kasvoi 45000 t/a eli 25 % ja sähkönkulutus laski 80 kWh ferrokromitonnille. Tulos oli seurausta useista eri tekijöistä. Parantuneet panosmateriaalit nostivat vastusta, tehostivat uunien ajoa ja hallintaa sekä vähensivät ympäristöpäästöjä. Sähkönkulutuksen laskua tuotetonnille pienensi panoksen etukuumennuslämpötila, joka jäi odotettua matalammaksi prosessilaitteistosta johtuen.

4 Jatkosuunnitelmat

Tutkimuksen tuloksia on sovellettu välittömästi sulatusraaka-aineiden ja -tarveaineiden valinnassa. Kehitettyä koetekniikkaa hyödynnetään jatkossa, kun tutkitaan sulatuspanosmateriaaleissa mahdollisesti tapahtuvia muutoksia tai etsitään uusia vaihtoehtoisia materiaaleja ja raaka-aineseoksia. Kirjallisuudesta ei löydy mainintaa panoksen vastusmittauksista, joissa olisi käytetty yhtä suuria materiaalien palakokoja.

Tehdyt mittaukset ovat referenssinä selvitettäessä jatkossa nikkelipitoisten kromiittipellettien valmistusta ja sulatusta uppokaariuunitekniikalla sekä erilaisten prosessipölyjen käyttöä pelleteissä. Tavoitteena on edelleen kehittää Tornion tehtaiden integraatiota raaka-aineiden ja energiankäytön suhteen. Aiheesta on käynnistetty kolmivuotinen tutkimusprojekti.

Y203 SULAN FeCr:n ENERGIA-SISÄLLÖN HYÖDYNTÄMINEN TERÄKSEN VALMISTUKSESSA

Yritys: Outokumpu Polarit Oy
95400 Tornio

Vastuullinen johtaja: Jorma Kemppainen

Tutkijat: Pentti Kupari, Markus Larkimo, Pekka Alamäki, Timo Lintumaa, Martti Sassi, Ismo Kääriä, Tuomo Aro

	1993	1994	1995
SULA 2- rahoitus	400000 mk	430000 mk	430000 mk
Oma rahoitus	915000 mk	940000 mk	775000 mk
Muu rahoitus	-	-	-

1 Projektin toteutus

Tutkimushankkeen vastuunalaisena johtajana oli Outokumpu Steel Oy:n tutkimus- ja kehitysjohtaja Jorma Kemppainen. Yhteyshenkilönä oli Outokumpu Polarit Oy:ltä Markus Larkimo. Tutkimusosastolta osallistuivat hankkeeseen edellisten lisäksi Timo Lintumaa, Martti Sassi, Pentti Kupari, Ismo Kääriä, Tuomo Aro ja Pekka Alamäki. Prosessikokeiden aikana on sulaton tuotanto-organisaatio ollut käytettävissä. Projekti eteni alkuperäisen aikataulun mukaisesti.

ORC:n kanssa suunniteltu rumpu- uunikoejakso ei toteutunut, ja nämä kokeet kompensoitiin itse tehdyllä tutkimustyöllä ja prosessikokeilla. Toteutuneet palkka-, henkilösivu- ja yleiskustannukset olivat suunniteltua suuremmat edellisen lisäksi sen takia, koska muut kustannukset- osuuteen oli budjettivaiheessa sisällytetty prosessikoekustannukset, jotka TEKES-ohjeiden mukaan myöhemmin on jyvitetty kustannuspaikoille palkat, sivukulut ja tarvikkeet.

2 Projektin tulos

2.1 Tehdyt tutkimukset 1995

Projektin tavoitteena oli selvittää sulan FeCr:n energiasisällön hyödyntämiseen liittyvät mahdollisuudet ja reunaehdot sekä valokaariuuniin panostettuna että erillisesti FeCr- konvertterissa käsiteltynä.

Projekti jakautui seuraaviin neljään hankkeeseen:

- FeCr:n sulanapito,
- Valokaariuunisulatuksen tehostaminen,
- FeCr- konvertointi ja
- Ajoituksen ja materiaalien ohjaus.

Vuoden 1995 tutkimus painottui FeCr- konvertointitutkimuksiin, konvertterin tulenkestävätutkimuksiin sekä ajoituksen ja materiaalin hallintaan.

Tuotantokokeissa on varioitu CrK- puhalluksen lähtöanalyysiä ja lämpötilaa. Mitään oleellista poikkeamaa normaaliin puhallustilanteeseen nähden ei ole havaittu. Analytiikkatutkimuksissa kromikarbidin ei havaittu heikentävän analyysitarkkuutta Cr- tasolla 36%.

Materiaalin ja ajoituksen ohjausjärjestelmän toimintakuvaus valmistui, CrK:n aloitus-/lopetusnäyttö valmistui sekä CrK- sulan ja valokaariuunisulan sekoitus-askenta saatiin testauksen alle. Konvertointikokeiden pohjalta tehtiin ajoitusmalli välille FeCr-tehdas - FeCr-konvertteri - VKU - AOD.

CrK:n käynnistymisen jälkeen 29.11 1995 konvertoinnin ja valokaari-unisulatuksien stabilointi samoin kuin vuorauksen keston seuranta ja analysointi laser- vuorauksen kulumismittalaitteella ovat työllistäneet eniten.

2.2 Tutkimuksen tulos

Tutkimusprojektissa selvitettiin VKU:n tehostamismahdollisuudet ja reunaehdot, FeCr:n sulanapitovaihtoehdot, FeCr- konvertoitavuus, konvertoinnissa tapahtuvat ilmiöt eri ohjaustilanteissa, konvertointikuonapraktiikka ja sen vaikutus vuorauksen kestoon, ajoitusproblematiikka uudessa tuotantolinjassa sekä uuden tuotteen analytiikka.

Tutkimustulosten pohjalta erillinen FeCr- konvertointilaitteisto havaittiin parhaimmaksi tavaksi välivarastoida sulaa ja hyödyntää sulan energiasisältö. Täten selvitettiin ja luotiin konvertointiajotavat, konvertoinnin ohjausjärjestelmä ja -malli sekä arvioitiin vuorauksen kulumiseen ja ajoituksen hallintaan liittyviä näkökohtia.

Projektin aikana FeCr- konvertointilaitteisto investointiin ja ensimmäinen sulatus tehtiin 29.11 1995. Vuoden 1995 aikana kromikonvertteri tuotti 2118 tonnia konvertoitua ferrokromia 59 AOD- sulatukselle. Mitään oleellisesti tutkimustuloksista poikkeavaa käyttäytymistä ei ole havaittu.

Alustavien tulosten perusteella valokaariuunin sähkönkulutus on pienentynyt n. 80 kWh/tuotettu terästonni, mikä luku vastaa tutkimusprojektille asetettuja tavoitteita. FeCr- erotteen käytölle CrK- konverterissa ei myöskään ole havaittu mitään esteitä.

Kapasiteetin nousutavoitteet ja toteutuma on arvioitavissa vasta 1996 lopussa ja sen jälkeen. Prosessin toiminnan stabilointi työllistää jatkossakin. Outokumpu Steel Oy on patentoinut FeCr- konvertointiperiaatteen, Hak. nro 93 4698.

3 Tuloksen hyödyntäminen

Ylläesitetyn mukaisesti konvertointilaitteisto on investoitu, sen käyttö mahdollistaa sulan FeCr:n energian, sekä kemiallisen että entalpiasisällön, hyödyntämisen alentaen sähköenergian kulutusta tuotettua aihiotonnia kohden. Laitteisto mahdollistaa myös aihiokapasiteetin noston.

Saatujen tulosten valossa FeCr- konvertointitutkimukselle asetetut tavoitteet saavutettiin.

4 Projektissa ilmenneet vaikeudet

Mitään tutkimuksen suuntaan vaikuttaneita vaikeuksia ei ilmennyt. Tutkimuskohde oli haastava.

Y206 FeCrNi-SEOSTEN VALMISTUS JA PROSESSIPÖLYJEN HYÖDYNTÄMINEN UPPO-KAARIUUNIPROSESSILLA

Outokumpu Chrome Oy
95400 Tornio

Puhelin (016) 4521
Telefax (016) 452201/FeCr-tehdas (452350/Metallurginen laboratorio)

Vastuullinen johtaja: Jorma Kemppainen
Tutkijat: Pekka Niemelä, Janne Ollila
ORC: Helge Krogerus, Timo Lintumaa

	1996
SULA 2-rahoitus	350000 mk
Oma rahoitus	450000 mk
Muu rahoitus (Outokumpu Engineering Contractors)	200000 mk

TIIVISTELMÄ

Tutkimuksen tavoitteena on edelleen kehittää Outokummun Tornion tehtaiden integraatiota raaka-aineiden ja energiankäytön suhteen. Tutkimuksella selvitetään FeCrNi-seosten valmistusta sulfidisista raaka-aineista Outokumpu Chrome Oy:n prosessilla. Hankkeessa tutkitaan myös erilaisten FeCr(Ni)- ja teräksen valmistuksen pölyjen ja kuonien käsittelyä ja hyödyntämistä.

Ensimmäisessä pilot-koesarjassa sintrattiin nikkelipasutteesta ja kromiittirikasteesta valmistettuja pellettejä. Sintrauksessa tarvittava hiililisäys pieneni ja prosessiaika kasvoi, kun pasutteen osuus suureni. Pasutepitoisuus lisäsi suuresti pellettien kiinteän tilan pelkistymisastetta ja -nopeutta. Samalla myös kromin ja raudan pelkistymiset paranivat.

1 Johdanto

Outokumpu Chrome Oy ja Polarit Oy muodostavat integroidun prosessiketjun kromiittimalmista valssatuiksi ruostumattomiksi teräsnauhoiksi. Outokumpu Polarit Oy:n valmistamassa austeniittisessa ruostumattomassa teräksessä tyypillinen Cr-pitoisuus on 18 % ja Ni-pitoisuus 8 %. Tarvittava ferrokromi saadaan viereiseltä Outokumpu Chrome Oy:n ferrokromitehtaalta. Integraatioetua hyödynnetään toimittamalla pääosa ferrokromista sulana terässulatolle. Muut seosaineet lisätään kiinteinä. Kromin jälkeen määrällisesti toinen seosmetalli on nikkeli. Kromin tavoin nikkeliä voitaisiin käyttää sulana, mikäli FeCrNi-seosta valmistettaisiin uppokaariuunitekniikalla ferrokromitehtaalla. Tuotteena olisi tasalaatuinen seosaine.

Ferrokromin ja teräksen valmistuksessa syntyvien prosessipölyjen ja -kuonien määrä on huomattava. Laadultaan materiaalit ovat erilaisia. Sekä pölyt että kuonat sisältävät arvokkaita metallikomponentteja. Niiden jatkokäsittelyn tulisi olla mahdollisimman tehokas sekä energiankäytön että ympäristön osalta.

2 Tavoitteet

Tutkimuksen tavoitteena on edelleen kehittää Tornion tehtaiden integraatiota raaka-aineiden ja energian käytön suhteen. Tutkimuksella selvitetään FeCrNi-seosten valmistusta sulfidisista raaka-aineista Outokumpu Chrome Oy:n prosessilla. Seokset valmistettaisiin ferrokromitehtaan nauhasintraamolla ja pienemmällä sulatuslinjalla. Hankkeessa tutkitaan myös erilaisten FeCr(Ni)- ja teräksen valmistuksen pölyjen ja kuonien käsittelyä ja hyödyntämistä.

Sulan FeCrNi:n lämpösisältö on 400 kWh/t. Vuotuisella sulan kulutuksella 80000 t se vastaisi energiaa 32000 MWh, josta FeNi:n osuus olisi puolet. Tutkimuksella etsitään

toimivia laiteratkaisuja pölyjen ja kuonien käsittelyyn. Tavoitteena on metallikomponenttien saannin parantaminen, päästöjen pienentäminen ja varastoitavien jätemäärien minimointi. Tutkimuksella pyritään turvaamaan terässulaton letkusuodinpölyn käsittelyä tulevaisuudessa ja pienentämään sen käsittelykustannuksia.

Hankkeessa selvitetään tutkittavien raaka-aineseosten sintrattavuus- ja sulatusominaisuuksia. Uppokaarisulatuksen kannalta tärkeä on sulatuspanoksen vastus. Siihen vaikuttavia tekijöitä ovat mm. panosmateriaalien pelkistyvyys, sähkönjohtavuus ja refraktorisuus.

3 Tulokset

Hankkeessa hyödynnetään referenssinä SULA 2-ohjelman tutkimuksen "Sulatuspanoksen sähkövastuksen maksimointi uppokaarisulatuksessa" kehitettyä koetekniikkaa ja saatuja tuloksia. Tutkimukseen sisältyviä asioita ovat:

- Ni-rikasteen pasutus
- Ni-pasutteen, kromiittirikasteen ja niiden seosten pelletointi ja sintraus
- Pellettien kiinteän ja sulan tilan pelkistyminen
- Prosessipölyjen agglomerointi
- Sulatusominaisuudet ja sulamisilmiöt
- Kuonapuhdistus

Sulfidista Ni-rikastetta pasutettiin leijukerrosuunissa. Rikaste oli helppo pasuttaa rikkipitoisuuteen <0,5 %. Pasute jauhettiin pelletointihienouteen.

Ni-pasutteesta ja kromiittirikasteesta valmistettiin pellettejä, jotka sintrattiin batch-reaktorilla. Pasutteen osuus erilaisissa seoksissa oli 0-100 %. Lisäksi yhdessä kokeessa käytettiin terässulaton pölyä ja toisessa kalsiittia. Sintrauskokeiden tarkoitus oli sekä tutkimuksellinen että valmistaa koemateriaaleja sulatusominaisuuksien analysoimiseksi.

Sintrauksessa tarvittava hiililisäys pieneni ja prosessiaika kasvoi, kun pasutteen osuus suureni.

Pasutteen osuuden vaikutusta pellettien pelkistymiseen kiinteässä tilassa tutkittiin lämpötiloissa 600-1500 °C erilaisilla kaasukoostumuksilla termovaaka- ja pelkistyvyys-koelaitteistoilla. Pasutepitoisuus vaikutti suuresti pelkistymisasteeseen ja -nopeuteen. Puhtaassa CO-atmosfäärissä pelkistyminen parani kaasuseokseen 70 % CO + 30 % CO_2 verrattuna. Myös kromin ja raudan pelkistymisasteet kasvoivat, kun pasutteen osuus nousi. Ferrokromin valmistuksen esikuumennusuunin olosuhteissa pelkistymistä ei tapahtunut.

4 Jatkosuunnitelmat

Tutkimuksessa on tähän mennessä selvitetty Ni-pasutteesta ja kromiittirikasteesta valmistettujen pellettien sintrattavuusominaisuuksia ja kiinteän tilan pelkistymistä. Jatkossa tarkennetaan uudella sintrauskoesarjalla vaadittavia prosessiaikoja, hiilen käyttöä ja fluksausta pasutepellettien silikaatin sulamispisteen laskemiseksi. Samoin suoritetaan lisäkokeita prosessipölyjen käytöstä. Uusi koesarja suoritetaan vuoden 1997 alkupuolella.

Batch-reaktorilla sintratut pelletit ovat koemateriaalia sulatusominaisuustutkimuksiin. Sulatusominaisuuksia analysoidaan sähkönjohtavuus- ja painepehmenemismittauksilla. Sähkönjohtavuudet mitataan erikseen pelkille pelleteille ja sulatuspanoksille. Ensimmäisen sintrauskoesarjan pellettien sulatusominaisuuksia tutkitaan vuoden 1996 loppupuolella.

Kuonan puhdistamiseksi tutkitaan sekä mekaanisia että termisiä menetelmiä. Työ aloitetaan vuoden 1997 aikana. Kuonan ja metallin ominaisuuksia analysoidaan mm. sähkönjohtokykymittauksilla.

KUPARIN JA NIKKELIN VALMISTUS OUTOKUMMUN LIEKKISULATUSTEKNOLOGIAA KÄYTTÄEN

301 OPTIMIZATION OF SUSPENSION SMELTING TECHNOLOGY BY COMPUTER SIMULATION

Helsinki University of Technology
Department of Materials Science and Rock Engineering
Laboratory of Materials Processing and Powder Metallurgy
Vuorimiehentie 2 K, FIN-02150 Espoo

Telephone:	(09) 451 2775
Telefax:	(09) 451 2799
E-mail:	Ari.Jokilaakso@hut.fi
Internet:	http://www.hut.fi/Yksikot/Jauhe/

Project leader:	Prof. Kaj Lilius
Project manager:	Doc. Ari Jokilaakso
Researchers:	M.Sc. Tapio Ahokainen
	Lic. Tech. Osmo Teppo
	Lic. Tech. Yongxiang Yang

	1993	1994	1995
Sula 2 funding	813,000 mk	730,000 mk	800,000 mk
Own funding	-	-	-
Other funding	135,000 mk	200,000 mk	250,000 mk

Abstract

Development of commercial modelling software and increasingly efficient computers have brought a new tool to researchers for more comprehensive investigation of the transport and combustion processes taking place in the flash smelting process. An industrial-scale flash smelting furnace and waste-heat boilers have been modelled by using commercial Computational-Fluid-Dynamics software. The work has proceeded from cold gas flow to heat transfer, combustion, and two-phase flow simulations. In the present study, the modelling task has been divided into three sub-models: (1) the

concentrate burner, (2) the flash smelting furnace (reaction shaft and uptake shaft), and (3) the waste-heat boiler.
For the concentrate burner, the flow of the process gas and distribution air together with the concentrate or a feed mixture was simulated. Eulerian - Eulerian approach was used for the carrier gas-phase and the dispersed particle-phase. The results indicated that the distribution air has a major role in the formation of the even concentrate-gas suspension and how well the concentrate is spread in the reaction shaft volume. A large parametric study was carried out by simulating a laboratory scale burner with varying turbulence intensities and then extending the simulations to the industrial scale model. For the flash smelting furnace, the simulation work concentrated on gas and gas-particle two-phase flows, as well as the development of combustion model for sulphide concentrate particles. Both Eulerian and Lagrangian approaches have been utilised in describing the particle phase and the spreading of the concentrate in the reaction shaft as well as the particle tracks have been obtained. Combustion of sulphides was first approximated with gaseous combustion by using a built-in combustion model of the software. The real oxidation reactions of the concentrate particles were then coded as a user-defined sub-routine and that was tested with industrial flash smelting cases. For the waste-heat boiler, both flow and heat transfer calculations have been carried out for an old boiler and a modified boiler. A wide range of operating conditions have been tested. Gas flow pattern, temperature distribution and boiler cooling efficiency were analyzed. Validation of the models was made by comparing the results with published data of industrial temperature measurements. The results were in a very good agreement with the measured temperature data. The simple six-flux radiation model included in the software succeeded in predicting the temperature distribution in the waste-heat boiler.

1 Introduction

The Outokumpu flash smelting process [1] has been used in the copper and nickel industry for more than 40 years, and extensive research work has been continuing ever since its adoption. However, the high temperature reaction mechanism taking place in the reaction shaft between process gases and sulphide concentrates, and the multi-phase flow dynamics, are complicated and still leave room for further studies.

The Outokumpu flash smelting process is based on the suspension smelting technology. It has a low environmental loading and a minimum need for fossil fuels, and accounts for more than 40% of world smelter production of primary copper. In this process, oxidation

reactions take place in downwards flowing turbulent gas-solid suspension. Preheated, and usually oxygen enriched, air, dried sulphidic concentrate, fluxes, and the recycled flue dust are fed into a burner on the top of the reaction shaft. The particles ignite instantaneously and due to the highly exothermic reactions, the particles heat to their melting temperature. The dissociation and oxidation reactions take place in the suspension. After the reaction shaft, the particle-gas suspension flows to the settler, where the particles/drops separate from the gas and form fayalite slag and matte layers on the bottom of the settler. The gases with 8 - 40 % SO_2 continue to the uptake, through which they flow to radiation waste- heat boiler, and further through convection waste-heat boiler to an electrostatic precipitator. In the waste-heat boiler, the enthalpy of the off-gases is recovered by radiation and convection heat transfer to pressurised water circulating in the tubes of the boiler walls and tube-banks. The steam generated can be used for production of electric energy and for various process purposes.

During recent years, mathematical modelling and computer simulation have become cost-effective and convenient ways to investigate the transport phenomena in process metallurgy. The coupled physical and chemical processes, which are very difficult to analyse through direct experiments, can be solved simultaneously by a computer code. Previous modelling studies of the flash smelting furnace have been one- or two-dimensional, [2-11]. More recently, several papers have been published by Australian researchers aiming at more detailed three-dimensional modelling of the flash smelting concentrate burner and the reaction shaft [12-16]. Nevertheless, as the flash smelting process involves simultaneous three-dimensional multi-phase flow dynamics, turbulent mixing, evaporation, radiative and convective heat transfer, and combustion of the sulphide concentrate particles, development of a comprehensive model needs much effort and, also, experimental and validating work. For waste-heat boilers in the flash smelting process, flow phenomena has been being studied by Outokumpu Research Oy for more than two decades [17-18], and some temperature measurements were done on the boiler operation some years ago [19]. However, along with the process development, more sophisticated modeling for flow, heat transfer and multi-phase behavior is strongly demanded.

The project at the Helsinki University of Technology was commenced in order to optimize the flash smelting process, to increase the energy efficiency of the production, and to seek potential applications of the Outokumpu flash smelting process for other sulphidic and oxidic raw materials. In this study, general-purpose programs for fluid-flow, heat-transfer and chemical-reaction processes, PHOENICS [20] and CFD2000 [21], were chosen for solving the equations of flow and heat transfer. The key feature of the present work was in adapting these software to pyrometallurgical processes and, furthermore, to combine the existing theoretical and experimental knowledge of sulphide combustion as sub-programs for the general purpose code. The main objectives of this project were: (1) improvement and optimization of the concentrate burner, (2) increasing thermal efficiency of the waste-heat boiler, (3) adoption of the boiler shaft technology in the reaction shaft, (4) combining kinetics of flash reactions to CFD-simulation, and (5) optimizing flash smelting of Cu-concentrates.

Most of the objectives have been realized in this project, and the major results are summarized in the final report of the project [22]. Some of the objectives are being completed in the continued project 302 of SULA 2 program, especially embedding the concentrate combustion and dust sulphatation reactions into the CFD models of the flash smelting furnace and the waste-heat boiler.

2 Flash Smelting Furnace

The flash smelting furnace consists of mainly four parts: a concentrate burner(s), a reaction shaft, a settler and an uptake shaft. The geometry of the whole furnace is very complicated, and therefore, the simulation was carried out in a few separate models: (1) the concentrate burner modeling, (2) the reaction shaft modeling with part of the settler, (3) uptake shaft modeling with the rest part of the settler.

2.1 Concentrate burners

2.1.1 Simulation of one and two-phase flows

The concentrate burner is the key unit and the most complicated part in the flash smelting furnace. The main task of the burner is to form as uniform a suspension as possible by mixing the process gas and the feed mixture with the aid of the distribution air jets. The geometry of the concentrate burner is cylindrically symmetric and thus only a thin slice was taken as the calculation domain. The calculation domain includes the whole width and height of the shaft.

In the present study, total volumetric flow rate of the gas through the burner was set to 19,100 Nm^3/h, which includes the distribution air of 600 Nm^3/h. The effect of the process gas amount was studied by altering its amount from 10,000 to 30,000 Nm^3/h. Both cold gas (25°C) and preheated gas (220°C) flows were calculated. In addition, gas mixing behavior was simulated by defining the process gas as 50 vol% O_2 + 50 vol% N_2 and solving the concentrations of oxygen and nitrogen together with the flow calculation. Finally, some examinations concerning asymmetric inlet conditions, process gas flow rates, and distribution air amounts have been carried out. In two-phase calculations, the total mass flow rate of the concentrate particles is assumed as 60 t/h, with a particle density of 3500 kg/m^3. In addition, a large parametric study

was carried out by first simulating a laboratory scale burner with varying turbulence intensities and then extending the simulations to the industrial scale model. The aim was to find reliable range of the turbulence parameters for modeling the reaction shaft and oxidation reactions. Fig. 1 gives an example of the two-phase flow calculation: distribution of the velocity and volume fraction of the concentrate particles in the burner model.

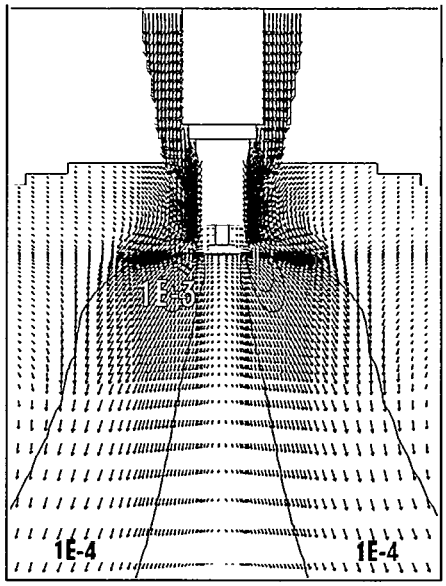


Figure 1. Concentrate phase velocity vectors and volume fractions in the burner model.

2.1.2 Main achievements

The concentrate burner of the Outokumpu Flash Smelting Process forms a very complicated task for CFD-simulation. This is due to the detailed structure of the distribution system which consists of a cone and high momentum air jets. However, the burner was successfully simulated with some simplifications in the geometry. During the course of this project, the software were developed further and new versions were released. For this reason, creating the calculation domains and grids become easier.

The flow of the process gas and distribution air together with the concentrate or a feed mixture was simulated. The results indicated that the distribution air has a major role in the formation of the even concentrate-gas suspension and how well the concentrate is spread in the reaction shaft volume. By changing the flow rate of the distribution air, the concentrate may be directed straightly down to the settler (slag surface) or towards the side walls. One very important part of the results is the possibility to track individual particles (which represent a great number of same size of particles). From this information it is possible to study, for example, how small (dust) particles behave and whether they tend to accumulate to certain locations.

According to the results of this research project, the simulation package used proved to be a useful tool to model two-phase flow even in the very complicated geometry of the concentrate burner. Some of the results were validated by comparing cold gas flow patterns to video-taped tests of a new type of burner. This was done during one of the confidential simulations which were carried out as applications of the knowledge obtained in this work. Several burner designs — both old and totally new ideas - were modeled in co-operation with Outokumpu Engineering Contractors Oy.

2.2 Reaction shaft

Highly exothermic reactions of the concentrate particles taking place in the reaction shaft of the flash smelting furnace are very complicated, including a rapid heat-up, thermal decomposition and volatilization of minor elements. Moreover, particles change momentum, mass and heat with the gas phase – phenomena which have to be modeled accurately in order to predict the flash smelting process in different operating conditions. Thus, it is clearly seen that in modeling such a complicated phenomenon, each sub-process has to be tested separately and with each other to ensure their proper operation in the combined model. This testing period has taken a much longer time as was expected.

2.2.1 Simulation of basic flow and heat transfer

Both single gas-phase and gas-particle two-phase flows were simulated for the reaction shaft of the flash smelting furnace. Two geometric grids were created for the shaft modeling. The first three-dimensional grid is with a simplified burner inlet, and the second two-dimensional grid includes a detailed burner geometry.

For simulation of gas-particle two-phase flow, both Eulerian - Eulerian and Eulerian - Lagrangian approaches have been utilized. In the Eulerian method an average particle diameter has to be used. Four average particle diameters (10, 50, 100 and 200 μm) were used in the calculations.

In the Lagrangian method, a size distribution can be given for particles, and it is based on solving the equation of motion of the particles. The particles exchange heat and momentum with the gas phase. To represent these interface phenomena, source terms are added to the gas phase equations. Isothermal particles were tracked in the three-dimensional cold-gas shaft model. With the combustion model, so called lazy particles were tracked in the predetermined hot gas flow.

In the two-dimensional grid, the simulations include the base case, a case where a reduced distribution air hole diameter was used, and a domain where the shaft height was reduced to the half of that of the base case. For the reaction shaft wall, a uniform temperature of 1180°C was used. The slag surface was supposed to be at 1250°C and the shaft ceiling at 500°C. The process gas temperatures were 220°C and the distribution air and central oxygen streams were at 25°C. In the model, the solid feed is presented with two different types of particles. A concentrate particle is a mixture of chalcopyrite and an inert material, whereas the inert particle is pure silica. The solid feed was described with 15 computational particles of which nine were reacting ones. Several inflowing conditions for particles were tested. Fig. 2 shows the temperature distribution and particle tracks near burner region in the two-dimensional reaction shaft model.

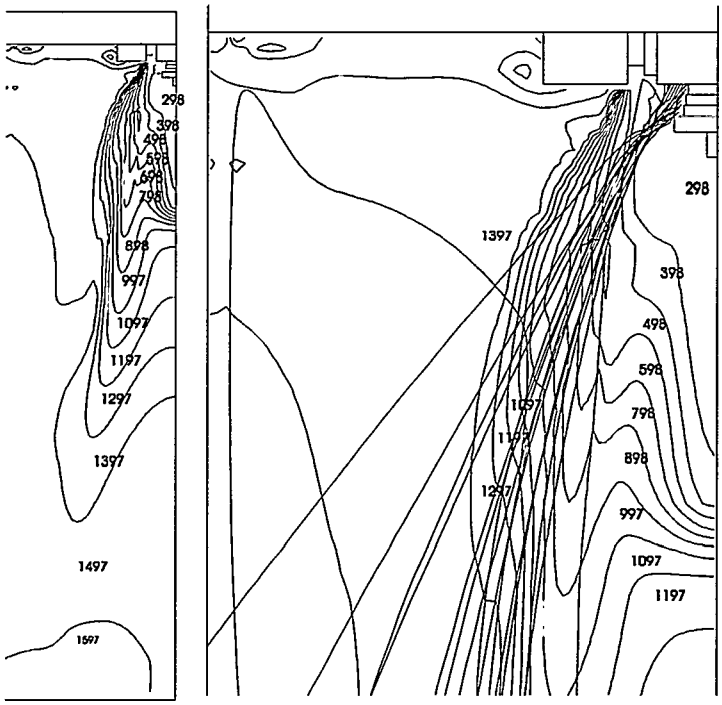


Figure 2. Temperature distribution (K) in the symmetric half of the reaction shaft. Right: Magnification of the near burner region with particle tracks.

2.2.2 Chemical reactions of sulfide concentrates

The feed mixture of the flash smelting furnace consists of different sizes and types of particles. Temperature history and flow dynamics of a single reactive (concentrate) particle depends much on the particle size, and larger particles behave differently as compared to smaller ones, especially beyond their melting point. Anyway, chemical behavior of a particle below the melting point is similar for all sizes of particles. After the particles are fed through the burner, they are heated up by convection and radiation. Soon after the particle temperature exceeds 500 K (227°C), thermal decomposition of the chalcopyrite starts. Due to the exothermic oxidation reaction of dissociated gaseous sulfur, particle temperature is further increased and oxidation reactions of the decomposed chalcopyrite products can proceed rapidly.

Due to the heat releasing oxidation reactions, particle temperature rises rapidly and reaches the melting point of the sulfide. Because the melting point of the sulfide is lower than that of the oxide phase produced in the oxidation, further oxidation (and dissociation) takes place in a molten sulfide core surrounded by an oxide crust.

The particles to be oxidized are assumed to be initially dense, and the reaction is confined to a sharp interface between the unreacted core and the product layer. Therefore, the unreacted shrinking core model can be applied [23]. In the case of chalcopyrite oxidation, the overall reaction occurring can be roughly divided into three phases: (a) a dissociation of the labile sulfur, (b) subsequent oxidation of the diffused sulfur inside of a particle and in the gas phase, and (c) oxidation of the decomposed sulfide by the gas-solid or gas-liquid reaction.

Chemical reactions of a single particle

The chemical reactions of a single particle of sulfide concentrate consists of the following steps, according to the literature:

(1) thermal decomposition of chalcopyrite particle

$$5CuFeS_2 \rightarrow Cu_5FeS_4 + 2Fe_2S_3 \qquad (1)$$

(2) oxidation of the dissociated sulfur

$$S(g) + O_2 \rightarrow SO_2(g) \qquad (2)$$

(3) oxidation of the decomposed sulfides

$$Cu_2S + \tfrac{3}{2}O_2 \rightarrow Cu_2O + SO_2 \qquad (3)$$

$$FeS + \tfrac{3}{2}O_2 \rightarrow FeO + SO_2 \qquad (4).$$

The rate controlling mechanism of oxygen consumption depends on the temperature of the particle. Below the melting point of the sulfide, gas-solid reactions prevail, and the oxygen consumption of the dissociation reaction is calculated with the aid of the sulfur removal rate. Oxygen consumption of the particle oxidation reactions is controlled by the same mechanisms as in the dissociation reactions. Once the particle

becomes molten the gas-liquid reactions become dominant. Beyond that point, the oxygen consumption rate is determined by the similar kind of expression as in the dissociation and oxidation reactions, but the effect of oxygen mass transfer through the surface film of the molten sulfide is included in the model.

Heat balance of the particle and coupling to the flow calculation

In order to determine the temperature history of the particles, it is necessary to describe the heat balance between one particle and its surroundings. When the particles are introduced in the reaction shaft, they are first heated up by the heat transfer from the surroundings. This includes the heat transfer by convection and radiation. After the ignition, the heat generated by the oxidation reactions raises the particle temperature and also "flows" to the surroundings. The mathematical expression of these phenomena is given by the heat balance as

$$\frac{\rho_p C_{p,p}}{S_p}\frac{dT_p}{dt} = h_{pg}\left(T_g - T_p\right) + \varepsilon_s\sigma\left(T_w^4 - T_p^4\right) + \varepsilon_s'\sigma\left(\varepsilon_g T_g^4 - \alpha_{gp} T_p^4\right) + \frac{-\Delta H_{ox,p}}{\pi d_p^2}\frac{dW_{O_2}}{dt}\bigg|_{ox} + \frac{-\Delta H_{ox,S}}{\pi d_p^2}\frac{dW_{O_2}}{dt}\bigg|_{WRL} \quad (5).$$

The calculation begins by solving the gas flow field assuming no particles are present. Using this flow field, particle trajectories together with temperature histories along the trajectories are calculated. The momentum and energy source terms together with chemical species consumption/production for each computational cell throughout the flow field are then determined. The gas flow field is solved again, incorporating these source terms. The new gas flow field is used to establish new particle trajectories and temperature histories, which constitute the effect of the gas phase on the particles. Calculating new source terms and incorporating them into the gas flow field equations constitutes the effect of particle cloud on the gas phase, thereby completing the cycle of mutual interaction (two-way coupling).

2.2.3 Main achievements

The Outokumpu flash smelting furnace is a challenging object for computer simulation due to the difference between the smallest dimensions of the distribution cone in the burner and largest dimensions of the shaft diameter and height. Therefore, in the modeling work, several simplifications were necessary. However, with different models of varying grid density, the reaction shaft together with the concentrate burner was possible to simulate, and a vast number of preliminary results were obtained concerning the concentrate combustion. In the future, a partially denser grid may be worth applying in the reaction shaft modeling.

The particle dissociation and oxidation reactions are coded into the program. The particle equation of motion is calculated using the standard-equation of Gentra. The effect of gas phase turbulence on the particle motion is also calculated with the standard stochastic treatment of Gentra. The enthalpy equation for a single particle is, however, rewritten in order to take into account the proper rate controlling mechanisms of particle heat-up period. The options for the particle enthalpy equations in Gentra are isothermal, heat-exchanging, melting/solidifying and vaporizing particles. The heat-exchanging particles exchange heat only by convection (neither radiation nor chemical reactions are involved). The option for melting and/or solidifying particles only takes into account the latent heat of solidification and convection. In the equation of vaporizing particles (droplets), only convection and latent heat of evaporation terms are included (no melting/solidifying allowed).

Due to these limitations in the software, the modeling work was concentrated on the proper presentation of the particle enthalpy equation. The work done by Kim [23] at the Columbia University (New York) for the particle oxidation reactions in one dimensional reactor was followed more or less accurately.

The highly exothermic oxidation reactions and their kinetics have been coded as a separate module in the simulation package, although some serious difficulties were

met. Therefore, the module still needs a lot further development, testing, and validation. The difficulties are due to the huge amounts of heat released during the extremely fast reactions (milliseconds) after the concentrate particles ignite. The particle temperature also rise to very high values and this causes difficulties in coupling heat transfer and other interactions between the particles and the gas phase.

In spite of the above mentioned problems, it was possible to simulate operation of an industrial flash smelting furnace. From the results, the following topics were analyzed in typical cases: (1) oxygen and sulfur dioxide concentrations in the reaction shaft, (2) temperature distribution in the reaction shaft, and (3) tracks of different types of particles. Moreover, it is possible to evaluate oxygen utilization efficiency, potential hot spots in case of uneven temperature distribution, and the optimal size of the reaction shaft.

According to the present results, combined kinetic and CFD-modeling can produce vast amounts of information about high temperature processes, such as the flash smelting process. The knowledge and modeling experience obtained in this project already offers possibilities, which are still improved after a further development of the kinetic module, to (1) design the reaction shaft dimensions, (2) optimize process gas and distribution air flow rates, (3) analyze disturbances in furnace operation and help in problem solving, (4) analyze and optimize cooling element efficiency, and (5) educate in universities both under- and post-graduate students.

2.2.2 Uptake shaft

The uptake shaft was simulated applying the body-fitted geometry's in two different plant layouts. Fluid flow together with heat transfer by convection and radiation were simulated in these geometry. The calculations were validated by temperature measurements, which were conducted at the copper flash smelting furnace of Outokumpu Harjavalta Metals Oy.

The basic-geometry of the uptake shaft is based on an industrial layout in which the flash smelting furnace and the waste-heat boiler are arranged in a line. The simulated geometry of the turned-outlet uptake shaft is based on an industrial-scale flash smelting furnace. The models were created in the BFC-system and they include part of the settler, the whole uptake and the beginning of the waste-heat boiler. In the second model, the uptake shaft is turned 90° to the right and is placed on the centre-line of the settler.

In the basic uptake model, the predicted temperatures and the velocities of the gas indicate that the gas cools considerably in the large swirl in the upper back wall area, whereas the cooling is less severe in the faster main flow from the settler to the waste-heat boiler. In the turned-outlet-model, the main gas flow is located near the back wall when a strong back flow is observed near the front wall of the uptake. The flow pattern of the gas in the uptake shaft is like a screw vortex; the gas flows counter-clockwise (when looking from the boiler) from the uptake to the waste-heat boiler. Taking heat transfer into account has little effect on the gas flow. When convection is the only heat transfer mechanism considered in the system, the temperature contours seem to be quite reliable, but when radiation is added, the gas cools too much.

3 Waste-heat boilers

Two industrial waste-heat boilers at the Outokumpu Harjavalta Metals Oy were chosen as the simulation objects. The first boiler was used at Harjavalta copper flash smelter until the summer of 1995. After that, the waste-heat boiler was modified to accommodate the increased copper smelting capacity from 100,000 tpy to 160,000 tpy copper. Modifications were made in the boiler to cool a larger amount of smelter off-gas. The emphasis in simulating the old or the unmodified boiler was to develop reliable model parameters for flow and especially for heat transfer simulation. For the

modified boiler, only the radiation section was modeled and the focus was on the prediction of the flow pattern and heat transfer efficiency, based on the experience from the old boiler models.

The simulation was expected to give more information about and insight into the velocity, temperature and heat flux distributions in the boiler, which is essential for analyzing the operation and eventually improving the energy efficiency and dust separation by helping to modify the design and dimensions of the boiler. Validated models are used to predict operation of a novel boiler design in order to find out potential problematic locations and optimal operating conditions.

3.1 Old waste-heat boiler

3.1.1 Simulation of gas-flow and heat transfer

The waste-heat boiler consists of a radiation section and a convection section with a group of radiation screens, several convection tube-banks and plates. The volumetric flow rate from the flash furnace to the waste-heat boiler was 19,100 Nm^3/h at about 1350°C under normal operating conditions. The off-gas contains 150 to 220 g/Nm^3 molten or semi-molten oxide dust. Upon cooling in the radiation section, the oxide dust is mostly sulphated in the SO_2 environment and releases significant amount of heat. The off-gas is characterized by high SO_2 content and a small amount of CO_2, H_2O and O_2. During the operation, part of the off-gas of 7,000 Nm^3/h at 200°C from the electrostatic precipitator was circulated to the radiation section near the boiler inlet, in order to cool the hot off-gas more efficiently so as to assist dust sulfating reactions. Due to a slight draft condition and dust unloading operation, ambient air is leaked into the boiler from the dust hoppers in both the radiation and the convection sections at a rate of about 2000 Nm^3/h, of which 78% leaked into the radiation and 22% into the convection section, respectively.

In order to accurately simulate the complicated geometry in the boiler shape, Body-Fitted-Coodinate (BFC) was used in generating the grid at the first stage. Only half of the boiler was chosen as the computational domain for its symmetric nature. Owing to the computational difficulty of the radiative heat transfer in the BFC grids, a Cartesian grid of the radiation section was created with full dimensions in the width direction, so that asymmetric boundary conditions for the off-gas circulation can be simulated.

Gas flow in the radiation section and the full boiler was simulated under isothermal and non-isothermal conditions. The flow pattern was compared with a two-dimensional water model. Radiative heat transfer was simulated in the radiation section, and convective heat transfer was simulated with simplified heat sinks and calculated heat transfer coefficients in the convection section. The studied conditions included the basic cases (process gas with or without leakage air) and the standard cases (with symmetric or asymmetric off-gas circulation and leakage air). For heat transfer cases, the thermophysical properties of the gas mixture was estimated as temperature dependent functions with the given compositions. Radiative heat transfer parameters (absorption and scattering coefficients) were evaluated at the given gas composition and temperature range and at given dust loading conditions. Heat release from dust sulphatation and SO_2 oxidation reaction was evaluated thermodynamically and was included in the heat transfer models as macroscopic heat sources.

Fig. 3 illustrates the velocity vectors at the symmetric centerline of the basic model with the BFC grid, and Fig. 4 compares the temperature distribution in the validating model (with leakage air) with temperature measurements. It can be seen that the computed results agreed very well with the measurements.

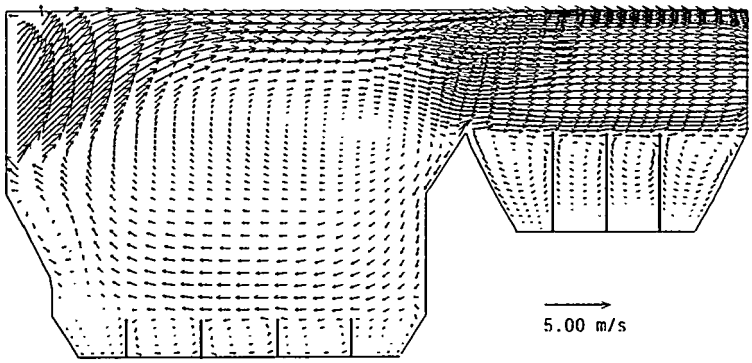


Figure 36. Computed flow field near the centerline of the industrial-scale boiler.

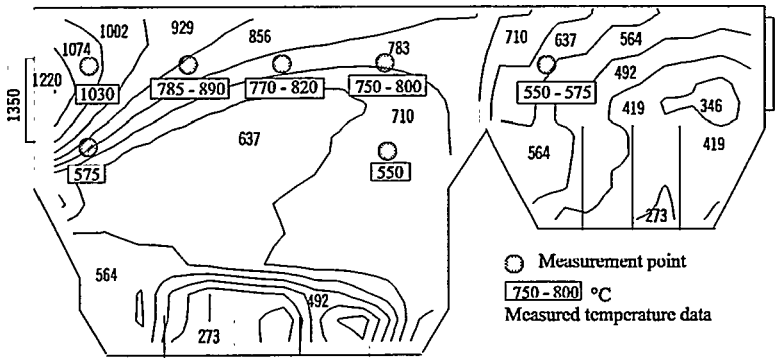


Figure 4. Temperature measurements (°C) of the waste-heat boiler in a copper flash smelter [24] and the computed temperature contours at the same locations in the validating model (BFC grid).

Fig. 5 shows the computed energy distribution and boiler efficiency at the radiation section under different operating conditions. It is clear that heat release from dust sulfating and SO_2 oxidation is an important part of the incoming energies, accounting for 16-18% of the total. The circulated off-gas and leakage air contribute about 8-9% of the total energy. As for the boiler efficiency, the basic case without off-gas circulation and air leakage has the highest value of 41%. When the air leakage is included, the efficiency is about 37%. With symmetric off-gas circulation, the efficiency is lowered to 29%, and for asymmetric off-gas circulation the efficiency is only 25%.

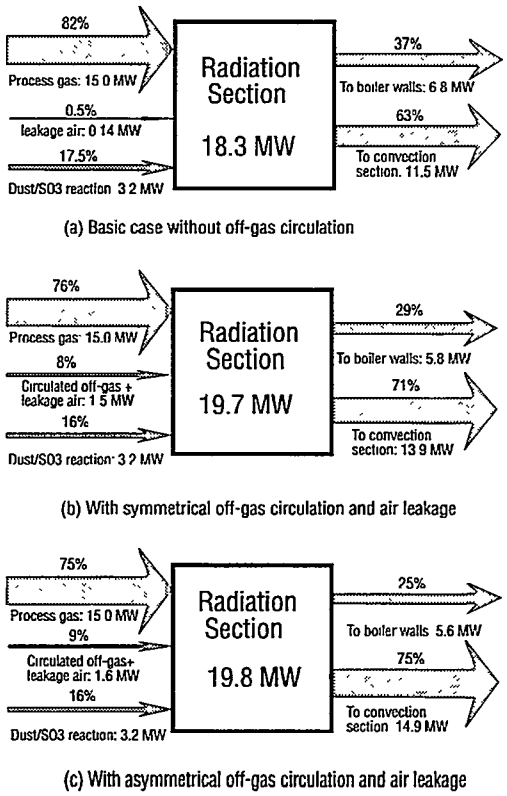


Figure 5. Computed energy distribution in the radiation section of the old waste-heat boiler under different operating conditions.

3.1.2 Main achievements

In the old boiler, gas flow and heat transfer were simulated with BFC-grids for the full boiler and a Cartesian grid for the radiation section. Heat transfer is difficult to simulate due to the SO_2-containing gas and dust, and densely implemented convection tube-banks. The predicted temperature distribution in the radiation section is in a very good agreement with the published data of industrial measurement. In the convection section, two approaches were applied to simulate the dominant convective heat transfer: (1) an approach with known volumetric heat sinks applied to tube-bank regions, and (2) an approach with estimated heat transfer

coefficients applied to the simplified tube-bank surfaces. Both methods give reasonable temperature distributions. The second approach can be used to predict different situations without knowing the heat flux in advance.

It was found throughout the computation, the flow pattern is distinctly three-dimensional, especially with asymmetric off-gas circulation. A significant recirculating flow is present in the radiation section. A fast forward flow exists below the top-wall, showing a short circuit of the gas stream. Off-gas circulation changes the flow pattern significantly, mainly in the radiation section. Asymmetric off-gas circulation makes the flow strongly uneven, and a larger circulating swirl was formed in the side-view direction. The additional cooling by the circulated off-gas in the radiation section gas is about 135°C. Air leakage in the radiation section does not influence the main flow pattern, and it gives about 25°C further cooling to the radiation section.

3.2 Modified waste-heat boiler

3.2.1 Simulation of gas-flow and heat transfer

In order to have a higher cooling capacity, the modified boiler has a larger space and more cooling surfaces than the old one. The radiation section has four groups of radiation screens and a cooling dam, and the convection section has two more convection tube-banks than the old boiler. Under the standard operating conditions, the boiler will deal with the process gas of 37,000 Nm^3/h at 1370°C, optionally with 10,000 Nm^3/h circulation off-gas at 300°C. The ambient leakage air (at 25°C) from dust hoppers is about 3000 Nm^3/h. The off-gas composition from the flash furnace is slightly different from the old boiler, which has been taken into account in the estimation of the thermophysical properties and radiative transfer parameters.

Only the radiation section was simulated with two slightly different geometries. Two Cartesian grids were generated: the first one is the full radiation section for the case

of vertical downward off-gas circulation, and a grid with a half domain was later created for more thorough parametric studies. The second one is the symmetric half for the inclined off-gas circulation arrangement.

Gas flow and heat transfer under varied conditions were simulated. The emphasis was laid on the influence of various off-gas circulation conditions and the air leakage. The inlet gas velocity components are determined with the same angle as in the old boiler, i.e. from the separate uptake flow model. The incoming angle from the horizontal is 47.6°. Moreover, the effect of the angle changes has been studied in the range of 30° to 60°. For off-gas circulation, both vertical and inclined (55° downward) arrangements were tested. For heat transfer calculations, the dust heat release of 6.0 MJ was included as macroscopic enthalpy sources to the models.

Fig. 6 shows the velocity vectors at the main characteristic plane (symmetric centerline) for the basic case with the gas incoming angle of 47.6° and 30°. Due to the lifted ceiling, and the addition of the dam and the radiation screens, the basic flow pattern is significantly different from that of the old boiler. Rather than flowing rapidly beneath the ceiling like in the old boiler, the gas travels longer path up and down in the radiation section of the modified boiler. Circulating part of the cooled off-gas within the radiation section plays a significant role in changing the flow pattern. The circulation arrangement is important: the location and gas stream angle, the size of the circulation slot, and the number of the circulation slots etc. Reference for an optimal choice can be obtained from the simulation results with different options. Fig. 7 illustrates velocity vectors at the symmetric central plane with vertical and inclined off-gas circulation through a single-slot.

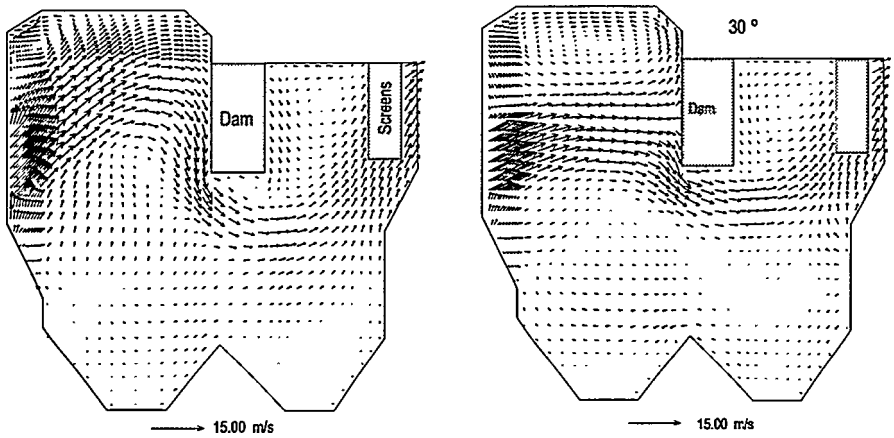


Figure 6. Velocity vectors at the symmetric central plane (no circulation off-gas and leakage air) with gas incoming angle of 47.6° (left) and 30° (right).

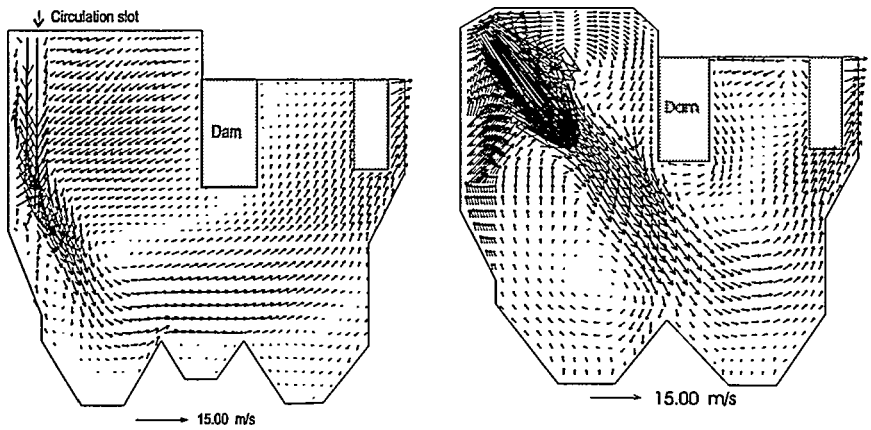


Figure 7. General flow pattern at the centerline of the radiation section with 10,000 Nm3/h circulation off-gas from a vertical single slot (left) and a inclined single slot (right).

Fig 8 illustrates the temperature distribution at the symmetric centerline of the basic case without circulation off-gas and leakage air and the standard case. The use of off-gas circulation was found to be very important to the improvement of thermal conditions in the regions before the dam, although the final cooling to the process-gas is not significant. Fig. 9 shows the temperature profiles crossing the inlet level in the beginning of the radiation section under different operating conditions. It is clear that vertical double-slot circulation leads to a distinctly different side-wise temperature profile.

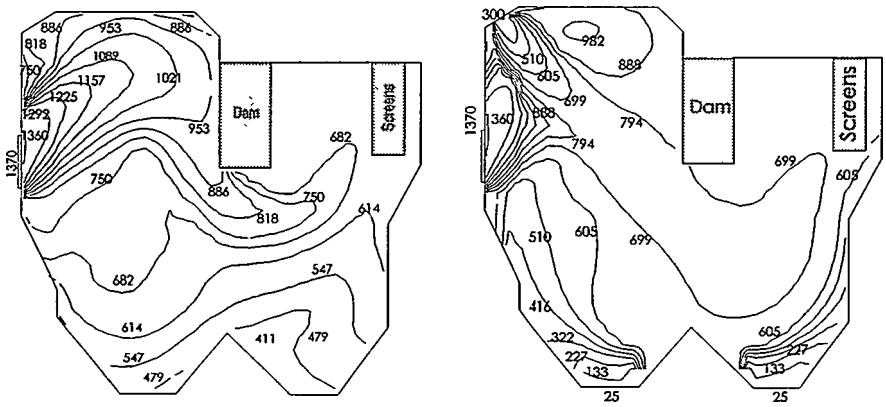


Figure 8. Temperature contours at the symmetric central plane of the modified boiler: the basic case (left) and the standard case with off-gas circulation and air leakage (right).

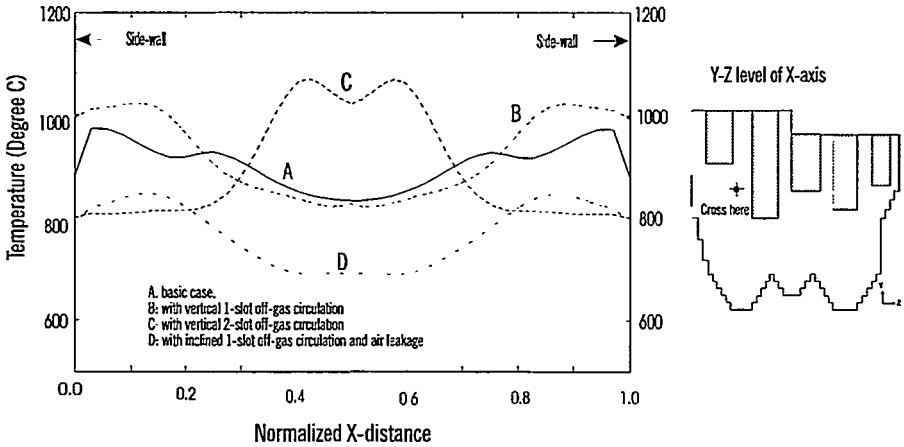


Figure 9. Temperature profiles crossing the inlet level of the radiation section, the modified boiler under different operating conditions.

Fig. 10 gives a summary on the general energy balance for the radiation section of the second geometry. It can be seen that the boiler efficiency is significantly higher than the old boiler because of the increased heat transfer surfaces and better availability of the surface to the hot gas. Under the basic operating conditions, the boiler efficiency of the radiation section is about 54%, without considering air leakage. When the leakage air is considered, as it is present always in practice, the efficiency is slightly

lowered to 50%. Under the conditions with off-gas circulation and air leakage, the boiler efficiency decreased to about 43%. This provides a rough image of how the boiler operates in its cooling capability, and gives the comparable information for the old boiler.

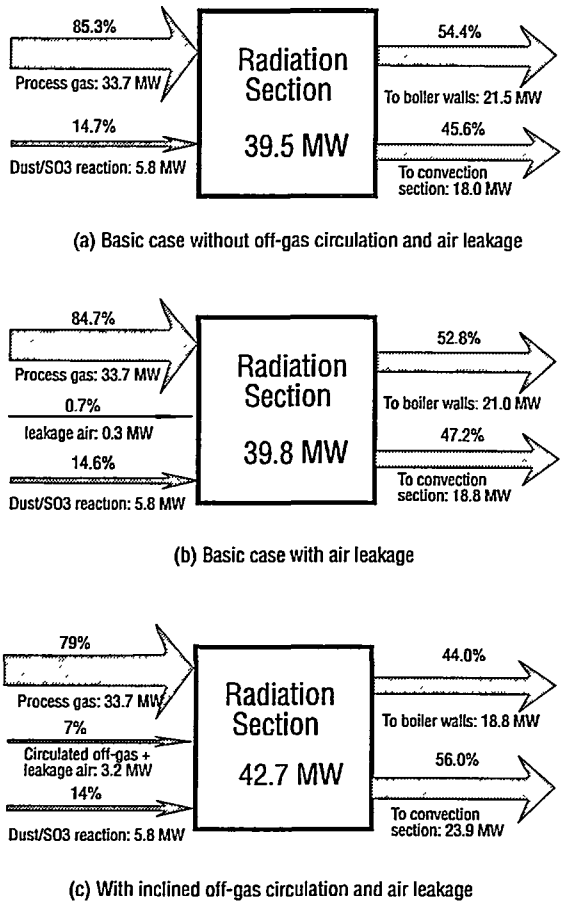


Figure 10. Simulated energy distribution in the radiation section of the modified boiler under two main operating conditions.

3.2.2 Main achievements

For the modified boiler with increased space and heat transfer surfaces, only the radiation section was simulated. Two slightly different geometries were studied in Cartesian grids. Off-gas circulation with different arrangements, as an important operating condition, was investigated in detail. The effect of process-gas incoming angle was simulated both with and without circulated off-gas and leakage air. Variations of the wall temperature and surface temperatures of the radiation screens were also investigated. The modeling gives reasonable results of gas flow and heat transfer as well as cooling efficiency under different assumed operating conditions. The simulation results indicate that the modified design is sufficient to cool the increased volume flow rate of process-gas from the flash smelting furnace. The boiler efficiency of approximately 45% to 50% will be reached in the radiation section under basic and standard operating conditions. The process gas can be cooled from 1370°C down to about 600 to 650°C in the radiation section with or without off-gas circulation for the nominal process-gas flow rate of 37,000 Nm^3/h.

Circulating part of the off-gas back to the radiation section alters the flow pattern significantly, especially in the first half of it. The simulation of the basic case, i.e. without off-gas circulation and air leakage, indicates that the dam front surface will encounter severe gas impinging and thermal load. Addition of the off-gas circulation improves the situation. Nevertheless, the final cooling effect of the circulated off-gas is so small that the average temperature drop at the radiation section outlet is between 10 to 20°C and of about 5% of the drop with adiabatic mixing.

Air leakage from dust hoppers does not disturb the main flow pattern. However, the air from two dust hoppers travels in different directions: the air from the first hopper is swept back by the large swirl caused by the circulated off-gas, whereas the air from the second hopper goes up along the end-wall to the outlet. The leakage air brings only local cooling to the process and the circulated off-gas. The temperature drop at

the outlet of the radiation section due to the leakage was 16°C, 23% of that by the adiabatic mixing.

Change of process-gas incoming angle from 30° to 60° from the horizontal affects the general flow pattern before the cooling dam, under the basic operating conditions. Larger swirl was observed near the upper top-wall before the dam when the incoming off-gas is more horizontal. More upward incoming stream gives higher total heat transfer rate and boiler efficiency. Over 47.6° the further total cooling effect diminishes, but the temperature distribution varies slightly. However, when the inclined circulation off-gas is introduced, the flow pattern, temperature distribution, and the average cooling are with minor changes.

The heat fluxes at different heat transfer surfaces were analyzed and were found to be in the decreasing order from walls around inlet (~45 kW/m^2), the first screen bank (35- 40 kW/m^2), and the dam front surface (25-35 W/m^2). Dam bottom surface, upper side-walls and higher top-wall have intermediate flux level of about 20 kW/m^2. Other walls have relatively low heat fluxes, generally below 10 kW/m^2.

The radiation screens, especially the first two groups, play important role in the total heat transfer. About 40-50% of the total heat transferred through the surfaces was contributed by these screens. The share by radiation is about 60-90% from the last bank to the first bank, respectively.

In the radiation section of the two boilers, radiative heat transfer accounts for 80-95% approximately under different operating conditions or boundary conditions studied. The modeling succeeded in predicting temperature field with the composite flux model, although the model is the simplest one among various radiation models. The absorption coefficient of the gas mixtures is the most important and sensitive parameter. The scattering coefficient does not affect the temperature distribution and the total heat transfer.

4 Conclusions

In the present project (1993 - 1995), the commercial computational fluid dynamics solver Phoenics was used for studying gas and gas-particle flow, heat transfer, and chemical reactions in the Outokumpu Flash Smelting Process. The task was divided into three main sub-topics: the concentrate burner, the reaction shaft with oxidation reactions, and the waste-heat boiler. All the simulations were carried out by using personal computers (equipped with 486 and Pentium processors). The computers were found to be powerful enough for the model development work of this kind. However, including oxidation reactions and more detailed geometries and grids causes pressure towards more powerful computers and software. According to the experiences achieved in this research project the following conclusions can be drawn:

- the commercial simulation package proved to be a useful method for process research and development, even in the PC-environment;
- the modelers must know and understand the processes and phenomena they are simulating;
- thorough understanding of industrial processes can only be attained in close co-operation with the industry for validation of the results, and CFD-simulations should be combined with physical modeling of laboratory scale 2D and 3D models, and whenever possible, with industrial measurements.
- operation of an industrial process can be made more efficient through CFD-modeling;
- economical benefits are attainable by improved international competitiveness,
- the results are handed gradually to industrial practice;

The modelling experience and know-how have been increasingly used in co-operation with Outokumpu Research Oy, Pori, Finland, and Outokumpu Engineering Contractors Oy, Espoo, Finland, already during the course of this research project. Analyzed problems as confidential cases include flash smelting concentrate burners,

operating and planned flash smelting furnaces as well as their waste-heat boilers. The models developed have been used to help in design and for analyzing operation, trouble shooting, or predicting operational data. Outokumpu Research Oy has initiated an internal CFD technology transfer program as a spin-off of this SULA project for further developing details and specific models and the present inhouse knowledge for its own use at the plants as well as for engineering purposes.

A new teaching course at Helsinki University of Technology for both under- and post-graduate students has been initiated based on the knowledge obtained during this research project. The course, entitled *Numerical Simulation of Fluid Mechanics and Heat Transfer*, introduces the basic equations governing the transport phenomena, and fundamental actions needed in the model development. Furthermore, several related lectures have been given in continuing education courses. The knowledge and skills developed in the project have enabled the laboratory to offer challenging topics for students and meet the need of industry to study transport phenomena in high temperature processes with a new approach.

List of Publications

The results obtained during this project have been published mainly in laboratory reports and conference presentations. Also, several Master of Science theses have been done financed by Outokumpu Research Oy and Outokumpu Engineering Contractors Oy. Additionally, many unpublished progress reports and confidential research reports have been written.

Theses

1. Yongxiang Yang, Computer simulation of gas flow and heat transfer in waste-heat boilers of the Outokumpu flash smelting process. Doctoral thesis, December 1996.
2. Tapio Ahokainen, Computer simulation of the Outokumpu copper flash smelting process. Licentiate thesis, December 1996.
3. Tapio Ahokainen, Liekkisulatusuunin kolmiulotteisen laboratoriomallin numeerinen simuloiminen. 75 p. Master's thesis, 31.1.1993.
4. Kirsi Riihilahti, Liekkisulatusuunin nousukuilun geometristen muutosten simuloiminen. 60 p. Master's thesis, 14.12.1993.
5. Jukka Tuominen, Simulation of fluid flow and heat transfer in a flash furnace uptake shaft. 48 p. Master's thesis, 15.2.1994.
6. Vesa Törölä, Hiukkas-kaasu -virtausten tietokonelaskenta. 60 p. Master's thesis, 3.5.1994.
7. Oskari Nuortie Liekkisulatusuunin reaktiokuilun osamallien parametritutkimus. 58 p. Master's thesis, 31.5.1994.
8. Jussi Vaarno, Liekkisulatuksen suspensioreaktioiden numeerinen simulointi. 78 p. Master's thesis, 31.5.1995. (Awarded with the *Diploma Engineer Thesis of the year*, Outokumpu Oy Foundation 1995)
9. Juha Järvi, Computer simulation of radiative heat transfer in a waste-heat boiler. 58 p. Master's thesis, 16.1.1996.
10. Jyrki Anjala, Liekkisulatusuunin reaktiokuilun jäähdytyselementitien lämmönsiirto. 74 p. Master's thesis, 12.2.1996.
11. Ahti Viljamaa, Pölyn virtauskäyttäytymisen numeerinen simulointi jätelämpökattilan säteilyosassa. 60 p. Master's thesis, 31.3.1996.
12. Tapio Rautell, Liekkisulatusuunin reaktiokuilun kaasu-kiintoaine virtausten simulointi. 62 p. Master's thesis, 23.4.1996.

Research reports

1. A.Jokilaakso, Y.Yang, O. Teppo, and T. Ahokainen, Simulation of flow in the flash smelting process. Report TKK-V-B81(1993).
2. A. Jokilaakso, Y. Yang, O. Teppo, T. Ahokainen, and A. Hänninen, Computer simulation of gas flow in the flash smelting furnace. Report TKK-V-B82(1993).
3. Y. Yang, A. Jokilaakso, O. Teppo, and T. Ahokainen, Computer simulation of the waste-heat boiler in the flash smelting process — A cold model. Report TKK-V-B83(1993).
4. T. Ahokainen and A.Jokilaakso, Numerical modeling of high temperature processes — A literature study (in Finnish). Report TKK-V-C121(1993).
5. A. Jokilaakso and Y. Yang, Ignition and kinetics of pulverised coal combustion — A literature study. Report TKK-V-B92(1994).
6. Y.Yang, A.Jokilaakso, T.Ahokainen and O.Teppo, Flow and heat transfer simulation in a waste-heat boiler of the Outokumpu flash smelting process. Report TKK-V-B93(1994).
7. T. Ahokainen, A. Jokilaakso, O. Teppo and Y. Yang, Flow and heat transfer simulation in a flash smelting furnace. Report TKK-V-B94(1994).
8. A. Jokilaakso, Y. Yang and T. Ahokainen, A brief review of multi-phase flow-dynamics. Report TKK-V-B100(1994).
9. T. Ahokainen, Numerical modelling of flow and heat transfer. Part I — Equations of flow (in Finnish). Report TKK-V-C131(1995).
10. T. Ahokainen, Numerical modelling of flow and heat transfer. Part II — Numerical methods (in Finnish). Report TKK-V-C132(1995).
11. J. Vaarno, T. Ahokainen and A. Jokilaakso, Kinetics of suspension reactions of chalcopyrite, pyrite, and chalcosite (in Finnish). Report TKK-V-C135(1995).
12. A. Jokilaakso, State-of-the-art of computerised modelling of materials production processes. Report TKK-V-B114(1995).
13. O. Teppo and A. Jokilaakso, A parametric study of CFD-simulation of a laboratory scale concentrate burner (in Finnish). Report TKK-V-C139(1996).
14. O. Teppo and A. Jokilaakso, Computer simulation of concentrate burners in the Outokumpu flash smelting process (in Finnish). Report TKK-V-C140(1996).
15. Yang and T. Ahokainen, Visit at the Royal Institute of Technology, Stockholm, Sweden. Report TKK-V-D22 (1993).
16. Y. Yang, Ni'93 and an introduction to non-ferrous metals industry, its education, research and engineering in China. Report TKK-V-D25(1993).
17. J. Vaarno, The PHOENICS European User Conference 1995. Report TKK-V-D26(1995).

Presentations

1. A. Jokilaakso, Y. Yang, O. Teppo and T. Ahokainen, Recent research activities on the Outokumpu flash smelting process for sulphidic non-ferrous concentrates at Helsinki University of Technology. Presented in the Ni'93: The International Conference on Mining and Metallurgy of Complex Nickel Ores. Jinchang, China, September 6-9, 1993.

2. A. Jokilaakso, T. Ahokainen, O. Teppo, Y. Yang and K. Lilius, Experimental and computational-fluid-dynamics simulation of the Outokumpu flash smelting process. Presented in the International Symposium: The Problems of Complex Ores Utilization. St. Petersburg, Russia, May 10-20, 1994.

3. A. Jokilaakso, T. Ahokainen, Y. Yang, O. Teppo, K. Riihilahti and J. Tuominen, Computer simulation of fluid flow in an Outokumpu type flash smelting furnace. Presented in the Second International Symposium on Metallurgical Processes for the Year 2000 and Beyond. September 21-23, 1994, San Diego, California.

4. A. Jokilaakso, O. Teppo, T. Ahokainen and Y. Yang, Computer simulation of the Outokumpu flash smelting process. Presented in The Colloquium on Process Simulation. Helsinki University of Technology, Espoo, Finland, August 3-4, 1994.

5. T. Ahokainen, O. Teppo, Y. Yang and A. Jokilaakso, Transport phenomena in the flash smelting furnace. Presented in The Colloquium on Process Simulation. Helsinki University of Technology, Espoo, Finland, August 3-4, 1994.

6. Y. Yang, A. Jokilaakso, T. Ahokainen and O. Teppo, Gas-phase transport phenomena in a waste-heat boiler. Presented in The Colloquium on Process Simulation. Helsinki University of Technology, Espoo, Finland, August 3-4, 1994.

7. Y. Yang, A. Jokilaakso, T. Ahokainen and O. Teppo, Gas flow and heat transfer in a waste-heat boiler. Presented in 1994 European Phoenics User Conference. Warwick, England, November 16-18, 1994.

8. Y. Yang, A. Jokilaakso, T. Ahokainen and O. Teppo, Numerical Simulation of fluid flow and heat transfer in a Waste-heat Boiler of the Outokumpu Flash Smelting Process. Presented in 1995 TMS Annual Meeting. Las Vegas, USA, February 12-16, 1995.

9. A. Jokilaakso, State-of-the-art of computerised modelling of materials production processes. Presented in Graduate School of Advanced Materials and Technologies. Helsinki University of Technology, Espoo, March 30 - 31, 1995.

10. A. Jokilaakso, Computational Fluid Dynamics in Process Metallurgy. Presented in The 2nd Colloquium on Process Simulation. Espoo, Finland, June 6-8, 199,.

11. A. Jokilaakso, Principles of flow (in Finnish). Presented in Metallurgisten prosessien mallintamisen perusteet ja työkalut. POHTO/Vuorimiesyhdistys ry, 1.-2.2.1995.

12. A. Jokilaakso, Simulation of a laboratory scale concentrate burner of the flash smelting process (in Finnish). Presented in Metallurgisten prosessien mallintamisen perusteet ja työkalut. POHTO/Vuorimiesyhdistys ry, February 1-2, 1995.

13. T. Ahokainen, Two-phase flow and reactions in a flash smelting furnace (in Finnish). Presented in Metallurgisten prosessien mallintamisen perusteet ja työkalut. POHTO/Vuorimiesyhdistys ry, February 1-2, 1995.

14. A. Jokilaakso and O. Teppo, Numerical Simulation of Concentrate Burners of the Flash Smelting Process. Presented in The Int. Conf. on Modelling and Simulation in Metallurgical Engineering and Materials Science. Beijing, China, June 11 - 13, 1996.

Papers in Journals

1. A. Jokilaakso, Computer simulation of gas flow in the flash smelting process (in Finnish). Teräspalat, 3, 1993, 16-22.
2. A. Jokilaakso, T. Ahokainen, O. Teppo, Y. Yang and K. Lilius, Experimental and computational-fluid-dynamics simulation of the Outokumpu flash smelting process. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 15(1995), 217-234.

References

1 P. Bryk et al., Journal of Metals, 10 (June) (1958), 395-400.

2 S. Ruottu, Aineen, impulssin ja energian siirtyminen turbulentissa hiukkas-kaasu-suspensiossa (Ph.D. thesis, in Finnish, Lappeenranta University of Technology, 1976).

3 S. Ruottu, Combustion and Flame, 34(1979), 1-11.

4 N.J. Themelis, J.K. Mäkinen, and N.D.H. Munroe, Physical Chemistry of Extractive Metallurgy, ed. V. Kudryk and Y.K. Rao (Warrendale, PA: The Metallurgical Society, 1985), 289-309.

5 Y.H. Kim, and N.J. Themelis, The Reinhardt Schuhmann Int. Symp. on Innovative Technology and Reactor Design in Extraction Metallurgy, ed. D.R. Gaskell et al. (Warrendale, PA: The Metallurgical Society, 1986), 349-369.

6 Q. Jiao, L. Wu, N.J. and Themelis, Mathematical Modelling of Materials Processing Operations, ed. J. Szekely et al. (Warrendale, PA: The Metallurgical Society, 1986), 835-858.

7 N.J. Themelis, L. Wu, and Q. Jiao, Center for Pyrometallurgy Conference Flash Reaction Processes, ed. D.G.C. Robertson, et al. , (Salt Lake City, Utah: The Center for Pyrometallurgy, Univ. of Utah, 1988), 263-285.

8 Y.B. Hahn, and H.Y. Sohn, The Reinhardt Schuhmann Int. Symp. on Innovative Technology and Reactor Design in Extraction Metallurgy, ed. D.R. Gaskell et al. (Warrendale, PA: The Metallurgical Society, 1986), 469-499.

9 Y.B. Hahn, and H.Y. Sohn, Mathematical Modeling of Materials Processing Operations, ed. J. Szekely, H. Henein and N. Jarret, (Warrendale, PA: The Metallurgical Society, 1987, 799-834.

10 Y.B. Hahn, and H.Y. Sohn, Met. Trans. B, 21B(1990), 945-958.

11 Y.B. Hahn, and H.Y. Sohn, Met. Trans. B, 21B(1990), 959-966.

12 F.R.A. Jorgensen and B.J. Elliot, Paper presented at the AusIMM Int. Conf. on Extractive Met. of Gold and Base Metals, Kalgoorlie, Australia, 26-28 October 1992, 387-394.

13 T.V. Nguyen et al., Paper presented at the AusIMM Int. Conf. on Extractive Met. of Gold and Base Metals, Kalgoorlie, Australia, 26-28 October 1992, 413-419.

14 P.T. Koh, and R.N. Taylor, Paper presented at the AusIMM Int. Conf. on Extractive Met. of Gold and Base Metals, Kalgoorlie, Australia, 26-28 October 1992), 407-411.

15 P.T. Koh, Paper presented at the Australian Chem. Eng. Conf., Chemeca '92, Canberra, Australia, 1992, 487-494.

16 F.R.A. Jorgensen et al., NATO Advanced Research Workshop on Flash Reaction Processes, Istanbul, 6-8 May 1994.

17 K. Kaasila and E. Löytymäki, Advances in extractive metallurgy and refining, ed. M. J. Jones (London, UK: IMM , 1972), 591-603.

18 L. Lilja and K. Rajainmäki, 2nd Colloquium on Process Simulation, 6 - 8 June 1995, Espoo Finland. 219-230.

19 R. Backman, H. Hupa and J.K. Mäkinen, Metallurgical Society of AIME, TMS Technical Paper, Paper No. A86-56.

20 H.I. Rosten, D.B. Spalding, and D.G. Tatchell, Paper Presented at the 3rd International Conference on Engineering Software, Imperial College, London, 1983), 639-655.

21 Adaptive Research Corp., CFD2000 User Manual, Computational Fluid Dynamics Solutions, ver. 1.01 USA, 1992.

22 A. Jokilaakso, Y. Yang and T. Ahokainen, Optimisation of suspension smelting by computer simulation - Final report, Report TKK-V-B116, 1996. 87p.

23 Y. Kim, Studies of the rate phenomena in particulate flash reaction systems: oxidation of metal sulfides. Doctoral dissertation. Columbia University, 1986.

302 LIEKKISULATUSPROSESSIN KAASU-KIINTOAINE-REAKTIOIDEN SIMULOINTI

Teknillinen korkeakoulu
Materiaalien valmistustekniikan ja jauhemetallurgian laboratorio
Vuorimiehentie 2 K
02150 ESPOO

Puhelin:	(09) 451 2775
Telefax:	(09) 451 2799
Sähköposti:	ari.jokilaakso@hut.fi
Internet:	http://www.hut.fi/Yksikot/Jauhe/

Vastuullinen johtaja:	Dos. Ari Jokilaakso
Projektipäällikkö:	DI Tapio Ahokainen
Tutkijat:	DI Juha Järvi
	TkL Yongxiang Yang

1996

SULA 2 -rahoitus	622.000 mk
Suomen Akatemian rahoitus	-
Oma rahoitus	-
Muu rahoitus	200.000 mk

Tiivistelmä

Hanke on suora jatko vuonna 1995 päättyneelle kolmivuotiselle projektille *"Suspensiosulatustekniikan optimoiminen tietokonesimuloinnilla"*. Uuden hankkeen tavoitteena on kehittää liekkisulatusprosessin suspensioreaktioiden ja jätelämpökattilan pöly- ja kaasureaktioiden mallinnusta. Työ keskittyy siten kahdelle linjalle, joista ensimmäinen on liekkisulatusuunin rikasteen ja kaasun välisten reaktioiden kinetiikan liittäminen virtausten ja lämmönsiirron laskentaan kaupallisella PHOENICS-ohjelmistolla. Toisessa osassa laajennetaan jätelämpökattilan mallia erityisesti pölyn reaktioiden/käyttäytymisen lisäämiseksi. Malli on virtauksen ja lämmönsiirron osalta valmis, mutta pölyn virtauskäyttäytyminen ja reaktiot on lisättävä. Tämän jälkeen mallilla voidaan etsiä parantamismahdollisuuksia erilaisten kattilageometrioiden lämmön talteenottoon sekä pölyn tehokkaaseen erottamiseen kaasuista.

Ensimmäisen vuoden aikana on rikasteen reaktioiden aliohjelmia testattu ja parannettu kalkopyriitin osalta. Kalkosiitin malli on koodattu ja sen testaus sekä PHOENICSiin kytkeminen ovat käynnissä parhaillaan. Ongelmana tässä hankkeen osassa on rikasteen palaessa luovuttamien lämpömäärien hallittu liittäminen kaasufaasin virtauksen ja lämmönsiirron laskentaan.

Jätelämpökattilan osalta on työ aloitettu tekemällä kaksifaasilaskentaa varten uusi geometria yhdistämällä alauunin loppupää, nousukuilu ja jätelämpökattilan säteilyosa sekä konvektio-osan alku yhdeksi laskenta-alueeksi. Tämän mallin virtauksen ja lämmönsiirron testaaminen on tehty ja pölyn käyttäytymisen selvittäminen on aloitettu stationaarisilla mallinnuksilla kahdella erilaisella menetelmällä (IPSA ja ASLP). Tulokset ovat alustavia, mutta niiden perusteella näyttää siltä, että pölyn käyttäytyminen lienee paras mallintaa aikariippuvina tapauksina, koska pöly pyrkii laskeutumaan ja jäämään laskenta-alueelle, mikä tuottaa stationaarissa laskennassa konvergoitumisvaikeuksia.

1 Johdanto

Outokummun liekkisulatusprosessia on käytetty kuparin ja nikkelin valmistukseen jo puoli vuosisataa ja koko olemassaolonsa ajan se on ollut jatkuvasti voimakkaan tutkimus- ja kehitystyön kohteena. Se on yleisin käytössä oleva moderni sulatusprosessi ja sillä tuotetaan jo lähes 50% maailman primaarikuparista. Maailmassa on n. 40 kupari- ja 5 nikkelisulattoa, jotka käyttävät Outokummun liekkisulatusmenetelmää. Muihin menetelmiin verrattuna se on ympäristöystävällinen ja sillä on alhainen energian kulutus. Liekkisulatuksen ideana on hyödyntää sulfidisten rikasteiden poltossa syntyvää lämpöä partikkelien sulattamiseksi siten, että tietyissä olosuhteissa ulkopuolista lisäenergiaa ei tarvita.

Outokummun kehittämän liekkisulatusprosessin toiminta perustuu suspensiosulatustekniikkaan, jossa hienojakoinen rikaste prosessoidaan korkeassa lämpötilassa. Prosessissa esilämmitetty ja usein happirikastettu ilma, kuivattu sulfidinen rikaste, fluksi ja kierrätetty lentopöly syötetään reaktiokuilun katossa olevasta polttimesta. Partikkelit syttyvät välittömästi ja voimakkaiden eksotermisten reaktioden avulla saavuttavat sulamislämpötilan. Reaktiokuilusta kaasu-partikkeli suspensio virtaa alauuniin, jossa partikkelit/pisarat erottuvat kaasusta ja muodostavat kuona- ja kivikerrokset alauunin pohjalle. Poistokaasu (SO_2+N_2) jatkaa nousunkuilun kautta jätelämpökattilaan, missä sen lämpösisältö otetaan talteen paineistetun vesikierron avulla kattilan seinistä, säteilyosan verhouksesta ja konvektio-osan putkinipuista. Myös osa pölystä jää kattilan alaosassa oleviin pölynkeräyssuppiloihin. Loppu pöly otetaan talteen sähkösuotimessa ja jäähtynyt kaasu käytetään joko rikkihappon tai elementääririkin valmistukseen. Kuvissa 1 ja 2 on esitetty liekkisulatusuunin ja jätelämpökattilan eri osat.

Viimeisen kymmenen vuoden aikana ovat kaupalliset virtauksen- ja lämmönsiirron lasketaan tarkoitetut ohjelmistot kehittyneet voimakkaasti ollen nykyään tehokkaita ja luotettavia. Tietokoneiden laskentakapasiteetti on kehittynyt sille tasolle, että jo

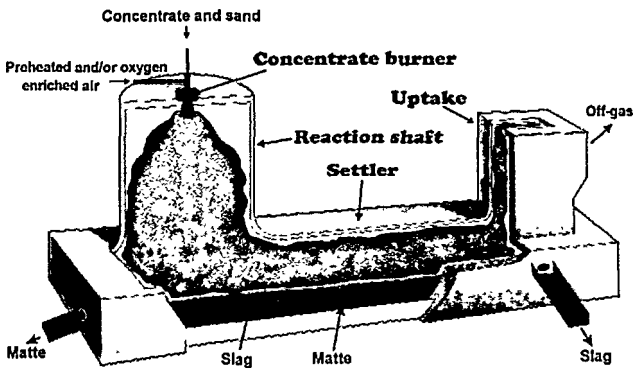
henkilökohtaisella mikrotietokoneella voi ratkaista monimutkaisten virtausgeometrioiden yksi- ja kaksifaasivirtauksia sekä lämmönsiirtoa. Seuraava askel prosessien mallinnuksessa CFDllä (*Computational Fluid Dynamics*) on lisätä reaktoreissa tapahtuvat kemialliset reaktiot ja niihin liittyvät lämpövirrat laskentaan mukaan, jolloin iteratiivisesti etsitään virtausilmiöiden ja reaktioiden kytkettyjen tapahtumien ratkaisu. Laskentaan tulee useita muuttujia lisää, joten mikrotietokoneissa on mahdollista tehdä koodin testausta ja kehittämistä, mutta suuremmat simuloinnit on tehtävä tehokkaammissa tietokoneissa, työasemissa tai suurkoneissa.

Vuonna 1992 käynnistyi SULA-10 osaprojekti "Suspensiosulatustekniikan virtaus- ja reaktiodynaaminen mallintaminen", joka jatkui vuosina 1993 - 1995 SULA 2 - 301, "Suspensiosulatustekniikan optimoiminen tietokonesimuloinnilla" -hankkeena. Näissä projekteissa on luotu vankka kokemus liekkisulatusuunin ja jätelämpökattilan mallinnuksesta. Käytettävissä olleiden henkilö- ja rahoitusresurssien puitteissa ovat ko. hankkeiden tavoitteet pääosin toteutuneet. Reaktioiden lisääminen laskentaan on onnistunut, mutta ei vielä täydessä laajuudessa. Jätelämpökattilan mallinnus on saatu lämmönsiirron ja kaasun virtausten osalta päätökseen, mutta kokonaisuuden kannalta olennaiset tekijät eli pölyjen virtaus- ja reaktiokäyttäytyminen ovat vielä huomioimatta.

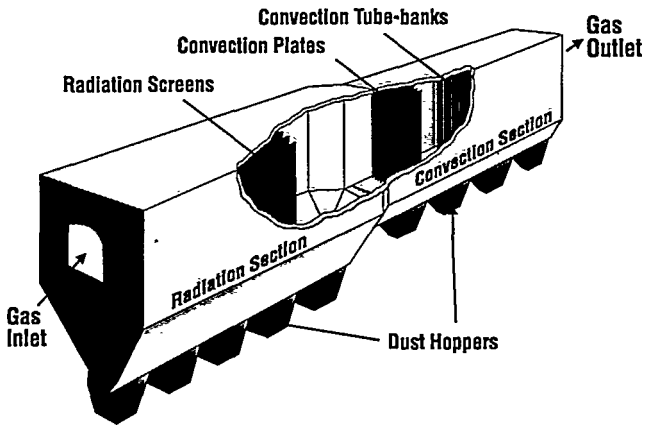
Vuoden 1995 elokuussa alkoi TKK:n Materiaalien valmistustekniikan laboratoriossa viiden vuoden tutkimuskokonaisuus Suomen Akatemian rahoittamana. Tutkimukessa kehitetään sulfidisten mineraalien reaktiomekanismeja kuvaavia matemaattisia malleja, joita sovelletaan tässä hankkeessa ensin laboratoriouunien ja sitten pilot- ja tehdasmittakaavaisten uunien tietokonemalleihin.

SULA 2 hankkeen 302 "*Liekkisulatusprosessin kaasu-kiintoaine -reaktioiden simuointi*" tavoitteena on kehittää liekkisulatusprosessin suspensioreaktioiden ja jätelämpökattilan pöly- ja kaasureaktioiden mallinnusta. Työ keskittyy siten kahdelle linjalle, joista ensimmäinen on liekkisulatusuunin rikasteen ja kaasun välisten reaktioiden kinetiikan liittäminen virtausten ja lämmönsiirron laskentaan kaupallisella

PHOENICS-ohjelmistolla. Toisessa osassa laajennetaan jätelämpökattilan mallia erityisesti pölyn reaktioiden/käyttäytymisen lisäämiseksi. Malli on virtauksen ja lämmönsiirron osalta valmis, mutta pölyn virtauskäyttäytyminen ja reaktiot on lisättävä. Tämän jälkeen mallilla voidaan etsiä parantamismahdollisuuksia erilaisten kattilageometrioiden lämmön talteenottoon sekä pölyn tehokkaaseen erottamiseen kaasuista.



Kuva 1. Liekkisulatusuunin periaatekuva.



Kuva 2. Jätelämpökattilan skemaattinen esitys.

2 Tavoitteet

Hankkeen tavoitteena on kehittää liekkisulatusprosessin suspensioreaktioiden ja jätelämpökattilan pöly- ja kaasureaktioiden mallinnusta. Tietokonesimuloinnilla voidaan tutkia em. reaktioiden riippuvuutta prosessin toimintaparametreistä ja kaasu-hiukkas - virtausten, lämmönsiirron ja kemiallisten reaktioiden yhtäaikaisen laskennan kautta päästä analysoimaan prosessin toimintaa. Tavoitteena on mallinnuksen avulla löytää mahdollisuudet tehostaa em. reaktioita sekä laskea niissä vapautuvien lämpömäärien jakautumista kuilussa ja reaktorin seiniin, seinien läpi ja seinien jäähdytysjärjestelmiin.

Jätelämpökattilan simulointimalli on saatu virtausten ja lämmönsiirron osalta erittäin luotettavaksi, mutta sen käyttäminen suunnittelun apuna ennustamaan eri kattilageometrioiden toimintaa edellyttää pölyjen ja rikkidioksidin reaktioiden mallinnusta teoriaan perustuvilla laeilla. Tavoitteena on siten parantaa kattilan mallia lämpösäteilyn osalta sekä erityisesti pölyn reaktioiden/käyttäytymisen lisäämiseksi. Mallia myös sovelletaan erilaisiin kattilageometrioihin ja etsitään lämmön talteenoton parantamismahdollisuuksia sekä pölyn tehokasta erottamista kaasuista ilman kasautumis- ja syöpymisongelmia.

Hankkeen tavoitteena on siten kehittää mallinnusosaamista edelleen ja saada aikaan mallit, joilla voidaan

1. selvittää parhaat toimintaparametrit ja uunin mitat suunniteltaessa uutta laitosta tai muutettaessa olemassaolevan laitoksen kapasiteettia tai syöttöseosta;
2. tutkia prosessin kulun optimoimista, jotta koko rikasteiden energia saadaan hyödynnettyä;
3. kehittää prosessia yhdessä kokeellisen tutkimuksen keinoin kilpailukyvyn ja - etumatkan parantamiseksi ja säilyttämiseksi;
4. suunnitella jätelämökattilan mittoja sekä kaasun optimaalisia virtaustapoja tehokkaan lämmöntalteensaannin ja pölyjen erottumisen kannalta;

5. etsiä parhaat olosuhteet pölyjen sulfatoimiseksi jätelämpökattilassa ja siten saada myös näissä reaktioissa vapautuva lämpö talteen;
6. luoda valmiuksia tutkia mahdollisuuksia välttää kattilan kuumakorroosio- ja eroosiovaurioita.

Koko mallien avulla saavutettava prosessin tehostuminen sekä parantuneet mahdollisuudet nopeasti tutkia eri vaihtoehtoja yms. kasvattavat mahdollisuuksia myydä kehittynyttä prosessia ja osaamista, kun ulkomaisia sulattoja uusitaan. Hankkeen tavoitteena on myös luoda valmiuksia tutkia eri raaka-aineiden soveltuvuutta energiataloudelliseen prosessointiin liekkiuunissa sekä uusien prosessien ja sovellusten kehitystyö:

- sulfidisten Cu- Ni- ja Pb-rikasteiden sulatus;
- epäpuhtauskomponentien jakautuminen prosessissa;
- oksidisten raaka-aineiden, kuten sinkkipasutteen pelkistäminen tai jarosiitin pelkistävä sulatus liekkisulatusuunissa;
- (ympäristö)jätteiden ja biomassan hävitys tai käyttö tukipolttoaineena liekkisulatusuunissa.

3 Liekkisulatusuuni

Liekkisulatusuunin osalta työ keskittyy reaktiokuilun virtausten ja lämmönsiirron sekä syötetyn rikasteen palamisen mallintamiseen. Rikasteen kemialliset reaktiot lisätään erillisellä kineettisellä modulilla laskentaan. Toistaiseksi käytössä olevia mineraaleja on kaksi: kalkopyriitti $CuFeS_2$ ja kalkosiitti Cu_2S, joille molemmille on tehty oma kineettinen moduli. Kalkopyriitin kineettisen modulin periaate on esitelty jo edellissä vuosikirjassa 1994 projektin SULA 2 - 301 yhteydessä [1].

3.1 Rikastepartikkelien reaktiokineettinen malli

Partikkelien ja kaasun vuorovaikutusten laskenta tapahtuu PHOENICS-ohjelmistoon kuuluvassa GENTRA-aliohjelmassa.

3.1.1 Gentra-aliohjelma

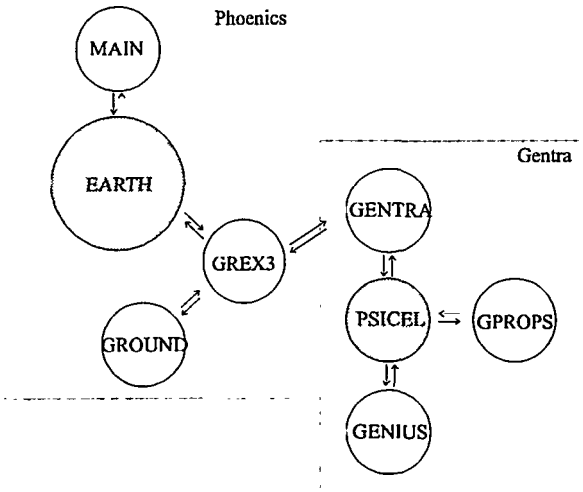
Gentra-aliohjelma perustuu partikkelien laskentaan Lagrangen menetelmällä. Partikkelin liikettä ja lämpötilahistoriaa seurataan kaasuvirtauksessa, jolloin kaasuun aiheutuvat liikemäärän ja entalpian lähdetermit voidaan laskea PSIC-menetelmällä [2]. Menetelmä on alunperin kehitetty nestepisaroiden laskentaan jatkuvassa kaasufaasissa.

Gentran sijainti

Aikaisemmissa Phoenics-versioissa (1.6 saakka) Gentra oli erikseen ostettava aliohjelma ja sitä käytettäessä oli Phoenicsin sisältämät GROUND- ja SATELLITE -aliohjelmat korvattava Gentran mukana toimitettavilla aliohjelmilla (GENGRD ja GENSAT). Versiosta 2.0 eteenpäin on Gentra kuulunut ohjelman hintaan ja sen sijainti Phoenicsiin nähden on muuttunut. Kuvassa 3 on esitetty Gentran ja siihen kuuluvien aliohjelmien sijainti Phoenicsin suhteen. Kuten kuvasta nähdään, tapahtuu GENTRAn

kutsu GREX3-aliohjemasta, josta kutsutaan myös muita malleja, kuten turbulenssi, palaminen, säteily, IPSA, jne.

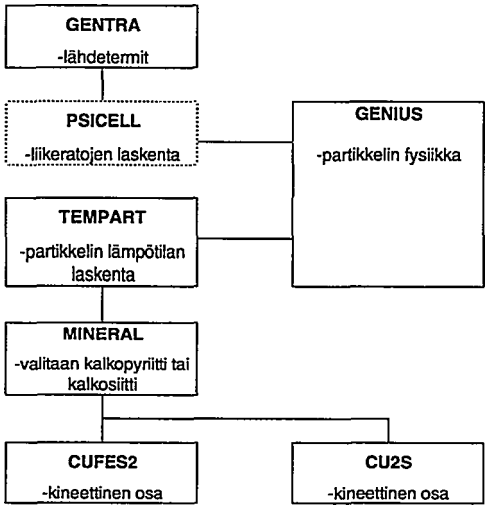
Gentra koostuu kolmesta aliohjelmasta. Lisäksi Phoenicsin mukana toimitetaan Gentra "ydin", eli PSICEL-aliohjelma binäärimuodossa, samaan tapaan kuin EARTH-ohjelmakin. Näistä osista ei siis ole ohjelman lähdekoodia nähtävissä, mutta muilta osiltaan Gentra on käyttäjän muokattavissa. Partikkelin liikeratojen ja lähdetermien laskenta tapahtuu PSICEL-ohjelmassa, mutta niihin voidaan vaikuttaa GENIUS-ohjelman kautta.



Kuva 3. Gentran ja sen aliohjelmien paikka Phoenicsin suhteen.

Ohjelman rakenne

Ohjelman rakennetta on tarkasteltu kuvassa 4. Aliohjelmaa GENTRA kutsutaan Phoenicsissä ohjelmasta GREX3, joka toimii eräänlaisena liitoskohtana eri osamalleille (säteily, palaminen, kaksifaasivirtaukset, turbulenssimallit, jne.). Aliohjelma PSICELL on partikkelien liikeratojen laskennan ydin ja siitä kutsutaan GENIUS:ta tietyin väliajoin.



Kuva 4. Kineettisen modulin aliohjelmat ja sijainti Gentran suhteen.

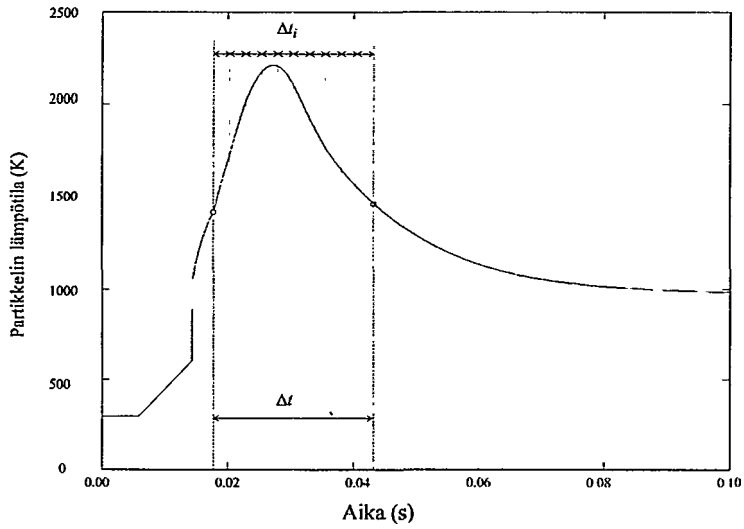
Koko reaktiokineettinen ohjelma toteutettiin aluksi siten, että se oli sijoitettu aliohjelmaan GENIUS. Ohjelman jatkokehityksen kannalta tämä ei ollut paras mahdollinen ratkaisu, koska ohjelmasta muodostui useita kymmeniä sivuja pitkä kokonaisuus, jonka muuttaminen asiaan perehtymättömältä ei onnistuisi. Lisäksi, koska mallia on tarkoitus kehittää yhä yleispätevämmäksi, esimerkiksi erilaisille rikasteseoksille, todettiin mallin jakaminen pienempiin kokonaisuuksiin tarpeelliseksi. Ohjelman rakenteesta muodostui siten helpommin hallittava ja sillä on helppo muuttaa ja testata erilaisia osamalleja.

Aliohjelmiin jako pyrittiin tekemään niin, että kaikki aliohjelmat GENTRA:sta TEMPART:iin saakka ovat mineraalista riippumattomia, joten uuden mallin lisääminen on helppoa, koska partikkelien laskenta ja lähdetermien päivitys kaasufaasiin ovat yleisiä ja siten mineraalista riippumattomia aliohjelmia. Koska mallia on tarkoitus jatkossa laajentaa mm. erilaisille rikasteseoksille, lisättiin siihen aliohjelman TEMPART jälkeen eräänlaisena liitoskohtana MINERAL -aliohjelma, jossa valitaan simuloinnissa käytettävän rikasteen mineraali.

Partikkelin lämpötilan laskenta

Kuten edellä on tullut ilmi, voidaan Gentraa käytettäessä antaa ohjelman itse määrittää sopiva aika-askel. Tämä toimii hyvin, kun partikkeli ei reagoi kemiallisesti. Kun partikkelin lämpötila, ja siten sen ominaisuudet, muuttuu voimakkaasti, on Gentran määrittämä aika-askel aivan liian pitkä, sillä reaktiot tapahtuvat hyvin lyhyessä ajassa. Jos käytetään Gentran oletusaika-askelta, ehtii partikkelin sytyttyä aika-askeleen aikana tapahtua partikkelin hapettuminen ja sulaminen. Tällöin reaktiokinetiikka ei "pysy mukana", vaan partikkelin lämpötila saattaa nousta epärealistisen korkeaksi ja aiheuttaa ohjelmassa ylivuodon.

Käyttäjä voi periaatteessa vaikuttaa aika-askeleen suuruuteen, mutta toisaalta ei ole mielekästä laskea pienillä aika-askeleilla silloin, kun partikkelissa ei enää tapahdu reaktioita. Siten ohjelma päädyttiin toteuttamaan siten, että juuri ennen partikkelin syttymistä, sen reaktioiden aikana ja sulatilan alussa reaktioiden vielä edetessä, käytetään käyttäjän antamaa aika-askeleen pituutta, joka on kaksi kertaluokkaa pienempi kuin Gentran oletusarvona laskema aika-askel. Muina aikoina annetaan Gentran laskea aika-askeleen pituus. Käytännössä tämä toteutettiin siten, että Gentran laskema aika-askel jaettiin osiin ja partikkelin uusi lämpötila ja kaikki siihen vaikuttavat muuttujat (reaktiokinetiikka) laskettiin käyttäjän määräämällä aika-askeleella. Partikkelin loppulämpötila (Gentran aika-askeleen lopussa) palautetaan sitten takaisin GENIUS-aliohjelmaan ja sen perusteella lasketaan lähdetermit kaasun entalpia-yhtälöön. Siten entalpian lähdetermiä laskettaessa siihen vaikuttaa ainoastaan partikkelin lämpötila Gentran laskeman aika-askeleen alussa ja lopussa. Tilannetta on havainnollistettu kuvassa 5, jossa partikkelin lämpötila on esitetty ajan funktiona ja siihen on merkitty laskennassa käytetyt aika-askeleet.



Kuva 5. Laskennassa käytetyt aika-askeleet. Δt on Gentran määrittämä aika-askel. Δt_i on käyttäjän määrittämä aika-askel.

Reaktioiden aikana kuitenkin kuluu happea (ja muodostuu rikkidioksidia), joten näiden osalta joudutaan lähdetermit laskemaan myös pienten aika-askelten aikana.

3.1.2 Ongelmia

Aluksi ohjelma kirjoitettiin siten, että partikkelin lämpötilaa laskettaessa käytettiin Gentran laskemaa aika-askelta. Tästä seurasi suuria ongelmia. Ensinnäkin aika-askel jouduttiin pitämään pienenä koko laskennan ajan. Tästä oli seurauksena laskenta-ajan kasvaminen. Suurin ongelma oli kuitenkin laskennan epästabiilisuus. Välillä saattoi käydä niin, että laskenta eteni satoja (jopa tuhansia) iteraatiokierroksia ja sitten yht'äkkiä sen suoritus keskeytyi. Varsinaista syytä tähän ei koskaan löydetty, mutta luultavasti se johtui juuri aikaaskeleen pituudesta. Jos laskennassa käy niin, että partikkelin syttyessä aika-askel on pitkä, vaikuttaa tämä partikkelin kinetiikkaan siten, että hapenkulutus aika-askeleella kasvaa epärealistisen suureksi, jonka seurauksena partikkelin lämpötila saattaa nousta jopa kymmeneen tuhanteen asteeseen. Jos ohjelman suoritus ei pysähdy vielä tähän, niin lähdetermin vaikutuksesta kaasun lämpötila nousee yhdessä laskentakopissa suureksi johtaen laskennan keskeytymiseen joko turbulenssi- tai säteilymallissa. Näin käy helposti varsinkin pienille, alle 20 µm:n

partikkeleille. Ongelma kuitenkin poistui, kun partikkelin lämpötila laskettiin edellä esitetyllä tavalla jakamalla aika-askel pienempiin osiin.

Toinen, laskenta-aikaan liittyvä ongelma on laskennallisten partikkelien lukumäärä. Liekkiuuniin syötettävä rikaste on pääosin (yli 50%:sti) alle 36 µm:n halkaisijaltaan olevia partikkeleita. Siten laskennallisesti edullisin olisi tilanne, jossa alle ko.kokoluokan olevia partikkeleita kuvattaisiin laskennassa yhdellä laskennallisella partikkelilla. Tähän ei ole periaatteessa mitään estettä, sillä kyseisen kokoluokan partikkelit käyttäytyvät kaikki samalla tavalla ja seuraavat lähes täysin kaasuvirtausta. Ongelmaksi sen sijaan muodostuu lähdetermien suuruus. Kun laskennassa jokainen partikkeli kokee saman kaasuympäristön voi käydä niin, että partikkelin syttyessä samassa kohtaa (laskentakopissa) ja reaktioiden edetessä, kuluu laskentakopissa oleva happi loppuun. Koska kaasuvirtaus ei muutu, seuraava partikkeli ei tiedä koppiin tullessaan, että happea ei olekaan jäljellä, vaan reagoi normaalisti. Siten yhteenlaskettu hapen kulutus yhdessä laskentakopissa voi olla suurempi kuin mitä kopissa on happea. Jos ongelmaan ei mitenkään puututa, saa kaasuvirtaus negatiivisia arvoja hapen massaosuutta laskettaessa.

Ongelman selvittämiseksi testattiin erilaisia tapauksia, joissa hapenkulutusta rajoitettiin keinotekoisesti siten, että hapen määrä ei voi muuttua negatiiviseksi. Aluksi annettiin kaasufaasin massaosuuksille minimi- ja maksimiarvot, joiden ulkopuolelle muuttujan ei sallita menevän. Seuraavaksi ohjelmaa muutettiin siten,että hapenkulutusnopeutta laskettaessa laskettiin ensin kopissa olevan hapen määrä ja verrattiin sitä lähdetermin suuruuteen. Jos lähdetermin mukainen hapenkulutus oli suurempi kuin kopissa olevan hapen määrä, laskettiin lähdetermi uudestaan jakamalla kopissa oleva hapen määrä partikkelin aika-askeleella. Kolmanneksi testattiin vielä tapausta, jossa GENIUS-aliohjelman sisällä käytettiin paikallisia kaasunmassaosuuksia, joita päivitettiin jokaisen aika-askeleen jälkeen.

Koska testien tulokset olivat keskenään ristiriitaisia (välillä toimi yksi menetelmistä, välillä toinen), ei testitapauksista saatu niihin uhratun ajan puitteissa sopivaa

menetelmää selville, päätettiin simuloinneissa käyttää ensin mainittua tapaa, jossa laskennan input-tiedostoon yksinkertaisesti asetetaan ylä- ja alaraja massaosuuksille. Tämä on myös laskennallisesti edullisin vaihtoehto.

Liekkiuuniin syötettävän kiintoaineen määrä suhteessa kaasuun on suuri. Tästä aiheutuu varsinkin polttimen lähellä ongelmia. Jo pelkästään isotermisten partikkelien simulointi vaatii pienet relaksaatiokeroimet eli suuren alirelaksaation. Käytettäessä lineaarista realaksaatiota ovat liikemäärän lähdetermien relaksaatiokertoimien arvot luokkaa 0,001. Kaasuvirtausta simuloitaessa normaalisti ei tarvita alle 0,1 relaksaatiokertoimia. Pienen kertoimen käyttö hidastaa huomattavasti laskentaa. Jatkossa olisikin syytä keskittyä tehostamaan laskentaa siten, että relaksaatiokertoimia voidaan nostaa. Tähän päästäneen huomioimalla partikkelien viemätilavuus kaasufaasilta. Suurimmilleen polttimessa kiintoaineen tilavuusosuus on muutama prosentti. On selvää, että sillä on vaikutusta, jos ei virtaukseen, niin ainakin laskennan stabiilisuuteen.

3.2 Osamallien kehitys

Osana kineettisen modulin kehitystyötä on rikastepartikkelin reaktioiden ja aineensiirron eri vaiheita kuvaavat osamallit testattava.

3.2.1 Osamallien vertailua

Matemaattisten mallien suuri etu on, että niillä on mahdollista tarkastella eri osamallien vaikutusta kokonaismalliin sekä yhdessä että erikseen. Esimerkkinä aineensiirrosta voidaan mainita hapen diffuusiomuodot erilaisissa kerroksissa (huokosdiffuusio, kaasudiffuusio). Lämmönsiirtoon vaikuttavista tekijöistä voidaan tarkastella säteilyn ja konvektion osuutta. Kokeellisesti yllämainittuja mekanismeja on vaikea ja usein mahdotonta erottaa toisistaan. Eri osatekijöiden tarkastelu auttaa ja selkeyttää kokonaismallin laadintaa. Lisäksi se antaa paljon informaatiota mallinnettavasta kohteesta, sillä voidaan minimoida ohjelmissa aina esiintyvät virheet,

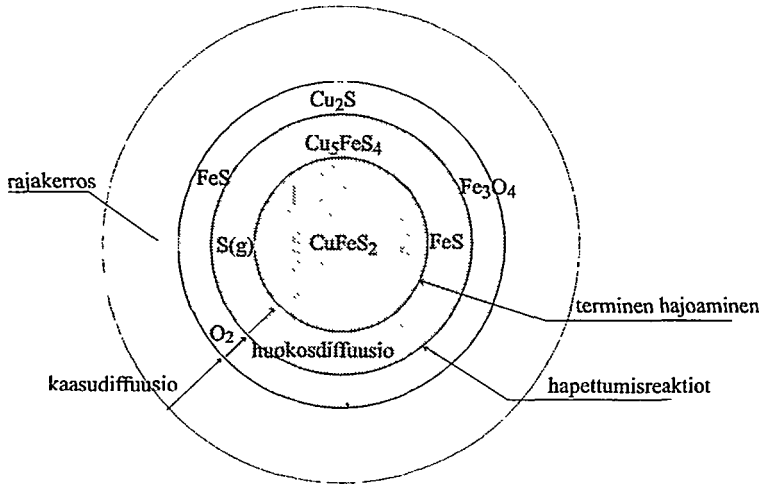
ja se auttaa selvittämään kokonaismallissa olevat puutteet sekä kohteet, jotka vaativat lisäselvitystä/toisenlaisen osamallin.

Seuraavissa luvuissa tarkastellaan eri tekijöiden vaikutusta partikkelin palamiskäyttäytymiseen ja lähinnä sen lämpötilaan sekä muodostuvien faasien osuuteen. Kemiallisesti reagoivassa heterogeenisessä systeemissä (partikkeli–kaasu) reaktioiden etenemistä kontrolloi aina aineensiirto ja sen eri mekanismit. Rikastepartikkelin (kalkopyriitti) palamiseen vaikuttaa siten oleellisesti hapen aineensiirto partikkelin eri olomuodoissa (kiinteä–sula). Reaktioissa kuluvan hapen määrä on verrannollinen kokonaisaineensiirtokertoimeen, jonka eri muotoja tarkastellaan aluksi partikkelin ollessa kiinteä ja myöhemmin sen sulaessa.

Laskennat on tehty Phoenicsillä laminaarivirtausuunia [3] vastaavassa geometriassa, jossa kaasuvirtaus etenee halkaisijaltaan 0,05 m olevassa putkessa. Partikkelit syötetään kaasuvirtaukseen keskiakselilta yksi kerrallaan. Olosuhteet ovat siten ideaaliset ja kaasu/kiintoaine -suhde on sellainen, että kaasulla on partikkelin kannalta kaikissa vaiheissa vakio-ominaisuudet (lämpötila, happipitoisuus, nopeus).

Kiinteän tilan yhtälöt

Kalkopyriittipartikkelin joutuessa happipitoiseen ja lämpimään kaasuun siinä tapahtuu joukko faasimuutoksia ja muodostuneet mineraalit reagoivat edelleen hapen kanssa. Partikkelin reaktioita ja niissä muodostuvia faaseja voidaan kuvata matemaattisesti kutistuvan ytimen mallilla. Tällöin reaktioiden oletetaan tapahtuvan äärettömän ohuella pinnalla, joka etenee kohti partikkelin keskipistettä. Kuvassa 6 on yhteenveto partikkeliin muodostuvista faaseista kiinteässä tilassa. Lisäksi siinä on tarkasteltu hapen aineensiirron muotoja.



Kuva 6. Aineensiirto ja partikkeliin muodostuvat reaktiotuotekerrokset kiinteässä tilassa.

Terminen hajoaminen

Kalkopyriitin termisellä hajoamisella tarkoitetaan tässä yhteydessä kemiallista reaktiota

$$CuFeS_2 = 0{,}2Cu_5FeS_4 + 0{,}8FeS + 0{,}4S(g) \qquad (1)$$

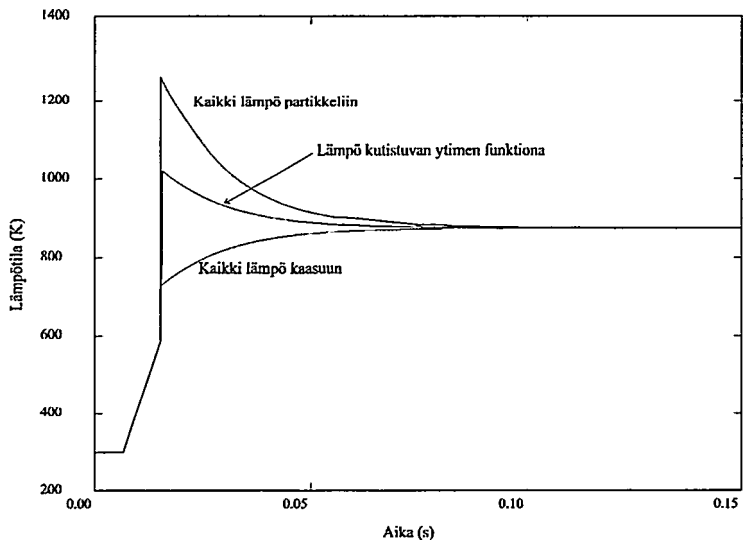
jossa kalkopyriitti hajoaa borniitiksi ja troiliitiksi ja samalla vapautuu kaasumaista rikkiä. Rikki hapettuu edelleen rikkidioksidiksi.

Matemaattisessa mallissa reaktiomekanismilla ei ole väliä, koska siinä terminen hajoaminen ja sitä seuraava rikin hapettuminen käsitellään yhdistetyllä reaktiolla

$$CuFeS_2 + 0{,}4O_2 = 0{,}2Cu_5FeS_4 + 0{,}8FeS + 0{,}4SO_2(g) \qquad (2),$$

joka on lämpöä vapauttava. Reaktio (2) alkaa partikkelin pinnalta ja etenee kohti keskipistettä. Tällöin reaktiossa muodostuva lämpö siirtyy aluksi kokonaan kaasuun ja lopuksi kokonaan partikkeliin. Kuvassa 7 on esitetty partikkelin lämpötila kolmessa

eri tapauksessa. Selvyyden vuoksi termisen hajoamisen jälkeisiä hapettumisreaktioita ja sulatilan reaktioita ei ole otettu huomioon laskuissa.



Kuva 7. Partikkelin lämpötila ajan funktiona reaktion (2) ollessa ainoa lämpöä tuottava reaktio. T_{gas} *=873K (600 °C), 21p-% O*$_2$*,* d_p *= 50μm.*

Kuvasta 7 havaitaan selvästi, että kaiken lämmön siirtyessä kaasuun ei partikkeli syty lainkaan. Tilanne on kuitenkin hieman harhaanjohtava, sillä laskenta on tehty laminaarivirtausuunissa yhdelle partikkelille. Liekkiuunissa partikkeleita on miljoonia ja niistä vapautuva lämpö saattaa hyvinkin riittää partikkelin epäsuoraan sytyttämiseen kaasufaasin lämpötilan nousun kautta. Toisessa rajatapauksessa kaikki lämpö jää partikkeliin. Silloin partikkelin lämpötila nousee lähes 1300 K (1027 °C) asti. Todellisuus lienee jostain em. rajatapausten väliltä.

Seuraavaksi tarkastellaan eri aineensiirron muotojen vaikutusta partikkelin reaktioihin. Koska terminen hajoaminen on nimensä mukaisesti riippuvainen lämpötilasta, on reaktionopeustermi huomioitava tarkasteltaessa aineensiirtoa, sillä muuten partikkeli ei syty lainkaan.

Ulkoiseen aineensiirtoon vaikuttaa lähinnä partikkelia ympäröivän kaasun happipitoisuus, ja siten hapen diffusiviteetti seoskaasussa (O_2 + N_2 + SO_2). Simuloiduissa tapauksissa seoskaasu on käytännössä hapen ja typen sekoitus, koska muodostuvan rikkidioksidin määrä on erittäin pieni.

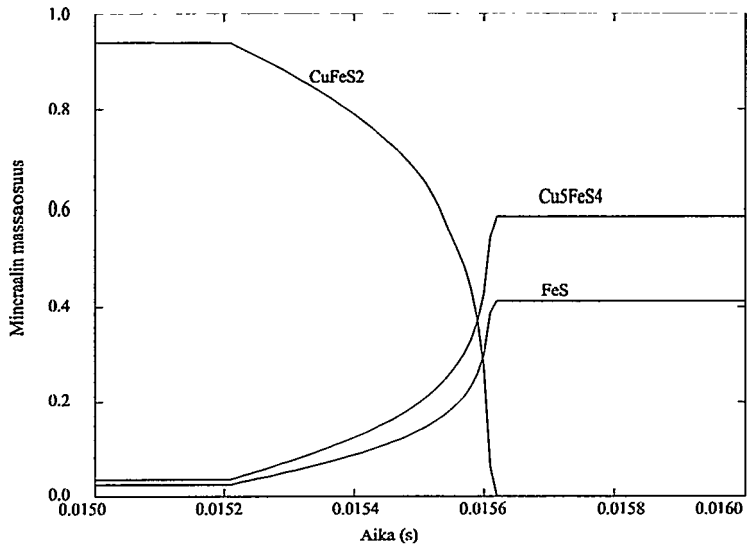
Termisessä hajoamisessa hapenkulutus lasketaan yhtälöstä

$$\left.\frac{dm_{O_2}}{dt}\right|_{dis} = \pi d_p^2 \alpha \rho_p k_{di,ov} \qquad (3),$$

jossa α on reaktion (2) kuluttama stoikiometrinen hapen massa jaettuna partikkelin alkuperäisellä massalla. Ts. hapenkulutus on verrannollinen partikkelissa olevaan rikin määrään ($\alpha\rho_p$). Kun kaasunpuoleinen aineensiirtokerroin on kemiallisen aineensiirtokertoimen lisäksi ainoa reaktioita rajoittava tekijä, lasketaan kokonais-aineensiirtokerroin yhtälöstä

$$k_{di,ov} = \frac{1}{\frac{1}{k_d} + \frac{1}{k_{dis}}} \qquad (4),$$

jossa k_d on ulkoinen aineensiirtokerroin (=ShD_{O2}/d_p) ja k_{dis} on aineensiirtokerroin kemiallisen reaktion yhteydessä (= $k_{r,dis}d_p/6$, $k_{r,dis}$ on Arrheniuksen lain mukainen reaktionopeusvakio). Kuvassa 8 on tarkasteltu muodostuvien faasien massaosuuksia, kun aineensiirtokerroin on yhtälön (4) mukainen. Kuvasta nähdään, että reaktio tapahtuu hyvin kapealla aika-alueella (0,004 s). Koska ko. tapauksessa on happea riittävästi läsnä, ei ulkoinen aineensiirto rajoita reaktiota, vaan se etenee reaktionopeusvakion vaikutuksesta.

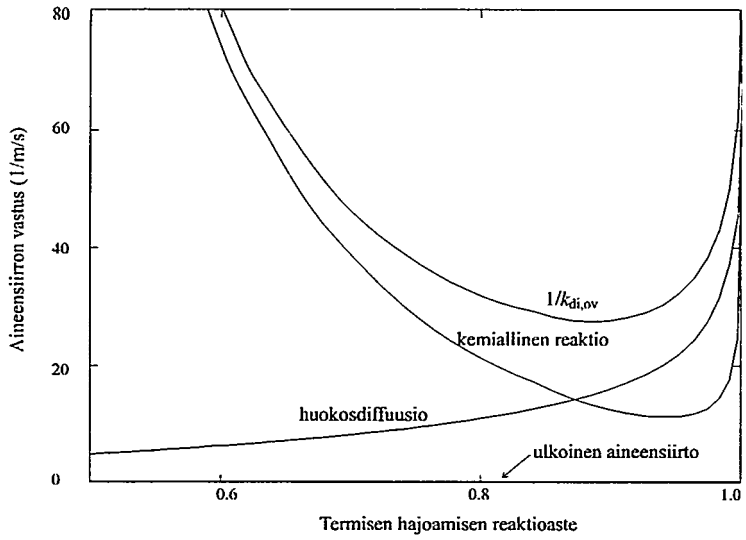


Kuva 8. Mineraalien massaosuudet termisessä hajoamisessa, kun ulkoinen aineensiirto kontrolloi reaktioita. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 50μm.

Kokonaisaineensiirtokerroin huokosdiffuusion ja kemiallisen reaktion kontrolloidessa hapenkututusta on

$$k_{\mathrm{di,ov}} = \frac{1}{\dfrac{d_p - d_{c1}}{2\left(d_{c1}/d_p\right)D_{\mathrm{S}}^{\mathrm{eff}}} + \dfrac{1}{\left(d_{c1}/d_p\right)^2 k_{\mathrm{dis}}}} \qquad (5),$$

jossa d_{c1} on reagoimattoman kalkopyriittiytimen halkaisija, D_S^{eff} on reaktiossa (1) vapautuvan rikin efektiivinen diffusiviteetti ja k_{dis} kuten edellä. Reaktiotuotekerroksen vaikutus kokonaisnopeusvakioon tulee esille vasta suurilla partikkeleilla. Pienten partikkelin osalta yhtälössä (5) on kontrolloivana tekijänä reaktion aineensiirtokerroin k_{dis}. Kuvassa 9 on tarkasteltu yhtälön (5) termien (osavastusten) suuruutta reaktioasteen funktiona, kun partikkelikoko on 150 μm.



Kuva 9. Osavastusten suuruus ja kokonaisvastus termisessä hajoamisessa reaktioasteen funktiona. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 150μm.

Kuvasta nähdään, että huokosdiffuusio tulee rajoittavaksi tekijäksi vasta kun terminen hajoaminen on edennyt melkein loppuun (noin 85% kalkopyriitistä reagoinut). Partikkelikoolla on suuri vaikutus siihen, mikä aineensiirron osaprosessi kontrolloi reaktiota.

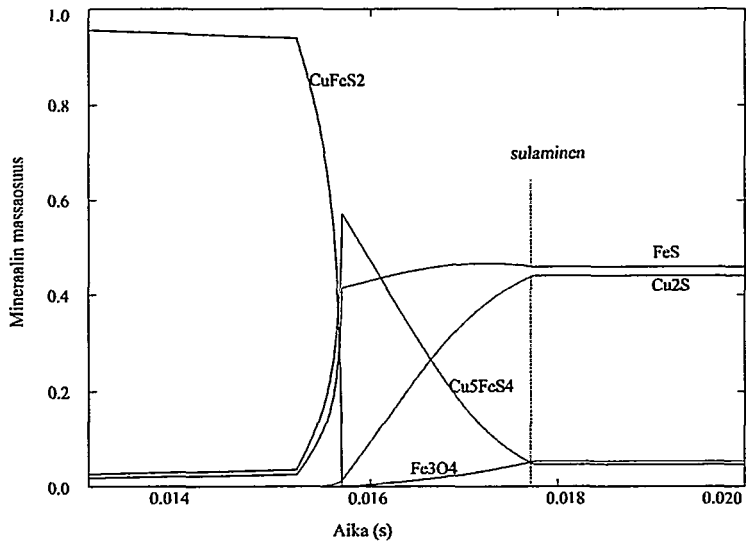
Hapettuminen

Termisessä hajoamisessa muodostuneet faasit hapettuvat edelleen kiinteässä tilassa. Hapetusreaktiot käynnistyvät partikkelia ympäröivän rajakerroksen (kaasufilmin) lämpötilan noustessa yli 720 K (447 °C). Mallissa reaktioiden oletetaan etenevän seuraavasti:

$$Cu_5FeS_4 + 0{,}5O_2 \rightarrow 2{,}5Cu_2S + FeS + 0{,}5SO_2 \qquad (6)$$

$$FeS + 1{,}667O_2 \rightarrow 0{,}333Fe_3O_4 + SO_2 \qquad (7)$$

Yllä esitettyjen reaktioiden reaktiotuotteet on kuvassa 6 esitetty partikkelin uloimmalla kuorella. Matemaattisesti yllä esitettyjen reaktioiden lähtöaineet muodostavat siis toisen kutistuvan ytimen. Hapetusreaktioiden yhteydessa tapahtuva aineensiirto on analoginen edellä esitetyn termisen hajoamisen kanssa. Kuvassa 10 on tarkasteltu muodostuvien mineraalien massaosuuksia partikkelin hapettuessa reaktioiden (6) ja (7) mukaisesti, kun ulkoinen aineensiirto kontrolloi reaktioita.



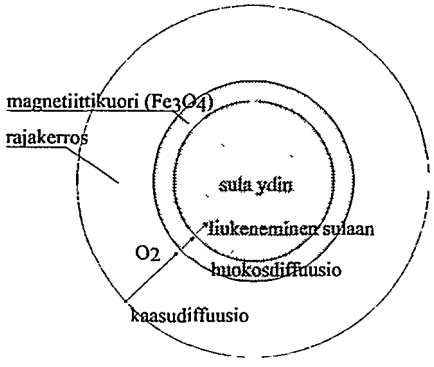
Kuva 10. Mineraalien massaosuudet hapettumisessa, kun ulkoinen aineensiirto kontrolloi reaktioita. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 50μm.

Kuvaa 10 tarkasteltaessa on huomattava, että sulamisen jälkeen ei enää tapahdu reaktioita, joten lasketut pitoisuudet vastaisivat todellisuudessa tilannetta, että partikkeli on sammutettu sen lämpötilan noustessa yli sulamispisteen. Kuvasta havaitaan, että partikkelien kiinteän tilan reaktiot tapahtuvat käytännöllisesti katsoen kokonaan kahden millisekunnin aikana, kun olosuhteet ovat ideaaliset (happea riittävästi läsnä).

Sulatilan reaktiot

Tässä työssä laaditussa matemaattisessa mallissa sulatilan hapenkulutusta kontrolloi kolme osatekijää: 1) ulkoinen aineensiirto, eli hapen diffuusio partikkelia ympäröi-

vässä rajakerroksessa (*bulk diffusion*), 2) aineensiiro reaktiotuotekerroksessa, joka sulatilassa on oksidikerros (magnetiittia), ja 3) hapen diffuusio sulassa pisarassa. Tilannetta on tarkasteltu kuvassa 11.



Kuva 11. Aineensiirto partikkelin ollessa sulatilassa.

Todellisuudessa sulatilan reaktiot ovat monimutkaisia ja niihin liittyy lisäksi partikkelien pirstoutumista ja/tai oksidikerroksen sulaminen sekä sulan irtoamista oksidikerroksesta, joka johtuu kaasun muodostumisesta. Siten on selvää, että malliin täytyy tehdä paljon yksinkertaistuksia. Partikkelin pirstoutumista ei nykyisessä mallissa ole otettu huomioon, koska pirstoutumisen mekanismi ja sen riippuvuudet eivät vielä ole selvillä. Niitä selvitetään parhaillaan laboratoriossa käynnissä olevassa kokeellisessa tutkimuksessa (SULA 2 -303). Nykyisessä mallissa magnetiittikerroksen oletetaan olevan partikkelin pinnalla aiheuttaen näin vastuksen hapen aineensiirrolle, koska kaikki reaktiot oletetaan tapahtuviksi sulassa pisarassa.

Sulatilassa ainoastaan hapen aineensiirto on rajoittava tekijä. Kiinteän tilan reaktioista poiketen kemiallista reaktionopeustermiä ei siten ole rajoittamassa hapenkulutusta. Tämän perusteella voidaan muodostuvien mineraalien massaosuuksia laskettaessa käyttää periaatteessa mielivaltaisia faaseja, kunhan kyseiset reaktioenalpiat otetaan huomioon partikkelin lämpötaseessa.

Partikkelin ollessa sula hapettuminen etenee seuraavien reaktioiden mukaisesti

$$CuFeS_2 + 2{,}75O_2 = 0{,}5Cu_2O + FeO + 2SO_2 \quad (8)$$

$$Cu_5FeS_4 + 0{,}5O_2 = 2{,}5Cu_2S + FeS + 0{,}5SO_2 \quad (9)$$

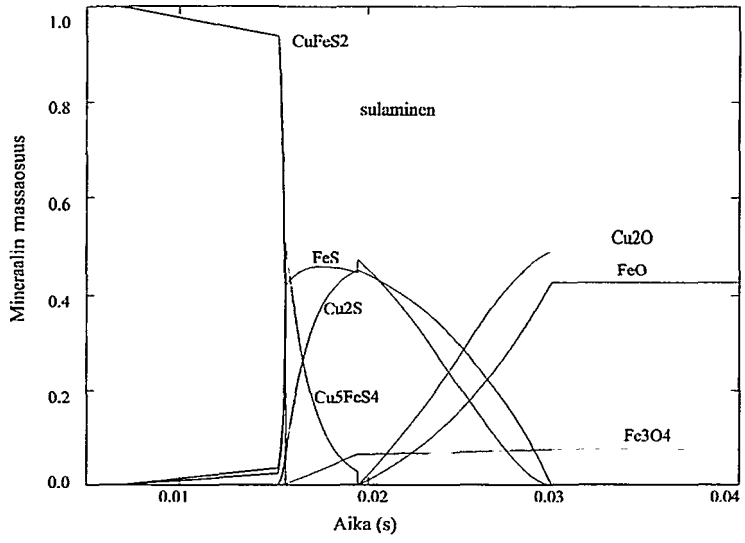
$$FeS + 1{,}5O_2 = FeO + SO_2 \quad (10)$$

$$Cu_2S + 1{,}5O_2 = Cu_2O + SO_2 \quad (11)$$

Mikäli kalkopyriittiä on vielä jäljellä partikkelin sulaessa, hapettuu se suoraan oksideiksi ilman välivaiheita (8) Näin ei kuitenkaan käynyt missään lasketuissa tapauksissa, vaan kalkopyriitti oli reagoinut loppuun jo kiinteässä tilassa. Jäljellä oleva borniitti reagoi kalkosiitiksi ja troiliitiksi (9). Kuten edellä on nähty, on borniittia vielä hieman jäljellä partikkelin sulaessa. Vasta näiden reaktioiden jälkeen käynnistyvät varsinaiset hapetusreaktiot (10) ja (11). Jos happea on riittävästi läsnä, on partikkelin lopullinen koostumus oksideja. Esim. Cu_2O:n ja kalkosiitin reaktiota kupariksi ei mallissa tällä hetkellä huomioida.

Reaktion (9) vaikutus mineraalien massaosuuksiin näkyy kuvassa 12, joka on laskettu 50µm:n partikkelille kaasun lämpötilassa 873K (600 °C). Siinä kohdassa 0,019 nähdään kalkosiitin ja troiliitin pitoisuuksissa pieni nousu ylöspäin partikkelin sulamispisteessä (sulamislämpötila noin 1400 K). Periaatteessa pitoisuuksissa ei saisi olla tällaisia epäjatkuvuuskohtia. Ko. tilanteessa se on kuitenkin perusteltua, sillä borniitti ei ole enää stabiili näin korkeissa lämpötiloissa.

Seuraavissa kappaleissa tarkastellaan sulatilan aineensiirtotapahtumia erikseen, ja lopuksi pyritään selvittämään miten aineensiirron eri muodot yhdessä vaikuttavat partikkelin reaktioihin.



Kuva 12. Mineraalien massaosuudet ajan funktiona. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 50μm.

Ulkoinen aineensiirto

Monissa kirjallisuudesta löytyvissä malleissa [4,5,6] on oletettu, että hapen diffuusio kaasuvirtauksesta partikkelin pinnalle on ainoa kokonaisreaktionopeutta rajoittava tekijä. Partikkelin ollessa sula tätä oletusta voidaan perustella sillä, että korkean lämpötilan vaikutuksesta reaktiokineettiset tekijät eivät ole rajoittavia. Käytännössä siis Arrheniuksen lain mukaisen reaktionopeusvakion on oltava riittävän suuri, jolloin reaktiot etenevät termodynamiikan mukaan.

Mikäli tilanne on tällainen, helpottuu mallin tekeminen huomattavasti, koska kokeellisesti määrättyjä Arrheniuksen lain vakioita, jotka ovat reaktiokohtaisia, ei tarvita. Hapenkulutus partikkelin ollessa sula lasketaan yhtälöstä

$$\left.\frac{dm_{O_2}}{dt}\right|_{ox} = \pi d_p^2 Y_{O_2} \rho_g k_{ox,l} \qquad (12).$$

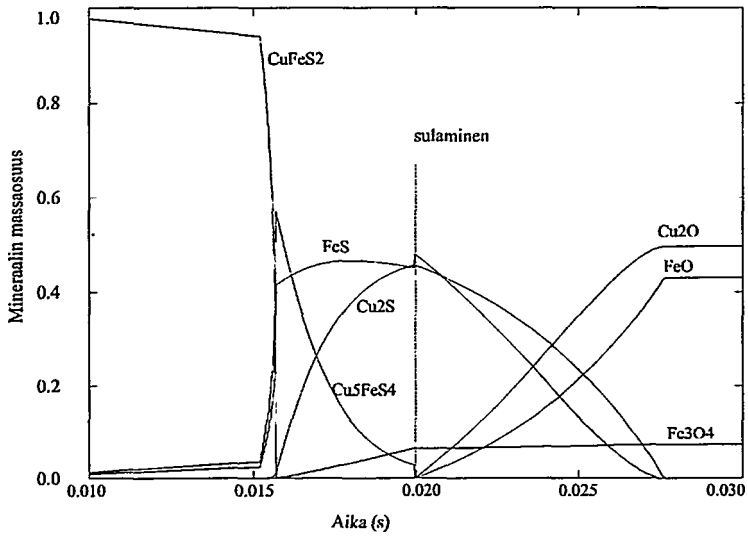
Pelkästään ulkoisen aineensiirron määrätessä voidaan hapen aineensiirtokerroin rajakerroksessa laskea yhtälöstä

$$k_{ox,l} = k_d = \mathrm{Sh} D_{O_2} / d_p \qquad (13).$$

Yhtälöistä nähdään, että hapenkulutus on suoraan verrannollinen kaasuvirtauksen happipitoisuuten ja hapen diffuusiokertoimeen.

Partikkelin lämpötila ja muodostuvien mineraalien massaosuudet laskettiin yhtälön (12) rajoittaessa hapenkulutusta. Kiinteän tilan reaktiot säilytettiin ennallaan, jolloin tulokset ovat vertailukelpoisia aikaisemmin esitettyjen kanssa. Laskennan mukaiset mineraalipitoisuudet on esitetty kuvassa 13.

Verrattaessa kuvaan 12, jossa on otettu huomioon kaikki aineensiirron muodot havaitaan, että hapen ulkoisen diffuusion kontrolloidessa menevät reaktiot loppuun hieman aikaisemmin. Tosin ero on pieni (noin 5 millisekuntia), mistä voidaan päätellä, että ulkoinen aineensiirto kontrolloi sulatilareaktioita



Kuva 13. Mineraalien massaosuudet, kun hapen ulkoinen aineensiirto kontrolloi sulatilan reaktioita. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 50μm.

Diffuusio oksidikerroksessa

Kiinteässä tilassa muodostuneen magnetiittikuoren vastusta aineensiirrolle testattiin tapauksella, jossa hapen huokosdiffuusio on ainoa kokonaisreaktionopeutta rajoittava tekijä. Kokonaisreaktionopeusvakioksi saadaan tällöin

$$k_{ox,1} = \frac{2d_{c3}D_{O_2}^{eff}}{d_p\left(d_p - d_{c3}\right)} \qquad (14),$$

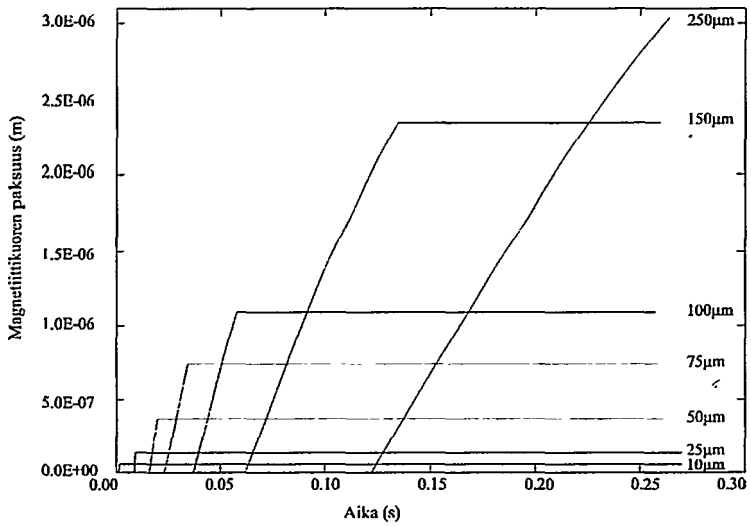
jossa d_{c3} on magnetiittikerroksen sisähalkaisija. Mallissa oletetaan, että partikkelin alkuperäinen halkaisija säilyy muuttumattomana. Kerrospaksuus δ voidaan tällöin laskea magnetiitin tivavuusosuudesta kaavasta

$$\delta = \left(d_p - d_{c3}\right)/2 \qquad (15),$$

jossa

$$d_{c3} = \left[\frac{\pi d_p^3/6 - m_{Fe3O4}/\rho_{Fe3O4}}{\pi/6}\right]^{1/3} \qquad (16).$$

Muodostuvan oksidikerroksen paksuus riippuu partikkelikoosta. Kuvassa 14 on tarkasteltu magnettiittikuoren kasvamista ajan funktiona erikokoisilla partikkeleilla. Kuvan tulokset on laskettu huomioimalla sekä ulkoinen aineensiirto että huokos-diffuusio.



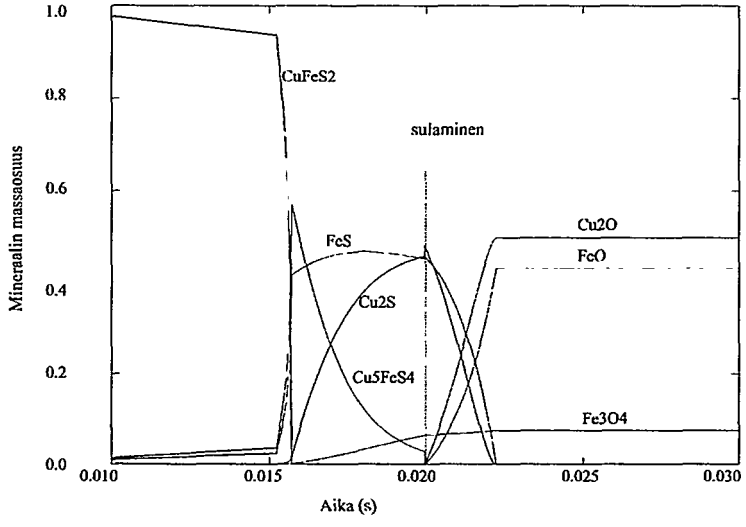
Kuva 14. Magnetiittikuoren paksuus ajan funktiona erikokoisille partikkeleille. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2.

Todellisuudessa partikkelien sulamisesta aiheutuva kutistuminen johtaa oksidin ja sen sisään jäävän sulapisaran irtoamiseen toisistaan. Tätä ei kuitenkaan mallissa tällä hetkellä ole otettu huomioon, vaan sulapisaran oletetaan täyttävän koko tilavuuden oksidikerroksen sisällä.

Kuvaan 15 on piirretty mineraalien massaosuudet kaavan (14) voimassa ollessa. Siitä nähdään, että hapen diffuusiolla magnetiittikuoressa ei ole reaktioita rajoittavaa vaikutusta. Itse asiassa reaktiot menevät loppuun nopeammin kuin ulkoisen aineensiirron tapauksessa. Tämä johtuu siitä, että yhtälössä (14) kertoimen $2d_{c3}/d_p(d_p-d_{c3})$ suuruus (50µm:n partikkelille) on $3{,}5\cdot10^6$. Hapen efektiivinen diffusiviteetti lasketaan yhtälöstä $D_{O2,eff} = D_{O2}\cdot\varepsilon/\tau$, jossa huokoisuus/kiemurtelevuuskerroin on noin 0,07. Tällöin kokonaisaineensiirtokertoimelle saadaan arvo $k_{ox,1} = 2{,}45\cdot10^5\cdot D_{O2}$. Ulkoisen aineensiirron tapauksessa kokonaisaineensiirtokerroin on $k_{ox,1} = \mathrm{Sh}D_{O2}/d_p \cong 0{,}4\cdot10^5\cdot D_{O2}$, eli noin kertaluokkaa pienempi. Toisin sanoen huokosdiffuusion kontrolloidessa hapen diffuusiomatka ohuessa oksidikerroksessa on paljon lyhyempi kuin ulkoisen aineensiirron tapauksessa. Siten aineensiirtokerroin on

tässä tapauksessa suurempi kuin ulkoisen aineensiirron yhteydessä, ja reaktiot etenevät nopeammin.

Sulatilan aineensiirtoa testattiin lisäksi tapauksella, jossa oksidikerroksen halkaisijaksi asetettiin hapetusreaktioiden ytimen halkaisija (d_{c2}) siinä pisteessä, jossa partikkeli sulaa. Fysikaalisesti tämä voidaan ymmärtää tilanteena, jossa sulfidien sulaessa ne vetäytyvät pois uloimmasta reaktiotuotekerroksesta jättäen jälkeensä huokoisen magnetiittimatriisin. Fe_3O_4-kerroksen huokoisuus voidaan tällöin laskea magnetiitin tilavuusosuudesta. 50µm:n partikkelille huokoisuudeksi saadaan noin 0,8 eli vain 20% kerroksesta on magnetiittia lopun ollessa kaasuhuokosia.

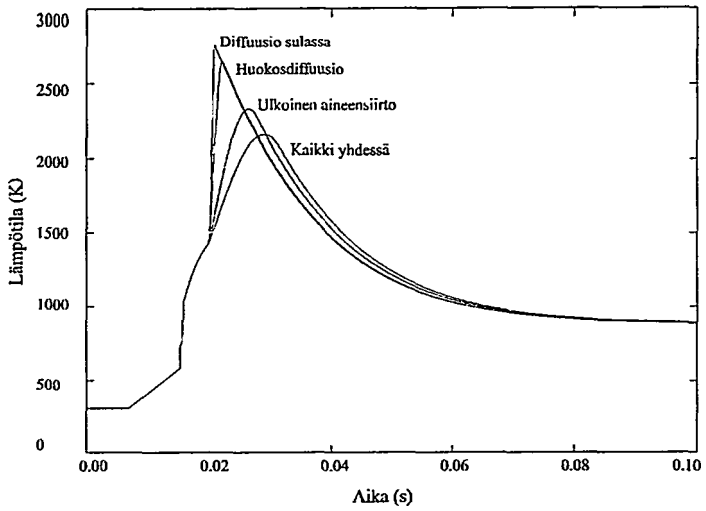


Kuva 15. Mineraalien massaosuudet, kun hapen huokosdiffuusio kontrolloi sulatilan reaktioita. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 50µm.

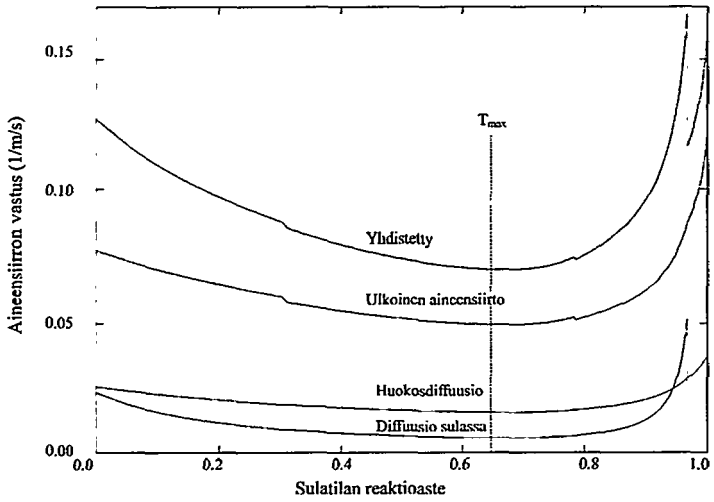
Yhdistetty malli

Aineensiirron vastukset (ulkoinen aineensiirto, huokosdiffuusio ja diffuusio sulassa) vaikuttavat partikkelin lämpötilaan huomattavasti. Kuvassa 16 on tarkasteltu partikkelin lämpötilaa ajan funktiona, kun eri osatekijät kontrolloivat hapenkulutusta. Kuvasta havaitaan selvästi, että ulkoisella aineensiirrolla on suuri vaikutus partikkelin

maksimilämpötilaan. Tilannetta voidaan tarkastella myös aineensiirron vastusten avulla. Ne on esitetty kuvassa 17 sulatilan reaktioasteen funktiona.



Kuva 16. Aineensiirtoprosessin vaikutus partikkelin lämpötilaan sulatilassa ($L = 2 \cdot 10^{-10}$ m). T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 50μm.



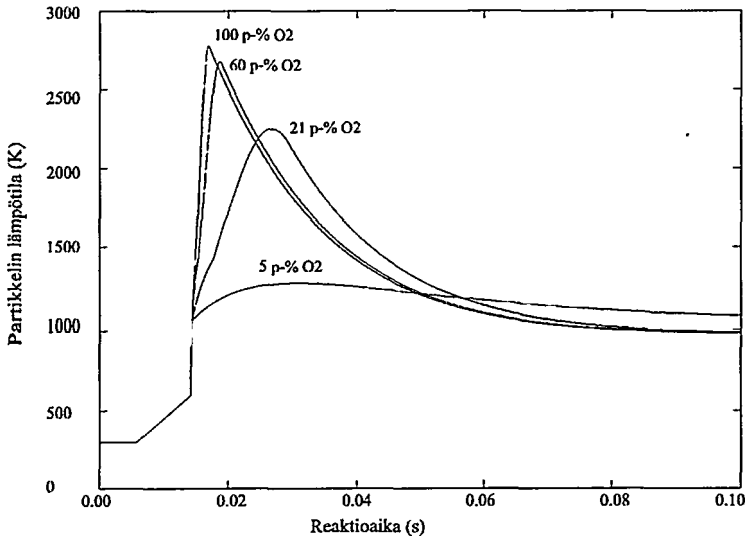
Kuva 17. Aineensiirtoprosessin osavastukset sulatilassa ($L = 2 \cdot 10^{-10}$ m) partikkelin hapettuessa. T_{gas} =873K (600 °C), 21p-% O_2, d_p = 50μm.

Partikkelin lämpötilan noustessa hapen diffusiviteetti kasvaa, jolloin ulkoisen aineensiirron ja huokosdiffuusion vastus pienenee. Samoin käy myös hapen diffuusiolle sulassa. Partikkelin lämpötilan laskiessa vastukset alkavat nousta. Kohdassa 0,96 (Kuva 17) näkyvä vastuksen pieneneminen johtuu siitä, että partikkelin lämpötila laskee alle 1200 K (927 °C), jolloin mallissa oletetaan partikkelin kiinteytyvän ja aineensiirtoa kontrolloivat tällöin ulkoinen ja huokosdiffuusio. Liekkisulatusuunia vastaavissa olosuhteissa näin ei pääse käymään, koska ympäröivän kaasun lämpötila on laskettua tapausta paljon korkeampi.

Kaasun happipitoisuus

Kaasun happipitoisuudella tiedetään olevan vaikutusta reaktioiden etenemiseen ja reaktioasteeseen. Kalkopyriittipartikkelien reaktioita on tutkittu kokeellisesti [3,7] laminaariuunissa vaihtelemalla kaasun happipitoisuutta.

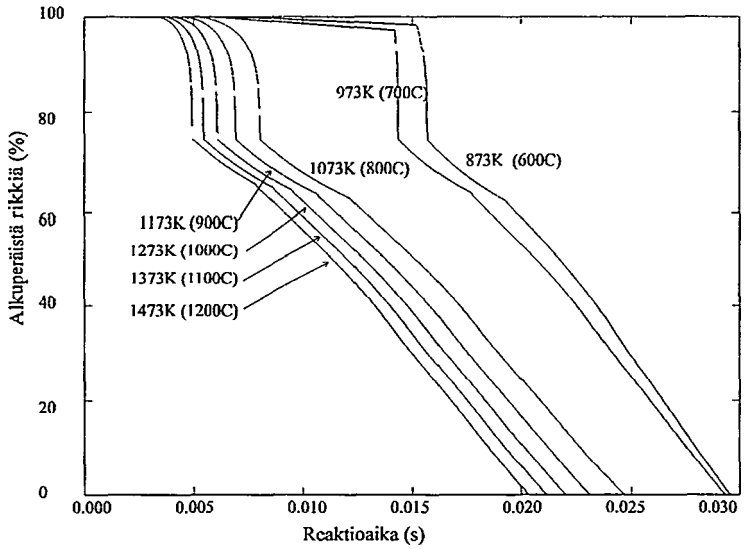
Kuvassa 18 on tarkasteltu partikkelin lämpötilaa ajan funktiona neljällä eri happiprosentilla. Kuvasta huomataan mielenkiintoinen seikka: korkeilla happirikastuksilla (100% ja 60%) partikkelin maksimilämpötilat ovat lähellä toisiaan. 21 %:n tapauksessa muodostuvien mineraalien massaosuudet reaktioiden lopussa ovat samoja kuin 60/100 %:n tapauksessa, mutta maksimilämpötila on huomattavasti alhaisempi (ero noin 500 °C). Happirikastuksen ollessa 5 p-% tapahtuvat reaktiot kiinteässä tilassa, eivätkä ne ehdi loppuun saakka simuloidussa tapauksessa. Kuten edellä on ollut kontrolloi ulkoinen aineensiirto sulatilan reaktioita. Kaasun happipitoisuudella on siten huomattava vaikutus partikkelin lämpötilahistoriaan.



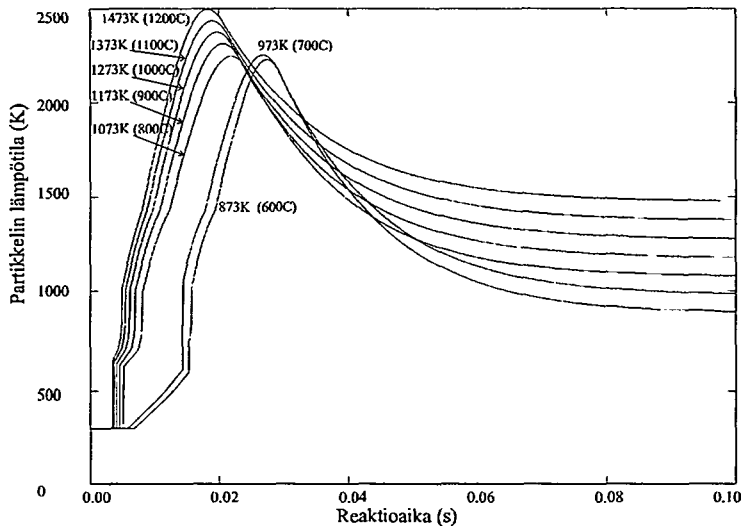
Kuva 18. Partikkelin lämpötila ajan fuktiona kaasun happipitoisuuden muuttuessa. T_{gas} *=973K (700 °C),* d_p *= 50μm.*

Kaasun esilämmitys

Kaasun esilämmityksen vaikutusta tutkittiin seitsemällä tapauksella, jossa lämpötilaa nostettiin sadan asteen välein (Kuva 19). Matalissa lämpötiloissa (873K ja 973K) reaktiot tapahtuvat pienellä viiveellä (noin 7 millisekuntia) verrattaessa korkeampiin lämpötiloihin. On kuitenkin huomattava, että erot ovat pieniä, ja käytännössä reaktioiden voidaan sanoa etenevän samalla lailla, kun kaasun esilämmityslämpötila on suurempi kuin 873 K (600°C). Kuvaan 20 on piirretty partikkelin lämpötila ajan funktiona kaasun eri esilämmityslämpötiloissa.



Kuva 19. Mallilla lasketut rikin poistumat. d_p *= 50μm, 21 p-%* O_2.



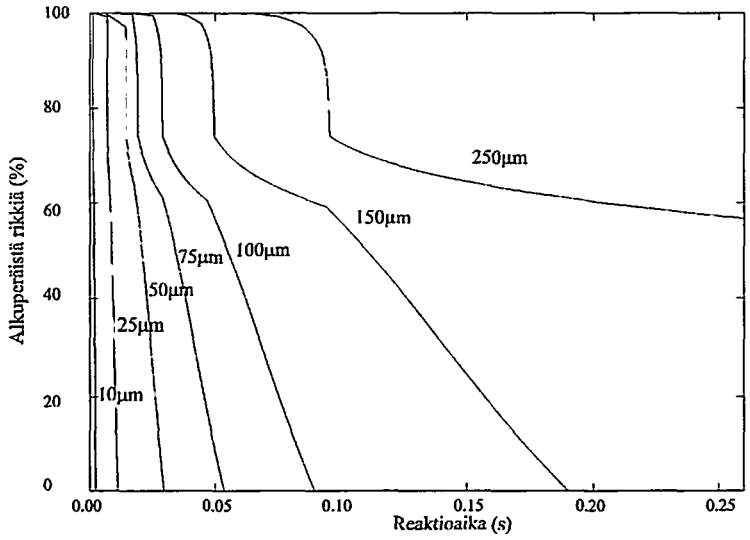
Kuva 20. Partikkelin lämpötilahistoria eri esilämmityslämpötiloissa. d_p *= 50μm, 21 p-%* O_2.

Myös tästä kuvasta nähdään reaktioiden viivästyminen matalissa esilämmityslämpötiloissa. Lisäksi havaitaan, että partikkelin maksimilämpötila säilyy samana esi-

lämmityslämpötiloissa (873-1073 K), mutta alkaa tämän jälkeen kasvaa, kun kaasun lämpötilaa nostetaan.

Partikkelikoko

Partikkelikoon vaikutusta reaktioiden etenemiseen testattiin seitsemällä eri partikkelikoolla (10, 25, 50, 75, 100, 150, 250 µm) kaasunlämpötilassa 973K (700°C) ja happipitoisuudella 21 p-%. Rikinpoistuma erikokoisille partikkeleille lämpötilassa 973K (700°C) on esitetty kuvassa 21.



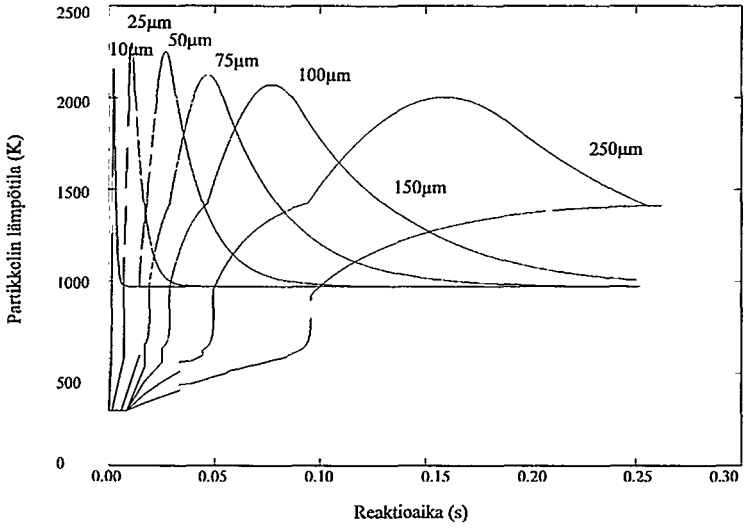
Kuva 21. Rikin poistuma reaktioajan funktiona eri kokoisille partikkeleille. T_{gas} =973K (700 °C), 21 p-% O_2.

Pienillä partikkeleilla rikinpoistuminen on hyvin voimakasta. 150 µm:n partikkeli sulaa vasta kohdassa 0,10 s, mutta siitäkin kaikki rikki hapettuu pois. Suurin partikkeli (250 µm) ei sula lainkaan, vaan siinä reaktiot etenevät kiinteässä tilassa, minkä johdosta partikkeliin jää noin 60 % rikkiä.

Partikkelin pinnalle muodostuvan reaktiotuotekerroksen reaktioita hidastava vaikutus näkyy kuvan 21 käyrissä loivan laskun osana (esim. 150 µm:n partikkelille välillä

0,05-0,10 s). Pienillä partikkeleilla (alle 50 μm) oksidikerros on niin ohut, että se ei hidasta reaktioita merkittävästi.

Erikokoisten partikkelien lämpötilat on piirretty kuvaan 22. Mielenkiintoista on havaita, että korkeimman lämpötilan saavuttaa 25 μm:n partikkeli, eikä pienin, kuten olettaa saattaisi.



Kuva 22. Partikkelien lämpötila reaktioajan funktiona erikokoisille partikkeleille. T_{gas} =973K (700 °C), 21 p-% O_2.

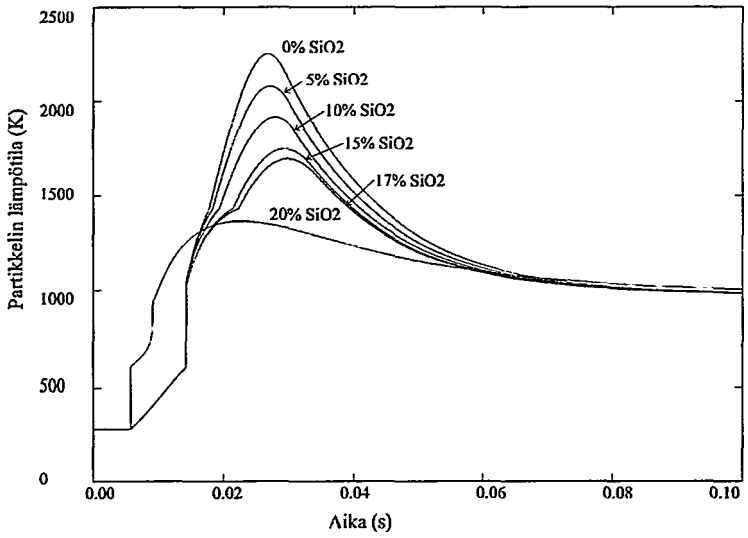
Sivukiven vaikutus

Liekkisulatuksessa käytettävän syötteen koostumus vaihtelee riippuen mineraalin alkuperästä. Lähes aina rikasteessa on mukana sivukiveä, jolla tässä yhteydessä tarkoitetaan silikaa, SiO_2. Liekkisulatusuunissa silikaa voidaan pitää inerttinä materiaalina, jos ei oteta huomioon sen sitoutumista fajaliittikuonaan ($FeO{\cdot}SiO_2$). Rikasteessa on tyypillisesti silikaa noin 5-10 % sen painosta.

Sivukiven vaikutusta reaktioihin testattiin mallilla, jossa silika on kemiallisesti neutraali, mutta partikkelin ominaisuuksia (tiheys, lämpökapasiteetti) laskettaessa sen

osuus otettiin huomioon. Lisäksi silikan osuus pienensi partikkelissa olevaa kalkopyriitin määrää ja siten oli odotettavissa, että reaktioissa vapautuva lämpö (J/kg) jäisi jonkin verran pienemmäksi. Kuvassa 23 on esitetty partikkelin lämpötila ajan funktiona, kun silikan määrää vaihdeltiin.

Silikan määrän noustessa 20 prosenttiin se vaimentaa reaktioissa vapautuvaa lämpöä niin paljon, että partikkeli ei enää sula. Käytännössä näin suuria määriä ei rikastepartikkelissa ole ja tapaus on laskettu lähinnä akateemisen mielenkiinnon vuoksi.



Kuva 23. Partikkelin lämpötila ajan funktiona SiO_2:n määrän muuttuessa. T_{gas} =973K (700 °C), 21 p-%O_2, d_p =50 µm.

Yhteenveto

Yksittäisen kalkopyriittipartikkelin reaktioita laminaarivirtausuunin olosuhteissa simuloitiin kutistuvan ytimen mallin avulla. Rikasteen kemialliset reaktiot jaettiin kahteen osaan kiinteä–kaasu ja sula–kaasu -reaktioihin. Kiinteän tilan reaktioita tarkasteltiin hapen aineensiirron kannalta termisessä hajoamisessa ja partikkelin hapettumisessa. Termistä hajoamista ja hapettumista sekä sulatilan reaktioita havainnollistettiin esimerkkitapauksilla, joissa aineensiirtoa kontrolloivia tekijöitä tarkasteltiin erikseen ja yhdessä. Kaikille partikkelin olomuodoille yhteisiä aineen-

siirron muotoja ovat ulkoinen aineensiiro kaasuvirtauksessa ja huokosdiffuusio reaktiotuotekerroksessa sekä aineensiirto kemiallisen reaktion yhteydessä.

Terminen hajoaminen on voimakkaasti lämpötilan kontrolloimaa, ja siten hapen ulkoisella aineensiirrolla ei ole suurta merkitystä. Huokosdiffuusio tulee merkittäväksi reaktioita rajoittavaksi tekijäksi vasta suurilla partikkeleilla (yli 100μm). Termisen hajoamisen seurauksena muodostuvien mineraalien hapettumista kontrolloi aluksi Arrheniuksen lain mukainen reaktionopeusvakio ja ulkoinen aineensiirto, mutta jo hyvin aikaisessa vaiheessa kasvaa huokosdiffuusion osuus merkittäväksi. Sulatilan reaktioita rajoittaa selvästi ulkoinen aineensiirto. Huokosdiffuusion ja hapen suladiffuusion osuus on vähäistä ja ne ovat samaa suuruusluokkaa.

Kehitetyn mallin toimivuutta testattiin vertaamalla tuloksia kirjallisuudesta löytyviin kokeellisiin tutkimuksiin. Nostettaessa kaasun happitoisuutta kasvoi rikin poistuma partikkelista. Kaasun ollessa lähellä ilman koostumusta (21p-%O_2, 700°C) poistui kaikki rikki partikkelista ja lopputuotteina oli oksideja. Kaasun esilämmitystä nostettaessa rikin poistuma nopeutui. Poistumat olivat kuitenkin korkeampia kuin kokeellisesti tehdyt havainnot. Sekä kaasun happipitoisuus että lämpötila vaikuttivat huomattavasti partikkelin lämpötilahistoriaan siten, että rikin poistuessa nopeammin nousi lämpötila korkeammalle. Mitatut ja lasketut maksimilämpötilat olivat lähellä toisiaan, joskin muutamassa tapauksessa ero oli noin 100 astetta. Partikkelikoolla on suurin vaikutus rikin poistumiseen. Suuret partikkelit (yli 150μm) eivät sulaneet lainkaan jolloin loppukoostumukseksi jäi kalkosiitin, troiliitin ja magnetiitin seos.

Viimeiseksi testattiin vielä sivukiven vaikutusta partikkelin reaktioihin. Alle 17 % SiO_2-pitoisuuksilla sivukivellä ei ollut merkittävää vaikutusta rikin poistumaan. Partikkelin lämpötila laski sivukivipitoisuuden noustessa.

Johtopäätökset

Tulosten vertailtavuutta Jorgensenin tekemiin mittauksiin vaikeuttaa aika-akselin skaalaus. Jorgensen on esittänyt tuloksensa reaktioajan funktiona. Mallissa käytetty

aika lähtee tilanteesta, jossa partikkelilla on jo ympärillään esilämmitetty kaasu. Koejärjestelyistä johtuen (partikkelit syötettiin uuniin kylmän kaasun kanssa) Jorgensenin ilmoittaman ajan nollakohta lienee kuitenkin eri kohdassa. Lisäksi tulosten tulkintaa vaikeuttaa se, että kaasun esilämmityksen noustessa kasvaa myös sen nopeus. Koska partikkelien nopeus on lähes sama kuin kaasun nopeus, myös niiden kokonaisaika uunissa vaihtelee koeolosuhteiden mukaan.

Näin ollen vertailtaessa laskettuja tuloksia mitattuihin, voidaan varmuudella tehdä johtopäätöksiä ainoastaan olosuhdevaihteluiden vaikutussuunnista. Esimerkiksi siten, että kaasunlämpötilan noustessa reaktiot nopeutuvat. Tarkasteltaessa tuloksia tältä kannalta voidaan sanoa niiden olevan sopusoinnussa kokeellisten mittausten kanssa.

Kokonaismalli toimii loogisesti ja reagoi oikein ympäristön muutoksiin. Osamalleissa on kuitenkin vielä kehitettävää, erityisesti sulatilan osalta. Kokeellisesti havaittua partikkelien pirstoutumista ei ole otettu huomioon ja keskustan sulamiseen liittyvät ilmiöt (kaasunmuodostus) vaativat jatkossa tarkemman osamallin. Kiinteän tilan reaktiot toimivat hyvin ja niihin tarvitsee jatkossa tehdä ainoastaan hienosäätöä (esim. aineominaisuuksien kannalta).

3.3 Kalkosiitin hapetusreaktioden kineettinen malli

Kalkosiittipartikkelin palamismalli perustuu Shookin väitöskirjaan "*Flash Converting of Chalcocite Concentrate: A Study of The Flame*" [8]. Shook on mallia kehittäessään tehnyt seuraavat olettamukset: partikkelin oletetaan olevan pallon muotoinen, partikkelien sisällä ei ole lämpötila- eikä konsentraatiogradientteja ja partikkelit ovat puhdasta kalkosiittiä.

3.3.1 Kalkosiitin reaktiomekanismit

Kiinteän tilan reaktiot

Kiinteän kalkosiittipartikkelin (Cu_2S) hapettuminen sulaksi kupariksi tapahtuu Shookin mallin mukaan kolmivaiheisesti. Lämpötilan ollessa kalkosiitin sulamispisteen 1130°C alapuolella dominoivana hapettumisreaktiona on

$$Cu_2S_{(s)} + 1{,}5O_{2(g)} \rightarrow Cu_2O_{(s)} + SO_{2(g)} \qquad (17),$$

jossa reaktiotuotteina muodostuu kiinteä kuparioksidikerros partikkelin pinnalle ja rikkidioksidikaasua.

Sulatilan reaktiot

Kalkosiitin sulamispisteen yläpuolella se reagoi välittömästi muodostuneen kuparioksidin (Cu_2O) kanssa rajoittamattomalla nopeudella muodostaen sulaa kuparia ja SO_2 kaasua.

$$Cu_2S_{(l)} + 2Cu_2O_{(s)} \rightarrow 6Cu_{(l)} + SO_{2(g)} \qquad (18).$$

Todellisuudessa reaktio tapahtuu tietyllä lämpötilavälillä, mutta oletus on tehty koska vain pieni osa kalkosiitista on reagoinut kuparioksidiksi. Mallin reaktioista tämä on ainoa endoterminen reaktio. Kuparioksidin loputtua jäljelle jäänyt kalkosiitti hapettuu suoraan kupariksi

$$Cu_2S_{(l)} + O_{2(g)} \rightarrow 2Cu_{(l)} + SO_{2(g)} \qquad (19).$$

Rikin poistumisen jälkeen partikkeli reagoi ympäröivän hapen kanssa sen pitoisuudesta riippuen seuraavasti: liukoisuusaukon kohdalla happi liukenee sulaan kupariin

$$O_2(g) \rightarrow 2[O]_{Cu} \qquad (20)$$

ja liukoisuusaukon ulkopuolella muodostuu kuparioksidia seuraavasti

$$2Cu_{(l)} + 0{,}5O_{2(g)} \rightarrow Cu_2O_{(l)} \qquad (21).$$

Kirjallisuudesta löytyy kiinteälle kalkosiitille tehtyjä hapettumiskokeita, joiden mukaan kalkosiittipartikkelille tapahtuu alussa painon lisäystä. Tämä on seurausta erilaisten kuparisulfidien, -sulfaattien ja oksidien muodostumisesta ennen syttymistä. Koska reaktionopeudet ennen syttymistä ovat pieniä ei näitä reaktiota tarvitse ottaa mallissa huomioon.

3.3.2 Reaktionopeudet

Kalkosiitin hapetusreaktiot voidaan jakaa kolmeen ryhmään: kiinteän kalkosiitin hapettuminen kuparioksidiksi (17), sulan kalkosiitin hapettuminen metalliseksi kupariksi (18,19) ja kuparin ja hapen korkealämpötilareaktiot (20,21).

Kiinteän tilan reaktiot

Reaktionopeuden oletetaan olevan riippuvainen kemiallisesta reaktionopeudesta ja hapen kulkeutumisnopeudesta reaktiopinnalle, jolloin kiinteän kalkosiitin ainemäärän muutosnopeus voidaan ilmaista yhtälöllä

$$-\frac{dn_{Cu_2S}}{dt} = \frac{1}{\left(\frac{1}{R_{reac}}\right) + \left(\frac{1}{R_{D_{ox}}}\right)} \qquad (22)$$

jossa R_{reac} on kemiallinen reaktionopeus ja R_{ox} on hapen aineensiirtonopeus. Kemiallinen reaktionopeus oletetaan ensimmäisen asteen mukaiseksi Kimin ja Themeliksen [9] mukaan. Se voidaan esittää yhtälöllä

$$R_{reac} = k_r P_{O_2} A_p X_{Cu_2S} \qquad (23)$$

jossa P_{O_2} on hapen osapaine ja A_p partikkelin pinta-ala. Reaktiopinta-ala ei ole koko partikkelin pinta-ala, vaan pienenee reaktion edetessä. Pinta-alan muuttuminen on otettu huomioon kalkosiitin tilavuusosuudella X_{Cu_2S}, joka kuvaa reagoivan kalkosiitin pinta-alaosuuden. Yhtälössä oleva kemiallinen reaktionopeusvakio k_r voidaan laskea Arrheniuksen yhtälöstä.

Reaktiokinetiikkaan vaikuttavan hapen aineensiirron kannalta Shookin malli ottaa huomioon hapen diffuusion kaasufaasissa partikkelia ympäröivän rajakerroksen läpi sekä hapen diffuusion mahdollisten reaktiotuotekerrosten läpi, jolloin diffuusionopeus $R_{D_{ox}}$ ilmaistaan yhtälöllä

$$R_{D_{ox}} = \left(C_{O_2} - C^*_{O_2}\right)\left(\frac{1}{k_{ox,b}} + \frac{r_p\left(r_p - r_{Cu_2O}\right)}{r_{Cu_2O}D_{ox,Cu_2O}}\right)^{-1} A_p \qquad (24)$$

jossa C_{O_2} ja $C^*_{O_2}$ ovat hapen konsentraatiot bulkkikaasussa ja partikkelin pinnalla. Hapen aineensiirtokerroin bulkkifaasissa $k_{ox,b}$ on ratkaistu Sherwoodin luvusta, jossa hapen diffusiviteetti on arvioitu olettamalla, että hapen ja rikkidioksidin moolivirrat ovat yhtäsuuria, mutta vastakkaismerkkisiä. Hapen diffusiviteetti ($1{,}5\cdot10^{-5}$ m²/s 1060 K) oksidikerroksen läpi on saatu Asaki et al. [10] koetuloksista. Kupari-oksidikerroksen säde r_{Cu_2O} on laskettu olettaen, että kaikki syntyvä oksidi jää partikkelin pinnalle.

Sulatilan reaktiot

Kupriitin loputtua malli olettaa sulien kalkosiittipisaroiden reagoivan hapen kanssa suoraan metalliseksi kupariksi ja rikkidioksidiksi reaktioyhtälön (18) mukaan ja että hapen ulkoinen aineensiirto on ainoa reaktionopeutta rajoittava tekijä. Reaktionopeus lasketaan yhtälöllä:

$$-\frac{dn_{Cu_2S}}{dt} = k_{ox,b} A_p X_{Cu_2S}\left(C_{O_2} - C^*_{O_2}\right) \tag{25}$$

Koska kalkosiitilla on voimakas pyrkimys siirtyä sulan pisaran pintaan, Shook olettaa mallissaan, että reaktio tapahtuu koko pisaran pinta-alalla eli X_{Cu_2S}=1.

Kuparin ja hapen korkealämpötilareaktioissa reaktionopeutta rajoittavan tekijän Shook olettaa olevan hapen aineensiirron kaasufaasissa molempien faasien ollessa sulia. Reaktionopeus voidaan laskea yllä olevalla yhtälöllä. Jos reaktio tapahtuu kuparioksidin sulamispisteen alapuolella, malli huomioi myös hapen aineensiirron kiinteän oksidikuoren läpi, jolloin reaktionopeus voidaan laskea samasta yhtälöstä kuin kiinteälle kalkosiitille.

3.3.3 Partikkelin lämpötase

Partikkelien lämpötila voidaan laskea energiataseesta

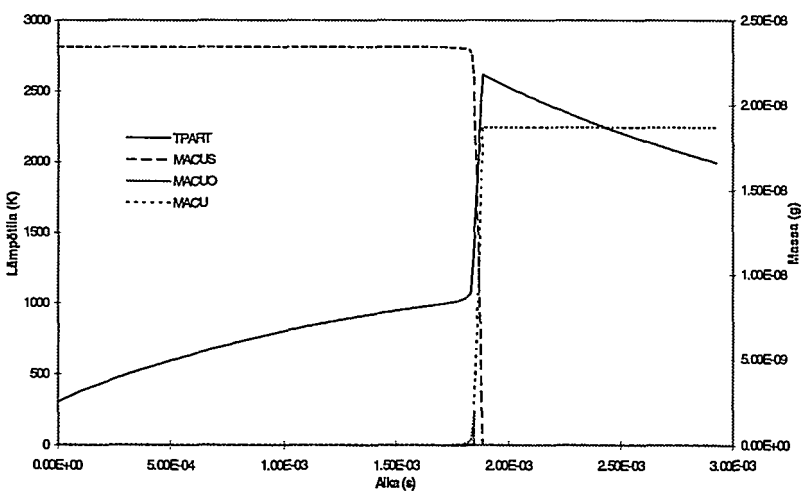
$$m_p C_p \frac{dT_p}{dt} = \dot{Q}_{rad} + \dot{Q}_{conv} + \dot{Q}_{reac} \tag{26}$$

jossa säteilyn aiheuttama lämpövuo $\dot{Q}_{rad}$ on laskettu Stefan-Bolzmanin yhtälön pohjalta, konvektiivisen lämmönsiirron aiheuttama lämpövuo $\dot{Q}_{conv}$ on laskettu Newtonin yhtälöstä lämpövirralle ja reaktiossa muodostuva lämpö $\dot{Q}_{reac}$ on laskettu kineettisen mallin reaktionopeuksien ja lämpökapasiteettien ja standardireaktioentalpioiden avulla. Integroimalla partikkelin lämpötasetta saadaan partikkelin lämpötila

$$T_p = T_g - \left(T_g - T_p^0\right)e^{-\Delta t/\tau'} + \frac{\left(\dot{Q}_{rad} + L\frac{dm_p}{dt}\right)\left(1 - e^{-\Delta t/\tau'}\right)}{Nu\lambda_g \pi d_p} \tag{27}$$

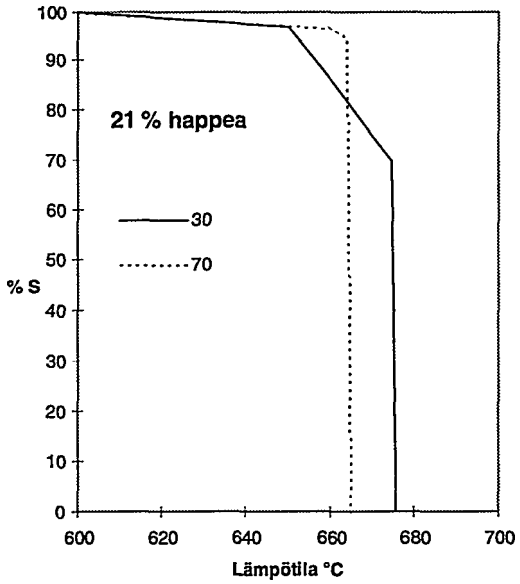
3.3.4 Alustavia tuloksia

Malliin on tällä hetkellä kytketty reaktiot (17)-(20) kalkosiitin palamisesta sulaksi kupariksi. Ohjelma toimii omana Fortran-koodina ja tehdyllä ohjelmalla voidaan PHOENICSistä erillään laskea yksittäisen partikkelin lämpötiloja kiinnitetyssä lämpötilakentässä. Partikkelin oletetaan olevan puhdasta kalkosiittia. Mallin antamat tulokset olivat aluksi partikkelin maksimilämpötilojen osalta hyvin suuria ja todettiin aika-askeleen suuruuden vaikuttavan partikkelin lämpötilaan hyvin voimakkaasti. Kuvasta 24 Nähdään partikkelin lämpötila ja koostumus ajan suhteen. Partikkelin syttyminen tapahtuu lämpötilassa n. 800°C. Reaktiot tapahtuvat erittäin nopeasti niiden päästessä alkuun. Vain pieni osa kalkosiitista on reagoinut kuparioksidiksi ennen sen sulamista. Partikkelin maksimilämpötila on n. 2300°C. Tämä on alhaisempi kuin Shookin laskemat lämpötilat, mutta syynä tähän lienee eri tavalla määritelty aika-askel. Aika-askelta kasvattamalla maksimilämpötilat myös kasvavat. Lisäksi Shookin käyttämät termodynaamiset arvot antavat korkeampia reaktiolämpöjä kuin tässä käytetty HSC.



Kuva 24. Kalkosiittipartikkelin lämpötila ja koostumus ajan suhteen. (D_p=20µm, T_{gas}=940°, 21% O_2)

Suuret partikkelit vaativat reaktioiden alkamiseen korkeamman lämpötilan kuin pienet, mutta syttymisen jälkeen/syttymislämpötilaa korkeammissa lämpötiloissa ne reagoivat loppuun ennen kuin pienet partikkelit. Tämä johtuu isojen partikkelien sisältämästä suuremmasta "polttoaineen" määrästä. Tulokset ovat tältä osin samanlaisia kuin V.Kivisen diplomityössä [11]. Siinä tutkittu La Escondida kupariirikaste oli kuitenkin hyvin erilainen pitoisuuksiltaan (55% Cu_2S, 25% FeS_2, 3% $CuFeS_2$) verrattuna puhtaaseen kalkosiittin. Kuvassa 25 näkyvä nopea rikin poistuminen ei siksi ole vertailukelpoinen kokeiden tuloksiin. Rikin poistumisen alkaminen alhaisemmassa lämpötilassa johtuu raudasta, sillä rautasulfidi reagoi ennen kuparisulfidia.



Kuva 25. Rikin poistuminen kaasun lämpötilan funktiona. (Partikkelikoolla 30µm ja 70µm).

4 Jätelämpökattila

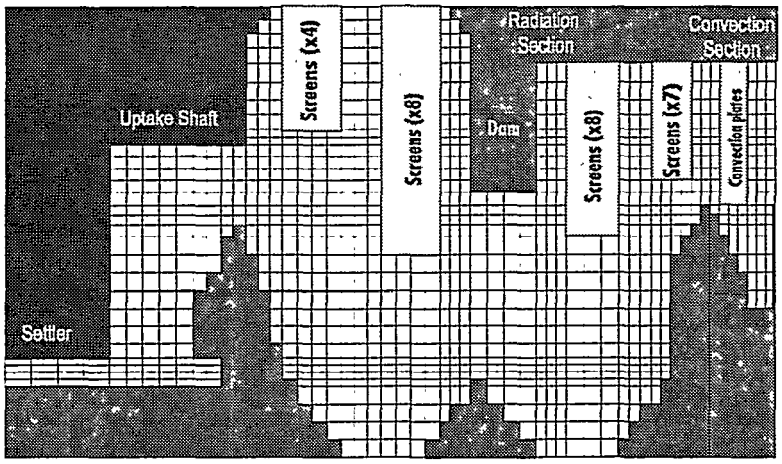
Jätelämpökattilan mallinnus on suoraa jatkoa edelliselle hankkeelle, joten siinä päästään käyttämään olemassa olevia malleja ja laskentahiloja, joiden toimivuus ja luotettavuus on varmistettu. Siten tuloksia on saatu runsaasti eri toiminta-olosuhteissa ja myös pölyn jakautumisen mallinnus on lähtenyt hyvin käyntiin. Kaksifaasilaskennassa havaittiin, että pölyn käyttäytymiselle jouduttaan määrittämään epärealistinen alkuehto käytettäessä erillistä säteilyosan mallia, koska koko sisääntulon alueelle tulee tasainen pölypartikkelipitoisuus, mikä ei todellisuudessa ole mahdollista, vaan eri kokoiset partikkelit tulevat painonsa mukaisesti eri kohdista sisään kattilaan. Tämän vuoksi tehtiin yhdistetty malli, jossa laskenta-alue alkaa alauunista ja käsittää nousukuilun, säteilyosan ja konvektio-osasta alkupään, kuva 26. Samalla tällä mallilla saadaan tarkempi simulointi kaasun sisäänvirtaukselle kuin antamalla alkuarvoksi erillisellä nousukuilun mallilla laskettu nopeusjakauma.Tutkitut tapaukset voidaan jakaa seuraaviin kahteen luokkaan:

I Yksifaasilaskenta parannetuilla malleilla
II Kaksifaasimallinnus (IPSA ja ASLP)

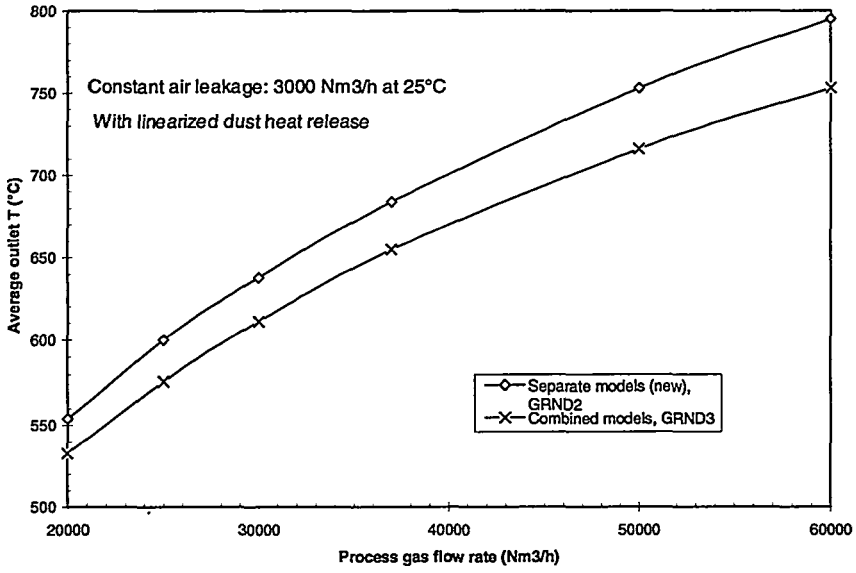
4.1 Yksifaasilaskenta

Erillisellä säteilyosan mallilla laskettiin kaasun jäähtyminen eri prosessikaasun määrillä. Tulosten perusteella piirrettiin toimintakäyrä (kuva 27), josta kaasun loppulämpötila säteilyosan jälkeen voidaan lukea eri prosessikaasun määrillä. Vertailun vuoksi extrapoloitiin käyrät suunnitellulla kapasiteetilla erilliselle säteilyosan mallille (seinäfunktiot GRND2) ja nousukuilun kanssa yhdistetylle mallille (GRND3) olettaen lasketuissa pisteissä saatu lämpötilaero koko kapasiteettialueelle. Lasketut kaasumäärät olivat:

20.000, 25.000, 30.000, 37.000, 50.000 ja 60.000 Nm^3/h



Kuva 26. Nousukuilun ja jätelämpökattilan yhdistetyn mallin laskentahila.



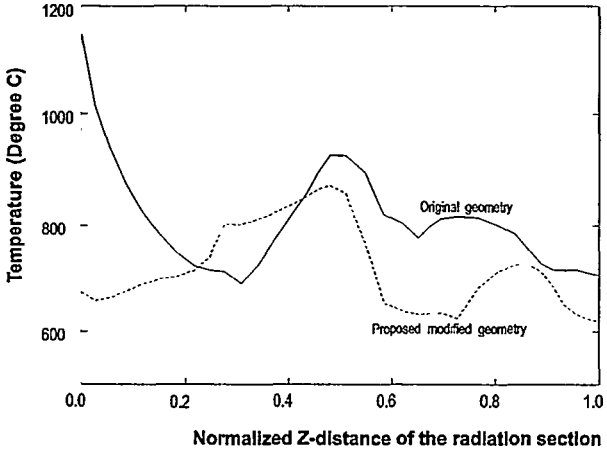
Kuva 27. Kaasun tilavuusvirtauksen vaikutus jäähtymiseen.

Kirjallisuudessa on raportoitu [12], että epätasapainoseinämäfunktio (*non-equilibrium wall function*) on luotettavampi lämmönsiirtoon tapauksissa, joissa seiniltä injektoidaan kaasua tai seinillä tapahtuu virtauksen irtoamista. Tämän vuoksi testattiin PHOENICSin seinämäfunktioiden toista vaihtoehtoa, GRND3, molemmille

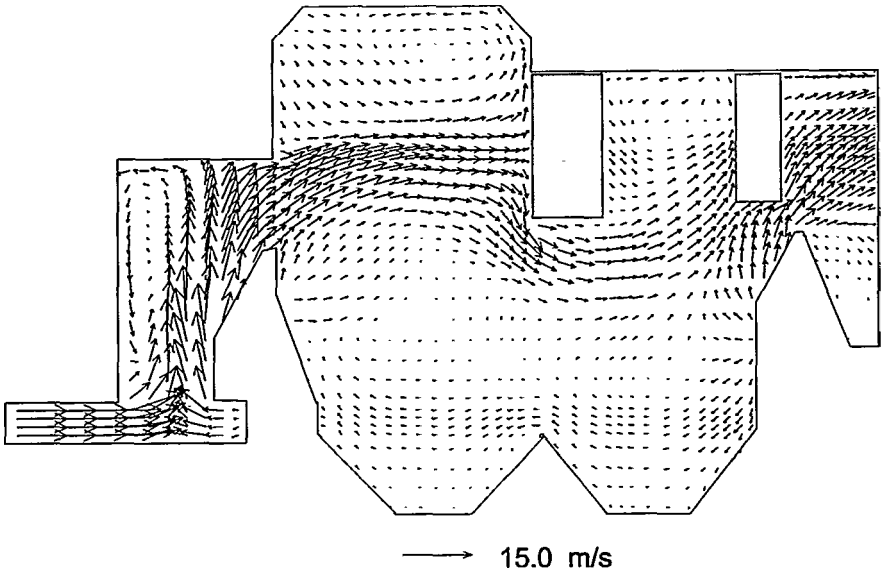
kattilageometrioille. Se valittiin myös yhdistetylle nousukuilun ja kattilan mallille kaikkiin laskentoihin, joissa on lämmönsiirto mukana. Virtauskäyttäytymisessä ei ole muutoksia, mutta lämmönsiirtoon sillä oli merkittävä vaikutus, koska kaasu jäähtyi selvästi tehokkaammin.

Kaikissa aiemmissa mallinnuksissa on käytetty turbulenssin kuvaamiseen standardia k-ε -mallia. Kirjallisuudessa [13] on kuitenkin jatkuvasti mainintoja siitä, ettei ko. mallia pidä käyttää sokeasti ja ettei se kaikissa tapauksissa anna oikeaa tulosta. Kehittyneempien turbulenssimallien testaamiseksi mallinnettiin sekä vanhaa että uutta kattilaa kahdella modifioidulla suuren Reynolds-luvun k-ε -mallilla: Chen-Kim ja RNG. Kaasun virtauskentässä oli havaittavissa joitakin hyvin pieniä muutoksia. Lisäksi tulokset osoittivat, että molemmat testatut turbulenssimallit ennustivat k-ε -malliin verrattuna huomattavasti pienempiä arvoja turbulenssin kineettiselle energialle
ja turbulenttiselle viskositeetille, mikä oli kirjallisuuden perusteella odotettua.

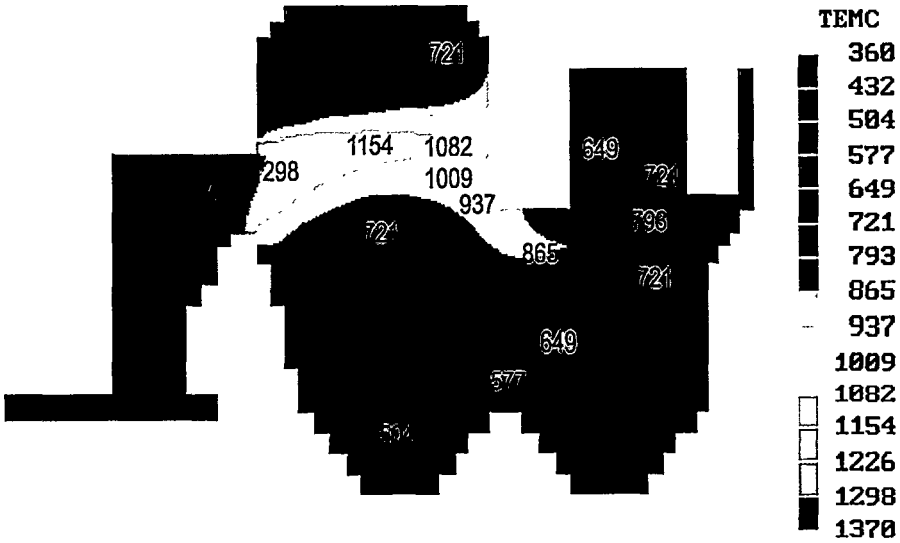
Myös erilaisia kattilageometrioita on laskettu ja kuvassa 28 on verrattu kahdella geometrialla saatuja lämpötilaprofiileja kattilan pituuden suhteen. Kuvassa 29 on kaasun virtauskenttä ja kuvassa 30 on lämpötilajakauma laskettuna kuvan 26 mallille.



Kuva 28. Kaasun lämpötilaprofiili kattilan pituusakselilla.



Kuva 29. Kaasun nopeusvektorit nousukuilun ja jätelämpökattilan yhdistetyllä mallilla laskettuna.



Kuva 30. Kaasun lämpötilajakauma nousukuilun ja jätelämpökattilan yhdistetyllä mallilla laskettuna (°C).

4.1 Kaksifaasitapaukset

4.1.1 IPSA

Pölyn käyttäytyminen jätelämpökattilassa aloitettiin kaksifaasilaskentana IPSAlla (*Inter-Phase Slip Algorithm*). Laskenta tehtiin stationaarisena eli aikaa ei tässä vaiheessa otettu vielä huomioon. Laskennan tulokset antavat tietoa mahdollisista pölyn kasautumisista ja erikokoisten partikkelien osuudesta niihin. Mallinnuksessa oletettiin seuraavat olosuhteet:

— pallomaiset partikkelit,
— partikkelien tiheys 3000 kg/m^3,
— vastuskerroin: standardi laki (Clift *et al.* [14]), joka kattaa laajan Reynolds-luvun alueen,
— faasien välistä lämmön- ja aineensiirtoa ei huomioitu.

Geometriana oli kaikissa laskuissa nousukuilun ja kattilan yhdistetty malli. Koska käytetyssä PHOENICS-versiossa (2.1) ei IPSAn ja lämpösäteilyn yhtäaikainen ratkaiseminen ollut mahdollista, laskettiin tapaukset ensin isotermisinä ja toisessa vaiheessa käytettiin kaasufaasin osalta lämmönsiirtoa, mutta kaasun entalpiakenttä "jäädytettiin" IPSAn käytön ajaksi. Seuraavassa tarkastellaan tuloksia ensin isotermisissä tapauksissa ja sitten lämmönsiirron kanssa.

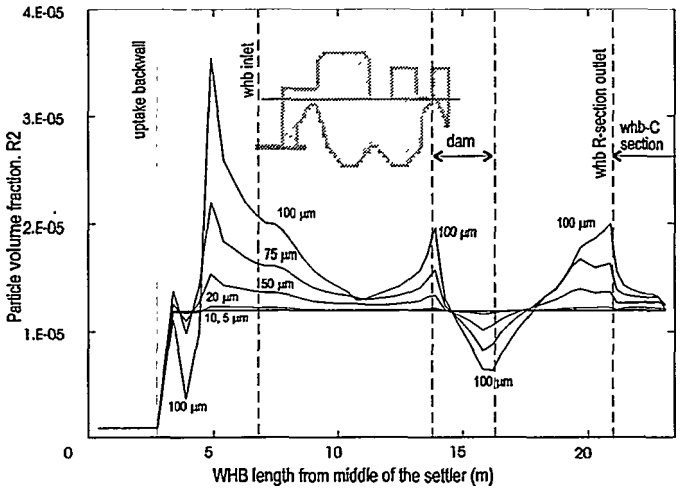
Isotermisissä tapauksissa laskettiin partikkelikoot 5, 10, 20, 50, 75, 100 μm ja kaasun ominaisuudet otettiin lämpötilan 1370°C mukaan. Tulosten perusteella pienet partikkelit seuraavat kaasua (5 – 20 μm) eikä mainittavaa kasautumista tapahdu. Partikkelikoosta 50 μm alkaen sen sijaan on havaittavissa selvää akkumuloitumista pölysuppiloihin.

Kattilan säteilyosan tapahtumien analyysi osoittaa seuraavia piirteitä perustapauksessa ilman vuotoilmaa (yhteenveto kuvista 31-32):

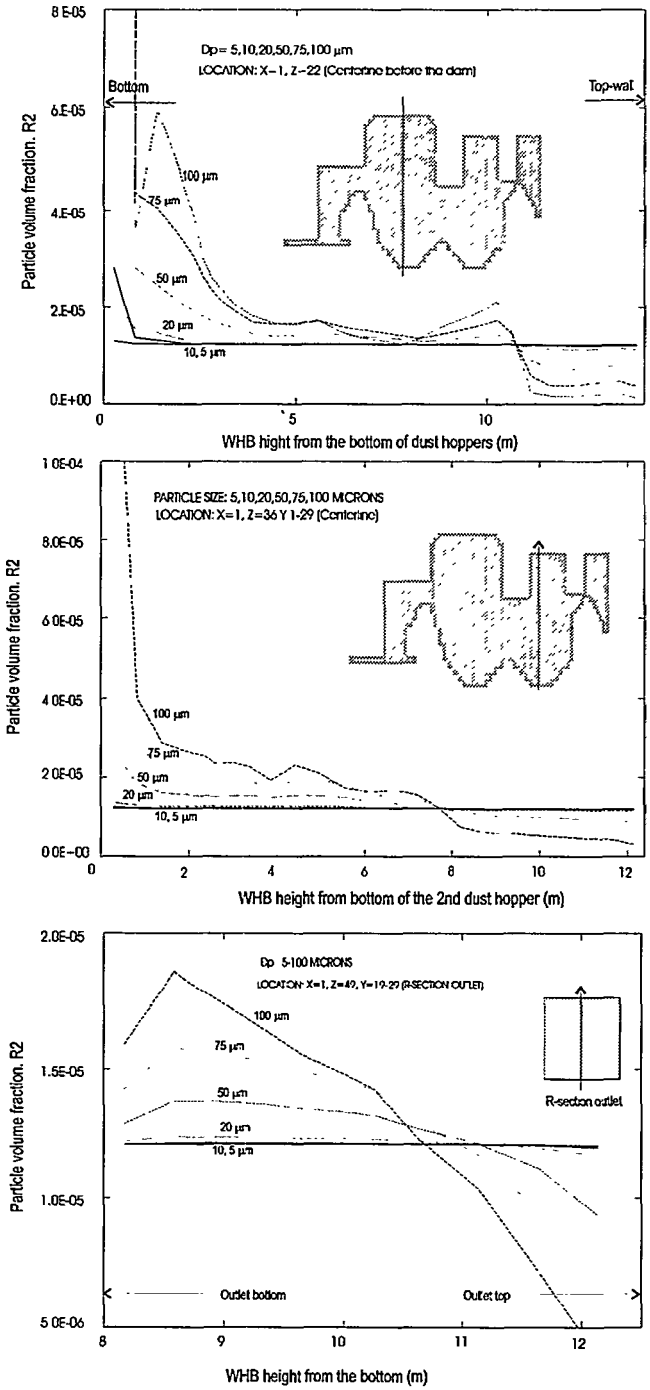
— partikkelit, joiden halkaisija on korkeintaan 20 µm, eivät pyri laskeutumaan ja niiden jakauma on melko tasainen koko alueella,
— 20 µm:ä suuremmat hiukkaset pyrkivät selvimmin asettumaan 1. suppiloon sekä jonkin verran konvektio-osan suppiloon,
— toisessa pölysuppilossa ei ollut havaittavaa kasautumista.

Lisäksi:

— hiukkasten nopeus symmetrisellä keskilinjalla on suurempi kuin muualla erityisesti yli 20 µm kokoisilla,
— suurilla partikkeleilla (50 – 100 µm) on jyrkempi konsentraatioero padon eri puolilla,
— samoin kattilan pystysuunnassa on suurilla partikkeleilla selvä konsentraatiogradientti osoittaen laskeutumistaipumusta,
— säteilyosan ulosmenossa on pienillä hiukkasilla tasainen jakauma, mutta suurilla on voimakas gradientti.



Kuva 31. Partikkelien tilavuusosuudet jätelämpökattilassa vaakaleikkaustasolla.



Kuva 32. Partikkelien tilavuusosuudet jätelämpökattilassa eri pystyleikkaustasoilla.

Pölyn osallistuminen lämmönsiirtoon yksinkertaistettiin tilavuudellisilla lämpölähteillä. Isotermisten tapausten vertailukohdaksi laskettiin kaksi partikkelikokoa perustapauksessa, 10 ja 20 µm. Standardeilla toimintaolosuhteilla (kiertokaasu 10.000 ja vuotoilma 3.000 Nm^3/h) laskettiin partikkelikoot 20, 50 ja 75 µm. Kiertokaasu ja vuotoilma vaikuttavat luonnollisesti paljon pölyhiukkasten virtauskäyttäytymiseen. Vuotoilman vuoksi 50 µm partikkelit eivät laskeutuneet 1. pölysuppiloon, kuten edellä, vaan jonkin verran toiseen suppiloon ja selvästi konvektio-osan alkuun. Suuremmat partikkelit (75 µm) laskeutuivat selvästi säteilyosan kumpaankin suppiloon.

Lämmönsiirron huomioiminen vaikuttaa selvästi pölyn käyttäytymiseen. Kun kaasu jäähtyy säteilyosassa, laskee virtausnopeus ja pölyhiukkasille tulee paremmat mahdollisuudet erota kaasuvirrasta, kun ne menettävät liikemääräänsä. Tämä näkyi selvästi tuloksista. Lämmönsiirtotapauksissa oli pölyn konsentraatio suppiloissa 10 – 20 kertainen verrattuna isotermisiin tapauksiin.

4.1.2 ASLP

Algebraic Slip Model (ASLP) on vaihtoehto IPSAlle mallinnettaessa kahta keskenään sekoittuvaa faasia, joista toinen on kantajafluidi. Menetelmä sopii pienille hiukkasille ja useita hiukkaskokoja voidaan laskea samassa simuloinnissa. Hiukkasfaasi kuvataan erillisinä ainesosina, mutta kokonaisuus käsitellään yhtenä faasina, jolla on seoksen ominaisuudet. Isotermisiä tapauksia on testattu, mutta lämmönsiirron kytkemiseksi ei ole käytössä olleessa ohjelmaversiossa ohjeita tai esimerkkejä.

ASLP'n avulla on laskettu ensin kaksi yhden hiukkaskoon tapausta (10 ja 50 µm) sekä yksi tapaus, jossa oli useita hiukkaskokoja (20 % 10, 40 % 25, 20 % 50, 10 % 75, ja 10 % 100 µm) yhtä aikaa. Hiukkasten tilavuusosuuksien jakautumisesta voidaan tehdä seuraava yhteenveto:

— yhden hiukkaskoon testin perusteella 10 μm partikkelit pyrkivät jonkin verran asettumaan 1. suppiloon,
— testi usean hiukkaskoon yhtäaikaisella laskennalla osoitti, että koko pölymäärä laskeutui kumpaankin säteilyosan suppiloon ja konvektio-osan suppiloon, joka oli laskenta-alueessa mukana,
    — 10 μm olivat säteilyosan 1. suppilon yläosassa,
    — 25 μm olivat lähinnä säteilyosan suppiloissa,
    — 50 μm olivat vielä selkeämmin säteilyosan suppiloissa,
    — 75 ja 100 μm laskeutuivat kaikkiin kolmeen suppiloon, mutta raskaimmat eniten ensimmäiseen.

ASLP-mallinnuksessa todettiin ainakin useiden hiukkaskokojen yhtäaikaisessa laskennassa, että kaikki hiukkaset laskeutuivat pohjalle, hiukkaskoon vaikuttaessa paikkaan. IPSAlla sen sijaan ei stationaaritilanteessa havaittu lainkaan täyttä laskeutumista, mikä johtunee juuri ajan huomiotta jättämisestä.

5 Jatkosuunnitelmat

Kalkopyriitin ja kalkosiitin kineettiset modulit on saatu koodattua ja niillä lasketut testitapaukset laminaarivirtausuunin olosuhteissa vastaavat hyvin kokeellisia tuloksia. Erona voidaan todeta vielä olevan reaktioiden aikana muodostuvien reaktiotuotekerrosten hidastava vaikutus, jota ei kalkosiitin ohjelmakoodiin ole vielä täysin saatu mukaan (kiinteässä tilassa on, mutta sulatilassa ei ole vielä koodattu). Toisaalta tämän mallinnushankkeen rinnalla on käynnissä Suomen Akatemian hanke, jossa kokeellisesti pyritään selvittämään sulfidisten mineraalien reaktiomekanismit yksityiskohtaisesti. Kokeellisesti saatava tieto lisätään tietokonemalliin, jolloin simuloidut reaktiot saadaan realistisiksi. Rikasteen reaktioiden osalta työ keskittyy kineettisen modulin kytkemiseen PHOENICSin virtauksen ja lämmönsiirron laskentaan ja siinä ilmenneiden ongelmien ratkaisemiseen. Mallia kehitetään myös

siihen suuntaan, että käyttäjä voi valita kumpi mineraali on kyseessä ja myöhemmin jopa useamman mineraalin osuuden syöttöseoksessa.

Jätelämpökattilassa tapahtuvista rikkidioksidin ja pölyn reaktioista on käynnistetty yksityiskohtainen kirjallisuusselvitys, jonka perusteella laaditaan kineettinen moduli myös kattilan reaktioille kytkettäväksi virtauksen ja lämmönsiirron laskentaan. Selvää kuitenkin on, että teoreettinen ja/tai kokeellinen tieto näistä reaktioista ei ole vielä riittävän perusteellista, joten tarve kokeellisen tutkimuksen aloittamiseksi tällä alueella on ilmeinen. Alustavat tulokset pölyn käyttäytymisestä osoittavat, että erikokoiset pölyhiukkaset käyttäytyvät eritavalla, mutta myös laskentatavalla (aikariippuva vai ei) on vaikutusta tuloksiin. On selvää, että laajoja parametri-utkimuksia ja eri laskentatapojen vertailua tarvitaan oikean lähestymistavan löytämiseksi samoin kuin on tarpeen verrata tuloksia käytännössä havaittuihin pölyn kasautumisilmiöihin (tai kasautumattomuuteen). Jätelämpökattilan osalta jatko on vahvasti pölyn laskentatapojen vertailua ja parametritestausta. Syksyllä käynnistynyt diplomityö sisältää myös lämpötilamittauksia Harjavallan jätelämpökattilasta, jolloin saadaan yhdessä/kahdessä pisteessä mitattu lämpötilajakauma mallinnustulosten validoimiseksi.

Julkaisut

Y. Yang and A. Jokilaakso, Flow and heat transfer simulation of a waste-heat boiler in the Outokumpu copper flash smelting process. Proc. of The Int. Conf. on Modelling and Simulation in Metallurgical Engineering and Materials Science. Z. Yu, Z. Xiao, X. Xie (toim.), Metall. Ind. Press, Beijing, China (1996), 492-497.

T. Ahokainen and A. Jokilaakso, Modeling of gas-particle reactions in the copper flash smelting. Proc. of The Int. Conf. on Modelling and Simulation in Metallurgical Engineering and Materials Science. Z. Yu, Z. Xiao, X. Xie (toim.), Metall. Ind. Press, Beijing, China (1996), 498-503.

T. Ahokainen and A. Jokilaakso, Numerical simulation of the Outokumpu flash smelting furnace reaction shaft. Proc. of the Int. Symp. Computational Fluid Dynamics and Heat/mass Transfer Modeling in the Metall. Industry, S.A.

Argyropoulos, F. Mucciardi (toim.). The Metallurgical Society of CIM, Montreal, Canada, 1996, 305-319.

T. Ahokainen, Combined CFD and kinetic modeling of the flash smelting process. Proc. of the Post-graduate seminar on Rate phenomena in Pyrometallurgical Processes, A. Jokilaakso, K. Fagerlund (toim.) Report TKK-V-B121(1996).

T. Ahokainen and A. Jokilaakso, Simulation of chalcopyrite oxidation reactions in the Outokumpu flash smelting process. Proc. of the 3rd Colloquium on Process Simulation. A. Jokilaakso (toim.). Report TKK-V-B117(1996), 167-182.

Y. Yang and A. Jokilaakso, Analysis of a waste-heat boiler by CFD simulation. Proc. of the 3rd Colloquium on Process Simulation. A. Jokilaakso (toim.). Report TKK-V-B117(1996), 403-415.

A. Jokilaakso, Virtauksen ja lämmönsiirron mallintaminen: Perusteet. Prosessien mallintaminen ja simulointi. AEL-INSKO, 22.-23.10.1996.

A. Jokilaakso, Virtauksen ja lämmönsiirron mallintaminen: Kaupalliset ohjelmistot. Prosessien mallintaminen ja simulointi. AEL-INSKO, 22.-23.10.1996.

Julkaisujen jatkosuunnitelmat:

Paino tulee siirtymään vähitellen referee-lehtien suuntaan, kun tuloksia kerääntyy ja ne saadaan yhä perusteellisemmin validoitua.

A. Jokilaakso, Liekkisulatusprosessin mallintaminen virtausdynaamisella ohjelmistolla. Vuoriteollisuus-lehti, valmisteilla.

J. Järvi et al. Kalkosiittimallin kehityksestä kertova raportti. Alkuvuosi -97.

T. Ahokainen, A. Jokilaakso and J.Vaarno, Modelling chalcopyrite combustion together with fluid flow simulation. Abstract lähetetty: Computational Fluid Dynamics in Mineral & Metal Processing and Power Generation 3-4 July, 1997, CSIRO, Clayton, Victoria, Australia.

T. Ahokainen, Liekkisulatusuunin reaktiokuilun reaktiokineettinen ja virtausdynaaminen mallinnus. Lisensiaatintyö, joulukuu 1996.

Y. Yang, Computer simulation of gas flow and heat transfer in waste-heat boilers of the Outokumpu copper flash smelting process. Väitöskirja, joulukuu 1996.

Mäkelä, Jätelämpökattilan lämpötilajakauman simulointi eri toimintaolosuhteissa. Diplomityö, tekeillä.

7 Lähdeluettelo

1 Jokilaakso, A., Ahokainen, T., Teppo, O.,Yang, Y. 301 Optimization of suspension smelting technology by computer simulation. Sula 2, Vuosikirja 1994. Toim. H. Hakulin.

2 Crowe, C.T., Sharma, M.P., Stock, D.E. The particle -source-in-cell (PSI-CELL) model for gas-dporlet flows. J. Fluids Engineering, Vol. 99, number 2, june 1977, ss. 325-332.

3 Jokilaakso, A. Removal of antimony and arsenic from impure copper concentrates under simulated flash smelting reaction shaf conditions. Doctoral thesis, Helsinku University of Tecnnology, Department of Materials science and Rock Engineering, 1992.

4 Sohn, H.Y., Chaubal, P.C. The ignition and combustion of chalcopyrite concentrate particles under suspension-smelting conditions. Metallurgical transactions B, 24B, December 1993, pp. 975-985

5 Chaubal, P.C. The reaction of chalcopyrite concentrate particles in a flash furnace shaft. Doctoral Thesis, Department of metallurgy and metallurgical engineering, University of Utah, 1986.

6 Hahn, Y.B., Sohn, H.Y. Mathematical modeling of sulfide flash smelting process: Part I. Model development and verification with laboratory and pilot plant measurements for chalcopyrite concentrate smelting, Met. Trans. B, Vol 21B, 1990, pp.945-958.

7 Jorgensen, F.R.A. Single particle combustion of chalcopyrite. Proc. Australian Inst. Min. Metall. 1983, vol 288, pp. 37-46.

8 Shook, A. Flash Converting of Chalcocite Concentrate: A Study of The Flame. Väitöskirja, University of British Columbia, Vancouver, Canada, 1994, 279 s.

9 Kim, Y.H., Themelis, N.J. Rate phenomena in the oxidation of zinc, iron and copper sulfide pellets. Canadian Metallurgical Quarterly, 1987. Vol. 26, nro 4. pp. 341-349.

10 Asaki, Z. et al. Oxidation of Cu_2S Pellet Pellet. Trans. J. Inst. Metals, 1986. Vol. 27, nro 5. 361-371.

11 Kivinen, V. Kalkosiittirikasteen hapetus laminaarivirtausuunissa. Diplomityö, TKK, Materiaalien valmistustekniikka. 1996, 67 s.

12 Launder, B.E., Spalding, D.B. Lectures in Mathematical models of turbulence. Academic Press, London, 1972, 169 s.

13 Rodi, W. Turbulence models and their application in hydraulics.

14 Clift *et al.* Bubbles, drops, and particles. New York, USA: Academic Press,1978. 380.

303 SULFIDIPARTIKKELIEN REAKTIOMEKANISMIT SUSPENSIOSULATUKSESSA

Teknillinen korkeakoulu
Materiaalien valmistustekniikan ja jauhemetallurgian laboratorio
Vuorimiehentie 2 K
02150 ESPOO

Puhelin: (09) 451 2775
Telefax: (09) 451 2799
Sähköposti: ari.jokilaakso@hut.fi
Internet: http://www.hut.fi/Yksikot/Jauhe

Vastuullinen johtaja: Dos. Ari Jokilaakso
Tutkija: DI Esa J. Peuraniemi

	1996	1997	1998
SULA 2 -rahoitus	-	-	-
Suomen Akatemian rahoitus	188.100 mk	197.100 mk	191.100 mk
Oma rahoitus	-	-	-
Muu rahoitus	-	-	-

Tiivistelmä

Tutkimuksen tavoitteena on selvittää sulfidisten rikastepartikkelien reaktiomekanismit hapettavissa olosuhteissa korkeissa lämpötiloissa sekä kehittää ja täydentää reaktiovaiheita kuvaavia teoreettisia malleja. Tutkimusmenetelmänä käytetään laminaarivirtausuunilla tehtäviä yksittäispartikkelikokeita. Kokeellisen tutkimuksen tuloksia tullaan käyttämään hyväksi projektin 302 – *Liekkisulatusprosessin kaasu-kiintoaine -reaktioiden simulointi* – numeerisessa laskennassa varmentamaan matemaattisten mallien oikeellisuus ja toimivuus.

Laminaarivirtausuunilla hankittavien koetulosten ja partikkelien lämpötilamittausten perusteella kehitetään eri sulfidimineraalien hapettumiskäyttäytymistä kuvaavat teoreettiset mallit sekä morfologisia muutoksia selittävät mallit. Malleissa kuvataan matemaattisin lausekkein kemiallisten reaktioiden kinetiikka eri olosuhteissa ja niihin liittyvät lämmön- ja aineensiirtoilmiöt.

Käytettävällä laminaarivirtausuunilla pystytään saavuttamaan jopa 1600°C lämpötila. Laitteistossa tullaan kiinnittämään erityistä huomiota kaasun mukana kulkeutuvan lentopölyn keräämiselle samoin kuin sammutusvedessä olevien mikroniluokan partikkelien suodattamiselle.

1 Johdanto

Suspensiosulatustekniikkaa käytetään sulfidisten värimetallien (Cu, Ni, Pb,...) valmistusprosessissa, liekkisulatuksessa, joka on kehitetty samanaikaisesti, toisistaan riippumatta, Suomessa (Outokumpu Oy) ja Kanadassa (International Nickel Company) 1940-luvun lopulla. Liekkisulatustekniikkaa käytetään nykyisin hyvin laajasti kuparin valmistuksessa – lähes 50 % maailman primäärikuparin tuotannosta perustuu Outokummun kehittämään liekkisulatukseen – ja sen osuus nikkelin valmistuksessa on lisääntymässä. Prosessin tunnusomaisina piirteinä ovat sen energiataloudellisuus ja ympäristöystävällisyys.

Prosessin ydin on liekkisulatusuuni, jossa hienojakoinen rikaste prosessoidaan korkeassa lämpötilassa. Kaasun ja rikasteen muodostama suspensio virtaa pystysuorassa reaktiokuilussa alas ja samalla tapahtuvat rikasteen reaktiot lähes

autogeenisesti eli prosessi saa tarvitsemansa energian rikastepartikkelien palamisreaktioissa vapautuvasta lämmöstä. Suspensiossa tapahtuvat reaktiot ovat erittäin nopeita ja niihin liittyy monimutkaisia, toisiinsa kytkeytyneitä liikemäärän-, lämmön- ja aineensiirron sekä palamisen ilmiöitä joita ei tunneta perinpohjaisesti, ja jotka tekevät prosessista erittäin dynaamisen luonteeltaan. Rikastepartikkelien syttyessä partikkelien lämpötila kohoaa sekunnin osissa lähes 2000°C:een tai jopa yli. Samalla tapahtuvat lämmönsiirto ympäristöön, monivaiheiset kemialliset reaktiot (rikin ja raudan hapettuminen) ja olomuodonmuutokset (sulaminen, komponenttien höyrystyminen). Prosessikehityksen ja laitesuunnittelun perustana on näiden tapahtumien ymmärtäminen ja kyky ennustaa erilaisten rikasteiden käyttäytyminen ja tarvittavat olosuhteet sekä reaktorimitat.

Prosessia kehitetään edelleen yhä tiukempien ympäristönormien täyttämiseksi sekä köyhtyvien, enemmän epäpuhtauksia sisältävien malmivarojen asettamien vaatimusten vuoksi. Merkittävää perus- ja soveltavan tutkimuksen tarvetta luovat myös prosessin uudet sovellukset, kuten liekkikonvertointi, johon perustuva ensimmäinen teollinen laitos aloitti toimintansa USA:ssa vuonna 1995, sekä nikkelirikasteiden prosessointi suoraan nikkelihienokiveksi. Molemmissa viimeksi mainituissa uusissa prosessissa on onnistuneesti vältetty perinteinen panosprosessina toimiva Peirce-Smith konvertointi jatkuvatoimisella liekkisulatusuunilla.

Teknillisen korkeakoulun Materiaalien valmistustekniikan laboratoriossa on tutkittu yli kymmenen vuoden ajan erilaisten sulfidirikasteiden hapetuskäyttäytymistä. Laitteiston perustana on laminaarivirtausuuni, jossa voidaan tutkia koeolosuhteiden vaikutusta hyvin pieneen ja hallittuun partikkelijoukkoon kerrallaan. Tähän saakka on pystytty selvittämään kalkopyriittisen ja eräiden epäpuhtaiden kuparirikasteiden /1/ sekä kuparikivien /2,3/ hapetuskäyttäytyminen lämpötila-alueella 500 – 1100°C. Lisäksi nikkelirikasteiden ja -kivien /4-6/ tutkimukset ovat olleet käynnissä vuodesta 1993 saakka.

Suspensiosulatustekniikan käytännön prosesseissa ovat olosuhteet erittäin vaikeat mittausten tekemiseksi. Tiheästä ja reagoivasta kaasu-partikkeli -suspensiosta ei

kyetä helposti erottamaan yksittäisiä tapahtumia ja olosuhteiden vaikutusta niihin. Lämpötilat ovat reaktiokuiluissa erittäin korkeita, 1300 – 1500°C, joten partikkelien hapetuskäyttäytymisen selvittämiseen näissä lämpötiloissa on suuri tarve, mutta toistaiseksi on jouduttu rajoittumaan matalampiin lämpötiloihin. Partikkelien lämpötilat reaktioiden aikana ovat rikasteiden reaktiomekanismien selvittämiseksi ensiarvoisen tärkeitä. Erityisesti partikkelien saavuttamat lämpötilat eri olosuhteissa on kyettävä selvittämään, jotta voidaan todentaa teoreettiset mallit, joihin puolestaan numeeriset mallit perustuvat.

Prosessikehityksessä on perinteisesti edetty laboratoriotutkimuksista suurempaan skaalaan mini- ja pilot-tasoisiin uuneihin sekä edelleen teollisiin reaktoreihin saakka. Tämä on kuitenkin hyvin työläs, kallis ja aikaa vievä kehitystyö, johon on viime vuosina alkanut vähitellen tulla avuksi tietokoneilla tapahtuva, virtauksen sekä lämmön- ja aineensiirron peruslakeihin pohjautuva mallinnus. Laboratoriotutkimusten ja tietokonelaskennan yhdistävä prosessien tutkiminen antaa mahdollisuuden selvittää eri ilmiöiden ja reaktioiden vaikutusta toisiinsa ja kokonaisuuteen. Näin voidaan nopeasti, taloudellisesti ja turvallisesti käydä läpi suuri joukko toiminta-olosuhteita ja -parametrejä, jolloin koeajokampanjat on mahdollista kohdentaa tarkemmin todennäköisiin optimialueisiin.

Tutkimuksen merkitys on perustaltaan monitahoinen. Korkeatasoinen tieteellinen perustutkimus lisää suomalaisen menestysprosessin luonteen ja fysikaalis-kemiallisten ilmiöiden tuntemista. Samalla saadaan tuotettua tehokas tutkimus- ja kehitysväline prosessin toimittajalle, joka entistä paremmin pystyy turvaamaan suomalaisen tieto-taidon etumatkan. Tämä on edellytys liekkisulatuksen laite- ja menetelmäviennille tulevaisuudessa.

2 Tavoitteet

Tutkimustyön tieteellisenä tavoitteena on selvittää sulfidisten rikastepartikkelien reaktiomekanismit hapettavissa olosuhteissa korkeissa lämpötiloissa sekä kehittää ja täydentää reaktiovaiheita kuvaavat teoreettiset mallit. Tutkimusmenetelmänä käytetään yksittäispartikkelikokeita. Kokeellisen tutkimuksen tuloksia käytetään hyväksi projektin 302 – *Liekkisulatusprosessin kaasu-kiintoaine -reaktioiden simulointi* – numeerisessa laskennassa varmentamaan numeeristen mallien oikeellisuus ja toimivuus.

Tutkimuksen käytännöllisinä, kokeellisen ja tietokonesimuloinnin yhdistävän työn tavoitteena voidaan todeta mm. seuraavat:

- kuparin- ja nikkelinvalmistusprosessien kehittäminen ja optimointi,
- liekkisulatusprosessin energiankäytön tehostaminen,
- eri raaka-aineiden ja -yhdistelmien käyttömahdollisuudet liekki-sulatusprosessissa,
- reaktorien rakennesuunnittelu.

Sulfidisista mineraaleista, joita käytetään liekkisulatuksen tai -konvertoinnin raaka-aineina, on tähän mennessä tutkittu kalkopyriitti /1/ ja kolme erilaista kuparikiveä /2,3/. Olosuhteet ovat rajoittuneet lämpötila-alueelle 500 – 1100°C, minkä vuoksi näillä materiaaleilla on tehtävä kokeet uudella uunilla lämpötila-alueella 1100 – 1500°C. Nikkelirikasteista on perusselvitys /4,5/ tehty neljälle erityyppiselle rikasteelle (violariitti-pyriitti-, pentlandiitti-pyrrotiitti- ja pentlandiitti-pyriitti-rikasteet sekä yksi runsaasti arseenia sisältävä nikkelirikaste) Näiden rikasteiden koetulosten mikroskooppitutkimuksiin perustuva analysointi on parhaillaan käynnissä. Nikkelikivistä on tutkittu yksi teollisesti tuotettu kivi /4/. Varsinainen systemaattinen nikkelikivien selvitystyö /6/ on alkanut neljällä synteettisellä kivellä. Kupari- ja nikkelimateriaalien lisäksi myös yhden lyijyrikasteen hapetuskäyttäytyminen on tutkittu lämpötilavälillä 500 – 1100°C.

2.1 Reaktiomekanismimallien kehitys

Laminaarivirtausuunilla hankittavien koetulosten ja partikkelien lämpötilamittausten perusteella kehitetään eri sulfidimineraalien hapetuskäyttäytymistä kuvaavat teoreettiset mallit sekä morfologisia muutoksia selittävät mallit. Malleissa kuvataan matemaattisin lausekkein kemiallisten reaktioiden kinetiikka eri olosuhteissa ja niihin liittyvät lämmön- ja aineensiirtoilmiöt. Tavoitteena on huomattavasti monipuolistaa nykyistä kalkopyriitin mallia ja tehdä muille mineraaleille vastaavat mallit.

Kokeellisen tiedon perusteella tehtyjä malleja testataan numeerisella laskennalla, jolla simuloidaan laminaarivirtausuunia eri olosuhteissa ja partikkelien liikkeitä sekä saavutettavia reaktioasteita. Laskennan tuloksia verrataan kokeellisesti saatuihin tietoihin ja täydennetään teoreettista mallia kuvaamaan reaktioita mahdollisimman reaalistisesti, ilman mallien sovellusmahdollisuuksia rajoittavia kompromisseja.

Sulfidisten rikastehiukkasten saapuessa reaktiokuilun kuumaan kaasuatmosfääriin ne kuumentuvat ensin konvektiolla ja lämpösäteilyllä ympäristöstä. Kun partikkelit saavuttavat tietyn kriittisen lämpötilan — mineraalista riippuva syttymislämpötila — niiden sisältämä rikki ja rauta alkavat hapettua erittäin nopeilla reaktioilla. Tällöin partikkelien lämpötila nousee hyvin lyhyellä matkalla korkealle (jopa yli 2000°C) ja ne säteilevät lämpöä ympäristöönsä. Rautaa sisältävien partikkelien ympärille muodostuu rautaoksidikuori, jonka sulamislämpötila on melko korkea (n. 1500°C). Kupari- ja/tai nikkelisulfidisisus jää sulana ko. kuoren sisään. Nykyisen käsityksen mukaan reaktiot jatkuvat ja kuoren sisään muodostuu kaasua, jonka aiheuttama paine lopulta rikkoo oksidikuoren ja pintajännitysvoimien pisaroittama sulfidisisus leviää ympäröivään kaasuun. Materiaaleilla, joissa ei ole rautaa mukana tai joiden rautapitoisuus on alhainen, on reaktiomekanismi erilainen. Nyt ei partikkelin ulkokuorelle synnykään jähmeää tai kiinteää kuorta, vaan sulfidipisara hajoaa pieniksi pisaroiksi hyvin helposti.

Reaktioiden kulkua kontrolloivat eri vaiheissa lämmönsiirto partikkelin ja ympäristön välillä, hapen diffuusio kaasusta partikkelin pinalle tai hapen diffuusio kiinteän kuoren

läpi. Nykyiset mallit sisältävät monia yksinkertaistuksia, jotka rajoittavat niiden käytön vain muutamiin perustapauksiin. Nyt esitetyssä hankkeessa on tavoitteena kuvata teoreettisella mallilla sulfidipartikkelien reaktiot eri tekijöiden funktiona. Kehitettävien mallien erityispiirteinä voidaan tässä vaiheessa todeta seuraavat keskeiset osat ja tekijät:

- partikkelin mineraloginen koostumus, joka voi olla valinnaisesti yhtä tai useampaa komponenttia;
- inertin sivukiven huomioiminen;
- erityisesti raudan määrän vaikutus morfologiseen ja pirstoutumiskäyttäytymiseen;
- morfologian vaikutus reaktioihin (rikastehiukkaset eivät todellisuudessa ole palloja);
- hapen riittävyys kaasufaasissa ja reaktiorintamassa;
- reaktioiden nopeusvakiot;
- partikkelien olomuodonmuutokset ja niihin liittyvät lämpömäärät;
- useampivaiheiset reaktiot lämpötilan ja koostumuksen funktiona;
- partikkelien fragmentoituminen;
- pirstoutuneen partikkelin osapisaroiden reaktiot;
- partikkelien törmäykset keskenään ja agglomeroituminen.

Mallin kehittäminen edellä kuvatuilla menetelmillä saadusta informaatiosta tapahtuu seuraavasti. Eri mineraalien reaktionopeusvakiot ja reaktioasteet lämpötilan funktiona johdetaan laminaarivirtausuunilla saatujen näytteiden kemiallisista analyyseistä. Edelleen laminaarivirtausuunin näytteistä tehdyistä valo- ja elektronimikroskooppitutkimuksista sekä kaasusta ja vedestä suodatetuista lentopölyhiukkasista määritellään yksityiskohtainen morfologinen malli kuvaamaan partikkelien pisaroitumistaipumusta eri reaktio-olosuhteissa. Laminaarivirtausuunin näytteenottomenetelmästä johtuen näytepartikkelit eivät ole jähmettyneet säännöllisiksi yhdisteiksi, jotka olisivat tunnistettavissa röntgendiffraktometrisesti.

2.2 Tutkimuksen käytännön merkitys

Outokumpu Oy:n liekkisulatusprosessit kuparin ja nikkelin valmistukseen sekä liekkikonvertointi kuparin valmistukseen ovat teollisuusmittakaavassa toimivia prosesseja ja ne valtaavat alaa perinteisiltä prosesseilta ympäri maailman sitä mukaa, kun vanhoja laitoksia modernisoidaan.

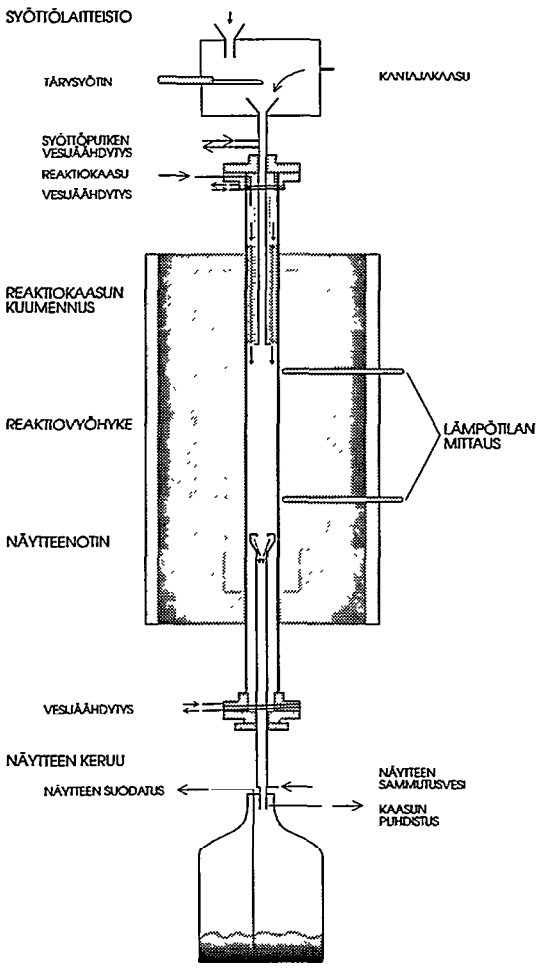
Outokummun lisensioimalla liekkisulatusmenetelmällä on johtava osuus viimeisen kahden vuosikymmenen aikana toteutetusta uudesta kuparinsulatuskapasiteetista (n. 2/3). Liekkisulatuksessa rikasteen omaa latenttia palamislämpöä käytetään tarvittavana lämmönlähteenä korvaamaan perinteisten menetelmien käyttämiä fossiilisia polttoaineita. Liekkisulatuksen kehittämiseen kohdistuvalla tutkimuksella on myös globaalista energia- ja ympäristöpoliittista merkitystä: CO_2- ja SO_2-päästöt tuotettua metallitonnia kohden pienenevät, kun vanhoja prosesseja uudistetaan. Lisäksi vastaavaa prosessien optimointia ja energiansäästöä on saavutettavissa Outokummun jo toimittamilla, käynnissä olevilla liekkisulatoilla, jolloin tieto-taito on merkittävä vientiartikkeli.

Tulosten käytännön hyödyntämismahdollisuus on Outokumpu Oy:n liekkisulatusmenetelmän prosessivaiheiden prosessitekninen ja energiataloudellinen tehostaminen sekä valmiudet tutkia menetelmän soveltamista erilaisille raaka-aineille tai niiden yhdistelmille. Myöhemmässä vaiheessa sen tulokset toimivat laite- ja prosessisuunnittelun tukena menetelmä- ja laiteviennissä, joskin tämän tavoitteen aikajänne on pitkä, 5 – 10 vuotta.

3 Laminaarivirtausuuni

Rikastepartikkelien hapetuskäyttäytymisen tutkimiseen on kehitetty TKK:n Materiaalien valmistustekniikan laboratoriossa laminaarivirtausuuni, jota on käytetty kupari- ja nikkelirikasteiden sekä -kivien hapetuskokeissa vuodesta 1984 lähtien. Vuoden 1996 alkupuolella käynnistettiin Outokumpu Research Oy:n rahoituksella uuden, moderniin tekniikkaan perustuvan laminaarivirtausuunin rakennustyöt. Uunin rakenne selviää kuvasta 1.

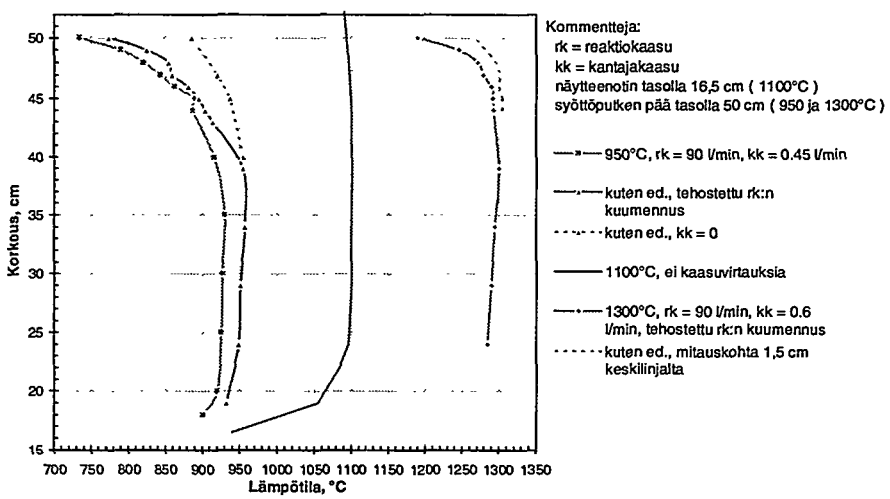
Laitteistossa rikastetta syötetään tärysyöttimellä noin 0,2 gramman minuuttinopeudella kohtisuoraan alaspäin uuni-putkeen vesijäähdytetyn syöttöputken kautta. Uuniputkessa partikkelit kohtaavat kuumennetun reaktiokaasun. Tällöin partikkelit kuumenevat ja syttyvät reagoiden eksotermisesti. Säädettävän reaktiomatkan jälkeen ne kerätään vesijäähdytteisellä näytteenottimella, jossa ne sammuvat osuttuaan vesifilmiin. Vesi ja näyte kerätään astiaan, josta ne pumpataan suodatukseen. Reaktiokaasut imetään kaasupesuun, jonka jälkeen ne kuivataan ja johdetaan ulkoilmaan. Saadut näytteet analysoidaan kemiallisesti ja partikkeleita tutkitaan valo ja elektronimikroskoopilla,



Kuva 1. Laminaarivirtausuunin rakenne

joilla voidaan nähdä eri tyyppisten rakeiden reaktioaste ja morfologia.

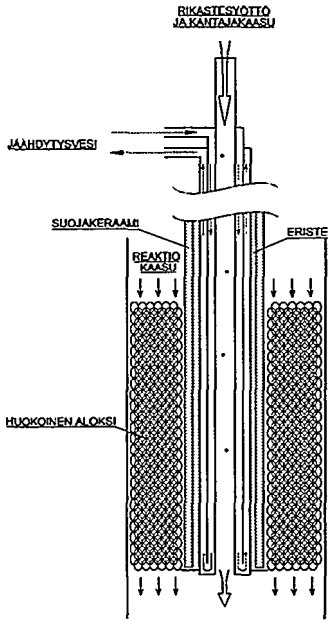
Uuden uunin testiajoja päästiin tekemään syksyn -96 kuluessa. Ensimmäisessä vaiheessa varsinaisia koeajoja tehdään osittain päällekkäisissä lämpötiloissa vanhaan uuniin verrattuna, jotta saataisiin varmuus kokeiden vertailukelpoisuudesta. Samalla uusi tekniikka voidaan 'sisäänajaa' ja saada toimimaan luotettavasti. Testiajojen tarkoituksena on selvittää mm. uunin lämpötilaprofiilit sekä reaktiokaasun esikuumennuksen toimiminen. Lämpötilaprofiilimittauksilla pyritään selvittämään tasalämpöisen reaktiovyöhykkeen pituus, jotta partikkelien viipymäaika uunissa voidaan mitoittaa oikein. Kuvassa 2 on esitetty muutamia termoelementillä mitattuja lämpötilaprofiileja.



Kuva 2 Mitattuja lämpötilaprofiileja. Asetuslämpötilat 950°C, 1100°C ja 1300°C.

Kaasun kuumennus tapahtuu reaktioputken yläosassa huokoisen aloksimateriaalin avulla, jonka läpi reaktiokaasu virtaa, kuva 3. Uuden tärysyöttimen avulla rikasteen keskimääräistä syöttönopeutta uuniin on saatu hieman pienennettyä, n. 0,1 – 0,2 grammaan minuutissa. Rikasteen syöttö uuniputkeen on varmistettu kantajakaasuvirtauksella (n. 0,6 l/min NTP), jota on myös voitu pienentää noin kolmannekseen entisestä tiiviimmän syöttölaitteiston ansiosta. Kantajakaasuna

käytetään kulloistakin reaktiokaasua. Seuraavassa vaiheessa, jossa kokeiden tavoitelämpötilat ovat 1300 – 1600°C, kaasu esikuumennetaan erillisellä kuumentimella n. 900°C lämpötilaan. Lopullinen kaasun kuumeneminen tapahtuu uuniputken yläosassa, kuten tälläkin hetkellä.



Kuva 3. Rikasteen syöttöputki ja kaasun esikuumennus

Laitteistossa tullaan kiinnittämään erityistä huomiota kaasun mukana kulkeutuvan lentopölyn keräämiselle samoin kuin sammutusvedessä olevien mikroniluokan partikkelien suodattamiselle. Kaasulinjaan asennetaan membraanisuodatus ennen kaasupesua, jotta muodostunut lentopöly saadaan talteen. Samoin osa näytteen-sammutusvedestä suodatetaan mikroniluokan suodatinta käyttäen. Näin saadaan varmuus reaktioissa muodostuvista lentopölyhiukkasista, mikä on edellytys partikkelien kokonaisreaktioiden ja -mekanismien selvittämiselle.

4 Jatkosuunnitelmat

4.1 Koeajoohjelma

Testiajot uunilla tullaan saattamaan loppuun marraskuun puoliväliin mennessä. Välittömästi testikampanjan loputtua aloitetaan uunilla varsinainen tutkimustyö: ensiksi nikkelikivellä ja heti sen jälkeen kuparikivellä. Näiden jälkeen jatketaan tutkimuksia kalkopyriitti-rikasteella.

Partikkeleiden reaktioaika aikaisemmissa koeajoissa on ollut 0,3 sekuntia. Uudella uunilla partikkelien reaktioaikaa voidaan helposti säätää ja niiden käyttäytymistä voidaankin tutkia esimerkiksi 10 ms välein, jolloin saadaan selkeämpi kuva reaktioiden etenemisestä.

4.2 Partikkelien lämpötilamittaus

Jotta sulfidimineraalien reaktiomekanismit saataisiin tarkasti kuvattua matemaattisin mallein, on tunnettava reaktioiden lämpötilariippuvuus tarkasti. Palavan suspension tai partikkelisuihkun keskimääräinen lämpötila on selvästi alempi kuin yksittäisten hiukkasten maksimilämpötilat, sillä erikokoiset partikkelit vaativat eripituiset ajat syttyäkseen ja isommat absorboivat siten pienempien lähettämän lämpösäteilyn näiden reagoidessa. Eri sulfidimineraalien perusteelliset lämpötilamittaukset koskien yksittäisten hiukkasten maksimilämpötiloja ovat siten välttämättömiä reaktio-mekanismien hallitsemiseksi. Partikkelien lämpötilamittaukset pyritään tekemään syksyn -97 aikana. Neuvottelut yhteistyöstä University of British Columbian kanssa ovat käynnissä.

Palavan partikkelin lämpötilamittaus perustuu sen lähettämän lämpösäteilyn mittaamiseen. Periaatteessa lämpötilan mittaaminen edellyttää mm. partikkelin koon sekä emissiivisyyden tuntemista. Rikasteilla tehtävissä yksittäispartikkelikokeissa

näistä molemmat ovat tuntemattomia, sillä partikkelit eivät ole homogeenisia koon ja koostumuksen suhteen. Käytännössä ainoa luotettava mittauslaite on nk. kaksivärieli suhdepyrometri, joka on suhteellisen riippumaton näistä suureista.

Jorgensen *et al.* /7-9/ mittasi ensimmäisenä sulfidisten materiaalien (pyriitti ja kalkopyriitti) suspensiohapetusreaktioiden lämpötiloja kaksiväri-pyrometrillä. Jorgensenin käyttämä laitteisto ei kyennyt riittävän nopeaan tiedon tallennukseen, joten hänen mittauksensa ovat keskimääräisiä partikkelivirran lämpötiloja. Tuffrey *et al.* /10-13/ tutkivat 80-luvun lopulla UBC:ssa vastaavanlaisella laitteistolla lyijyrikasteiden (lyijyhohde, sinkkivälke ja pyriitti) palamislämpötiloja. Heillä oli käytössään kehittyneempi elektroniikka ja heidän onnistui määrittää yksittäisten partikkeleiden lämpötiloja. Samalla laitteistolla on määritetty myös kalkosiitin palamislämpötiloja /14,15/.

5 Julkaisut

Satu Jyrkönen, Ari Jokilaakso, Mira Nopanen, Esa Peuraniemi, Satu Strömberg, Oxidation of synthetic nickel mattes under simulated flash smelting conditions. EPD Congress 1996. Proceedings of a Symposium held at the TMS Annual Meeting in Anaheim, 1996. TMS, Warrendale, USA. ss. 53 - 61.

Satu Jyrkönen, Esa Peuraniemi, Oxidation of synthetic nickel mattes under simulated flash smelting conditions. Post-graduate seminar on Rate Phenomena in Pyrometallurgical Processes. June 10 – 11, 1996, Espoo, Finland. Posteri.

Ari Jokilaakso, Behavior of various sulfidic raw materials under simulated flash smelting conditions. Post-graduate seminar on Rate Phenomena in Pyrometallurgical Processes. June 10 – 11, 1996, Espoo, Finland.

Lähdeluettelo

1. A. Jokilaakso. Removal of Antimony and Arsenic from Impure Copper Concentrates under Simulated Flash Smelting Reaction Shaft Conditiond. Acta Polytechnica Scandinavica, Chamical Technology and Metallurgy Series. Ch. 205. Helsinki, 1992. 55pp. ISBN 951-666-358-3.
2. R.O. Suominen, A.T. Jokilaakso, P.A. Taskinen, K.R. Lilius. Behaviour of copper mattes in simulated flash converting conditions. Scandinavian Journal of Metallurgy, 1991. Vol. 20. pp. 245-250.
3. R.O. Suominen, A.T. Jokilaakso, P.A. Taskinen, K.R. Lilius. Morphology and mineralogy of copper matte particles reacted in simulated flash converting conditions. Scandinavian Journal of Metallurgy, 1994. Vol. 23. pp. 30-36.
4. S. Strömberg, P. Nurmi, G. Lilius, S. Jyrkönen, A. Jokilaakso. Oxidation of Nickel Concentrates and Crushed Nickel Matte under Simulated Flash Smelting Conditions. Teoksessa: Warren, G. W. (ed.). EPD Congress 1995. Las Vegas, Nevada, USA. February, 12.-16., 1995. TMS, 1995. pp. 207-222.
5. S. Strömberg, A. Jokilaakso, T. Jokinen, S. Jyrkönen. Microscopical Study of Roasted Nickel Concentrates Produced in Simulated Flash Smelting Conditions. Hyväksytty julkaistavaksi ja esitettäväksi: EPD Congress 1997. TMS Annual Meeting, Helmikuu, 9.-13., 1997, Orlando, Florida, USA.
6. S. Jyrkönen, A. Jokilaakso, M. Nopanen, E. Peuraniemi, S. Strömberg. Oxidation of Synthetic Nickel Mattes under Simulated Flash Smelting Conditions. Teoksessa: Warren, G. W. (ed.). EPD Congress 1996. Anaheim, Kalifornia, USA. February, 4.-9., 1996. TMS, 1996. pp. 53-61.

7. F.R.A. Jorgensen. Combustion of pyrite concentrate under simulated flash-smelting conditions. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C: Mineral Processing & Extractive Metallurgy, 1981. Vol. 90. pp. C1-C9.

8. F.R.A. Jorgensen. On maximum temperatures attained during single-particle combustion of pyrite. Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C: Mineral Processing & Extractive Metallurgy, 1981. Vol. 90. pp. C10-C16.

9. F.R.A. Jorgensen. Single-particle Combustion of Chalcopyrite. Proceedings of Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1983. No. 288. pp. 37-46.

10. N.E. Tuffrey. Pyrometry studies of the combustion of lead concentrate perticles under controlled conditions. Ph.D. Thesis. University of British Columbia, Vancouver, Canada, 1989. 360 s.

11. N.E. Tuffrey, G.G. Richards, J.K Brimacombe. Two-Wavelenght Pyrometry Study of the Combustion Sulfide Minerals: Part I. Apparatus and General Observations. Metallurgical and Materials Transactions B, 1995. Vol. 26B. ss. 929-942.

12. N.E. Tuffrey, G.G. Richards, J.K Brimacombe. Two-Wavelenght Pyrometry Study of the Combustion Sulfide Minerals: Part II. Galena and Commercial Lead Concentrates. Metallurgical and Materials Transactions B, 1995. Vol. 26B. ss. 943-958.

13. N.E. Tuffrey, G.G. Richards, J.K Brimacombe. Two-Wavelenght Pyrometry Study of the Combustion Sulfide Minerals: Part III. The Influence of Oxygen Concentration on Pyrite Combustion. Metallurgical and Materials Transactions B, 1995. Vol. 26B. ss. 959-970.

14. A.A. Shook, G.G. Richards ja J.K Brimacombe. Mathematical Model of Chalcocite Particle Combustion. Metallurgical and Materials Transactions B, 1995. Vol. 26B. ss. 719-729.

15. G.J. Morgan ja J.K Brimacombe. Kinetics of the Flash Converting of MK (Chalcocite) Concentrate. Metallurgical and Materials Transactions B, 1995. Vol. 27B. ss. 163-175.

304 Y ROTARY STEAM DRYER

Kumera, Teknologiakeskus
Kumerankatu 2
11100 Riihimäki

Puhelin: (019) 7491
Telefax: (019) 749 320

Vastuullinen johtaja:	TkT Jarkko Partinen, Tuotekehitysjohtaja
Projektipäällikkö:	DI Olli Tiitu, Tuotekehitysprojektien projektipäällikkö
Suunnittelijat:	Ins. Markku Linkomaa, Suunnittelija
	Tekn. Ari Kuusisalo, Asennusvalvoja/Suunnittelija

	1996 - 1997
SULA 2 -rahoitus	1.000.000 mk
Oma rahoitus	1.327.000 mk

TIIVISTELMÄ

Kumera Teknologiakeskuksen tuotekehitysprojektin tavoitteena on kehittää ja tuoda markkinoille höyrykuivain kupariirikasteen kuivaamiseksi pyrometallurgista raakakuparin valmistusprosessia varten.

Keväällä -96 käynnistynyt SULA 2 -ohjelmaan liitetty RSD-projekti on Kumeran tuotekehitysprojekti. Projektissa, jonka edistymistä raportoidaan tässä, tavoitteena on suunnitella ja rakentaa pilot-laite sekä suunnitella ja toteuttaa koeohjelma, jolla kuivaimen konstruktio, rakenteiden kuluminen ja kuivausprosessin hallinta ja ohjaus voidaan kehittää lopulliseen muotoonsa tuotantomittakaavaista laitetta varten.

Pilot-laitteisto sisältää suljetun materiaalin käsittelypiirin. Kostea rikaste kuivataan pilot-kokoisessa höyrykuivaimessa ja kuiva rikaste kostutetaan ja palautetaan uudelleen kuivattavaksi.

2 Johdanto

Kumera Teknologiakeskus on kansainvälisillä markkinoilla toimiva yritys, jolla on omia tuotteita projektihoidon ja suunnittelun lisäksi metallurgisen ja kaivosteollisuuden käyttöön. Asiakkaita ovat erityisesti kaivos- ja metallurginen teollisuus erityisesti raakakuparin ja primäärialumiinin tuottajat. Nyt kehitysvaiheessa olevan tuotteen suunnittelu on lähtenyt markkinoiden tarpeesta ja pyrkimyksestä energiataloudellisempaan ja ympäristöystävällisempään kuparin tuotantoprosessiin.

RSD-projektissaan Kumera Teknologiakeskus kehittää kuparirikasteen kuivaamiseen tarkoitettua epäsuoraa kuivausmenetelmää, jossa lämmönlähteenä on tuotantolaitoksilla, erityisesti liekkiuunien yhteydessä, olevissa jätelämpökattiloissa syntyvä höyry. Projektin esiselvitysvaiheessa tutkittiin käytössä olevia höyrykuivaimia ja niiden puutteiden poistamiseksi kehitettiin uudenlainen höyrykuivain, joka tarjoaa yhdistelmän höyrykuivauksen parhaita puolia. Ideoinnin ja sitä seuranneen suunnittelun tuloksena syntyneelle kuivaajalle on haettu patenttia.

Höyrykuivaimen kilpailuedut perinteiseen rumpukuivaimeen nähden ovat seuraavat. Höyrykuivaimessa epäsuoraan lämmitykseen perustuvan prosessin läpivirtauskaasujen määrät ja nopeudet ovat oleellisesti alhaisemmat kuin suoraan palokaasuihin perustuvassa kuivausmenetelmässä. Prosessin synnyttämät pölymäärät ovat siten pienemmät. Alhaisemmat kaasu- ja pölymäärät asettavat pienemmät vaatimukset tarvittavalle pölynkeruulaitteistolle. Tarve fossiilisten polttoaineiden käyttöön vähenee kun voidaan ottaa käyttöön muualla prosessissa syntyvä höyry ja hyödyntää olemassa olevan höyryn energiaa. Näin saavutetaan säästöjä polttoainekustannuksissa. Vähentyneen fossiilisten polttoaineiden käytön seurauksena vähenevät myös haitalliset ympäristövaikutukset.

Lämmönsiirron väliaine, höyry, käyttäytyy lämmönvaihtimena toimivassa putkistossa siten, että putkistopaketti täytetään lähes kylläisessä tilassa olevalla höyryllä ja höyryn tiivistymisessä vedeksi vapautuva faasimuutosenergia käytetään käsiteltävän materiaalin kuivaamiseen. Kondensoitunut vesi imetään systeemistä keskitetysti.

Merkittävä osuus laitteen kehitystyössä on oikean ajopraktiikan hakeminen.

3 Tavoitteet

Kumeran tavoitteena on kehittää ja tuoda markkinoille höyrykuivain kuparirikasteen kuivaamiseksi pyrometallurgista raakakuparin valmistusprosessia varten. Keväällä käynnistyneeseen SULA 2 -ohjelmaan kuuluvan RSD-projektimme tavoitteena on suunnitella ja rakentaa pilot-kokoinen laite, jolla kuivaimen toiminta, kuivausprosessin ohjaaminen ja hallinta testataan teollisuusmittaisen kuivaimen suunnittelua ja rakentamista varten.

Koeajoissa suoritetaan sellaiset kokeet ja tutkimukset, joiden perusteella kuivausprosessin tärkeimmät parametrit ja niiden keskenäiset vuorovaikutukset voidaan selvittää. Kokeissa etsitään myös optimaaliset ajoparametrit ja kuivausprosessin ohjaukseen ja valvontaan soveltuvat toimenpiteet ja tunnusluvut. Laitteen toiminnan ja toimintaperiaatteiden tutkimisen lisäksi suoritetaan kokeita kulumiskäyttäytymisen selvittämiseksi.

Koetuloksien perusteella aloitetaan tuotantomittakaavaisen laiteen suunnittelu. Kokemusten perusteella pilot-laitetta kehitetään ja modifioidaan siten, että sillä voidaan luotettavasti testata asiakkaiden rikasteiden kuivaaminen ja mitoittaa tuotanto-mittakaavainen laite asiakkaan tarpeita vastaavaksi.

4 Tulokset

Projektin alkuvaiheessa työ on keskittynyt varsinaisen pilot-höyrykuivaimen ja sen koeajoissa käytettävän rikasteen käsittelypiirin perus- ja detaljisuunnitteluun. Suunnittelun aikana pilot-laitteen rakenteeseen ja käyttölaitteistoon on tehty muutoksia säilyttäen kuitenkin esiselvityksessä luodut toiminnan perusperiaatteet ennallaan. Suunnittelun tuloksena ovat syntyneet laitteistoa kuvaavat laskelmat ja kokoonpanopiirustukset sekä työkuvia, joiden avulla laitteiden valmistajilta ja materiaalien toimittajilta on voitu pyytää valmistukseen liittyviä tarjouksia.

Tuloksena syntyneitä laskelmia ja piirustuksia on nyt hyödynnetty tarjouskyselyissä, valmistussuunnitelmissa sekä koeajoaikataulun suunnittelussa. Alihankkijoiden varmistuttua on heille toimitettu heidän tarvitsemansa piirustukset.

Projektiin liittyvän suunnittelun tuloksena syntyneen uuden tuotteemme patentointi on edennyt siten, että patenttihakemukseen liittyvät selvitykset on tehty, hakemus on jätetty ja se odottaa käsittelyä.

Ensimmäiset testaukset suoritetaan joulukuussa -96 ja varsinaisia koeajoja päästään suorittamaan viimeistään vuoden vaihteessa.

5 Jatkosuunnitelmat

Varsinainen innovatiivinen suunnitteluosuus on nyt takana ja parhaillaan on käynnissä pilot-laitteen valmistus. Laitteistoon liittyvät osat toimitetaan koepaikalle, jossa laite kootaan ja suoritetaan mekaaniset testaukset.

Joulukuun -96 kuluessa aloitetaan ensimmäiset rikasteen kuivauskokeet ja tällöin saadaan ensimmäiset kokeisiin perustuvat tiedot laitteiston kuivauskyvystä ja materiaalin kulkemisesta laitteen sisällä ja sen läpi. Tammikuun aikana suoritetaan mahdollisesti tarvittavaa hienosäätöä tai modifiointia.

Helmikuun alussa koelaitteisto on valmis prosessi- ja ajoparametrien määrittämiseen tähtääviin varsinaisiin kuivauskokeisiin. Kokeissa etsitään prosessiparametrien väliset tärkeimmät yhteydet ja etsitään parhaiten tarkoitukseen soveltuvat yhdistelmät. Kokeista saadun informaation perusteella voidaan pohjustaa päätöstä teollisen laitteen rakentamisen aikataulusta tai jatkotutkimuksista laitteeseen liittyen.

SINKIN VALMISTUS

YS401 SINKIN PYROMETALLURGINEN VALMISTUS

Outokumpu Research Oy
PL 60
28101 Pori

Puhelin: (02) 626 6111
Telefax: (02) 626 5310

Vastuullinen johtaja: Tutkimusjohtaja Pekka Taskinen
Tutkija: Kehityspäällikkö Heikki Eerola

	1995	
SULA 2-rahoitus	2 920 000 mk	(KTM:n Energiaselvitys avustus Outokumpu Base Metals Oy:lle)
Oma rahoitus	12 426 000 mk	

TIIVISTELMÄ

Projektissa on ollut tavoitteena kehittää uusi pyrometallurginen sinkin-valmistusmenetelmä. Vuodesta 1991 lähtien tutkimuksen kohteena on ollut nk. Pyrozinc-prosessi, joka perustuu sinkkirikasteen injektointiin sulaan kupariin.

Kun uusi prosessi oli testattu laboratorio- ja nk. minipilot-mittakaavassa, päädyttiin prosessin tutkimiseen pilot-kokein Outokumpu Research Oy:n koetehtaalla.

Tutkimuksen päämääriksi asetettiin:
- Varmistaa prosessin toimivuus, eli tuottaa sinkkiä uudella prosessilla.
- Löytää prosessin ongelmakohdat ja niihin ratkaisut.
- Kehittää sopivat uunikonstruktiot.
- Löytää mitoitusarvot tehdasta varten.
- Tuottaa tarpeelliset tiedot investointipäätöksen tekoa varten.

1993 - 1995 ajettujen yhteensä neljän pilot-kokeen päätulokset olivat:
- Prosessi toimii, eli Pyrozinc-menetelmä soveltuu sinkin tuottamiseen.
- On mahdollista käyttää uunikonstruktiota, jossa sulat automaattisesti virtaavat uunista toiseen.
- Prosessissa syntyvää tuotekaasua ei voida johtaa suoraan tislauskolonneihin, vaan sinkkihöyry on ensin kondensoitava.

1 Taustaa

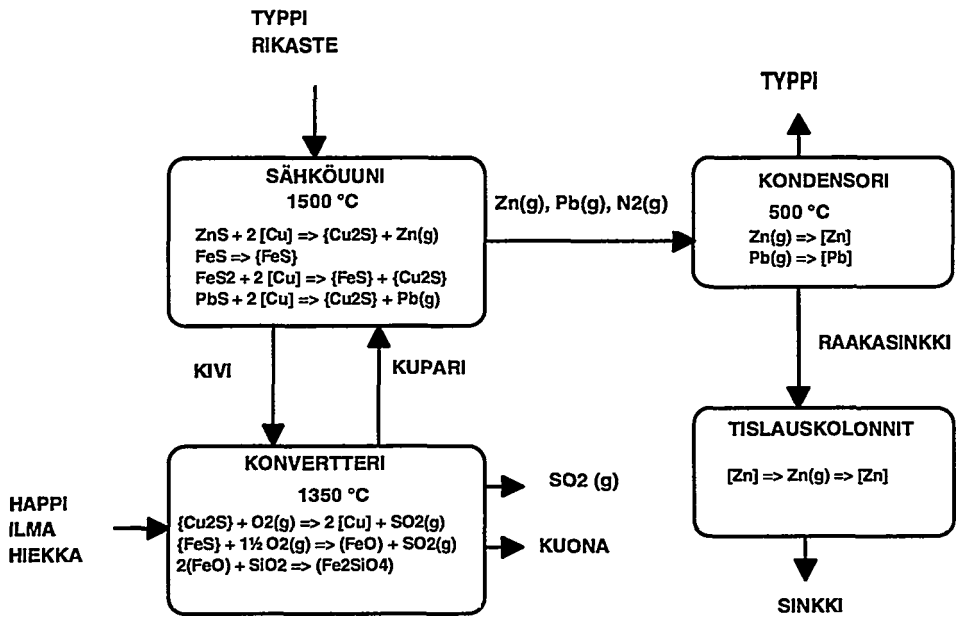
Outokummun Base Metals-toimialan projektissa "sinkin pyrometallurginen valmistus" on vuodesta 1991 lähtien tutkimuksen kohteena ollut prosessi, jolle on annettu nimeksi Outokumpu Pyrozinc. Tätä ennen tutkittiin kolmea muuta prosessivaihtoehtoa. Projekti on alusta pitäen ollut mukana SULA-ohjelmassa. Tämä kirjoitus on lyhennelmä projektin loppuraportista.

Tavoitteena 1991-1995 on ollut kehittää Pyrozinc-prosessia niin, että voitaisiin tehdä päätös uuden pyrometallurgisen sinkkitehtaan rakentamiseksi. Tutkimukselle on asetettu seuraavanlaisia päämääriä:

- Varmistaa prosessin toimivuus, eli tuottaa sinkkiä uudella prosessilla.
- Löytää prosessin ongelmakohdat ja niihin ratkaisut.
- Kehittää sopivat uunikonstruktiot.
- Löytää mitoitusarvot tehdasta varten.
- Tuottaa tarpeelliset tiedot investointipäätöksen tekoa varten.

2 Pyrozinc-prosessi

Prosessin perusidea on sinkkirikasteen injektointi kuparisulaan. Tällöin rikasteessa oleva sinkkisulfidi reagoi kuparin kanssa ja syntyy sinkkikaasua sekä kuparikiveä. Sinkkikaasu kondensoidaan ja tislataan edelleen puhtaaksi sinkiksi. Kuparikivi konvertoidaan kupariksi ja palautetaan primääriuuniin. Prosessin periaatekuva on esitetty kuvassa 1.



Kuva 1. Pyrozinc-prosessin periaatekuva

3 Tutkimuksen vaiheet

Pyrozinc-prosessin kehitys aloitettiin syksyllä 1991, jolloin ideaa ensin testattiin laskelmin ja laboratoriokokein. Joulukuussa 1991 ja helmikuussa 1992 prosessin sähköuuniosuutta tutkittiin Outokumpu Research Oy:n koetehtaalla pienessä sähköuunissa./1/

Vuoden 1993 elokuussa ajettiin koetehtaalla ensimmäinen pilot-koeajo suuremmassa mittakaavassa. Tällöin ilmeni laiteteknisiä ongelmia, jotka vaativat muutoksia ja korjauksia prosessilaitteisiin. Koeajo uusittiin marraskuussa 1993. Tämäkin koeajo jäi varsin lyhyeksi, mutta silti saatiin prosessista ja laitteistosta arvokasta tietoa, jota pelkät laboratoriokokeet eivät olleet antaneet.

Seuraava pilot-koeajo toteutettiin syyskuussa 1994. Tällöin syötettiin sähköuuniin 14400 kg Zn- ja 7100 kg Zn/Pb-rikastetta. Rikastetta injektoitiin yhteensä 84 tuntia ja kuparikiveä konvertoitiin 18 tuntia. Samanaikaisesti injektointia ja konvertointia ei kuitenkaan onnistuttu suorittamaan kuin noin 4 tuntia. Tässä koeajossa pystyttiin ensimmäistä kertaa tuottamaan Pyrozinc-prosessilla metallista sinkkiä (n. 5400 kg).

Koska kehitetyn yhdistelmäuunin toiminnan tutkimisen kannalta on oleellista saada injektointi ja konvertointi tapahtumaan samanaikaisesti, uusittiin koeajo parannetulla laitteistolla lokakuussa 1995. Tällöin syötettiin sähköuuniin 26300 kg Zn- ja 16000 kg Zn/Pb-rikastetta. Rikastetta injektoitiin 145 tuntia ja kuparikiveä konvertoitiin 107 tuntia. Samanaikaisesti injektointi ja konvertointi olivat päällä yhteensä 85 tuntia.

Koetehdastutkimuksen kanssa rinnan on tehty koko ajan myös laboratorio-mittakaavan tutkimusta sekä erilaisia selvityksiä projektin aihepiiristä.

4 Pilot-laitteisto

Koeajoja varten rakennettiin Outokumpu Research Oy:n koetehtaalle koelaitteisto, joka käsitti seuraavat päälaitteet:

- sähköuuni sinkin höyrystämiseen
- konvertteri kuparikiven konvertoimiseksi
- sinkkiroiskekondensori sinkin talteenottamiseksi.

Sähköuunin muuntajan nimellisteho oli 2000 kVA ja koelaitteisto mitoitettiin siten, että rikastesyöttö voi olla luokkaa 500 kg/h. Sähköuunissa ja konvertterissa oli sulaa yhteensä noin 25 tonnia ja sinkkiroiskekondensorissa sinkkiä noin 4,5 tonnia.

5 Tulokset

Seuraavassa käydään lyhyesti läpi pilot-kokeissa saavutettuja tuloksia.

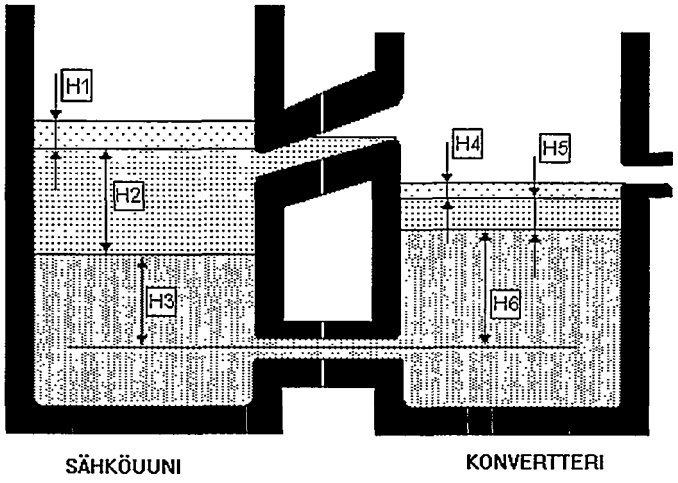
5.1 Prosessin toimivuus

Eräs pilot-kokeiden päätavoite oli varmistaa prosessin toimivuus eli tuottaa sinkkiä uudella prosessilla. Tähän tavoitteeseen päästiin vuoden 1994 koeajossa, jossa ensimmäisen kerran valmistettiin raaka-sinkkiä Pyrozinc-prosessilla. Sinkkiä tuotettiin tällöin noin 5400 kg. Vuoden 1995 koeajossa sinkkiä saatiin noin 7400 kg.

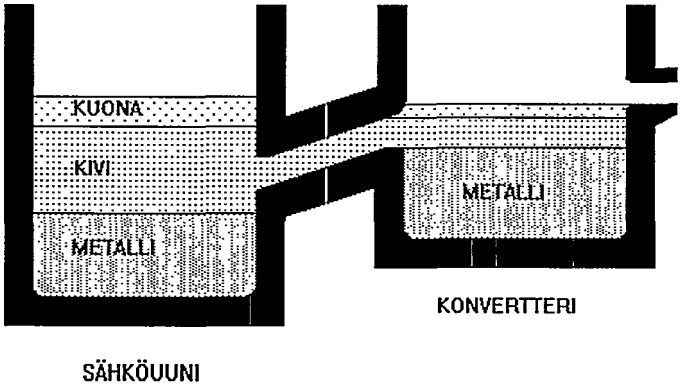
5.2 Uunikonstruktio

Pyrozinc-prosessissa injektoidaan sinkkirikastetta sähköuunissa olevaan kuparisulaan ja näin syntynyt kuparikivi konvertoidaan toisessa uunissa takaisin metalliseksi kupariksi. Teollisessa prosessissa olisi suuri etu, mikäli kyseiset sulat kulkisivat automaattisesti uunien välillä ilman erillisiä siirto-operaatioita. Tästä syystä lähdettiin kehittämään uunikonstruktiota, jossa tämä kävisi päinsä.

Aluksi kokeiltiin uunirakennetta, jossa sähköuuni ja konvertteri oli liitetty toisiinsa kahden kanavan välityksellä, kuva 2. Vuoden 1993 koeajoissa saatujen kokemusten ja virtausmallilla tehtyjen laboratoriokokeiden perusteella päädyttiin käyttämään uunikonstruktiota, jossa yhdistäviä kanavia on vain yksi, kuva 3./2/



Kuva 2. Kaksikanavaisen uunikonstruktion periaatekuva



Kuva 3. Yksikanavaisen uunikonstruktion periaatekuva

Vuoden 1994 koeajossa yksikanavaisen uunikonstruktion kanava tukkeutui prosessiongelmien vuoksi ja vuoden 1995 koeajossa se rakenteellisten puutteiden vuoksi rikkoutui. Vaikka sulat koeajoissa virtasivat kanavan kautta uunista toiseen, ei lopullista selvyyttä uunikonstruktion toimivuudesta saatu.

5.3 Sinkkikaasun kondensointitarve

Alkuperäinen ajatus tuotekaasun käsittelystä oli, että se johdetaan mahdollisen pölyneroituslaitteen kautta suoraan sähköuunista tislauskolonneihin. Tällöin vältyttäisiin sinkin kondensoinnilta ja paljon energiaa vaativalta uudelleen höyrystämiseltä.

Ensimmäiset pilot-kokeet osoittivat kuitenkin, että tuotekaasu sisältää merkittävän määrän CO-kaasua, jonka happi on peräisin rikasteen sisältämistä happipitoisista komponenteista (kosteus, kidevedet, hydroksidit, karbonaatit, sulfaatit), taulukko I.

Taulukko I Tuotekaasun keskimääräinen koostumus 1994 pilot-kokeessa

	H_2 (%)	O_2 + Ar (%)	N_2 (%)	CO (%)	CO_2 (%)	Zn (%)	Pb (%)
Zn-rikaste	2.69	0.05	52.10	8.44	0.15	36.46	0.11
Zn/Pb-rikaste	2.24	0.04	49.93	15.18	0.11	27.85	4.64

Tutustuminen raakasinkin tislausprosessiin antoi selvyyden siitä, ettei tälläistä tuotekaasua voida suoraan johtaa tislauskolonneihin ilman niiden tukkeutumista sinkin hapettumisen vuoksi. Tuotekaasun sinkki on siis kondensoitava ensin raakasinkiksi ja puhdistettava lopuksi tislaamossa.

Tulosten hyödyntäminen ja jatkosuunnitelmat

Suoritetut pilot-kokeet ovat osoittaneet, että Pyrozinc-prosessilla voidaan valmistaa sinkkiä. Tosin alkuperäisestä ajatuksesta tuotekaasun tislaamiseksi ilman sinkin kondensointia on jouduttu luopumaan. Pilot-kokeissa saatiin myös riittävästi tietoa, jotta investointipäätöstä varten tehtävä kannattavuusselvitys voitiin tehdä riittävällä tarkkuudella.

Pyrozinc-laitteiston tekniset yksityiskohdat vaativat vielä lisätutkimuksia ja ennen mahdollista investointipäätöstä on ajettava vielä ainakin yksi pilot-koe.

Keväällä 1996 tehtiin prosessille feasibility study. Selvitys osoitti, että nykyoloissa Pyrozinc-tehtaan rakentaminen suunnitellussa muodossa olisi kannattamaton investointi. Tästä syystä prosessin kehittäminen koetehdasmittakaavassa keskeytettiin ja kehitystyötä päätettiin jatkaa toistaiseksi vain pienin resurssein.

Lähdeluettelo

/1/ Eerola H., Sinkin pyrometallurginen valmistus. Hakulin H.(toim.), SULA 2, Vuosikirja 1994, s.181-190.

/2/ Talonen T., Eerola H. & Roine A., Menetelmä ja uunikonstruktio käytettäväksi prosesseissa, joissa tuotetaan helposti haihtuvia metalleja. Suom. pat. hak. no. 934550.

TERÄKSEN VALSSAUS JA LÄMPÖKÄSITTELY

Y502 KUUMAMUOKKAUKSEN ENERGIASÄÄSTÖT ROMUN MÄÄRÄÄ JA HILSEILYÄ VÄHENTÄMÄLLÄ

Teknillinen korkeakoulu
Materiaalien muokkauksen ja lämpökäsittelyn laboratorio
Vuorimiehentie 2 A
02150 ESPOO

Puhelin: (09) 451 2708
Telefax: (09) 451 2660

Vastuullinen johtaja: TkT Seppo Kivivuori
Tutkijat: DI Petri Savolainen
DI Jarkko Fredriksson
tekn yo Jussi Paavola

	1995	1996
SULA 2-rahoitus	500 000 mk	500 000 mk
Oma rahoitus	790 000 mk	790 000 mk
TKK	150 000 mk	150 000 mk

TIIVISTELMÄ

Projektin tarkoituksena oli vähentää energiankulutusta ja hilseen muodostusta teräksen kuumennuksessa ennen valssausta. Hilse aiheuttaa kustannuksia materiaalitappioina, pintavikoina ja valssien kulumisena. Kuumennusuunien atmosfäärit mitattiin ja tulosten perusteella parannettiin uunien ohjausautomatiikkaa ja polttoaineen palamista. Mitattujen atmosfäärien perusteella laboratoriossa tutkittiin hilseen ja hiilenkadon muodostumista eri atmosfääreissä ja lämpötiloissa. Laboratoriokokeissa tutkittiin kattavaa määrää erilaisia teräslajeja. Hilseen adheesiota tutkittiin TKK:ssa suunnitellulla hilsepesulaitteella. Tuloksien perusteella happipitoisuuden kasvu uunissa lisää odotetusti hilseen määrää. Pienillä happipitoisuuksilla hilseen poisto voi muuttua ongelmalliseksi. Piiseostus vaikeutti selvästi teräksen hilsepesua. Hiilenkatoa edistävät korkeampi lämpötila, pidempi uuniaika ja usein korkea happipitoisuus.

ABSTRACT

The main objective of the project "Energy Savings in Reheating Furnaces by Reducing Scrap and Scale Formation" is to reduce energy consumption and environmental harms in reheating and rolling of steel. This was done by analysing the different atmospheres in reheating furnaces of the steel companies participating in this project. These atmospheres were then simulated in a laboratory furnace. Scale formation tests with different steel grades were then carried out in these atmospheres. Scale removal tests were done to some steel grades too. The results showed that lower oxygen content - as expected - decreases oxidation despite the even higher carbondioxide content in the atmosphere. Lower oxygen content may cause difficulties in scale removal. This however is highly dependent on the steel grade. Heat treatment tests showed the effect of increased temperature and furnace time on decarburization. Some energy savings was obtained in fuel consumption by optimising the operation parametres and the atmosphere steadier in different reheating furnaces

1 Johdanto

Kauppa- ja teollisuusministeriö käynnisti vuonna 1993 SULA 2 -tutkimusohjelman, jonka tarkoituksena on tutkia perusmetallien energiataloudellista valmistusta. Ohjelman tärkeimmät tavoitteet ovat perusmetalliteollisuuden tuotantoprosessien ominaisenergiankulutuksen ja ympäristöhaittojen vähentäminen sekä teknologian viennin edistäminen. Sittemmin hanke on siirtynyt KTM:stä Tekesin huomaan.

2 Tavoitteet

SULA 2 -tutkimusohjelmaan kuuluu useita osaprojekteja. "Kuumamuokkauksen energiansäästöt romun määrää ja hilseilyä vähentämällä" -osaprojektiin osallistuvat Fundia Wire, Imatra Steel, Rautaruukki, Fiskars Tools ja Teknillisen Korkeakoulun Materiaalien muokkauksen ja lämpökäsittelyn laboratorio. TKK:ssa "Hilse"-nimen saaneen projektin tavoitteena on ollut selvittää eri teelmänkuumennusuunien polttoaineiden aikaansaamat atmosfäärit ja niiden vaikutukset teelmien hilseilyyn ja hilseen poistoon. Fiskarsilla tarkoituksena on rakentaa suojakaasujärjestelmä hilseettömän kuumennuksen mahdollistamiseksi.

2.1 Fundia Wire

Fundia Wiren Taalintehtaan valssaamolla on tehty useita valssaus- ja jäähdytyslinjojen nopeuden nostamiseen tähtääviä investointeja. Myös valssaamon teelmänkuumennusuunissa teelmien läpimenoaikaa on haluttu lyhentää ja alentaa polttoaineen kulutusta.

Taalintehtaan valssaamo hehkuttaa teelmät 26 metriä pitkässä askelarinauunissa, jossa on kolme lämmitysvyöhykettä. Lämmitykseen käytetään raskasta polttoöljyä. Uunia

ohjataan polttoöljy/ilma-suhteella sen mukaan, kuinka nopeasti teelmät halutan uunista ulos. Koska uuniatmosfäärimittausta ei Taalintehtaalla ole, oli TKK:n siirreltävä savukaasuanalysaattori tarpeen. Uras 10 E -mallinen analysaattori kykenee mittaamaan hapen, hiilimonoksidin ja hiilidioksidin 0,02 %:n tarkkuudella sekä rikkidioksidin 5 ppm:n tarkkuudella kuivista savukaasuista.

Projektin alussa tehdyt mittaukset osoittivat melkoista vaihtelua uuniatmosfäärin happipitoisuudessa etenkin uunin viimeisessä eli tasausvyöhykkeessä. Uunin arinaan tehtiin perusteellinen remontti seuraavan kesäseisokin aikana ja käynnistyksen jälkeen atmosfääri analysoitiin uudelleen. Atmosfääri oli remontin myötä tasoittunut, mutta happitaso katsottiin liian korkeaksi.

Uunin ohjausjärjestelmän toimittaneen yrityksen edustajan kanssa säädettiin ohjausparametrejä yhtäaikaa uunin öljyn- ja ilmankulutusta sekä atmosfäärin happipitoisuutta seuraten. Mittauksia ja säätöjä tehtiin eri päivinä, jolloin saatiin selville uunin erilaisten kuormitusten ja ohjausjärjestelmän tekemien säätöjen vaikutukset uunin atmosfääriin. Happipitoisuuden todettiinkin vaihtelevan uunin eri kuormitus-tilanteissa ja tehdyillä mittauksilla ja valssaamon henkilökunnalle laadittujen ohjeiden avulla happipitoisuus on pysynyt tasaisempana ja polttoaineen kulutuskin on laskenut huomattavasti.

2.2 Imatra Steel

Projektissa oli tavoitteena Imatra Steelin osalta tutkia teelmänkuumennusuunin polttoaineen palamista, energiatehokkuutta ja prosessiohjauksen toimintaa. Laboratoriossa tutkittiin mm. hilseen muodostusta ja hilseen pesua.

Imatran terästehtaan valssaamon teelmänkuumennusuunissa käytetään maakaasua polttoaineena. Prosessista mitataan lämpötiloja, joiden mukaan säädetään poltintehoja. Polttimia ohjataan kahdessa ryhmässä. Maakaasun ja ilman virtauksia mitataan

ja prosessiin määrättyjen ilmakertoimien mukaan säädetään ilmaylimäärää. Kuumennusuunissa käytetään ilmaylimäärää palamisen tehostamiseksi, hiilimonoksidin välttämiseksi ja helpommin poistettavan hilseen muodostamiseksi.

Imatralla ovat tyypillisiä uunin lämmitystehon suuret vaihtelut valssattavien erien mukaan. Maakaasua kuluu noin 250 - 1450 m^3/h. Näin laajalla tehoalueella polttimien ohjaaminen taloudellisesti on hankalaa.

2.3 Rautaruukki

Rautaruukin Raahen terästehtaan nauhavalssaamolla on kolme noin 30 metrin pituista läpityöntöuunia teelmänkuumennukseen. Rautaruukki käyttää uunien lämmitykseen tehtaan koksaamolta ja masuunilta tulevien koksi- ja masuunikaasujen seosta. Kaasuseoksen varsinainen polttoaine on häkä, jonka pitoisuus vaihtelee jonkin verran. Mahdollisimman hyvän polton aikaansaamiseksi uunien ohjausjärjestelmä on melko mittava ja on varustettu myös uunin atmosfäärin happipitoisuuden mittauksella.

Tutkitussa uunissa on kaksi happianturia asennettuina aihiomaton ylä- ja alapuolelle kuumennusvyöhykkeen alkupäässä. Koska muualla uunia ei antureita ole, analysoitiin atmosfääriä eri kohdista uunia seuraamalla yhtä tiettyä aihiota sen kulkiessa uunin läpi. Kyseinen aihio oli punnittu ennen kuumennusta ja se punnittiin uudelleen hilsepesun jälkeen hilsemäärän selvittämiseksi. Myöhemmin TKK:ssa tehdyissä laboratoriokokeissa verrattiin aihion hilsemäärää hilseilysimulaatioihin ja tulokset olivat yhteneviä. Raahen uunin happianturin todettiin mittausten yhteydessä ilmoittavan samoja arvoja kuin TKK:n analysaattori. Atmosfäärin happipitoisuuden vaihtelu oli vain erinomaista puolen prosentin luokkaa.

2.4 Fiskars Tools

Fiskarsilla kuumennetaan aihiot ennen takomista induktiouuneissa. Uunit ovat putkimaisia ja avoimia rakenteiltaan. Aihio hapettuu eli hilseilee voimakkaasti kuumennuksessa. Hilse aiheuttaa takomuottien kulumista ja huonontaa pinnan laatua. Projektissa on tavoitteena kuumentaa aihiot suojakaasussa, jolloin niihin syntyy mahdollisimman vähän hilsettä. Täsmäys eli kalibrointi mahdollistuu suoraan takomisen jälkeen, jos hilsemäärä saadaan vähäiseksi. Tällöin yksi kuumennusvaihe voidaan jättää pois.

2.5 Laboratoriokokeet

TKK:n Materiaalien muokkauksen ja lämpökäsittelyn laboratoriossa tutkittiin eri teräslajien hilseilytaipumusta simuloimalla teelmän kuumennusta. Kuumennusatmosfääri luotiin mahdollisimman lähelle todellisuutta vastaavaksi, eli hapen, hiilidioksidin ja vesihöyryn pitoisuudet säädettiin kunkin polttoaineen savukaasujen pitoisuuksia vastaaviksi.

Teelmänkuumennusuuneissa pyritään polttoa ohjaamaan sellaisella ilmakertoimella, että palaminen olisi mahdollisimman tehokasta, mutta teelmät eivät kuitenkaan hiseilisi liikaa ja hilse olisi helposti poistettavissa. Laboratoriossa kokeiltiin eri ilmakertoimien eli eri happipitoisuuksien vaikutusta teräksen hilseilyyn. Lisäksi tutkittiin joillain teräslajeilla atmosfäärin happipitoisuuden vaikutusta hilseen irtoamiseen hilsepesussa.

3 Tulokset

3.1 Fundia Wiren teräslajit

Taalintehtaan valssaamon teelmänkuumennusuunin atmosfäärin happipitoisuus pyritään pitämään noin kolmen prosentin tasolla. Tätä pitoisuutta sekä lisäksi korkeampaa ja matalampaa pitoisuutta simuloitiin laboratoriossa (taulukko 1). Atmosfäärin vaikutusta tutkittiin neljällä eri Fundia Wiren teräslajilla (taulukko 2).

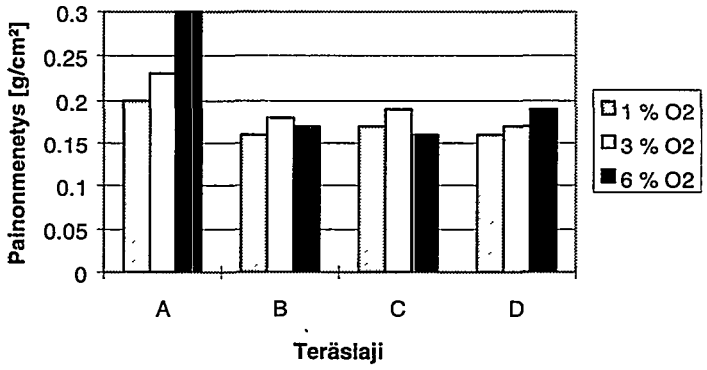
Taulukko 1 *Fundia Wiren teräslajeille käytetyt atmosfäärit*
Table 1 *Heating atmospheres used for steel grades of Fundia Wire*

O_2-pitoisuus %	CO_2-pitoisuus %	Kastepiste °C
1	15	50
3	13	45
6	11	40

Taulukko 2 *Tutkittujen teräslajien analyysit*
Table 2 *Steel grades of Fundia Wire*

%	A	B	C	D
C	0,080	0,225	0,025	0,639
Si	1,000	0,280	0,010	0,240
Mn	1,660	1,110	0,170	0,590
P	0,010	0,016	0,014	0,014
S	0,013	0,009	0,009	0,008
Cr	0,031	0,082	0,024	0,025
Mo	0,013	0,008	0,001	0,003

Koekappaleet hehkutettiin aluksi 800 °C:sta 1220 °C:een tunnissa ja pidettiin 1220 °C:ssa puolen tunnin ajan. Koekappaleet punnittiin ennen hehkutusta. Hehkutuksen jälkeen hilse poistettiin hiekkapuhaltamalla ja koekappaleet punnittiin uudelleen. Painonmenetys laskettiin pinta-alayksikön funktiona (kuva 1).



Kuva 1 *Neljän Fundia Wiren teräslajin painonmenetys eri atmosfääreissä*
Figure 1 *The loss of weight of steel grades of Fundia Wire*

Kuvan arvoista voidaan laskea, että esimerkiksi yhden lajin A teelmän painonmenetys 6 % happiatmosfäärissä on noin 10,5 kg. 3 % happiatmosfäärissä yksi teelmä menettäisi noin 8 kg painostaan. Painonmenetys 1 %:ssa happea on noin 7 kg/teelmä. Eli erot eivät olisi kovin suuria, jos happitasoa uunissa haluttaisiin pudottaa kolmesta yhteen prosenttiin. Tällä toimenpiteellä säästyisi materiaalia vain 0,07 % puhtaana teräksenä lajilla A. Muilla lajeilla erot ovat häviävän pieniä.

3.2 Imatra Steelin teräslajit

3.2.1 Hilsepesukokeet

Imatra Steelin teräslajeilla (taulukko 3) testattiin eri atmosfäärien vaikutusta hilseen poistoon. Näiden lajien koekappaleita kuumennettiin 800 °C:sta 1100 °C:een 35 minuuttia ja pidettiin 1100 °C:ssa 25 minuuttia. Atmosfäärejä oli kolme erilaista (taulukko 4).

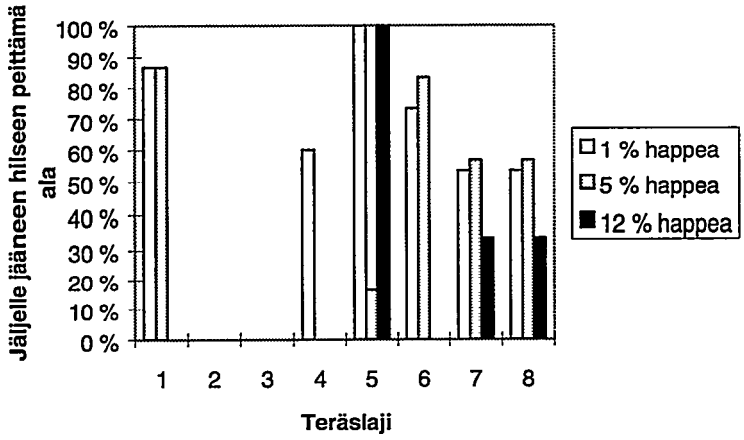
Taulukko 3 *Imatra Steelin teräslajien analyysit*
Table 3 *The steel grades of Imatra Steel*

%	1	2	3	4	5	6	7	8
C	0,060	0,520	0,500	0,150	0,054	0,620	0,220	0,070
Si	0,308	0,228	0,313	0,478	1,830	0,264	0,280	0,304
Mn	0,930	0,890	0,930	0,930	0,690	0,890	0,850	0,940
P	0,012	0,013	0,016	0,013	0,014	0,013	0,015	0,012
S	0,020	0,013	0,023	0,011	0,019	0,025	0,032	0,077
Cr	0,197	1,018	1,030	0,210	0,231	0,826	0,870	1,190
Mo	0,027	0,022	0,047	0,024	0,023	0,132	0,049	0,102

Taulukko 4 *Kuumennusatmosfäärit Imatran lajeilla*
Table 4 *Heating atmospheres used for steel grades of Imatra Steel in scale removal tests*

O_2	CO_2	Kastepiste
1 %	10 %	25 °C
5 %	8 %	25 °C
12 %	5 %	25 °C

Hehkutuksen jälkeen koekappaleista poistettiin hilsettä pesurilla, jonka vedenpaine oli 66 bar. Pesun jälkeen arvioitiin jäljelle jääneen hilseen peittämä osuus kappaleen pinnasta (kuva 2).



Kuva 2 *Hilseen määrä Imatra Steelin teräslajeilla hilsepesun jälkeen*
Figure 2 *The amount of scale left on the surface of the steel grades of Imatra Steel after scale removal*

Koetuloksissa oli paljon hajontaa. Joidenkin lajien (2 ja 3) hilse irtosi pesussa kokonaan kuumennusatmosfäärin happitasosta riippumatta. Useimmilla lajeilla 12 % happitasolla hehkutettuina hilse irtosi hyvin. Muilla happipitoisuuksilla hilseen adheesio oli parempi. Mielenkiintoisin on kuitenkin laji 5, jossa on piitä 1,8%. Pii suotautuu pintaan ja muodostaa fajaliittiia (Fe_2SiO_4). Sulaessaan fajaliitti liimaa raudan oksidit teräksen pintaan tehokkaasti kiinni. Lajin 5 hilseen poisto oli vaikeinta.

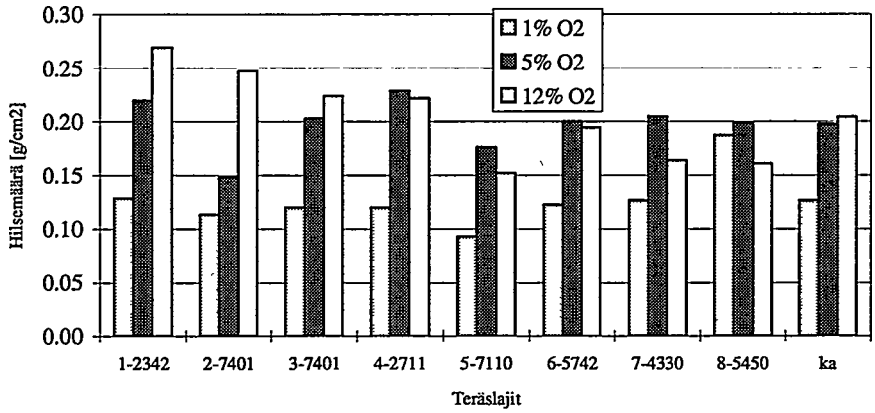
3.2.2 Hilsemääräkokeet

Hilseen muodostusta tutkittiin samoilla teräslajeilla kuin hilsepesua. Käytetyt atmosfäärit ovat taulukossa 5. Atmosfääreillä jäljiteltiin Imatran teelmänkuumennus-uunista mitattuja.

Taulukko 5 Koeatmosfäärit Imatra Steelin teräslajien hilsemääräkokeissa
Table 5 Heating atmospheres used for steel grades of Imatra Steel in scale formation tests

Happi	CO_2	H_2O	N_2
1 %	11 %	60 °C (20 %)	68 %
5 %	7 %	52 °C (14 %)	74 %
12 %	3 %	35 °C (5 %)	80 %

Koekappaleet laitettiin 800 °C uuniin, joka kuumennettiin 1070 °C:een 50 minuutissa. Koekappaleita pidettiin 1070 °C:ssa 40 minuuttia. Hilsemäärä mitattiin kuten Fundia Wiren lajeilla (kuva 3).



Kuva 3 *Imatra Steelin teräslajien hilsemäärät ja niiden keskiarvo (ka)*
Figure 3 *The loss of weight of steel grades of Imatra Steel*

Kaikilla teräslajeilla 1 % happipitoisuus uunissa aiheuttaa vähemmän hilseilyä kuin 5 % pitoisuus. Yllättävästi 12 % pitoisuus aiheuttaa myös usein vähemmän hilsettä kuin 5 %, mutta hajontaa esiintyi enemmän. Laji 5 hilseili muita vähemmän, koska siinä pii suojasi pintaa hapettumisella. Pii muuttuu hilseilyä edistäväksi, kun lämpötila nousee yli 1170 °C. Usea laji sisälsi kromia noin 1%.

Kromilla ei ollut kuitenkaan vaikutusta hilseen määrään. Tulosten mukaan 5 % happiatmosfääri aiheuttaa keskimäärin 0,8 % hilsehäviöt teelmänkuumennusuunissa

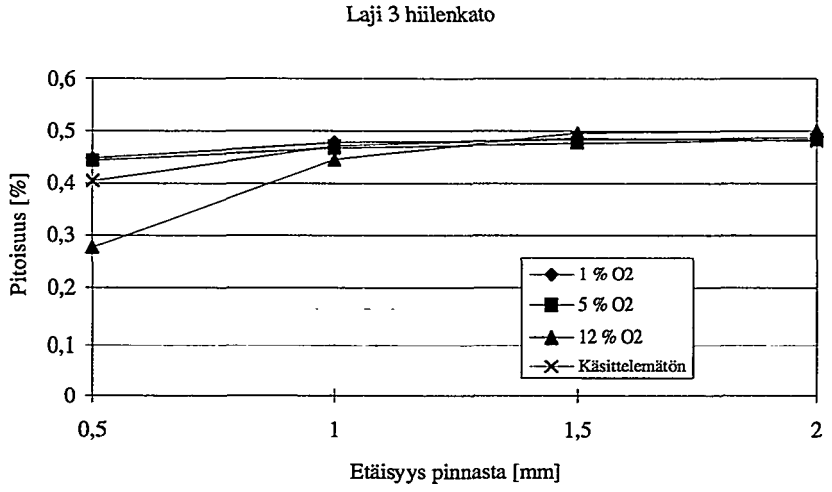
3.2.3 Hiilenkatokokeet

Koeteräksinä olivat lajit 2, 3, 5 ja 8 (taulukko 3), jotka ovat jousi- ja takoteräksiä. Tavoitteena oli tutkia aidon teelmän pintaan tulevaa hiilenkatoa simuloimalla Imatra Steelillä mitattuja eri kuumennustapoja (taulukko 6). Koelaitteistona oli vertikaalinen putkiuuni, johon syötettiin haluttu seos typpeä, happea ja hiilidioksidia. Kastepiste saatiin johtamalla kaasu veden läpi, jonka lämpötilana oli haluttu kastepiste. Kaasun virtausnopeus oli 500 l/h.

Taulukko 6 Teelmän kuumennustapasimulaatioiden parametrit
Table 6 Atmospheres and heat treatments used for simulating billet heating

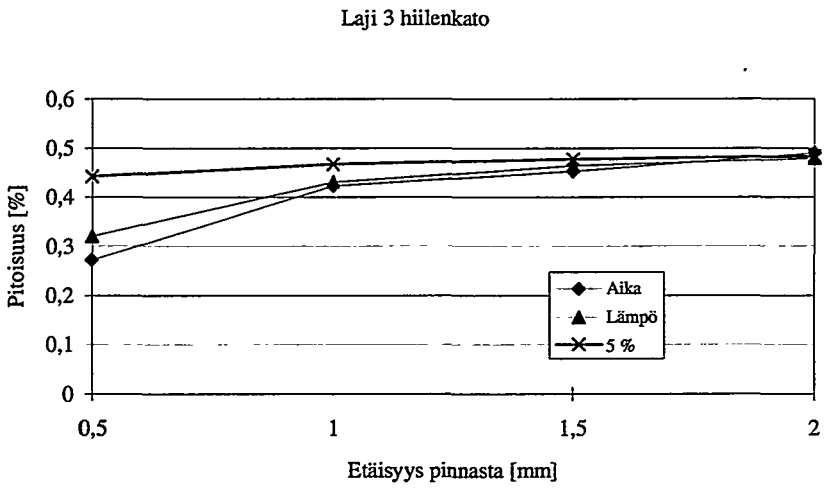
Koetyyppi	Kuumennustapa	Kuumennus-aika	Pitoaika	Happi	CO_2	Kastepiste
Happi 1	800 -> 1070 °C	60 min	30 min	1%	11,0%	60 °C (20%)
Happi 5	800 -> 1070 °C	60 min	30 min	5%	6,7%	52 °C (14%)
Happi 12	800 -> 1070 °C	60 min	30 min	12%	3,0%	35 °C (6%)
Lämpötila	850 -> 1150 °C	60 min	30 min	5%	6,7%	52 °C (14%)
Kuumennusaika	800 -> 1070 °C	60 min	90 min	5%	6,7%	52 °C (14%)

Koekappaleista mitattiin Rautaruukilla Raahessa optisella emissiospektrometrillä sekä käsittelemätön (teelmäpinta) että lämpökäsitellyt pinnat. Koetuloksina esitellään vain yksi teräslaji (3), koska tulokset olivat hyvin samankaltaisia toistensa kanssa.



Kuva 4 Hiilenkato lajilla 3 eri happiatmosfääreissä
Figure 4 Decarburization of steel grade 3 in different oxygen levels

Käsittelemättömässä teelmässä on enemmän hiilenkatoa kuin eri happiatmosfääreissä lämpökäsitellyissä (kuva 4). Poikkeuksena on 12 % happiatmosfääri, jonka vaikutuksesta teelmissä esiintyy enemmän hiilenkatoa kuin muilla happitasoilla. Joskus hilseenkasvu "syö" hiilenkatoa, mutta tällä ei ole käytännössä merkitystä.



Kuva 5 *Rautaruukin lajin 3 hiilenkato eri lämpökäsittelyillä.*
Figure 5 *Decarburization of steel grade 3 after different heat treatments*

Kuvasta 5 näkyy, että aika ja lämpötila vaikuttavat samalla tavalla hiilenkadon määrään. Hiilenkato on huomattavaa alle 1 mm:n syvyyteen pinnasta. Hiilenkato lienee todellisuudessa suurempaa kuin kuvassa esitetty, kun happipitoisuus on suurempi. Todellisuudessahan lämpötila nousee pitoajan kasvaessa pahentaen hiilenkatoa. Lajilla 8, jolla on alhainen hiilipitoisuus (0,08 %), hiilenkatoa ilmeni hiukan enemmän kuin muilla. Seosaineet suotautuivat yleensä pintaan, mutta niin vähäisessä määrin ettei sillä ole merkitystä pinnan rakenteelle. Teelmän hiilenkato-kerros ohenee valssauksessa.

3.2.4 Uuniatmosfääri

Uunin atmosfääri mitattiin syksyllä 1994 ensimmäisen kerran. Tällöin uunia käytettiin hyvin suurilla tehoilla. Happipitoisuudet savukaasuissa olivat 1-2 %, eli parhaat mahdolliset. Pienillä tehoilla uunista mitattiin 10 - 15 % happipitoisuuksia. Happitasoa nostivat polttimien jäähdytyspuhallus, nopeat tehon vaihtelut ja askelpalkkimekanismin vuotaminen alhaalta. Polttimet joudutaan sammuttamaan

pienillä tehoilla ajoittain ja tällöin niitä jäähdytetään ilmapuhalluksella. Nopeissa tehon vaihteluissa ei kaasu/ilma-suhde pysy vakiona. Pienillä tehoilla myös virtausmittauksen tarkkuus huononee.

Imatralla kunnostettiin uunia ja siihen liittyvää prosessiohjausta kesällä -95, jonka seurauksena happipitoisuus laski pienillä tehoilla 5 - 7%:iin. Suurilla tehoilla ei tapahtunut käytännössä muutoksia.

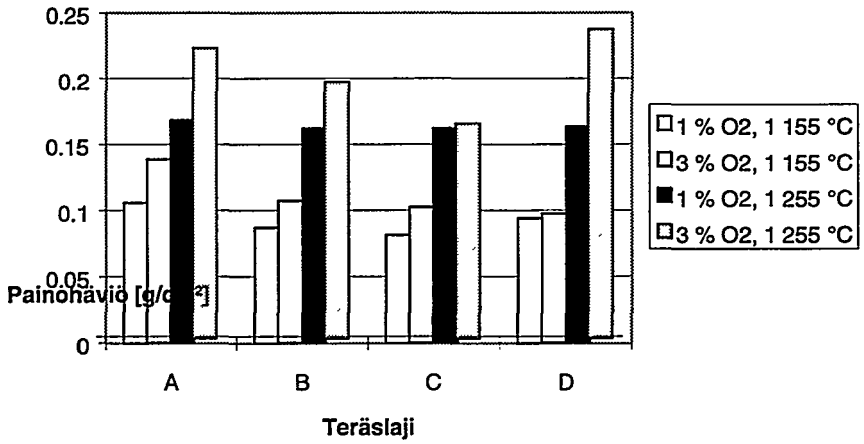
Energiankulutus on vähentynyt Imatran teelmäkuumennusuunissa 19 TJ eli 9,5%, josta projektin aikaansaama osuudeksi arvioidaan 10 TJ. Prosessiohjauksen parantaminen on vähentänyt happipitoisuutta uunissa, josta on seurannut hilsehäviön pieneneminen 0,2 %. Hiilenkadon aiheuttamat romutukset ovat poistuneet lähes kokonaan. Yhteensä projektista aiheutuva kustannussäästöksi arvioidaan 600 000 mk/v.

3.3 Rautaruukin teräslajit

Rautaruukin teräslajeilla kokeiltiin myös happipitoisuuden ja kuumennuslämpötilan vaikutuksia terästen hilseilyyn. Tutkittavia teräslajeja oli neljä (taulukko 7). Kappaleita hehkutettiin kahdessa eri lämpötilassa, 1155 °C ja 1255 °C kahdessa happipitoisuudeltaan erilaisessa atmosfäärissä, 1 % ja 3 %. Hehkutuksen jälkeen koekappaleet hiekkapuhallettiin ja laskettiin painonhäviö (kuva 6). 100 °C korkeampi lämpötila lisäsi hilsettä huomattavasti, suhteellisesti enemmän kuin pelkkä happipitoisuuden lisäys.

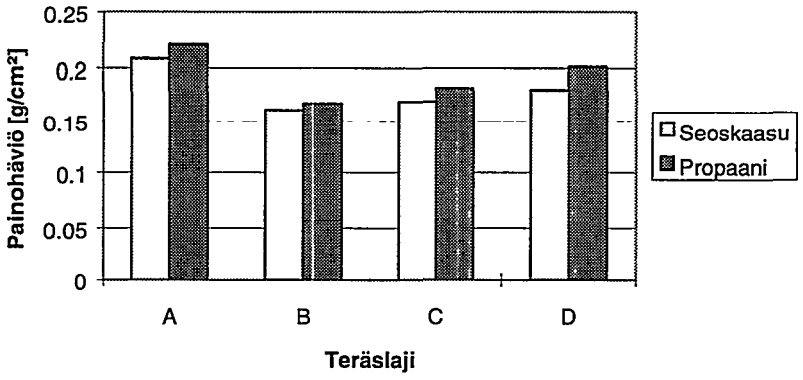
Taulukko 7 *Rautaruukin teräslajien analyysit*
Table 7 *Steel grades of Rautaruukki Steel*

%	A	B	C	D
C	0,128	0,165	0,069	0,173
Si	-	0,290	0,220	0,340
Mn	0,370	1,390	0,800	1,470
P	0,013	0,014	0,009	0,018
S	0,019	0,004	0,009	0,014
Cr	0,044	0,028	0,028	0,025



Kuva 6 *Rautaruukin teräslajien painohäviö eri lämpötiloissa eri happipitoisuuksilla*
Figure 6 *The loss of weight of steel grades of Rautaruukki Steel*

Lisäksi tutkittiin eri hiilidioksidipitoisuuksien vaikutus. Tällä haluttiin selvittää polttoaineina käytettävien koksi- ja masuunikaasun seoksen ja propaanin vaikutukset terästen hilseilyyn. Kun seoskaasua poltetaan sellaisella ilmakertoimella, että savukaasuihin jää happea 3 %, hiilidioksidia on savukaasuissa 8 % ja savukaasujen kastepiste on 50 °C. Propaania vastaavasti poltettaessa savukaasuissa on hiilidioksidia 16 % ja kastepiste on 45 °C. Koekappaleet hehkutettiin 800 °C:sta 1200 °C:een 40 minuutissa ja pidettiin 1200 °C:ssa toiset 40 minuuttia. Painohäviö määritettiin kuten aiemmin (kuva 7).



Kuva 7 *Hilsehäviöt eri polttoaineita käytettäessä*
Figure 7 *The loss of weight using different burning fuels*

Vaikka propaanin poltossa syntyy kahdeksan prosenttiyksikköä enemmän hiilidioksidia kuin seoskaasua poltettaessa eli hapettavien komponenttien määrä savukaasuissa lähes kaksinkertaistuu, hilsettä syntyy vain 5 - 10 % enemmän teräslajista riippuen. Näin ollen propaania voidaan käyttää teelmänkuumennusuunin lämmitykseen ilman suurta hilseilyn lisääntymistä.

3.4 Fiskars Tools

Projektissa on suunniteltu tekniikat suojakaasun käyttämiseksi induktiouunissa. Ensimmäinen koeuuni oli pieni kooltaan. Suojakaasuna käytettiin puhdasta typpeä, mutta suojakaasulla ei huomattu merkittävää eroa hilsemäärissä verrattuna normaaliin kuumentamiseen. Tulosten samankaltaisuutta selittää hyvin lyhyt kuumennusaika ja uunin suojakaasumekanismien huono toiminta.

Uusi, suurempi koeuuni on suunniteltu ja rakennettu valmiiksi. Uunin suojakaasurakenteissa on käytetty hyväksi pienemmästä uunista saatua kokemusta. Suojakaasuna kokeillaan myös 5% vety-typpi seosta, jossa vedyn on tarkoitus sitoa happi. Kokeet tehdään joulukuussa 1996.

3.5 Jatkosuunnitelmat

Projekti loppuu joulukuussa 1996. Projektissa tehdään vielä termovaakakokeita Rautaruukin teräslajeilla. Tarkoituksena on mitata hilseen kasvunopeutta ajan funktiona. Fiskarsilla tehdään vielä suojakaasukokeita uudella uunilla.

3.6 Julkaisut

Uuniatmosfäärin ja teräslajin vaikutus hilseilyyn aihion kuumennuksessa. Järvinen M. Diplomityö. 1995. Otaniemi.

*Langan valssausnopeuden noston vaikutus prosessiparametreihin ja mekaanisiin ominaisuuksiin.*T. Räsänen Diplomityö. 1995. Otaniemi.

Energy Savings in Reheating Furnaces by Redusing Scrap and Scale Formation. J. Fredriksson, M. Järvinen, S. Kivivuori, P. Savolainen. Proceedings of the 1st European Rolling Conference Hungarolling '96. 4 - 6 September, 1996 Balatonszéplak. Unkari. s. 621 - 634.

Energy Savings in Reheating Furnaces by Redusing Scrap and Scale Formation. J. Fredriksson, M. Järvinen, S. Kivivuori, P. Savolainen. Proceedings of the BAMFAC-seminar (Baltic Sea Metal Forming and Cutting Seminar). 20 - 21 May, 1996. Espoo. s. 105 - 113.

Y504 TERÄSAIHIOIDEN NOPEUTETTU KUUMENNUS

Teknillinen korkeakoulu
Materiaalien muokkauksen ja lämpökäsittelyn laboratorio
Vuorimiehentie 2 A
02150 ESPOO

Puhelin: (09) 451 2708
Telefax: (09) 451 2660

Vastuullinen johtaja: TkT Seppo Kivivuori
Tutkijat: DI Petri Savolainen
tekn yo Jarmo Laine

	1995	1996
SULA 2-rahoitus	70 000 mk	97 000 mk
Oma rahoitus	80 000 mk	120 000 mk
TKK	22 000 mk	28 000 mk

1 Johdanto

Teräksen kuumamuokkausta edeltää teräsaihioiden kuumentaminen muokkauslämpötilaan. Muokkauksen onnistumiseen vaikuttavat mm. aihion lämpötilajakauman tasaisuus ja seosaineiden riittävä liukeneminen. Tutkimuksessa on tavoitteena aihioiden kuumennusaikojen lyhentäminen ja samalla energiankulutuksen vähentäminen.

Tietokonemallintamisen kehittyminen antaa uusia mahdollisuuksia tutkia kuumennusta ja kuumennusuunien toimintaa. Teollisuudessa pyritään lisäämään tuotantokapasiteettia käytössä olevilla uuneilla. Projektin tavoitteena on tutkia ja parantaa aihioiden läpimenoaikoja ja lämpötilajakaumaa aihiossa. Projekti toteutetaan diplomityönä, jonka tekijäksi on valittu Jarmo Laine.

2 Tavoitteet ja tulokset

Tutkimuksessa selvitetään mahdollisuuksia teräsaihioden kuumennusnopeuden nostamiseksi ja samalla saadaan tietoa lämpötilajakauman kontrolloimiseksi. Myöskin erikokoisten aihioden ja aihioiden välin vaikutus kuumenemiseen tutkitaan. Projektiin osallistuvat Fundia Taalintehdas ja Imatra Steel askelarinauuneineen. Molemmissa uuneissa on muutettu mm. aihion kokoa, mutta ei tiedetä tarkkaan aihioiden kuumenemiseen liittyviä parametrejä.

Kuumennusta tutkitaan simuloimalla uuneja Mefos:ssa kehitetyllä Steeltemp-mallinnusohjelmalla. Mallinnukseen tarvittavaa tietoa saadaan mittaamalla aihioiden kuumenemista uuneissa. Mittauksia varten on hankittu akkukäyttöinen tiedonkeruulaite, joka tallentaa termoelimistä saadut lämpötilat muistiinsa. Termoelimet upotetaan aihioon eri syvyyksille, jolloin saadaan lämpötilajakauma ja kuumennus-

nopeus mitattua. Tiedonkeruulaite menee uuniin aihion mukana, jolloin se pitää suojata kuumuudelta. Tätä varten kokeillaan eristemateriaaeja laboratoriossa ja rakennetaan suoja laitteen ympärille. Teollisuudessa tehdään ulompi suojavaippa.

Mitatulla tiedolla voidaan kalibroida simulaatiomalli vastaamaan mahdollisimman tarkasti todellisia olosuhteita. Mallintamalla voidaan tutkia aihioiden välin vaikutusta kuumennusnopeuteen ja lämpötilajakaumaan aihiossa. Simuloimalla tutkitaan lisälämmittimien vaikutusta kuumennusnopeuteen ja lämpötilagradienttiin. Projektissa mallinnetaan lisäksi teelmien kohotuksen vaikutus kuumenemiseen. Myös aihioiden koon suurentamisen vaikutuksia tutkitaan.

Projektissa arvioidaan tarvittaessa korkeamman lämpötilan vaikutus hilseen ja hiilenkadon muodostumiseen. Apuna käytetään Hilse (502) projektissa kerättyjä tietoja.

Kesäkuussa 1996 aloitti J. Laine diplomityön, jolla on tarkoituksena luoda tietokonemallit teelmien lämpenemisestä Taalintehtaan ja Imatran uuneista. Tähän mennessä diplomityöhön liittyen on selvitetty kirjallisuuden avulla mekanismeja, joilla lämpö siirtyy teelmiin. Lisäksi on kirjallisuusosaan selvitetty erilaisia tietokonemalleja ja niiden ratkaisurakenteita lämmönsiirrosta ja aihion lämpenemisestä. Molemmat uunit on mallinnettu niin pitkälle kuin ilman mittaustuloksia voidaan Steeltemp:lla mallintaa.

3 Jatkosuunnitelmat

Loppuvuodesta 1996 mitataan dataloggerilla aihioiden todelliset kuumennusnopeudet tuotannossa tietokonemallinnusta varten. Sitten simuloidaan ja pistetään diplomityö kansiin.

Y505 AIHIOIDEN KUUMENNUKSEN ENERGIATALOUDEN PARANTAMINEN VIRTAUSMALLIN AVULLA

Teknillinen korkeakoulu
Materiaalien valmistustekniikan ja jauhemetallurgian laboratorio
Vuorimiehentie 2 K
02150 ESPOO

Puhelin: (09) 451 2775
Telefax: (09) 451 2799
Sähköposti: ari.jokilaakso@hut.fi
Internet: http://www.hut.fi/Yksikot/Jauhe/

Vastuullinen johtaja: Dos. Ari Jokilaakso
Tutkijat: Tekn. yo. Anne Keränen (diplomityöntekijä)
TkL Yongxiang Yang

	1996	1997	1998
SULA 2 -rahoitus	260.000 mk	260.000 mk	260.000 mk
Oma rahoitus	–	–	–
Teollisuuden rahoitus	555.000 mk	455.000 mk	455.000 mk

TIIVISTELMÄ

Projektin tavoitteena on luoda läpityöntöuunille virtausmalli, jonka avulla voidaan selvittää uunin virtausolosuhteet ja näiden mahdollisista epätasaisuuksista johtuvat lämpötilaerot uuniatmosfäärissä. Projektin avulla pienennetään uunin energiankulutusta ja parannetaan tuotteen pinnanlaatua vähentämällä paikallista hilseenmuodostumista.

Projektissa on lähdetty liikkeelle diplomityön merkeissä. Työssä on rakennettu uunin yläosaa kuvaava fysikaalinen malli, jota on vuorostaan simuloitu kaupallisilla virtauslaskentaohjelmistoilla. Diplomityön tarkoitus on ollut lähinnä perehdyttää tekijä matemaattiseen mallintamiseen virtauslaskentaohjelmistojen avulla. Projektissa on myös saatu alustavia tuloksia teollisuusmittakaavaisen uunin kaasuvirtauksista.

1 Johdanto

Tietokoneiden kapasiteettien nopean kehityksen sekä CFD- ohjelmien paranemisen ansiosta on päästy ratkaisemaan monimutkaisempia matemaattisia malleja, jotka kuvaavat fluidin virtauksia, kaasun sekoittumista, palamista ja lämmönsiirtoa. Nämä ovat myös mahdollistaneet aihioiden kuumennusuunien virtausmallintamisen. Mallintaminen tekee mahdolliseksi optimoida kaasuvirtaukset ja saada tarkempaa tietoa liekin säteilyvaikutuksesta aihioiden tasaisemman lämpenemisen aikaansaamiseksi.

Tällä hetkellä käytetyt perinteiset aihioiden lämpenemistä laskevat ohjelmat, kuten esimerkiksi STEELTEMP®, olettavat uuniatmosfäärin lämpötilan tasaiseksi koko uunin poikkileikkauksessa. Käytännön mittaukset ovat kuitenkin osoittaneet, että uunin poikittaissuuntaiset lämpötilaerot voivat olla jopa 100°C.

Lämpötilaerot uunissa vaikuttavat aihioiden lämpötilaeroihin, mikä on puolestaan syynä moniin ongelmiin valssauksessa, pinnanlaadussa sekä mekaanisten ominaisuuksien tasaisuudessa. Yksi mahdollinen ongelmien aiheuttaja on kaasuvirtausten epätasainen jakautuminen uunissa.

Kuumennusuunien virtausmallintamisella voidaan hakea aihioiden kuumat pisteet, jotka aiheuttavat paikallisesti voimakasta hilseenmuodostumista huonontaen valssaustuotteen pinnanlaatua sekä aiheuttaen teräksen tuotantohävikkiä.

2 Tavoitteet

Hankkeen tavoitteena on parantaa aihioiden kuumennuksen energiataloutta luomalla uunien virtausmalli. Mallin avulla selvitetään virtaus- ja paineolosuhteet uunissa ja epätasaisista virtauksista mahdollisesti johtuvat lämpötilaerot uuniatmosfäärissä.

Hankkeen avulla pienennetään uunin energian kulutusta sekä vähennetään hilseilystä johtuvia teräksen häviöitä tuotannossa sekä ongelmia tuotteen pinnanlaadussa.

Virtausmallintamisessa pyritään saamaan yksityiskohtainen kuva kaasun virtauskäyttäytymisestä ja painejakaumasta uunissa. Kaasun sekoittumisen laskenta antaa hyvät mahdollisuudet tarkastella esim. vuotoilman kulkeutumista uunin läpi. Samoin saadaan selville polttimien kaasukomponenttien jakautuminen uunin eri osiin.

Projektin tarkoituksena on tutkia myös polttimista johtuvia paikallisesti kuumempia kohtia aihioiden pinnoissa. Toimintaolosuhteita muuttamalla mallinnetaan tarpeen mukaan erilaisia tilanteita.

Tarkoitus on myös simuloida sähkösäteilijöitä kuumennusvyöhykkeen alussa ja niiden vaikutusta lämpötaseeseen, aihioiden kuumennuksen tasaisuuteen ja virtausolosuhteisiin.

3 Tulokset

3.1 Vesipöytämallin simulointi

Projektissa on lähdetty liikkeelle rakentamalla valitun läpityöntöuunin aihioiden yläpuolista osaa kuvaava vesipöytämalli sekä samaa tilannetta kuvaava laskennallinen malli PHOENICS ja FLUENT -virtauslaskentaohjelmistolla diplomityön merkeissä. Diplomityön tavoitteena oli pääasiassa tutustua PHOENICS- ja FLUENT -virtauslaskentaohjelmistoihin sekä verrata näiden ohjelmien malleja toisiinsa ja fysikaaliseen malliin.

3.1.1 Fysikaalisen mallin rakentaminen

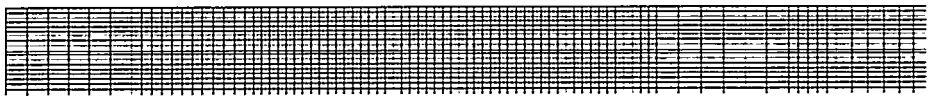
Fysikaalinen malli rakennettiin TKK:n Materiaali- ja kalliotekniikan osastossa sijaitsevalle virtauspöydälle. Vesipöytämallin ja todellisen uunin suhde on 1:25. Kaksiulotteisella mallilla ei voitu kuvata todellisen läpityöntöuunin rakennetta. Etenkin uunin loppupään (panostuspään) monimutkainen geometria oli mahdoton kuvata kaksiulotteisessa avaruudessa. Lisäksi malli rakennettiin kuvaamaan pelkästään läpityöntöuunin keskilinjan poikkileikkauksen yläpuolista osaa. Aihioiden alapuolinen uuni jätettiin kokonaan huomioimatta. Myöskään yläpolttimien 11° kulmaa ei huomioitu vesipöytämallissa. Tästä johtuen vesipöytämallin ja todellisen uunin virtaukset eivät ole verrattavissa toisiinsa.

Vesipöydälle rakennettu malli nähdään kuvasta 2. Virtausten havainnollistamiseen käytettiin pieniä (halkaisija noin 2-3mm) polystyreenipalloja. Virtausta valokuvattiin eri valotusajoilla, jolloin saaduista valokuvista voidaan määrittää virtausnopeuksia mallin eri kohdista mittaamalla polystyreenipallon kulkema matka valotusaikana. Saatuja virtausnopeuksia ja virtausviivoja voidaan verrata tietokoneen laskemaan vastaavaan malliin.

3.1.2 Fysikaalisen mallin simuloiminen

Vesipöytämallia simuloitiin ensin PHOENICS-virtauslaskentaohjelmistolla. Laskentaverkoksi määritettiin kaksiulotteinen suorakulmainen koordinaatisto, jossa laskentakoppeja oli 84x20. Mallin laskentahila on nähtävissä kuvasta 1. Virtausnopeutena sisääntulossa käytettiin vesipöytämallille laskettuja arvoja (0,4 m/s ja 0,9 m/s). Mallin ratkaisussa käytettiin k-ε turbulenssimallia. Ajot ajettiin kolmella eri turbulenssin voimakkuudella: 5%, 10% ja 20%. Mallille asetettiin iteraatio-kierroksia 1500. Intensiteetin ollessa suurin (20%), tietokone lopetti iteroinnin noin 850 kierroksen jälkeen mallin konvergoidessa. Pienemmillä intensiteeteillä ajoa jatkettiin vielä 1500 kierroksen jälkeen lähes 1000 kierroksella.

Sama vesipöytämalli simuloitiin myös FLUENT -virtauslaskentaohjelmistolla. Geometria ja laskentaverkko pidettiin samana kuin PHOENICSllä tehdyssä ajossa ja ne luotiin preBFC-ohjelmalla. Virtausaineena käytettiin edelleen vettä ja turbulenssimallina k-ε turbulenssimallia. Turbulenssin voimakkuutena käytettiin 10%. Sisäänvirtausnopeuksina käytettiin aikaisempia arvoja. Mallia iteroitiin 800 kierrosta, jonka jälkeen katsottiin ratkaisun konvergoivan kyllin hyvin.



Kuva 1. Simuloinnissa käytetty laskentaverkko.

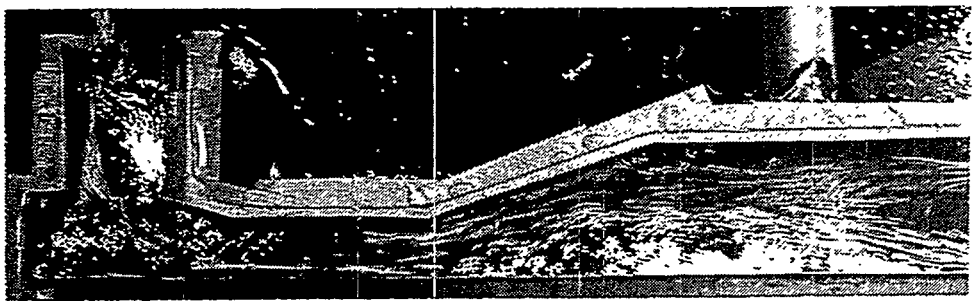
3.1.3 Saadut tulokset

Vesipöytämallin virtaukset nähdään kuvasta 2 ja matemaattiset mallit kuvassa 3 ja 4. Kuvista voidaan havaita että virtaukset kulkevat pääpiirteissään samalla tavoin kaikissa tehdyissä malleissa. PHOENICS ja FLUENT -ohjelmistolla tehdyt mallit ovat lähes identtiset lukuunottamatta kaasun tuloa kuumennusvyöhykkeelle. PHOENICS-tuloksissa virtaus kääntyy melko jyrkästi ylöspäin, mutta Fluentin laskenta ei tällaista osoita. Toinen ero on PHOENICS-tuloksissa kuumennusvyöhykkeellä aihion pintaa pitkin menevä paluuvirtaus, jota ei ole Fluent-tuloksissa.

Virtaus tasausvyöhykkeellä on hidasta ja tasaista. Virtauksen tullessa kuumennusvyöhykkeelle se kääntyy ylöspäin muodosaen pienen paluuvirtausalueen yläpolttimen alapuolelle. Myös kuumennusvyöhykkeen sisääntuloaukon yläpuolelle muodostui samanlainen pieni alue. Loput virtauksesta yhtyvät yläpolttimesta tulevaan virtaussuihkuun. Kuumennusvyöhykkeen keski- ja alaosan täyttää hidas, lähes paikallaan pysyvä virtausalue, jossa on havaittavissa myös heikkoa paluuvirtausta. Vesipöytämallin kuvaajasta nähdään kuinka polystyreenipallot kerääntyivät tälle alueelle. Matalalla konvektiovyöhykkeellä virtaus nopeutuu ja on jälleen hyvin suoraviivaista.

Tullessa poistohormille virtaus kääntyy pääasiassa poistohormia pitkin ylös. Uunin alkupäässä virtaus on hyvin hidasta ja sen alanurkkaan muodostuu myös heikko paluuvirtausalue, joka on havaittavissa matemaattisiten mallien kuvaajista.

a)

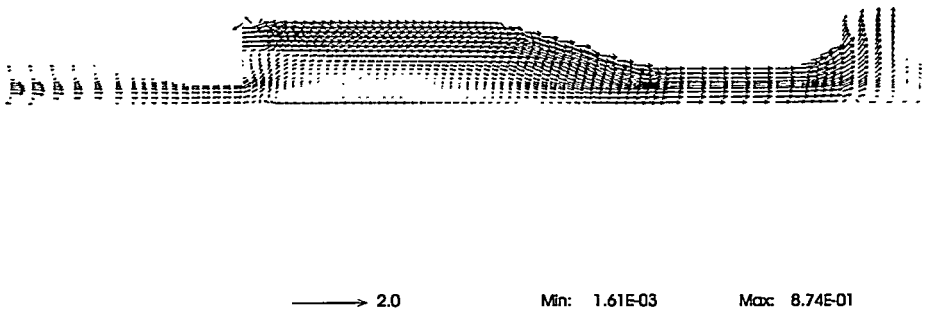


b)

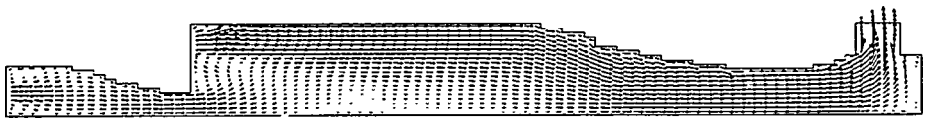
Kuva 2. Vesipöytämallin fysikaalinen malli a) mallin alkupää (valotusaika 1/30 s) b) mallin loppupää (valotusaika 1/15 s).

Matemaattisen mallin turbulenttisuutta tarkastellaan kuvassa 5. Siinä on kuvattu turbulenttista kinemaattista viskositeettia uunin pituussuunnassa kolmella eri y:n arvolla PHOENICS -ohjelmistolla mallinnettuna. Kussakin kuvassa on kolme käyrää eri turbulentin voimakkuudella. Voidaan havaita että voimakkuuden vaihtelulla ei ole merkitystä turbulenttisten alueiden muodostumiselle ja, että erot turbulenttisuuden voimakkuudessa ovat suhteellisen pieniä, etenkin 5% ja 10% välillä. Kuvasta voidaan havaita kolme selvästi turbulenttista aluetta. Kuumennusvyöhykkeen keskivaiheille syntyy laajin turbulenttinen alue. Toinen alue muodostuu heti kuumennusvyöhykkeen sisääntuloalueelle ja kolmas turbulenttinen alue on virtauksen poistoaukon takanurkalle muodostunut alue.

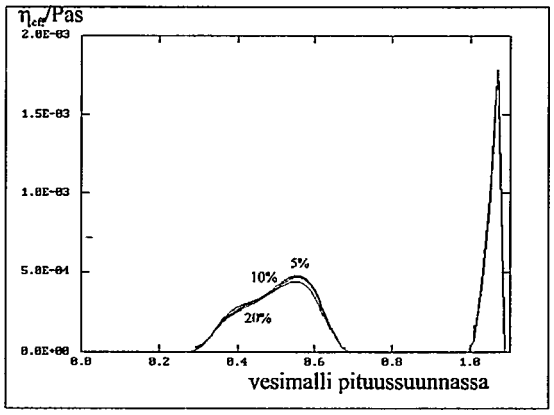
Kuva 6 esittää polttimien virtausten sekoittumista mallissa. Pääasiassa sekoittuminen tapahtuu kuumennusvyöhykkeen keskivaiheilla. Virtaukset alueella olivat hyvin heikkoja kuten edellä on todettu, mutta sekoittumista alueella edistävät paluuvirtaus sekä alueen turbulenttisuus. Ulostulovirtauksessa on yläpolttimen virtauksen konsentraatio huomattavasti suurempi kuin alapolttimen virtauksen konsentraatio johtuen yläpolttimien nopeammasta massavirtauksesta.



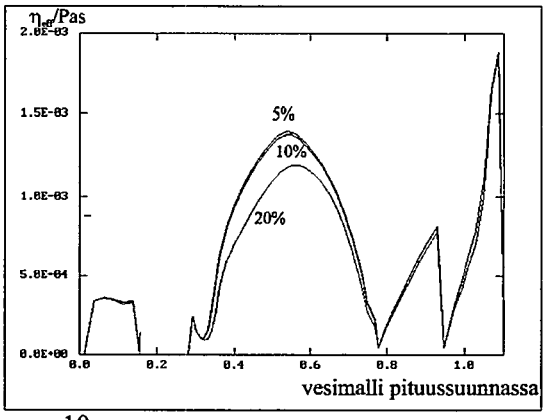
Kuva 3. PHOENICS-ohjelmistolla lasketun virtausmallin nopeusvektorit.



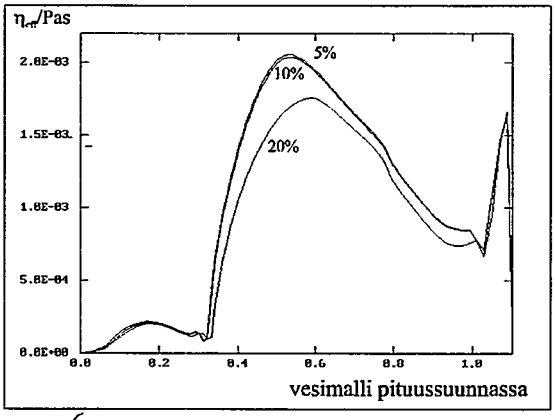
Kuva 4. FLUENT-ohjelmistolla lasketun virtausmallin nopeusvektorit.



a) $y = 16$



b) $y = 10$



c) $y = 6$

Kuva 5. PHOENICS-ohjelmistolla tehdyn mallin turbulenssin kinemaattinen viskositeetti mallin x-suunnassa turbulenssin voimakkuuden ollessa 5%, 10% ja 20%, kun a) y = 16 b) y = 10 c) y =6.

Kuva 6. Sisäänmenovirtausten sekoittuminen PHOENICS- mallissa.

3.1.4 Tulosten tarkastelu

Virtausnopeuksia verratessa tutkittiin kustakin mallista kahta eri aluetta. Kuumennusvyöhykkeeltä mitattiin virtausnopeus päävirtauksesta vyöhykkeen keskivaiheelta ja tasausvyöhykkeeltä matalan kohdan keskivaiheilta. Matemaattisten mallien tulokset on laskettu turbulenssin voimakkuuden ollessa 10%. Tulokset on nähtävissä alla esitetyssä taulukossa.

Taulukko 1. Virtausnopeuksien vertailu eri malleissa

	Nopeus kuumennusvyöhykeellä (m/s)	Nopeus tasausvyöhykeellä (m/s)
Vesipöytämalli	0,60	0,38
PHOENICS-malli	0,60-0,69	0,47-0,57
FLUENT-malli	0,55-0,67	0,49-0,55

FLUENT ja PHOENICS -ohjelmistojen matemaattiset mallit ovat sekä virtausnopeuksiltaan että virtausalueiltaan hyvin samanlaisia. Verrattaessa laskennallisia malleja vesipöydällä tehtyyn fysikaaliseen malliin voidaan havaita jo pieniä eroavaisuuksia. Vesipöytämallissa virtaukset ovat suoraviivaisempia kuin laskennallisissa malleissa, joissa virtaukset mukailevat tarkemmin uunin profiilia. Esimerkiksi virtauksen tullessa tasausvyöhykkeeltä kuumennusvyöhykkeelle se kääntyy tietokonemallissa nopeammin yläpolttimen virtaussuihkuun kuin vesimallissa.

Pääpiirteissään voidaan kuitenkin sanoa virtausten muistuttavan läheisesti toisiaan. Pienet erot fysikaalisen ja matemaattisten mallien virtauksissa voidaan katsoa

johtuvan useista eri syistä. Yhdeksi merkittäväksi virtausta hidastavaksi tekijäksi voitaisiin olettaa kitkaa, joka vaikuttaa vesipöytämallissa, mutta sitä ei ole huomioitu tietokonemallissa. Myöskin vesikerroksen turbulenttisuudella syvyyssuunnassa voi olla hidastava vaikutus virtauksen kulkuun. Kaksiulotteisessa laskennallisessa mallissa ei tätä turbulenssia ole huomioitu. Virtauksen kulkuun vesipöydällä voidaan olettaa myös vaikuttavan polystyreenipallojen sähköisyys ja vesikerroksen mataluus, jolloin pallot saattoivat joutua kontaktiin pöydän pinnan kanssa. Lisäksi saatujen lukuarvojen tarkkuus on suhteutettava mittaustarkkuuteen, jolla polystyreenipallojen kulkema matka mitattiin valokuvista. Myös vesimallin geometriassa voi olla jopa millien epätarkkuuksia.

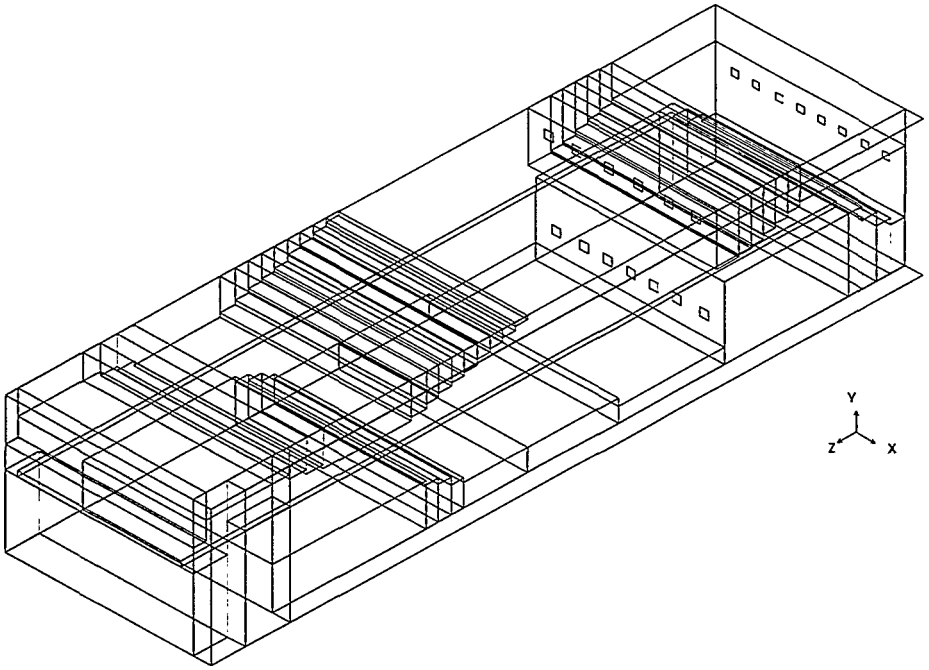
Vertaamalla fysikaalista ja matemaattisia malleja keskenään ottaen huomioon edellä mainitut seikat voidaan todeta molempien virtauslaskentaohjelmistojen sopivan hyvin tällaisten virtausten mallintamiseen.

3.2 Teollisuusmittakaavaissen uunin mallinnus

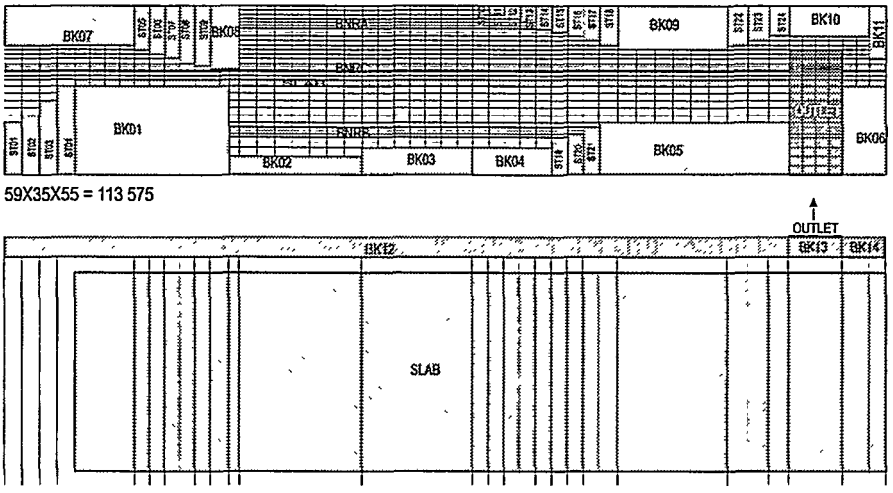
3.2.1 Mallin geometria

Tutkimuksen seuraavassa vaiheessa on rakennettu matemaattinen malli läpityöntöuunille todellisessa mittakaavassa. Mallinnettavana uunina on käytetty Rautaruukki Raahe Steelin nauhalinjan läpityöntöuunia 2. Uunissa on kuumennusvyöhykkeellä 6 poltinta, jotka ovat 11° kulmassa alaspäin ja joiden virtausnopeuksina on käytetty vaakasuunnassa arvoja 39,09 m/s ja pystysuunassa arvoja -7,60 m/s. Tasausvyöhykkeellä on 8 ja kuumennusvyöhykkeen alaosassa 7 vaakasuoraa poltinta. Tasausvyöhykkeen virtausnopeutena on käytetty 8,59 m/s ja kuumennusvyöhykkeen alapolttimille arvoa 26,41 m/s. Nopeudet on laskettu tyypillisen kuumennuksen kaasusyötön määristä. Uunin olosuhteet on oletettu isotermiseksi 1300°C, mutta kaasun tiheyden ja viskositeetin arvona on käytetty ilman arvoja 1327°C:ssa. Samoin

on oletettu, että uuniin tullessaan kaasu on täysin sekoittunut ilma-kaasu -seos. Uunin geometriaa rakennettaessa on tehty joitakin yksinkertaistuksia. Suurin virtauksiin vaikuttava yksinkertaistus on alauunin tukirakennepilareiden poisjättäminen mallista. Laskenta on tehty *steady-state* tilassa ja uunin on oletettu olevan täytetty tyypillisen kokoisilla aihioilla (paksuus 210 mm ja pituus 6500 mm). Myös panostus- ja purkuluukut on oletettu suljetuiksi. Mallin ratkaisussa on käytetty k-ε turbulenssimallia ja turbulenssin intensiteettinä kaikille polttimille on käytetty 10%. Laskennoissa on käytetty suorakulmaista 59x35x55 laskentahilaa. Osa laskentakopeista on kuitenkin suljettu pois jolloin aktiivisia laskentakoppeja on jäänyt 62 000. Mallissa käytetty geometria ja laskentaverkko nähdään kuvista 7 ja 8. Seuraavissa kappaleissa tarkastellaan alustavia tuloksia (eivät vielä täysin konvergoituneita) kaasun virtauskäyttäytymisestä ja eri polttimista tulevien kaasujen sekoittumisesta.



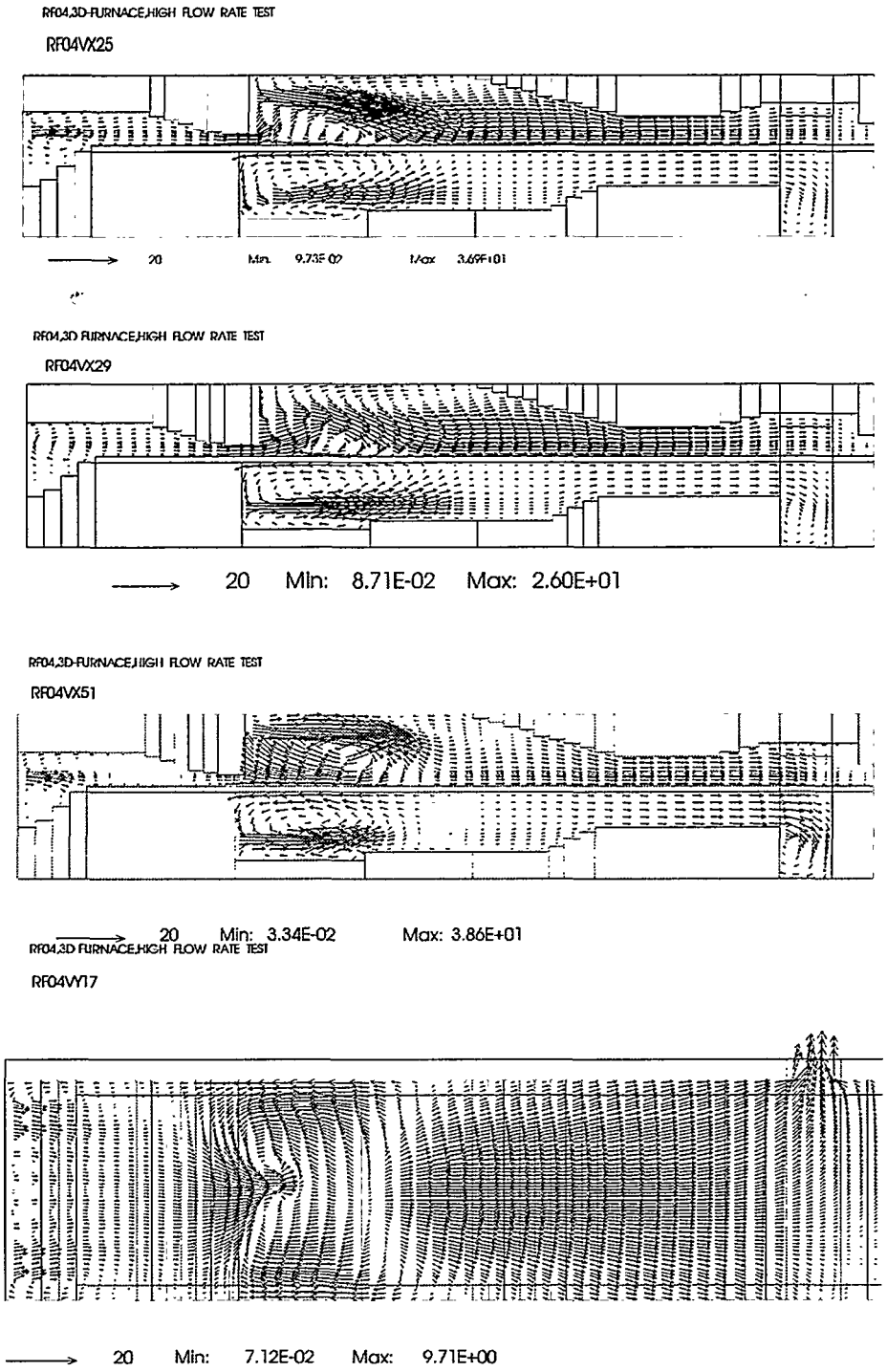
Kuva 7. Teollisuusmittakaavaisen uunin laskentageometria.



Kuva 8. Teollisuusmittakaavaisen uunin laskentahila sivulta (yllä) ja päältä (alla) nähtynä.

3.2.2 Virtauskäyttäytyminen

Kaasun virtauskäyttäytyminen uunin pitkittäisleikkauksissa nähdään kuvasta 9, jossa on virtausnopeusvektoreiden *y-z* tasojen profiilit. Uunin keskilinjan lähellä muodostuu kuumennusvyöhykkeen yläpuolisten poltinten virtauksesta voimakas suihku, joka imee tasausvyöhykkeeltä tulevaa kaasua mukaansa. Kuumennusvyöhykkeen yläpuolisten, lähempänä seiniä olevien poltinten suihkuista lähtee sen sijaan paluu virtaus seinien kautta. Näin aihioiden päälle muodostuu virtauksen jakautumispiste, josta osa kaasusta jatkaa suoraan kohti konvektiovyöhykettä, osa kääntyy sivuille ja kiertää yläpoltinten tason kautta keskelle ja loppu aihioiden pintaa hipoen takaisin yhtyäkseen sivuilta kiertävän kaasun kanssa keskimmäisten poltinten suihkuun. Konvektiovyöhykkeellä kaasu virtaa suoraviivaisesti aihioiden yläpuolella, mutta taipuu lopussa kohti poistoaukkoa. Kaikki alapolttimet aiheuttavat normaalin suihku vaikutuksen eli paluuvirtauksen polttimien yläpuolelle. Muuten kaasun virtaus aihioiden alapuolella on melko suoraviivaista kohti poistoaukkoa. Kannatinpilareiden lisääminen aiheuttaa todennäköisesti paikallista häiriötä ja turbulenssia, mutta kaasun päävirtauksen suuntaan tai jakautumiseen niillä ei liene suurta vaikutusta.

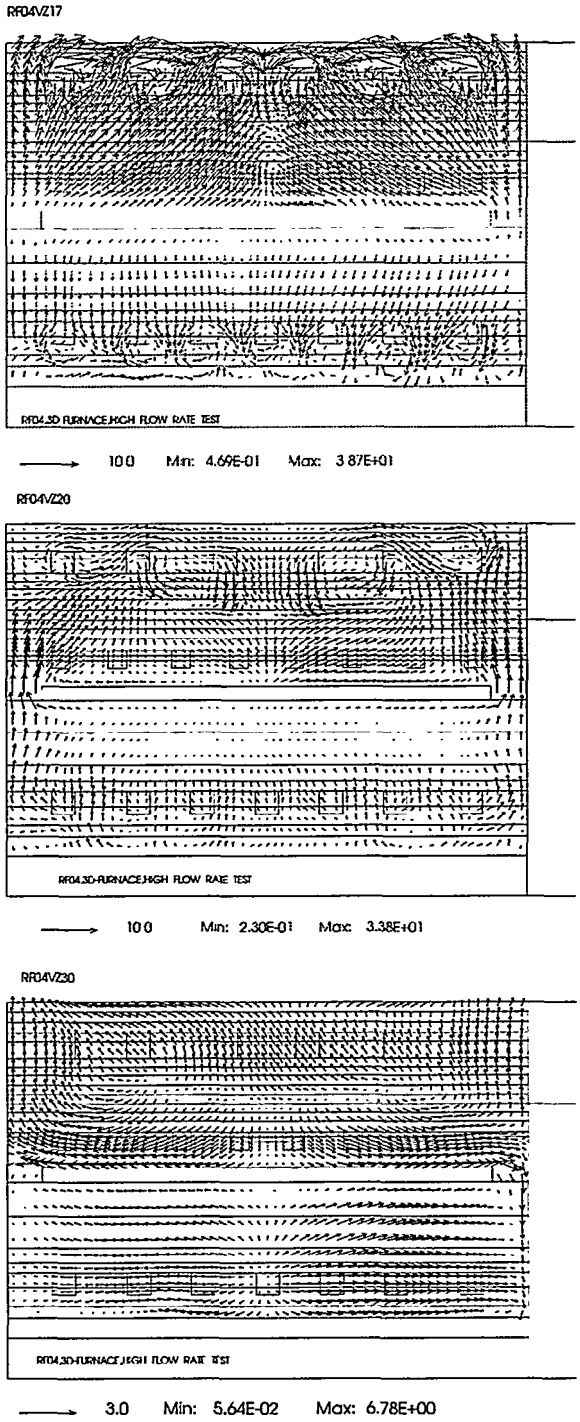


Kuva 9. Kaasun nopeusvektorit eri leikkaustasoilla pituussuunnassa.

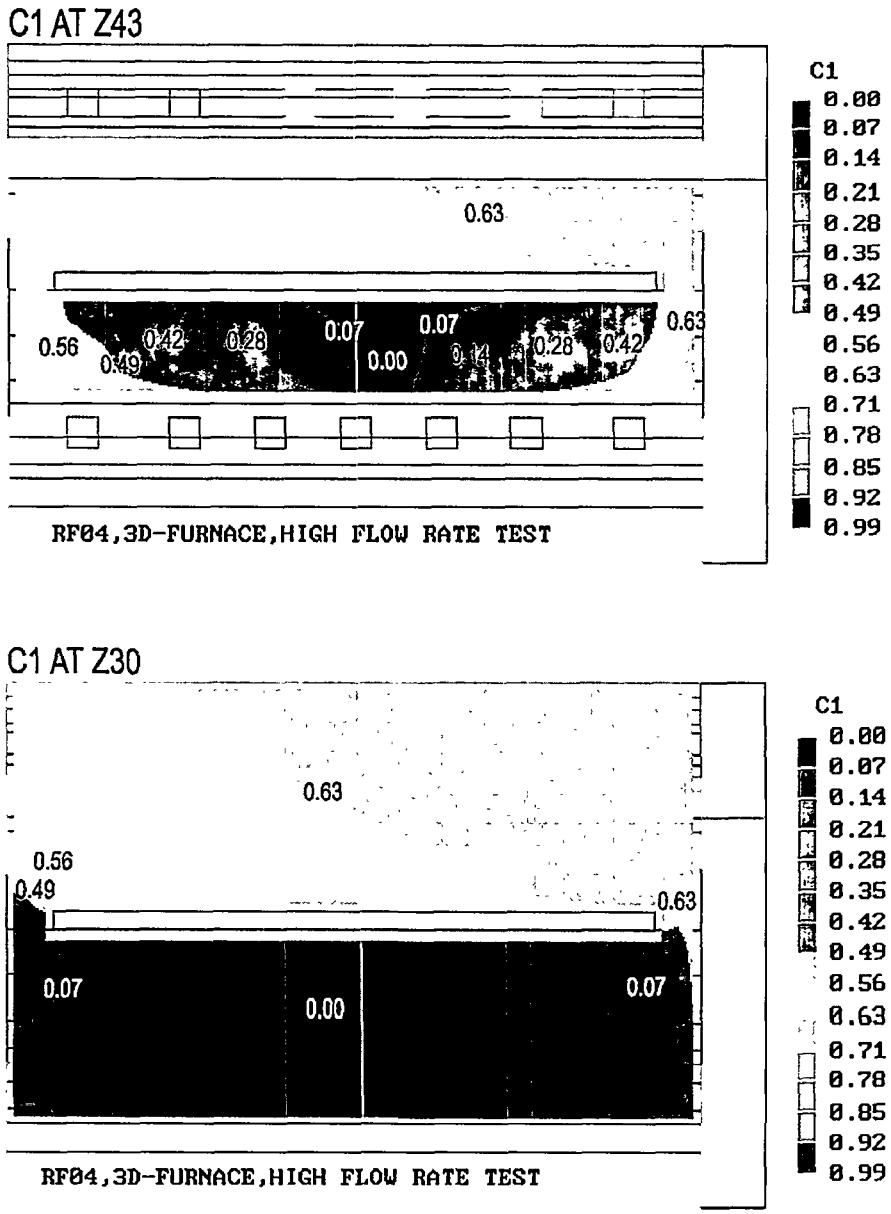
Kaasun virtauskuviot eri x-y -tasoissa uunin päädystä katsottuna on esitetty kuvassa 10. Kuumennusvyöhykkeen poltinten luona kaasun kiertyminen keskelle näkyy hyvin. Ylä- ja alapuolen välillä ei ole sekoittumista. Kaasun virtaussuunnassa hieman eteenpäin mentäessä muuttuu virtaus monimutkaiseksi ja alapuolen kaasua virtaa jonkin verran ylös. Juuri ennen katon madallusta aihioiden sekä ylä- että alapuolinen virtaus suuntautuu selkeästi sivuille ja yläpuolelta toispuoleisesti alas sekoittuen aihioiden alapuoliseen virtaukseen. Konvektiovyöhykkeellä yläpuolinen virtaus leviää voimakkaasti alapuolelle ja kokonaisuudessaan kaikki lopulta kohti ulosmenoa.

3.2.3 Kaasujen sekoittuminen

Eri poikkileikkaustasoilta otetut kaasun jakaumat kuvassa 11 osoittavat, kuinka aihioiden yläpuolinen kaasu sekoittuu konvektiovyöhykkeellä ja lopuksi jakauma vinoutuu kohti poistoaukkoa, kuten virtauskuviot osoittivat. Kuvassa 12 on poistoaukon konsentraatiojakauma, josta nähdään, että kuumennusvyöhykkeen poltinten kaasu (C1) on pääasiassa ylhäällä ja aukon vasemmassa reunassa. Vastaavasti alapoltinten kaasu (C2) on alhaalla ja oikealla. Tasausvyöhykkeeltä tuleva kaasu (C3) on ensisijaisesti ylöosassa aukkoa. Eri polttimista lähtevät kaasut siis sekoittuvat uunissa, mutta lähtöpaikka on kuitenkin vielä havaittavissa poistoaukon konsentraatiojakaumassa.

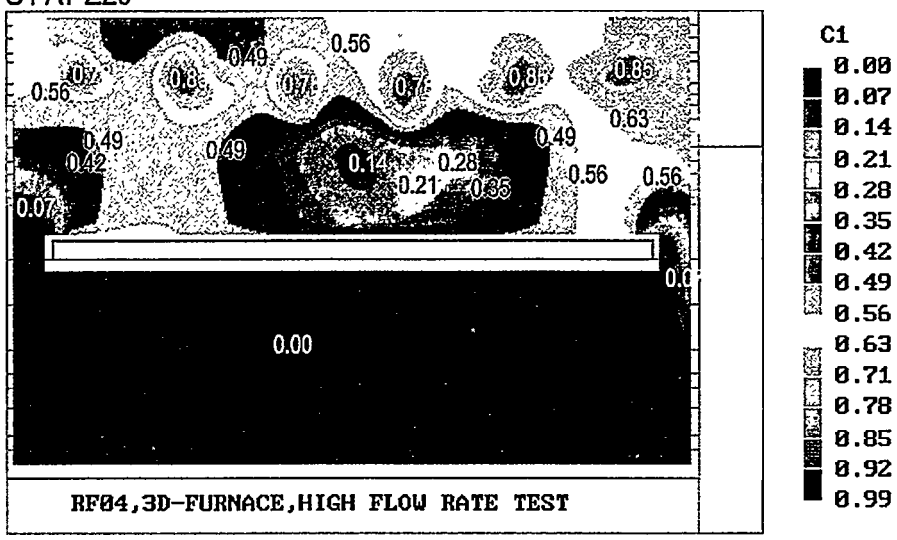


Kuva 10. Kaasun nopeusvektorit eri poikkileikkaustasoilla.

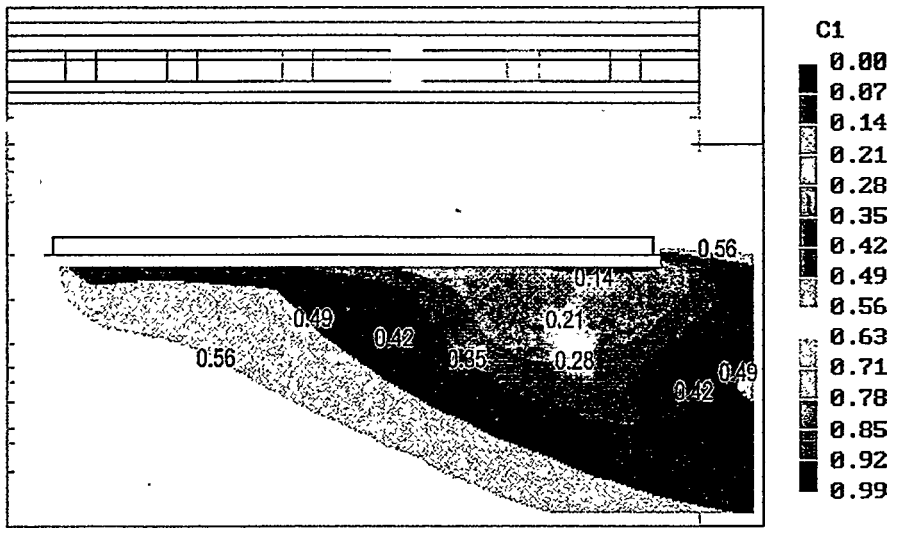


Kuva 11. Kaasun jakautuminen eri poikkileikkaustasoilla.

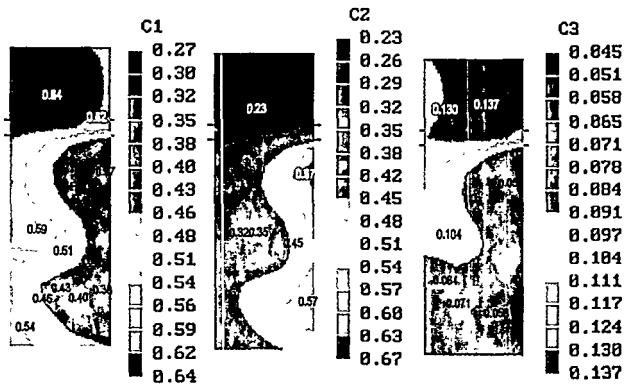
C1 AT Z20



C1 AT Z51 (CROSSING OUTLET)



Kuva 11 jatkuu.



Kuva 12. Eri polttimista tulevien kaasujen konsentraatiojakauma poistoaukossa.

4 Jatkosuunnitelmat

Projekti AKEPVA on saatu käyntiin kaasun virtauskäyttäytymisen osalta. Projektia on tarkoitus jatkaa tutkimalla virtauslaskentaohjelmistojen avulla uunin virtauksia mm. vuotoilman kulkeutumisesta uunissa panostus- ja purkuluukkujen kautta. Seuraavassa vaiheessa aktivoidaan uunin lämmönsiirto konvektiolla ja säteilyllä. Lämmönsiirron viimeisenä vaiheena on aihioiden realistinen kuvaus. Saaduista uunin mallinnustuloksista voidaan tarkastella polttimien aiheuttamia paikallisesti kuumempia kohtia aihioiden pinnoissa. Toimintaolosuhteita muuttamalla mallinnetaan tarpeen mukaan erilaisia tilanteita. Kaasun koostumus määritellään mallin palamisen mukaiseksi, jolloin eri kaasukomponenttien jakautuminen uunin eri osissa voidaan mallintaa.

Lämmönsiirtoa koskevat tulokset validoidaan mittaustietojen avulla PHOENICSilla tehtävissä simuloinneissa. Jatkossa Fluentilla tai CFX'llä tehtävä työ etenee aluksi PHOENICSilla saatavien tulosten tukemana. Aihioiden alapuolisten sähkösäteilijöiden vaikutus lämpötilojen jakautumiseen mallinnetaan, kun lämpö-tilakenttä muilta osin on saatu validoidusti selville. Säteilijöiden vaikutukset lämpötaseeseen, aihioiden kuumennuksen tasaisuuteen, virtausolosuhteisiin jne. voidaan simuloida erilaisilla toteutuksilla ja tehoilla.

Sula 2 - vuosikirja 1996

Huom! Raportin 117, *(Muovijätteen soveltuvuus masuunin polttoaineeksi)*, liitteet 1-4 ovat painatuksessa vahingossa sijoitettu seuraavan raportin jälkeen sivuille 221-224.