

## Nr 344.

Av herrar **Asplund** och **Sandström**, om viss överenskommelse med *Luossavaara—Kiirunavaara Aktiebolag* angående brytning av fosforren järnmalm och slig.

I proposition nr 173 föreslar Kungl. Maj:t riksdagen att bemyndiga Kungl. Maj:t att å statens vägnar med *Luossavaara-Kiirunavaara Aktiebolag (LKAB)* och *Trafikaktiebolaget Grängesberg—Oxelösund (TGO)* träffa avtal i enlighet med i propositionen intaget förslag, i huvudsak innebärande, att staten skall teckna preferens- och TGO stamaktier till vardera nominellt 15 miljoner kronor i LKAB att inbetalas med dubbla paribeloppet eller 30 miljoner kronor från vardera parten, varigenom LKAB:s aktiekapital och reservfond skola komma att ökas med vardera 30 miljoner kronor.

LKAB:s aktiekapital, som vid ett bifall till propositionen skulle ökas till 110 miljoner kronor, var år 1890, då bolaget började sin verksamhet, 3 miljoner kronor, ökades 1900 till sex miljoner (tre miljoner nyemission till pari) och 1905, då aktierna innehades av TGO, med 18 miljoner kronor (kvittning av motsvarande skuld till TGO för nyanläggningar) till 24 miljoner kronor, samt 1907 till 80 miljoner, varvid dels nya stamaktier å tillsammans 16 miljoner kronor gingo i likvid för A.-B. Gellivare malmfälts egendom och övertogos av TGO, som i gengäld åtog sig att utan regressrätt betala detta bolags skulder, och dels preferensaktier å 40 miljoner kronor överlämnades till svenska staten utan någon annan prestation från dess sida, än att statens jordägareandel i de under 1902 och följande år å malmernas fortsättning på djupare nivåer lagda utmälen överläts till LKAB jämte medgivande om viss ökning i den årliga brytningen. Enligt det 1907 tillkomna malmavtalet skulle TGO tillhandahålla LKAB nödigt kapital för nyanläggningar jämte rörelsekapital samt utan rätt till regress gälda samtliga LKAB:s skulder intill år 1933, då statens lösningsrätt till stamaktierna inträdde, respektive år 1937, då staten, om inlösen ej ägt rum, på sina preferensaktier ägde att uppbära halva LKAB:s nettovinst.

Man torde sålunda kunna säga, att av LKAB:s hittillsvarande stamaktiekapital, 40 miljoner kronor, högst 3 miljoner kronor (1890 års kapital) motsvara själva fyndigheterna åsatt värde, och att alltså minst 37 miljoner kronor motsvara i anläggningar, fastigheter, inventarier m. m. nedlagt kapital, samt att under åren 1907—1927 ytterligare nedlagt kapi-

tal motsvaras av TGO:s fordran hos LKAB år 1927, 42.2 miljoner kronor. Enligt 1927 års malmavtal skulle emellertid i fortsättningen nödigt kapital anskaffas icke genom aktiekapitalets utökning utan genom lån, men icke som förut med TGO som låntagare utan genom LKAB direkt som låntagare. Därav härrör alltså större delen av LKAB:s stora skuldsättning sedan 1927 (från 52.1 till 159.5 miljoner kronor). Först och främst skulle TGO:s lån för LKAB:s räkning övertagas av LKAB och därutöver måste lån upptagas för de stora nyanläggningar, som krävdes för den ökade malmbrytningen, för övergång till djupbrytning med mera. Fortsättandet av driften i den omfattning, som skett även efter den stora inskränkningen i malmskeppningen, har visserligen fastlåst betydande kapital såväl i de stora malmlagren i Luleå och Narvik, för närvarande cirka 4.5 miljoner ton till ungefär 47 miljoner kronors värde, som uti för flera år i förväg bedrivna förberedande arbeten såsom hängväggsbrytning m. m., men kan dock ej sägas ha försämrat bolagets ekonomiska ställning i annan mån, än att svårigheter uppstått för den ytterligare upplåning, som skulle bli nödvändig, om gruvdriften skall kunna uppehållas ens i nuvarande inskränkta omfattning utan motsvarande avsättning av malmen. Den nuvarande situationen ger ingalunda något stöd för den »mörkräddhet», som deklarerats i vissa tidningar och som resulterat i påståendet, att en omedelbar försäljning av statens aktier i LKAB vore den enda rationella åtgärden för statens vidkommande.

Man måste i alla fall erkänna, att bolaget redan gjort allt vad rimligen begäras kan utan stöd från statens sida för att trots de minimala nuvarande avsättningsmöjligheterna genom gruvdriftens upprätthållande bereda för uppehållet nödvändiga arbetstillfällen åt större delen av sin stora arbetarstam.

Då nu detta icke synes kunna fortgå längre utan att staten, som hittills icke, ehuru hälftendelägare uti ifrågavarande gruvföretag, med förmånsrätt beträffande vinsten, gjort någon direkt insats uti det nedlagda anläggningskapitalet, gör detta i föreslagen utsträckning och dessutom avstår från att uttaga royalty och eventuellt malmsfrakttillägg, tills bolaget får några vinstmedel disponibla, synes ingen tvekan böra råda för ett bifall till den kungl. propositionen. Staten har ju också det största intresse att genom driftens uppehållande få någon inkomst på malmbanan och på Porjus kraftverk med i dessa nedlagda stora kapital på tillsammans halvtannat hundratal miljoner kronor.

Att noga bemärka är för övrigt, att LKAB i händelse av bifall till propositionen förbundit sig icke blott till att, »för tiden från och med den 1 januari 1932 till och med den 30 september 1933 räknat, dels upprätthålla brytningen vid bolagets gruvfält i minst den omfattning, som motsvarar malmskeppningen från Narvik och Svartön, ävensom utföra de mot en sådan brytning svarande förberedande arbeten av olika slag, såsom gråbergsbrytning, ortdrivning m. m., dels därutöver utföra förberedande arbeten

eller malmbrytning jämte upplagring samt andra arbeten, som därmed kunna äga samband, för ett sammanlagt belopp av minst sex miljoner kronor, allt dock endast i den mån så kan erfordras till motarbetande av ökad arbetslöshet bland bolagets arbetare i Kiruna, MalMBERGET och Å SVARTÖN. I nyssnämnda belopp av sex miljoner kronor skola ej inräknas andra omkostnader än sådana, som omedelbart föranledas av respektive arbeten och som nedläggas inom landet, och må i kostnaderna för malmbrytning ej heller medräknas järnvägsfrakt för malmen från gruvfälten till hamnarna». Det är beträffande arbeten av det slag, som angivas i ovanstående av oss understrukna citat, varom denna motion gör yrkande i likhet med redan vid riksdagens början väckt motion I: 268 (med motivering i motion I: 264 sid. 7 och följande) angående brytning och, i fall av behov, anrikning samt uppläggande för statens räkning, exempelvis i Luleå hamn, av lämpliga kvantiteter fosforren järnmalm och slig, eventuellt även av apatit, att i enlighet med bestämmelserna i 1927 års malmavtal § 17 eller på andra grunder, till nedsatt eller självkostnadspris tillhandahållas svenska förädlingsföretag, som anmäla sig. Utvecklingen på exportmarknaden synes numera peka dithän, att vi kanske under åtskilliga år framåt varken kunna få avsättning för våra skogsprodukter i tillräcklig utsträckning under hittills vanliga former och ej heller uppehålla vår enligt 1927 års malmavtal igångsatta stora malmexport, som under de senare åren till huvudsaklig del varit baserad på det för tillfället ökade behov Tyskland haft av våra rika järnmalmer såsom basis för en starkt forcerad järnproduktion, tillmätt, icke efter världsmarknadens behov utan efter Tysklands behov av betalningsmedel för dess krigsskadeståndskontingenter. Under sådana förhållanden synes tiden *nu* vara inne att se till, huruvida vi ej kunde använda det lediga materialet från våra skogar och det sågverksavfall, som ej finner användning vid befintliga sulfatfabriker, till att med tillhjälp av vår överflödande tillgång på vattenkraft, vid våra mellansvenska järnverk och vid norrlandskusten, dit det mesta av vårt virke kan föras genom våra utmärkta flottleder, ur vår rika och rena A-malm och slig från de lappländska malmfälten framställa ett gott råmaterial för vidare förädling vid redan befintliga stål- och valsverk i Bergslagen. Därigenom skulle vi kunna, *utan ökad konsumtion av vår icke återväxande malm*, och *med nyttiggörande av vattenkraft och nu outnyttjad skogs- och sågverksavfall*, mångdubbla exportvärdet av det i malmen befintliga järnet och genom avfallets fullständiga tillgodogörande återupprätta vår trävaruhantering ur dess ekonomiska misär.

I efterföljande tabell I angivas kvantiteter i ton och värde i tusental kronor av Sveriges import och export under åren 1913, 1917, 1920 samt åren 1924—1931 av järn och stål samt arbeten därav, handelsfärdiga järn- och stålvaror, maskiner, apparater och elektrisk materiel samt transportmedel, fartyg, fordon m. m., ävensom import av stenkol och koks samt

## Import och export åren 1913, 1917, 1920 samt 1924—1931 av järn och stål samt

År	Järn och stål samt arbeten därav										Maskiner, apparater			
	Import		Export			Medelpris kr. per ton å in- (inf.) o. utförda (utf.)					Import		Export	
	Ton resp. 1,000 kr.	Ton resp. 1,000 kr.	i % av imp.	Tackjärn		Delvis arbetad järnmet.		Järn- o. stålvaror		Ton resp. 1,000 kr.	Ton resp. 1,000 kr.	i % av imp.		
				Imp.	Exp.	Imp.	Exp.	Imp.	Exp.					
1913	Ton	360,367	522,538	145	60	90	123	186	216	498	28,037	42,751	152	
	1,000 kr.	48,546	92,289	190							29,768	59,970	201	
1917	Ton	156,545	518,991	332	138	301	240	653	859	1,568	24,473	61,623	252	
	1,000 kr.	54,071	305,090	564							30,247	167,765	555	
1920	Ton	359,475	296,053	82	264	279	438	779	781	1,989	55,500	46,374	84	
	1,000 kr.	195,796	223,926	114							130,610	167,766	128	
1924	Ton	369,340	280,711	76	85	117	161	379	315	1,081	27,649	56,433	204	
	1,000 kr.	78,875	108,240	137							57,970	141,757	245	
1925	Ton	315,378	272,940	87	75	117	163	385	376	1,161	30,264	49,508	164	
	1,000 kr.	68,212	116,975	171							61,518	138,021	225	
1926	Ton	351,944	269,784	77	72	101	143	396	378	1,109	33,126	58,169	176	
	1,000 kr.	68,880	115,220	167							67,578	158,365	234	
1927	Ton	379,776	320,722	84	73	105	150	348	434	999	35,026	64,805	185	
	1,000 kr.	78,755	124,703	158							72,756	175,095	241	
1928	Ton	429,310	306,720	71	69	106	144	398	434	1,035	41,847	80,765	193	
	1,000 kr.	83,654	139,930	167							84,750	216,749	256	
1929	Ton	497,460	320,905	65	69	109	143	410	504	1,055	43,385	75,919	175	
	1,000 kr.	101,608	151,469	149							99,547	204,433	205	
1930	Ton	507,130	236,342	47	69	(incl. järn- och stålvaror)				58,279	65,223	112		
	1,000 kr.	98,304	140,318	143		111	212	784			119,231	167,386	140	
1931	Ton	453,490	188,017	41							98,786	118,761	120	
	1,000 kr.	87,906	111,627	127										

<sup>1</sup> Specifikation (1930):

1930	Ton	6,059	2,329	38	450	984	Järnvägs- och spårvägs- vagnar och materiel.	
	1,000 kr.	2,725	2,292	84				
	Ton	23,571	1,966	8	2,401	3,132	Automobiler, velocipeder och andra fordon.	
	1,000 kr.	56,596	6,157	11				
	Ton	64,973	65,159	100	342	395	Fartyg.	
	1,000 kr.	22,215	25,708	116				

arbeten därav, ävensom import av råfosfat och kol och export av järnmalm.

o. elekt. m.		Transportmedel, fartyg, fordon					Summa helt eller delvis förädlade järnvaror							
Medelpris kr. per ton		Import		Export		Medelpris kr. per ton		Import		Export		Medelpris kr. per ton		Exportöverskott (+) eller brist (-) i fht-importen
Imp.	Exp.	Ton resp. 1,000 kr.	Ton resp. 1,000 kr.	i % av imp.	Imp.	Exp.	Ton resp. 1,000 kr.	Ton resp. 1,000 kr.	i % av imp.	Imp.	Exp.	Imp.	Exp.	
1,062	1,403													+ 63,090
		13,221	2,366	18			91,535	154,625	169					
1,236	2,722													+ 381,250
		12,580	5,293	42			96,898	478,148	493					
2,353	3,618													- 75,186
		157,895	17,423	11			484,301	409,115	84					
2,097	2,512	73,508	29,710	40	682	285	470,497	366,854	78	397	705			+ 71,516
		50,118	8,482	17			186,963	258,479	138					
2,033	2,788	76,060	16,966	22	918	245	421,702	339,414	80	473	764			+ 59,606
		69,824	4,164	6			199,554	259,160	130					
2,040	2,722	59,732	41,174	69	1,083	492	444,702	369,127	83	452	796			+ 92,729
		64,674	20,276	31			201,132	293,861	146					
2,077	2,702	71,560	58,010	81	976	420	486,362	443,537	91	454	731			+ 103,393
		69,246	24,352	35			220,757	324,150	147					
2,025	2,684	103,035	76,993	75	1,031	567	574,242	464,478	81	478	862			+ 125,776
		106,191	43,692	41			274,595	400,371	146					
2,295	2,693	104,997	74,047	71	909	524	645,842	470,871	73	459	838			+ 98,117
		95,416	38,786	41			296,571	394,688	133					
2,046	2,566	<sup>1</sup> 94,603	<sup>1</sup> 69,454	73	862	492	660,012	371,019	56	453	921			+ 42,789
		81,536	34,156	42			299,071	341,860	114					
		65,293	24,278	37			251,985	254,666	101					+ 2,681

råfosfat (motsvarande apatiten i våra fosforrika järnmalmer) jämte exporten av järnmalm. Dessutom angives för olika varuslag och år värdet per ton av importerade och exporterade varor samt exportens kvantitet och värde i procent av motsvarande importsiffror, som sålunda betecknats med siffran 100. Vad råvarorna beträffar har järnmalmsexporten sammanställts med importen av stenkol, koks och råfosfat. Slutligen har ex-

Import och export åren 1913, 1917, 1920 samt 1924—1931 av järn och stål samt arbeten därav, ävensom import av råfosfat och kol och export av järnmalm.

År	R å v a r o r									Summa exportöverskott (+) eller brist (—) i fht.-importen för samtliga i tab. upptagna varor, 1,000 kr.
	I m p o r t					E x p o r t				
	1) Stenkol		2) Koks		3) Råfosfat	4) Järnmalm			Exportöverskott (+) eller brist (—) i fht.-importen 1,000 kr.	
	Ton resp. 1,000 kr.	Värde kr. per ton		Värde kr. per ton	Ton resp. 1,000 kr.	4) i % av imp. 1)-3)	Värde kr. per ton			
1913	5,374,720	18	28	123,250	48	6,439,750	117	11		
	102,857			5,854		69,199	64		— 39,512	+ 23,578
1917	2,024,068	46	64	1,753	75	5,818,498	287	13		
	102,863			132		78,046	76		— 24,949	+ 356,301
1920	3,171,794	155	187	112,853	179	3,728,623	114	18		
	502,830			20,178		68,788	13		— 454,220	— 529,406
1924	4,714,958	25	34	108,673	41	5,947,593	123	14		
	124,121			4,474		82,241	64		— 46,354	+ 25,162
1925	4,240,337	21	26	146,427	41	8,800,366	201	14		
	91,866			5,943		122,231	125		+ 24,442	+ 84,048
1926	3,966,707	23	26	118,032	44	7,655,521	187	14		
	94,955			5,247		107,652	107		+ 7,450	+ 100,179
1927	5,837,208	20	24	129,344	43	10,715,765	180	14		
	121,066			5,511		152,729	121		+ 26,152	+ 129,545
1928	5,175,377	17	24	146,393	42	5,092,948	96	14		
	95,341			6,151		71,208	70		— 30,284	+ 95,492
1929	6,259,464	19	25	137,644	42	10,898,968	170	14		
	124,913			5,718		150,630	115		+ 19,999	+ 118,116
1930	5,969,585	18	24	137,505	36	9,386,518	154	14		
	113,458			5,012		129,790	110		+ 11,320	+ 54,109
1931	5,969,287	?18	?22	121,919	?36	4,486,365	74	?13		
	?106,201			?4,444		?56,663	51		?— 53,982	— 51,301

portöverskott respektive exportunderskott såväl beträffande vikt som värde angivits dels för summan förädlade varor, dels för ovannämnda råvaror ävensom sammanlagda exportöverskottet respektive underskottet. Sistnämnda siffra för år 1931 är ej ännu fullt känd, men räknar man med 1930 års medelvärde per ton för import och export av järn och stål samt arbeten därav, kommer man till en exportbrist av cirka 51.3 miljoner kro-

nor för alla i tabellen upptagna varuslag tillsammans. År 1920 visar också en brist på 529.4 miljoner kronor, alla övriga år däremot exportöverskott, 1913 minst med 23.6 miljoner, 1917 mest med 356.3 miljoner kronor, 1929 med 118.1 och 1930 med 54.1 miljoner kronor.

Vad beträffar import och export av »helt eller delvis förädlade järnvaror» visar endast ett år, 1920, exportunderskott med 75.2 miljoner kronor, alla övriga år exportöverskott. Råvarorna däremot visa exportöverskott endast för åren 1925, 1926, 1927, 1929 och 1930.

Medelpriserna per ton av olika varor visa med ett undantag genomgående betydligt högre priser för de exporterade svenska varorna än för de importerade utländska av motsvarande förädlingsgrader. Medan prisskillnaden för svenskt och för utländskt tackjärn (respektive utgångsmaterial) 1913 var  $90 - 60 = 30$  kronor, 1924  $117 - 88 = 32$  kronor och 1929  $109 - 69 = 40$  kronor, var prisskillnaden mellan exporterade svenska och importerade utländska handelsfärdiga järn- och stålvaror år 1913  $498 - 216 = 282$  kronor, 1924  $1,081 - 315 = 766$  kronor och 1929  $1,055 - 504 = 551$  kronor. För maskiner, apparater m. m. föreligga mycket starkt höjda tonvärden med relativt mindre prisskillnader mellan export- och importvaror för 1913  $1,403 - 1,062 = 341$  kronor, för 1924  $2,512 - 2,097 = 415$  kronor och för 1929  $2,693 - 2,295 = 398$  kronor och för 1930  $2,566 - 2,046 = 520$  kronor. För gruppen Transportmedel, fartyg, fordon m. m. äro däremot medelvärdena högre för de utländska importvarorna, vilket får sin förklaring uti den för 1930 års siffror gjorda specifikationen, utvisande att exportvarorna till största delen bestå av fartyg med tonvärde 395 kronor mot för importerade 342 kronor (prisskillnad alltså endast 53 kronor), medan tyngdpunkten för importen ligger inom gruppen automobiler, velocipeder m. m. med importvärde av 2,401 kronor per ton, medan motsvarande exportvärde är 3,132 kronor per ton eller 731 kronor högre. Den tredje underavdelningen Järnvägs- och spårvägsvaror och materiel visar också en betydande prisskillnad till exportvarans favör eller  $984 - 450 = 534$  kronor per ton. Av samtliga varugrupper visar maskiner m. m. de gynnsammaste värdesiffrorna till exportens favör, såväl i tonvärden som totalt, och exportöverskottet är genomgående större än för alla järnvaror tillsammans med undantag för åren 1913 och 1917. Allt detta tyder på, att våra möjligheter till en verklig förbättring av den för närvarande mycket ogynnsamma handelsbalansen ligger uti en utvidgad produktion av förädlade varor, vilka bliva lättare avsättningsbara främst till sådana länder, vilka hava en mindre utvecklad förädlingsindustri, och i den mån utvidgningen av vår produktion och en framsynt politik beträffande priset å råvaror, kraft och övriga produktionsmedel möjliggör en nedsättning av försäljningsprisen. Genom en sådan utveckling bliva vi också mindre beroende av tillfälliga depressionsperioder hos de utländska avnämarna av våra råvaror.

Uti en uppsats i tidskriften »Från svenska bruk» (nr 4 för april 1930)

angående de naturliga förutsättningarna för den svenska järnhanteringsens bestånd och utveckling har professor Arvid Johansson gjort följande uttalande beträffande Norrbotten.

»Ingen torde väl sålunda kunna förneka, att icke järnhanteringen och jordbruket varit mäktiga bärare av den materiella utvecklingen i mellersta Sveriges järnmalmsförande områden. Skola de områden i norr, som innesluta förråd av malm, kolved och kraft, någon gång bliva ett nytt Bergslagen, där järnhantering och jordbruk skola möjliggöra tillvaron för en fri och självständig inlandsbefolkning, mäktig att göra denna landsända till en kulturpost mot norr och öster? Det skulle föra för långt att här gå in på en detaljutläggning av detta problem. Vare det nog att erinra om, att vi i malmfälten Tuolluvaara och Mertainen äga stora tillgångar av rik och fosforren malm, som är ägnad att i elektrisk träkolsmasugn nedsmältas till ett fosfor- och svavelrent tackjärn. Malmen bör också kunna användas för direkt reduktion till järnsvamp. Träkolstillgången är i dessa trakter jämväl relativt god, särskilt när Inlandsbanan blir färdig. Och kraft finnes i överflöd i Porjus. Längre än till tackjärn eller motsvarande råvara torde man dock knappast kunna räkna med för närvarande. — Lämpligaste platsen för ett reduktionsverk är ju enligt gjorda utredningar Luleå, ehuru det kan ifrågasättas, om icke de redan befintliga båda masugnarna i Porjus, vilka nu stå öde, borde först komma i fråga, ifall de ekonomiska förutsättningarna finnas för en tackjärnstillverkning därstädes.

Såsom jag i ett radioföredrag våren 1927 framhöll, kan första steget till en bestående järntillverkning varken tagas av lokala intressen med otillräckligt kapital och bristande kännedom om en järnhanterings betingelser ej heller av den på spekulation särskilt inriktade företagaren. Av allt att döma är det för närvarande endast den mellansvenska järnhanteringen, som kan direkt eller indirekt aktualisera frågan om en järntillverkning i övre Norrland. Men härför måste ställas vittgående krav på staten som ägare av råvarutillgångarna och kommunikationsmedlen däruppe. Statsmakterna böra vid frågor som dessa icke förglömma, att Norrlands skogar och malm göra en kraftig insats i vår handelsbalans. Det måste därför betraktas som en för staten oavvislig plikt att göra allt för att bereda väg för sunda, uthålliga industrier och därigenom av denna landsända skapa platsen för en fast och välbärgad befolkning med sina intressen riktade på sådana förvärvskällor som jord- och skogsbruk, vilka sedan ålder i de av naturen mera karga delarna av vårt land ägt samhörighet med järntillverkningen och därvid utfört en god kulturgärning.»

Utöver de av professor Johansson omnämnda stora tillgångarna i Tuolluvaara malmfält ( $\frac{1}{2}$  mil från Kiruna), ägt av några större mellansvenska bruk, och Mertainen (3 mil från Kiruna), ägt av svenska staten och enligt 1927 års malmavtal § 18 ställt till disposition för de verk, som önska för-



ädla dess malm inom landet samt enligt malmkommissionens utredning innehållande ned till 250 meters djup 40 å 50 miljoner ton rik styckmalm och ur fattigare malm utvinnbar slig tillsammans, därav 35 å 40 miljoner ton med mindre än 0.010 procent fosfor, finnas betydande tillgångar av fosforfattig malm och genom anrikning utvinnbar slig såväl i det av staten ägda Leveäniemi malmfält invid Svappavaara som i Koskullskulle vid Gellivare. I det av LKAB ägda Gellivare malmfält kan ur en större del av den rikare malmen genom dess nedkrossning och magnetisk separation utskiljas fosforfattig, cirka 70-procentig järnmalmsslig och apatitslig, användbar till fosfatframställning, och båda dessa sligsorter kunna även utvinnas ur de vid brytningen i stor mängd erhållna anrikningsgodset (varp-malmen) med cirka 45 procent järnhalt. Men de största tillgångarna i hela landet av rik, fosforfattig styckmalm finnas dock i själva Kiirunavaara. Såsom framgår av den som bilaga 2 till motion I:264 fogade till 1924 års riksdag överlämnade P. M. angående malmtillgången å djupare nivåer i Kiirunavaara malmfält ha de redan under 1914 påbörjade djupundersökningarna av Kiirunavaara malmfyndighet utvisat en kvarvarande malmtillgång efter den år 1924 beräknade brytningen intill 1936 års slut till 785 meters djup under malmfältets nollpunkt av 750 miljoner ton, fördelad i ungefär 300 miljoner ton A-malm, varav mera än hälften kvalitetsmalm med mindre fosforhalt än 0.015 procent, 70 miljoner ton basisk martinmalm med 0.04—0.60 procent fosfor samt 380 miljoner ton basisk bessemermalm med högre fosforhalter.

Då tillgång till järnsvamp, beredd av fosforren järnmalm och billigare i tillverkning än träkolstackjärn, länge ansetts vara den nödvändigaste förutsättningen för en ökad och förbilligad tillverkning av kvalitetsstål, ägnad att bevara och utöka den svenska järnhanteringsens allt mera reducerade avsättningsmöjligheter å världsmarknaden och då vid denna riksdag föreligga motioner om utredning angående ökad malmförädling, ha vi tagit oss friheten att vid motionen foga dels (som bilaga 1) en i Teknisk tidskrift nr 5, år 1932 återgiven, av professor Bo Kalling den 17 november 1931 hålles installationsföreläsning vid Tekniska Högskolan om »framställning av smidbart järn direkt ur malm», innehållande en allmän översikt av de teoretiska förutsättningarna för järnsvampframställning och de numera prövade, som aktuella befunna praktiska metoderna för densamma, dels (som bilaga 2) utdrag ur ett i »Blad för Bergshanterings Vänner», häfte 1 a för 1932 återgivet, vid föreningens årsmöte i Örebro den 30 sistlidne januari av bergsingenjör Magnus Tigerschiöld hållet föredrag om »järnsvampproblemet», vilket mycket utförligt behandlas såväl i teoretiskt som tekniskt-ekonomiskt hänseende. Av hänsyn till tryckningskostnaderna har här endast kunnat medtagas en beskrivning av två av de mera aktuella metoderna, som särskilt lämpa sig för användning av inhemskt träbränsle som reduktionsmedel. Den ena av dessa metoder, bergsingenjör Wibergs, som varit föremål för fleråriga försök i halvstor skala

i Woxna, Sandviken och Domnarvet, går ut på reduktion av styckmalm eller sinter i schaktugn med enbart gas, som cirkulerar genom ugnen och en därmed förbunden karburator för gasens regenerering. Den andra metoden, professor Kallings, även kallad Avestametoden efter det bruk, där den blivit utexperimenterad och där redan i slutet av 1930 en ugn i nära fullstor skala (5 tons tillverkning på dygn) blivit utbyggd, försiggår i rullugn, där malmsligen beskiekas i ett centralt rör och reduktionsmedlet i form av kolpulver införes utanför detta centrala rör. Slutreduktionen av malmsligen försiggår i ugnens andra ända i blandning med kolet, och de bildade gaserna avgå genom det centrala röret i motström mot sligen, som förreduceras av gaserna, varefter återstoden av dessa förbrännas i rörets inmatningsända och därigenom upphetta sligen till reduktionstemperatur. Därefter redogöres för ett förslag till blivande järnsvampanläggning i Norberg i stor skala för en årstillverkning av 10,000 ton jämte kalkyler å tillverkningskostnader för fyra alternativt föreslagna metoder. Samtliga alternativ utgå från koks eller stenkol som reduktionsmedel, utom Kallings metod, för vilken beräknats alternativt stenkol och träkol. Då stenkol eller koks användas måste särskilda anordningar vidtagas för järnsvampens skyddande mot förorening av svavel, varigenom en kostnadsbesparing vid användning av de dyrare träkolen [åtgång en läst å 18 kronor mot 270 kilogram stenkol 6 kronor 21 öre (23 kronor per ton)] likväl uppstår, vid Kallings metod beräknad till 69 kronor 10 öre minskat med 67 kronor 70 öre är lika med 1 krona 40 öre. Räknar man efter järninnehållet i svampen blir kostnadsskillnaden endast sju öre per ton järn (kostnad 73 kronor 58 öre minskat med 73 kronor 51 öre är lika med 7 öre) till fövör för stenkolen, i vilket alternativ genom efteranrikning av svampen ernås 2 procent högre järnhalt i produkten. För de övriga metoderna ha inga beräkningar gjorts för användning av annat än koks och stenkol, varav åtgå: för Höganäsmetoden 980 kilogram, kostnad 16 kronor 14 öre; för Ekelunds metod 1,000 kilogram stenkol, kostnad 23 kronor, varvid för båda metoderna icke användes någon elektrisk värmekraft, samt för den Wibergska metoden för 43 procentig malm 220 kilogram koks till 6 kronor 60 öre samt 1,259 kwh å 1.5 öre = 18 kronor 49 öre, summa 25 kronor 9 öre och för 68.1 procentig sinter 203 kilogram koks till 6 kronor 9 öre och 1,067 kwh till 16 kronor 1 öre, summa 22 kronor 10 öre. Totalkostnaderna per ton järn i järnsvampen ha beräknats till för Höganäsmetoden 81 kronor 31 öre, för Ekelunds 65 kronor 10 öre vid användning av 43 procentig malm och 74 kronor 61 öre, sedan avdrag gjorts för från svavelreningen fallen kalk och av överloppsgas producerad elektrisk kraft med tillsammans 4 kronor 90 öre. För Wibergs båda alternativ bliva kostnaderna respektive 69 kronor 10 öre och 74 kronor 16 öre, den senare siffran vid användning av sinter.

Samtliga här omnämnda förslag och kalkyler åsyfta en tillverkning i Bergslagens inre delar. Med hänsyn till där under normala förhållanden

rådande rätt höga träkols- och ved- samt kraftpriser, har man räknat med att använda från utlandet importerade stenkol eller koks, i en del fall med helt uteslutande av elektrisk värmekraft. Under nuvarande förhållanden kan ju detta vara med hänsyn enbart till själva framställningskostnaden att rekommendera, ehuru väl träkolpriset 18 kronor per läst tyckes vara onödigt högt beräknat. Det måste dock anses ganska riskabelt att bygga på så låga priser å stenkolen för en längre tid framåt, gör man sig beroende av sådana, så kan det bliva rätt svårt vid en prisstegring. Vad däremot beträffar Norrland och särskilt dess kusttrakter kring de stora älvmyningar, som sakna sulfatfabriker, kan man helt visst med större trygghet stadigvarande räkna på både billigare träkol och billigare sågavfall och flottad kolved, varjämte, efter det kraftöverföringen från Porjus nått fram till Indalsälven, priset för smältkraft ej torde behöva beräknas högre än 1 öre per kwh. Med detta kraftpris och under förutsättning, att industribränsle direkt från sågverk med elektrisk drift vid kusten skall lämnas järnsvampverket mot kraftbelopp, som skulle kunnat utvinnas ur det levererade industribränslet, i utbyte, skulle vid 1 öres kraftpris per kwh kostnaderna för reduktionsmedel och för 1,600 kwh per ton järnsvamp tillsammans uppgå till 18 kronor 25 öre mot för Norbergsugnen enligt Wibergs metoder respektive 25 kronor 9 öre och 22 kronor 10 öre. Enligt Kallings metod med sågavfall vid sågverk i Norrland skulle kostnaden för reduktionsmedel och kraft sannolikt bliva åtskilligt lägre än 20 kronor (2 kubikfamnars sågavfall och 1,500 kwh) mot 33 kronor med träkol i Norberg. Fosforren slig från Malmberget borde vid norrlandskusten, åtminstone vid dess övre delar, kunna erhållas till samma pris som i Norberg och fosforren styckmalm från Kiruna åtskilligt billigare än sinter i Norberg. Emellertid torde ännu icke försök med användande av sågavfall som reduktionsmedel hava blivit utförda i tillräckligt stor skala, för att man omedelbart skulle kunna göra någon verklig industriänläggning för ändamålet. Med hänsyn till förhandenvarande ekonomiska svårigheter kan man ej heller *i sammanhang med nu föreliggande proposition* ifrågasätta något sådant från LKAB:s sida. Men det synes verkligen finnas starka skäl för att vid första lägliga tillfälle staten, som i sin egenskap av ägare av lejonparten av såväl malm- som skogs- och vattenkraftstillgångar i Norrland bör ha det starkaste ekonomiska intresse därav, medverkar aktivt till att få en sådan tillverkning till stånd, i första hand mera försöksvis. Det skulle också särskilt för trakten vid Luleälvens mynning bidra till möjlighet att vederbörande kommuner kunna komma till rätta med den ökade arbetslöshet och eljes ökade kommunala bördor, som pålagts särskilt Luleå stad icke blott genom den starka nedgången i malmexporten utan även ytterligare genom den av Kungl. Maj:t nu fastställda inkorporeringen med staden av Svartöstadens och Skurholmens, på grund av malmexporten uppvuxna samhällen, om åtminstone ett ordentligt industriföretag komme till stånd inom stadens hank och stör, så att den per-

manenta arbetslöshet, som vi eljes måste räkna med för framtiden, kunde i avsevärd grad inskränkas.

Då man ju får taga för givet, att den ifrågasatta järnsvamptillverkningen i Norberg med stenkol eller koks kommer att ge ett lika fullgott utgångsmaterial för kvalitetsståltillverkning som med trämaterial, ifall den använda malmen är av fullgod beskaffenhet, så måste det för utländska kvalitetsverk, som hava riklig egen tillgång till billiga stenkol, bliva synnerligen fördelaktigt att *själva* tillverka järnsvamp enligt här utexperimenterade eller andra liknande metoder, för så vitt rena malmer stå dem till buds. I det Tigerschiöldska föredraget omnämnes också, att redan under världskriget ett järnsvampverk enligt Höganäs typ för 20,000 tons årsproduktion anlagts i Japan, vilket under en tid arbetade med mycket gott resultat, ehuru det senare måste nedläggas, då det ej mera kunde erhålla lämpliga malmer, varefter det härom året blev fullkomligt förstört genom en jordbävning. Under 1931 har också vid Bochum av Krupp och Vereinigte Stahlwerke byggts en anläggning för 15,000 ton järnsvamp per år enligt den s. k. Norsk Staals metod, med vilken förut experiment pågått sedan 1916, en tid bekostade av TGO. Efter ett par försöksperioder under 1931 har den igångsatts i början av samma år för en ännu pågående längre kampanj. Produktionen per dygn är nu där 40 ton, och produkten blir analytiskt fullt tillfredsställande.

Med hänsyn till den ödeläggande inverkan på den svenska exporten av kvalitetsstål som skulle uppstå, om den starkt ökade tillgången på djupare nivåer i Kiirunavaara och möjligheten att genom anrikning av Gällivaremalmer eller slig därifrån erhålla stora mängder fosforren slig skulle under de kommande åren i större utsträckning exporteras *i oförädlad skick* och framkalla järnsvamptillverkning i större skala i utlandet, synes det vara ett mycket stort intresse för den svenska järnhanteringen att en förädling inom landet snarast möjligt kommer till stånd, som sätter våra svenska stålverk i tillfälle att öka sin tillverkning till deras fulla kapacitet och genom därav ernådda lägre produktionskostnader möjliggör ökad avsättning, innan den utländska produktionen växer dem över huvudet. Skulle härvid icke all producerad järnsvamp kunna konsumeras av svenska stålverk, så är ändock en mindre export av svamp att föredraga framför malmexport, som måste bli av flerdubbelt omfång för att samma exportvärde skall framkomma, men som samtidigt befrämjar en flerdubbelt större produktion i utlandet än den kvantitativt mindre exporten av järnsvamp kan uppgå till.

Med hänsyn till att de senaste årens erfarenheter synnerligen kraftigt påvisat olägenheten för vår svenska malmexport, att i så stor omfattning som förekommit vara hänvisad för sin malmavsättning till ett enda land, Tyskland, synes det icke vara ur vägen att ägna en tanke även åt frågan, på vilket sätt de fosforrika malmkvaliteterna i LKAB:s och TGO:s stora malmfyndigheter, ävensom i de staten tillhöriga Svappavaara och Ek-

strömsbergs samt Nokutusvaara malmfält skulle i större skala kunna förädlas inom landet.

I detta hänseende vill jag åberopa en i Sveriges Geologiska undersöknings årsbok för år 1919 under nr 3 intagen avhandling om Sveriges fosfattillgångar av professor Per Geijer, vilken efter en ingående redogörelse för såväl fosfattillgångarna i Sverige och i den övriga världen som för de tekniska processerna för fosfors överförande i löslig form, gör följande sammanfattning beträffande möjligheterna för en ökad fosfatproduktion ur inhemskt råmaterial:

»Den i de föregående kapitlen framlagda redogörelsen visar, att varken våra fosforitlager, våra apatitgångar eller vivianiten ingiva några som helst förhoppningar, och att sålunda de apatitrika järnmalmerna äro det enda slag av fosfatförekomster, med vilka man i vårt land har att räkna. Tillgångarna på dylik malm äro emellertid mycket stora. Våra mest betydande malmtillgångar tillhöra denna typ. Sålunda beräknas för

Grängesberg 180,000,000 ton malm à 1.1 procent fosfor, motsvarande .....	1,980,000 ton fosfor	
Gällivare (Malmberget) 233,000,000 ton malm, därav D-malm minst 50 procent eller 116,500,000 ton malm à 0.95 procent fosfor, motsvarande .....	1,106,750	» »
Kiirunavaara 740,000,000 ton malm, varav D-malm 58 procent eller 429,200,000 ton à 1.8 procent fosfor, motsvarande .....	7,625,600	» »
och G-malm 26 procent eller 192,400,000 ton à 2.5 procent fosfor, motsvarande .....	4,810,000	» »

Härtill komma de vida mindre kvantiteterna av *särskilt* fosforrik malm. För *Rektorsmalmen* erhålles, om man räknar med 6,000 kvadratmeter malmarea med 6 procent fosfor, i genomsnitt 100 meter djupgående samt eg. vikt = 4, en kvantitet om 2,400,000 ton malm, motsvarande 144,000 ton fosfor. *Nokutusvaara* ger med samma djupgående och eg. vikt fosfor. *Nokutusvaara* ger med samma djupgående och egen vikt och en malmarea om 10,000 kvadratmeter 4,000,000 ton malm; om fosforhalten i genomsnitt antages vara endast 3.5 procent, motsvarar detta 140,000 ton fosfor. Alla dessa mycket försiktigt beräknade malmtillgångar motsvara sålunda 15,806,350 ton eller avrundat 16,000,000 ton fosfor.

Till dessa tillgångar av apatit i styckemalm är att lägga den kvantitet av samma mineral, som ingår i varpmalmen i Gällivare malmfält.

Om man söker efter en utväg att i större skala än hittills förädla dessa fosfattillgångar inom landet, så ligger det ju beträffande styckemalmen närmast till hands att tänka på en ökning av den redan pågående framställningen av *tomasfosfat*. Utsikterna i detta avseende äro i första hand beroende av de svenska verkens möjligheter att på den inhemska marknaden konkurrera med utländska företag ifråga om tomasstål. På senare

tid har från åtskilliga håll den uppfattningen gjorts gällande, att utsikterna i detta avseende äro ganska ljusa. Sälunda planeras betydande utvidgningar vid Domnarvet, men även anläggningen av ett verk vid kusten har diskuterats. Domnarvet kommer naturligtvis även för framtiden att använda Grängesbergsmalm. Enligt uppgifter, som välvilligt lämnats av verkets ledning, räknar man i utvidgningsplanerna med en tomastackjärnsproduktion om cirka 150,000 ton per år. Skulle den använda malmens sammansättning motsvara genomsnittet för Grängesbergs apatitmalm, 61 procent järn och 1.1 procent fosfor, så bleve tackjärnets fosforhalt omkring 1.7 procent och den totala fosformängden omkring 2,550 ton, sålunda ungefär en sjundedel av landets totala fosforbehov. Emellertid är den nämnda fosforhalten i tackjärnet relativt låg och kan med fördel höjas därigenom, att en del fosforrikare malm tillsättes beskicket. En höjning till 2 procent fosfor i tackjärnet skulle motsvara årsproduktionens ökning till 3,000 ton fosfor, och mot 2.5 procent skulle svara 3.75 ton fosfor i form av tomasfosfat. Hittills har såsom tillsats använts den fosforrika malmen från Timmergruvan i Grängesberg (jfr sid. 23). För en tomastackjärnsproduktion av nyss angivna storlek torde dock detta malmparti icke räcka länge. Det kan därför ifrågasättas, huruvida icke Rektorsmalmen kan komma till användning för detta ändamål. Jämförd med Timmergruvmalmen har den visserligen en mycket lång frakt till Domnarvet och något lägre järnhalt, men den har å andra sidan ungefär dubbelt så hög fosforhalt som den förra. Man kan även tänka sig den mera komplicerade vägen, att malmen nedsmältes i Lappland och det fosforrika tackjärnet (med cirka 14 procent fosfor) transporterades till Domnarvet. Man hade då att frakta endast cirka 45 procent av malmens vikt. Vid ett eventuellt järnverk vid kusten skulle dylik malm naturligen ställa sig billigare än vid Domnarvet. Även Nokutusvaaras malm kan användas på samma sätt, men dess lägre fosforhalt gör den mindre lämplig än Rektorsmalmen, dessutom bliva brytningskostnaderna högre.

Man kan även tänka sig användningen av någon speciell metallurgisk metod för fosfors utvinnande ur de fosforrikaste malmerna, vilkas tackjärn får för hög fosforhalt för att oblandat kunna användas i tomaskonvertern. Utom modifikationer av den basiska martinmetoden kan anföras det ovan sid. 15 omnämnda förfarandet att i elektrisk ugn med begränsad koltillgång erhålla fosfor i slaggen redan vid malmens reduktion.

En annan utväg att förädla styckemalmens fosforhalt erbjuder *difosfatmetoden*. Med användande av denna metod kan man ur en apatitrik järnmalm extrahera och sedan såsom difosfat utfälla fosforhalten, med kvarlämnande av en fosforfattig och sålunda i flertalet malmer även järnrik slig. Ovan sid. 44 finnas anförda siffror för den anförda graden av finkrossning vid behandlingen av några prov (vartdera om 10 à 12 kilogram) från Rektorsmalmen och Nokutusvaara, ävensom den procentuella utvinningen av deras fosforhalt. Den för metoden lämpligaste malmen torde vara Kiirunavaaras G-malm med cirka 2.5 procent fosfor. Visserligen kan

fosforrikare malm erhållas exempelvis från Rektorsmalmen, men i detta fall nedsättes den erhållna sligens järnhalt och därmed dess värde av en väsentlig kvartshalt, vars bortskaffande skulle kräva våtmagnetisk anrikning och således bliva en förhållandevis dyrbar uppgift.

Difosfatbehandling av styckemalmen kan möjligen öppna en väg att i större utsträckning än hittills förbruka den fosforrika malmen inom landet. Det är dock här fråga om ett utgångsmaterial, som även nu har stort värde, låt vara att det exporteras som råvara. Den föreslagna difosfatframställningen ur *apatithaltigt anrikningsavfall* från Gällivare malmfält, som ovan omnämnts, skulle däremot utnyttja ett annars värdelöst råmaterial. I det förra fallet användes ett relativt dyrt utgångsmaterial, som utom difosfat ger en värdefull järnslig, i det senare ett billigt utgångsmaterial, som ger difosfat och en värdelös utlakningsrest. Erfarenheterna från apatitanrikningen är 1918 antyda visserligen en annan väg för tillvaratagande av varpmalmens apatithalt, nämligen att uttaga en apatitrik produkt redan under malmanrikningens gång, men den ekonomiska bärigheten av ett dylikt förfarande torde ännu få dragas i tvivelsmål, i varje fall måste man avvakta någon tids erfarenhet från verkets drift, innan saken kan överskådas.

Härmed har lämnats en översikt över de vägar för ett ökat utnyttjande inom landet av våra fosfattillgångar, vilka äro tekniskt möjliga och i ekonomiskt hänseende åtminstone ej orimliga. En ingående granskning ur ekonomisk synpunkt kan icke anses falla inom ramen för denna sammaställning, som redan utsträckts till gränsområdena för vad som kan kallas tillämpad geologi.»

Som synes av ovanstående torde det finnas stora möjligheter att genom förädling inom landet av våra med de fosforrika malmerna förbundna stora fosfattillgångar göra vårt land oberoende av nuvarande stora import av råfosfat, som under de sista fem åren uppgått till i medeltal 136,160 ton. Även utan ökning av den nuvarande tomasjärntillverkningen skulle vi kunna utnyttja apatiten i våra malmer, där den såsom i Gällivare kan genom anrikning skiljas ut från styckmalm eller varpmalm, i redan befintliga superfosfatfabriker och i övrigt genom urlakning enligt dubbelsuperfosfat- eller difosfatmetoderna. Ett utnyttjande av den nu vid Rönnskärs smältverk till ingen nytta bortgående massan av svavelsyrlighet skulle exempelvis kunna kombineras med tillgodogörande av apatit enligt någongondera av de ovan nämnda metoderna.

Med en årlig förbrukning för det svenska jordbruket lika med den för år 1913 av 16,700 ton fosfor, varav 15,000 ton importerades i form av råfosfat, skulle det av professor Geijer beräknade förrådet i våra största malmfält med fosforrik malm, 16 miljoner ton fosfor, räcka att fylla landets behov i cirka 1,000 år. Räkna man med den årliga importen av råfosfat i dess helhet, under de sista fem åren cirka 136,200 ton råfosfat, skulle de egna tillgångarna räcka i cirka 700 år. Det synes därför under nuvarande förhållanden vara all anledning att söka ersätta den nuva-

rande importen av råfosfat genom utnyttjande av våra inhemska apatit-tillgångar i de malmer vi eljest ha svårt att få avsättning för. Beträffande det malmlager, som av oss ifrågasattes att uppläggas till disposition för eventuellt därå reflekterande inhemska malmförädlare, torde det böra bestå av fosforren slig från LKAB:s anrikningsverk i Malmberget och fosforren styckmalm, som torde kunna erhållas från ett eller annat magasin i den underjordiska brytningen exempelvis å det s. k. Hjalmar-Kunigundapartiet i Kiirunavaara, där det finnes malmpartier med en genomsnittshalt av högst 0,010 procent fosfor. Det är av betydelse för framtiden att få utrönt, huruvida vid en brytning därstädes i stort sådan malm kan fränskiljas från andra kvaliteter. Inga svårigheter förefinnas heller att av export-A-slig från Malmberget utfå slig med under 0,010 procent fosfor.

Det är givetvis meningslöst att, så länge avsättningsförhållandena för exportmalmen förhindra en normal brytning i Kiirunavaara, ifrågasätta att för järnhanteringens räkning upptaga någon gruvdrift i det till disposition härför ställda Mertainens malmfält, som saknar järnväg, och där en avsevärd samtidig export är ett nödvändigt villkor för en räntabel brytning.

Under åberopande av vad här ovan och tidigare i motionerna I:264 och I:268 vid innevarande års riksdag anförts och yrkats hemställes alltså att riksdagen ville,

med bifall till och i anledning av Kungl. Maj:ts proposition nr 173 med förslag till avtal med Luossavaara-Kiirunavaara Aktiebolag m. fl., hos Kungl. Maj:t anhålla, att i samband med detta avtal måtte träffas överenskommelse med nämnda bolag, att bland arbeten, vilka bolaget, utöver vad som motsvarar malmexporten från Narvik och Svartön förbundet sig att utföra för en kostnadssumma av minst sex miljoner kronor till motarbetande av ökad arbetslöshet bland bolagets arbetare i Kiruna, Malmberget och å Svartön, måtte komma till utförande brytning och, i fall av behov, anrikning samt uppläggande för statens räkning, exempelvis i Luleå hamn, av lämpliga kvantiteter fosforren järnmalm och slig, eventuellt även apatit, att i enlighet med bestämmelserna i 17 § av 1927 års malmavtal eller på andra grunder, till nedsatt eller självkostnadspris tillhandahållas svenska förädlingsföretag, som därtill anmäla sig.

Stockholm den 16 mars 1932.

C. I. Asplund.

P. Sandström.



**Bilaga 1.**

Ur »Teknisk Tidskrift, h. 5, 30/1 1932».

**Om framställning av smidbart järn direkt ur malm.**

Installationsföreläsning vid Tekniska Högskolan den 17 november 1931

av professor *Bo Kalling*.

Som bekant sker för närvarande i stort sett all framställning av stål eller smidesjärn ur järnmalm över en mellanprodukt, tackjärn, som sedan genom en särskild process överföres till smidbart järn. Denna senare process, den s. k. färskningsprocessen, består huvudsakligen i ett nedbringande av den höga kolhalten i tackjärnet, varigenom järnet överföres i smidbar form.

Detta tillvägagångssätt, att först låta järnet kolbinda sig för att sedan bli nödsakad att befria det från en del av dess kolhalt, måste givetvis betraktas som en omväg. Redan detta förklarar det intresse, varmed arbetet på erhållandet av en *direkt* metod för stålets framställning omfattats på senare tid trots järnhanteringsens i övrigt snabba utveckling och rationalisering.

Direkt framställning av smidbart järn är emellertid icke någon nyhet. Det är ett ganska egendomligt förhållande att denna framställningsprincip, som många uppfinnare på senare tid tagit som sin livsuppgift att söka föra till en ekonomisk lösning, användes av våra förfäder vid tillverkning av det första järnet och var den uteslutande använda metoden ända framemot medeltidens slut.

Den ursprungliga anledningen till att man sedan övergav den direkta metoden och tog omvägen över tackjärn skall icke här närmare beröras; man fann emellertid, att man bättre behärskade processen på detta sätt.

Man frågar sig då, vad som är drivfjädern till de ansträngningar, som numera göras för att återföra denna framställningsmetod i ledet av de moderna tillverkningsprocesserna.

Anledningarna kunna sägas vara två. Det som lockat uppfinnaren är kanske i många fall det förhållandet, att en direkt framställning *rent teoretiskt* bör — åtminstone under vissa förutsättningar — kunna medföra ekonomiska fördelar *framför* de numera brukliga förfaringssätten.

Den andra anledningen är det inom järnhanteringen alltmera framträdande behovet av ett kolfattigt material av 1:ma kvalitet som råvara *vid sidan av* tackjärnet vid de numera brukliga stålframställningsmetoderna.<sup>1</sup>

Vid framställning av stål i martinugn använder man sig som bekant icke enbart av tackjärn, utan man inblandar nästan undantagslöst en viss procent lågkolhaltigt järn i chargin, vanligen skrot i en eller annan

<sup>1</sup> En utmärkt översikt över läget inom den svenska järnhanteringen i detta avseende har lämnats av Arvid Johansson: J. K. A. 1927. Tekn. disk. mötet, sid. 4.

form. Därigenom vinner man i tid och utnyttjar en eljest värdelös produkt (skrotet).

När det gäller att framställa ett stål av högsta kvalitet, som ju är ett livsvillkor för den nuvarande svenska järnindustrien, måste man emellertid vara noga med valet av råmaterial. Det skrot som finnes att köpa i öppna marknaden, särskilt det utländska, kan icke användas för kvalitetsståltillverkning. Det håller vanligen alltför höga halter av skadliga ämnen, såsom fosfor och svavel, och har dessutom aldrig en konstant känd analys. Även den för skrotet ursprungligen använda tillverkningsmetoden anses kunna utöva inflytande på kvaliteten på det efter omsmältningen erhållna stålet.

Även det inhemska köpskrotets kvalitet har undan för undan försämrats och kommer numera sällan till användning vid framställning av 1:ma stål.

En omständighet som särskilt under senare år influerat på skrotets kvalitet är dessutom den stora produktionen av legerade stål, särskilt krom- och nickellegerade och även på senare tid kopparlegerade. Detta har medfört att köpskrotet även om det utgives att vara rent kolstål-skrot ofta kan hålla en viss okontrollerbar halt av ett eller flera av dessa ämnen, som kan vara till stor olägenhet för processen.

Det skrot, som återstår för kvalitetsståltillverkaren, blir då endast det egna skrotet, d. v. s. det skrot, som faller vid stålets framställning och utvalsning i form av valsklipp etc. Har stålverket en långt driven egen manufaktur, kan möjligen tillgången på 1:ma eget skrot bli så stor, att behov av ytterligare tillgång på skrot icke föreligger, men detta är i allmänhet icke fallet.

Den direkta järnframställningens närmast till hands liggande uppgift är kanske att fylla detta behov hos kvalitetsstålverken av ett kolfattigt råmaterial av känd sammansättning och tillfredsställande analys. Därifrån till möjligheten att genom direkta processer i någon större omfattning kunna undantränga tackjärnsprocessen är ett långt och ännu så länge oöverskådligt steg.

Men även den mindre uppgiften för den direkta processen, att utgöra en hjälpprocess vid kvalitetsståltillverkningen, är för järnhanteringen synnerligen betydelsefull och väl värd de ansträngningar, som nedlagts och undan för undan nedläggas på denna frågas ekonomiska lösning.

Jag skall i det följande söka lämna en kortfattad redogörelse för de förutsättningar som finnas för en ekonomisk direkt järnframställning samt de tekniska svårigheter som mött vid principens tillämpande i praktisk drift.

Vid direkt järnframställning kan man arbeta efter två linjer. I ena fallet utföres reduktionen av malmen vid så låg temperatur, att smältning icke inträder. Järnet erhålles då som en porös produkt benämnd järnsvamp. På grund av den låga reduktionstemperaturen innehåller järnsvampen icke nämnvärd eller i varje fall relativt låg kolhalt. För erhållande av ett handelsdugligt järn eller stål måste järnsvampen efteråt nedsmältas på ett eller annat sätt.

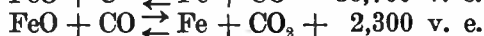
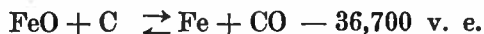
Enligt det andra tillvägagångssättet sker reduktion och nedsmältning i samma ugn. Man kan erhålla stålet direkt ur malmen i en enda operation. Detta är naturligtvis i och för sig en fördel, ehuru ekonomien hos en sådan process i hög grad är beroende av hur stor del av reduktionen som slutföres innan nedsmältningen börjar ske, och under vilka förhållanden denna reduktion sker. Härtill återkommer jag längre fram.

**Reduktion av järnmalm utan smältning.**

De viktigaste faktorerna vid bedömandet av ekonomien hos denna — jämväl för alla direkta metoder grundläggande process — äro erforderlig kvantitet och kvalitet av 1. malm, 2. reduktionsmedel, 3. energi för processens genomförande.

*Reduktionsmedel och energiförbrukning.* De *reduktionsmedel*, som i första hand kunna komma i fråga, är *fast kol* i någon form samt *koloxid* och *vätgas*. Vissa kolväten kunna naturligtvis även ifrågakomma men skola här förbigås såsom av mindre betydelse.

Vid reduktion med kol har man att taga hänsyn till följande två, till synes helt enkla reduktionsförlopp



Malmen består visserligen icke av FeO, utan vanligen av Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> eller Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, men den väsentliga delen av reduktionen är stadiet FeO → Fe.

Som synes erfordrar reduktionen FeO + C = Fe + CO en ganska stor *tillförsel av energi*, under det att reaktionen FeO + CO = Fe + CO<sub>2</sub> icke förbrukar någon energi.

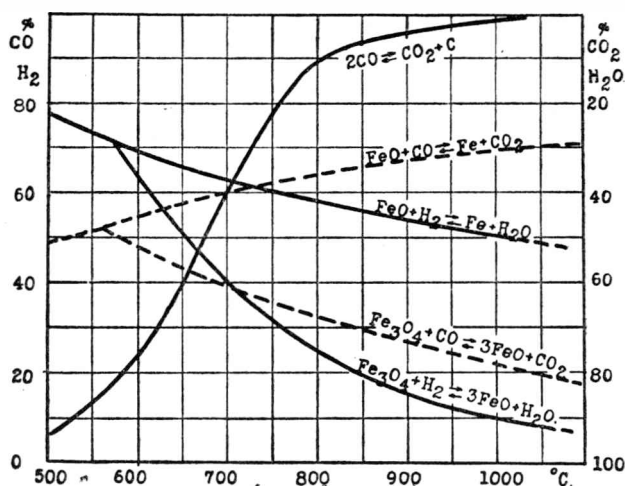


Fig. 1. Systemen Fe—O<sub>2</sub>—C och Fe—O<sub>2</sub>—H<sub>2</sub> vid 1 atm. totaltryck.

Det är därför utan vidare klart, att vare sig reduktionen sker med utgång från koloxid eller kol, så bör man sträva efter en hög halt av CO<sub>2</sub> i den avgående reaktionsgasen, då därigenom förbrukningen av såväl reduktionsmedel som energi avsevärt kan nedbringas.

Hur stor skillnad i förbrukning av kol och energi som uppstår vid reduktion med fast kol vid överföring av kolet enbart till CO och vid fullständig överföring till CO<sub>2</sub> framgår av följande siffror:

	Förbrukning	Per ton Fe	
		C	Energiförbrukning i Cal
I Vid framställning av enbart CO .....	215	655,000	767
II » » » » CO <sub>2</sub> .....	107	307,000	359

Att överföra all koloxiden till kolsyra direkt vid reduktionen är emellertid icke möjligt. Reaktionen  $\text{FeO} + \text{CO} \rightleftharpoons \text{Fe} + \text{CO}_2$  har vid varje temperatur ett visst jämviktsläge och den teoretiskt möjliga halten av  $\text{CO}_2$  är ganska låg vid de temperaturer, som kunna ifrågakomma under reduktionens sista stadium  $\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$ . Detta framgår av det i fig. 1 återgivna jämviktsdiagrammet<sup>1</sup>.

Enligt fig. 1 verkar en lägre temperatur gynnsamt på bildningen av  $\text{CO}_2$ . Man kan dock icke med fördel hålla lägre temperaturer än cirka  $850^\circ$ , då reaktionen vid lägre temperaturer går synnerligen trögt. Som en övre gräns kan sättas cirka  $1,000^\circ$ , då man måste hålla sig under de temperaturer, då malmen kan befaras börja mjukna (se nedan).

Inom temperaturintervallet  $850$ — $1,000^\circ$  kan man enligt diagrammet påräkna ett förhållande  $\text{CO}_2 : \text{CO}$  av högst 30 : 70 och då man i praktiken aldrig kan räkna med att uppnå jämvikt, äro förhållandena alltså ändå ogynnsammare i verkligheten.

En annan reaktion, som är viktig i detta sammanhang, är reaktionen.



Jämviktsläget för denna reaktion varierar även i hög grad med temperaturen och så, att halten av  $\text{CO}$  stiger med temperaturen på bekostnad av  $\text{CO}_2$ -halten. Som diagrammet visar är exempelvis vid  $900^\circ$  förhållandet  $\text{CO}_2 : \text{CO}$  icke mera än cirka 2 : 98 under det att vid  $800^\circ$   $\text{CO}_2$ -halten uppgår till cirka 10 %.

Om alltså reduktionen utföres genom upphettning av en blandning av malm och kol vid  $900^\circ$  så förorsakar denna reaktion mellan bildad  $\text{CO}_2$  med kolet en ytterligare sänkning av den  $\text{CO}_2$ -halt, som skulle kunna erhållas om reduktionen skedde med  $\text{CO}$  utan närvaro av fast kol.

Om å andra sidan reduktionen utföres utan närvaro av fast kol enbart med  $\text{CO}$ , som i så fall kan tänkas framställd genom förbränning av kol i en generator, så kan tydligen endast en ringa bråkdel av kolets reduktionsförmåga tillgodogöras för processen och en mycket hög kolåtgång blir följden. Däremot behöver i detta fall ingen energi tillföras processen, då denna reaktion, som nämnts, sker utan värmeabsorption.

Nu är dock att märka, att olägenheten av att icke helt kunna överföra reduktionsgasen till kolsyra vid slutreaktionen  $\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$  i verkligheten icke äro fullt så stora, som av det föregående möjligen kan synas. Den bildade reaktionsgasen kan nämligen till stor del utnyttjas för den förberedande reduktionen av malmens  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  eller  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  till  $\text{FeO}$ . Jämviktsläget ligger här gynnsammare, ehuru den  $\text{O}_2$ -mängd som malmen håller utöver  $\text{FeO}$  i allmänhet icke räcker till att höja  $\text{CO}_2$ -halten i önskvärd grad. Reaktionen



har t. ex. som diagrammet visar ett högre kolsyretryck vid jämvikt och detta gäller i ännu högre grad omsättningen  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ .

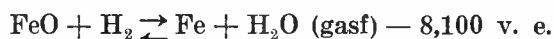
Dessutom bör framhållas, att den koloxidhaltiga reaktionsgas som erhålles ofta kan åtminstone delvis tillgodogöras processen som bränsle

<sup>1</sup> Diagrammet är hämtat ur: RALSTON, Iron oxide reduction equilibria. Bulletin 296 Department of Commerce. U. S. A. 1929.

för uppvärmning av beskickningen och för utförande av eventuellt förekommande endotermiskt reduktionsarbete.

Men även om gasens värmevärde till stor del kan utnyttjas för processen, kvarstår alltid som ett viktigt önskemål, att en hög CO<sub>2</sub>-halt i reaktionsgasen erhålles. Det finns olika vägar föreslagna och använda för att uppnå gynnsammare förhållanden i detta avseende. Ett nära till hands liggande sätt vid reduktion med koloxid är att absorbera den bildade kolsyran i lämpligt absorptionsmedel och på nytt använda den kvarvarande koloxiden för processen. Jag skall senare i samband med beskrivningen av några aktuella metoder nämna ytterligare några dylika tillvägagångssätt.

Vätgas är även ett för järnsvampsprocesserna viktigt reduktionsmedel. Visserligen torde en reduktionsprocess med ren vätgas som reduktionsmedel ställa sig väl dyrbar, men vätgas finnes i de flesta förekommande kolsorter (träkol, stenkol, oljor) och utövar ett mycket förmånligt inflytande på reduktionsprocessen. Detta framgår enligt diagrammet bland annat av jämviktsläget för reaktionen



Det bildade vattnet är dessutom ännu lättare att avskilja än kolsyra, om man önskar fullständigt utnyttja vätgasens reduktionsförmåga. En annan förmånlig egenskap hos vätgasen kommer jag att nedan beröra.

*Malmen.* Om också ett effektivt utnyttjande av reduktionsmedlet och en låg energiförbrukning äro väsentliga faktorer vid bedömandet av möjligheten för en ekonomisk järnsvampsprocess, så äro de icke de enda faktorer, som äro bestämmande, då det gäller att konstruera en lämplig ugnsanläggning för processens utförande. Det som så många försök strandat på har nog icke varit bristande hänsyn till de teoretiska förutsättningarna för reduktionsmedlets utnyttjande. Förhållandena måste även vara avpassade efter den använda malmens egenskaper och här uppstå ofta opåräknade praktiska svårigheter.

Reduktionen av ett järnmalmstycke till järn utan smältning är ett intressant reaktionsförlopp. Det torde få anses fastslaget, att reduktionens inträngande i malmstycket sker genom gasdiffusion, som blir möjlig genom det utreducerade järnets porositet. Koloxiden diffunderar in i malmstycket och mötes av utdiffunderande kolsyra. Ligger malmen inbäddad i kolpulver är förloppet detsamma endast med den skillnaden, att den bildade kolsyran vid utträdet ur malmstycket reagerar med kolen under återbildning av koloxid.

Gasernas diffusionshastighet bör alltså ha inflytande på reduktionshastigheten. Förutsatt att diffusionshastigheten är den enda på reduktionshastigheten inverkan kommande faktorn kommer man under vissa plausibla antaganden till resultatet, att reduktionstiden för ett sfäriskt malmstycke bör vara omvänt proportionell mot kvadraten på malmstyckets radie. Härav framgår vilken utomordentlig inverkan malmens stycke storlek kan utöva på reduktionstiden.

Nu gäller emellertid detta antagande att diffusionshastigheten ensam bestämmer reduktionshastigheten icke annat än möjligen vid mycket höga temperaturer. Såsom Stålhane och Malmberg<sup>1</sup> visat, har även en annan

<sup>1</sup> J. K. A. 1929 s. 95, 1930 s. 1 och 609.

faktor stort inflytande vid lägre temperatur, nämligen en viss tröghet hos reaktionen, som är olika stor hos olika malmer. Styckestorlekens inverkan på reduktionshastigheten är alltså mindre än som motsvarar den angivna proportionaliteten men är i varje fall betydande.

En ökning av diffusionshastigheten måste medföra ökad reduktionshastighet. Då diffusionshastigheten vätgas—vattengas på grund av särskilt vätgasens låga molekylarvikt är mångdubbelt större än för koloxid—kolsyra, så böra användandet av vätgas eller en vätgashaltig reduktionsgas påskynda reduktionen. Detta är också fallet. En teoretisk beräkning har till och med givit en 12 gånger hastigare syretransport med vätgas som reduktionsmedel än med koloxid förutsatt bland annat att diffusionshastigheten är ensambestämmande på förloppet.

Diffusionshastigheten och därmed reduktionshastigheten nedsättes naturligtvis i viss mån om malmen håller hög bergartshalt. Vidare reduceras sintrad malmslig fortare än styckemalm.

En finkornig, rik järnmalm ger alltså den kortaste reduktionstiden och en hög vätgashalt i reaktionsgasen är även förmånlig i detta avseende. Reduktionstiden behöver dock icke ha något avgörande inflytande på processens ekonomi.

De största praktiska svårigheterna ha legat i malmens tendens att mjukna under reduktionen, varigenom malmstyckena eller kornen lätt sintra ihop eller klibba fast på ugnsväggarna. Vissa malmer hava dessutom tendens att falla sönder till pulver, som vid vissa processer kan försvåra utförandet. Malmens tendens att klibba är störst när den delvis reducerats, d. v. s. när den uppnått FeO-stadiet. Klibbningen blir mindre framträdande om malmen är fattig, ehuru bergartens sammansättning naturligtvis även kan ha inflytande.

*Anrikning av svampen.* I samband med malmfrågan står möjligheten att genom anrikning efter reduktionsprocessen befria svampen från efterföljande bergart och andra under processen eventuellt tillkomna föroreningar. Det har visat sig att en dylik anrikning är möjlig. Om man utgår från rena råmaterial såsom högprocentig slig och träkol, är visserligen en sådan efteranrikning obehövlig, men i de fall exempelvis, då fattig styckemalm användes, är naturligtvis anrikning nödvändig. Det enda effektiva tillvägagångssättet har därvid visat sig vara magnetisk våtanrikning efter finkrossning av svampen. Man har funnit, att våtanrikningen och den efterföljande torkningen av svampen kan utföras utan märkbar oxidering av denna.

*Svavelfrågan.* Ännu en omständighet av stor ekonomisk betydelse måste man taga i betraktande vid processens praktiska utförande, nämligen den eventuella *svavelhalten* i malmen och reduktionsmedlet. Då det ju gäller framställning av en råvara för *kvalitetstältillverkning* måste denna fråga ägnas största uppmärksamhet. Här i landet ha vi visserligen våra svavelfria träkol och även svavelrena malmer, men träkolen äro dyra och fordra en hög utnyttjningsgrad, om processen skall ställa sig ekonomisk.

Om reduktionen utföres genom sammanblandning av malm och fossilt kol erhåller produkten en mycket hög svavelhalt och detsamma gäller om processen utföres med koloxidhaltig gas, alstrad genom förbränning av till exempel stenkol. Man kan emellertid befria generatorgasen från sin svavelhalt genom att vid tillräckligt hög temperatur låta den passera ett filter innehållande bränd kalk. Gasens svavelväte absorberas då un-

der bildning av CaS. Även vid processer, där sammanblandning av malm och kol äger rum, finnes möjlighet att lösa svavelfrågan genom införandet av en enkel raffineringsprocess. Järnsvampsprocesserna ge därigenom möjlighet att även med svavelhaltiga reduktionsmedel åstadkomma svavelren produkt, vilket är betydelsefullt.

#### Direkta smältprocesser.

Jag har hittills endast uppehållit mig vid problemet att reducera malmen utan smältning under bildning av järnsvamp. Det är naturligtvis icke otänkbart att nedsmälta den bildade järnsvampen direkt efter reduktionen eventuellt i samma ugnsggregat, varigenom stålet kan tänkas framställt i en och samma process. De besparingar, som härigenom kunna göras, nämligen tillgodogörande av den bildade svampens värmeinhåll, synas emellertid icke motsvara de nackdelar, som äro förenade härmed.

I många fall måste man nämligen tänka sig en anrikning av den bildade svampen efter reduktionen, och denna kan icke lämpligen utföras medan svampen ännu har hög temperatur. Men även i de fall då denna anrikning icke är nödvändig, så synes det åtminstone icke för närvarande kunna medföra någon vinst att sammankoppla reduktionsprocessen med smältningsprocessen. En dylik kontinuerlig nedsmältning försvårar möjligheten att träffa den önskade analysen och utföra eventuellt erforderlig raffinering.

Om man betraktar den direkta järnframställningen uteslutande som en hjälpprocess för att tillgodose stålverkens behov av ett prima skrot, så framgår ännu tydligare fördelen av att stanna vid produkten järnsvamp.

En annan fråga är, huruvida en smältprocess för direkt framställning av stål utan järnsvamp som mellanprodukt kan tänkas ge en lika billig produkt som järnsvampsprocesserna. I så fall har naturligtvis smältprocessen företräde även om det endast är fråga om råjärnsframställning för stålverkets behov.

Överväger man de faktorer, som påverka det framställda järnets tillverkningskostnad skall man emellertid finna, att ju längre reduktionen hinner förlöpa innan temperaturen höjes till smältningstemperatur, desto större bli möjligheterna för en ekonomisk process. Det vill säga, vägen över järnsvamp bör alltid eftersträvas. En nedsmältning av en blandning av kol och malm utan tillräcklig förreduktion vid lägre temperatur medför alltid följande olägenheter:

1. Låg CO<sub>2</sub> halt i den avgående reaktionsgasen, d. v. s. hög kolåtgång.
2. Av samma anledning erhåller man hög energiförbrukning, vilken ytterligare höjes genom förhållandet, att reduktionsprocessen utföres vid onödigt hög temperatur (stålugnstemperaturen i st. f. cirka 900°).
3. Därtill kommer svavelfrågan, som är betydligt svårare att lösa vid en smältprocess än vid en järnsvampsprocess. Sammanblandning av svavelhaltigt kol med järnmalmen måste vid en smältprocess alltid medföra en relativt hög svavelhalt i stålet. Man synes därför vid smältprocessen vara begränsad till träkol som reduktionsmedel, om man önskar en svavelren produkt.

Jag skall nu till sist ge en hastig överblick av de metoder, som vuxit fram under de senaste årtiondenas strävan efter en ekonomisk direkt

järnframställning. Jag skall icke tynga framställningen med något mera fullständigt uppräknande av alla de metoder, som prövats eller föreslagits, de äro oräkeliga, utan endast hålla mig till några få huvudsakligen svenska metoder, som väckt intresse inom den svenska järnhanteringen.

*Sieurin's process.* En anläggning enligt Sieurins förfarande finnes i Höganäs. Denna anläggning har under långa tider varit den enda i världen, som haft en regelbunden produktion av järnsvamp. Denna har försålts till bruken inom landet och även i viss utsträckning exporterats. Metoden började tillämpas i industriell skala redan 1911 och kapaciteten utgör numera cirka 20,000 ton per år.

Metoden är utarbetad speciellt med tanke på förhållandena i Höganäs. Principen består däri, att malmslig och kol lagervis inpackas i lergodskapslar, vilka sedan upphettas i stora gaseldade ringugnar. Reduktionen sker genom gasdiffusion mellan kol- och malmskiktet. Kolets svavelhalt upptages av kalk, som inblandas i kolmaterialet. Svampen erhålles i form av sintrade porösa kakor.

Processen bör förbruka en ganska hög total kolmängd på grund av den i förhållande till produktionen relativt stora ugnsanläggningen, ehuru kolmaterialets energiinnehåll effektivt kan utnyttjas för processen. En olägenhet hos processen ligger i användandet av tegelkapslarna, vilka äro en stor förbrukningsartikel. Detta kanske icke betyder så mycket för Höganäs såsom även varande lergodsproducent, men minskar i någon mån möjligheterna för processens utnyttjande på andra håll.

*Wibergs metod.* Enligt denna försiggår reduktionen av malmen, som är i styckeform, i ett schakt. Reduktionen sker med koloxid, som inledes nedtill i schaktet. Den bildade reaktionsgasen, som alltid håller en viss kvantitet kolsyra, ledes från ugnen igenom ett med elektrisk ström upphettat kollager, karburatorn, där dess kolsyrehalt genom reaktion med kolet återföres till koloxid, som på nytt tillföres reduktionsugnen. Det nya i Wibergs metod är den eleganta princip, enligt vilken han utför gascirkulationen för att öka kolsyrehalten i den avgående reaktionsgasen.

I stället för att såsom förut varit brukligt vid användning av återkolningsprincipen uttaga den cirkulerande gasen från schaktets översta del uttager han den lägre ned och låter endast överskottsgasen fortsätta upp genom schaktet. Genom att på så sätt en mindre gasmängd utför förreduktionen av malmen erhålles högre kolsyrehalt i densamma och teoretiskt kan en så hög  $\text{CO}_2$ -halt erhållas (vid reduktionen av  $\text{Fe}_2\text{O}_3 : \text{CO}_2 + \text{CO} = 70 : 30$ ) att reaktionsgasens kvarvarande bränslevärde icke blir större än som erfordras för malmens förvärmning.

Då reaktionsgasen, när den från karburatorn inkommer i ugnen, har erforderlig reduktionstemperatur och malmen förvärmes i schaktets övre del genom avloppsgasens förbränning behöver icke reduktionsugnen tillföras någon annan värmekälla, utan sker den erforderliga energitillförseln i karburatorn medelst elektrisk ström.

Processen bör tydligen teoretiskt sett kunna utföras med låg förbrukning av såväl reduktionskol som elektrisk energi.

Såvitt bekant har vid de hittills utförda försöken endast träkol kommit till användning, men det är naturligtvis icke uteslutet att i karburatorn ha någon fossil kolsort och inkoppla ett kalkfilter efter densamma för svavlets absorption.

Vad malmen beträffar, så måste denna vara i styckeform och får icke vara mullbildande så att schaktet kan igentäppas.

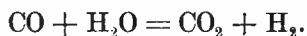


En mindre försöksanläggning enligt Wibergs metod är utförd vid Domnarvet, vilken lär ha lämnat tillfredsställande resultat.

*Christiansens metod.* I detta sammanhang kunna de försök omnämnas, som blivit utförda av Christiansen vid Nybergs gruvaktiebolag. Han omändrade en vanlig Gröndals brikettugn till reduktionsugn med avsikt att direkt reducera sligbriketterna efter sintringen. Av intresse är särskilt det av Christiansen utarbetade förfarings sättet för reaktionsgasens återkolning. Han använde nämligen icke en elektriskt uppvärmd återkolningsugn utan ledde gasen genom varmlåsninggeneratorer, som alternerande tillfördes luft för kollagrets upphettning och reaktionsgas för reduktion av kolsyra till koloxid.

*Norsk Staals process.* Denna erbjuder intresse i första hand genom lösningen av karburatorfrågan. Den gas som skall återkolas ledes först genom ett schakt, där en högspänd ljusbåge alstras mellan elektroder anbragta i schaktets övre och nedre del. Gasen upphetas härigenom till 1,700—1,800°, varefter den får passera ett kokslager, där den återkolas. Innan gasen återföres till ugnen får den sedan passera ett kalkfilter för svavlets absorberande. Reduktionen utfördes i den första anläggningen, i Trondhjem, i rullugn. Man avsåg särskilt användande av lågprocentiga norska malmer, och visade det sig att man någotsånär tillfredsställande kunde behandla dem i rullugn utan för stor klibbningstendens.

Av intresse är det sätt varpå uppfinnaren, ingenjör Edwin, tänkt sig lösa gascirkulationsproblemet. Han tillämpar en inom kväveindustrien för generering av vätgas för Haber-Bosch-förfarandet använd omsättning:



Denna reaktion förlöper nämligen åt höger i närvaro av lämplig kontaktsubstans (järnsvamp). Om nu en del av den CO och CO<sub>2</sub>-haltiga reaktionsgasen på detta sätt behandlas med vattenånga och sedan den bildade kolsyra absorberas på lämpligt sätt, så har alltså en del av reaktionsgasens kolhalt lämnat processen i form av kolsyra och gasen i stället fått ett lämpligt tillskott i vätehalt, vilken som förut anförts verkar påskyndande på reduktionen. Kvantiteten gas, som får deltaga i denna omsättning, kan regleras så, att allt det kol som deltagar i reduktionsprocessen överföres till kolsyra. Denna princip har emellertid, såvitt bekant, icke ännu praktiskt tillämpats vid järnmalmsreduktion. Den torde medföra en rätt komplicerad apparatur.

Försöksanläggningen i Trondhjem är numera nedlagd. Men en större anläggning efter till stor del nya principer är uppförd i Bochum i Tyskland. Den är för närvarande i drift och lär arbeta med tillfredsställande resultat.

*Ekelunds process.* En process som låtit tala om sig på sista tiden är Ekelunds.

Här sker reduktionen med generatorgas utan någon gascirkulation. Då i detta fall endast en ringa del av koloxiden kan omsättas till kolsyra, blir kolåtgången hög. Metoden är emellertid baserad på stenkol som reduktionsmedel, varigenom kolåtgången icke har samma dominerande inflytande på processens ekonomi, som vid användande av träkol. Stenkolsgeneratorgasen har dessutom en relativt hög vätehalt, som medför ett gott utnyttjande av gasen.

Ekelund använder en frammakningsugn, som reduktionsugn för att

undvika de olägenheter, som kunna uppstå i en schaktugn med avseende på sintring och mullbildning.

Den värdefullaste konstruktionen i Ekelunds process torde vara hans generator. Vid reduktion med generatorgas är det av vikt att få en kolsyrefri gas av hög temperatur. Gasen bör ha en temperatur av inemot 1,000°, då den införes i reduktionsugnen, för att hålla temperaturen i ugnen vid lämplig nivå. Vidare måste gasen vara varm för att kunna svavelrenas genom kalkfilter. Ekelund löser problemet genom att uttaga gasen i generatorns varmaste zon. De destillationsgaser som bildas i generatorns övre del inledas i stället på nytt i botten på generatorn.

Den Ekelundska metoden förorsakar visserligen hög kolåtgång, men förbrukar icke någon elektrisk kraft, vilket kan vara till fördel på platser, där kraftpriset är högt, men kolpriset är lågt.

En försöksanläggning enligt Ekelunds metod är uppförd i Guldsmedshyttan. Försöken lära ha givit tillfredsställande resultat.

*von Seth's järnsvampugn.* Att kunna utföra reduktionen i schaktugn är tilltalande, men man är därvid i hög grad beroende av malmens karaktär. Vissa styckemalmer, särskilt fattiga sådana, synas emellertid förhålla sig väl i schaktugnen, åtminstone vid de mindre dimensionerna på densamma, som hittills kommit till utförande. En lycklig lösning av schaktugnsproblemet har von Seth funnit. Han utför ugnen med en rörlig botten, varigenom beskicksningspelaren hålles i rörelse. Härigenom hindras sammanbakningen i viss grad och en jämnare reduktion vinnes. En mindre ugn enligt denna princip har varit i drift med lovande resultat i Sandviken.

*Avestas metod.* Enligt denna utföres reduktionen i rullugn. Malmen tillföres i sligform, varigenom en snabb reduktion vinnes. För att hindra sammanbakning under reduktionen blandas malm och kol med en viss mängd kol i överskott. Sammanblandningen sker dock icke förrän en del av reduktionen redan utförts med den bildade reaktionsgasen. Härigenom erhålles en relativt hög kolsyrehalt i avgaserna. Gasen förbrännes före utträdet ur ugnen och förvärmer därvid beskicksningen. Den erforderliga energimängden tillföres genom elektrisk ström, som ledes genom beskicksningen mellan inuti ugnen på lämpligt avstånd från varandra placerade kontaktringar.

Som reduktionsmedel har stenkol visat sig lämpligt. Härigenom erhålles visserligen en hög svavelhalt i svampen. Denna avlägsnas dock lätt genom en tillsats av kalk till den svavelhaltiga svampen medan denna ännu är varm eller efter återuppvärmning av densamma. Användes träkol undgås svavelraffineringen. Särskilt lämpligt har kolad sågspån visat sig vara som reduktionsmedel. För svenska förhållanden torde processens utförande med kolad sågspån som reduktionsmedel ställa sig gynnsammast.

En ugn i full teknisk skala är för närvarande i drift i Avesta.

*Direkta smältprocesser.* Möjligheten att i större skala framställa stål direkt ur malmen genom nedsmältning av en malm-kolbeskicksning torde först närmare ha utretts av *ingenjör Carl Svensson*, som utförde lyckade försök i Norge 1921—1922 i en elektrisk stålugn. Han nedsmälte dels bricketter av malm och kol och dels obriketterad beskicksning och lyckades därvid med rimlig kraftåtgång direkt erhålla ett mjukt stål.

Efter samma linjer arbetade *ingenjörerna Flodin och Gustafsson*, och en större anläggning enligt detta förfarande byggdes först i Hagfors och

sedan i Långshyttan. Ugnen i Hagfors är emellertid nedlagd och icke heller Långshytteugnen arbetar längre i det ursprungligen avsedda syftet. Produktionskostnaderna ha hittills visat sig bli för höga för dessa platser.

Som en sammanfattning av de direkta processernas läge kan man säga, att det synes, som om nu äntligen livsdugliga processer börja växa fram. Vilken betydelse de kunna komma att få är för tidigt att med bestämdhet yttra sig om. Det är ju i första hand en kostnadsfråga, och denna sida av saken kan ännu icke anses fullt utredd.

Att de komma att få betydelse för kvalitetsställtillverkningen synes emellertid vara klart, och man har nog icke heller rättighet att helt avvisa tanken, att de skola kunna få även en mera kvantitativ roll i världsproduktionen av järn och stål.

## **Bilaga 2.**

*Utdrag ur "Blad för Bergshanteringens Vänner" av bergsingenjör Magnus Tigerschiölds föredrag vid föreningen Bergshanteringens Vänners årsmöte i Örebro den 30 januari 1932 angående "Järnsvampsproblemet".*

### *Wibergs metod.*

Principen för Wibergs metod har framlagts i den teoretiska avdelningen i detta föredrag och är för övrigt väl känd genom litteraturen. Fullständigast är den beskriven i ett föredrag av Wiberg vid ingenjörsklubben i Falun år 1926. Metoden försöktes som bekant först vid Voxna 1920 i liten skala och sedan genom Jernkontorets försorg i Sandviken 1925 och 1926. Beträffande resultaten från dessa försök ber jag få hänvisa till den nämnda uppsatsen av Wiberg.

Uttömmande försök med gasreduktion ha under åren 1929—1931 utförts i Sandviken gemensamt med brukskoncernen. De visade, att en järnsvampsframställning i schaktugn genom lämpliga anordningar kan genomföras och äro därför av största betydelse för bedömande av samtliga gasreduktionsprocesser. I detta sammanhang vill jag omnämna det ytterst värdefulla arbete, som härvid utförts av von Seth.

Sedan slutet av år 1930 ha försök pågått vid Domnarvet på initiativ av disponent Lundqvist vid Stora Kopparbergs Bergslag. Försöken ha utförts i en schaktugn med inre dimensioner enligt fig. 14.

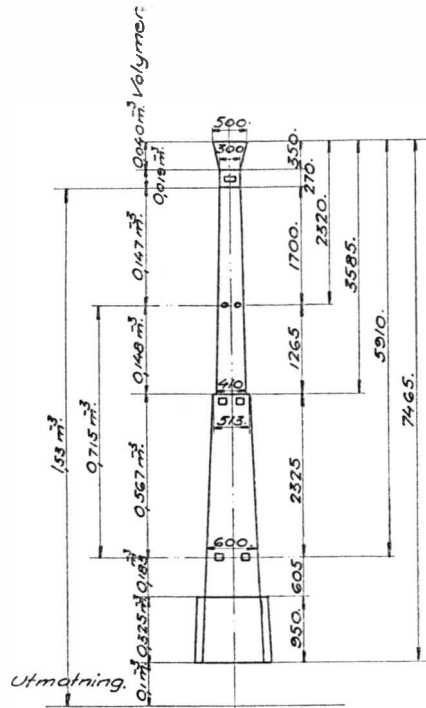


Fig. 14. Profil för Wibergs försöksugn vid Domnarvet.

Ugnens produktion var cirka 2 ton svamp per dygn vid användning av rik sinter som utgångsmaterial. Under kylmanteln var ugnen försedd med utmatningsskruvar, som möjliggjorde en kontinuerlig rörelse hos besickningen.

Följande driftsresultat äro karakteristiska, då sinter av höganrikad Norbergsmalm användes. Reduktionstid 9—11 timmar. Förvärmningstid 1.8 timmar, avkylningstid 8 timmar. Träkolsåtgång 15.5—16.5 hektoliter per ton. Temperatur å reduktionsgasen vid inträdet i ugnen cirka 940°. Vid användning av sinter med 66 procent Fe och 0.03 procent S blev järnsvampens analys:

Tot. Fe .....	cirka	86.7	%
Met. Fe .....	»	81.5	%
Red. grad .....	»	94.0	%
C .....	»	0.92	%
O <sub>2</sub> .....	»	1.48	%

Vid reduktion av 48 procentig Norbergs blodstensmalm blev reduktionstiden cirka 14 timmar, och hölls då gastemperaturen vid 1,000°. Reduktionsgraden blev 92.7 procent. Karburatorn är försedd med botten-elektrod och en topp-elektrod. Dess konstruktion har utformats efter tidigare vid Domnarvet utförda försök. Som bränsle har hittills endast träkol använts, men vid tidigare försök med samma karburator har det visat sig, att en gas av lika god sammansättning kan erhållas med enbart koks som bränsle.

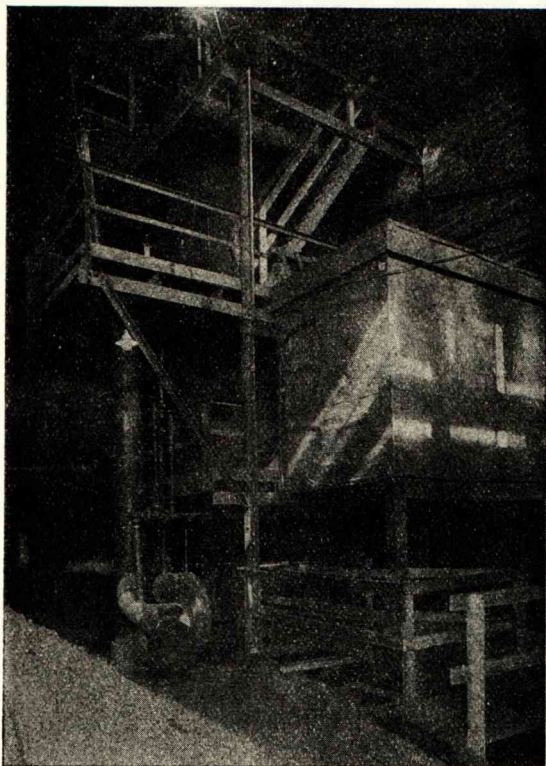


Fig. 15. Yttervy av Wibergs försöksugn vid Domnarvet.

Gasttrycket är före karburatorn cirka 170 mm. H<sub>2</sub>O och efter densamma 100—150 mm. H<sub>2</sub>O. Gascirkulation sker med hjälp av en fläkt av eldhärdigt stål, försedd med vattenkylda lager. Ingen som helst rening av gasen utföres men före fläkten införes en mindre mängd vatten, främst för höjande av gasens vätehalt. Gastemperaturen i fläkten var cirka 400°.

Försöken från Domnarvet äro av utomordentligt stort intresse, då därigenom förut uttalade farhågor beträffande möjligheterna att genomföra Wibergs metod i schaktugn kunna anses definitivt undanröjda. De bekräfta i detta fall de resultat, som erhållits vid de senaste Sandviksförsöken. Karburatorn, som vid Jernkontorets tidigare försök i Sandviken ej var av lämplig konstruktion, har i sin nuvarande form visat sig vara hållbar och utan överhettning kunna giva en reduktionsgas av jämn och lämplig sammansättning. Ugnen har med kortare stillestånd varit i försöksdrift under sammanlagt nära ett år, utan att några som helst driftstörningar av allvarigare art inträffat. Kraftåtgången vid denna ugn var relativt hög men beror detta därpå, att produktionen varit låg och att man ej utfört en så noggrann isolering, som varit erforderlig. Dessutom har ett stort läckage av gas genom murverket ägt rum, vilket även förryckt resultaten. Noggranna undersökningar över ugnen ha utförts av ingenjör Wiberg och ingenjör Bohm, och på grundval av dessa undersökningar har nedanstående materialbalans för en Wibergsugn i stor skala blivit utarbetad.

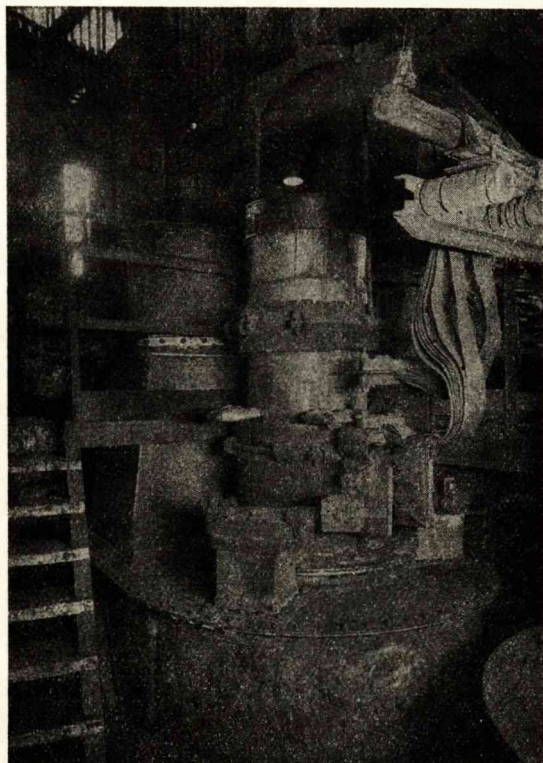


Fig. 16. Karburatorn för Wibergs ugn vid Domnarvet.

Som framgår av denna schematiska bild tillför Wiberg en del vatten i cirkulationsgasledningen; detta dels för att få ned gastemperaturen till cirka 600°, då den kan föras genom en fläkt, dels för att höja gasens vätehalt. Vid denna balans har koks beräknats utgöra bränslet, varför ett kalkfilter insatts mellan karburatorn och reduktionsugnen. På grundval av ifrågavarande materialbalans har en noggrann värmebalans uppställts för hela systemet, och denna ger följande resultat:

**Ugnens totala värmebalans per kilogram järnsvamp.**  
(Räknad från 0° och flytande H<sub>2</sub>O).

	Kgal.	%
<i>Tillfört.</i>		
Elektrisk energi, 1,067 kWh .....	918	38.1
Kal. värmevärde hos 0.203 kg. koks à 7327 .....	1,487	61.6
» » » 0.001 » elektroder.....	8	0.3
Summa	2,413	100.0
<i>Bortfört.</i>		
Järnsvampens värmeinhåll (975°) .....	183	7.6
Reduktion av 3.18 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + 3.30 Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> till 15.20 Fe + 1.06 FeO .....	1,418	58.8

	Kgcal.	%
Värmevärde hos 0.83 C i järnsvampen .....	80	3.3
» » 0.05 CaS i S-haltig kalk.....	6	0.4
Värmeinhåll hos S-haltig kalk (850°) .....	3	
» » 0.024 kg. karburatorslagg .....	12	0.5
» » förbränningsgaser (100°) .....	26	1.1
Ångbildningsvärme för 3.14 H <sub>2</sub> O i dito .....	34	1.4
Värmeinhåll hos läckgas + utsläppt gas från cirkulationsgasledningen (600°) .....	8	0.3
Ångbildningsvärme för 0.20 H <sub>2</sub> O i dito .....	2	0.1
Kal. värmevärde hos läckgas + utsläppt gas från cirkulationsgasledningen .....	83	3.3
Värmeinhåll hos läckgas från karburator (300°) .....	3	0.1
Kal. värmevärde hos läckgas från karburator .....	77	3.2
Förluster i transformatorer .....	26	1.1
» » lågspänningsledningar .....	30	1.3
Strålnings- och kylvattensförluster från karburatorer .....	190	7.9
Strålningsförluster från schaktets förbränningszon .....	16	0.7
» » » förred.-zon .....	10	0.4
» » » slutred.-zon .....	54	2.2
» » cirkulationsgasledn. och fläkt .....	97	4.0
» » kalkfilter .....	40	1.7
» » gasledning för karburatorgas .....	15	0.6
<b>Summa</b>	<b>2,413</b>	<b>100.0</b>

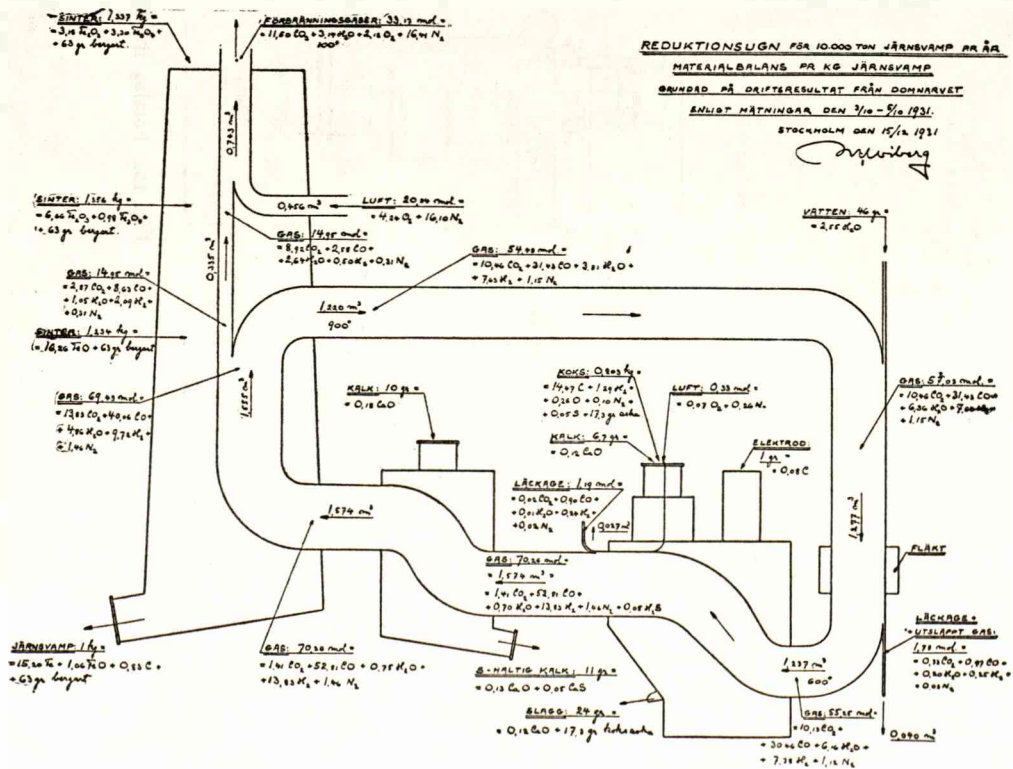


Fig. 17. Materialbalans för Wibergs ugn (10,000 ton år).







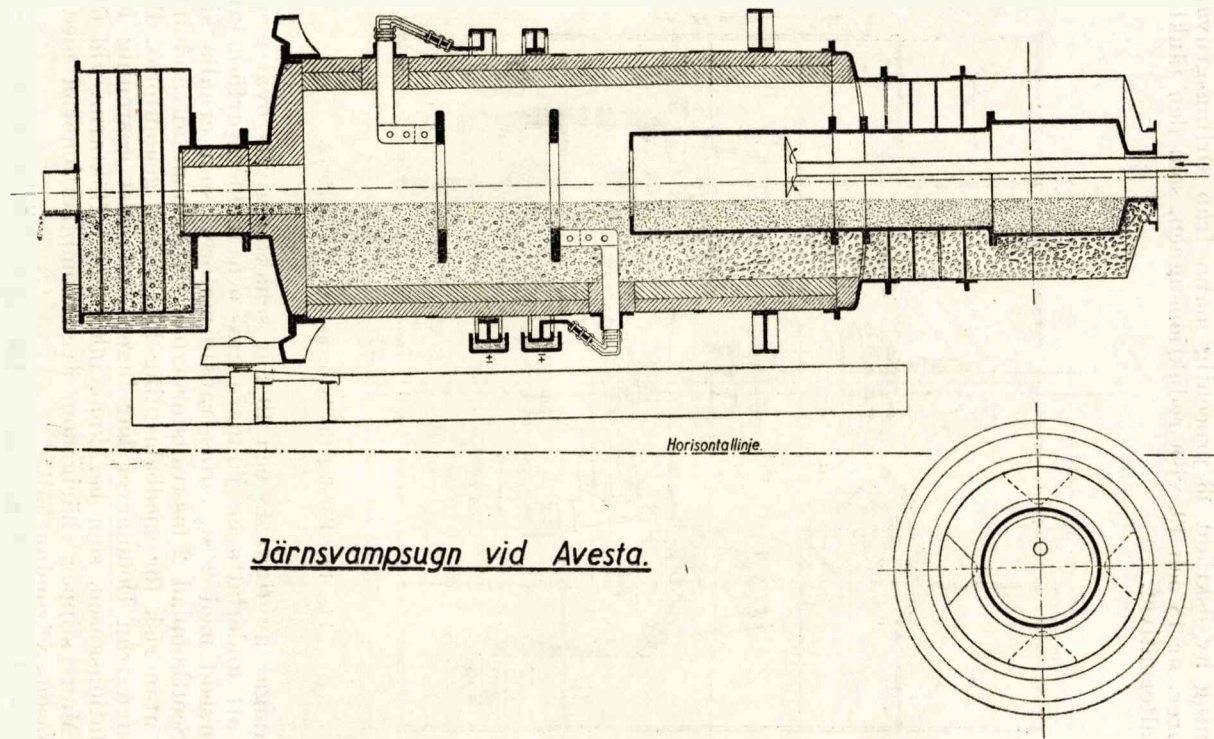


Fig. 26. Kallings ugn, genomskäring.

synes kunna uppnå en koksåtgång av cirka 370 kilogram per ton och en åtgång av elektrisk energi av endast 270 kilowatt per ton för denna variant av Wibergs metod. Beträffande metoden i övrigt, se Wibergs inlägg vid Jernkontorets Tekniska diskussionsmöte 1927.

#### *Kallings metod.*

Kallings metod är utexperimenterad i Avesta, där redan i slutet av år 1930 en ugn i nära fullstor skala utbyggdes, sedan tidigare experiment i liten skala givit lovande resultat. Som förut framhållits, grundar sig metoden på en kombinerad direkt och indirekt metod. Slutreduktionen sker med fast kol, och de avgående gaserna förreducera malmen, varefter de förbrännas och därigenom utnyttjas för beskickningens förvärmning. Det erforderliga värmebehovet för utförande av slutreduktionen tillföres i form av elektrisk energi. Ugnen är en rullugn, och dess konstruktion framgår närmare av nedanstående figurer. Ugnsrummets totala inre längd är 4.5 meter, dess inre diameter är 1.5.

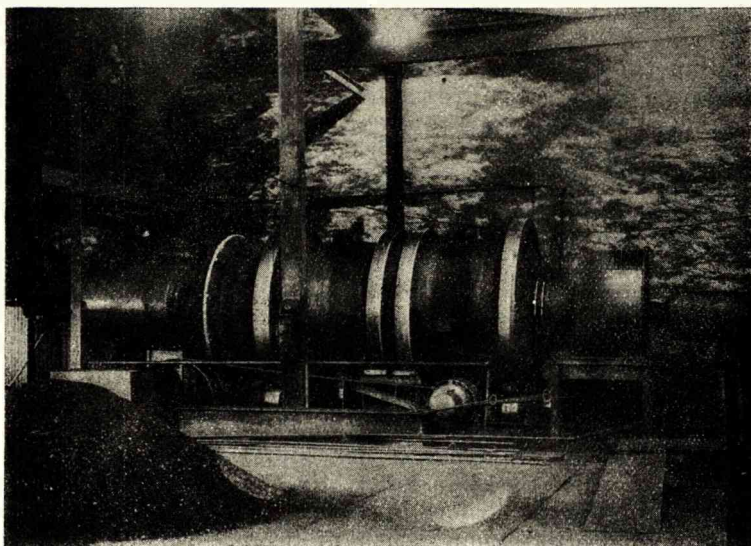


Fig. 27. Kallings ugn, yttervy.

Malm i form av slig tillsättes i ugnens ena ände genom det centrala röret, och kolmaterialiet, som krossats till nötstorlek och därunder, införes i samma ände men utanför centralröret. De från själva reduktionsrummet avgående koloxidhaltiga gaserna förreducera först malmen och förbrännas sedan medelst luft, som inkommer genom ett i centralröret instuckat smalt rör. Förbränningsgasernas värme utnyttjas således för beskickningens förvärmning. Den elektriska energien tillföres medelst släpkontakter och överföres till beskickningen från två stycken ringar, vars diameter är något mindre än reduktionsrummet.

Kallings huvudpatent går ut på att man arbetar med ett så stort kolöverskott, att kolet utgör den huvudsakliga ledaren för den elektriska strömmen. Att metoden kan arbeta störningsfritt beror dels på nyss-

nämnda kolöverskott, som hålles vid cirka 100 procent och som förhindrar att en sammankladdning av den halvreducerade malmen äger rum, dels på ringarnas placering i ugnen. Det fria avståndet mellan väggen och ringarnas periferi motverkar, att en överhettning invid murverket äger rum, vilket eljest lätt skulle kunna leda till kladdningsfenomen. Järnsvampen föres ut genom en enkelt men effektivt konstruerad labyrinth, (samtidigt kylare för järnsvampen), vilken förhindrar, att gasen passerar denna väg från ugnen. Ett liknande labyrinthflås finnes å ugnens inmatningsställe för bränsletillförseln.

Kalling uppger följande tider för genomförandet av sin process:

Förvärmning och förreduktion .....	5 timmar
Slutreduktion .....	4 »
Avkylning .....	1 »

Summa tid 10 timmar.

Jämför man dessa tider med motsvarande för Höganäsprocessen (totaltid 240 timmar) inses, hur oerhört mycket effektivare den direkta värmeöverföringen är än den indirekta.

Den erhållna produkten underkastas först en magnetisk torrseparering, varvid kolöverskottet till allra största delen avskiljes. Därefter kan den, om träkol användes som bränsle, direkt användas antingen i pulverform eller efter brikettering. Om träkol använts som reduktionsmedel, kombineras den magnetiska torrsepareringen med en luftseparation och en siktning, och det har lyckats Kalling att genomföra denna separering så effektivt, att han kan fränkilja såväl den allra största delen av träkolet som separat en stor del av i järnsvampen ingående bergart. Särskilt om träkol användes som bränsle medföljer lätt en del kolstoff de avgående förbränningsgaserna, och detta uppsamlas så effektivt som möjligt i en sotsäck. En viss kolförlust blir emellertid i dylikt fall oundviklig.

Vid användning av koks eller stenkol som bränsle utför man först en torrseparering och på grund av koksaskans (stenkolsaskans) halt av metalliskt järn, kan man då avskilja den största delen av kolöverskottet utan att askhalten i det avskilda kolet blir högre än i ursprungligen tillsatt kol. Den så erhållna järnsvampen innehåller i detta fall hela mängden aska från vid reduktionen förbrukat bränsle samt hela dess svavelhalt, bunden vid järnsvampen. Genom en förnyad upphettning av produkten i en ugn av samma konstruktion tillsammans med kalk vandrar emellertid svavlet så gott som fullständigt över i kalken. Produkten mals sedan i rörkvarn och våtanrikas å magnetiska separatorer, varigenom man avlägsnar största delen av järnsvampens mekaniskt inblandade kol, bergarten och kalken med det absorberade svavlet. Metoden för svavelreningen och den efterföljande vätsepareringen lär vara fullständigt utexperimenterad men innebär naturligtvis en extra kostnad. Om elektrisk kraft användes för svavelreningugnen beräknas åtgången bli cirka 300 kWh per ton.

Kallings metod har den fördelen att man som råmaterial kan använda sliger med normal järnhalt blott bergarten är renkrossad från magnetit- eller blodstenskornen. Så har blodstensslig av Norbergs typ visat sig särdeles lämplig och kan med fördel användas med en järnhalt ända ned till 56 procent. De medföljande kvartskornen äro så tillvida till

nytta i processen, att de bidra till att förhindra beskickningens sammankladdning. Vid försöksanläggningen i Avesta har man kommit ned till en nettoträkolsåtgång av cirka 300 kilogram per ton och en kraftåtgång av 1,200—1,300 kWh per ton svamp vid en produktion av 5 ton/dygn. Vid användning av koks eller stenkol blir bränsleåtgången på grund av mindre förluster något lägre. Nedanstående materialbalans över Kallings metod är grundad på användning av Norbergs blodstenslig med 64 procent Fe och användning av koks som reduktionsmedel.

KALLINGS PROCESS (FÖRRED TILL  $Fe_3O_4$ )

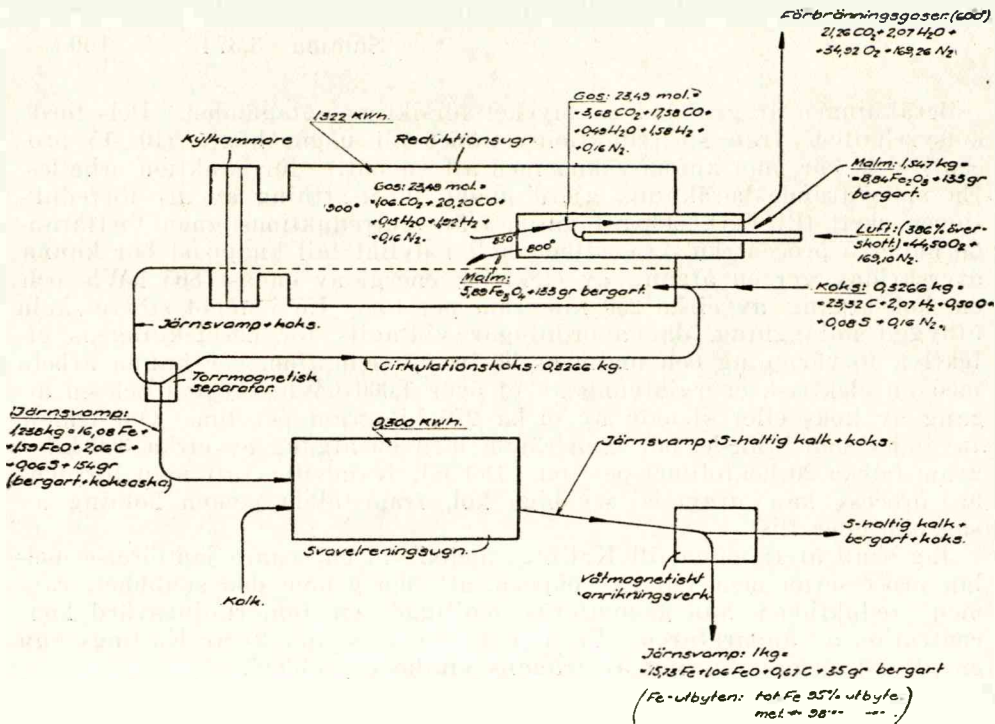


Fig. 28. Materialbalans för Kallings process.

Förreduktionen har antagits ske endast till  $Fe_3O_4$ , och kolsyrehalten i gasen från slutreduktionsrummet har antagits till 5 procent. På grundval av diagrammet erhålles följande totala värmebalans.

**Total värmebalans per kilogram järnsvamp.**

Tillfört.	Kgcal.	%
Elektrisk energi, 1,141 kWh .....	981	29.1
Kal. värmevärde hos 0.3266 kg. koks à 7327 .....	2,393	70.9
<b>Summa</b>	<b>3,374</b>	<b>100.0</b>

	Kgeal.	%
<i>Bortfört.</i>		
Värmeinhåll hos 1,238 kg. järnsvamp (850°) .....	198	5.9
Värmeinhåll hos 0.3266 kg. koks (850°) .....	96	2.8
Reduktion av 8.84 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> till 16.08 Fe + 1.59 FeO ...	1,595	47.3
Värmeinhåll hos förbrukade gaser (600°) .....	1,010	29.9
Ångbildningsvärme för 2.07 H <sub>2</sub> O i dito .....	23	0.7
Strålning .....	189	5.6
Förluster i transformatorn .....	27	0.7
» » lågspänningsledningen .....	32	1.0
Värmevärde hos 2.06 C + 0.08 S i järnsvampen .....	204	6.1
Summa	3,374	100.0

Beräkningen är grundad på mycket försiktiga antaganden. Dels torde kolsyrehalten från slutreduktionsrummet bli något högre (10—15 procent), dels bör man kunna räkna med att en bättre förreduktion erhålles. En motsvarande beräkning, gjord under förutsättning av att förreduktionen skett till FeO, och att gasen från slutreduktionsugnen fortfarande håller 5 procent kolsyra, vilken halt i dylikt fall knappast bör kunna överskridas, ger en åtgång av elektrisk energi av endast 865 kWh och en koksutgång av cirka 250 kilogram per ton. En i något större skala utbyggd anläggning, där anordningar vidtagits för beskickningens effektiva förvärmning och malmens bättre förreduktion, bör kunna arbeta med en elektrisk energiåtgång av ej över 1,000 kWh per ton och en åtgång av koks eller stenkol av cirka 270 kilogram per ton. Om träkol användes som bränsle, bör man räkna med en åtgång av cirka 300 kilogram (cirka 20 hektoliter) per ton. Det bör framhållas, att man för denna process kan utnyttja stybbiga kol, framställda genom kolning av sågspån eller flis.

Jag skall återkomma till Kallings metod vid en senare jämförelse mellan processerna men vill här påpeka, att den genom den snabbhet, varmed reduktionen kan genomföras, möjliggör en anmärkningsvärd koncentration av apparaturen. Från rent teknisk synpunkt är Kallings ugn en ytterst elegant lösning av frågans vitalaste problem.

#### *Andra försök med järnsvampstillverkning.*

En redogörelse för järnsvampsproblemet skulle ej vara fullständig, om jag ej omnämnde det myckna arbete, som på andra håll under de senaste åren nedlagts på frågans lösning. I Amerika har man försökt Hornsays metod, där rullugnar användas. Beträffande närmare detaljer ber jag att få hänvisa till Wüsts uppsats i *Stahl und Eisen* 1927, sid. 905. Metoden har försökts i fullstor skala vid Lorrain i Ohio, men trots att oerhörda kostnader nedlagts på densamma ha försöken nu avbrutits. En förelöpare till Hornsays är Bureau of Mines metod, som även varit föremål för utexperimentering i Amerika (se Bureau of Mines Bulletin 270). Ford och General Motors ha bedrivit försök i fullstor skala med Smiths metod, se *Iron Age* 1929, sid. 1143. Den kan sägas vara en utveckling av Chenots järnsvampsmetod. Man arbetar med stående kontinuerliga retorter och använder koks som reduktionsmedel. Troligen har kladdningsfenomenet varit orsaken till att försöken nedlagts.

I Sverige har Bergqvist vid Jädraås i mindre skala försökt en elektrisk metod, som till sin princip delvis sammanfaller med Kallings, men som utföres i schaktugn med slig och träkol som utgångsmaterial. Genom införande av gascirkulation söker Bergqvist dels nyttiggöra värmeinnehållet i järnsvampen, dels förbättra värmeöverföringen vid malmens förreduktion och förvärmning.

I detta sammanhang vill jag omnämna de av Christiansen vid Nyberget utförda försöken med gasreduktion i en Gröndals brikettugn. Vid gasframställningen använde han varmblåsningssgeneratorer och gasen upphettades medelst rekuperatorer. Cirkulationssystemet är närsläktat med Wibergs, men reduktionsgasen tillföres i slutreduktionsrummet i medström med malmen.

Stålhane och Malmberg ha vid ingenjörsvetenskapsakademien utfört mycket intressanta och värdefulla laboratorieförsök och teoretiska utredningar om järnmalmsreduktion. De äro publicerade i Jernkontorets Annaler. På grundval av de vunna resultaten har en ny järnsvampsprocess blivit utarbetad, som kommer att prövas vid A. S. E. A. i Västerås. Närmare detaljer om processen äro ej kända.

*Försök till jämförelse mellan aktuella järnsvampsmetoder från praktisk och ekonomisk synpunkt.*

De två största svårigheterna vid tillverkning av järnsvamp äro, som förut framhållits, dels riskerna för kladdning, dels att erhålla en god värmeöverföring. Vid gasreduktionsprocesserna har konstruktionen av en för ändamålet lämplig gasgenerator (karburator) även varit ett svårt problem. Risken för kladdning har i Höganäsprocessen och Norsk Staals process fullständigt undvikits genom att malmen transporteras genom systemet i behållare, där den hela tiden får ligga stilla. Som förut visats, har även Wiberg framlagt ett förslag i samma riktning, fig. 20.

I Wibergs schaktugn synas kladdningssvårigheterna ha undvikits dels genom schaktets nedåt vidgade form, dels genom anbringande av en fullt kontinuerlig utmatning. Även torde övergången från rika styckemalmer till rik sinter ha varit till fördel.

Ekelund utför sin process i en kanalugn, där malmen pressas framåt genom ugnen, varför kladdningen ej där bör kunna utgöra en allvarlig fara annat än som hinder för en jämn gasfördelning.

Kalling löser slutligen problemet genom att uppblanda malmen med ett så stort kolöverskott, att malmkornen hållas isär, och synes han på detta sätt helt lyckats undvika ifrågakvarande olägenhet.

Höganäsprocessens svårigheter i fråga om överförandet av erforderliga värmemängder för reduktionen ha motverkats genom den lämpliga ugnstypen. Vid Wibergs, Norsk Staals och Ekelunds processer överföres värmen medelst varma gaser till beskickningen. Vid Norsk Staals process medför de omnämnda mufflarnas konstruktion en jämn fördelning av gasen och därigenom även av värmets i beskickningen.

Vid de försök, som utförts med Wibergs metod i schaktugn, ha hittills inga som helst svårigheter uppstått med den valda ugnskonstruktionen. Frågan är emellertid hur stora dimensioner man skall våga giva en schaktugn utan att riskera, att gasfördelningen och därmed värmefördelningen blir ojämn. Emellertid har man möjligheter att göra ugnens

grundform oval eller rektangulär (Raschettety), varigenom en bättre gasfördelning bör kunna uppnås.

Även vid Ekelunds ugnskonstruktion finnes givetvis en viss maximi-gräns för dimensionerna, som man ej kan överskrida med risk att äventyra den jämna fördelningen av gas och värme. Ekelund arbetar med en fattigare reduktionsgas än Wiberg, vilket medför en avsevärt längre reduktionstid. Detta är orsaken till att Ekelund ej vid sina försök gått in för en schaktugn. En gemensam svaghet vid alla gasreduktionsprocesser är, att en högre temperatur än den, som erfordras för reduktionen, råder inom ett organ, som ligger utanför reduktionsugnen. Så arbetar man vid Norsk Staals högspänningsljusbågar med gastemperaturer av nära 1,800°. I Ekelunds generatorsställe är temperaturen över 1,400°. Wibergs karburator arbetar så tillvida något förmånligare, då värmets där tillföres medelst motståndsupphettning, varför temperaturen i karburatorn ej på någon punkt behöver överskrida 1,100°.

Den elegantaste lösningen av värmeöverföringsproblemet har otvivelaktigt givits av Kalling, som alstrar just den temperatur han behöver (cirka 900°) inom själva reduktionszonen i sin ugn.

Då svavelfrågan blivit löst för samtliga nu behandlade metoder, i Kallings fall genom en efterföljande process och vid gasreduktionsmetoderna genom gasens rening från svavel i ett kalkfilter, kan man basera en jämförande kostnadsberäkning på användningen av stenkolk och koks för reduktion och upphettning.

Som förut nämnts har i slutet av föregående år en mycket ingående utredning utförts över anläggningskostnader och driftskostnader för ett järnsvampverk i Norberg, baserat på användningen av Norbergs torrstenar. Utredningen har genomförts för Wibergs metod och baserats på en produktion av 10,000 ton svamp per år. I planen för anläggningen ingår ett sinterverk, då rik sinter användes som utgångsmaterial, och i det fall, då fattig malm (43 procentig oskrädd malm) kommer till användning, ingår ett anrikningsverk för järnsvampen. I båda fallen uppgår anläggningskostnaden till i runt tal 900,000 kronor. I kostnaderna ingå sinterverket med tillhörande transportanordningar med 240,000 kronor och anrikningsverket med cirka 200,000 kronor. Dessutom har för båda alternativen förutsetts ett ställverk för inkommande 70,000 volts spänning med stationstransformatorer och fördelningskablar till ett pris av sammanlagt cirka 180,000 kronor.

På grundval av uppgifter, som dels kunnat erhållas från respektive uppfinnare, dels uppskattats, ha följande anläggningskostnader antagits för ett verk i Norberg för följande metoder.

<i>Höganäsmetoden</i> .....	kronor	500,000
<i>Ekelunds metod</i>		
Alt. fattig malm (anrikningsverk) .....	»	700,000
» rik sinter (sinterverk) .....	»	750,000
<i>Kallings metod</i> (64 %-ig slig)		
Alt. med träkol som bränsle (torranrikningsverk) .....	»	700,000
» » koks (torr- och våtanrikningsverk samt svavelreningsugn) .....	»	1,000,000.

Liksom för Wibergs metod ingår i anläggningskostnaderna för Kallings metod ett ställverk med stationstransformatorer med ett belopp av cirka 180,000 kronor.



För Norsk Staals metod saknar jag tyvärr motsvarande uppgifter och har ej möjlighet att bedöma anläggningskostnaden, varför denna process måste utelämnas vid de jämförande kalkylerna.

På grundval av gemensamma å-priser och förut meddelade åtgångssiffror har i följande tabell ett försök gjorts till en jämförande beräkning av tillverkningskostnaderna för järnsvamp enligt Höganäs, Ekelunds, Wibergs och Kallings metoder. Kostnaderna för sintring samt för våtanrikning av fattig malm äro hämtade ur nämnda utredning för Wibergs-anläggningen vid Norberg. Kostnaderna för våtanrikning av rik reducerad slig ha proportionerats ur nyssnämnda kostnad. Torkningen av den anrikade järnsligen beräknades i Norbergsförslaget kosta ej mindre än 2 kronor 48 öre per ton, men kostnaden för bränsle ingick då med 1 krona 44 öre per ton. Då vid alla processerna avgasvärme står till förfogande, som bör kunna utnyttjas för ändamålet, har denna kostnad sänkts till 1 krona per ton i samtliga fall.

För Ekelunds metod har ett avdrag av 4 kronor 90 öre per ton gjorts för elektrisk kraft och bränd kalk. Nettovinsten för en kraftstation, som utnyttjar avgaserna från Ekelunds ugn och försäljer den erhållna kraften till 1.5 öre per kWh, uppgår enligt utförda beräkningar till 21,000 kronor per år, motsvarande 2 kronor 10 öre per ton svamp. En dylik anläggning beräknas kosta cirka 200,000 kronor och har 14 procent ränta och amortering å detta belopp avräknats från vinsten. Den från Ekelunds kalkfilter fallande svavelhaltiga kalken kan med fördel användas för jordbruksändamål (uttalande av Experimentalfältet), varför den gottgjorts med 20 kronor per ton.

Om en Ekelundsanläggning förlägges invid ett järnverk, böra avgaserna kunna utnyttjas direkt till värmeändamål. Efter avdrag av erforderligt värme för blästerns uppvärmning få avgaserna ett värde motsvarande cirka 500 kilogram stenkol eller 11 kronor 50 öre per ton svamp, detta under förutsättning att en restlös utnyttjning kan genomföras.

I fråga om Kallings metod gäller, att ett billigare träkol, som exempelvis framställts ur sågspån och annat avfall från sågarna, bör kunna sänka tillverkningskostnaderna i ganska avsevärd grad. Vid ett antaget träkolspris av 18 kronor per läst och ett stenkolspris av 23 kronor per ton synes tillverkningskostnaden per ton järn i svampen bli exakt densamma, vare sig man använder stenkol eller träkol som reduktionsmedel.

Vid stenkolsalternativet kan man tänka sig att svavelreningsugnen upphettas medelst avgasvärme från reduktionsugnen, vilket skulle minska tillverkningskostnaden vid detta alternativ med cirka 4 kronor 50 öre/ton.

Av uppställningen framgår att en noggrannare utredning borde företagas beträffande möjligheterna att medelst Höganäsmetoden tillverka järnsvamp i Bergslagen. Om anläggningen förlägges invid ett järnverk, bör det använda stenkolet för den yttre upphettningen kunna ersättas med masugns gas, och torde i sådant fall även de allmänna omkostnaderna kunna sättas betydligt lägre. Orsaken till att en dylik utredning ej tidigare blivit utförd är väl främst, att man i litteraturen alltid framhållit, att metoden endast blir ekonomisk under de i Höganäs rådande naturliga förutsättningarna, ett påstående, som förefaller fullkomligt obefogat. Att malmpriset är så högt i Höganäs, har säkert ej heller varit allmänt bekant.

När slig och sinter användas som utgångsmaterial, blir tillverknings-

Tabell I. Tillverkningskostnader för järnsvamp enligt

Malm .....	Höganäsmetoden		
	69 %-ig slig		
	Koksstybb	Stenkol	
Anläggningskostnad i 1,000-tals kronor, å pris .....	500		
<i>Malmer:</i>	Kr./ton	Kg./ton	Kr./ton
69 %-ig slig .....	11: 90	1,360	16: 18
64 %-ig slig .....	9: —		
43 %-ig styckemalm .....	4: 93		
Sintringskostnad .....	4: 20		
<i>Bränslen:</i>			
Koksstybb .....	15: —	800	12: —
Koks .....	30: —		
Stenkol .....	23: —	180	4: 14
Träkol .....	18: —/läst		
Kalksten .....	7: —/ton	190	1: 30
Bränd kalk .....	25: —/ton		
Elektrisk kraft för reduktion .....	1.5 öre kWh		
do » svavelrening .....	»		
Arbetslöner för skiftarbete .....	} 1: —/tim.		12: —
Diverse arbeten, lossning, lastning m. m. ....			
Kapslar .....			12: —
Diverse material och reparationer .....		} 7: —	
Motorkraft .....			
Vätanrikning av red. malm (fattig malm) .....	3: 05		
» » » » (rik slig) .....	2: —		
Torkning av järnslig .....	1: —		
Allmänna omkostnader .....			4: —
	Summa kronor		68: 62
Ränta och amortering 14 % .....			7: —
	Summa kronor		75: 62
<i>Avgår för Ekelunds metod:</i>			
Kalk å 20: — .....	Kronor 2: 80		
Elektrisk kraft .....	» 2: 10		
	Summa kronor		
Beräknad järnhalt i svampen .....			93 %
Kronor per ton järn i svampen .....			81: 31

<sup>1</sup> Kan möjligen ersättas med upphettning medelst avgasvärme då kostnaden bortfaller.

olika metoder. Anläggning för 10,000 ton/år vid Norberg.

<i>Ekelunds metod</i>			<i>Wibergs metod</i>			<i>Kallings metod</i>		
	43 %-ig malm	68.1 %-ig sinter		43 %-ig malm	68.1 %-ig sinter		64 %-ig slig	
	Stenkol	Stenkol		Koks	Koks		Träkol	Stenkol
	700	750		900	900		700	1,000
Kg./ton	Kr./ton	Kr./ton	Kg./ton	Kr./ton	Kr./ton	Kg./ton	Kr./ton	Kr./ton
1,360		16: 18	1,360		16: 18			
2,383	11: 75	5: 62	2,383	11: 75	5: 62	1,593	14: 34	14: 34
1,000	23: —	23: —	1,220 1,203	6: 60	6: 09	270 20 hl.	18: —	6: 21
140	3: 50	3: 50		0: 46	0: 48	60		1: 50
			1,259 kWh	18: 89	16: 01	1,000 kWh	15: —	15: —
			1,067 kWh			300 <sup>1</sup>		4: 50 <sup>1</sup>
	3: 30	3: 30		2: 16	2: 16		2: 16	2: 16
	1: 50	1: 50		1: 51	1: 47		1: 47	1: 47
	4: —	4: —		2: 50	2: 50		2: 50	2: 50
	1: 20	1: 20		0: 48	0: 48		0: 48	0: 48
	3: 05			3: 05				
	1: —			1: —				2: —
	4: —	4: —		4: —	4: —		4: —	4: —
	56: 30	62: 30		52: 35	54: 39		57: 30	55: 10
	9: 30	10: 50		12: 30	12: 30		9: 30	14: —
	66: 10	72: 30		64: 35	67: 49		67: 30	69: 10
	4: 30	4: 30						
	61: 20	67: 30						
	94 %	91 %		94 %	91 %		92 %	94 %
	65: 10	74: 31		69: 10	74: 16		73: 38	73: 51

kostnaden för järnsvamp enligt de olika metoderna, räknat per ton järn i svampen, så nära lika, att skillnaderna mycket väl kunna hänföra sig till fel i de antagna förutsättningarna. Enligt tabellen bör man kunna framställa en järnsvamp med slig som utgångsmaterial till ett pris av cirka 75 kronor per ton järn i produkten. Vid användning av fattig styckemalm som utgångsmaterial bliva kostnaderna något lägre. Emellertid torde, som jag förut framhållit, ytterligare undersökningar böra utföras, innan man ger denna väg företrädet.

Vid en jämförelse mellan tackjärn och järnsvamp får man ej glömma, att tackjärn ej heller innehåller mer än cirka 94 procent järn och bör tackjärnspriset därför jämföras med ett uppnåbart järnsvampspris av cirka 70 kronor per ton.

Vid ett val mellan de ovan närmare skildrade metoderna böra följande synpunkter beaktas: Höganäsmetoden och även Norsk Staals metod ha arbetat i fullstor skala, varför såväl svårigheterna vid framställningen som tillverkningskostnaderna klart kunna bedömas. De tre övriga metoderna ha hunnit ungefär lika långt i fråga om utexperimentering. Graden av tillförlitlighet hos kalkylerna för dessa metoder är helt beroende på hur noggrant försöksresultaten kunnat utnyttjas och hur väl möjligheterna till en ostörd drift ha kunnat bedömas. Samtliga kalkyler äro uppgjorda under den förutsättningen, att driften kan pågå med samma kontinuitet och säkerhet som vid en svensk träkolsmasugn. Om så kan bli fallet för de tre ifrågakvarande metoderna, kan man först bedöma, sedan de utförts i fullstor skala. Slutligen vill jag påpeka, att jag i kostnadsberäkningen ej upptagit licensavgifter för någon av metoderna. Då kalkylerna utfalla så nära lika, som här blir fallet, är det klart, att även åsatta licenskostnader i mycket hög grad kunna inverka på valet av metod.

I samtliga fall böra troligen vissa säkerhetsmarginaler påläggas kostnaderna. Hur stora dessa böra vara är ytterst svårt att bedöma. Jag inser till fullo vanskligheten av att uppställa ifrågakvarande kalkyler och jag är tacksam för kritik i den mån den kan bidra till att ge en klarare grund för jämförelsen — min ärliga strävan har emellertid varit att försöka bedöma läget fullkomligt objektivt.

#### *Järnsvampens användning.*

Som inledningsvis nämndes, har den främsta orsaken till de oerhört omfattande arbeten, som nedlagts på järnsvampsproblemets lösning, varit tanken att kunna kringgå masugnsprocessen och direkt ur malm framställa ett material, som efter en enkel nedsmältning kunde användas för ståltillverkningen. Om det är denna tanke, som inspirerat respektive uppfinnare, ha praktikens män väl aldrig trott, att man härigenom helt skulle kunna avvara tackjärnet. Däremot har varje ståltillverkare, särskilt i Sverige, alltid insett de fördelar, som skulle kunna uppnås genom att ha ett mjukt, rent järnmaterial av likformig sammansättning till sitt förfogande som tillsatsmedel jämte tackjärn i härदार och stålugnar. Chenots första järnsvamp användes uteslutande som utgångsmaterial för härdsmeden. Då avbrännan härvid blev för hög, och Chenot insåg behovet av ett rent, kolfattigt utgångsmaterial för degelprocessen, koncentrerade han sina ansträngningar på tillverkning av en järnsvamp, som kunde lämpa sig för detta ändamål. Det är ganska in-

tressant, att då Höganäsmetoden först framkom, knöt man de största förhoppningarna vid produktens användning som en tillsats i Lancashire-smidet, ett förslag, som visade sig ekonomiskt ogenomförbart på grund av den alltför höga avbrännan.

Redan år 1870 reste Åkerman, som redan nämnts, på Jernkontorets bekostnad till Tyskland och Frankrike för att studera möjligheterna att tillverka ett mjukt insatsmaterial, som till en viss procent kunde ingå i beskickningen för våra sura martinugnar. Han studerade därvid Chenot Juniors process vid Lamarde, vilken han emellertid förkastade för ändamålet, och kom tillbaka med en fullständig beskrivning öfver tillverknin-gen av Ellershausens malmsmältor, vilka som bekant ännu i dag användas som en slags skrottillsats vid sura martinugnar i Sverige.

Geijer reste 1876 i Amerika och ur hans resebeskrivning förtjänar anföras, att man vid Glenville utanför Pittsburg under tre år hade tillverkat järnsvamp enligt Blairs metod, vilken användes som tillsatsmedel i sura martinugnar till en mängd, uppgående till 25—30 procent.

Behovet av ett prima mjukt insatsmaterial för våra sura martinugnar är ännu i dag ett mycket aktuellt problem, och det är här, som Höganäs järnsvamp till största delen kommit till användning.

När de elektriska ljusbågsugnarna började användas, ansågs det till att börja med, att man i dem kunde framställa ett fullgott stål även ur kvalitativt dåligt utgångsmaterial, då man genom raffinering vid denna metod utan svårighet kan erhålla en analytiskt fullgod produkt. Erfarenheten har emellertid visat, att ehuru analysen kan var god är stålet ej av högsta kvalitet. Man behöver även här ett fullgott insatsmaterial. Därtill kommer, att det så kallade köpskro, som förekommer i marknaden, mer och mer förorenas av krom, nickel och koppar, vilka beståndsdelar ej helt kunna avlägsnas vid raffineringen. Detta faktum förklarar säkerligen det intresse tyskarna visat för järnsvampsmetoderna.

I så väl sur martinugn som i elektrisk ljusbågsugn har en järnsvampstillsats visat sig ha en kvalitativt förmånlig inverkan. Järnsvamp är, som förut i litteraturen framhållits, ett jungfruligt material, som ej lik-som skro genom upprepade omsmältningar förlorat sin ursprunglighet. Kännedomen om dess kvalitetsförbättrande egenskaper utgör för oss här i Sverige numera kanske den starkaste drivfjädern vid vårt arbete med lösningen av järnsvampsproblemet. Som jag förut sökt visa, torde vi även ha skäl att räkna med en avsevärd sänkning av våra tillverkningskostnader, om en billig järnsvamp funnes att tillgå. Jag ber i detta sammanhang få hänvisa till professor Johanssons mycket fullständiga föredrag om vårt behov av kvalitetsskro (J. K. A. Tekn. diskussionsmötet 1927).

Slutligen finnes det ännu en orsak till att vi snarast böra ha en billig och fullgod järnsvamp till vårt förfogande. Jag tror, att jag blir sannspådd, om jag förutsäger, att om 10 år minst halvparten av svenskt kvalitetsstål kommer att tillverkas i elektrisk högfrekvensugn. År 1925 hade den största högfrekvensugnen endast 250 kilogram insats. Nu äro 4 tonsugnar under byggnad och 7 tonsugnar projekteras. Gränsen för deras utveckling mot större enheter är därmed säkerligen ej på långt när uppnådd. I och med en utveckling till större enheter kommer högfrekvensugnen att mer och mer effektivt kunna konkurrera med den sura martinprocessen i tillverkningskostnader, och enligt min mening inom kort möjliggöra avsevärda besparingar gent emot nuvarande metoder. Förutsätt-

ningen för att detta skall lyckas är emellertid, att ett material av järnsvampens kvalitetsklass finnes att få till rimligt pris.

Då år 1916 en av de herrar, vars namn jag nämnt i dag i samband med uppfinningar inom järnsvampsområdet, framlade sina planer för en svensk metallurg, fick han svaret: »Det är tur, att herrn är ung.» Herrn i fråga är nu medelålders och även järnsvampsprocesserna ha hunnit förbi ungdomstadiet. De vinster man skulle kunna uppnå genom järnsvampsproblemets rationella lösning äro mycket stora.

Våga — vinna är en gammal visdomsregel. Kanhända kunde vår järnhantering få det verkliga handtag, som den just nu behöver, om vi blott handlade med en djärv, målmedveten beslutsamhet.