

PROCESSOS DE REDUÇÃO DIRETA:  
ANÁLISE COMPARATIVA DE DIVERSOS PRO-  
CESSOS DO PONTO DE VISTA ECONÔMICO,  
COM VISTAS A SEU EMPRÊGO NO  
RIO GRANDE DO SUL <sup>(1)</sup>

HENRIQUE CARLOS PFEIFER <sup>(2)</sup>

RESUMO

*O autor transcreve a classificação dos processos de redução direta proposta pelos técnicos da Comunidade Européia do Carvão e do Aço, e que relaciona os processos considerados os mais importante ou de futuro mais promissor. Refere-se, em seguida, às condições regionais do Rio Grande do Sul com vistas à siderurgia, reportando-se a trabalhos já existentes, e examina as matérias primas disponíveis. Faz uma seleção prévia dos processos de redução relacionados, destacando os que melhor se enquadram naquelas condições preliminares. Os cinco processos assim selecionados — Strategic-Udy, Krupp-Reen, R-N, Hôganäs e Wiberg — são então examinados em maior extensão, com ênfase para os índices de consumo e os respectivos custos e investimentos. Na análise de cada um dos processos são destacados os pontos a observar; o trabalho é encerrado com um quadro comparativo e as conclusões gerais.*

INTRODUÇÃO

Não se trata no presente trabalho de aprofundar a análise metalúrgica de um ou outro dentre os inúmeros processos denominados “de redução direta” atualmente em funcionamento ou em estudo. Tal pretensão demandaria tôda uma especialização, trabalho de laboratório, visitas “in loco” e, muito provavelmente, esbarraria muitas vêzes com um compreensível desejo de sigilo dos criadores e aperfeiçoadores daqueles processos. Ademais, a ABM conta, entre seus associados, com metalurgistas de renome que se vêm dedicando a êste aspecto da questão, prestando

---

(1) Contribuição Técnica n.º 470. Apresentada ao XVII Congresso Anual da Associação Brasileira de Metais; Rio de Janeiro, julho de 1962.

(2) Membro da ABM e Engenheiro Mecânico e Metalurgista pela Escola de Engenharia da Universidade do Rio Grande do Sul; da Aços Finos Piratini S. A.; Pôrto Alegre, RS.

contas de seus magníficos estudos e pesquisas nos sucessivos Congressos Anuais.

Por outro lado, cabe fazer referência às palavras pronunciadas pelo ilustre Engenheiro Dr. Luiz C. Corrêa da Silva no último Congresso, realizado em Pôrto Alegre, que, dizendo da importância destes processos para o País, preconizava o aprofundamento de seu estudo, do ponto de vista técnico e econômico, através de um núcleo de estudiosos especializados.

Neste sentido deve ser interpretado o trabalho em pauta: *Objetiva a análise um pouco mais imediatista, porém não menos necessária, da viabilidade econômica de alguns dos mencionados processos, nas condições regionais do Rio Grande do Sul.*

Estamos conscientes do grande número de variáveis aleatórias que influem em tal análise; isto não afeta, contudo, a validade do trabalho, de vez que em revisões posteriores tais variáveis poderão ser gradativamente isoladas e quantificadas, ampliando o grau de confiança do estudo. Outro ponto a ser de antemão esclarecido é o que diz respeito à diversidade de moedas e sua respectiva conversão, que em última análise se reduz ao problema da conversão do dólar em cruzeiros. Sendo o intuito deste estudo um confronto dos custos e investimentos num dado momento, a saber, *dezembro de 1961, não hesitamos* em simplificar o problema apontado fazendo a simples conversão de dólares em cruzeiros à taxa de Cr\$ 320,00/US\$, embora conscientes de que, assim fazendo, os resultados, em valor absoluto, já terão perdido sua validade quando da apresentação do trabalho. Idêntica observação poderá ser feita em relação aos preços dos equipamentos e matérias primas nacionais, tomados também em dezembro de 1961. Não obstante, a análise feita continuará plenamente válida quanto aos valores relativos das grandezas obtidas. Quanto aos valores absolutos, poderão estes ser atualizados, sempre que necessário, na mesma razão da variação da taxa de conversão do dólar, com boa aproximação, pois a longo prazo a taxa apontada guarda uma correlação bastante estreita com a desvalorização interna do cruzeiro.

Finalmente cabe uma breve referência ao sistema de unidades adotado, que é o sistema legal em vigor no Brasil. (\*) As publicações compulsadas, em grande parte americanas, adotam as unidades lá vigentes, o que obriga a certos cuidados sobretudo em relação à tonelada: comumente é utilizada a unidade "P", sem especificação maior, competindo ao leitor a pesquisa do seu valor real: "short ton", "long ton" ou "metric ton". É sabido que a "metric ton" tem, em relação à "short ton", uma diferença para mais, algo superior a 10%.

---

(\*) Ver "Sistema legal de medidas segundo a legislação metrológica brasileira", pelo Eng. Inah Rosa; "ABM-Noticiário", número 123, de junho de 1962.

## I — CLASSIFICAÇÃO DOS PROCESSOS DE REDUÇÃO

É hábito corrente denominar “*processos de redução direta*” a todos os processos “*não clássicos*” (\*\*\*) de redução, em grande parte estudados e patenteados durante a guerra 1939-45. Como em sua maior parte não apresentassem decisiva vantagem econômica sobre o AF não despertaram maior atenção imediata. Não obstante, de alguns anos para cá, os estudos e ensaios a seu respeito se intensificaram devido sobretudo a quatro fatores:

- Declinam constantemente as reservas de carvão metalúrgico coqueificável de alta qualidade.
- Tornam-se raros os minérios de elevado teor de Fe, e de consistência granulada (lump), tornando indispensável o beneficiamento.
- O preço da sucata, elevado e instável, torna atraente todo processo que se proponha produzir um sucedâneo mais barato ou de qualidade superior.
- A “redução direta” é teoricamente mais eficiente que a redução no AF.

Com o surgimento e divulgação dos processos criou-se a necessidade de classificá-los. Não é objeto do presente trabalho entrar em pormenores a este respeito; contudo, não é possível fugir a uma rápida fixação de conceitos, visando exclusivamente uma estruturação coerente deste estudo. O qualificativo “*direto*” aqui aplicado aos processos de redução nada tem a ver com a distinção feita em relação ao quimismo da reação de redução do AF, denominada “*direta*” quando ocorre a redução de óxidos por C sólido com produção de CO, e “*indireta*” quando a reação é provocada pelo CO, com formação de CO<sub>2</sub>. Visa, antes, caracterizar aqueles processos que, partindo do minério, se propõem obter em uma só operação — teoricamente — o produto normalmente obtido segundo o esquema Alto Forno-Aciaria.

Ora, sua aplicação prática veio mostrar que muitas vezes os novos processos resultavam mais “*indiretos*” do que o citado esquema, do ponto de vista siderúrgico e econômico, quer por exigirem operações de preparo do minério análogas às do AF, quer por exigirem tratamentos de britagem, separação magnética, briquetagem, etc., quer, finalmente, por fornecerem um produto ainda carecente de transformação posterior na aciaria. Não obstante, é mantida por hábito e conveniência a denominação “*processos de redução direta*”.

(\*\*\*) Como processos clássicos aqui entendemos os de redução em alto forno e em baixo forno elétrico.

A natureza metalúrgica destes processos, por outro lado, varia fundamentalmente, quer quanto ao redutor empregado, à temperatura e demais condições da redução, quer quanto ao produto final obtido. Em vista disto, naturalmente, são licitos diversos critérios de classificação, destacando-se o trabalho da comissão de especialistas europeus pertencentes aos países membros da Comunidade Européia do Carvão e do Aço, que, após sucessivos aperfeiçoamentos, propõe a seguinte classificação, sem dúvida a mais completa, já relacionando os processos considerados os mais importantes ou de maior futuro (o trabalho é de dezembro de 1960):

TABELA I

Processos de redução direta. Classificação dos especialistas da Comunidade Européia do Carvão e do Aço

Redutor	Classificação Adicional	Discriminação do Processo	Nº
Redutor	Produto Líquido - Forno Elétrico	Elektrokemisk	1
		Strategic-Udy	2
		Dwight Lloyd-Mc Wane	3
		ORCARB	4
		de Sy	5
	- Forno Rotativo	Basset	6
		Stürzelberg	7
	Produto Pastoso	Krupp-Renn	8
	Produto Sólido	R-N	9
		Krupp Eisenschwamm	10
		Kalling - Avesta	11
		Kalling - Domnarfvet	12
		Höganäs	13
		Freeman	14
Redutor Gasoso	Produto Líquido	Jet Smelting	15
		Flame Smelting	16
	Produto Sólido - Minério Granulado	Wiberg	17
		H y L	18
		Finsider	19
	- Finos de Minério	O R F	20
		Republic Steel	21
	Leito Fluidizado	H-Iron.	22
		E R L	23
		Nu-Iron	24
		Novalfer-Onia	25
		CO - C Eisen	26
		Stelling	27
Eletro-Fluidização	28		

Basta esta relação para caracterizar a variedade de processos de redução "não convencionais" ideados e criados pelo gênio inventivo de inúmeros metalurgistas, ao longo dos últimos anos e decênios, na ânsia de substituir o alto forno e, em segundo plano, o forno elétrico de redução, ou simplesmente de complementá-los.

Alguns dêles, foram os precursores, outros, de criação mais recente, encontram-se ainda em fase de laboratório, e um último grupo já encontrou aplicação industrial, com pleno êxito. Naturalmente as pesquisas não param, muito ao contrário; em nosso próprio meio foram realizadas pesquisas no campo da redução pelo  $H_2$ , e no terreno da redução direta em potes, com finos de coque e carvão vegetal. (\*)

Cumpre, no entanto, ressaltar um ponto de fundamental importância: todos os processos mencionados resultaram, em maior ou menor grau, de peculiaridades e condições específicas de determinadas regiões ou emprêsas, quer referentes à constituição física e química das matérias primas, quer no tocante ao volume e natureza do produto requerido, quer, finalmente, relativas a fatores específicos de natureza econômica.

Esta observação é particularmente procedente nos dias que correm, quando o alto forno, a par da melhora de rendimento decorrente da ampliação de sua capacidade, cresce em eficiência como resultado de novas técnicas, como a insuflação de vapor e, mais recentemente, de óleo combustível e gás natural. Exemplificando, recente notícia do Chile nos dá conta da economia propiciada à "Compañia de Acero del Pacifico" pela adoção desta última técnica (\*\*). Podemos então afirmar que, por mais provado que esteja o sucesso metalúrgico e mesmo industrial de determinado processo, bem como sua vantagem econômica sôbre outro ou outros, em determinadas condições, isto não basta para sua adoção em outro meio, sem prévia e completa análise de todos os fatores locais envolvidos. Finalmente, concluindo esta introdução, cabe mencionar que não seria aconselhável para o País, em sua atual conjuntura, a adoção de um processo ainda não comprovado industrialmente, em virtude do duplo risco aí

---

(\*) Wscieklica, Janusz — "Possibilidades da aplicação do hidrogênio para a redução de minérios pulvulentos nacionais"; "ABM-Boletim", volume 11, página 389.

Wscieklica, Janusz — "Fundamentos teóricos e experimentais da redução dos minérios de ferro pelo hidrogênio"; "ABM-Boletim", volume 14, página 427.

Souza Santos, T. D. — "Estudo experimental sôbre a produção de ferro-esponja em recipientes de ferro fundido com 26% de cromo"; "ABM-Boletim", volume 13, página 67.

(\*\*) Conforme também artigo na revista Stahl und Eisen; n.º 1, 4 de janeiro, 1962.

envolvido: risco de avolumar-se desmedidamente o investimento, até obter-se um funcionamento perfeito, e o risco de estender-se em demasia o período improdutivo do capital investido, já de per si vultoso.

## II — AS CONDIÇÕES APRESENTADAS PELO RIO GRANDE DO SUL COM VISTAS À REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO

### A. CONDIÇÕES GERAIS

Em trabalho apresentado durante o último Congresso da ABM, em Pôrto Alegre (\*), já foi amplamente justificada a impossibilidade de ingresso na grande siderurgia por parte do Rio Grande do Sul, nas condições atuais. Por outro lado, ficaram provadas as ótimas possibilidades daquele Estado no campo da “média” siderurgia — produção inicial da ordem de 50.000 t/ano —, orientada no sentido da elaboração de produtos nobres, ou seja, dos aços especiais. Estas duas características — capacidade “média” de produção e produto nobre — constituem, portanto, ponto pacífico para a análise a ser feita. Finalmente, quanto às matérias primas, é sabido que o minério terá que ser trazido de Minas Gerais, chegando ao Rio Grande do Sul bastante onerado pelo transporte; no tocante ao carvão, êste existe em abundância e a preço relativamente baixo, caracterizando-se porém, por ser pobre e não coqueificável; não há, no Rio Grande do Sul, fonte de gás natural (hidrocarbonetos) nem petróleo.

Os fatores acima apontados — capacidade média, produto final nobre, energia elétrica escassa e onerosa, minério de primeira qualidade, carvão barato porém pobre e não coqueificável, ausência de gás natural e de petróleo — constituem o primeiro crivo para a seleção do processo de redução adequado.

Os processos que já atingiram maturidade industrial e que passarem incólumes por êste crivo são, então, candidatos a uma análise econômica mais pormenorizada.

### B. ANÁLISE DAS MATÉRIAS PRIMAS

1. *Minério de ferro* — É sabido que o Brasil possui dos melhores minérios do mundo. A escolha de tal ou qual tipo ou procedência será menos uma questão de teor em Fe, P ou S — em relação a êstes fatores a maior parte se equivale mais

(\*) “Aços Finos Piratini” — I, II, III e IV Partes”; “ABM-Boletim”, volume 18, página 49 e seguintes.

ou menos — mas, antes, função do custo de mineração e das possibilidades e custos de transporte. Naturalmente o minério sob forma de finos é menos valorizado que o “lump ore”. Supondo a priori o emprêgo de finos nos processos de redução que serão analisados, escolhemos como exemplo do minério a ser empregado os finos de hematita de Itabira, que apresentam boas condições no tocante ao transporte e cuja análise é a seguinte:

Fe .....	66,7	Discriminadamente:	SiO <sub>2</sub> .....	1,85
S .....	0,915		TiO <sub>2</sub> .....	1,23
P .....	0,39		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	0,35
SiO <sub>2</sub> (livre) ...	1,64		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	94,44
Insolúvel HCl ..	2,87		FeO .....	1,87
			MnO .....	0,03
			MgO .....	0,02
			CaO .....	0,05

A observação microscópica indicou:

Hematita .....	81,6	Na <sub>2</sub> O .....	0,12
Magnetita .....	2,5	K <sub>2</sub> O .....	0,17
Goetita .....	12,2	H <sub>2</sub> O .....	1,25
Ilmenita .....	2,3	CO <sub>2</sub> .....	0,02
Feldspato .....	1,3		
Quartzo .....	0,8		
			101,40
	100,7		

O preço CIF usina — suposta ao alcance do transporte lacustre e fluvial — foi computado em Cr\$ 4.452,00/t de minério nas condições acima, e supondo o seguinte esquema de transporte: Itabira-Vitória-Rio Grande-Usina.

2. *Carvão* — O carvão beneficiado com que poderia contar a usina teria 3 mm de granulometria, decorrente do processo de beneficiamento; sua análise em base seca seria: C fixo — 48%; Matérias voláteis — 39%; Cinzas — 12%; S — 1%. Note-se o teor de enxôfre.

O carvão com as características acima, posto no pátio da Usina (suposta esta próxima à mina) estará custando Cr\$ 4.000,00/t.

3. *Semi-coque e gás* — A maior parte dos processos de redução direta com base no carvão, conquanto façam poucas restrições em relação ao redutor empregado, implicitamente deixam entrever que êste deverá apresentar um certo teor mínimo de carbono fixo e, conseqüentemente, não poderá ultrapassar determinado máximo em teor de voláteis. Sendo excessivo, êste

teor compromete a boa marcha, sobretudo dos fornos rotativos, por prejudicar a redução.

Parece inevitável, portanto, na maior parte dos casos, a destilação prévia daquele carvão, obtendo-se semi-coque e gás de coqueria. O semi-coque assim obtido, naturalmente em instalação própria, apresenta a seguinte composição, em %: Carbono fixo — 73,5; Cinza — 20,6; Matérias voláteis — 5,0; S — 0,9. O saldo de gás obtido na proporção de 140 Nm<sup>3</sup>/t de semi-coque, possui cêrca de 3.900 kcal/Nm<sup>3</sup>. (\*)

O custo da tonelada de semi-coque é da ordem de Cr\$ 6.720,00, incluída a depreciação do equipamento e já creditado o valor do gás produzido, à razão de Cr\$ 10.152,00 por cada 10<sup>7</sup> kcal, preço atual da tonelada do óleo combustível.

4. *Calcário* — O calcário é abundante no Rio Grande do Sul. Uma análise representativa da média das jazidas é a seguinte: SiO<sub>2</sub> — 1,68; R<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 0,35; CaO — 31,14; MgO — 21,51; perda ao fogo — 44,99. Preço médio, material moído: Cr\$ 1.200,00/t.

5. *Energia elétrica* — O preço do kWh, para o grande consumidor industrial, supondo o fator de potência 0,85, é da ordem de Cr\$ 2,10 (dezembro de 1961).

6. *Outros materiais* — Afora as matérias primas citadas, naturalmente há necessidade de um sem número de outras, variáveis com a natureza de cada processo e cujos preços são os do mercado nacional, acrescidos do frete normal. (\*\*)

### III — SELEÇÃO PRÉVIA DOS PROCESSOS

Considerando os fatores locais já apontados, bem como a análise das matérias primas, ficam de imediato excluídos de cogitação, para as condições do Rio Grande do Sul, os processos convencionais de redução: alto forno e forno elétrico de redução.

Pelas mesmas razões muitos dos 28 processos de redução direta acima relacionados não exigem análise mais profunda, podendo ser descartados de antemão. Tal é o caso dos processos precursores, dos que exigem gás natural ou hidrogênio, dos processos em estágio de laboratório e de todos aqueles que se baseiam em idênticos princípios aos de um processo estudado no presente trabalho.

(\*) Estes dados decorrem de ensaios prévios feitos pela firma alemã H. Koppers GmbH.

(\*\*) Repetimos que todos os preços foram tomados em dezembro de 1961, quando a taxa de conversão do dólar era de Cr\$ 320,00.



A seguir, passamos em revista os 28 processos mencionados, destacando aqueles que serão objeto de análise mais pormenorizada:

1. *Elektrokemisk* — Processo extremamente semelhante ao processo Udy; a diferença reside no forno elétrico de fusão — não carecendo, por isso, de análise particular. Produto: gusa. Instalação existente: escala piloto.

2. *Strategic-Udy* — Será analisado.

3. *Dwight Lloyd-MacWane* — Semelhante ao processo Udy, diferindo no preparo das matérias primas e pré-redução: neste processo a carga dosada e moída a 100 mesh, é pelotizada, sendo as pelotas aquecidas e pré-reduzidas na máquina de sinterização, para então passarem ao forno elétrico onde ocorre a redução final e fusão. O maior investimento garante em contrapartida maior flexibilidade de dosagem da carga e maior facilidade de operação. Produto: gusa. Não será analisado em particular. Instalação: escala piloto.

4. *Orcarb* — Assim como o processo Dwight Lloyd-MacWane representa um refinamento do processo Udy, o processo em pauta é um apuro requintado do processo DLMW. A carga percorre sucessivamente um forno de pré-aquecimento e secagem, um tambor de pelotização aquecido por fora, um forno rotativo de pré-redução e um forno elétrico. Produto: gusa, alto em Si. Instalação: escala piloto. Não será analisado.

5. *De Sy* — A redução é efetuada em forno de indução de duas câmaras, correspondentes ao secundário de uma bobina primária submetida à frequência da rede. Na primeira câmara são obtidas redução e fusão, passando o metal à segunda câmara onde é feita a carburação. Produto: gusa ou semi-aço (0,85°C). Instalação: escala piloto. Não será analisado.

6. *Basset* — Processo precursor mediante o qual se obtém simultaneamente gusa líquido e “clinker” de cimento, em forno rotativo inclinado, com redutor sólido (coque, antracita). Combustível: óleo. Uma unidade industrial funcionando desde 1939, na Dinamarca. Problemas de refratário. Investimento elevado. Não será analisado.

7. *Stürzelberg* — A redução é efetuada em forno rotativo horizontal, capaz de ser basculado, sendo o redutor sólido (coque), e servindo como combustível moíha de carvão e/ou de coque. O processo é precursor, existindo em funcionamento

há alguns anos uma pequena unidade em escala industrial. Produto: gusa líquido. Não será analisado.

8. *Krupp-Renn* — Será objeto de análise mais pormenorizada.

9. *R-N* — Será analisado.

10. *Krupp-Eisenschwamm* — Sob certos aspectos um aprimoramento do processo *Krupp-Renn*, êste processo visa a obtenção de um ferro esponja em forno rotativo, com admissão de ar múltipla e controlada, e dotado de dispositivos de descarga e dessulfuração, utilizando redutor sólido e minério pelotizado. Grau de redução do esponja: 80% a 90%. O produto necessita moagem abaixo de 1 mm, separação magnética e briquetagem, com um rendimento de 80% a 90% em relação ao Fe carregado no minério. Produto: briquetes, como matéria prima para os fornos de aço. Instalação pilôto, estando projetada uma instalação industrial. Não será analisado.

11. *Kalling-Avesta* — Caracteriza-se êste processo por efetuar a redução em forno rotativo de engenhosa construção, em cuja zona de redução o aquecimento da carga é completado com auxílio da corrente elétrica. A condução desta corrente exige a adição de um excesso redutor à carga (coque ou carvão vegetal). O produto obtido, ferro esponja, deve ser moído, separado do excesso de redutor e dessulfurado, sendo depois concentrado magnéticamente e podendo ser briquetado. Instalação pilôto em Avesta, Suécia, onde durante longo tempo era produzido pó de ferro; hoje inativa. Não será analisado.

12. *Kalling-Domnarfvet* — Processo em tudo semelhante ao anterior, apenas substitui a energia elétrica pela combustão de parte do redutor mediante a introdução de ar pré-aquecido. O produto também é esponja, com grau de redução de 90%. Funcionou uma instalação pilôto, atualmente paralisada. Não será analisado.

13. *Höganäs* — Será objeto de análise.

14. *Freeman* — Bastante semelhante ao processo R-N, do qual difere essencialmente no tamanho da usina pilôto e pelo fato de se localizarem os queimadores na extremidade de carga do forno, enquanto no processo R-N se localizam na outra extremidade. Vários anos de ensaio numa pequena instalação pilôto (2 t/dia) e, a partir de 1957, ensaios numa instalação pilôto de 10 t/dia. Produto: pelotas de ferro esponja para utilização em fundições ou carga no forno elétrico de refino; ferro em pó. Não será analisado.

15. *Jet Smelting* — Desenvolvido pelo Dr. Cavanagh, este processo é muito interessante, metalúrgicamente, por adotar idéias novas e originais. Contudo, segundo seu próprio autor, serão necessários grandes trabalhos de pesquisa antes de passar-se ao seu emprego em escala industrial. Produto: gusa. Instalação pilôto. Não será analisado.

16. *Flame Smelting* (Ciclo-Steel) — Como o processo precedente, também este se encontra apenas em início de operação pilôto. Produto: metal líquido. Não será analisado.

17. *Wiberg* — Será analisado.

18. *HyL* — O processo, industrialmente vitorioso, obtém a redução fazendo passar através do minério um fluxo de gás redutor, do tipo 75% H<sub>2</sub>, 25% CO, resultante do "cracking" de gás natural com vapor d'água em presença de catalizadores. Produto: ferro esponja com grau de redução de 94%, diretamente carregado no forno elétrico de refino (planta n.º 1 de 200 t/dia) ou esfriado e concentrado magnéticamente (planta n.º 2, de 500 t/dia). Dadas às condições peculiares do Rio Grande do Sul, o processo não será analisado.

19. *Finsider* — A redução se processa num forno de cuba, mediante gás obtido na gaseificação de carvão com oxigênio (do tipo 70% CO, 30% H<sub>2</sub>). As instalações necessárias compreendem fábrica de oxigênio, gerador de gás, forno de cuba, instalação de pelletização, forno rotativo de aquecimento e pré-redução, tratamento dos gases. Produto: ferro esponja em forma de pelotas, com teor de 90% Fe total, com grau de redução de 90%, utilizável como sucata na aciaria. Processo em fase de laboratório e instalação pilôto. Não será analisado.

20. ORF (Ontario Research Foundation) — Um concentrado de magnetita (no máximo 0,5% de ganga, 72% Fe) é oxidado a hematita, que então atravessa o forno de redução sobre uma correia transportadora: a redução é obtida por uma mistura de CO e H<sub>2</sub> (3:1), que atravessa de baixo para cima a camada de minério. Produto intermediário: camada mais ou menos compacta de aço, grau de redução praticamente 100%. Produto final: laminados sob forma de tiras ou barras inferiores a  $\varnothing$  1". Processo em fase de laboratório. Não será analisado.

21. *Republic Steel* — Concentrados puríssimos são reduzidos a pó de ferro. Este é diretamente laminado, produzindo uma tira semi-compacta. Esta tira percorre um forno onde é

aquecida a 1.200°C, sendo imediatamente laminada até transformar-se em tira acabada, de espessura desejada. O processo está em fase de laboratório, sendo a intenção da Republic Steel construir uma usina experimental. Não será analisado.

22. *H-Iron* — A redução do minério, em geral muito puro e de granulometria entre 20 e 325 mesh, é efetuada pelo hidrogênio, a 480°C e a uma pressão de 28 a 35 kg/cm<sup>2</sup>. São necessárias instalações para preparo do minério, forno rotativo de pré-aquecimento, usina de H<sub>2</sub>, instalação de tratamento do gás, forno de leito fluidizado (reator em cascata), briquetagem e apassivação (recozimento). Produto: briquetes de esponja, densidade 5,5, grau de redução 98%. Existe instalação piloto (10 t/dia) e, desde 1959, instalação semi-industrial (50 t/dia). Não será analisado.

23. *ERL* (Esso Research Little) — Semelhante ao processo anterior: o gás redutor é uma mistura de CO (20%), H<sub>2</sub> (40%) e N<sub>2</sub>, efetuando-se a redução à temperatura de 750°C a 900°C e a uma pressão de até 4 kg/cm<sup>2</sup>. Necessários: preparo do minério, usina de gás, aquecimento do minério, quer em forno rotativo ou por fluidização com ar quente; forno de fluidização, em cascata. Produto: pó de ferro, grau de redução até 95%; briquetamento. O processo está sendo estudado, em escala piloto. Não será analisado.

24. *NU-Iron* — Processo em tudo semelhante aos dois precedentes (H-Iron e ERL). Instalação piloto. Não será analisado.

25. *Novalfer* — Equivalente francês do processo acima (UN-Iron). Instalação piloto. Não será analisado.

26. *CO-C-Eisen* — Redução prévia do minério em leito de turbulência, mediante CO, a temperatura de 500-600°C; término da redução (95% a 98%) em câmara aquecida por fora a 900°C. Pressão: 1,1 kg/cm<sup>2</sup>. Produto: pó de ferro, a ser briquetado. Fase de laboratório, instalação piloto projetada. Não será analisado.

27. *Stelling* — Redução de minério por CO, a 600°C. Instalações necessárias: gerador de CO, recondução dos gases ao gerador; aquecimento do minério a 900°C, por fluidização com ar quente, sendo a magnetita oxidada a hematita; etapa de pré-redução, em leito fluidizado, a 750°C; etapa de redução completa, em leito fluidizado, a 600°C. Produto: pó de ferro reduzido (87%) e carburado. Estágio de Laboratório. Não será analisado.

28. *Eletro-Fluidização* — Um leito fluidizado, consistindo de combustível pulverizado, serve de resistência à corrente introduzida por eletrodos adequados e se aquece. Minério pulverulento é introduzido por cima, sendo reduzido e fundido ao atravessar o leito fluidizado altamente aquecido. O monóxido de carbono formado constitui a componente gasosa do leito fluidizado. Produto líquido, estando prevista a produção de ferroligas, gusa e semi-aço. Fase de laboratório, estando prevista a construção de uma instalação pilôto. Não será analisado.

\*

Observa-se, portanto, que restam para serem objeto de análise mais pormenorizada os seguintes processos:

- A — *Strategic-Udy*
- B — *Krupp-Renn*
- C — *R-N*
- D — *Höganäs*
- E — *Wiberg*

Daremos a seguir uma descrição sucinta de cada um destes processos (para maiores detalhes ver Bibliografia) para em seguida abordar a análise dos custos e investimentos, segundo o seguinte esquema:

I — Descrição e generalidades

II — Custos e investimentos:

1. Custos diretos
2. Custos de capital e outros
3. Pontos a observar

---

*Notas:*

- 1) Os custos de administração, depreciações e manutenções diversas (oficinas, laboratórios, obras sociais, etc.), de projeto e assistência técnica, royalties, seguros, escritórios, comunicações e outros não foram computados por serem aproximadamente iguais para todos os processos.
- 2) A remuneração do capital investido foi computado à base de 10% ao ano, para todos os processos. O primeiro custo de comparação poderá ser utilizado para confronto de produtos que devam ser utilizados na própria Empresa, para ulterior beneficiamento, quando a remuneração do capital global investido poderá recair sobre o produto final (aço acabado). O custo final de comparação deverá ser utilizado caso se pretenda vender diretamente o produto obtido.
- 3) O capital de giro e sua remuneração não foram computados, já que podem ser considerados aproximadamente iguais para os diversos processos.
- 4) Supõe-se sempre, naturalmente, o emprego das matérias-primas disponíveis no Rio Grande do Sul, cuja análise foi acima transcrita.

## IV — ANÁLISE ECONÔMICA

## A. PROCESSO STRATEGIC-UDY

I. *Descrição e generalidades* — Trata-se de processo criado e desenvolvido pelo Dr. Marvin J. Udy em colaboração com a STRATEGIC MATERIALS CORP., com o fim específico de aprimorar e tornar mais econômica a operação do forno elétrico de redução. Este desiderato é atingido de duas maneiras: reduzindo a quase metade o consumo de energia elétrica por tonelada produzida, e tornando possível a utilização de ampla variedade de material carbonoso como redutor.

O processo opera segundo o seguinte esquema:

- Preparo das matérias primas (secagem, moagem e peneiramento), que são: o minério (mesmo portador de metais não-ferrosos, por exemplo titanífero), que pode ter qualquer granulometria abaixo de 3/8", sem nenhum processo de aglomeração; o redutor, que não precisa satisfazer nenhum requisito especial quer quanto à natureza, quer quanto à granulometria (carvão betuminoso, antracita, linhito ou finos de coque); calcário, em granulometria inferior a 3/8".
- Aquecimento e pré-redução em forno rotativo, parcialmente alimentado pelo gás rico em CO produzido no forno elétrico de redução.
- Redução final em forno elétrico de banho aberto, que é alimentado de forma contínua pela carga quente e pré-reduzida do forno rotativo. A peculiaridade do processo reside na marcha do forno elétrico, onde os eletrodos se encontram livremente suspensos sobre o banho líquido (a uma altura de 1/2"), podendo ser nele mergulhados até a profundidade de 3". O calor é gerado quase exclusivamente por resistência. A carga sólida é admitida lateralmente, garantindo-se assim fácil evolução do CO gerado. A marcha do forno é perfeitamente controlável e é possível obter, segundo os detentores do processo, desde o gusa de 3,5%C até um semi-aço de 0,2%C, que podem ser diretamente carregados nos fornos de refino da aciaria.

A usina pilôto de Niagara Falls, Ontário, onde o processo foi inteiramente testado com as mais diversas matérias primas, possui as seguintes instalações, com capacidade para 15 até 20 t/dia:

- Três fornos elétricos trifásicos de 1.000 kVA;
- Um forno rotativo de 2 m de diâmetro × 26 m de comprimento, alimentado a gás ou óleo;
- Instalações para preparo das matérias primas;
- Demais equipamentos e instalações, incluindo laboratório.

Há uma usina comercial em construção (forno elétrico de 10.000 kVA) e diversos projetos e contratos em estudo.

II. *Custos e investimentos* — Supõe-se, como para os demais processos, uma usina capaz de produzir cerca de 95.000 t/ano (105.000 sh. ton.), ou sejam, 272 t/dia (300 sh. ton.), de um semi-aço com 0,8% C. A composição da carga e os consumos unitários baseiam-se nos valores e coeficientes citados pelo Dr. Marvin Udy, em seu trabalho "The Strategic-Udy Direct Reduction Process", publicado no número de novembro de 1959, na revista "Iron and Steel". Os cálculos correspondentes podem ser encontrados em anexo (Anexo 1).

### 1. CUSTOS DIRETOS

	Consumo/t de semi-aço	Custo unitário (Cr\$)	Custo por t/semi-aço (Cr\$)
<b>Matérias primas:</b>			
Minério .....	1,52 t	4.452	6.770,00
Calcário .....	0,108 t	1.200	130,00
Carvão .....	0,710 t	4.000	2.840,00
Eletrodos .....	7,5 kg	180	1.350,00
Diversos (refratários, O <sub>2</sub> etc.)	US\$ 2,20	320	705,00
Cal .....	0,025 t	4.000	100,00
<b>Energia elétrica:</b>			
Forno elétrico .....	1228 kWh	2,10	2.580,00
Acessória .....	50 kWh	2,10	105,00
Mão de obra (incl. leis sociais)	2 h hora	210,00	420,00
Manutenção (ao ano 4% do investimento) .....	US\$ 2,32	320,00	745,00
<b>Total dos Custos Diretos ..</b>			<b>15.745,00</b>

### 2. CUSTOS DE CAPITAL E OUTROS

a) *Investimento*: Segundo as fontes consultadas, o investimento eleva-se a US\$ 55.00 por t métrica/ano para usina de ca. de 100.00 t/ano.

Portanto, teríamos um investimento global de ..... US\$ 5.500.000,00, que correspondem a Cr\$ 1.760.000.000,00. Ainda não há instalação industrial capaz de provar o acêrto dêste valor, que parece um pouco baixo.

b) *Depreciação*: Supondo uma depreciação de 6% a.a., teremos por tonelada de semi-aço um acréscimo de Cr\$ 1.060,00.

c) *Custo total por t de semi-aço*:

$$\text{Cr\$ } 15.745,00 + \text{Cr\$ } 1.060,00 = \underline{\text{Cr\$ } 16.805,00}$$

d) *Crédito*: 450 kWh/t, energia necessária para fusão da carga no forno elétrico de refino:  $450 \times 2,10 = \text{Cr\$ } 945,00$ . Não foi creditado, por ser de difícil estimativa, a eventual redução (sempre pequena) do investimento da aciaria, decorrente da maior produção dos fornos de refino, por receberem a carga líquida.

e) *Primeiro custo de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 16.805,00 - \text{Cr\$ } 945,00 = \underline{\text{Cr\$ } 15.860,00}$$

f) *Remuneração do capital*:

$$\frac{0,10 \times \text{Cr\$ } 1.760.000.000,00}{95.000} = \text{Cr\$ } 1.850,00/\text{t semi-aço}$$

g) *Custo final de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 15.860,00 + \text{Cr\$ } 1.850,00 = \underline{\text{Cr\$ } 17.710,00}$$

### 3. PONTOS A OBSERVAR

a) Até o presente encontra-se em operação, utilizando o processo descrito, apenas a usina piloto de Niagara Falls, com capacidade de 15 a 20 t/dia. Encontra-se em execução uma usina com capacidade de 400 t/dia, também no Canadá.

b) O investimento citado, US\$ 55.00 t/ano, ainda carece de confirmação prática.

c) O custo do kWh, um dos elementos responsáveis pelo maior custo do processo em estudo, está crescendo no Rio



Grande do Sul em desproporção ao encarecimento dos demais fatores de custo. Comparando, por exemplo, com o processo Höganäs:

$$\begin{array}{l} \text{Höganäs + Aciaria (*)} = 75 + 765 = 840 \text{ kWh/t} \\ \text{Udy + Refino} = 1.228 + 270 = 1.498 \end{array} \left\{ \begin{array}{l} \text{Diferença} \\ \text{kWh} \\ 658 \end{array} \right.$$

Supondo-se, por exemplo, um acréscimo de Cr\$ 1,00 no preço do kWh, a diferença de custos entre o produto Höganäs e o produto Udy crescerá de Cr\$ 658,00/t, em favor do primeiro.

d) O problema do enxôfre não é suficientemente esclarecido nos trabalhos até aqui publicados. Verifica-se o seguinte:

- S que entra na carga:  $0,01 \times 212 = 2,1 \text{ t/dia} = 2,120 \text{ kg/dia}$ ;
- Supondo que apenas 80% passem ao forno elétrico:  $0,8 \times 2,120 = 1,696 \text{ kg/dia}$ ;
- Supondo que no forno elétrico de redução se consigam eliminar 60% deste S, passariam ao forno de refino  $0,4 \times 1,696 = 678 \text{ kg/dia}$  ou, por tonelada de semi-aço,  $678 : 272 = 2,5 \text{ kg/t}$ , o que corresponde a um teor de S de 0,25%, a ser reduzido a 0,04% no forno de refino.

A dessulfuração no forno elétrico de redução, por sua vez, implica em dispêndios adicionais, sob forma de temperatura mais elevada e adições, por exemplo, de finos de coque ou Fe Si.

e) O elevado teor de voláteis do carvão utilizado poderá criar problema; se se cogitar da adoção do processo apresentado, este aspecto deverá ser objeto de cuidadosos ensaios.

f) O calor total recuperável nos gases ( $49,5 \times 10^7 \text{ kcal/dia}$ , correspondendo a  $0,18 \times 10^7 \text{ kcal/t}$  de semi-aço) não foi creditado, pois o gás seria pobre e sua canalização e armazenamento demandariam investimentos adicionais.

g) O processo Strategic-Udy parece oferecer uma possibilidade assás interessante para casos em que se deseje obter uma produção "média" (100.000 a 200.000 t/ano) de aços comuns: a sua conjugação com uma aciaria a oxigênio. O in-

(\*) Supõe-se forno elétrico de 25 t.

vestimento é bem menor que o necessário para o conjunto alto forno-coqueria, e os custos de produção também. Condição: energia elétrica suficiente e de preço razoável. Seria esta uma hipótese interessante para o caso de Santa Catarina.

## B. PROCESSO KRUPP-RENN

1. *Descrição e generalidades* — O processo foi desenvolvido pelo Prof. Dr. Johannsen, entre os anos de 1931 a 1939, nas instalações experimentais da KRUPP. Trata-se de um processo de redução em forno rotativo, destinado à obtenção do ferro sob forma de grãos metálicos com baixo C, denominados "lupas". Em relação ao redutor, apresenta a vantagem de prescindir do coque metalúrgico, permitindo a utilização de toda a gama de combustíveis finos e menos nobres, mesmo de elevado teor de cinzas, contanto que o teor de voláteis se mantenha baixo (em torno de 5%).

Quanto aos minérios, o processo admite uma ampla faixa de variação nas respectivas propriedades físicas e composições químicas, particularmente no teor de Fe. Contudo, é exigido um índice de escória (relação  $\text{CaO} : \text{SiO}_2$ ), entre 0,15 e 0,5 de preferência não ultrapassando 0,3, bem como um volume mínimo de escória, o que torna obrigatória a adição de sílica (areia) e cal à carga, no caso de minérios ricos. A granulometria ideal, tanto do redutor como do minério, situa-se em torno de 5 mm e menos. O produto apresenta um grau de redução de 97% a 98%, apresentando-se sob a forma de grãos de 1 a 5 mm, raramente maiores.

As peculiaridades características do processo KRUPP-RENN abrem-lhe os seguintes campos de aplicação:

- a) A transformação direta de minérios de ferro em aço, sendo as lupas produzidas carregadas diretamente no forno elétrico ou SM, com ou sem prévia fusão em forno auxiliar.
- b) A produção de lupas para posterior carregamento no alto forno, em proporção de até 20%; interessante no caso de minérios ricos em sílica, ou quando há grande proporção de finos, podendo neste caso uma instalação KRUPP-RENN ser mais interessante que a sinterização, motivo por que o processo é por vezes considerado mero processo de beneficiamento de minério.
- c) A obtenção de metais não-ferrosos, a partir de minérios correspondentes, servindo o ferro contido nos minérios como coletor (por exemplo níquel, cobalto, cobre, prata, ouro e platina).

- d) A transformação de minérios contendo metais volatilizáveis como zinco, chumbo e estanho, segundo o processo RENN WÄLZ.

No caso presente interessa-nos apenas a primeira das quatro possibilidades: obtenção direta da matéria prima para a aciaria. A instalação KRUPP-RENN compreende três unidades distintas: preparo das matérias primas; conjunto de fornos; beneficiamento do material produzido.

O preparo das matérias primas consiste na britagem e moagem das mesmas e sua estocagem em silos alimentadores; se o combustível adicional, utilizado para o aquecimento do forno, fôr moinha de carvão, êste terá de ser convenientemente preparado.

A alimentação do forno é feita de forma contínua, em sua extremidade anterior, consistindo a carga de uma mistura convenientemente dosada das matérias primas. O forno propriamente dito consiste de um longo tambor de apoios múltiplos, de revestimento refratário, sendo fixa a extremidade dianteira e destacável a extremidade posterior. A carga é feita pela extremidade anterior, que simultâneamente serve como coletor de pó, enquanto a descarga se faz pela extremidade posterior, onde também se situa o combustor (de óleo ou carvão pulverizado) e válvula de admissão de ar adicional.

A inclinação do forno bem como o dimensionamento de um anel de refratário, que barra a carga na extremidade posterior do forno, determinam o tempo de passagem da carga. Distinguem-se no forno três zonas; de aquecimento, de redução (600 até 1.100°C) e a zona das lupas (onde a carga está represada pelo anel mencionado), onde ocorre a aglutinação do ferro pastoso, com formação das lupas (1.290°C). As reações e transformações metalúrgicas que ocorrem nesta zona constituem a inovação essencial do processo. O produto descarregado, cai sôbre unidades de refrigeração, recebendo jatos de água para fragilizar a escória.

O beneficiamento do material produzido consiste essencialmente em moagem e peneiramento, com separação magnética subsequente. Obtêm-se então três frações: lupas, que seguem para a aciaria ou alto forno; escória final, capaz de ser utilizada na pavimentação de estradas; um concentrado magnético intermediário que é recirculado.

Naturalmente a movimentação dos materiais na usina exige uma boa fração do investimento, conforme sua maior ou menor

mecanização. Quanto à capacidade dos fornos, há unidades capazes de movimentar desde 120 até 800 e mesmo 1.100 t/dia de carga, o que corresponde a uma produção de lupas de 40 até 270 e 370 t/dia.

Levar-nos-ia demasiado longe analisar aqui as numerosas instalações existentes. Distribuem-se em vários países, utilizando minérios os mais diversos. A última instalação feita, e que é a maior até hoje, é a de Essen-Borbeck (Alemanha) produzindo 420.000 t/ano de lupas em 6 fornos de 4,6 m de diâmetro por 100 m de comprimento. Esta produção corresponde a uma carga total, entre minério, redutor e adições, de cerca de 1.350.000 t/ano, dando a relação aproximada de 1:3 entre metal produzido e carga total, índice bastante importante para a análise do processo.

Ponto de fundamental importância no tocante ao processo KRUPP-RENN é o já citado índice de escória, que deve situar-se preferencialmente na faixa 0,15 a 0,30. Como o índice exigido pelo alto forno, mesmo trabalhando com escória ácida, situa-se entre os valores 1,0 e 0,7 (mínimo), nota-se a grande vantagem do processo em estudo no caso de minérios ricos em sílica. A economia de combustível é apreciável, sabendo-se que no caso de um minério contendo, por exemplo, 700 kg de  $\text{SiO}_2$  por cada 1.000 kg de Fe, no AF se exigiriam cerca de 1.250 kg de coque por tonelada de gusa (trabalhando-se com escória ácida — com escória básica seriam 1.450 kg), enquanto para o processo RENN-KRUPP bastariam 790 kg/t de lupas, entre finos de coque (640 kg) e moinha de carvão (150 kg).

Quanto à proporção de lupas na carga de fornos elétricos de refino, não há limites do ponto de vista estritamente metalúrgico. Sobre a sucata apresentam naturalmente a vantagem de serem isentos dos elementos "tramp" como Cu, Ni, etc. Contudo, dependendo da proporção das lupas na carga, observou-se um acréscimo de até 20% no consumo de energia, dependendo dos teores de enxofre e fósforo. Não temos notícia de ensaios com cargas consistindo integralmente de lupas.

Industrialmente vitorioso em toda a linha, o processo é atualmente utilizado em 17 usinas espalhadas em 8 países diferentes, sempre adaptado às condições específicas do local.

No quadro a seguir reproduzimos os resultados de dois ensaios feitos na instalação piloto da Krupp em Rheinhausen, com diferentes minérios e redutores; no primeiro ensaio o minério é algo semelhante ao minério que deverá ser empregado no Rio Grande do Sul, e, no segundo, é empregado um redutor

Ensaio N.º .....	1	4
Minério .....	Hematita	Mistura de Hematitas
Análise, base sêca:		
Fe .....	64,7	55,5
SiO <sub>2</sub> .....	0,6	18,1
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	0,8	1,0
CaO .....	—	0,2
MgO .....	—	—
S .....	0,05	0,09
TiO <sub>2</sub> .....	—	—
Umidade .....	2,0	1,5
Redutor .....	Carvão de madeira	Finos de coque
Análise, base sêca:		
C fixo .....	68,1	83,8
Voláteis .....	26,8	3,9
Cinza .....	2,8	11,7
S .....	0,06	1,15
Umidade .....	18,7	16,4
Adições, referidas ao pêso de minério:		
Areia .....	40,0	—
Cal .....	10,0	10,0
Escória de recirculação .....	5,0	25,2
Teor das lupas em:		
C .....	0,9	0,8
P .....	0,2	0,08
S .....	0,09	0,65
Fe recuperado nas lupas .....	96,0	97,5

que lembra o carvão desgaseificado (semi-coque) disponível naquele Estado, abstraindo o teor mais elevado de C fixo e mais baixo de cinzas.

II. *Custos e investimento* — Suponhamos, como nos demais processos, uma usina para a produção de 100.000 t/ano de lupas. Tal produção equivaleria à movimentação de 250.000 a 300.000 t/ano de matérias primas, sendo portanto necessários dois fornos rotativos de 3,6 m de diâmetro e 70 m de comprimento. A composição da carga e os consumos unitários baseiam-se nos dados obtidos na bibliografia, adotando-se em cada caso os valores mais baixos. O produto obtido apresenta as seguintes características médias: Fe total: 95%; C: 0,8%.

### 1. CUSTOS DIRETOS (\*)

	Consumo/t de lupas	Custo unitário (Cr\$)	Custo por t de lupas (Cr\$)
Matérias primas e adições de minério .....	1,55 t	4.452	6.910,00
Semi-coque (500 kg/t minério)	0,7557 t	6.721	5.200,00
Carvão pulverizado (100 kg/t minério) .....	0,155 t	4.000	620,00
Areia (40% em peso do minério) .....	0,62 t	1.000	620,00
Cal (10% em peso do minério)	0,155 t	4.000	620,00
Refratário (4 kg/t minério) ..	6,0 kg	60	360,00
Energia (50 kWh/t minério) ..	77,5 kWh	2,10	165,00
Mão de obra (1,5 homens-hora por t de minério) .....	2,3 hh	210	485,00
Manutenção (ao ano 4% do investimento) .....	DM 10,—	80	800,00
Total dos Custos Diretos ..			15.780,00

(\*) O carvão pulverizado poderia ser talvez substituído pelo gás de coqueria, dependendo de estudos que confirmem esta possibilidade, pois o poder calorífico daquele gás como foi dito, é de 3.900 kcal/Nm<sup>3</sup>. Desejamos lembrar que ao preço do semi-coque já foi creditado o preço do gás produzido, à razão de Cr\$ 10.152,00 por cada 10<sup>7</sup> kcal.

## 2. CUSTOS DE CAPITAL E OUTROS

a) *Investimento*: Segundo os detentores do processo, o investimento situa-se em tórno de DM 80,00 a 120,00 por tonelada/ano de material carregado, exceção feita do redutor. Como no caso presente o índice Lupa produzida: Minério e Adições Carregados se situa em tórno de 1:2,3, isto significa que o investimento por tonelada/ano de lupas produzidas situa-se entre DM 184,00 e 276,00. Tratando-se de uma usina de porte relativamente pequeno (100.000 t/ano), é prudente tomar-se o valor de DM 250,00, o que corresponde a US\$ 62.50 por tonelada/ano de lupa produzida.

O investimento global deverá, pois, situar-se em tórno de US\$ 6,250,000.00, o que equivaleria a Cr\$ 2.000.000.000,00.

b) *Depreciação*: Supondo-a de 6% a.a., teremos por tonelada de lupa um acréscimo de Cr\$ 1.200,00.

c) *Custo total por tonelada de lupas*:

$$\text{Cr\$ } 15.780,00 + \text{Cr\$ } 1.200,00 = \underline{\text{Cr\$ } 16.980,00}$$

d) *Débito*: Já se mencionou que, devido ao teor relativamente elevado de S que seria de esperar nas lupas, o consumo de energia na aciaria elétrica será seguramente 20% maior que o normal. Logo, deverão ser debitados à tonelada de lupas:

$$0,2 \times 720 \text{ kWh} = 144 \text{ kWh} \times \text{Cr\$ } 2,10 = \text{Cr\$ } 300,00$$

e) *Primeiro custo de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 16.980,00 + \text{Cr\$ } 300,00 = \underline{\text{Cr\$ } 17.280,00}$$

f) *Remuneração do capital*: Sabendo que seria indispensável a coqueria para desgaseificação do carvão, com capacidade de produção de 75.500 t/ano e demandando um investimento de cêrca de Cr\$ 1.300.000.000,00, teremos:

$$\frac{0,10 \times (2.000.000.000,00 - 1.300.000.000,00)}{100.000} = \text{Cr\$ } 3.300,00/\text{t de lupas.}$$

g) *Custo final de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 17.280 + \text{Cr\$ } 3.300,00 = \underline{\text{Cr\$ } 20.580,00}$$

## 3. PONTOS A OBSERVAR

a) O custo de comparação relativamente elevado deve-se sobretudo a dois fatores interdependentes:

- O minério puro e por conseguinte, de preço relativamente elevado, tem de ser necessariamente “diluído” com as adições de  $\text{SiO}_2$  e  $\text{CaO}$ ; um minério que já tivesse alto teor de  $\text{SiO}_2$  seria evidentemente muito menos oneroso. Este é um fator local.
- A elevada quantidade de carga por unidade de Fe contida demanda, como é natural, volumes maiores de redutor e combustível. Este fator de custo é intrínseco ao processo, e restringe seu uso aos casos em que o minério disponível é pobre em teor metálico.

b) Não temos notícia sobre corridas em forno elétrico de refino com carga integral de lupas ou em que elas perfizessem no mínimo 70%; seriam de prever dificuldades no caso do Rio Grande do Sul, em virtude do teor relativamente elevado de S, que se obteria nas lupas, devido ao teor deste elemento no semi-coque.

c) O processo está em franca exploração industrial, há mais de 20 anos, e em diversos países.

## C. PROCESSO R-N

I. *Descrição e generalidades* — O desenvolvimento deste processo teve início durante o último conflito mundial, quando a Republic Steel Corporation se propôs à obtenção de ferro esponja briquetado, para carga no forno elétrico de refino, associando esforços com a National Lead Company, que havia desenvolvido um processo de redução direta, visando a separação de  $\text{TiO}_2$  e Fe nos minérios ilmeníticos da Noruega. Somente em 1953, contudo, foi dado início à construção de uma usina piloto, próximo a Birmingham, Alabama, considerada a localização mais lógica e conveniente, após estudo econômico.

À semelhança do processo Krupp-Renn, o processo R-N obtém a redução do minério em um forno rotativo, de eixo levemente inclinado, mediante adição de redutor sólido e algum calcário, descendo a carga em sentido contrário ao dos gases de aquecimento, resultantes da queima do combustível.

A peculiaridade característica do processo R-N, contudo, reside na queima apenas parcial dos combustíveis na zona de descarga do forno, onde se localiza o queimador ou a câmara de combustão: o gás, parcialmente queimado, desloca-se então



através o forno e sofre combustão final, gradativamente, pela admissão de ar secundário, mediante tubos estrategicamente dispostos ao longo do forno.

Possibilita-se assim um contróle bastante preciso em tôdas as zonas do forno, não só da temperatura como também das características da atmosfera (relação  $\text{CO} : \text{CO}_2$  e  $\text{H}_2 : \text{H}_2\text{O}$ ). Desta forma os limites máximos de temperatura ( $1.000^\circ\text{C}$  a  $1.150^\circ\text{C}$ ) são inferiores aos do processo Krupp-Renn (até  $1.290^\circ\text{C}$ ): enquanto êste visa a fusão parcial das partículas de Fe metálico, com formação de lupas numa escória pastosa e correndo sempre o risco potencial do "Sticking", o processo R-N obtém como produto um ferro esponja não fundido, procurando evitar a liquefação da ganga mediante o hábil contróle das variáveis tempo, temperatura e atmosfera.

O processo opera de acôrdo com o seguinte esquema:

- Preparo das matérias primas, que são: minério ou concentrados, permitindo-se boa faixa de variação no teor de Fe, e de granulometria entre  $1/8''$  e  $1''$  (finos deverão ser pelotizados); redutor, sob forma de antracito, finos de coque, etc. cujo teor de S não tem maior influência sobre o produto; calcário, em granulometria inferior a 3 mm; combustível (óleo combustível ou gás natural).
- Mistura do minério, redutor e calcário.
- Aquecimento e redução no forno rotativo acima descrito.
- Esfriamento do produto, com jato d'água.
- Classificação e separação do redutor não consumido.
- Moagem do produto em moinhos de bolas.
- Separação magnética e gravimétrica.
- Briquetagem do esponja obtido.

A instalação pilôto acima referida opera com um forno rotativo de 45 m de comprimento e 2,75 m de diâmetro externo ( $2,30\text{ m } \varnothing$  interno), capaz de produzir entre 50 e 75 t/dia de esponja, e com tôdas as demais instalações e serviços. Os mais diversos tipos de minério e de concentrado foram nele utilizados, sendo que diversas publicações dão conta dos respectivos resultados.

Reproduzimos, a seguir, alguns resultados dêstes ensaios, citados por D. E. Babcock, engenheiro metalúrgico da Republic Steel Corporation, em seu trabalho "*The R-N Direct Reduction Process*", que auxiliarão a estimativa do consumo de matérias primas que seria de esperar para o caso do Rio Grande do Sul. Foram ensaios feitos com concentrados de magnetita de Adirondack, Mineville, há alguns anos atrás.

## 1. ANALISE DE UM CONCENTRADO E DOS RESPECTIVOS BRIQUETES

Componentes, em base sêca	Concentrado	Briquetes
Silica .....	3,45	0,54
Alumina .....	0,96	0,24
Cal .....	0,36	0,41
Magnésia .....	0,22	0,82
Enxôfre .....	0,014	0,022
Fósforo .....	0,080	0,030
Manganês .....	0,06	0,05
Fe total .....	69,26	96,48
Fe metálico .....	—	91,25
Fe recuperado, % .....	—	87,1

## 2. CONSUMOS UNITARIOS

Forno rotativo carregado à razão de 2,72 t/hora. Tempo de revolução do forno: 5 min 11 s. Produção média de briquetes por dia (8 dias): 44,8 t.							
	Consumo por t (métrica) de briquetes						
a) Concentrado (67,5% Fe; 5,2% SiO <sub>2</sub> ) .	1,50 t						
b) Coque (79,0% C; 17,3% cinzas) .....	0,46 t						
c) Coque de recirculação (79,9% C; 17,7% cinzas) .....	0,65 t						
d) Calcário .....	0,08 t						
e) Gás natural .....	8.600 pés cúbicos						
f) Energia elétrica total .....	182,3 kWh						
Nos briquetes	<table border="0"> <tr> <td>Fe recuperado .....</td> <td>94,8%</td> </tr> <tr> <td>Fe total .....</td> <td>96 %</td> </tr> <tr> <td>Grau de redução .....</td> <td>93,4%</td> </tr> </table>	Fe recuperado .....	94,8%	Fe total .....	96 %	Grau de redução .....	93,4%
Fe recuperado .....	94,8%						
Fe total .....	96 %						
Grau de redução .....	93,4%						

## 3. CONSUMO UNITARIOS

Forno rotativo carregado à razão de 4,1 t/hora. Tempo de revolução do forno: 4 min. Produção média de briquetes por dia (9 dias): 59,8 t.							
	Consumo por t (métrica) de briquetes						
a) Concentrado (67,6% Fe; 4,5% SiO <sub>2</sub> ) .	1,65 t						
b) Coque (78,4% C; 17,2% cinzas) . . . . .	0,47 t						
c) Coque de recirculação (77,1% C; 19,5% cinzas) . . . . .	0,71 t						
d) Calcário . . . . .	0,08 t						
e) Gás natural . . . . .	9.380 pés cúbicos						
f) Energia elétrica total . . . . .	136,0 kWh						
Nos briquetes	<table border="0"> <tr> <td>Fe recuperado . . . . .</td> <td>89,4%</td> </tr> <tr> <td>Fe total . . . . .</td> <td>98,5%</td> </tr> <tr> <td>Grau de redução . . . . .</td> <td>87,5%</td> </tr> </table>	Fe recuperado . . . . .	89,4%	Fe total . . . . .	98,5%	Grau de redução . . . . .	87,5%
Fe recuperado . . . . .	89,4%						
Fe total . . . . .	98,5%						
Grau de redução . . . . .	87,5%						

Em ambos os casos (tabelas 2 e 3) a densidade dos briquetes foi de 6,0. Dando de barato que o poder calorífico inferior do gás natural utilizado seja de 8.000 kcal/Nm<sup>3</sup>, teríamos no primeiro caso  $1,95 \times 10^6$  kcal/t de briquetes, correspondendo a 195 kg de óleo combustível, e no segundo, respectivamente,  $2,13 \times 10^6$  kcal/t de briquetes e 213 kg de óleo combustível. Segundo outras fontes, a energia térmica adicional a ser fornecida pelo gás combustível é de  $2,64 \times 10^6$  kcal/t de briquetes.

O enxôfre é na sua maior parte (mais de 90%) fixado pelo calcário e, com êste, é arrastado pela água, quer no esfriamento da carga, quer na moagem, que é úmida. Parte do S já sai nos gases do forno. O fósforo, a não ser que esteja quimicamente combinado no minério, é também eliminado em grande parte (de 70% a 95%).

As tabelas 2 e 3 acima transcritas falam por si só: O aumento de produção no forno é obtido à custa de menor recuperação de Fe e de um grau de redução mais baixo. Para cada caso particular terá de ser encontrado o nível de produção "eco-

nômico”, no sentido de produção horária, grau de beneficiamento, etc.

O emprêgo dos briquetes de esponja R-N na aciaria, particularmente no forno elétrico, foi também objeto de exaustivos ensaios, tendo sido utilizadas cargas contendo sucessivamente 20%, 30%, 40%, 50% e 60% de briquetes, em alternâncias com cargas de sucata pura. Os briquetes apresentavam a seguinte análise média:

Fe total .....	95,2%	P .....	0,29%
Fe metálico .....	88,0%	S .....	0,019%
Grau de redução .....	92,4	SiO <sub>2</sub> .....	0,51
C .....	0,28%	TiO <sub>2</sub> .....	0,57
Mn .....	0,07%	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	0,34
		CaO .....	0,17
		MgO .....	0,17

A densidade era de 5,7 a 6,0, sendo o pêsso específico aparente de 3,6 t/m<sup>3</sup>.

Nos ensaios não se notou nenhuma alteração significativa nos tempos (fusão, refino, total). Observou-se, no entanto, que a densidade aparente de 3,6 é demasiado elevada, impedindo uma fusão rápida quando a proporção de briquetes na carga excede 40%. O índice “produção por hora” de aço na panela, praticamente igual para cargas com até 40% de briquetes, é sensivelmente menor (até 20%) para cargas com 60% de briquetes, no confronto com cargas de sucata pura. O consumo de energia elétrica cresce até 18% para cargas com 60% de briquetes, em relação a cargas de sucata pura. O índice “aço produzido : matéria prima carregada” naturalmente decresce, devido ao menor teor de Fe nos briquetes, comparados com sucata. Naturalmente é necessário adicionar C ao banho, sob forma de sucata de eletrodos, no caso de cargas contendo briquetes R-N, portadores que são de óxidos de ferro. O teor de S é levemente menor, no caso de cargas com briquetes, sendo bem menor o teor de elementos de liga indesejáveis.

Os elementos apresentados nos habilitam a passar ao item seguinte.

II. *Custos e investimentos* — Suponhamos novamente uma instalação com capacidade para 100.000 t/ano de briquetes, que tenham por hipótese a seguinte análise média: Fe total: 96%; Grau de redução: 90,5.

Suponhamos ainda que sejam recuperados 92% do Fe total carregado como minério. A composição da carga e os consumos unitários baseiam-se nestes índices e nos valores acima transcritos.

## 1. CUSTOS DIRETOS (\*) (\*\*)

	Consumo/t de briquetes	Custo unitário (Cr\$)	Custo/t de briquetes (Cr\$)
Matérias primas:			
Minério .....	1,58 t	4.452	7.040,00
Semi-coque (73,5% C) .....	0,556 t	6.720	3.740,00
Coque de recirculação .....	0,70 t	0	—
Calcário .....	0,08 t	1.200	100,00
Óleo combustível .....	0,22 t	10.152	2.230,00
Refratário e outros .....	5 kg	60	300,00
Energia elétrica .....	150 kWh	2,10	320,00
Mão de obra .....	2,0 h.h.	210	420,00
Manutenção (ao ano 3,5% do investimento) .....	US\$ 2,28	320	730,00
Total dos custos diretos .....			14.880,00

## 2. CUSTOS DE CAPITAL E OUTROS

a) *Investimento*: Há um certo desacôrdo nas fontes compulsadas quanto ao valor do investimento específico: são citados valores como US\$ 31.00, US\$ 40.00 e US\$ 48.00 por tonelada/ano de briquetes, para uma instalação para 400.000 t/ano, não incluindo a eventual instalação de pelotização nem, natural-

(\*) O consumo de semi-coque é mais elevado não somente devido ao menor teor de C fixo, mas principalmente porque no caso presente o minério é a hematita, enquanto nos ensaios transcritos se tratava de concentrado de magnetita.

(\*\*) O óleo combustível poderia eventualmente — como decorrência de minuciosos ensaios — ser substituído pelo gás de coqueria, com 3.900 kcal/Nm<sup>3</sup>. Seriam necessários cerca de 560 Nm<sup>3</sup>/t de briquetes. Como a coqueria produz um saldo de no máximo 150 Nm<sup>3</sup> deste gás por cada tonelada de semi-coque obtido, conclui-se que seria necessário grande capacidade adicional de geração de gás, implicando em novos investimentos. De qualquer forma, ao preço do semi-coque já foi creditado o valor do gás produzido, assim que, se viesse ele a ser utilizado, seu valor deveria ser novamente debitado.

mente, a coqueria. Para uma usina de apenas 100.000 t/ano, será justo tomar-se o valor de US\$ 65.00 por tonelada/ano, suposta aí incluída a instalação de pelotização e, naturalmente, a de briquetagem do esponja.

O investimento global será, pois, de ordem de .....  
US\$ 6,500,000.00, correspondendo a Cr\$ 2.080.000.000,00. (\*)

b) *Depreciação*: Supondo-a de 6% a.a. teremos por tonelada de briquetes um acréscimo de Cr\$ 1.250,00.

c) *Custo total por tonelada de briquetes*:

$$\text{Cr\$ } 14.880,00 + \text{Cr\$ } 1.250,00 = \text{Cr\$ } 16.130,00$$

d) *Débito*: Como no caso do Rio Grande do Sul a carga do forno elétrico de refino será constituída exclusivamente de briquetes (70%) e sucata de retôrno (30%), o consumo de energia elétrica será como já se viu, aumentado em 20%. Logo, deverão ser debitados à tonelada de briquetes:

$$0,2 \times 720 \text{ kWh} = 144 \text{ kWh} \times \text{Cr\$ } 2,10 = \text{Cr\$ } 300,00$$

e) *Primeiro custo de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 16.130,00 + \text{Cr\$ } 300,00 = \text{Cr\$ } 16.430,00$$

f) *Remuneração do capital*: Sabendo que seria indispensável a coqueria, com capacidade para 56.000 t/ano, e demandando um investimento de cêrca de Cr\$ 1.000.000.000,00, temos:

$$\frac{0,10 \times (2.080.000.000,00 + 1.000.000.000,00)}{100.000} = \text{Cr\$ } 3.080,00/\text{t de briquetes.}$$

g) *Custo final de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 16.430,00 + \text{Cr\$ } 3.080,00 = \text{Cr\$ } 19.510,00$$

\* Ainda não há instalação industrial capaz de provar o acerto dêste valor.

## 3. PONTOS A OBSERVAR

a) Até o momento encontra-se em operação, utilizando o processo descrito, apenas a usina semi-industrial de Birmingham, Alabama, com capacidade de 50 a 60 t/dia. No entanto, já há diversas companhias americanas interessadas em construir usina de porte.

b) O investimento citado, de US\$ 65,00, ainda carece de confirmação para uma usina de 100.000 t/ano e que inclua instalação de pelotização.

c) Uma das vantagens do processo reside na eliminação da maior parte do enxôfre contido na carga.

d) Se o processo viesse a ser adotado no Brasil, haveria a necessidade de minuciosos ensaios prévios relativos à pelotização do minério a ser utilizado, de vez que algumas hematitas poderiam criar problemas.

e) O produto obtido é de alta pureza, constituindo-se em matéria prima de boa qualidade para a aciaria, deixando a desejar apenas quanto ao grau de redução.

## D. PROCESSO HÖGANÄS (\*) (\*\*)

I. *Descrição e generalidades* — Não será necessário fazer aqui a descrição sucinta do processo Höganäs, visto que já por duas vêzes o mesmo foi objeto de contribuição técnica em Congressos Anuais da ABM, tendo sido também apresentado em uma das "Semanas de Estudo" do Centro Morais Rego.

---

(\*) 1. "Processo Höganäs: Utilização do Ferro Esponja na Fabricação do Aço no Brasil" — Eng. Anchyses C. Lopes. Trabalho apresentado ao XIII Congresso Anual da ABM em julho de 1958, e publicado no Boletim n.º 53, outubro de 1958.

2. "Produção de Ferro Esponja pelo Processo Höganäs, com Carvão Mineral do Rio Grande do Sul, Hematitas de Minas Gerais e Carvão de Eucaliptus" — Eng. Yngve Wahlberg e Anchyses C. Lopes. Trabalho apresentado ao XIV Congresso Anual da ABM, julho de 1959, e publicado no Boletim n.º 59, abril de 1960.

(\*\*) "Possibilidades Atuais de Fabricação do Ferro Esponja no Brasil" — Eng. Anchyses C. Lopes. Trabalho apresentado na "Décima Semana de Estudos dos Problemas Mineiro-Metalúrgicos do Brasil", maio de 1958, e publicado no Boletim n.º 18 do Centro Morais Rêgo, em 1958.

Desejaríamos apenas lembrar os seguintes pontos:

a) Os consumos unitários de matérias primas e os demais índices de consumo a seguir utilizados baseiam-se integralmente nos resultados dos ensaios realizados na Suécia, com as matérias primas disponíveis para o caso do Rio Grande do Sul.

b) O comportamento do ferro esponja Höganäs em fornos elétricos de refino é perfeitamente conhecido e posto à prova todos os dias na aciaria da AB Bofors, Suécia. O emprêgo de 70% de ferro esponja Höganäs na carga não acarreta nenhuma alteração apreciável em relação ao tempo total de corrida ou ao volume de consêrto e reparos no forno, notando-se apenas ligeiro aumento no consumo de energia (9%), em relação a cargas de sucata pura.

c) No que respeita ao investimento e a certos elementos de custo, os valores a seguir citados decorrem de uma cuidadosa análise e extrapolação dos elementos obtidos pela AÇOS FINOS PIRATINI S/A., quer sob forma de oferta completa da usina por parte da Höganäs Billeholms AB, quer sob forma de exaustivo estudo econômico contratado com conhecida firma nacional. Cumpre lembrar que a AÇOS FINOS PIRATINI S/A. pretende instalar em primeira etapa uma usina com capacidade para 50.000 t/ano de ferro esponja, capaz de ser duplicada e triplicada em etapas subseqüentes (\*), enquanto o presente trabalho compara unidades com capacidade para 100.000 t/ano de produto final.

Passemos então de imediato à segunda parte.

II. *Custos e investimentos* — Tendo presente o acima exposto, supomos uma usina com capacidade para 100.000 t/ano de ferro esponja, tendo a seguinte análise média:

Fe total: 95%; Grau de redução: 97,0.

A recuperação do Fe carregado como minério é praticamente total, tendo porém sido computadas as perdas no transporte.

---

(\*) "Aços Finos Piratini S/A." — Partes I, II, III e IV. Trabalhos apresentados ao XVI Congresso Anual da ABM, julho de 1961, e publicados no Boletim n.º 68, janeiro de 1962, da Associação Brasileira de Metais.



## 1. CUSTOS DIRETOS (\*)

	Consumo/t de esponja	Custo unitário (Cr\$)	Custo/t de esponja (Cr\$)
Matérias primas:			
Minério .....	1,50 t	4.452	6.680,00
Semi-coque (73,5% C) ..	0,48 t	6.720	3.230,00
Semi-cóque de recirculação	0,25 t	0	—
Calcário .....	0,12 t	1.200	150,00
Carboneto de silício para potes .....	13,5 kg	60	810,00
Gás combustível .....	$0,06 \times 10^7$ kcal	10.152	610,00
Refratários e outros .....	3 kg	60	180,00
Energia elétrica .....	75 kWh	2,10	160,00
Mão de obra .....	2 h. h.	210	420,00
Manutenção (ao ano 2,5% do investimento) .....	2,5%	244	610,00
Total dos custos diretos .....			12.850,00

## 2. CUSTOS DE CAPITAL E OUTROS

a) *Investimento*: O investimento global foi rigorosamente computado no estudo feito pela AÇOS FINOS PIRATINI S/A., incluindo equipamento completo, frete e seguro, fundações e montagem, obras civis, instalações, etc. — bem como uma previsão de 10% para eventuais —, tudo para a usina de 50.000 t/ano. Refazendo tal estudo para uma usina de 100.000 t/ano, e sa-

- (\*) a) O custo de manufatura dos potes de CSi, que são produzidos na própria usina, está incluído nos itens mão de obra e depreciação.
- b) O consumo de mão de obra, 2 homens-hora/t, refere-se a uma usina para 50.000 t/ano; é ligeiramente inferior para a usina de 100.000 t/ano.
- c) O valor algo mais baixo tomado para a manutenção (2,5% a.a., do investimento), justifica-se em virtude de grande parte do investimento ser absorvido pelos fornos-túnel, que têm uma manutenção pouco dispendiosa.

bendo que tôdas as instalações auxiliares da AÇOS FINOS PIRATINI S/A. já são projetadas visando a duplicação e posterior triplicação da produção, sendo portanto necessário apenas duplicar os fornos-túnel, o autor encontrou os seguintes valores para o investimento:

Em moeda estrangeira:

US\$ 4,990,000.00, equivalentes a Cr\$ 1.597.000.000,00

Em moeda nacional:

Cr\$ 765.000.000,00, equivalentes a US\$ 2,390,000.00

O investimento global será, pois, de US\$ 7,380,000.00, equivalentes a Cr\$ 2.362.000.000,00. Por tonelada/ano de esponja o investimento situa-se, portanto, em tórno de US\$ 74.00. (\*)

b) *Depreciação*: Supondo uma depreciação de 5% a.a. (os fornos-túnel têm uma duração garantida de 25 anos), teremos por tonelada de esponja um acréscimo de Cr\$ 1.180,00.

c) *Custo total por tonelada de esponja*:

Cr\$ 12.850,00 + Cr\$ 1.180,00 = Cr\$ 14.030,00

---

d) *Débitos* Na aciaria, o consumo de energia elétrica em cargas com 70% de esponja será 9% superior ao de uma carga de sucata pura.

Deverá, pois, ser debitado à tonelada de esponja o valor:

$0,09 \times 720 \text{ kWh} = 65 \text{ kWh} \times \text{Cr\$ } 2,10 = \text{Cr\$ } 140,00$

e) *Primeiro custo de comparação*:

Cr\$ 14.030,00 + Cr\$ 140,00 = Cr\$ 14.170,00

---

f) *Remuneração do capital*: Sabendo que é indispensável a coqueria, com capacidade para cêrca de 48.000 t/ano, e de-

---

(\*) Há diversas instalações industriais capazes de documentar a correção destes dados. Naturalmente não se encontram neste investimento instalações de briquetagem, que seriam necessárias se se tratasse de transportar o produto à distância, nem instalações de separação magnética, imprescindíveis no caso de desejar-se a obtenção de pó de ferro para a pulvo-metalurgia.

mandando um investimento de cêrca de Cr\$ 950.000.000,00 temos:

$$\frac{0,10 \times (2.362.000.000,00 + 950.000.000,00)}{100.000} = \text{Cr\$ } 3.310,00/\text{t de esponja.}$$

g) *Custo final de comparação:*

$$\text{Cr\$ } 14.170,00 + \text{Cr\$ } 3.310,00 = \text{Cr\$ } 17.480,00$$

### 3. PONTOS A OBSERVAR

a) Encontram-se em operação, presentemente, três usinas utilizando o processo Höganäs (uma delas há 50 anos), totalizando a produção cêrca de 120.000 t/ano de ferro esponja.

b) O enxôfre contido no redutor não contamina absolutamente o ferro esponja, tanto que nos ensaios feitos o teor de S no esponja jamais ultrapassou 0,020%.

c) O investimento citado, US\$ 74.000 t/ano, foi rigorosamente computado.

d) O gás combustível utilizado para o aquecimento dos fornos-túnel é o gás da coqueria, devendo esta ser alimentada por um pequeno gasogênio, já computado no investimento.

e) O produto final obtido é da mais alta pureza, sendo de longe o mais adequado, entre todos os produtos aqui analisados, para servir de matéria prima para aços especiais: não contém S nem elementos "tramp", o teor de P é função do respectivo teor no minério, sempre baixo, o teor de C situa-se em tórno de 0,20, o grau de redução é de 97,0%, a densidade aparente é 2.

f) O ferro esponja Höganäs ainda é a melhor matéria prima para a obtenção de pó de ferro, bastando, para obter tal produto, realizar o investimento adicional correspondente à moagem e separação magnética.

### E. PROCESSO WIBERG-SÖDERFORS

1. *Descrição e generalidades:* O processo foi inventado em 1918 pelo Dr. Martin Wiberg, tendo operado em escala industrial a partir de 1932, na usina de Söderfors. A partir de 1952 novas unidades entraram em operação, perfazendo atualmente um total de cinco usinas, que produzem em conjunto cêrca de 100.000 t/ano de ferro esponja. É o seguinte o esquema de operação do processo:

- Preparo das matérias primas, que são: minério, gás e dolomita. Minério: Deve ser granulado (25 a 80 mm) e da máxima pureza. Já se usaram sinter e pelotas, tendo estas produzido os melhores resultados. É da máxima importância que as partículas não se desintegram durante a redução, pois isto cria problemas operativos. Neste sentido situa-se a vantagem das pelotas, em cuja confecção podem ser usados aglomerantes diversos, como por exemplo cal hidratada, que tem a vantagem de ser útil na posterior fusão do esponja, na aciaria.

O minério ou pelotas devem ter o mais elevado teor possível de Fe, pois dêste teor dependerá o Fe total no esponja obtido bem como, até certo ponto, o grau de redução.

O gás é obtido numa espécie de gasôênio ou carburador, eletricamente aquecido, carregado de coque, no qual é introduzido o hidrogênio sob forma de gás natural, hidrocarbonetos diversos, gás d'água ou gás de coqueria. A proporção de  $H_2$  : CO pode variar desde 1:3 até 1:1, estando a velocidade de redução em relação direta com o teor de  $H_2$ . Em lugar de coque pode ser utilizado carvão de madeira, com vantagem para o processo, dependendo naturalmente do custo. Dolomita: O enxôfre contido no gás é filtrado num leito de dolomita, em recipiente fechado.

- Redução, efetuada em forno de cuba vertical, percorrido pelo minério (ou pelotas) em sentido descendente, subindo o gás em contra-corrente. Parte (75%) dêste gás, já oxidado, é extraído a meia altura do forno para ser regenerado no carburador. O restante é queimado, com ar admitido a 3/4 de altura do forno, pré-aquecendo a carga. O processo é o de menor consumo específico de combustível, dentre os processos de redução direta combustível, dentre os processos de redução direta aqui aqui analisados. A temperatura máxima no forno atinge 1.000°C.

O produto (obtido a partir de pelotas com 66% Fe sob forma de magnetita) apresenta a seguinte análise típica: Fe total: 90%. Fe met.: 82%. Grau de redução: 91%. C: 0,9%. Densidade aparente: 1,5 a 1,75. O enxôfre é sempre muito baixo, enquanto o teor de fósforo decorre do minério.

Como já se disse, há em operação na Suécia cinco usinas utilizando o processo descrito, com uma produção conjunta de 100.000 t/ano de esponja. Dêste total, pequenas frações são consumidas em fornos SM ácidos e fornos de indução. A grande maior parte, porém, é utilizada em fornos elétricos básicos, que são particularmente adequados para a utilização dêste tipo de matéria prima, admitindo-a em proporção de até 100%. Neste tipo de forno o produto final visado são invariavelmente aços especiais.

Já é de certo vulto a literatura referente à utilização do ferro esponja Wiberg na aciaria elétrica, não sendo pois necessário entrar em detalhes a respeito. Desejamos lembrar apenas

que os fatores determinantes são o teor de ganga, que deve ser o mais baixo possível, e o grau de redução. Em uma série de levantamentos feitos constatou-se uma elevação média de 20% do consumo de energia, para cargas com 60% a 70% de esponja. Em compensação as condições elétricas são muito estáveis, sendo a carga sensivelmente constante.

II. *Custos e investimentos* — Como para os demais processos, supõe-se uma usina com capacidade para 100.000 t/ano de um ferro esponja com as características acima citadas. Esta produção corresponde a três grandes unidades, completas. A composição da carga e os consumos unitários decorrem de uma cuidadosa composição dos dados obtidos em bibliografia, tomando por base as matérias primas disponíveis, e supondo que o semi-coque a ser utilizado não crie problemas no carburador. (\*)

### 1. CUSTOS DIRETOS

	Consumo/t de esponja	Custo unitário (Cr\$)	Custo/t de esponja (Cr\$)
Matérias primas:			
Minério .....	1,50 t	4.452	6.680,00
Cal .....	60 kg	4.000	240,00
Semi-coque (73,5% C) ..	0,215 t	6.720	1.450,00
Gás (de coqueria) .....	0,06 × 10 <sup>7</sup> kcal	10.152	610,00
Dolomita .....	0,075 t	1.200	90,00
Eletrodos Söderberg ....	1,5 kg	160	240,00
Diversos (refratários, etc.)	1,5 US\$	320	480,00
Energia elétrica (total) ...	940 kWh	2,10	1.980,00
Mão de obra .....	2,0 h hora	210	420,00
Manutenção (ao ano 4% do investimento) .....	2,6 US\$	320	830,00
Total dos custos diretos .....			13.020,00

(\*) O teor em Fe total no esponja será, neste caso, superior a 90% (94%), de vez que o minério vem sob a forma de hematita; o grau de redução provavelmente permanecerá o mesmo, 91%. Pela mesma razão o consumo de coque e combustível são levemente superiores.

## 2. CUSTOS DE CAPITAL E OUTROS

a) *Investimento*: As fontes consultadas situam o investimento em torno de US\$ 65.00 por t/ano de esponja produzida, incluindo equipamento, obras civis, silos de armazenamento e equipamento de transporte interno, mas sem incluir a instalação de pelotização. Teríamos, pois, um investimento global de US\$ 6,500,000.00 correspondendo a Cr\$ 2.080.000.000,00.

b) *Depreciação*: Computando uma depreciação de 6% a.a., temos um acréscimo de Cr\$ 1.250,00 por tonelada de esponja.

c) *Custo total por tonelada de esponja*:

$$\text{Cr\$ } 13.020,00 + \text{Cr\$ } 1.250,00 = \underline{\text{Cr\$ } 14.270,00}$$

d) *Débito*: Como o consumo de energia elétrica na aciaria é 20% maior, será necessário debitar ao esponja Wiberg:

$$0,20 \times 720 \text{ kWh} = 144 \text{ kWh} \times \text{Cr\$ } 2,10 = \underline{\text{Cr\$ } 300,00}$$

e) *Primeiro custo de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 14.270,00 + \text{Cr\$ } 300,00 = \underline{\text{Cr\$ } 14.570,00}$$

f) *Remuneração do capital*: Sabendo que é indispensável a coqueria, com capacidade para 22.000 t/ano, e demandando um investimento de cerca de Cr\$ 600.000.000,00, bem como a instalação de pelotização, que exigiria em torno de Cr\$ 350.000.000,00, temos:

$$\frac{0,10 \times (2.080.000.000,00 + 950.000.000,00)}{100.000} = \text{Cr\$ } 3.030,00/\text{t de esponja.}$$

g) *Custo final de comparação*:

$$\text{Cr\$ } 14.570,00 + \text{Cr\$ } 3.030,00 = \underline{\text{Cr\$ } 17.600,00}$$

## 3. PONTOS A OBSERVAR

a) Há cinco usinas em operação, presentemente, empregando o processo Wiberg-Söderfors, totalizando uma produção de 100.000 t/ano de esponja.

b) O investimento citado, US\$ 65.00 t/ano, parece corresponder à realidade.

c) O produto obtido é de alta pureza, constituindo-se em matéria prima de primeira qualidade para a aciaria. Apenas deixa a desejar quanto ao grau de redução, de somente 90%.

d) Sabendo-se que no Rio Grande do Sul o preço da energia elétrica cresce em desproporção ao encarecimento dos demais fatores de custo, é interessante comparar o consumo de kWh do processo Wiberg com o do Höganäs:

$$\left. \begin{array}{l} \text{Wiberg} + \text{Aciaria} = 940 + 865 = 1.805 \text{ kWh/t} \\ \text{Höganäs} + \text{Aciaria} = 75 + 765 = 840 \text{ kWh/t} \end{array} \right\} \text{Diferença: } 965 \text{ kWh}$$

Portanto, o acréscimo de Cr\$ 1,00 no preço de kWh corresponderá a um acréscimo de Cr\$ 965,00 na diferença de custos entre os produtos Wiberg e Höganäs.

e) Se o processo viesse a ser adotado no Brasil, haveria a necessidade de minuciosos ensaios prévios, no tocante à pelotização do minério a ser empregado, visto que algumas hematitas poderiam criar problemas. A alternativa consistiria no emprego do minério granulado, o que resultaria numa elevação do custo do produto obtido.

f) Da mesma forma seria da máxima importância o estudo prévio do comportamento do semi-coque gaúcho no carburador, devido à provável ocorrência de fusão das cinzas, cujo teor é relativamente elevado.

## V. CONCLUSÕES

A tabela II dada a seguir apresenta um resumo dos elementos colhidos:

TABELA II

Processos de redução direta. Quadro comparativo sob o ponto de vista econômico dos cinco processos selecionados.

Ver ressalvas a seguir

	Strategic- Udy	Krupp- Renn	R-N	Höganäs	Wiberg
<b>Custos Diretos</b>					
Minério	6.770	6.910	7.040	6.680	6.680
Semi-coque	-	5.200	3.740	3.230	1.450
Carvão	2.840	-	-	-	-
Combustível(gás, óleo, carvão - pulverizado)	-	620	2.230	610	610
Eletrodos	1.350	-	-	-	240
Carboneto de Silício	-	-	-	810	-
Calcáreo	130	-	100	150	-
Dolomita	-	-	-	-	90
Cal	100	620	-	-	240
Areia	-	620	-	-	-
Refratários e outros	705	360	300	180	480
Energia Elétrica	2.685	165	320	160	1.980
Mão de Obra	420	485	420	420	420
Manutenção	745	800	730	610	830
<b>Sub-total</b>	<b>15.745</b>	<b>15.780</b>	<b>14.880</b>	<b>12.850</b>	<b>13.020</b>
Depreciação	1.060	1.200	1.250	1.180	1.250
Débito(ou crédito)	(945)	300	300	140	300
<b>Primeiro custo de comparação</b>	<b>15.860</b>	<b>17.280</b>	<b>16.430</b>	<b>14.170</b>	<b>14.570</b>
Remuneração do - Capital (10%) (in- cluindo instala- ções acessórias)	1.850	3.300	3.080	3.310	3.030
<b>Custo final de comparação</b>	<b>17.710</b>	<b>20.580</b>	<b>19.510</b>	<b>17.480</b>	<b>17.600</b>
Custo por t de Fe metálico produzi- do	18.070	22.100	22.250	18.960	20.600
10 <sup>6</sup> kcal consumi- das/t de Fe metá- lico produzido	3,95	5,50	6,40	3,80	3,10
Investimento por t/ano (US\$)(ape- nas nas unidades de produção)	55,00	62,50	65,00	74,00	65,00



A análise destes resultados já está parcialmente feita nos "Pontos a observar", junto a cada processo. Contudo, queremos destacar os seguintes pontos:

a) Os números acima não falam por si sós: é necessário ter presente, no caso de cada um dos processos, as observações e notas feitas por ocasião da análise do mesmo.

b) Nos casos em que se preveja a utilização do produto na própria usina, para transformações subseqüentes, a comparação de custos deve ser feita com base no "Primeiro custo de comparação". Sòmente no caso de comercialização direta do produto interessa o confronto dos "Custos finais de comparação".

c) Conquanto o custo por tonelada de Fe metálico produzido seja, para o produto Strategic-Udy, o mais baixo de todos, tal não significa que êste represente o processo "ótimo" para o caso do Rio Grande do Sul, pelas razões já apontadas:

- Problema do enxôfre;
- Investimento não confirmado;
- Inexistência de unidades industriais, por ora;
- O crédito de Cr\$ 945,00 deverá ser novamente debitado, caso se recorra à comercialização do produto;
- A tendência ascendente do kWh e a atual escassez de energia elétrica.

d) Acertada andou a AÇOS FINOS PIRATINI S/A. ao optar pelo processo Höganäs, pelas razões já apresentadas:

- Custo baixo;
- Adequação das matérias primas;
- Simplicidade de operação e confiança no processo;
- Pureza do produto;
- Eficiência térmica: seu índice "combustível global consumido : tonelada de ferro metálico produzido" só é ultrapassado pelo processo Wiberg que, no entanto, apresenta as incógnitas já referidas, para o caso do Rio Grande do Sul.

e) O preço da tonelada de ferro gusa, posto Pôrto Alegre, oscilava em tôrno de Cr\$ 17.000,00/t, em janeiro de 1962. O da sucata escolhida situava-se ao redor de Cr\$ 15.000,00/t. O preço da sucata no mercado internacional continuava em US\$ 50.00/t FOB.

f) A já mencionada tendência que se verifica hoje mundialmente, para a insuflação no alto forno de portadores de hidrogênio (óleo, gás natural, gás de coqueria), com a decorrente economia de coque metalúrgico, reduz o vulto de um dos fatores de interesse pela redução direta: o declínio das reservas de bom carvão metalúrgico. Além disso, tal técnica reduz o custo do gusa, pelo maior rendimento que se obtém.

Por outro lado, continuam plenamente válidos os demais argumentos em favor dos processos de redução direta, inicialmente citados: rarefação dos minérios "ótimos", preço e suprimento instáveis da sucata, maior eficiência térmica dos processos não convencionais.

Somando-se a isto o fato incontestável de que somente estes processos oferecem unidades de porte pequeno e nem porisso menos eficientes, conclui-se que os processos de redução direta em nada perderam o interesse, particularmente para o caso do Brasil e, em especial, do Rio Grande do Sul.

## BIBLIOGRAFIA

### GERAL

- HÜTTE — Taschenbuch für Eisenhüttenleute. 5.<sup>a</sup> Ed. — 1961.
- VERFAHREN DER DIREKTEN REDUKTION VON EISENERZEN — Europäische Gemeinschaft für Kohle und Stahl Hohe Behörde. Dezembro de 1960.
- AÇOS FINOS PIRATINI S/A. — Estudo Econômico e Financeiro (elaborado por ECOTEC — Economia e Engenharia Industrial S/A.). Janeiro de 1962.
- AÇOS FINOS PIRATINI S/A. — Anteprojeto técnico (elaborado por SCANDIA — Projetos e Engenharia Ltda.). Dezembro de 1961
- TRATTAMENTO SIDERURGICO DEI MINERALI DI FERRO — Robert Durrer; 1944.
- "ABM-BOLETIM" — Boletins diversos, com trabalhos de autores vários, e respectivas discussões.
- GEOLOGIA E METALURGIA — Boletins diversos do Centro Moraes Rego.
- QUAL A SITUAÇÃO COMERCIAL DA REDUÇÃO DIRETA DO FERRO? — Colin C. Mc Aneny. Trabalho publicado pela revista Engenharia, Mineração e Metalurgia, n.º 209. Maio de 1962.
- INFORMAÇÕES DE FONTES E TRABALHOS DIVERSOS.

### PROCESSOS STRATEGIC-UDY:

- THE STRATEGIC-UDY DIRECT IRON REDUCTION PROCESS — Dr. Marvin J. Udy. Iron and Steel. Novembro de 1959.

STRATEGIC-UDY DIRECT IRON REDUCTION PROCESS — M. J. Udy e R. A. Blackburn. Iron and Coal Trades Review. Dezembro de 1958.

THE STRATEGIC-UDY UNIVERSAL SMELTING REFINING PROCESS — Koppers Company, Inc. and Strategic Material Corporation.

*PROCESSO KRUPP-RENN:*

KRUPP RENNVERFAHREN — Fried. Krupp.

*PROCESSO R-N:*

THE R-N DIRECT IRON PROCESS — Donald E. Babcock. Apresentado ao Congresso Regional de Cleveland do American Iron and Steel Institute. Outubro de 1958.

THE R-N ROTARY KILN PROCESS FOR THE REDUCTION OF IRON ORE — Olav Moklebust. Apresentado ao Congresso Anual do American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers. Fevereiro de 1959.

BERICHT ÜBER DEN AUGENBLICKLICHEN STAND DES R-N VERFAHRENS — Autor não citado. Fins de 1959.

THE R-N DIRECT REDUCTION AND BENEFICIATING PROCESS — R-N Corporation.

R-N BRIQUETTES ... AN ELECTRIC FURNACE CHARGE MATERIAL OF UNIFORM COMPOSITION — W. R. Weaver. Carbon and Graphite News. Abril de 1960.

*PROCESSO HÖGANÄS:*

PROCESSO HÖGANÄS: UTILIZAÇÃO DO FERRO ESPONJA NA FABRICAÇÃO DE AÇO NO BRASIL — Eng. Anchyses C. Lopes. ABM-Boletim n.º 53. Outubro de 1958.

PRODUÇÃO DE FERRO ESPONJA PELO PROCESSO HÖGANÄS, COM CARVÃO MINERAL DO RIO GRANDE DO SUL, HEMATITAS DE MINAS GERAIS E CARVÃO DE EUCALIPTUS — Yngve Wahlberg e Anchyses C. Lopes. ABM-Boletim n.º 59. Abril de 1960.

INFORMAÇÕES DIVERSAS DE "HÖGANÄS BILLISHOLMS AB".

*PROCESSO WIBERG-SÖDERFORS:*

SPONGE IRON PRODUCTION TODAY — John Stalhed. Congresso de 1955 da Société de L'Industrie Minérale. Junho de 1955.

SPONGE IRON IN ELECTRIC ARC FURNACES — John Stälhed. Journal of Metals. Fevereiro de 1957.

POSSIBILIDADES ATUAIS DE FABRICAÇÃO DO FERRO ESPONJA NO BRASIL — Eng. Anchyses C. Lopes. Geologia e Metalurgia, n.º 18. 1958.

*PROCESSO HyL:*

TERCER CONGRESSO NACIONAL DE LA INDUSTRIA SIDERURGICA  
— Anais. México. Março de 1961.

STEELMAKING BY THE HyL DIRECT REDUCTION PROCESS — M.  
W. Kellogg Co.

*PROCESSO DWIGHT-LLOYD Mc WANE:*

TECHNOLOGY OF DWIGHT-LLOYD Mc WANE IRON MAKING — T. E.  
Ban e B. W. Worthington. Journal of Metals. Dezembro de 1960.

PRODUCTION ASPECTS OF THE DWIGHT-LLOYD Mc WANE IRON  
MAKING PROCESS — H. E. Rowen e C. D. Thompson. Iron and  
Steel Engineer. Junho de 1961.

*PROCESSO KRUPP-EISENSCHWAMM:*

ZUR METALLURGIE DER REDUKTIONS VERFAHREN IM DREHROH-  
ROFEN — M. Wahlster. Technische Mitteilungen Krupp, vol. 19,  
n.º 1. 1961.



## ANEXO 1

CÁLCULO DA CARGA E DO BALANÇO TÉRMICO  
NO PROCESSO STRATEGIC-UDY

Cálculos baseados nos valores e coeficientes citados pelo DR. MARVIN UDY em seu trabalho "The Strategic — Udy Direct Iron Reduction Process", publicado no número de novembro de 1959, na revista Iron and Steel.

Insumos baseados numa produção de 272 t/dia (300 sh. ton) de semi-aço (produto com 0,8 C), ou sejam, 95.000 t/ano (105.000 sh. ton).

Recuperação do Fe:	97%.
Pré-redução no forno rotativo:	37% do Fe reduzido a Fe metálico, o resto a FeO.
Análise do semi-aço:	98,5% Fe; 0,2% Si; 0,8% C; 0,5% outros.

A. *Necessidades de Minério:*

$$\frac{0,985 \times 272}{0,97 \times 0,668} = 413 \text{ t/dia}$$

$$= \frac{413}{272} = 1,52 \text{ t/t de semi-aço.}$$

B. *Calcário:*

- t/dia  $P_2O_5 = 413 \times 0,0009 = 0,4$   
 CaO necessário para formar  
 $4 \text{ CaO} \cdot P_2O_5 = \frac{0,4 \times 4 \times 56}{142} = 0,63$
- t/dia  $SiO_2 = 413 \times 0,0185 = 7,65$   
 CaO necessário para formar  
 $2 \text{ CaO} \cdot SiO_2 = \frac{7,65 \times 2 \times 56}{60} = 14,3$
- CaO disponível:  $0,005 \times 413 = 0,21$

$$4. \text{ CaO total requerido: } 14,3 + 0,63 - 0,21 = 14,72 \text{ t/dia}$$

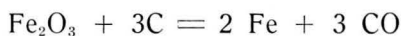
$$= \frac{14,72}{272} = 0,054 \text{ t/t de semi-aço}$$

$$5. \text{ Calcário necessário: } 29,5 \text{ t/dia ou } 0,108 \text{ t/t de semi-aço.}$$

### C. Carvão:

Será computado todo o carvão requerido, sem excesso algum.

Reações:



1. Fe do minério:

$$0,668 \times 413 = 278 \text{ t Fe}$$

$$\text{C} = 278 \times \frac{36}{111,7} = 89,6 \text{ t}$$

2. Si no semi-aço:

$$0,002 \times 272 = 0,54 \text{ t Si}$$

$$\text{C} = 0,54 \times \frac{24}{28,09} = 0,462 \text{ t}$$

3. P:

$$0,00039 \times 413 = 0,161 \text{ t}$$

$$\text{C} = 0,161 \times \frac{60}{2 \times 30,975} = 0,156 \text{ t}$$

4. C no semi-aço (0,8%):

$$\text{C} = 0,008 \times 272 = 2,18 \text{ t}$$

5. Quantidade total de C requerida:

$$89,6 + 0,462 + 0,156 + 2,18 = 92,4 \text{ t}$$

6. Sabendo que C fixo = 48,0%, o consumo de carvão será:

$$\frac{92,4}{0,48} = 193 \text{ t/dia ou } 0,71 \text{ t/t de semi-aço}$$

D. *Consumo de calor no forno*

1. Calor necessário para elevar a temperatura a 980°C (1.800°F); t:

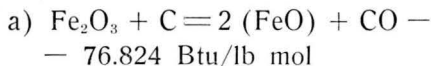
Carvão:	193,0
Calcário:	29,5
Minério:	413,0
	635,5

$$635,5 \times 2205 \times 1800 \times 0,225 = 568.100.000 \text{ Btu}$$

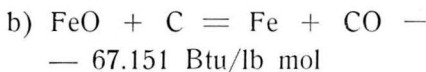
2. Calor para os voláteis (perda ao fôgo) do minério:

$$413 \times 2.205 \times 1.350 \times 0,014 = 17.200.000 \text{ Btu}$$

3. Calor para pré-redução:



$$278 \times 2.205 \times \frac{76.824}{111,7} = 422.000.000 \text{ Btu}$$



$$0,37 \times 0,985 \times 272 \times \frac{67.151}{55,85} = 273.000.000 \text{ Btu}$$

4. Calor para calcinação do calcário:

$$29,5 \times 2.205 \times 764 = 49.700.000 \text{ Btu}$$

5. Calor líquido requerido: 1.330.000.000 Btu/dia

6. Sendo o rendimento térmico de 70%, o calor efetivamente requerido será de:

$$\frac{1.330 \times 10^6}{0,7} = 1.900 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

E. *Cálculo do calor produzido no forno:*

1. Calor de combustão do CO produzido na redução prévia:

a)  $\text{CO} + 1/2\text{O}_2 = \text{CO}_2 + 121.745 \text{ Btu/lb mol}$

- b) CO produzido no forno:

Na formação de FeO:

$$\frac{278 \times 2.205 \times 28}{111,7} = 154.000 \text{ lb/dia}$$

Na formação de Fe:

$$\frac{0,37 \times 0,985 \times 272 \times 2.205 \times 28}{55,85} = 110.000 \text{ lb/dia}$$

$$\text{Total: } 154.000 + 110.000 = 264.000 \text{ lb/dia}$$

- c)
- Calor de combustão:*

$$\text{lb mol de CO: } \frac{264.000}{28} = 9.420/\text{dia}$$

Calor produzido, supondo combustão de 80% do CO formado:

$$0,8 \times 9.420 \times 121.745 = 918 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

2. Calor de combustão da matéria volátil contida no carvão, supondo aproveitamento de 25% desta MV:

$$0,25 \times 193 \times 0,39 \times 2.205 \times 14.500 = 602 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

3. Calor produzido:

$$918 + 602 = 1.520 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

4. O déficit de calor:

1.900 — 1.520 = 380 × 10<sup>6</sup> Btu/dia, é suprido pela combustão de cerca de 50% do CO formado no forno elétrico, conforme se verá mais adiante:

$$0,5 \times 820 \times 10^6 = 410 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$



5. Calor total produzido:

$$918 + 602 + 410 = 1.930 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

Está fechado, assim, o balanço térmico, com um pequeno saldo de  $30 \times 10^6$  Btu/dia.

6. Calor perdido nos gases, e que poderá ser eventualmente recuperado:

- a) Do CO produzido no forno rotativo sobram 20%:

$$0,20 \times 9.420 \times 121.745 = 230 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

- b) Da matéria volátil contida no carvão restam 75%:

$$0,75 \times 193 \times 0,39 \times 2.205 \times 14.500 = 1.810 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

- c) Do CO produzido no forno elétrico sobram 50%:

$$0,5 \times 820 \times 10^6 = 410 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

- d) Calor teórico recuperável:  $2.450 \times 10^6$  Btu/dia

- e) Supondo aproveitamento de 80%, o calor total recuperável será:  $1.960 \times 10^6$  Btu/dia equivalente a  $49,5 \times 10^7$  kcal/dia.

#### F. Cálculos no forno elétrico:

- a) *Carga do forno*

1. Do minério:	<i>t/dia</i>
Fe = $0,37 \times 0,985 \times 272 =$	99,1
FeO = $(278 - 99,1) \times \frac{71,85}{55,85} =$	230,0
SiO <sub>2</sub> = $0,0185 \times 413 =$	7,6
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = $0,0035 \times 413 =$	1,4
Outros = $0,001 \times 413 =$	0,4
2. Do calcário:	29,5

3. Do carvão, supondo 12% de cinzas:

$$0,12 \times 212 = 25,4 \text{ t/dia}$$

Suponhamos a seguinte composição das cinzas:

$$\text{SiO}_2 = 0,65 \times 25,4 = 16,5$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 0,25 \times 25,4 = 6,3$$

$$\text{FeO} = 0,07 \times 25,4 = 1,8$$

$$\text{CaO e MgO} = 0,03 \times 25,4 = 0,8$$

4. Do carvão:

$$\text{C} = \frac{12}{28} \times 90,3 + 272 \times 0,008 = \underline{\underline{41,0}}$$

5. Carga quente no forno (t/dia): 434,4

6. Para eliminar parte do S contido no carvão:

a) S total:  $0,01 \times 193 \text{ t} = 1,93 \text{ t}$



- c) Ca necessário, supondo excesso de 50%:

$$1,93 \times \frac{40,08}{32,07} \times 1,5 = 3,6 \text{ t/dia}$$

- d) CaO necessário (com 15% de impurezas):

$$4,0 \times \frac{56,08}{40,08} = 5,6 \text{ t/dia} \div 0,85 = 6,60 \text{ t/dia}$$

ou sejam, 0,025 t/t de semi-aço.

7. Carga total do forno elétrico:

Quente: 434,4 t/dia

Fria: 6,6 t/dia

b) *CO produzido*

1.  $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ . Desprezando outras reações formadoras de CO, temos:

CO produzido pelo FeO:

$$231,8 \times \frac{28}{71,85} = 90,3 \text{ t/dia}$$

2. Volume correspondente (volume específico do CO: 12,82 pés cúbicos/libra):

$$90,3 \times 2.205 \times 12,82 = 2.560.000 \text{ pés cúbicos/dia}$$

Por tonelada de semi-aço:

$$2.560.000 \div 272 = 9.400 \text{ pés cúbicos/t}$$

Poder calorífico do CO produzido:

$$2.560.000 \times 321,7 = 820 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

c) *Consumo térmico no forno elétrico*

1. Reações envolvidas:



2. Calor consumido nas reações:

*Btu/dia*

- a) Para redução de FeO:

$$\frac{231,8 \times 2.205 \times 67.151}{71,85} = 478,1 \times 10^6$$

- b) Para obtenção de Si no metal:

$$\frac{272 \times 0,002 \times 2.205 \times 274.103}{28,09} = 11,6 \times 10^6$$

- c) Para a redução do P:

$$\frac{0,4 \times 2.205 \times 410.255}{141,95} = \frac{2,6 \times 10^6}{492,3 \times 10^6}$$

- d) Calor total de reação

3. Calor necessário para elevar a temperatura da carga de 1.000°F (de 1.800 a 2.800), ou seja, de 557°C (de 982 a 1.539):

Calor sensível:

$$434,4 \times 2.205 \times 1.000 \times 0,225 = 216,0 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

Calor de fusão:

$$(434,4 - 41,0) \times 2.205 \times \\ \times 90 = \underline{78,2 \times 10^6 \text{ Btu/dia}}$$

Total:  $294,2 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$

4. Calor necessário para elevar a temperatura da carga fria a 2.800°F:

Calor sensível:

$$6,6 \times 2.205 \times 2.800 \times \\ \times 0,225 = 9,2 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$$

Calor de fusão:

$$6,6 \times 2.205 \times 90 = \underline{1,3 \times 10^6 \text{ Btu/dia}}$$

Total:  $10,5 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$

5. Calor total consumido:

Calor de reação:  $492,3 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$

Calor para elevar a temperatura da carga quente:  $294,2 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$

Idem carga fria:  $10,5 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$

Total:  $797,0 \times 10^6 \text{ Btu/dia}$

6. Consumo horário:

$$797 \times 10^6 \div 24 = 33,2 \times 10^6 \text{ Btu/h}$$

7. Potência requerida, em kW, supondo um rendimento total de 70% (4% de perdas elétricas e 26% de perdas térmicas HÜTTE):

$$\frac{33.200.000}{0,7 \times 3.413} = 13.900 \text{ kW}$$

8. Consumo de energia elétrica por t de semi-aço:

$$\frac{13.900 \times 24}{272} = 1.228 \text{ kWh/ semi-aço.}$$

## DISCUSSÃO

**Jorge da Rocha Chatagnier** <sup>(1)</sup> — Agradeço ao Eng. Henrique Carlos Pfeifer pela interessante tese apresentada e, ao abrir o debate sobre o assunto, permito-me fazer a primeira pergunta. Qual a diferença operacional, a delicadeza operacional entre êsses processos? Faço esta indagação porque, evidentemente, nem só o custo operacional pode conduzir à escolha de um processo. Pode ser que um dêles seja de tal modo delicado no seu trabalho cotidiano que invalide o menor preço.

**H. C. Pfeifer** <sup>(2)</sup> — Sua observação vem muito a propósito e chamo a atenção para o fato de ter omitido, diante da premência do tempo, a leitura das características operacionais de cada um dos processos analisados, que consta do trabalho. Lá são encontrados outros elementos esclarecedores. Por outro lado, a fixação de um índice que pudesse medir essa maior sensibilidade dos processos a pequenas variações em relação à matéria prima, umidade do ar, etc., é assunto um pouco especializado. Teríamos elementos suficientes em relação a todos aquêles processos que já se encontram em operação industrial. O processo Hôganäs é menos sensível que o processo Krupp-Renn, e êste menos que o Wiberg. Aliás, o Prof. Wiberg nos honra com sua presença; poderia esclarecer melhor até que ponto a marcha dos processos de redução e de gaseificação é afetada por pequenas variações da carga, tanto na consistência física e na resistência mecânica, quanto em relação à composição química da carga.

**L. C. Corrêa da Silva** <sup>(3)</sup> — Quero congratular-me com o autor por êste trabalho de revisão de todos os processos de redução. É contribuição que muitos de nós gostaríamos ter feito e não fizemos. Encontramos aqui uma explicação esplêndida, que vai nos ajudar no futuro quando forem discutidos êsses processos. Naturalmente, como em qualquer trabalho, há objeções específicas a fazer a pontos aqui mencionados, e que vão aparecer durante a discussão. Quero fazer uma sugestão aos colegas. Já que temos o prazer de contar com a presença do Prof. Wiberg, penso que seria necessário que algum de nós traduzisse para o inglês, de modo sumário, os pontos em debate para que possa dêles participar e nos esclarecer no que couber.

**J. R. Chatagnier** — O Sr. pode tomar êsse encargo?

**L. C. Corrêa da Silva** — Sim, se não houver outro que queira fazê-lo.

**H. C. Pfeifer** — Ao Prof. Wiberg é indiferente o uso da língua alemã ou inglesa. Portanto, penso que o inglês seria mais interessante, por ser mais acessível a todos.

---

(1) Membro da ABM e Presidente da Comissão Técnica "M"; Engenheiro da Divisão Industrial do BNDE; Rio de Janeiro, GB.

(2) Membro da ABM e autor da contribuição; Engenheiro da Aços Finos Piratini S/A.; Pôrto Alegre, RS.

(3) Membro da ABM e Doutor em Metalurgia; Professor de Siderurgia na Escola Politécnica da USP e Chefe da Secção de Aços no IPT; São Paulo, SP.

**Martin Wiberg** (4) — (Em inglês, presta ao Dr. L. C. Corrêa da Silva informações que êste a seguir transmite ao plenário).

**L. C. Corrêa da Silva** — O que o Prof. Wiberg pensa, em resumo, é o seguinte: comparando os custos apresentados nas conclusões do trabalho do Eng. Pfeifer, acredita o Prof. Wiberg que os números aí indicados são razoáveis. Na Suécia, provavelmente, o seu processo seria mais barato, mas no Brasil, e especialmente no Rio Grande do Sul, devido ao custo mais elevado da energia, o processo Wiberg pode ser mais caro do que o processo Höganäs. Além disto, no processo Wiberg é necessário carvão de boa qualidade, que não ocorre no Rio Grande do Sul. Conseqüentemente, o Prof. Wiberg acha que nas condições do Rio Grande do Sul o processo Höganäs é realmente o indicado.

**R. Jafet** (5) — Quando o A. mencionou o processo Krupp-Renn, deu como fator negativo dos minérios brasileiros o seu alto teor de ferro-liga e gusa em fornos elétricos de redução. O custo a que o no qual se pode obter a mistura desejada sem necessidade de empobrecer o minério. O que me espanta, no trabalho apresentado, é o custo elevado para todos os processos, porquanto estamos habituados a sempre utilizar o processo de altos fornos, cujo custo de operação é bem mais baixo. Quanto ao processo Strategic-Udy, devo dizer que produzimos ferro-liga e gusa em fornos elétricos de redução. O custo a que o Sr. chegou no processo Strategic-Udy, que deve ter um consumo bem menor — isto é, preço de custo menor do que o nosso, normalmente — é maior do que o nosso. É verdade que estou falando em termos relativos, porquanto o Sr. situa o problema no caso do Rio Grande do Sul, de maneira que é possível que lá existam números como os que citou.

Gostaria ainda de abordar outro aspecto geral do problema. Estamos vivamente interessados no processo de produção de ferro-esponja. E quando digo nós, refiro-me ao País em geral. O Brasil tem necessidade de sucata de qualidade. Infelizmente, a nossa sucata é escassa e está começando a ser contaminada. Dessa forma, na produção de aços de qualidade, é necessário optar por um sistema que possa corrigir as anomalias.

Quando o Sr. se refere ao processo R-N, menciona as suas qualidades positivas, que seriam mais sensíveis no caso da remoção do enxôfre. Positivamente, isso está correto; verificamos que, de fato, o enxôfre pode ocorrer tanto no minério como no redutor, e o problema continua o mesmo. À primeira vista, poderia parecer que o processo R-N seria o mais indicado nos termos nacionais, devido à maior quantidade de carvão que temos, mas que infelizmente está contaminado de enxôfre. Ocorre-me, então, um fator que o Sr. não mencionou, e que reputo de importância: é que também no processo R-N se pode usar o combustível pobre. Pelos dados que possuímos, de fornecedores de equipamentos, pode-se usar 20% a 25% de cinza, com consumo relativamente baixo. Isso redundaria numa economia muito grande, principalmente para as zonas do interior e norte de Santa Catarina.

Quero felicitá-lo por ter trazido à discussão, em tão boa hora, um problema tão importante, não apenas para o Rio Grande do Sul, mas para todo o País. Nós mesmos acreditamos que no momento a situação deve ser vista no sentido de instalações, em larga escala — não só para fins específicos de aços especiais — de usinas produtoras de ferro-esponja para fornecimento à siderurgia brasileira, para abastecer o mer-

(4) Engenheiro Siderurgista do "Royal Institute of Technology" da Suécia; Stocolmo.

(5) Membro da ABM e Engenheiro Metalurgista; Diretor da Mineração Geral do Brasil; São Paulo, SP.

cado que está com falta de sucata, seja em qualidade, seja em quantidade.

**H. C. Pfeifer** — Agradeço as suas palavras e, começando a respondê-las pelo final, devo dizer que abordei o caso específico do Rio Grande do Sul porque seria pretencioso abordar o caso genérico do Brasil, ainda mais que os dados para um tal estudo não estariam ao meu alcance como estavam os do referido Estado.

Em segundo lugar, o fato de existirem minérios pobres no País, capazes de serem beneficiados economicamente pelo processo Krupp-Renn, não invalida a tese para o caso do Rio Grande do Sul, porque acredito que ninguém iria minerar minérios pobres, em volume pequeno, apenas para satisfazer a demanda de uma usina situada naquele Estado.

**R. Jafet** — O minério que está sendo utilizado no alto forno é o itabirito, ao qual se adiciona o quartzo.

**R. Azevedo** (6) — Pois nós usamos, durante muitos anos, o minério fraco, não em ferro, mas em sílica. Sofríamos o problema do minério muito rico, que era justamente o caso contrário. Com o funcionamento da sinterização em Volta Redonda, passamos a introduzir sílica através do sinter, com adição de areia no sinter.

**R. Jafet** — Há jazidas em quantidades, que foram e ainda poderão ser exploradas em minério comum, que em Minas chamamos de itabirito silicoso. Não quero dizer que o Sr. deva levá-la para o Rio Grande do Sul. Mas supus que o auditório tivesse entendido que o Brasil não possui esse minério, quando na verdade o possui em grande quantidade.

**H. C. Pfeifer** — Seria o caso, então, de analisar o fator transporte; ademais, deixaria de existir esta conjugação de uma usina de aços especiais consumindo os finos de minério eventualmente inaproveitados. Há, de fato, uma série de fatores que me levaram à conclusão apresentada, quanto à adoção do processo Krupp-Renn no Rio Grande do Sul.

O segundo ponto abordado pelo Eng. Jafet refere-se aos custos elevados a que se chegou. Teria a dizer, a respeito do confronto de custos entre produtos, o seguinte: o problema, em geral, é colocado sob o aspecto de maior ou menor custo. Mas eu colocaria o problema, antes disto, sob o aspecto de ter ou não ter o aço, no caso do Rio Grande do Sul. Não diria que se passasse à fabricação de um produto por mero capricho, sabendo de antemão que seu custo seria astronômico. Dentro de certos limites, porém, os efeitos da fabricação de determinado produto, ainda que de custo mais elevado, justificam plenamente sua produção. Citaria como exemplo o caso da energia elétrica no Rio Grande do Sul, onde durante alguns anos não se cogitou de usinas termo-elétricas sob o pretexto de que o kWh assim obtido seria mais caro. Sucede que hoje temos carência de energia, produzimô-la a custo elevado, e a teremos em abundância somente construindo usinas térmicas. Analise-se também nossa indústria automobilística.

Seria o caso de se aplicar o mesmo conceito, «mutatis mutandis», ao caso presente. Aqui temos um ônus bastante grande do frete do minério, em parte compensado pelo carvão obtível «in loco». Isto, quanto ao problema dos custos.

Torno a citar a observação feita na Comissão Técnica em que foram tratadas as perspectivas da siderurgia no Espírito Santo, quando

(6) Membro da ABM e Engenheiro de Minas e Metalurgia; Assistente da Presidência da C.S.N.; Rio de Janeiro, GB.

se revelou que gusa lá produzido era despachado até de caminhão para o Rio Grande do Sul. Nestas condições, o gusa que lá se compra terá, necessariamente, preço equivalente, ou maior, do que os custos aqui citados. (\*)

Quanto ao processo Strategic-Udy, o Sr. mesmo, em parte, já respondeu. O que cria condições não tão boas para esse processo no Rio Grande do Sul são as peculiaridades locais.

**R. Jafet** — Não tive nenhuma intenção de criticar a localização, no Rio Grande do Sul, da Aços Finos Piratini S/A. Do outro lado, reputo sua contribuição muito importante e seria bom torná-la de âmbito nacional.

**H. C. Pfeifer** — Talvez um trabalho de âmbito nacional possa seguir-se a este, mas o número de fatores a levar em conta, nesse caso, será muito maior do que as variáveis no Rio Grande do Sul, as quais estão quase todas fixadas de antemão.

**Anchyses C. Lopes** (7) — Quero congratular-me com o Eng. Pfeifer porque, pelo que vejo, vamos entrar em nova fase com o seu trabalho. Ao que temos sentido, desde 1958 têm aparecido vários comentários e trabalhos sobre redução direta em nosso País, mas todos muito falaciosos, com custos de investimento errados, o que tem trazido muita confusão ao problema.

O Eng. Pfeifer apresenta um trabalho de valor inestimável para nós, porque mostra como se deve fazer um estudo local de redução indo às fontes mais importantes. No processo Strategic-Udy, por exemplo, ele fez um completo balanço para as condições do Rio Grande do Sul e assim também com os demais. Louvo, mais uma vez, o trabalho do Eng. Pfeifer, porque é a única maneira de termos dados precisos e não os falaciosos, que têm sido apresentados até agora. Eu, por exemplo, acho que cada região do Brasil deveria ter o seu estudo completo, cada Estado mereceria um estudo assim. Em diferentes locais se poderia optar por outro processo, como o Wiberg, que se adapta muito bem ao Nordeste. Apresento parabéns ao jovem Engenheiro Henrique Pfeifer, que com sua contribuição mostra como evoluem os nossos meios metalúrgicos, principalmente através dos Congressos da ABM.

**C. D. Brosch** (8) — Desejaria saber se o Eng. Pfeifer, apenas por ilustração, não fez estudos comparativos de produção para 100 mil toneladas anuais em alto forno, a fim de obter o custo atual do produto feito pelo modo clássico e compará-lo aos demais processos. Talvez o custo atual do ferro-gusa não fosse tão em conta como se pensa. Outra observação que queria fazer ao trabalho excelente do Eng. Pfeifer é quanto à comparação de custos, dos quais vários valores se aproximam bastante, tendo em vista o intervalo de variação para se comparar esses dados relativos. Isto porque na comparação de custos nem sempre há uma exatidão de números. De modo que há um intervalo de variação que somado, pode dar 55 dólares por tonelada, mais ou menos 5% a 10%.

---

(\*) Ver "*Perspectivas da Siderurgia no Estado do Espírito Santos*", pelo Cel. Eng. Paulo Dias Veloso. Contribuição apresentada ao XVII Congresso, a ser publicada em "ABM-Boletim".

(7) Membro da ABM e Engenheiro Metalurgista; Diretor da Scandia Projetos de Engenharia; Rio de Janeiro, GB.

(8) Membro da ABM e Engenheiro Metalurgista; da Seção de Aços do IPT; São Paulo, SP.



**H. C. Pfeifer** — Agradeço muito a sua oportuna intervenção, sobretudo quanto ao problema do custo do gusa, produzido num alto forno a ser instalado hoje. De fato não me ocorreu citar também este aspecto do problema levantado pelo Eng. Roberto Jafet. Quanto à comparação, sem dúvida interessantíssima, dos custos de produção que seriam de esperar para a tonelada de gusa produzido num alto forno para 100 mil toneladas-ano, eu teria tido muito interesse em acrescentar isto ao trabalho, porém, dada a exigüidade do tempo não me senti à altura de fazê-lo no momento. Acredito que isso possa e deva ser feito por outros siderurgistas.

**Anchyses C. Lopes** — A impressão que tenho é a de que o Eng. Pfeifer foi levado a não considerar este ponto, porque para fazê-lo teria que supor a importação de coque para o Rio Grande do Sul.

**B. M. de Andrade** <sup>(9)</sup> — Desejo esclarecer um ponto. A matéria prima de que o autor dispõe não se prestaria para a produção de aços finos. Portanto, este trabalho seria puramente ilustrativo neste sentido. O Sr. também tem no Sul um carvão mineral que não se prestaria para alto forno. E carvão vegetal também seria difícil de obter naquela região. Isso eliminaria, em tese, essa comparação, a não ser no sentido ilustrativo.

**H. C. Pfeifer** — Perfeitamente, e foi deste ponto de vista que parti. Mas ao chegar ao fim, tropecei neste ponto, que seria o confronto com o alto forno. Dada minha pequena experiência acerca da marcha deste aparelho, e a enorme quantidade de informações que seria necessário compilar, desisti de fazer tal comparação. Sem dúvida há interesse no cotejo, mas não com vistas ao Rio Grande do Sul, onde o alto forno foi excluído.

**R. Jafet** — O Sr. poderia contar com o carvão de Santa Catarina, que é mais próximo do que São Paulo. Naturalmente, não vamos travar polêmica sobre isto, mas quanto ao carvão de Santa Catarina devo dizer que temos experiência apenas com o coque nacional, que funciona muito bem em forno elétrico. Nestas condições, acho que o processo Strategic-Udy poderia funcionar sem dificuldades com o coque nacional.

**B. M. de Andrade** — A CSN está bastante interessada no processo Strategic-Udy. Mas o enxôfre é um problema que ainda não foi resolvido nesse processo.

**Anchyses C. Lopes** — Foi justamente neste ponto que louvei o trabalho do Eng. Pfeifer, que aponta as deficiências em cada processo. É o caso do produto Strategic-Udy, o qual quando decresce o seu teor de carbono, aumenta o de enxôfre. Estes são dados que nunca foram postos à nossa disposição; quando recorremos a esses processos há uma certa falta de precisão que o Eng. Pfeifer levou em consideração de maneira magnífica.

**J. B. Juvillar** <sup>(10)</sup> — Na página 9 do seu trabalho, ao falar do processo HyL, o A. diz: "*O processo, industrialmente vitorioso, obtém a redução fazendo passar através do minério um fluxo de gás redutor, do tipo 75% H<sub>2</sub> + 25% CO, resultante do "cracking" de gás natural*

(9) Membro da ABM e Engenheiro Assistente da Presidência da CSN; Rio de Janeiro, GB.

(10) Membro da ABM e Engenheiro da CSBM; Monlevade, MG.

*com vapor d'água em presença de catalizadores. Produto: ferro-esponja com grau de redução de 94%, diretamente carregado no forno elétrico de refino ou esfriado e concentrado magnéticamente. Dadas as condições peculiares do Rio Grande do Sul, o processo não será analisado".* Imagino que assim pensou porque o Rio Grande do Sul não tem gás. Mas, não se poderia obter essa proporção, numa mistura de gás reductor e minério, a partir do carvão do Rio Grande do Sul?

**H. C. Pfeifer** — Então cairíamos num confronto intermediário, o Wiberg.

**J. B. Juvillar** — Não, porque o HyL, de todos os processos de redução direta, é o que tem um investimento unitário menor. Dá US\$ 29/t de ferro-esponja obtido, cifra muito menor do que as que aparecem no trabalho.

**H. C. Pfeifer** — A priori, eu poderia pôr em dúvida êstes 29 dólares, sem ter feito uma análise com as matérias primas. Em segundo lugar, perguntaria: como fazer a gaseificação do carvão para obter o produto?

**J. B. Juvillar** — A obtenção da mistura de hidrogênio com monóxido de carbono, a partir do carbono, é problema já resolvido há muitos anos na Alemanha. Isto foi obtido até com carvões ruins. Seria interessante fazer um estudo do método HyL, com todos os seus procedimentos, para o carvão gaúcho.

**Anchyses C. Lopes** — Este processo já foi estudado, mas não no trabalho do Eng. Pfeifer. Aliás, a própria concessionária do processo negou-se a fazer os cálculos para o Rio Grande do Sul.

**H. C. Pfeifer** — Não obstante, poderia ser interessante fazer o confronto atual, condicionado a um estudo detalhado do processo e das suas implicações com o nosso carvão.

**B. M. Andrade** — No preço do minério o Sr. considerou o preço internacional? Foi considerado o dólar nesse preço?

**H. C. Pfeifer** — Não. Partimos de um preço unitário por tonelada de finos de minério, supondo que obteríamos êsses finos como uma espécie de subproduto, e a fração maior do custo citado corresponde ao custo do transporte. Acreditamos ainda conseguir fazer êsse entrosamento.

**B. M. de Andrade** — Chamo a atenção para êste ponto porque minério brasileiro chegado a pôrto passa a ter cotação internacional. A não ser que uma política governamental venha a ser estabelecida para que, emprêsas siderúrgicas situadas no sul ou norte do País, mesmo que tenham transporte marítimo, como é o caso da COSIPA, venham a ser beneficiadas com esta condição que o Sr. acaba de mencionar.

**H. C. Pfeifer** — Justamente. E uma vez que a Aços Finos Piratini é uma emprêsa de capital misto — onde predomina o capital governamental — é de se esperar que haja essa possibilidade.

**L. C. Corrêa da Silva** — Queira confirmar uma impressão minha, que já tive oportunidade de expôr na reunião de ontem. É que no futuro — e isto em nada afeta o seu trabalho atual — para a década de 70-80 teremos no Brasil e no mundo um processo que permitirá a produção de ferro-esponja por meio de gás obtido através da gaseifi-

cação de carvões pobres, provavelmente por meio do oxigênio. Esta é uma idéia firmada com base em estudos já feitos. E devo dizer que em conversa com o Prof. Magnus Tigrshold, êle externou esta opinião dizendo que a solução ideal para o Brasil seria o acoplamento do gasogênio Wiberg com o reator HyL.

**R. Jafet** — Acho que o ponto levantado pelo Eng. Martins de Andrade é de grande importância. O minério no pórto é para ser exportado e o seu preço é o de exportação. Mas esperar ter favores no minério, por ser uma entidade governamental, só se compreende se o Sr. tiver a sua própria jazida. Este foi o caso da COSIPA, a qual esperava isto da C.V.R.D., mas quando chegaram aos fatos tudo desapareceu. O fino de minério tem um preço que é sempre o de exportação.

**H. C. Pfeifer** — Não competirá a mim tratar dêste problema para a Açõs Finos Piratini, mas acredito que se encontrará a maneira de resolvê-lo.

**Anchyses C. Lopes** — Tenho a impressão de que há certa controvérsia mais profunda nisso. Perguntaria ao Eng. Jafet qual o custo do minério da Ferro e Aço de Vitória.

**R. Jafet** — É também um preço de exportação.

**Anchyses C. Lopes** — Penso que não. O ônus do custo do minério de ferro para a Piratini é o mesmo ônus do custo de transporte do ferro-gusa, proporcionalmente. Mas é preciso considerar o estado caótico, o aspecto de desorganização do nosso transporte marítimo. O minério de Minas, para chegar ao Rio Grande do Sul, tem 14 encargos diferentes e é por isto que encarece. Mas encontramos fornecedores que poriam o minério na bôca do alto forno pelo preço de minério doméstico. A impossibilidade não era considerar o minério com custo de exportação. A impossibilidade era o estado atual em que se encontra o nosso transporte marítimo, coisa vergonhosa para o Brasil. Não há mais possibilidade de uma usina se instalar na costa. É preferível ela mandar o ferro-gusa de caminhão para o Rio Grande do Sul do que por via marítima. É o caso da Piratini. Pela quantidade de que ela precisa talvez seja mesmo necessário mandar de caminhão. Sem levarmos em conta, como é óbvio as possibilidades a estudar da utilização das magnetitos do Sul.

**R. Jafet** — Entedi o que o Sr. disse, no sentido de que o transporte marítimo é calamitoso. Mas o que o Eng. Martins de Andrade frisou é outra coisa. Quem põe o minério no pórto é porque já venceu uma grande dificuldade, a do transporte ferroviário, e então vai usufruir de preço internacional.

**Anchyses C. Lopes** — Volta Redonda consegue ter o custo de transporte, por quilômetro, igual ao do pórto do Rio de Janeiro. É mais caro, mas não como o para exportação.

**B. Martins de Andrade** — Queria apenas adicionar uma expressão ao que disse anteriormente: "...no pórto e embarcado" com relação ao minério. O minerador que vai ceder o seu minério tem que considerar os lucros cessantes, e isso ninguém quer perder. Estou de acôrdo com o Eng. Anchyses, em que as taxas marítimas são onerosíssimas, e se não me engano houve ainda mais um aumento em outubro do ano passado. A não ser que haja minas na própria usina, ou outro tipo de transporte, essa condição não pode deixar de ser considerada na rentabilidade da empresa.

**J. B. Juvillar** — Quería reforçar o comentário feito pelo Eng. Corrêa da Silva, no sentido de que está se acentuando a tendência para desenvolver um aparelho redutor com gases e, separadamente, um aparelho produtor dos gases redutores. O método HyL, é, até agora, dos métodos de redução direta postos em prática, o que teve maior sucesso econômico. Ele é usado no México e tem como único inconveniente ser descontínuo e trabalhar por cargas. No ano passado, na Venezuela, foi realizado um simpósio sob o título "*Iron Ore Reduction Techniques*", ao qual foi apresentado um trabalho sobre o procedimento de redução direta pela Hüttenwerk-Oberhausen, cujo princípio é um alto forno sem cadinho, no qual se faz redução introduzindo os gases pela parte inferior e se obtinha separadamente o gás redutor. Havia ainda um forno-piloto produzindo 500 t/dia. O ferro-esponja obtido por este procedimento é tirado do forno por um parafuso sem fim.

**H. C. Pfeifer** — De fato, eu não desconhecia este método, mas me parece que o aparelho de redução tem muita semelhança com o do processo Wiberg. De modo que tudo indica que esses processos de redução gasosa têm certa semelhança entre si. O problema tecnológico que teria que ser resolvido é o da gaseificação do nosso carvão. Não há ainda experiências feitas que garantam a aplicação industrial de um processo de gaseificação.

**J. B. Juvillar** — Na Alemanha, os carvões muito pobres são gaseificados, mas não para utilização em siderurgia.

**Anchyses C. Lopes** — Quería reportar-me ao elogio que fiz ao trabalho do Eng. Pfeifer, justamente porque entramos agora numa fase objetiva. Se considerarmos *todos os processos em evolução*, então voltaremos à fase que se iniciou em 1958. Neste caso de redução por via gasosa pediria primazia para as idéias novas do Prof. Wiberg, que estão bem adiantadas e representam quase o ideal para o problema da redução direta.

**J. R. Chatagnier** — Creio que estamos com muitas idéias a respeito, e sem dúvida alguma, como bem ressaltou o Eng. Anchyses, é preciso não perder de vista que o Brasil é um todo muito grande com problemas locais diferentes. Posso disso dar meu testemunho no Banco Nacional de Desenvolvimento Econômico, onde cada projeto que entra nos obriga a um estudo específico do local do Brasil em que a empresa quer instalar-se. Este trabalho do Eng. Pfeifer tem o grande mérito de fazer estudos comparativos dos diversos processos para um determinado Estado e de servir de roteiro para estudos análogos para outras zonas do Brasil.

\*

DISCUSSÃO ESCRITA — Com referência à questão várias vezes levantada em debate, qual seja, a do custo do gusa de alto forno produzido em condições semelhantes às descritas (instalação de 100.000 t/ano, preços e câmbio de dezembro de 1961), temos hoje um dado aproximado que poderá servir de base para uma comparação, embora vaga: fomos informados de que, para uma usina situada no litoral centro, e operando alto forno a coque com capacidade de 1.000 t/dia (portanto 300.000 t/ano), o custo da tonelada de gusa situar-se-ia em torno de Cr\$ 15.000,00, excluídos os custos de comercialização. Basta rápida análise deste dado e a adaptação às condições tomadas por base para os demais processos, para concluir-se pela perfeita normalidade e até mesmo modicidade dos custos encontrados. Não procede, portanto, a alegação de que estes custos seriam espantosamente elevados em confronto aos custos de produção de gusa em alto forno. **H. C. Pfeifer.**