

37
HORÁCIO DA MAIA FERREIRA E COSTA
ENGENHEIRO DE MINAS (U. P.)

Horácio
Maia
Costa

Preparação das Cargas para os Fornos de Redução da Siderurgia

PREPARAÇÃO DAS CARGAS PARA OS FORNOS DE REDUÇÃO DA SIDERURGIA

PORTO
9 6 5

PORTO — 1965

9(043)
Sh/PRE

PREPARAÇÃO DAS CARGAS PARA OS FORNOS
DE REDUÇÃO DA SIDERURGIA

HORÁCIO DA MAIA FERREIRA E COSTA
ENGENHEIRO DE MINAS (U. P.)

PREPARAÇÃO DAS CARGAS PARA OS FORNOS DE REDUÇÃO DA SIDERURGIA

*Dissertação para doutoramento
na Faculdade de Engenharia*

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO DE JANEIRO
FACULDADE DE ENGENHARIA
PORTO — 1965



669(043)/COS24/PRE

COMPOSTO E IMPRESSO NA EMPRESA INDUSTRIAL
GRAFICA DO PORTO, L.DA — EDIÇÕES «MARANUS»
PRAÇA DA REPÚBLICA, 57 * TELEFONE, 2 05 04

Universidade do Porto Faculdade de Engenharia Biblioteca
Nº 65260
CDU 669.043.1
Data 20/2/2003

*A Minha Mulher
e Meus Filhos*

A Meus Pais

ERRATAS PRINCIPAIS

<i>Página</i>	<i>Linha</i>	<i>Onde se lê :</i>	<i>Deve ler-se :</i>
21	14	espirais, de	espirais de
23	31	Noruega	Suécia
40	2	LUARILA	LAURILA
46	27	deste	destes
66	3 e 4	Ferro	ferro
70	32	ácidos resínicos	ácido oleico
79	17 e 20	H ₂	H ₂
105	2	$Q = \left(\frac{\Delta P}{rH} \right)^{\frac{1}{n}} \frac{1}{\left(1 - \frac{x}{h} \right)^{\frac{1}{n}}}$	$Q = \left(\frac{\Delta P}{rH} \right)^{\frac{1}{n}} \frac{1}{\left(1 - \frac{x}{H} \right)^{\frac{1}{n}}}$
108	16	$\frac{T}{H} = \left(\frac{rH}{\Delta P} \right)^{0.6}$	$\frac{T}{H} = \left(\frac{rH}{\Delta P} \right)^{0.6}$
128	18	finos	finas
130	13	CaS + 2O ₂ → SO ₄ Ca	CaS + 2O ₂ → SO ₄ Ca
139	1	ligante	ligantes
143	6	[CaO, Fe ₂ O ₃]	CaO, Fe ₂ O ₃
163	16	acle-	acele-
170	19	envolva	envolve
172	4	da reacção endotérmica	da endotermicidade da reacção
174	14	3. CaO, SiO ₂	3 CaO, SiO ₂
194	Fig. 93-B	α	β
196	Fig. 94	α	β
231	31	car ga 1100° C	carga a 1100° C
236	33	sódios	sólidos
238	16	combinando	Combinando

ÍNDICE

	Págs.
Introdução.....	11
I PARTE — CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIOS DE FERRO	
1 — Introdução	19
2 — Concentração em meios densos	22
3 — Concentração em jigas	24
4 — Concentração em espirais de Humphrey	25
5 — Concentração em mesas	26
6 — Concentração magnética	26
7 — Separação electrostática	61
8 — Flutuação	64
9 — Lixiviação ácida e alcalina	71
10 — Grelhagem oxidante ou neutra e redutora	73
II PARTE — SINTERIZAÇÃO	
1 — Introdução	83
2 — Preparação das cargas a aglomerar	84
3 — Aparelhos de sinterização	89
4 — Carregamento dos aparelhos de sinterização	92
5 — Ignição e aspiração	94
6 — Juntas de estanquicidade	94
7 — Mecanismo da sinterização	95
8 — Combustão do carbono	113
9 — Transferência de calor através de uma carga em aglomeração ...	120
10 — Influência dos fenómenos de transferência de calor sobre os fenómenos de combustão	126
11 — Depuração das cargas durante a aglomeração	127
12 — Arrefecimento dos aglomerados	132
13 — Ensaio para a determinação da qualidade dos aglomerados.....	135
14 — Reacções entre os constituintes da carga em vias de aglomeração	141
15 — Composição mineralógica dos sinters... ..	156

III PARTE — PELETIZAÇÃO

	Págs.
1 — Introdução	175
2 — Matérias-primas	177
3 — Processos de fabrico de «pellets» cruas	180
4 — Explicação do fabrico de «pellets» cruas e sua resistência ao esmagamento	184
5 — Fabrico de «pellets» cruas	190
6 — Características das «pellets» cruas	204
7 — Processos de modificar a resistência das «pellets» cruas	208
8 — Alimentação de água e carga aos peletizadores	214
9 — Secagem e cozedura das «pellets»	215
10 — Características das «pellets» cozidas; métodos usados para a sua determinação	225
11 — Tendências actuais da peletização	228
12 — «Pellets» autofundentes	229
13 — «Pellets» pré-reduzidas	232
14 — Macro e microestruturas das «pellets»	235

INTRODUÇÃO

A produção mundial de metais ferrosos, em particular de aço, tem vindo a crescer todos os anos. Ao mesmo tempo, vão escasseando os minérios ricos em ferro, capazes de serem dirigidos directamente dos jazigos aos fornos de redução. Daí, a necessidade de utilização, em cada vez maior escala, de minérios de baixo teor.

A carga directa destes minérios, não seria nem racional nem económica, pois, produzindo um elevado volume de escórias, consumiria elevadas toneladas de combustível para a sua fusão e conduziria a uma má utilização do volume útil dos fornos, donde baixas produções. A sua beneficiação, levando à eliminação de substâncias estéreis (quartzo, silicatos, carbonatos, etc.) e nocivas (enxofre, fósforo, chumbo, etc.), e ao aumento do teor em ferro, contribui com uma cota importante para que os inconvenientes apontados, possam ser minimizados.

De entre as substâncias minerais ferríferas, são os óxidos de ferro as de maior interesse. Seguem-se-lhe os carbonatos e os sulfuretos. Os silicatos, greenalite, turingite, chamosite e fayalite até ao momento não podem ser considerados com valor industrial.

Na tabela I, indicam-se os principais minérios de ferro, a sua composição química e teor em ferro quando puros, além de algumas propriedades de interesse na escolha do processo de enriquecimento a adoptar.

TABELA I

Designação	Composição química	Teor em Fe (%) ^{b)}	Permeabilidade magnética ^{a)}	Densidade
Magnetite	Fe ₃ O ₄	72,4	40,18	5,18
Hematite	Fe ₂ O ₃	70,0	1,32	5,10
Hematite γ	Fe ₂ O ₃	70,0	Inferior à da magnetite	5,10
Goethite	Fe ₂ O ₃ .H ₂ O	62,9	0,84	4,20
Limonite	Fe ₂ O ₃ .nH ₂ O	variável	variável	variável
Siderite	CO ₃ Fe	48,2	1,82	3,8
Pirite	Fe S ₂	46,5	0,23	5,0

a) Permeabilidade magnética comparada com a do ferro.

b) Considerados puros.

*

* *

Segundo opinião generalizada, dentro de algum tempo, a utilização de minérios «crus» nos fornos de redução, será tão obsoleta como seria a utilização de carvão não coquizado. É por isso que, tendo-se iniciado a aglomeração com o fim de aproveitar as poeiras dos gases dos altos fornos, lamas de espessadores, palhas de laminadores, escórias Martin, etc., ela se tem vindo a generalizar, aplicando-se sucessivamente aos concentrados provenientes do enriquecimento de minérios pobres, aos finos de fragmentação e já em certos casos à totalidade das matérias-primas, que fazem parte dos leitos de fusão.

A aglomeração, constitui uma técnica destinada ao aproveitamento integral das matérias-primas ferríferas e em certos casos à sua depuração, à preparação dos leitos de fusão com o fim de melhorar a condução dos fornos e à obtenção de uma carga mais rica e mais homogénea.

A aglomeração situa-se, portanto, entre a mina e a siderurgia, tem grande afinidade com a preparação de minérios, mas pode ser considerada em lugar destacado. Quando os leitos de fusão forem integralmente constituídos por aglomerados, poderá afirmar-se que a cadeia mina-preparação-siderurgia passará a ter mais um elo e dará lugar a uma outra, mina-preparação-aglomeração-siderurgia. Dar-se-á assim particular relevo a uma fase de preparação dos leitos de fusão, com características próprias.

Dentro da aglomeração há a considerar duas técnicas de relevante importância:

- sinterização (aglomeração sobre grelha);
- peletização.

Poderia juntar-se-lhes a briquetagem e a nodulização mas, para não alongarmos demasiado o trabalho, aguardaremos melhor oportunidade, para tratar estes assuntos.

A nodulização parece querer ressurgir, depois de um período bastante apagado, devido primeiro, ao grande progresso da sinterização e depois, ao da peletização.

Portanto, só se estudarão aqui aqueles dois processos de aglomeração, cobrindo hoje quase a totalidade da produção mundial.

*
* *
*

O trabalho será dividido em três partes.

A I parte constitui um aspecto nalguns domínios bem conhecido. No entanto, os progressos realizados nos últimos anos, são extremamente importantes quanto a técnicas e construção de novos aparelhos. A actualização dos conhecimentos neste domínio, com o fim de melhor poderem apreciar-se as diversas soluções possíveis na resolução de alguns problemas, ou modificação das já existentes, pareceu-nos ser de grande interesse.

Tratar-se-ão com maior amplitude, os processos modernos que melhor tenham provado e cuja aplicação se vai generalizando e aqueles, cujos resultados obtidos nos estudos às escalas laboratorial e piloto, parecem susceptíveis de vir a tomar grande desenvolvimento.

Na II parte abordar-se-ão os múltiplos aspectos da operação de aglomeração sobre grelha. Dedicar-se-á por fim, um capítulo ao estudo da composição mineralógica dos aglomerados. As técnicas usadas neste domínio vêm sendo melhoradas e numerosos investigadores, suecos, americanos, franceses, russos, ingleses, etc., se lhe vêm dedicando. É preciso, no entanto, que para cada caso seja feita uma investigação particular. Sendo inúmeros os factores em jogo, pode dizer-se, que não se encontram dois «sinters» perfeitamente iguais. Além disso, como para cada forno é necessário uma carga de características próprias, os estudos realizados terão sempre um certo interesse.

Na III parte estudar-se-á um processo de aglomeração relativamente recente à escala industrial, cujo incremento se faz sentir de dia para dia. A existência em Portugal de uma instalação de peletização e também a existência de jazigos de ferro, cujo bom aproveitamento conduzirá, por certo, ao fabrico de «pellets», levaram-nos a fazer numerosos ensaios neste domínio, usando para isso pequenos aparelhos à escala laboratorial. No texto, encontrar-se-ão referências aos trabalhos realizados e aos resultados conseguidos. Tal como na sinterização, dedicar-se-á um capítulo ao estudo mineralógico das «pellets».

Nesta parte do trabalho, esboçar-se-á o estudo do fabrico de «pellets» pré-reduzidas. Os ensaios por nós realizados, tanto no IRSID como na Faculdade de Engenharia, são de particular interesse.

*
* *

O trabalho que vai ser apresentado nem sempre foi realizado nas melhores condições.

Durante o estágio que realizámos no IRSID (Institut

de Recherches de la Sidérurgie), em França, foi fácil realizar experiências de preparação de minérios de ferro tanto à escala laboratorial como à escala piloto, sobre os minérios limoníticos das Bacias de Briey e de Nancy. Já no caso da sinterização, como se realizavam por vezes ensaios com carácter confidencial, sòmente pudemos segui-los em parte. Além disso, a utilização de uma cuba de aglomeração de grande capacidade, exigia elevadas quantidades de minério, de que não dispunhamos. Por isso não nos foi possível executar integralmente os trabalhos que pretendíamos. Viemos a realizá-los, em parte, muito recentemente, na Faculdade de Engenharia, em instalação improvisada. Colhemos amostras destinadas a estudos microscópicos, cujas microfotografias inserimos, no devido local. Na peletização, como é possível manusear pequenas quantidades de material, foi mais fácil executar um grande número de trabalhos, tanto com minérios de limonite como de magnetite. Fizemos já a confirmação dos resultados obtidos, instalando um pequeno tambor de peletização na Faculdade de Engenharia, ao qual se juntou um aparelho para a determinação da resistência das «pellets». Procedeu-se à sua cozedura a variadas temperaturas.

As maiores dificuldades surgiram na obtenção de análises químicas completas; principalmente no caso de «pellets» pré-reduzidas e no que se refere ao ferro metálico.

*

* * *

No texto vão ser empregadas algumas palavras, cuja tradução se revela particularmente difícil. Estão neste caso sinterização e sinter, peletização e «pellets», termos que entre nós se vão generalizando. Os brasileiros traduziram «pellets» por «pelotas», e os franceses por «boulettes». Os termos «pelota» (bola do jogo de pelota vasca) e pelotização, não nos parecem muito felizes e por isso, não os adoptaremos.

*
* *

O assunto que escolhemos para tema da nossa dissertação, é bastante sedutor, para todo aquele que pensa dedicar-se ao estudo dos problemas da siderurgia, como indústria extractiva. A provar o seu real interesse, está justamente o ritmo de crescimento das instalações de preparação das cargas para os fornos de redução, o número de investigadores que a estas questões se dedicam, os artigos espalhados pelas revistas da especialidade e os congressos que ao assunto têm dado a maior importância.

Muitas dúvidas nos assaltaram quando tomámos consciência da complexidade de tão magno problema. Porém, como mineiros, antevimos a maneira de resolver determinados problemas relativos à explorabilidade económica de jazigos, até então marginais ou sub-marginais; como metalurgistas, considerámos a possibilidade de poder aumentar o nível das produções dos fornos de redução. Foi, portanto, com grande entusiasmo que tomámos a decisão de estudar este assunto. Sabemos que por toda a parte é possível encontrar revistas dedicando muitos artigos a este tema mas, a sua dispersão e não acessibilidade, na sua maior parte, podem desencorajar quem, com menos entusiasmo, procura estudar as questões que assaltem o seu espírito. Não pretendemos com isto dizer que tratamos perfeitamente matéria tão vasta. Sabemos apenas, que nos inteirámos perfeitamente daquilo que está já feito e do muito que está ainda por fazer. E podemos prometer continuar a estudar, com o fim de esclarecer, muitas das dúvidas que ainda nos preocupam, se para tanto viermos a obter meios suficientes.

Encarando a preparação das cargas do ponto de vista prático, procurámos reunir o maior número de dados possível e executar ensaios para esclarecimento de algumas questões duvidosas. Nem sempre fomos bem sucedidos apesar do esforço feito, pois, o tempo e meios ao nosso alcance, não eram suficientes.

*
* *
*

Este trabalho só foi possível mercê dos auxílios recebidos. Por isso, queremos deixar aqui bem expresso o nosso sincero agradecimento:

- 1.º — À Organização do Tratado do Atlântico Norte, pelo auxílio material que permitiu a nossa estadia em França por um período de dez meses;
- 2.º — Ao Institut de Recharches de la Sidérurgie (IRSID) que, ao recerber-nos no seu seio e ao facultar-nos as suas instalações e publicações, contribuiu para que a nossa missão pudesse ser cumprida. A nossa gratidão vai para todos aqueles que, de qualquer modo, contribuíram para que os trabalhos resultassem mais proveitosos, ajudando, sugerindo, ou criticando. Não podemos porém, deixar de distinguir os notáveis investigadores Senhores Michard e Javelle, que nos deram a honra de criticar quase dia a dia os nossos trabalhos, sugerindo outros ou encarregando-nos de alguns de real interesse, nas investigações em curso;
- 3.º — A Minas de Vila Cova — S. A. R. L., pelo contributo material e moral dado ao nosso estágio;
- 4.º — Por último, «The last is not the less», a todos os Mestres pelos ensinamentos ao longo de muitos anos e pela amizade com que nos tem honrado, e aos amigos que de qualquer maneira directa ou indirectamente nos ajudaram.

I PARTE

CONCENTRAÇÃO DE MINÉRIOS DE FERRO

1 — Introdução:

A concentração quando aplicada a minérios de ferro, tem como finalidade a eliminação de substâncias estéreis (gangas) e nocivas. Entre as primeiras, consideram-se aquelas que podem aumentar a quantidade de escória por tonelada de gusa produzida e por consequência, o consumo de combustível e são: o quartzo, os silicatos, os carbonatos, etc.; entre as segundas, englobam-se as substâncias que, embora existindo em pequenas quantidades, são susceptíveis de ser incorporadas no metal (gusa), diminuindo-lhe o seu valor ou tornando-o incapaz de ser utilizado para determinados fins (elementos antigrafitizantes em gusas destinadas à produção de «gusas nodulares»).

O grau de enriquecimento a obter, é o primeiro factor a considerar na concentração de minérios, e está dependente de premissas, variáveis no espaço e no tempo. Assim, podem citar-se:

- 1.º — *Cotações*: — quando estas são elevadas, os concentrados a obter não deverão ser tão apurados como quando são baixas. A razão explicativa, reside no facto bem conhecido de concentrados mais ricos darem lugar a maiores perdas nos estéreis; estas serão insignificantes no caso de baixas cotações.

- 2.º — *Situação geográfica* do jazigo relativamente à oficina siderúrgica. Os preços de transporte podem ser decisivos na exploração económica. Se estes são elevados, haverá que transportar a menor quantidade possível operando, portanto, um maior enriquecimento.
- 3.º — *Evolução dos métodos e processos de enriquecimento*: — pode contribuir para definir o grau de enriquecimento e inclusive, tornar exploráveis jazigos que até aí, o não eram.

Mas além dos factores indicados, que podem considerar-se como extrínsecos à substância mineral, outros poderão juntar-se, que dela intimamente dependem:

- 1.º — *Estrutura do minério «tout-venant»*, que obrigará, a moagens mais ou menos intensas, para que se dê a libertação e por consequência, à modificação dos métodos de enriquecimento utilizáveis.
- 2.º — *Permeabilidade magnética* que quando elevada, permite a concentração mesmo de finos calibres.
- 3.º — *Densidade*: — uma diferença de densidades considerável entre os minérios de ferro e as gangas, permitirá o emprego de métodos gravíticos.
- 4.º — *Aptidão à flutuação* que permitirá a concentração de finos de permeabilidade magnética baixa e muito baixa e a eliminação de substâncias nocivas.
- 5.º — *Condutibilidade eléctrica* que permitirá a separação das substâncias condutoras das não condutoras.

Estabelecido o grau de enriquecimento compatível com a utilização económica do concentrado, haverá que escolher de entre os métodos possíveis, aquele que melhor conduza ao fim em vista, com mais elevada eficiência e recuperação, e que proporcione o lucro mais elevado à exploração,

Com o fim de melhor sistematização, dividir-se-ão os processos de concentração de minérios de ferro em dois grandes grupos:

- 1.º — Processos aplicáveis a minérios de baixa permeabilidade magnética;
- 2.º — Processos aplicáveis a minérios de média e elevada permeabilidade magnética.

No primeiro caso: —

Para ocorrências grosseiras, pondo de lado o obsoleto processo da escolha manual, usam-se os processos de meios densos, para oficinas de grande ou média capacidade e as jigas, para oficinas de pequena capacidade;

Os processos de concentração em mesas, para pequenas capacidades e os processos de concentração em espirais, de Humphrey, para as grandes capacidades são utilizáveis no caso de ocorrências intermédias;

A flutuação para ocorrências finas e qualquer capacidade.

Os ultrafinos são ainda de difícil tratamento principalmente quando argilosos.

No segundo caso: —

Distinguem-se como processos válidos para todas as granulometrias e elevadas permeabilidades magnéticas, a separação em aparelhos trabalhando com água e baixos campos; para granulometrias não demasiado finas e ainda permeabilidades elevadas, a concentração a seco e baixo campo; e para médias permeabilidades e granulometrias intermédias, os aparelhos trabalhando com elevadas intensidades de campo.

Em casos especiais, utilizam-se outros métodos de aplicação industrial muito limitada, alguns deles ainda em escala laboratorial ou piloto. Far-se-á referência em particular aos processos de lixiviação com o fim de eliminar substâncias nocivas, ao processo de lixiviação denominado Pompey, ao processo de floculação selectiva e mais pormenorizadamente

aos processos de grelhagem oxidante e redutora, pelo incremento que podem vir a tomar em determinados países, nomeadamente em França, onde se procede a estudos à escala piloto.

2 — Concentração em meios densos:

A concentração em meios densos, na sua aplicação ao enriquecimento de minérios de ferro, que tem progredido extraordinariamente nos últimos anos, levou à construção de oficinas de grande capacidade.

Como «medium», usou-se primitivamente a galena. Entre os inconvenientes que apresentava um «medium» desta natureza, citam-se:

- a) Introdução de chumbo e enxofre nos concentrados;
- b) Dificil recuperação, devido à fragmentação das partículas; e
- c) Custo elevado.

A substituição de galena por ferro-silício, constituiu um passo decisivo na história do processo. Entre outras, podem citar-se as seguintes vantagens:

- a) Não introdução de substâncias nocivas. Na sua composição entram quase exclusivamente o Fe e o Si (85 % de Fe e 15 % de Si com pequeníssimas quantidades de outros elementos);
- b) Fácilmente recuperável, visto ser uma substância ferromagnética;
- c) Grande dureza, pelo que se fragmenta muito pouco no decurso da operação;
- d) Elevada densidade;
- e) Fácil aquisição e baixo custo.

Como «medium», pode ainda utilizar-se a magnetite, que tem em relação ao ferro-silício as desvantagens de ser mais friável e menos densa, mas tem a vantagem de ser de preço mais baixo.

Embora teòricamente todas as granulometrias possam ser concentradas em meios densos, nos casos práticos e naquele que aqui interessa, os valores limites situam-se entre $50 \div 60$ mm e $6 \div 3$ mm. O limite inferior, depende da eficiência de classificação do crivo de separação do «medium», que se pretende seja elevada.

Como aparelhos onde se procede à separação, podem citar-se vários tipos. A diferença fundamental, reside na maneira como é feita a recolha dos produtos de elevada densidade («sink») e assim ter-se-à: —

— O sifão de ar para as mais finas granulometrias, pois, no caso de produtos grosseiros, a pressão e o volume de ar necessários, tornariam a operação pouco económica e de difícil controle;

— Transportadores de parafusos helicoidais (tipo hidroclassificador «Akins»);

— Transportadores de palhetas (tipo hidroclassificador draga).

Quanto ao tipo de recipientes onde se procede à separação, consideram-se:

— Cones do tipo clássico;

— Recipientes semelhantes aos dos hidroclassificadores mecânicos e funcionando segundo o mesmo princípio.

Uma nova técnica nos métodos de separação em meios densos, foi descoberta e introduzida nas minas de Stripa, na Noruega. Consiste na aplicação de um movimento vibratório, ao tanque de separação (tipo hidroclassificador). Deste modo, consegue trabalhar-se com um meio com elevada percentagem

de sólidos (60 %) e conseqüentemente uma maior densidade, sem que os efeitos de viscosidade se façam sentir. A vibração permite ainda o uso de um «medium» de mais elevadas granulometrias (10 mesh), sem que se note a sua rápida sedimentação, como ocorreria nos processos estacionários. A densidade do meio pode atingir o valor de 3,4, usando como «medium» a magnetite.

Embora ainda se não conheçam realizações à escala industrial, para a concentração das partículas entre 6 e 0,5 mm, numerosos ensaios têm sido realizados, com o fim de vir a utilizar ciclones com meios densos.

Mais recentemente, no Centre National de Recherches Metallurgiques de Liège, está em estudo um novo tipo de ciclone ao qual é aplicado um campo magnético, com o fim de não só se conseguir uma camada de protecção das paredes contra a abrasão, como também de se promover um aumento da densidade do meio, com vista à sua utilização na concentração de partículas finas.

3 — Concentração em jigas:

O emprego de jigas na concentração de minérios de ferro, vai caindo em desuso pois, apesar das modificações que lhes têm sido introduzidas, a sua capacidade é extremamente baixa quando se pretendem obter concentrados de teor elevado e elevadas recuperações.

No caso de oficinas de pequena capacidade, as jigas são susceptíveis de aplicação pois, conseguem adaptar-se às diversas granulometrias — 50 : 60 mm a 0,2 : 0,1 mm.

Para aumentar a recuperação de cada aparelho, eleva-se o número de compartimentos de jigagem. Porém, esta modificação complica a instalação e aumenta o espaço ocupado, o que é inconveniente.

Como exemplos de aplicação podem citar-se:

- 1.º — Minas de Grangsborg, na Suécia, que trata em jigas os estéreis de separação magnética de um

minério misto de magnetite-hematite, com o fim de recuperar esta. Tem capacidade para 10 000 Tons/dia;

2.º — Oficina piloto de Mo i Rana (Noruega), onde se produzem por jigagem concentrados com 67 % de Fe e 0,025 % de P, mas com baixas recuperações, da ordem de 25 a 30 % dos óxidos de ferro.

4 — Concentração em espirais de Humphrey:

Para oficinas de muito grande capacidade, as espirais ocupam um lugar de relevo como aparelhos de concentração, concorrendo seriamente com o processo de flutuação.

O limite inferior de aplicabilidade das espirais parece ser de 200 mesh, sendo o superior situado em 3 mm aproximadamente. No entanto, estes limites podem ser alterados, devido à forma das partículas. É o caso por exemplo, das hematites especulares ou specularites, cujas partículas de forma achatada, não têm grande aptidão à concentração nestes aparelhos. No caso dos minérios de ferro oolíticos (minérios «lorenos») e na fracção tratada — 0,5/0,1 mm, a recuperação chega a atingir 95 %.

Além da sua aplicação como único processo de concentração, as espirais podem ainda ser usadas no tratamento de estéreis de separação magnética de minérios mistos magnetite-hematite, cuja libertação se dá para granulometrias superiores a 150 mesh.

Como exemplo de uma instalação recente, que usa exclusivamente espirais como aparelhos concentradores, cita-se a de Carol Lake, no Canadá, que emprega 3456, como desengrossadoras e acabadoras, para uma produção anual de 7 milhões de toneladas de concentrados, titulando 66 % de Fe. As espirais desengrossadoras têm 4 voltas e as acabadoras 5.

5 — Concentração em mesas:

Devido à sua grande espacialidade, pequena capacidade, consumo elevado de água e energia e ao progresso verificado na utilização de espirais, as mesas vão caindo em desuso na concentração de minérios de ferro. Sobre as espirais têm as vantagens de se adaptar ao tratamento de minérios mais finos, embora com capacidade e eficiência muito baixas, e de tratar mais eficientemente partículas de hematite especular.

A construção de mesas com tabuleiros sobrepostos, veio resolver em parte o problema da área ocupada. O recurso a alimentações classificadas e espessadas, procurou resolver os problemas da capacidade.

Apesar das modificações indicadas, as espirais mantêm o seu valor. Para partículas inferiores a 200 mesh, a flutuação deve ser o processo a aplicar.

Como exemplo de uma oficina de concentração em mesas indica-se a de Traversella (Turim — Piemonte) em Itália, a qual trata aproximadamente 360 Tons/16 horas, de um minério misto de magnetite, pirite, calcopirite e schelite. Também em Grangsbjerg, na Suécia, existe um circuito de tratamento de finos, misto de separação magnética e lavagem em mesas, com a obtenção de um concentrado, titulando aproximadamente 63 % de ferro.

6 — Concentração magnética:

O campo de aplicação dos métodos de concentração magnética é muito vasto.

Com o fim de escolha dos aparelhos a usar, dividem-se os minérios de ferro em dois grandes grupos:

- 1.º — Minérios de elevada permeabilidade magnética;
- 2.º — Minérios de média e baixa permeabilidade magnética.

6.1 — *Minérios de elevada permeabilidade magnética:*

Nesta categoria, incluem-se os minérios magnetíticos naturais e artificiais (magnetites e hematites γ).

A concentração destes minérios realiza-se em campos magnéticos de baixa intensidade. Trata-se de uma operação pouco dispendiosa que conduz em geral a elevadas recuperações. Apresenta-se sob duas modalidades:

- a) seca; e
- b) húmida.

A primeira, emprega-se, em geral, nas elevadas e finas granulometrias, mas falha nas ultrafinas.

A segunda, aplica-se somente para granulometrias relativamente finas e muito finas.

6.1.1 — *Separação magnética a seco, em campos de baixa intensidade:*

6.1.1.1 — Concentração de grãos; e

6.1.1.2 — Concentração de finas ou médias granulometrias.

6.1.1.1 — A concentração magnética de grãos em campos de baixa intensidade, é aplicável àqueles casos em que, durante o desmonte ou no decorrer de uma fragmentação primária, resultem fragmentos estéreis bem individualizados. Destina-se a fazer, não um concentrado, mas a eliminar um estéril muito pobre (épierrage).

Para realizar esta operação, utilizam-se geralmente separadores de tambor, em que o campo relativamente elevado, necessário a uma boa recuperação, é conseguido à custa de electromagnetos. Entre os tambores magnéticos consideram-se:

- 1.º — Tambores magnéticos com peças polares solidárias: são normalmente os tambores frontais de enrolamento de telas transportadoras; e

2.º — Tambores magnéticos com peças polares não solidárias: as peças polares são fixas e o invólucro exterior móvel.

Nestes tambores podem tratar-se produtos de granulometrias entre 10 e 100 mm.

Distinguem-se dois tipos de sistemas magnéticos:

1.º — De pólos alternados, dispostos ao longo das geratrizes do cilindro (fig. 1). Esta disposição, permite obter uma agitação do produto no

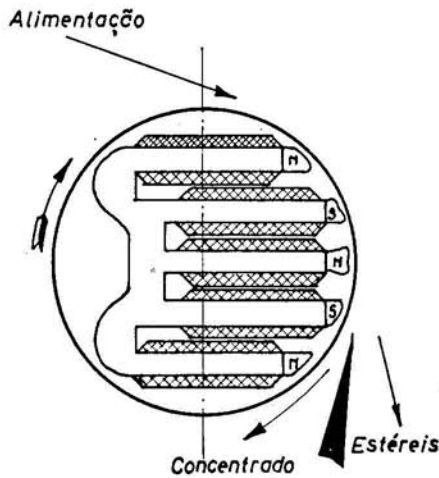


Fig. 1 — Esquema dum separador de tambor com alimentação superior em produtos de 10 a 50 mm.

decurso da rotação do tambor. A separação é eficiente até 50 mm.

2.º — De pólos alternados de forma circular, tendo um ângulo de abertura variando segundo a qualidade da separação a obter (fig. 2).

Para se conseguir uma certa agitação dos produtos, os pólos magnéticos são dispostos como na fig. 3. Porém, esta agitação, faz-se à custa da perda de intensidade e profundidade do campo.

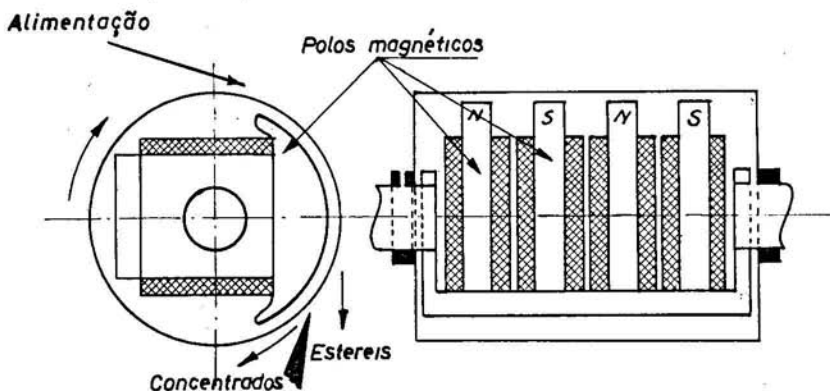


Fig. 2 — Esquema dum separador de tambor com alimentação superior para produtos grosseiros (> 50 mm).

A alimentação aos separadores de tambor, pode ser efectuada de três maneiras diferentes:

- a) Alimentação superior (fig. 4);
- b) Alimentação inferior (fig. 5); e
- c) Alimentação em cortina (fig. 6).

Na alimentação superior, todos os fragmentos entram em contacto com o tambor e são portanto sujeitos ao campo elevado que reina à superfície. No caso da alimentação ser feita por tela, esta interpõe-se entre o tambor e os fragmentos e portanto, o campo utilizável, perde intensidade.

No caso da alimentação inferior, só os fragmentos magnéticos têm possibilidade de vir a entrar em contacto com o tambor e serem desviados. Neste caso, a força de atracção

magnética deverá ser suficientemente forte, para vencer as forças de gravidade e de atrito entre fragmentos ou entre estes e os aparelhos de alimentação.

Na alimentação em cortina, os fragmentos vão ser obrigados a passar na proximidade do tambor. Os permeáveis, são desviados e entrando em contacto com o tambor, deslocam-se colados a ele e são recolhidos nos concentrados. Os estéreis continuam a sua trajectória vertical.

O tipo de alimentação de maior interesse, é o superior. Os outros são muito pouco utilizados em aparelhos como os que se estão a tratar.

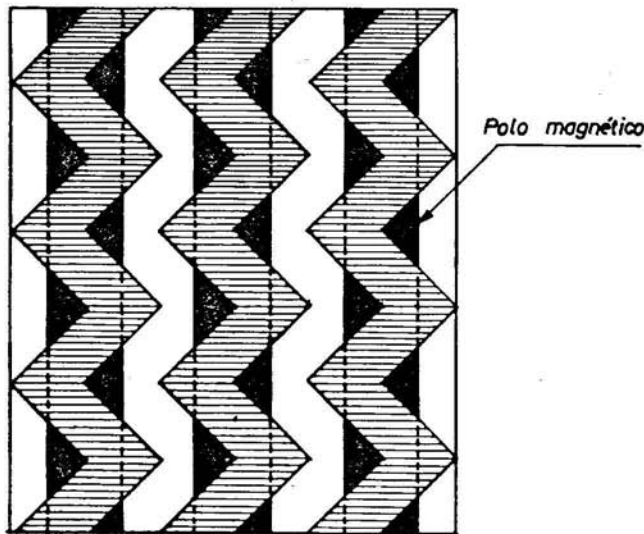


Fig. 3 — Esquema de pólos circulares em denté de serra.

6.1.1.2 — A concentração magnética a seco das médias e finas granulometrias.

O processo aplicado às médias granulometrias, pode ser considerado como o estágio que segue uma operação de granulação.

Interessará fundamentalmente refugar estéril, para diminuir as tonelagens a transportar e principalmente a moer. Portanto, será usado quando a granulação conduza a um

produto em que existe livre uma quantidade de ganga tal, que justifique uma operação de concentração.

No caso de ocorrências grosseiras da substância mineral útil, uma concentração magnética a seco, pode ter interesse na medida em que realiza um concentrado e refuga um produto misto a ser retratado.

Os aparelhos a usar podem ser os mesmos, mas no primeiro caso a separação será efectuada com mais elevado campo que no segundo.

Na beneficiação das finas granulometrias, considerando-se como limite inferior 0,2 ou mesmo 0,1 mm, foi primitivamente usada a separação magnética em baixo campo e a seco. Mas

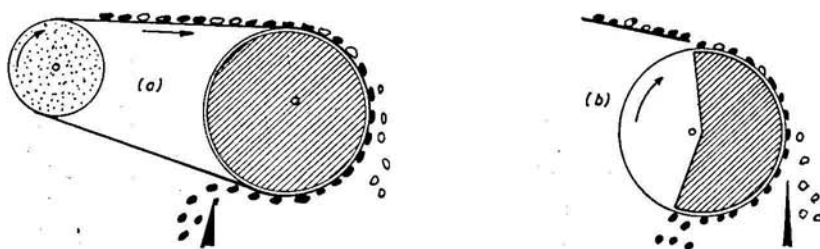


Fig. 4 — Sistemas de alimentação superior.

(a) por tela transportadora.

(b) por alimentador vibrante.

em seguida foi este processo de concentração de minérios de ferro suplantado pelo processo via húmida, devido principalmente à diminuição de eficiência e abaixamento de recuperação, resultantes do aumento da quantidade de ultrafinos.

Porém, como consequência dos enormes progressos realizados no fabrico de magnetos permanentes, no sistema de moagem autógena e grelhagem magnetizante, da reconhecida dificuldade de filtragem de polpas finas e da necessidade de se dispor de produtos secos para bem controlar os teores em humidade da operação de aglomeração por pelletização, de novo surge com grande interesse o processo da separação magnética em baixa intensidade a seco, aplicável a finos.

Dos diversos factores influenciando na eficiência do processo estudar-se-ão:

a) *Frequência do campo magnético*: — Referiu-se em (5.1.1.1), que uma maior eficiência de separação seria conseguida se se provocasse uma agitação dos fragmentos a separar e que a agitação seria realizada usando pólos magnéticos de polaridade alternada.

Com efeito, quando se passa do campo gerado por um pólo norte para o campo de um pólo sul, o vector \vec{H} , de intensidade de campo, muda de sentido. Uma partícula ferromagnética de forma alongada, semelhante a uma pequena barra

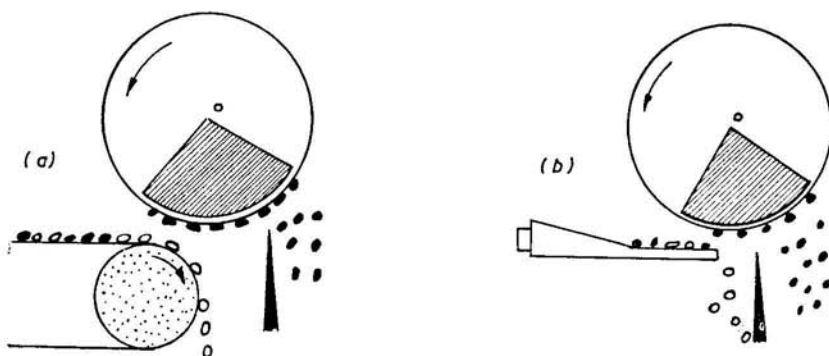


Fig. 5 — Sistemas de alimentação inferior.

- (a) por tela transportadora.
 (b) por alimentador vibrante.

magnetizada, ao passar da influência de um pólo norte para a influência de um pólo sul, rodará de um ângulo π , em torno de uma das suas extremidades.

A frequência do campo magnético, é medida pelo número de rotações efectuadas pelos grãos magnéticos num segundo e exprime-se em Hertz.

No caso dos separadores de tambor, a frequência do campo magnético pode ser calculada pela expressão:

$$|f| = \frac{N (n - n')}{2 \times 60}$$

em que se designa por:

- f — frequência do campo, em Hertz;
- N — número total de pólos magnéticos;
- n — velocidade do tambor em rotações/min.; e
- n' — velocidade da roda polar em rotações/min.

Podem obter-se frequências de campo positivas ou negativas, conforme o sinal de $(n - n')$. Serão positivas quando n e n' são do mesmo sinal mas n é maior que n' , ou quando n e n' são de sinais contrários. O valor de n' , é medido em relação a n fixado por construção do aparelho. Fácil é portanto,

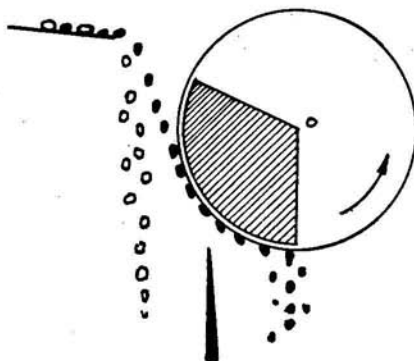


Fig. 6 — Alimentação em cortina.

obter frequências positivas elevadas, o mesmo não acontecendo se se desejarem frequências negativas elevadas.

b) *Princípios que regem a separação magnética:* — As partículas alimentadas a um tambor magnético em movimento, ficam sujeitas a um sistema de forças complexo. As mais importantes são as seguintes:

- 1.º — Força magnética de atração criada pelo campo magnético;
- 2.º — Força centrífuga devida à rotação do tambor;

- 3.º — Força centrífuga devida à rotação dos grãos ou flóculos em torno do seu próprio eixo; e
- 4.º — Força da gravidade.

Deveria também atender-se às forças de atrito das partículas umas com as outras ou com os tambores, aos choques, etc.

A equação do movimento é bastante difícil de estabelecer com exactidão e os investigadores não a apresentaram ainda.

As acções mais importantes que se exercem sobre as partículas, são, sem dúvida, as forças de atracção criadas pelo campo magnético e a força centrífuga devida à rotação do tambor.

Mantendo-se todos os outros factores constantes, é desta força centrífuga, que depende a qualidade dos concentrados. Assim, se se aumentar a velocidade de rotação, obter-se-ão concentrados mais apurados, à custa de uma mais baixa recuperação.

KIHLSTEDT, teve a oportunidade de filmar o movimento dos grãos sobre a superfície do tambor, à razão de 500 a 700 imagens/segundo, tendo tirado do seu estudo as conclusões seguintes:

- 1.º — Se a alimentação é monogranular, isto é, efectuada de maneira que sobre o tambor a espessura da camada não ultrapasse o diâmetro de um grão, os estéreis não aprisionados nos flóculos magnéticos, são ejectados;
- 2.º — A maior parte dos flóculos põe-se em movimento rodando sobre si mesmo, sem escorregar. A sua velocidade será por isso diferente da do tambor. O seu comprimento diminui com o aumento da frequência.
- 3.º — Os grãos cuja maior dimensão ultrapasse um quinto do passo do pólo, não entrarão em rotação, mas rodam sobre um plano tangente à superfície do tambor ao passar de um pólo a outro.

- 4.º — Uma parte dos grãos finos, pode ficar imóvel sobre um pólo, escorregando sobre a superfície do tambor. Podem formar-se pequenas cadeias, agregando novos grãos finos, as quais continuam a escorregar como grãos individuais.
- 5.º — Se o débito é muito grande e se forma uma camada de grande espessura, os grãos próximos do tambor deslocam-se com ele sem poderem rolar. A sua velocidade será igual à do tambor.
- 6.º — As leis que regem o movimento dos ultrafinos (-20μ), não são fáceis de determinar, pois, devido a fenómenos de superfície, acções electrostáticas, etc., o seu comportamento é complexo. Os resultados obtidos com tais granulometrias são fracos, pelo que é recomendável eliminá-las, antes de se proceder à concentração.

RUNOLINA e PEARCE, observaram que os grãos ferromagnéticos colocados num campo girante de alta frequência, em virtude de fenómenos de histeresis, podem rolar em torno do seu próprio eixo, na direcção oposta à da variação do campo magnético. Quando a frequência é positiva, o movimento de rotação das partículas é o mesmo que o sentido de rotação do tambor. Deste modo, a velocidade das partículas é maior que a velocidade do tambor. Quando a frequência é negativa, as partículas rodam sobre si mesmas, em sentido inverso ao da rotação do tambor, pelo que a sua velocidade de caminhar para a zona de descarga é inferior à velocidade do tambor. Enquanto que no primeiro caso, o tempo de separação era encurtado, neste segundo será prolongado.

O comprimento dos flóculos foi objecto de estudo por parte de M. O. PEARCE. Segundo este investigador, os comprimentos dos flóculos dependem:

- da permeabilidade magnética das partículas;
- da dimensão das partículas;

- da intensidade do campo magnético; e
- da frequência do campo magnético.

A intensidade do campo aumenta o comprimento dos flóculos até certo valor, a partir do qual eles se dividem. A dimensão das partículas tem também uma certa influência, mas é sobretudo a frequência do campo, que tem acção fundamental. Aumentando-se a frequência do campo, o número de rotações por segundo das partículas sobre si mesmas, cresce e daí também o valor da força centrífuga, devida a este movimento de rotação. Esta força, pode ser superior à força de coesão que tende a manter em contacto os grãos situados nas zonas periféricas dos flóculos e deste modo, eles serão arrancados, para dar lugar a novos flóculos mais pequenos, onde as forças centrífuga e de coesão estão em equilíbrio.

Diminuindo as dimensões dos flóculos, as partículas estéreis aprisionadas são mais facilmente ejectadas da superfície do tambor.

Os diferentes investigadores não estão de acordo quanto ao valor da frequência de trabalho que deve empregar-se. Assim, os russos consideram que ela deve situar-se entre 40 e 80 Hertz, enquanto PEARCE, estabeleceu como limite o valor de 150 Hertz, para o qual os flóculos são completamente destruídos e as partículas estéreis evacuadas sob a acção da força centrífuga.

Ao valor da frequência torna-se necessário ligar directamente o passo dos pólos do sistema magnético. Este deve diminuir com o aumento da finura dos grãos, tendendo para um limite, que se relaciona com a necessidade de manter um campo com determinada profundidade.

O valor da frequência, considerada necessária para se conseguirem flóculos suficientemente pequenos, depende do grau de humidade e do débito da alimentação. Para valores de humidade mais elevados, mais elevadas deverão ser as frequências para se conseguirem iguais eficiências, isto é, flóculos com tamanho pequeno. É por esta razão, que nos tambores magnéticos a seco e campo girante, de que se tratará em seguida, não são consentidos teores em humidade superiores a 1 %.

Tipos principais de separadores de tambor:

Distinguem-se dois grupos principais:—

1.º — De sistemas magnéticos móveis:

1.1 — separador LAURILA

1.2 — separador CAVANAGH

1.3 — separador SIME

1.4 — separador HÉLIX

2.º — De sistemas magnéticos fixos:

2.1 — separador SALA-MORTSELL

2.2 — separadores soviéticos 50 E e 215 B

1.1 — *Separador LAURILA* (fig. 7): — O aparelho laboratorial consta de uma roda polar circular, com 36 magnetos

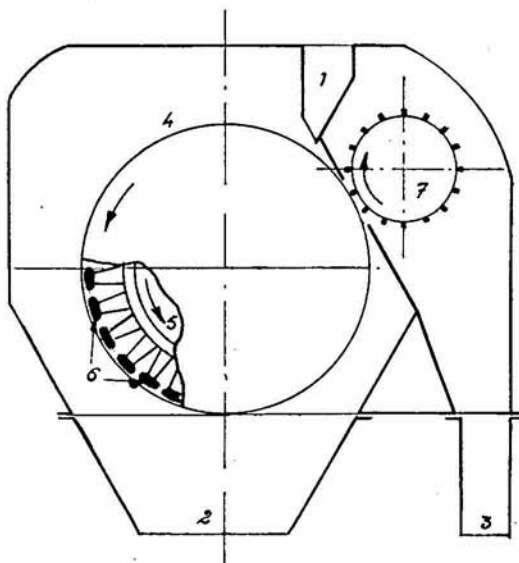


Fig. 7 — Separador LAURILA.

1 — Alimentação. 2 — Saída dos estereis. 3 — Saída dos concentrados. 4 — Tambor. 5 — Roda polar. 6 — Imans permanentes. 7 — Rolo induzido.

permanentes, envolvida por um tambor de material amagnético. O conjunto tem um comprimento de 100 mm e 400 mm de diâmetro. A roda polar e o tambor, podem ser accionados separadamente, donde facilidade em se fazer variar a frequência do campo.

A remoção dos produtos magnéticos, é feita à custa de um rolo induzido ou de uma escova com pêlos de aço, rodando em sentido contrário ao sentido de rotação do tambor.

As unidades industriais em serviço contêm somente 24 pólos, também permanentes e um comprimento de 1,0 a 1,5 metros.

O campo magnético medido a uma distância de 2 mm da superfície do tambor, tem uma intensidade de 900 oersteds e o gradiente de \vec{H} é igual a 50 oersteds/mm.

Segundo o seu inventor U. URNOLINA, o teor em humidade da alimentação não deve ser superior a 0,5 : 1,0 % e a camada de sólidos sobre o tambor deve ser de pequena espessura e sempre a mesma.

1.2 — *Separador CAVANAGH* (fig. 8): — Distingue-se do anterior, por a roda polar em vez de concêntrica, ser excêntrica em relação ao tambor. A geratriz de excentricidade mínima, isto é, de máxima intensidade de campo, localiza-se na posição correspondente à força de ejeção máxima. Faz com a geratriz onde se realiza a alimentação, um ângulo de 35 a 45°. Procura-se desta maneira eliminar os estéreis sob a acção da força centrífuga, no ponto em que a intensidade de campo é máxima, procurando evitar perdas, mesmo das partículas mistas.

O ponto de excentricidade máxima, situa-se em posição diametralmente oposta do ponto de excentricidade mínima e corresponde à descarga.

No cálculo da excentricidade, deve ter-se em atenção o valor da permeabilidade das partículas, o valor da intensidade do campo magnético à superfície do tambor e a sua velocidade de rotação. PEARCE, que é o inventor deste aparelho, que foi construído na ONTÁRIO RESEARCH FOUNDATION no

Canadá, determinou que as frequências a usar, devem estar compreendidas entre 50 e 150 Hertz e que o comprimento dos flocos pode ser encontrado pela aplicação da expressão:

$$L = K \frac{S}{f}$$

em que se representa por:

- S — o passo do pólo;
- f — frequência do campo;
- K — uma constante que depende da permeabilidade magnética, da granulometria e da humidade do produto.

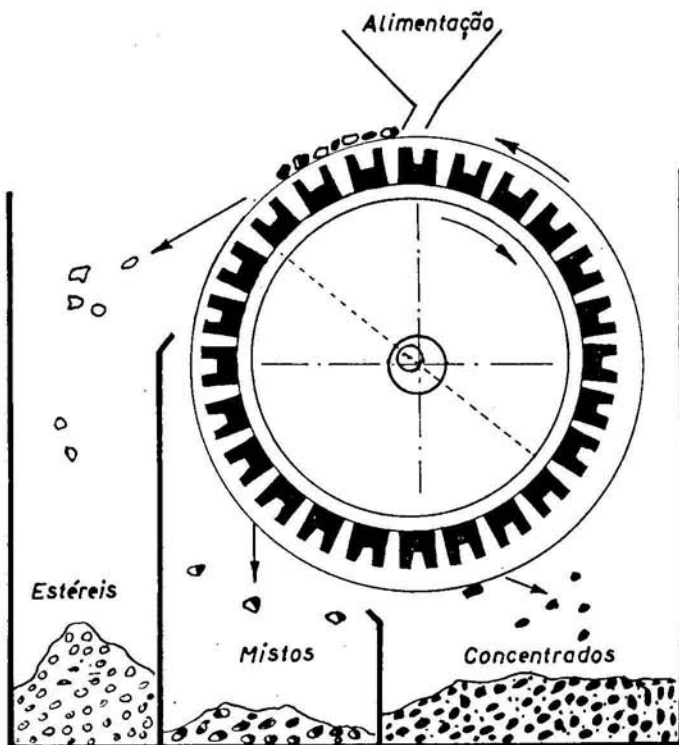


Fig. 8 — Separador CAVANAGH.

1.3 — *Separador SIME* (fig. 9): — É uma combinação dos separadores LUARILA e CAVANAGH. Como eles possui uma roda polar completa, o que lhe permite as posições concêntrica ou excêntrica com o tambor exterior. A excentricidade máxima possível é de 10 mm. Como o LAURILA, possui um rolo induzido ou uma escova, para a remoção dos produtos magnéticos colados ao tambor. Por isso, não necessita de ser estabelecida uma velocidade de rotação mínima, como acon-

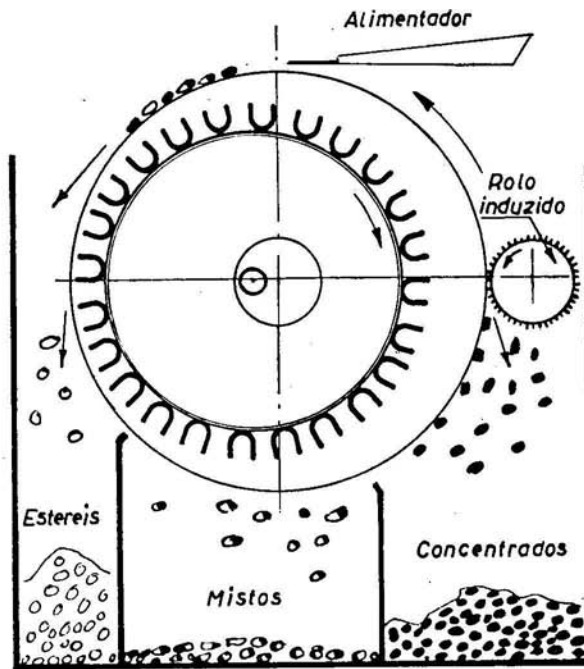


Fig. 9 — Separador SIME.

tecia no caso do separador CAVANAGH, para a descarga dos concentrados por acção da força centrífuga.

Relativamente a este último, tem um grave inconveniente. A geratriz correspondente à excentricidade mínima, faz com a geratriz de alimentação um ângulo de 90° , enquanto que a geratriz do tambor onde a força de ejeção é máxima, faz com aquela um ângulo de 35 a 45° . Daí, a localização do campo

de máxima intensidade não ser o mais conveniente. Haverá, então, que usar relativamente ao separador CAVANAGH velocidades de rotação mais baixas, para as mesmas recuperações, donde resultarão concentrados de teor menos elevado ou usar as mesmas velocidades de rotação, obtendo-se talvez concentrados mais elevados mas recuperações muito mais baixas.

Embora com uma intensidade de campo de 1000 oersteds no ponto de excentricidade mínima, o valor utilizável no ponto de ejeção não ultrapassa os 700 oersteds. O valor da intensidade do campo, para a roda polar concêntrica, é de 600 oersteds, medida à superfície do tambor.

Um tambor magnético SIME encontra-se em estudo na Estação de Ensaio do IRSID, em Maizieres-les-Metz. Tem 24 pólos magnéticos alternados; a velocidade de rotação do tambor exterior pode variar entre 44 e 160 r. p. m. e a da roda polar de 79 a 252 r. p. m. Os sentidos de rotação são inversos.

Ensaio efectuados com minério magnetítico de Vila Cova do Marão, permitiram obter os seguintes resultados:

1.º Ensaio — Granulometria correspondente à moagem nos moinhos de bolas primários:

<i>Dimensões mm</i>	<i>% Peso cumulado</i>
+ 1,0	100,0
1,0/0,4	97,7
0,4/0,16	89,6
0,16/0,10	60,4
0,10/0,05	42,5
0,05/0,04	29,7
— 0,04	20,6

Fez-se a passagem do produto seco, duas vezes sobre o mesmo tambor. A primeira a muito baixa velocidade tanto do tambor como da roda polar, eliminou um produto estéril.

A segunda realizada nas seguintes condições:

- velocidade de rotação do invólucro exterior —
160 r. p. m.;
- frequência 82,4 Hertz.

No conjunto obtiveram-se os seguintes resultados (%):

	Fe _{total}	Fe ₃ O ₄	SiO ₂	P
Concentrados	66,0	77,2	7,50	0,12
Mistos	34,4	27,2	41,45	0,40
Estéreis	15,0	2,2	63,35	0,58

2.º Ensaio — Moagem a — 160 μ (— 70 mesh) das granulometrias superiores a este valor. A maneira de proceder foi semelhante à indicada anteriormente.

Resultados (%):

	Peso	Fe _{total}	Fe ₃ O ₄	SiO ₂	P	TiO ₂
Concentrado	32,4	68,2	90,05	3,7	0,10	0,16
Misto	2,9	24,4	12,90	49,8	0,54	0,22
Estéril	64,7	13,5	2,95	65,5	0,55	0,35

Recuperações (%):

	Fe _{total}	Fe ₃ O ₄	P	TiO ₂
Concentrado	70,1	92,8	8,1	24,3
Misto	2,2	1,2	3,9	2,6
Estéril	27,7	6,0	88,0	73,1

3.º Ensaio — Efectuado sobre um concentrado final, também de Vila Cova do Marão, de granulometria 100 % inferior a 200 μ e 61,3 % inferior a 40 microns. A velocidade do tambor exterior foi de 160 r. p. m. e a frequência do campo 82,4 Hertz.

Resultados (%):

	Peso	Fe _{total}	Fe ₃ O ₄	Si ₂ O	P	TiO ₂
Alimentação	100,0	69,2	—	—	0,06	—
Concentrado	97,6	70,0	89,9	2,10	0,05	0,20
Misto	1,2	36,6	30,1	36,40	0,41	0,24
Estéril	1,2	32,8	24,2	43,60	0,36	0,24

Recuperações (%):

	Fe _{total}	Fe ₃ O ₄	P
Concentrado	98,80	99,1	84,1
Misto	0,64	0,5	8,5
Estéril	0,56	0,4	7,4

Destes ensaios pode concluir-se que, no caso de regiões com escassez de água, a separação magnética a seco, pode ser usada para minérios semelhantes aos dos jazigos magnetíticos do Marão, com obtenção de bons resultados metalúrgicos. No caso em que seja necessário secar os minérios, o problema é de resolução mais complexa.

1.4 — *Separador Hélix* (fig. 10): — É invenção da ONTÁRIO RESEARCH FOUNDATION e está ainda em ensaios à escala laboratorial. A roda polar tem os magnetos dispostos obliquamente, em cauda de peixe. Esta disposição induz um duplo campo helicoidal, que obriga as partículas magnéticas a deslocarem-se para as extremidades do tambor, por onde são evacuadas, caindo os estéreis centralmente. Para um fácil desprendimento dos fragmentos colados, o diâmetro do tambor aumenta do centro para as extremidades.

Prevê-se tratar sobre tambores deste tipo produtos de granulometria inferior a 40 microns (325 mesh), cuja concentração em tambores doutro tipo, se revela de grande dificuldade.

2.1 — *Separador SALA-MORTSELL* (fig. 11): — Como a roda polar é fixa, os magnetos permanentes podem ser substituídos por electromagnetos, os quais permitem regular à von-

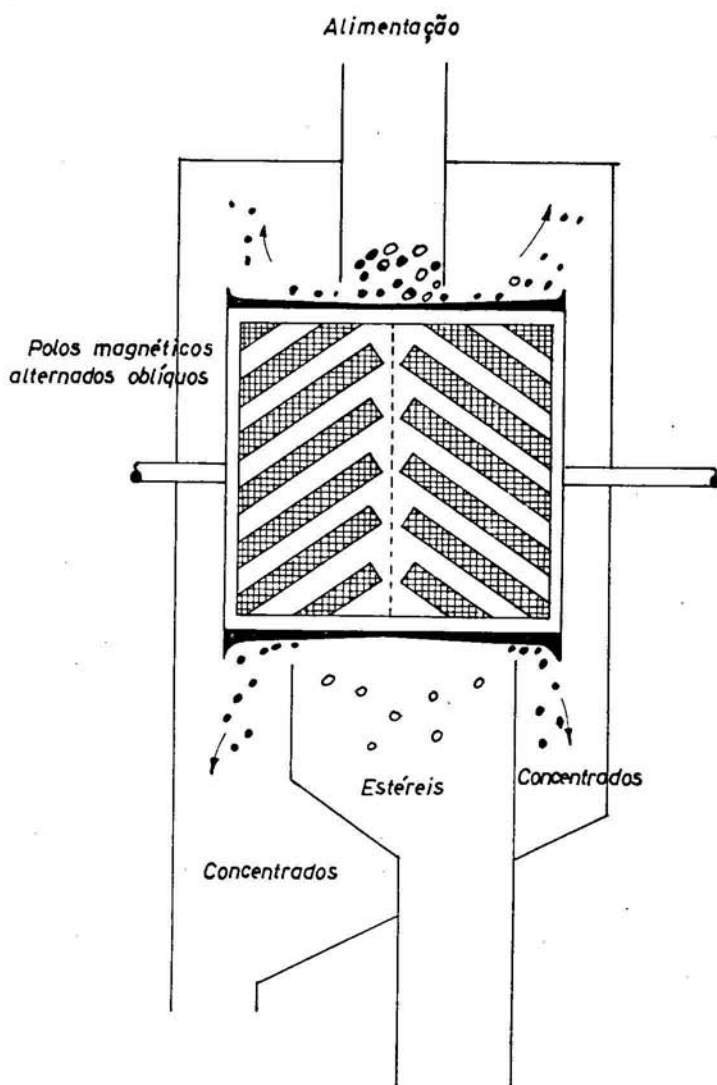


Fig. 10 — Separador HELIX.

tade a intensidade do campo e tratar produtos de calibre mais elevado.

A roda polar é interrompida, de modo que a descarga dos concentrados é facilitada.

A frequência do campo depende apenas da velocidade de rotação do tambor exterior e portanto, só pode variar dentro de limites estreitos.

O Professor KIHLESTEDT estudou os vários parâmetros com influência no funcionamento deste separador e que são:

- velocidade de rotação;
- granulometria da alimentação;
- humidade; e
- débito.

Concluiu que:

- a) Os grãos grosseiros são submetidos a forças de atracção magnética de menor intensidade que os grãos mais finos, agregados em floculos; o comportamento destes, depende da frequência do campo magnético;

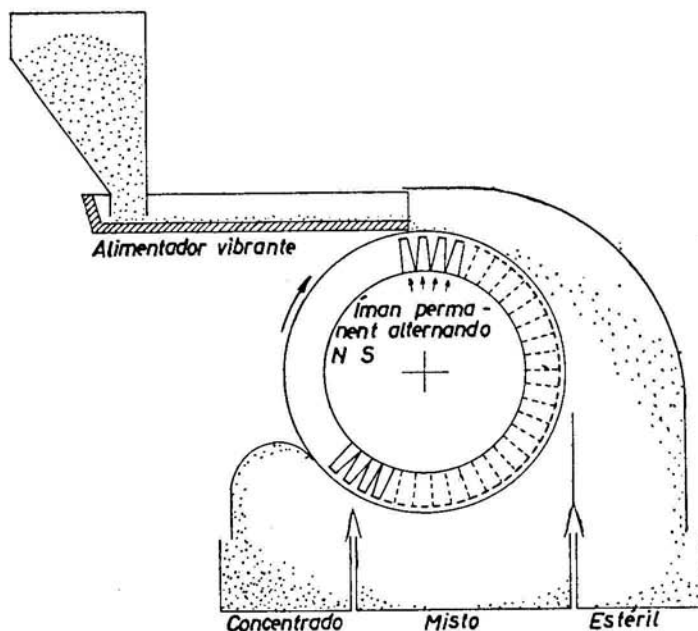


Fig. 11 — Separador magnético a seco tipo MÖRTSELL.

- b) Para a concentração de partículas finas que se separam mal, impõe-se realizar várias passagens para obter um bom resultado.
- c) A humidade da alimentação não deve ser superior a 0,5 : 1 %.
- d) A capacidade do tambor, todo o resto igual, depende da granulometria da alimentação. A altura da camada de minério sobre a superfície do tambor não deve ultrapassar 2 mm.
- e) Comparando a separação a seco com a separação em água, Kilstedt verificou que os concentrados diferem nitidamente do ponto de vista granulométrico e teor das diferentes classes granulométricas.
- f) Do anteriormente referido, os produtos grosseiros, onde os mistos são em maior percentagem, são mais facilmente separados por via seca; os produtos finos ao contrário, dão melhores concentrados tratados por via húmida.

2.2 — *Separadores soviéticos 2 1 S B e 5 0 E*: — Investigadores russos, estudando aparelhos de separação magnética a seco em campos de baixa intensidade, concluíram que a frequência média de trabalho, deveria estar compreendida entre 40 e 60 Hertz. Por isso, não tinha interesse construir aparelhos complicados e decidiram pelos separadores de roda polar fixa.

Estes separadores, têm um campo de aplicação semelhante ao dos aparelhos Sala-Mortsell, diferindo deste e entre si apenas nalguns detalhes construtivos.

Mais alguns tipos de separadores poderiam ser indicados. Porém, o seu interesse é limitado pela dificuldade de produzir unidades de grande capacidade.

Entre os mais conhecidos citam-se:

- a) Separadores M. T. Z. R. construídos na Alemanha de Leste, com electroímans alimentados com corrente contínua;

- b) Separadores com electroímans alimentados com corrente alterna. Correntes com a frequência de 50 Hertz são suficientes para obter bons resultados. Com este sistema conseguem-se frequências elevadas, mesmo quando se torne necessário que o tambor rode a baixa velocidade;
- c) Separadores electromagnéticos usando corrente contínua e corrente alternada estão em estudo na U. R. S. S. (fig. 12). Nestes separadores, que comportam dois sistemas electromagnéticos diferentes, o movimento das partículas magné-

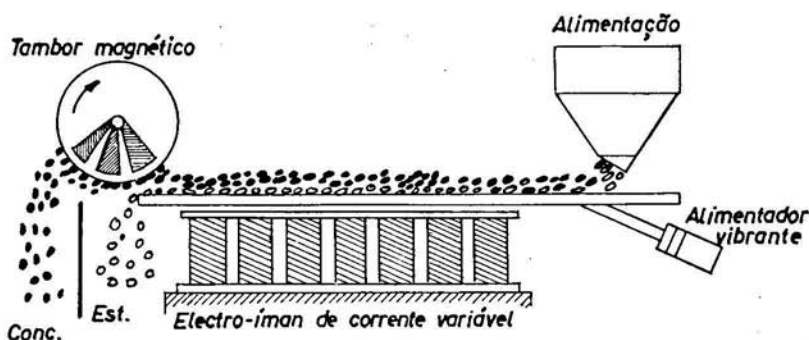


Fig. 12 — Esquema de um separador, composto de um sistema magnético com campo magnético variável e dum tambor magnético para a separação de produtos de granulometria inferior a 0,2 mm.

ticas é realizado por meio de uma corrente variável de determinada frequência. O campo magnético de intensidade variável, pode ser interrompido, por períodos de duração variável. O fim deste campo, é o de obter uma «jigagem magnética», provocando a estratificação dos grãos à medida que se aproximam do tambor de ímans permanentes ou electroímans, alimentado inferiormente.

- d) Separador EKETORP-WARMING (fig. 13): Trata-se de um separador electromagnético de muito baixa capacidade pelo que o seu inte-

resse, é o do controle dos separadores industriais. O sistema magnético compõe-se de um corpo em chapa de transformador, com fendas ou ranhuras, nas quais são colocadas bobinas alimentadas com corrente trifásica. A alimentação é inferior pelo que as partículas estéreis caem no extremo do alimentador. As partículas magnéticas são atraídas e avançam rodando sobre si mesmas, no campo magnético. A intensidade do campo é baixada a partir de determinado ponto do circuito, o que provoca a queda dos mistos e atinge, a espaços, valores nulos no extremo, para que as partículas magnéticas possam cair.

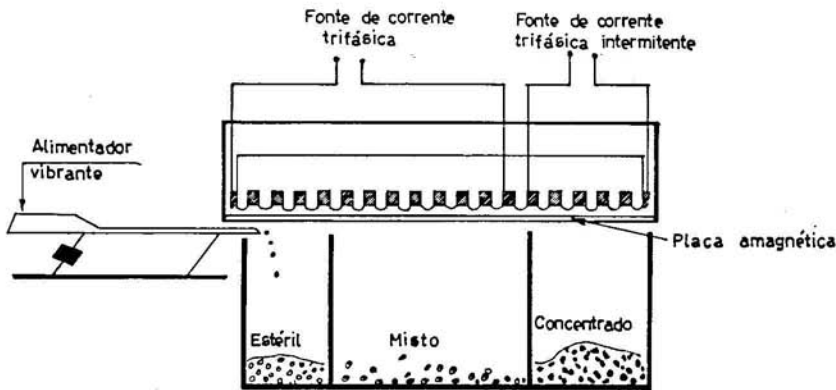


Fig. 13 —Esquema do separador EKETORP WARMING.

5.1.2 — *Separação magnética húmida em campo de baixa intensidade*: — Este processo é aplicável somente para médias, baixas e muito baixas granulometrias. A sua utilização para granulometrias elevadas apresentaria dificuldades, cujas principais seriam:

- 1.º — Necessidade de grandes caudais de água para alimentação e para a manutenção do nível dentro das cubas dos separadores;

- 2.º — Campos intensos, não só porque os fragmentos a sujeitar à separação seriam muito pesados, como também porque sendo, pelo menos em parte, mistos, teriam uma permeabilidade magnética baixa.
- 3.º — Dificuldades de regulação, por possíveis encraves dos canais de evacuação dos produtos concentrados e estéreis.

Como aparelhos, usam-se dois tipos principais:

- 1 — aparelhos do tipo correia; e
2 — aparelhos do tipo tambor.

Os primeiros estiveram em voga em 1930 e são ainda hoje utilizados com pleno sucesso. Porém, actualmente utilizam-se quase exclusivamente os segundos.

Como exemplo de aplicação dos separadores magnéticos de correia citam-se:

- O aparelho Crockett, que se usa nalguns casos de recuperação de meios densos de magnetite e ferro silício (fig. 14).

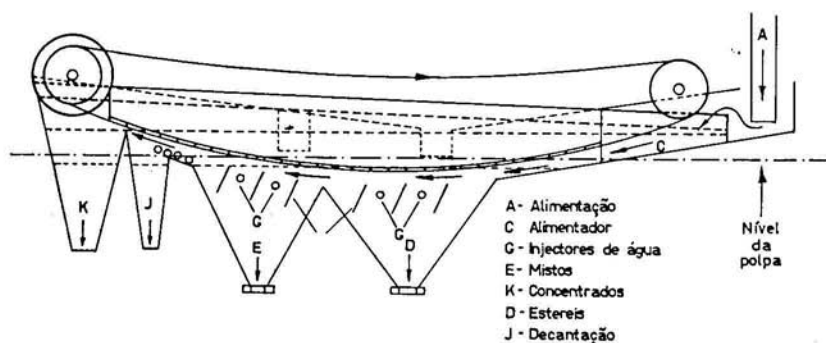


Fig. 14 — Separador CROCKETT.

— O aparelho Linney, em serviço na oficina de concentração de Reserve Mining (U. S. A.) (fig. 15). A principal diferença entre estes dois aparelhos, está na inclinação do sistema magnético e nos dispositivos de alimentação e de lavagem.

A adopção dos separadores de correia em Reserva Mining, parece filiar-se numa melhoria verificada nos teores dos con-

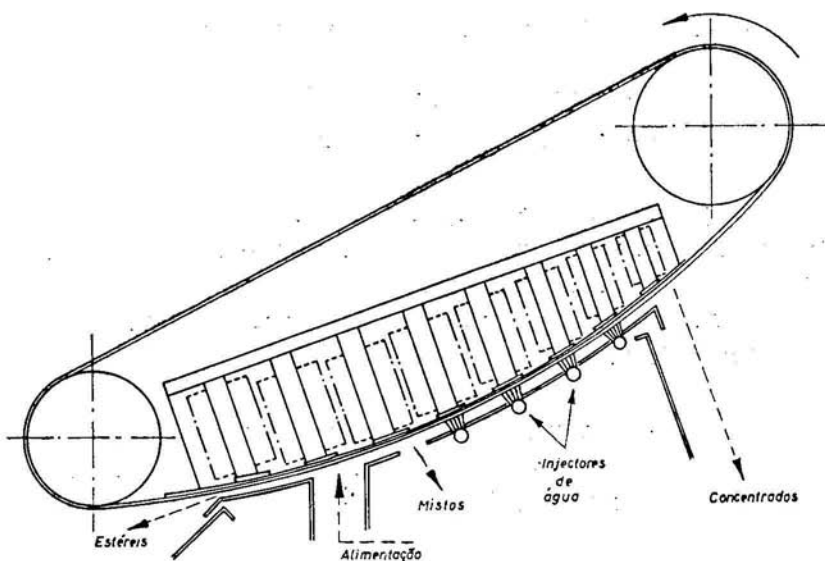


Fig. 15 — Separador LINNEY.

centrados, mantendo-se o valor da recuperação quando de ensaios competitivos com separadores de tambor.

Os aparelhos de tambor, são constituídos essencialmente por um sector magnetizado, ligado a um eixo e um tambor girando em torno desse mesmo eixo. O sector magnetizado, compreende vários pólos com polaridade alternada e cobre um arco de círculo concêntrico com o tambor. A posição do sector pode ser regulada, fazendo rodar o eixo. O tambor é construído numa substância amagnética (antigamente bronze,

hoje aço inoxidável), é estanque à água e pode ser recoberto dum revestimento resistente do desgaste, geralmente borracha. Está parcialmente imerso numa cuba, onde é alimentada a polpa a tratar.

Para melhor compreender o funcionamento dos separadores de tambor, devem estudar-se três pontos essenciais:

- a) o tambor propriamente dito;
- b) a cuba; e
- c) as características das polpas a alimentar.

a — *O tambor:*

a.1 — *Número de pólos:* — Todos os investigadores estão de acordo, quando referem que o número de pólos não tem em si mesmo grande importância. Com efeito, as partículas magnéticas vão colar-se ao tambor, abandonando a polpa em que se encontravam dispersas, logo que a acção do campo magnético se faz sentir. No seu deslocamento, arrastam consigo partículas estéreis, que ficam incluídas no meio dos flóculos (barbas) formados. Durante o trajecto não será possível senão uma diminuta eliminação de estéril, não podendo portanto, tomar-se como importante o efeito de turbulência, provocado pela alternância dos pólos. O número de pólos é, pois, determinado em função do trajecto da polpa, desde a zona em que se faz a alimentação, até àquela em que os concentrados são evacuados.

Na prática e nas oficinas americanas, usam-se sectores de 5 pólos nos circuitos de desgrossoamento e 4 nos circuitos de relavagem. O aumento de número de pólos não traz qualquer melhoria e complica a construção, tornando-a mais onerosa. Os separadores magnéticos construídos na Suécia, apresentam sectores magnéticos com três pólos, embora os americanos tenham chegado à conclusão de que não são possíveis bons resultados, nem do ponto de vista de teores nem da recuperação, com um número de pólos inferior a 4.

a.2 — *Intensidade do campo:* — Para os construtores americanos, o valor da intensidade do campo é a média dos valores

medidos a meio dos pólos e a meio do intervalo dos pólos em pontos afastados de 5 cm da superfície do tambor e distando das extremidades 30 cm. Esta distância radial, impõe uma certa profundidade de campo, condicionando a espessura da lâmina de polpa interessada ou seja o débito do aparelho.

Para os construtores europeus, a intensidade do campo é medida directamente à superfície do tambor.

Desta maneira, só conhecendo a lei que exprime a variação da intensidade do campo com a distância à superfície do tambor se podem comparar os valores indicados pelos construtores. Assim, enquanto os americanos indicam valores que variam de 400 a 600 oersteds, os europeus indicam 800 a 1400.

O valor escolhido para a intensidade do campo, está relacionado com o teor dos concentrados a obter e com a produção do aparelho. Quanto maior a intensidade do campo, menos ricos serão os concentrados, por serem ao mesmo tempo recolhidos os mistos, e maior a produção por aparelho, mantendo-se as restantes características, pois, maior é a profundidade do campo. A intensidade do campo deve também, ser tanto maior quanto a alimentação é mais grosseira, não só para que seja possível vencer a acção opositora da força de gravidade, mas também porque, a existência de mistos, diminui a permeabilidade magnética das partículas.

a.3 — *Natureza dos ímans*: — Tanto se podem usar ímans permanentes como electroímans. Estes têm sobre os primeiros a vantagem de permitir uma variação, dentro de certos limites, da intensidade do campo. Como desvantagens maiores consideram-se:

- a necessidade de isolar convenientemente as bobinas da poeira e da água;
- a necessidade de refrigeração pois, toda a energia fornecida ao enrolamento é dissipada sob a forma de calor. Para fracas intensidades de corrente, a refrigeração por ar é suficiente; mas a refrigeração por circulação de óleo é exigida para elevadas intensidades; e
- consumo de energia.

a.4 — *Dimensões dos tambores*: — Os suecos constróem quase sempre tambores com um diâmetro de 600 mm. Os americanos consideram que para operações de desgrossamento em circuito fechado, se devem usar tambores de 900 mm de diâmetro.

De uma maneira geral, pode dizer-se que para desgrossamento, os diâmetros mais elevados são aconselháveis, enquanto que para acabamento, são de preferir os diâmetros mais pequenos.

a.5 — *Velocidade de rotação*: — As velocidades elevadas conduzem a concentrados húmidos e menos puros; as velocidades baixas reduzem a capacidade de tratamento. Portanto, nas operações de desgrossamento são de aconselhar velocidades de rotação mais elevadas, o que é conveniente também, devido às tonelagens elevadas a tratar. Na relavagem, há toda a conveniência em trabalhar a velocidades mais baixas.

b — *Cuba*: — É um factor de enorme importância e a sua forma depende do produto a tratar.

Embora se possam encontrar desenhos de cubas muito particulares, de uma maneira geral, consideram-se três tipos, a que correspondem outros tantos modos de trabalho:

b.1 — corrente paralela; (fig. 16)

b.2 — contracorrente (fig. 17)

b.3 — semi-contracorrente (fig. 18)

Estas designações não são universais e por isso se impõe a apresentação de esquemas, quando se pretendem discutir questões relacionadas com as cubas.

Diz-se que a operação de separação é efectuada em corrente paralela, quando a alimentação é feita segundo uma geratriz do tambor e a recolha dos concentrados segundo outra diametralmente oposta. Destina-se a operações de pré-concentração e concentração, à saída de moinhos de barras ou bolas, de produtos cujas máximas granulometrias vão de 1 a 3 mm.

O tipo contracorrente, quando a alimentação e a recolha

dos concentrados se fazem segundo geratrizes que se situam na mesma região do tambor. A recolha dos concentrados, faz-se a nível superior ao nível da alimentação. Servem para o desengrossamento após moagem, de concentrados primários, em moinhos de bolas, quando se pretendem elevadas recuperações (trabalho semelhante ao dos separadores de correia LINNEY).

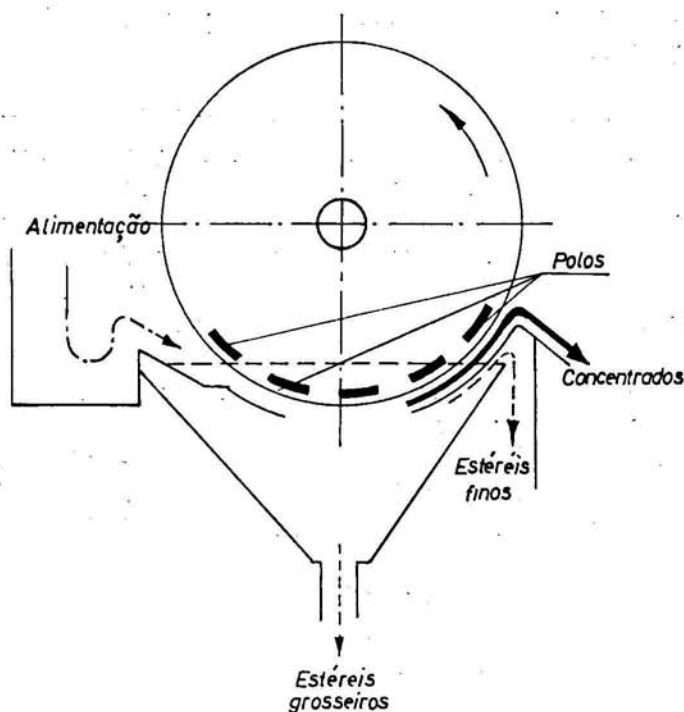


Fig. 16 — Tambor magnético em corrente paralela.

As cubas onde a alimentação é feita por corrente ascendente, são de uso recente e são designadas trabalharem em semi-contracorrente. O concentrado sai segundo uma geratriz do tambor e o estéril noutra quase diametralmente oposta. Faz-se uma entrada de água suplementar sob pressão, tangencialmente ao tambor, com o fim de ajudar a remoção das partículas estéreis, arrastadas pelos flocos. O que se pretende neste tipo de cubas, é evitar o arrastamento de partículas

estéreis, pelas magnéticas, no momento em que estas vão colar-se ao tambor. A sua construção deriva da necessidade de se tratarem cada vez mais finas partículas.

Vários tipos de associações de tambores são possíveis. As mais frequentes, correspondem à instalação de vários tambores na mesma cuba (fig. 19), que serão necessariamente do mesmo tipo, mas podem também constituir-se séries em cascata (fig. 20-A) ou sobrepostos (fig. 20-B), com o fim de associar tambores de características iguais ou diferentes.

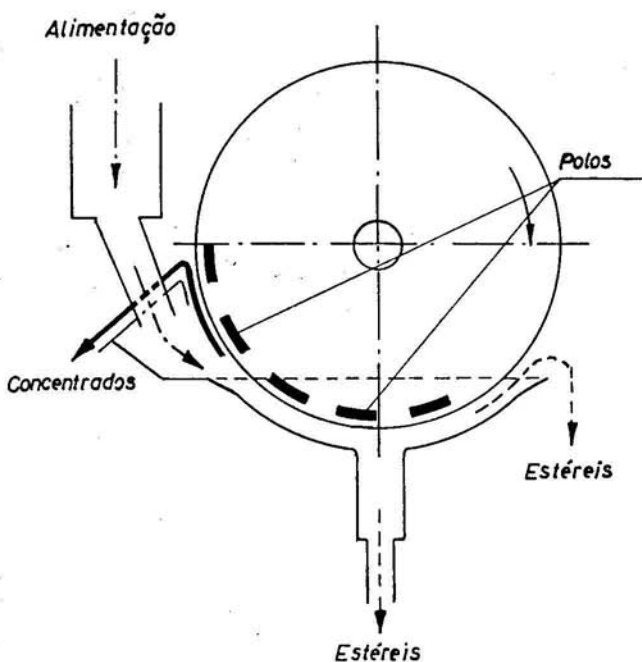


Fig. 17 — Tambor magnético em contracorrente.

c — *A polpa*: — As alimentações feitas com polpas muito diluídas, levam à obtenção de concentrados de teor elevado e baixas recuperações. Isto resulta, da menor possibilidade de flocculação, factor essencial para elevadas recuperações dos finos, e do arrastamento rápido das partículas pelas correntes de

água, para fora da acção do campo. Com alimentações muito espessas, há retenção fácil das partículas estéreis, donde elevadas recuperações, mas teores baixos. Nas operações normais, deveria trabalhar-se com polpas contendo de 20 a 25 % de sólidos. Por razões de consumo de água e de capacidade de tratamento trabalha-se em geral com alimentações mais espessadas.

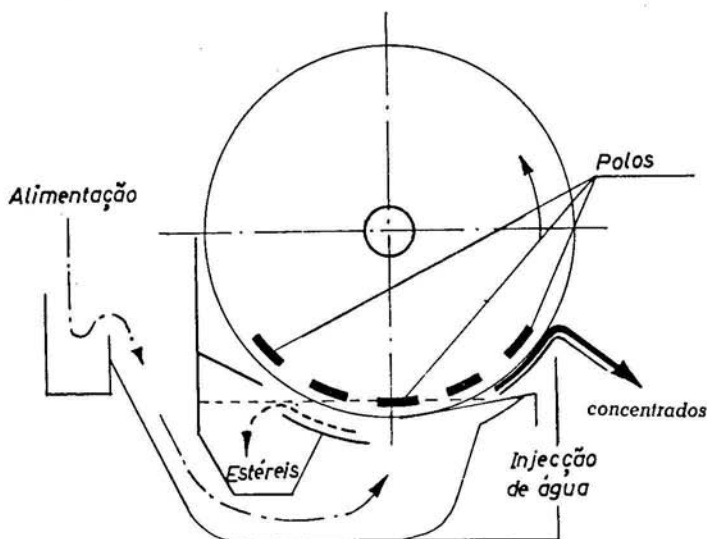


Fig. 18 — Tambor magnético em semi-contracorrente.

6.2 — Minérios de média e baixa permeabilidade magnética:

Nestes minérios incluem-se a hematite, siderite e limonite.

A concentração magnética de minérios desta natureza, tem sido tentada, com o uso de separadores a seco de alta intensidade de campo magnético.

Os primeiros na investigação destes processos de concentração foram os alemães, que procuravam a melhor maneira de utilizar os seus enormes jazigos de óxidos de ferro do Dogger.

Em 1919, surge a primeira tentativa para o estabelecimento de um processo de separação húmida em alta intensidade, mas as baixas recuperações obtidas, devido a perdas quase totais dos finos, levou a abandoná-lo.

Em 1935, foram feitos grandes progressos na separação a seco, quando da construção de separadores de rolos induzidos com campos de 18 000 oersteds e capacidade de 5 tons./hora. Mais tarde, foi possível ainda aumentar o valor da intensidade do campo para 24 000 oersteds. Recentemente, novas e grandes modificações têm sido introduzidas na construção destes aparelhos, a maior parte das quais se deve, a estudos efectuados pelo IRSID, em França. O problema que se discute actualmente, é o que diz respeito à percentagem limite de finos e ultrafinos admissível na alimentação, para virem a obter-se concentrados de elevado teor e reduzidas perdas nos estéreis. Parece que esse limite é bastante baixo, o que obrigará a continuar a usar

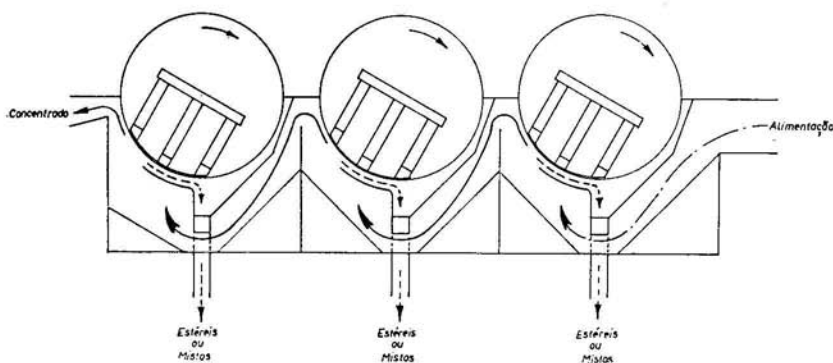


Fig. 19 — Associação em série de tambores na mesma cuba (tipo semi-contracorrente)

como fragmentadores os moinhos de martelos fixos, em vez de moinhos de barras ou autogéneos que produzem maior percentagem de finos.

O campo de aplicação deste tipo de separadores, parece limitar-se aos minérios que sofram uma fragmentação diferencial e em que os finos produzidos são de teor em ferro mais elevado que a alimentação. Estes não precisam de tratamento, sendo retirados do circuito nas operações de classificação.

As tentativas realizadas pelo IRSID, para a construção de separadores húmidos com campos de elevada intensidade, não tem sido coroadas de êxito. Os protótipos construídos, não

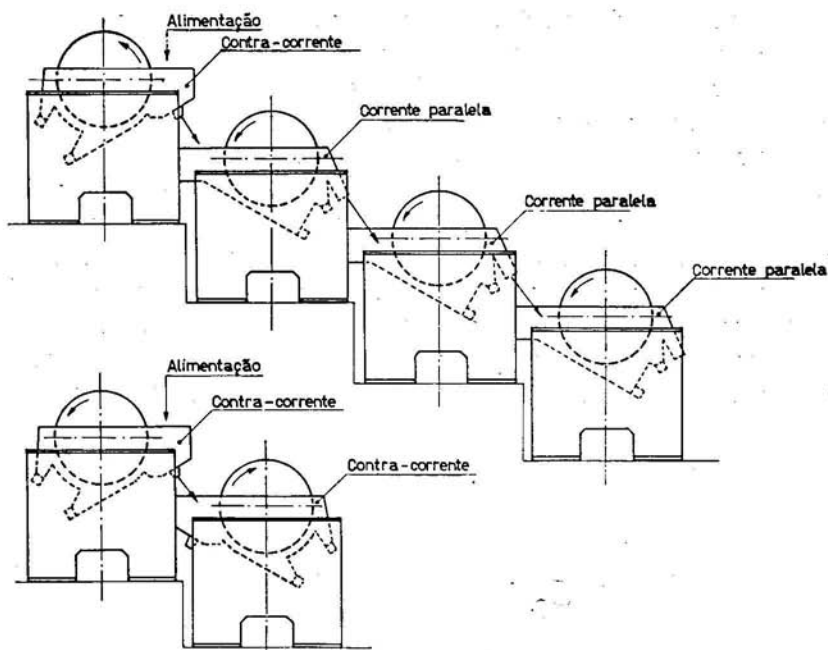


Fig. 20-A — Montagem em cascata de tambores em série.

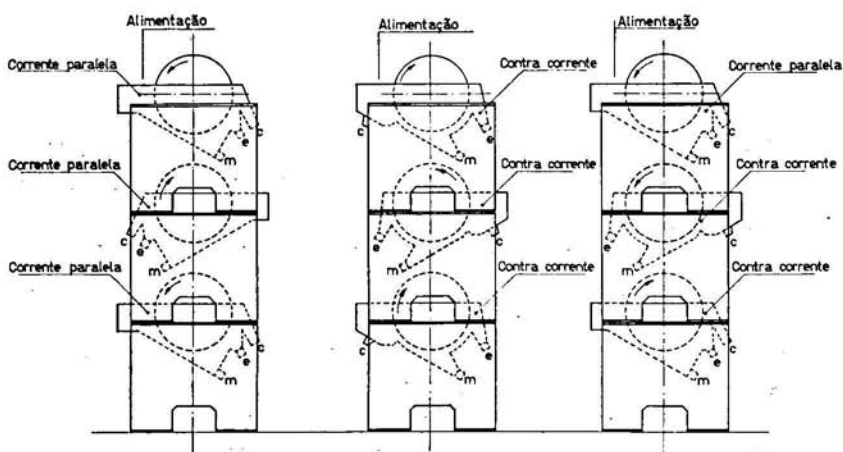


Fig. 20-B — Montagem por sobreposição de tambores em série.

passaram ainda da escala laboratorial. Notam-se, principalmente, enormes perdas nas finas granulometrias.

Os aparelhos usados como separadores magnéticos a seco e alta intensidade de campo, são de três tipos designados por:

6.2.1 — Dispositivos de desvio simples;

6.2.2 — Dispositivos de colagem prévia; e

6.2.3 — Dispositivos mistos.

6.2.1 — *Dispositivos de desvio simples: (fig. 21)*: — Compostos de uma peça polar de superfície plana e vertical, colocada em frente de um rotor induzido dentado. As forças de atracção, desviam as partículas magnéticas da sua trajectória vertical, obrigando-as a colarem-se ao rotor e a deslocarem-se com ele para fora do campo, onde são descarregadas. As estéreis continuam a sua trajectória vertical até serem evacuadas.

6.2.2 — *Dispositivos de colagem prévia (fig. 22)*: — Constam de uma peça polar plana inclinada, colocada em frente de um rotor dentado. A alimentação é feita ou sobre a geratriz superior do rotor, ou segundo um plano tangente à peça polar, ou ainda numa posição intermédia. As partículas não magnéticas deixam o rotor segundo trajectórias parabólicas, tangentes à sua superfície. As partículas magnéticas colam-se ao rotor e são evacuadas nos locais em que a força centrífuga é suficiente para vencer a força de atracção magnética, que entretanto baixa consideravelmente, devido ao afastamento da peça polar.

6.2.3 — *Dispositivos mistos (fig. 23)*: — Procuram englobar os dois dispositivos anteriores. São as seguintes as suas particularidades:

- 1 — A alimentação faz-se tangencialmente ao rotor, como no dispositivo de colagem prévia;
- 2 — A verdadeira separação faz-se em frente da zona vertical ou ligeiramente côncava da peça polar, tal como no dispositivo de desvio simples.

3 — A peça polar comporta na sua parte superior um entalhe cheio ou não de um metal não magnético. Neste último caso, a cavidade é tapada com uma lâmina de um metal amagnético.

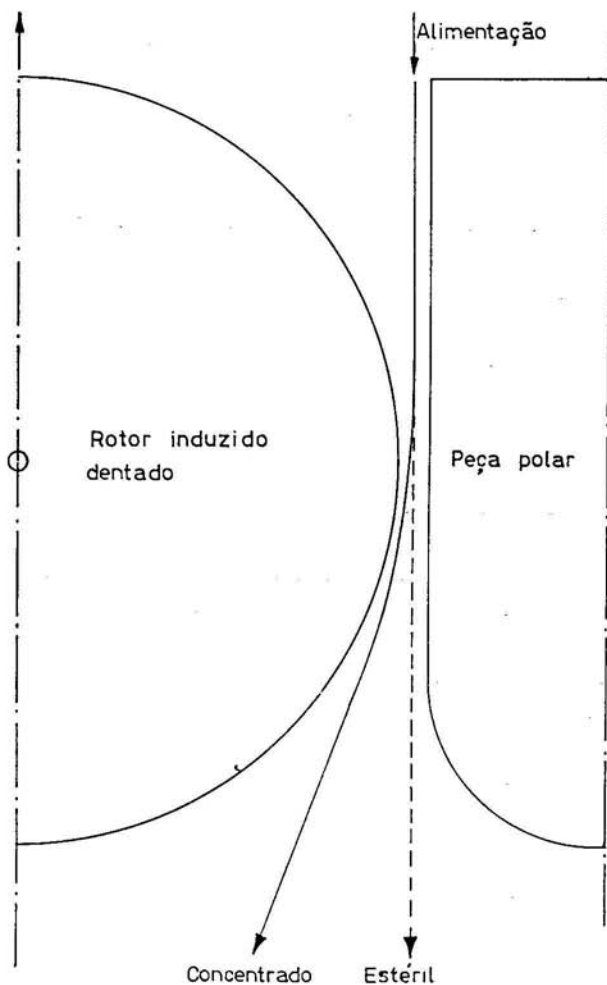


Fig. 21 — Esquema de um separador magnético em alta intensidade de campo a seco com alimentação em cortina (dispositivo de desvio simples).

Nestes aparelhos, para a obtenção de campos de elevada intensidade, impõe-se que seja muito reduzida a distância que

separa a peça polar do rotor, o que limita as granulometrias superiores dos grãos a tratar.

O campo de aplicação destes separadores não tem sido ampliado. Limita-se quase exclusivamente ao tratamento de minérios oolíticos da região da Lorena, bacias de Briey e Nancy, e do Sarre. Como os oolitos são de dimensões da ordem de 0,2 mm, a distância peça polar — rotor induzido não ultrapassa 1 mm.

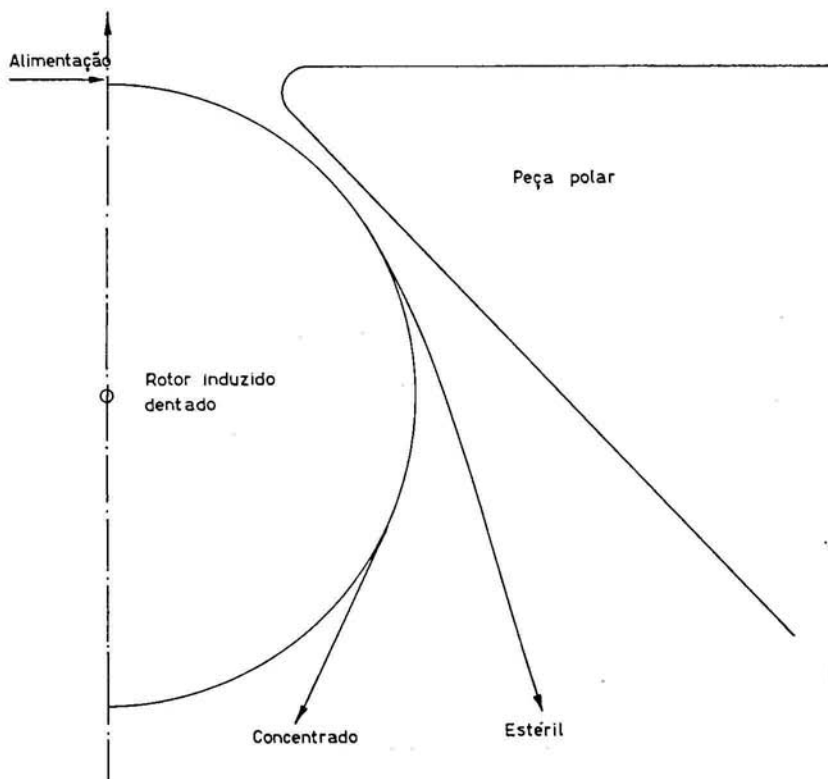


Fig. 22 — Esquema de um separador magnético em alta intensidade de campo a seco com alimentação sobre o rotor (dispositivo de colagem prévia).

7 — Separação electrostática:

A separação electrostática teve no após-guerra um progresso considerável, mercê de certas modificações introduzidas

na aparelhagem. Os americanos designam-na também por separação em alta tensão.

A principal modificação introduzida nos primitivos aparelhos de separação electrostática, consistiu na introdução de um campo ionisante, além do campo electrostático.

Esquemáticamente, um separador electrostático (fig. 24)

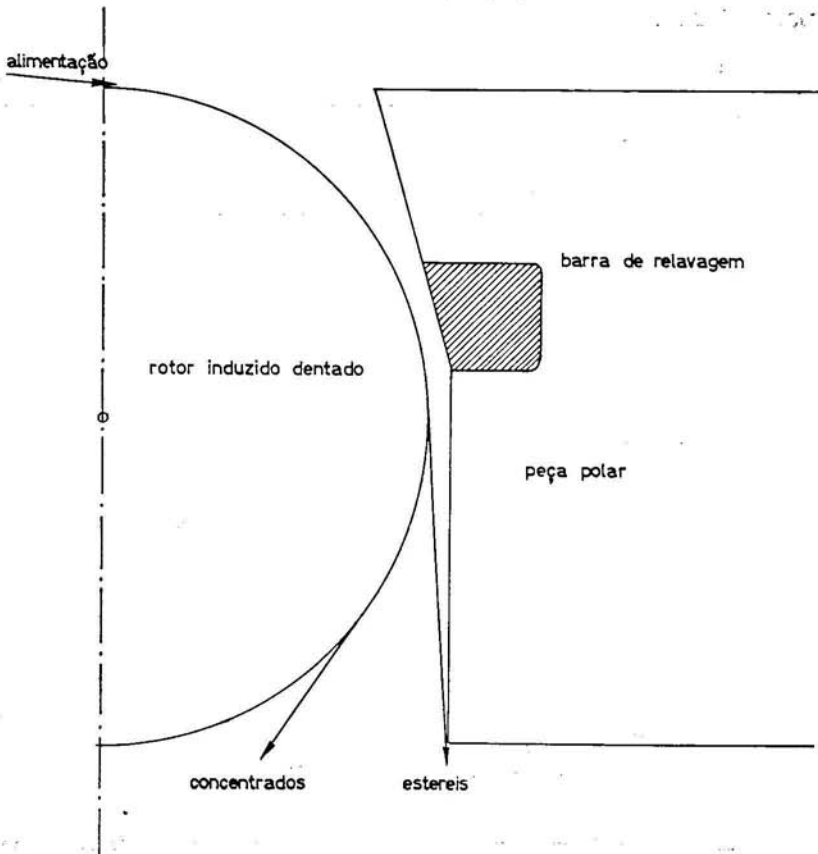


Fig. 23 — Esquema dum separador magnético em alta intensidade de campo a seco com alimentação sobre rotor e dispositivo de relavagem.

é constituído por um tambor (A) ligado à terra e dois condutores ligados entre si — um fio (F) e um tubo cilíndrico revestido a borracha ou plástico. Entre o tambor e o tubo cilíndrico

é estabelecida uma tensão elevada — 20 a 30 KV. normalmente e no máximo 50 KV. A posição do fio, F pode ser ajustada de maneira que possa aumentar ou diminuir a distância que o separa do tambor. Esta deve ser mínima, mas suficientemente grande para que não haja salto de fiação. A velocidade do tambor deve poder ser regulada.

Com um dispositivo destes, as partículas deslocando-se com o tambor, vão primeiro entrar no campo ionizante, onde são carregadas. As condutoras descarregam-se imediatamente em seguida, tomando a polaridade do tambor. As não con-

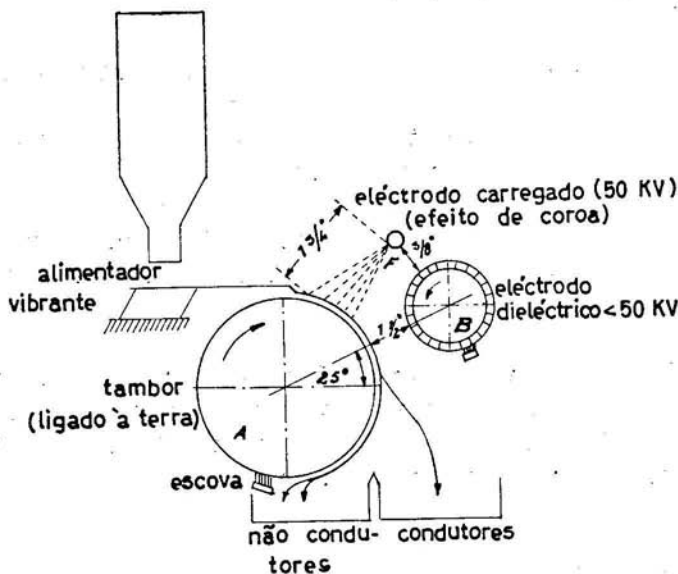


Fig. 24 — Esquema de princípio de separação electrostática (separação em alta tensão).

dutoras, permanecem carregadas. Ao entrarem no campo estático, as partículas condutoras como têm uma polaridade contária à polaridade de B, são atraídas por este deslocando-se segundo uma trajectória parabólica que lhe é imposta pela resultante das forças de atracção e da gravidade. As partículas não condutoras, mantendo-se carregadas com uma carga do

mesmo sinal que a de B, são por ele repelidas continuando por isso coladas sobre o tambor A. São removidas ao sair da zona de influência do campo criado por B. As que continuam coladas são separadas por uma escova.

Os resultados de experiências realizadas, são em pequeno número e não se conhece qualquer instalação à escala industrial. Em Quebec, Canadá, foi ensaiada por este processo a concentração de um minério com um teor de 38 % de Fe. Obteve-se um concentrado com um teor de 69 % e uma recuperação de 97,5 %.

As fracas possibilidades de expansão deste processo filiam-se nos seguintes factores:

- 1 — Necessidade de secar completamente a alimentação;
- 2 — Baixa capacidade (1,5 a 2 tons/hora.m de tambor para alimentação grosseiras);
- 3 — Impossibilidade de tratar finos;
- 4 — Necessidade de alimentações bem calibradas; e
- 5 — Necessidade de alimentar em camada monogranular.

Portanto, o processo poderá vir a ter aplicação no apuramento de concentrados ou pré-concentrados, resultantes de uma operação de concentração a seco, ou na obtenção de super-concentrados para qualquer fim especial.

8 — Flutuação:

Os problemas suscitados pela necessidade de aproveitar numerosos jazigos de minérios pobres de baixa permeabilidade magnética, levaram a que se intensificasse a investigação dos processos de flutuação. Igualmente, o desaparecimento de minérios puros, isto é, isentos de substâncias nocivas, e a necessidade de se aumentar a produção de metais ferrosos para fins especiais (gusas nodulares), tem tornado necessário o recurso à flutuação.

Tratar-se-ão; por isso, os dois aspectos enunciados:

8.1 — Concentração; e

8.2 — Purificação.

8.1 — A concentração por flutuação dos minérios de ferro à escala industrial, conhece actualmente enorme desenvolvimento, o que só se tornou possível; quando se encontrou uma maneira económica de dar aplicação aos concentrados obtidos, recorrendo à sua aglomeração por «peletização», de que se tratará. Apesar de enorme progresso das técnicas, a produção de concentrados por flutuação é muito pequena em relação à produção total de concentrados de elevado teor. Assim em cerca de 58 milhões de toneladas de concentrados somente 5 milhões são obtidos por flutuação. Isso é devido principalmente aos seguintes factores técnicos:

- 1 — Os processos de flutuação de minério de ferro são eficientes para granulometrias inferiores a 100 ou 150 mesh. Como os processos gravíticos, mais económicos, são suficientemente eficientes para granulometrias até a 150 ou mesmo 200 mesh, não há razão para usar a flutuação quando a libertação se dá para valores superiores a estes. A flutuação, então, só se torna aconselhável para minérios de libertação mais fina que 150 mesh.
- 2 — A não existência de um processo de flutuação para efectuar a rejeição de um estéril grosseiro e de baixo teor em ferro, nos estágios iniciais de moagem, tal como se procede na concentração da magnetite, por via magnética.
- 3 — Nenhum conjunto de reagentes de baixo custo, é ainda hoje de possível emprego, sem que se proceda a um desenlameamento prévio.

Em anos recentes, têm sido erigidas algumas instalações para produções elevadas. As mais importantes são as de

GROVELAND MINE, que trata um minério com 30-35 % de ferro e produz 1,5 milhões de toneladas de concentrado a 60-61 % de Ferro e REPLUBIC MINE que produz 2,4 milhões de toneladas de concentrados a 63 % de Ferro, a partir de um minério bruto com 35 % de ferro, ambas nos Estados Unidos.

Três modalidades de concentração por flutuação, podem ser aplicadas a minérios de ferro:

- 8.1.1 — Flutuação aniónica directa;
- 8.1.2 — Flutuação catiónica inversa; e
- 8.1.3 — Flutuação aniónica inversa.

A flutuação catiónica directa dos minérios de ferro parece impraticável.

Os termos aniónica e catiónica aplicados à flutuação, indicam qual a parte activa dos reagentes colectores usados. Por sua vez, os termos flutuação directa e flutuação inversa, indicam qual a substância que é recolhida nas espumas — minério de ferro ou ganga.

8.1.1 — A flutuação aniónica directa, é o processo mais usado na concentração de minérios de ferro hematíticos.

Dois tipos de reagentes colectores são usados:

- a) mistura de tall-oil, fuel-oil e sulfunato; e
- b) ácidos gordos, à base de tall-oil;

a) Neste caso os óxidos de ferro são flutuados selectivamente da ganga siliciosa, em circuito ácido, de pH variando de 3 a 5. Para que seja eficiente, torna-se necessário operar uma perfeita eliminação dos finos, de granulometria inferior a 10 microns.

b) Os minérios hematíticos são facilmente separados da ganga quartzosa, quando se usa como colector o tall-oil destilado. No entanto, para obter um concentrado de teor elevado e elevada recuperação, impõe-se eliminar da alimentação as fracções granulométricas inferiores a 10 microns.

Recentes investigações levaram à adição de grandes quantidades de fuel-oil ao tall-oil (relação 1 para 4) e assim foi possível evitar a rejeição inicial da fracção — 10 microns. O tempo de condicionamento é relativamente longo, 20 a 30 minutos, pelo que a mistura colectora deve ser adicionada no circuito de moagem. A quantidade de reagentes colectores usada na flutuação dos minérios americanos, finamente moídos, designados por «semitaconites», foi 2 e 8 lbs/ton de tall-oil e fuel-oil respectivamente. O uso de pequenas quantidades de silicato de sódio, diminui o teor em sílica dos concentrados. O silicato de sódio tem o papel de dispersor. O pH do meio deve ser igual a 6 e obtido por adição de ácido sulfúrico. KILSTEDT, concorda com este valor de pH mas somente nos estágios primários, dizendo que ele deve ser baixado nos estágios finais de relavagem, de maneira a que seja possível eliminar os silicatos de ferro.

No caso dos minérios limoníticos, investigações à escala laboratorial e piloto têm sido conduzidas por intermédio do IRSID. Os resultados obtidos, estão ainda longe de poder ser considerados como bons. No entanto, entre as várias condições usadas, as melhores parecem ser:

— Colector: — Emulsão de tall-oil (5 %), fuel-oil (10 %) e sulfonato de sódio (4 %);

— Condicionamento: — 20 minutos em pH = 9 com 2 kg. de tall-oil por ton.;

— Desengrossamento com adição de 2 Kg/ton. de tall-oil suplementar;

— Relavagem a pH < 9 com 2 Kg./ton. mais de tall-oil.

Tanto em Groveland Mine, como em Republic Mine se pratica a flutuação aniónica directa.

Em Groveland os reagentes usados são:

Colector: — mistura de ácidos gordos, petróleo e fuel-oil;

Regulador: — ácido sulfúrico;

Dispersor: — silicato de sódio.

Em Republic usam-se somente como:

Colector: — ácidos gordos;

Espumante: — M. I. B. C. (Metil-iso-butil—
— carbinol)

O minério de Groveland é mais complexo, pois, contém magnetite que parece ser mais difícil de flutuar que a hematite.

Uma parte do concentrado primário, obtido em Republic (61,5 % de Fe aproximadamente) tem de ser remoido por necessidade da operação de aglomeração subsequente. Aproveita-se esta moagem para que se possa operar uma reconcentração e obter um concentrado a 66,5 % de Fe. com uma recuperação de 95 %.

Esta reconcentração é feita por flutuação a quente, sem que haja necessidade de qualquer adição de reagentes. O aquecimento é conseguido à custa da injeção de vapor de água nas células de flutuação e a temperatura atingida é próxima da temperatura de ebulição da polpa.

A explicação deste processo, com obtenção de concentrados de elevado teor e elevada recuperação, utilizando granulometrias extremamente finas, é dada na patente de invenção depositada nos Estados Unidos. O trabalho a quente, produz uma melhor distribuição do reagente colector, promovendo uma maior selectividade. Assim, o colector que eventualmente poderia estar ligado às partículas estéreis é deslocado e passará a recobrir as novas superfícies produzidas durante a moagem das partículas de óxido de ferro. As perdas em ferro de 5 %, são atribuídas aos grãos mistos em que o volume da parte estéril é muitíssimo grande relativamente ao volume total.

8.1.2 — Na flutuação da sílica dos minérios hematíticos com reagentes catiónicos, usam-se aminas como colectores, sob a forma de acetato ou cloridrato. Para efectuar a separação selectiva do ferro da ganga, torna-se necessário usar como depressor o amido ou substâncias químicas de composição semelhante. Adicionalmente, é necessário o emprego de um

espumante que pode ser o óleo de pinho. Como regulador, usa-se o hidróxido de sódio para pH de 7-8 e por vezes 10.

Para que a flutuação seja de mais fácil condução, mais eficiente e conduza a concentrados de teor mais elevado, é de toda a conveniência proceder-se à eliminação dos calibres inferiores a 10 microns.

A flutuação catiónica da limonite da região Lorena (França), tem sido objecto de numerosas pesquisas por parte do IRSID, numa tentativa de obtenção de concentrados de teor elevado e elevadas recuperações. No entanto, são ainda numerosos os problemas a resolver, principalmente os que se referem à flutuação dos finos, resultantes da moagem das argilas. A eliminação da fracção granulométrica — 10 microns, leva a uma perda de cerca de 30 % do ferro total e a sua adição, sem tratamento, aos concentrados de flutuação — fracção 10/100 microns — torna sem interesse a operação.

Nas numerosas tentativas efectuadas até ao momento para a concentração destes minérios limoníticos, usam-se como:

- Colector — acetato ou cloridrato de laurylamina;
- Depressores — amido, carboxil — metil — celulose, dextrina, etc.
- Regulador — hidróxido de sódio, para pH entre 7 e 8;
- Dispersor — silicato de sódio;
- Espumante — óleo de pinho; e
- Tempo de condicionamento — 10 minutos.

No caso de se pretenderem produzir super-concentrados de minérios magnetíticos, pode usar-se também a flutuação catiónica inversa. O processo consiste na depressão da magnetite com dextrina, usando como colector uma amina, em geral um sal de laurylamina.

Numerosas tentativas têm sido efectuadas para promover a obtenção de concentrados de minérios sideríticos. Até agora os ensaios não passaram ainda da escala laboratorial e têm incidido sobre a flutuação catiónica da sílica.

As experiências indicam que a flutuação é possível num meio de pH natural e sem se tornar necessário desenlamear o minério.

Como combinação de reagentes, que melhor provou no caso da flutuação do minério siderítico de Algoma, no Canadá, foram usados:

Colector — Aeroamina 3037;
Depressor — Dextrina 4356;
Espumante — Dow 250

8.1.3 — A flutuação da sílica é também possível com o uso de reagentes aniónicos, ácidos gordos, em meios de pH 11 ÷ 12. A operação exige que se faça a activivação da sílica por iões Ca.

Neste processo, não se torna necessário proceder a desenlameamentos prévios e parece mesmo que os melhores resultados metalúrgicos, são conseguidos para as mais finas granulometrias, pelo facto de a libertação dos mistos ser mais efectiva. No entanto, o controle da operação é bastante difícil, principalmente no que se refere ao pH do meio. O seu valor tem tendência a baixar continuamente, pelo que se torna necessário proceder a adições de regulador ao longo do circuito. Isso leva a custos elevados da operação.

Em tentativas realizadas sobre concentrados vários, conseguiram obter-se bons resultados, baixando os teores em sílica de 8 para 5 a 6 %. Para se ultrapassar estes valores, nota-se grande dificuldade.

Em ensaios vários efectuados sobre os concentrados de Minas de Vila Cova (Marão), cuja granulometria é 100 % —70 mesh e 70 % —200 mesh foi possível eliminar por este processo alguma sílica operando nas seguintes condições:

Colector — tall-oil com 40, 60 ou 90 % de ácidos resínicos;
Depressores — «quebracho», tanino, amido, dextrina;
Regulador — Hidróxido de sódio e cal para pH superiores a 12;
Activadores — Cal e cloreto de cálcio.

Partindo de um teor em sílica de 2,60 %, foi possível atingir teores de 1,12 % operando primeiro a flutuação e decantando em seguida o líquido sobrenadante (Floculação selectiva). A grande dificuldade que se apresentava, era a da estabilidade das espumas. Devido à pequena quantidade de sílica, estas eram destruídas antes de poderem ser evacuadas.

8.2 — Com a flutuação, como operação de depuração de concentrados de minérios de ferro, pretende baixar-se para valores insignificantes os teores dos elementos nocivos — enxofre, arsénio, fósforo, etc. Porém, o problema principal que geralmente se põe, para ser tratado por flutuação devido à sua dificuldade, é o da eliminação do fósforo.

Os suecos têm feito numerosas tentativas neste domínio, sobre concentrados magnéticos e gravíticos. Em quase todas, se tem procedido de maneira semelhante à seguida na flutuação aniónica da sílica, porém, com valores de pH próximos de 9. Tem sido possível baixar os teores em fósforo de $0,2 \div 0,3$ para 0,02 perdendo simplesmente 5 % de ferro contido nos concentrados.

Com os concentrados de Vila Cova semelhantes aos referidos em 8.1.3, ensaiou-se, ao mesmo tempo que se eliminava a sílica, o abaixamento do teor em fósforo. Não foi possível senão uma pequena redução, certamente porque, mesmo àquelas finas granulometrias, ainda existem mistos de magnetite-apatite.

Os concentrados de flutuação aniónica directa, põem problemas à sua posterior aglomeração por peletização, a qual exige que os grãos minerais sejam molháveis pela água. O problema foi resolvido nas instalações de Eagle Mills como se verá, usando cal, que destrói, pelo menos em parte, a cobertura hidrofóbica dos grãos minerais.

9 — Lixiviação ácida e alcalina:

9.1 — *A lixiviação ácida*

Vem sendo empregada desde há muito tempo, com o fim de eliminar impurezas nocivas, quase sempre o fósforo, dos

minérios de ferro destinados a fabricos especiais. Principalmente na Suécia, os processos de lixiviação ácida com vista à desfosforação, tomaram grande desenvolvimento. Os concentrados magnéticos ou gravíticos são espessados e tratados em seguida com uma mistura de ácido nítrico fumante e ácido sulfúrico, em tamboras com movimento de rotação em torno do seu eixo horizontal (Grangsborg). A apatite é dissolvida pelo ácido azótico, mas o ataque só é possível na ausência de água. É por isso que se adiciona ácido sulfúrico. Os teores em fósforo do concentrado, são baixados para 0,01 %.

Recentemente fizeram-se ensaios de lixiviação ácida dos concentrados de magnetite de Minas de Vila Gova do Marão. Utilizando produto previamente seco, o ataque com ácido azótico fumante fez baixar o teor em fósforo de 0,06 % para 0,012 %. O ataque com ácido sulfúrico, em concentrações na solução de 1 %, reduziu o teor em fósforo do concentrado de 0,06 % para aproximadamente 0,025.

9.2 — *Lixiviação alcalina — Processo Pompey*

A solução empregada é uma solução concentrada de soda cáustica, sendo o ataque efectuado em condições de vir a obter-se simultaneamente os dois efeitos principais seguintes:

1 — Dissolução da maior parte da ganga ácida ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) do minério, fósforo, enxofre e eliminação da água e CO_2 dos carbonatos;

2 — Transformação dos constituintes ferríferos em óxidos de ferro magnéticos.

Os elementos básicos tais como a cal e o óxido de magnésio, o ferro trivalente e o níquel deverão permanecer sob a forma insolúvel. O chumbo, estanho, antimónio, bismuto, arsénio e em certos casos o crómio e o magnésio, podem ser mais ou menos dissolvidos. O vanádio, passa inteiramente à solução.

Para que o ataque possa ser realizado em boas condições, deve operar-se sobre granulometrias inferiores a 10 mm com soluções titulando entre 40 e 50 % de OHNa , a uma temperatura de 140 a 150° C, temperatura de ebulição da solução

à pressão atmosférica. A quantidade de sólidos, não deverá ultrapassar o valor de 200 gr./litro de solução e a duração do ataque poderá variar de 15 minutos a 3 horas, o que depende da textura do minério.

A transformação magnética que se observa no decurso do ataque, é de fundamental importância para a obtenção de um concentrado por separação magnética húmida em campo de baixa intensidade e recuperação da solução, por separação dos sólidos do líquido. A causa da transformação, não está bem determinada e não se sabe ainda se a substância magnética será magnetite ou hematite γ . A pequena percentagem de ferro ferroso (apenas 8 %), em relação à percentagem de ferro férrico (80 %) exclui a hipótese de se tratar de uma magnetite, pensando-se que se trata de uma espinéla, onde o Fe^{++} tenha em parte sido substituído por Ca^{++} , Na^+ e Mg^{++} , aumentando assim a sua estabilidade.

Um dos problemas de aplicação do processo reside na dificuldade de separação dos sólidos do líquido. Não se poderá efectuar por simples decantação, por demorar um tempo muito longo, nem por filtração, pela destruição rápida dos filtros. Também não podem operar-se diluições, para evitar despesas ulteriores de regeneração. A aplicação aos recipientes de decantação de um campo magnético, diminui o tempo de decantação de umas 30 vezes, mas restam as partículas não magnéticas.

Efectuada a separação dos sólidos do líquido, por qualquer processo, impõe-se a sua lavagem para a eliminação do Na_2O , que é sempre indesejável na carga dos fornos, por corroer facilmente os refractários.

A economia do processo, estará dependente da regeneração da solução alcalina, com recolha das substâncias de valor nela dissolvidas, tais como, o crómio, níquel, vanádio, etc.

10 — Grelhagem oxidante ou neutra e redutora:

O simples aquecimento de um minério, a uma temperatura suficiente, para que haja eliminação da sua humidade e da água de constituição, é já uma operação de concentração. No entanto, na maior parte das vezes, procura ir-se um pouco

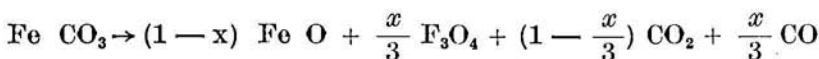
mais longe e no caso dos minérios carbonatados, além da água, elimina-se também o anidrido carbónico. Tratando-se de limonite, goethite e mesmo em certos casos hematite, além da humidade e/ou água de constituição procura também operar-se uma certa redução, aumentando o teor em ferro. Mas, o mais importante, é transformar um produto de baixa permeabilidade magnética, noutra de permeabilidade elevada.

Em certos casos, a grelhagem é ainda aproveitada para provocar, devido a coeficientes de dilatação térmica diferentes dos diversos constituintes do minério, o aparecimento de tensões internas elevadas, donde, uma maior facilidade de fragmentação. Este efeito, é mais pronunciado, quando o arrefecimento do produto grelhado, é feito bruscamente ao ar ou directamente na água. Podem ainda efectuar-se fragmentações diferenciais, uma vez que as fracturas não envolvem necessariamente todos os constituintes do minério antes se situando na fronteira dos grãos. Evitam-se assim certas contaminações.

10.1 — *Grelhagem oxidante ou neutra:*

É praticada sobre minérios de ferro carbonatados. A reacção de descarbonatação inicia-se à temperatura em que a tensão de dissociação do carbonato ultrapassa a pressão do CO₂ na atmosfera vizinha. Quando a temperatura cresce, a velocidade da reacção aumenta devido ao aumento da tensão de dissociação dos carbonatos. Se esta tensão atingir o valor da pressão total da fase gasosa, neste caso a pressão atmosférica, principia o que se denomina de «efervescência química», em que a eliminação de CO₂ é extremamente rápida.

Como na siderite o ferro se encontra já na forma de ferro ferroso, não é necessário a grelhagem redutora, mas uma grelhagem que simplesmente provoque a dissociação do carbonato, isto é, o seu aquecimento à temperatura conveniente. A reacção que tem lugar pode ser esquematizada como segue:



em que x depende da temperatura.

O arrefecimento condiciona a natureza dos produtos finais. Se o arrefecimento se fizer em atmosfera de CO_2 , o óxido ferroso será transformado em magnetite segundo a equação química:



Se o arrefecimento se fizer em atmosfera oxidante, a uma temperatura inferior a 350°C , a magnetite passa a hematite γ . Esta reacção sendo exotérmica, desprende uma quantidade de calor suficiente para levar a carga à temperatura de dissociação, sem qualquer adição suplementar de combustível. Na prática, torna-se sempre necessário um certo apoio térmico pois, a carga a aquecer não é um carbonato puro, mas é também constituída por gangas que consomem uma parte do calor gerado.

A operação de grelhagem de carbonatos é efectuada em fornos de cuba de grande altura, mas reduzido diâmetro. Eventualmente, têm sido usadas grelhas tipo cadeia Dwight-Lloyd e fornos rotativos (Kiln).

A temperatura necessária para que se efectue a reacção de dissociação, é da ordem dos $500 \div 550^\circ \text{C}$. Porém, por razões de ordem cinética, as temperaturas terão de ser mais elevadas.

Por razões de ordem económica, os fornos de grelhagem neutra ou oxidante têm vindo a desaparecer.

10.2 — *Grelhagem redutora ou magnetizante:*

Esta operação de grelhagem destina-se a transformar os minérios de baixa ou muito baixa permeabilidade magnética, e não concentráveis por qualquer dos processos indicados, noutros de concentração fácil, por separação magnética em baixa intensidade de campo a seco ou em água.

A grelhagem redutora não é uma operação barata, pelo enorme consumo de combustível de que necessita para aquecimento e redução. Mas, pode ser económica, desde que se faça um aproveitamento tão completo quanto possível do calor posto em jogo. Importa, para isso, que se disponha de dispositivos de controle das condições operatórias, de modo a minimizar as perdas caloríficas.

Os aparelhos susceptíveis de serem aplicados nas operações de grelhagem redutora, são apenas dois: — O forno girante e o forno de fluidização.

10.2.1 — *Forno girante*: — Permite as trocas térmicas em contracorrente. O volume interior é muito mal aproveitado, pelo que, para se poder obter uma produção conveniente, se impõe o uso de diâmetros elevados.

Entre os fornos rotativos (Kiln), o Lurgi é actualmente o mais conhecido. Neste podem distinguir-se três zonas:

- 1 — Zona de aquecimento, situada do lado da alimentação e na qual os sólidos são secos e aquecidos circulando em contracorrente com os fumos;
- 2 — Zona de redução, onde é introduzida uma parte do gás redutor.
- 3 — Zona de arrefecimento, onde o minério reduzido é arrefecido em contracorrente pelo gás de redução que desta maneira é aquecido antes de ser utilizado.

A composição do gás é ajustada, inserindo queimadores ao longo do forno, que são alimentados a partir de uma rede geral de abastecimento.

A temperatura é controlada por binários termoeléctricos.

Para que a acção redutora seja mais fácil, o forno é equipado com placas elevadoras («lifters») as quais deixam cair as partículas em cascata expondo-as à corrente gasosa.

Neste tipo de fornos podem tratar-se finos.

Recentemente na Suécia, foi experimentado um forno de grelhagem, cujo esquema de princípio vai indicado na fig. 25. A carga a reduzir é alimentada ao forno, depois de passar numa serpentina onde vai sendo aquecida — permutador sólido-sólido. À saída da serpentina, o minério é ainda aquecido ao mesmo tempo que se desloca para a zona de redução. Nesta, a temperatura é mais elevada e o meio é redutor, rico em CO. Centralmente e sobre o eixo do forno, existe um tubo por onde é feita a injeção de ar, com o fim de queimar os gases em excesso (CO). A descarga é feita pelo mesmo lado da entrada,

deslocando-se o produto grelhado no interior de uma serpentina de maior diâmetro que a anteriormente indicada. Ao mesmo tempo que arrefece, o produto grelhado cede o calor disponível à carga que entra.

10.2.2 — *Fornos de fluidização*: — Nestes aparelhos, devido à grande turbulência imprimida aos sólidos pela corrente gasosa, a igualização de temperaturas entre sólidos e gás é muito rápida, o que torna o controle de temperaturas daqueles bastante simples. Para que se possa recuperar o calor sensível, tanto dos gases como dos sólidos, tornando económica a grelhagem, é preciso multiplicar o número de estágios.

A grelhagem por fluidização é muitíssimo atraente.

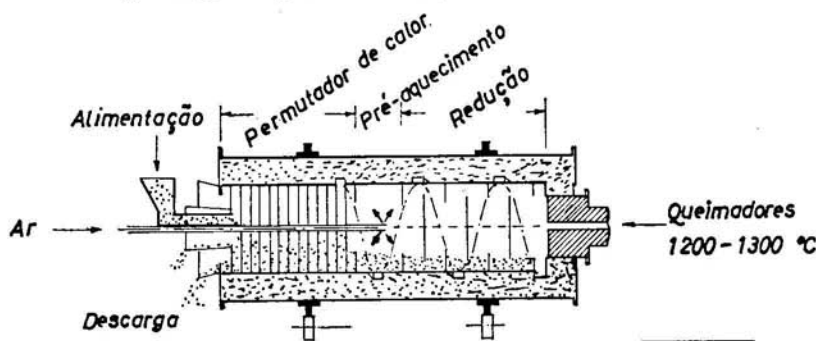


Fig. 25 — Esquema do forno de recuperação DOMNARFVET.

Teòricamente tem um grande número de vantagens, mas na prática há vários problemas tecnológicos a resolver, antes de se poderem construir instalações industriais.

Graças aos esforços do IRSID (fig. 26), grandes progressos têm sido feitos. A coroá-los, a instalação da primeira unidade piloto para uma produção de 10 ton/hora, ainda para o corrente ano de 1965, em Bazailles.

Os progressos verificados são devidos:

- 1 — À supressão das grelhas de fluidização e das suas complicações (manutenção, fritagem do minério sobre a grelha, etc.).

2 — Supressão das câmaras de combustão. A combustão é realizada no interior das próprias camadas a fluidizar.

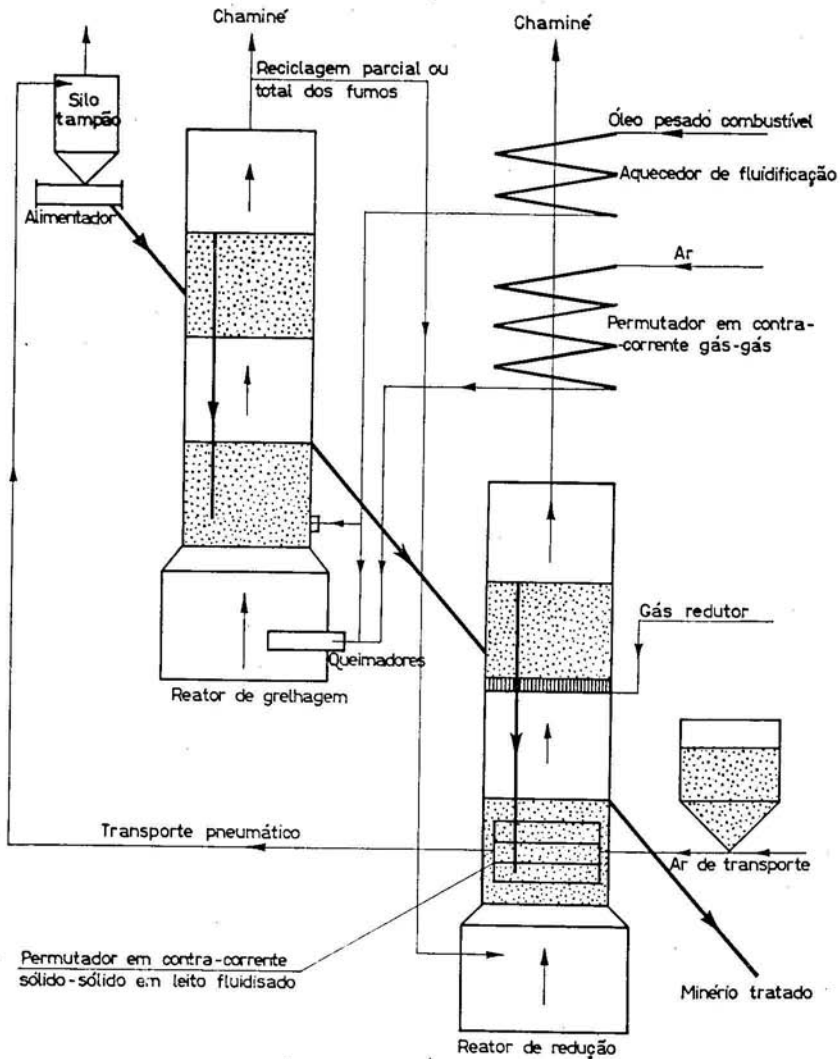


Fig. 26 — Esquema dum aparelho de grelhagem magnetisante em fluidização.

3 — Utilização de temperaturas de grelhagem mais elevadas.

Entre as vantagens da grelhagem por fluidização indicam-se:

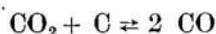
- a) Uma elevada velocidade de redução, devido ao bom contacto entre sólidos e gases;
- b) Uniformização rápida e perfeita de temperaturas,
- c) Transportes simples, pelos próprios gases redutores.

Como desvantagens, cita-se principalmente a dificuldade de tratar finos, que exigem aparelhos de grandes dimensões, para uma determinada velocidade de passagem, compatível com uma boa redução e capacidade.

Não se conhece qualquer realização industrial de grelhagem magnetizante por fluidização.

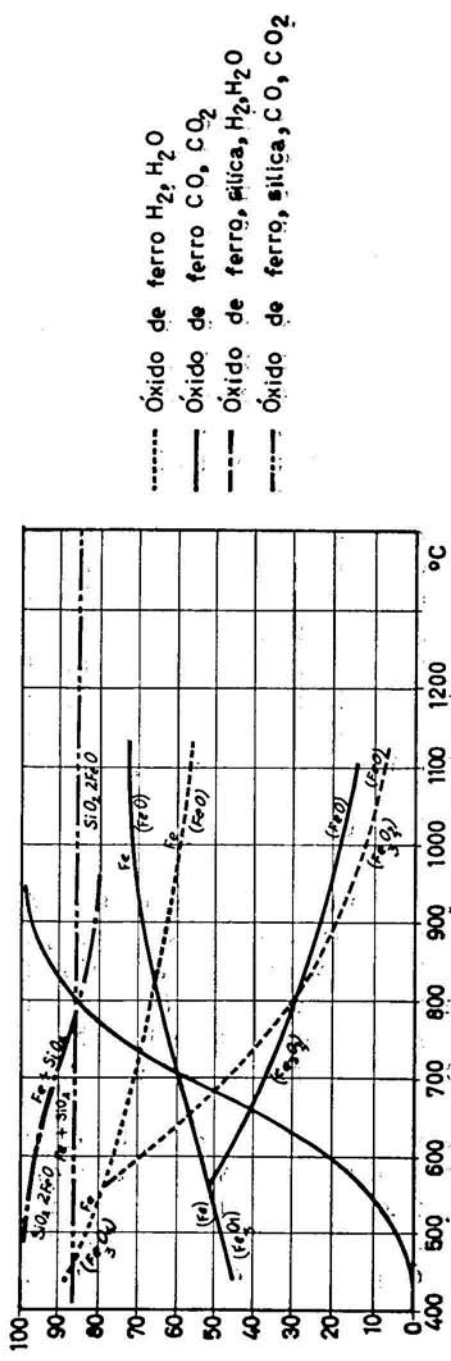
Para que a redução tenha lugar e possa prosseguir é necessário estabelecer e manter uma atmosfera redutora ao longo de toda a operação de grelhagem. Usam-se para isso, atmosferas de CO, H₂ ou sua mistura.

Na fig. 27, mostram-se os diagramas de Chaudron relativos ao equilíbrio dos diferentes óxidos de ferro em função da temperatura e do teor em CO ou H₂. Sobreposta encontra-se a curva de Boudouard que exprime a reacção de equilíbrio:



A observação deste diagrama, indica a existência de três zonas de estabilidade, respectivamente da magnetite, wustite e ferro metálico. Para as temperaturas consideradas, a curva de equilíbrio hematite-magnetite coincide com o eixo dos XX, pois, a hematite decompõe-se facilmente acima de 400°C em atmosfera de CO + CO₂ mesmo para teores em CO₂ elevados (da ordem de 100 %).

Também se observa que a estabilidade da magnetite diminui à medida que a temperatura aumenta. A partir de 850°C a diminuição de estabilidade é mais rápida quando da utilização de H₂ do que de CO como redutores. Então, como se deve evitar a redução ao estado de Fe_xO (Wustite) porque



- Óxido de ferro H_2, H_2O
- Óxido de ferro CO, CO_2
- Óxido de ferro, sílica, H_2, H_2O
- Óxido de ferro, sílica, CO, CO_2

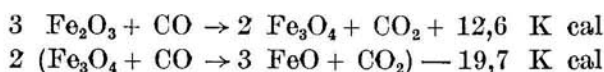
Fig. 27 — Redução de óxido de ferro com misturas de CO e CO_2 ou H_2 e H_2O em presença de SiO_2 .

este óxido é amagnético, à medida que se utilizam temperaturas mais elevadas, as misturas gasosas devem ser mais pobres em redutores. Existe um limite superior de temperatura a partir do qual há colagem dos grãos sólidos, o que torna a operação grelhagem em fluidização bastante complicada.

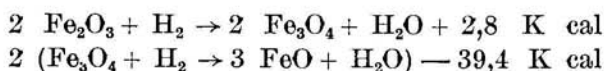
Por sua vez a temperaturas relativamente baixas, o CO pode dissociar-se depositando carbono sobre a carga, o que, a verificar-se, causaria perturbações na boa marcha da operação.

Pelas razões indicadas, deve operar-se a temperatura tão elevada quanto possível, num meio reductor de teor em CO ou H₂ que permita somente a redução ao estado de magnetite.

As reacções que têm lugar na redução são:



para o uso de CO como reductor; e



quando se usar H₂ como reductor.

Em ambos os casos, a reacção de redução da hematite é exotérmica, enquanto que a reacção de redução da magnetite é entodérmica. Mas quando se utiliza CO como reductor o «deficit» em calorías é menor, do que quando se usa H₂.

II PARTE

SINTERIZAÇÃO

1 — Introdução:

A aglomeração por sinterização sobre grelha, era conhecida já nos primeiros anos deste século e a construção da primeira cadeia DWIGHT-LLOYD, situa-se entre 1904 e 1914.

Desde o estabelecimento desta primeira cadeia até hoje, o ritmo de crescimento das instalações de aglomeração por sinterização, tem sido enorme. A produção mundial ultrapassa já os 300 milhões de toneladas por ano e tende a crescer, embora a ritmo mais lento, devido ao aparecimento das técnicas de peletização, que se revelaram mais eficazes em certos casos.

O ritmo de crescimento foi acompanhado pela modificação mais ou menos profunda da natureza dos aglomerados. Primitivamente ácidos, são hoje quase exclusivamente autofundentes, devido à adição aos minérios, de cal ou castina.

As oficinas de aglomeração sofreram modificações consideráveis, as instalações foram ampliadas, os sistemas de pesagem e doseamento foram tornados mais sensíveis e caminha-se a passos largos para o automatismo completo.

Os laboratórios de investigação multiplicam-se e por toda a parte há um clima competitivo, com o fim de aprestar o mais perfeitamente possível os leitos de fusão dos fornos de redução, com vista a que as unidades existentes possam produzir mais, a preços mais baixos.

2 — Preparação das cargas a aglomerar:

As cargas a aglomerar, podem ter as mais variadas composições. Nos casos mais simples, serão constituídas por minério de ferro e combustível; nos mais complicados, serão constituintes das cargas, minérios de proveniências diversas, «palhas» de laminadores, escórias dos fornos Martin, poeiras de depuração dos gases dos altos fornos e dos convertidores, castinas, cal, combustível, etc.

De maneira geral, a constituição da carga a aglomerar é baseada na natureza, composição química e composição granulométrica das matérias-primas disponíveis e dos produtos a obter.

O modo como é feito o aprovisionamento das matérias-primas, é de fundamental importância. Da sua regularidade, dependerá a qualidade dos aglomerados obtidos, mantendo-se todos os outros factores constantes. Enquanto que em França (região Lorena), o aprovisionamento dos parques de matérias-primas, é feito dia a dia devido à proximidade das minas e da siderurgia, noutros países, como os Estados Unidos e a Rússia, onde os transportes são condicionados pelas condições climáticas, há criação de enormes parques, onde se acumulam matérias-primas durante a estação quente, para serem consumidas na estação fria, em que estradas, rios e lagos se encontram gelados.

Se por um lado, estes armazenamentos obrigam ao empate de enormes capitais, por outro dão à aglomeração uma grande regularidade de marcha, apoiando-se sobre o conhecimento perfeito das matérias-primas, o que virá a traduzir-se na produção de um aglomerado de características constantes, e na possibilidade de uma automatização quase completa das instalações.

A homogeneização das cargas, apresenta assim, um enorme interesse para a aglomeração. Para que ela seja possível, impõe-se que se proceda à homogeneização de cada um dos constituintes, em particular dos minérios, quando a sua proveniência é diversa. Para isso constroem-se medas (fig. 28), (prismas alongados de eixo horizontal e secção triangular) nas quais

alternam camadas de minério de diferentes espessuras, determinadas em função das tonelagens disponíveis. Em todos os casos e para cada camada, haverá uma certa segregação, em virtude dos ângulos de talude natural, para as várias granulometrias, serem diferentes. Haverá acumulação dos pedaços de maiores dimensões na base da meda, com o correspondente adoçamento do talude. Um estudo de pormenor, de amostras recolhidas em diferentes pontos da secção, indicará a melhor

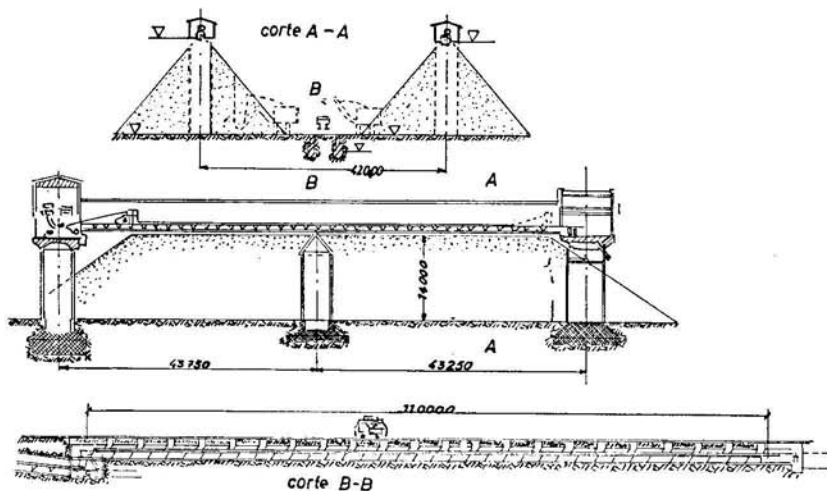


Fig. 28 — Corte longitudinal e transversal de um parque de minério.

maneira de retomar a meda, para que haja perfeita homogeneização das composições granulométrica e química.

Os minérios assim homogeneizados, são ensilados em tremonhas com soleira rotativa (fig. 29) ou outro dispositivo doseador (fig. 30). Daqui serão enviadas aos misturadores, onde os outros constituintes da carga são adicionados, nas proporções convenientes, para constituir o leito de fusão pretendido.

Os misturadores, são em geral tambores com movimento de rotação em torno do seu eixo. Porém, se os constituintes são finamente moídos, os misturadores deverão ser mais eficientes, do tipo de parafusos helicoidais.

No caso dos concentrados serem extremamente finos, poderá ser introduzida antes do misturador uma nova operação a que se dá o nome de micropeletização. As «micro-pellets», glomérulos de pequeno diâmetro, podem ser submetidos à operação de mistura com os outros constituintes da carga, sem serem destruídos.

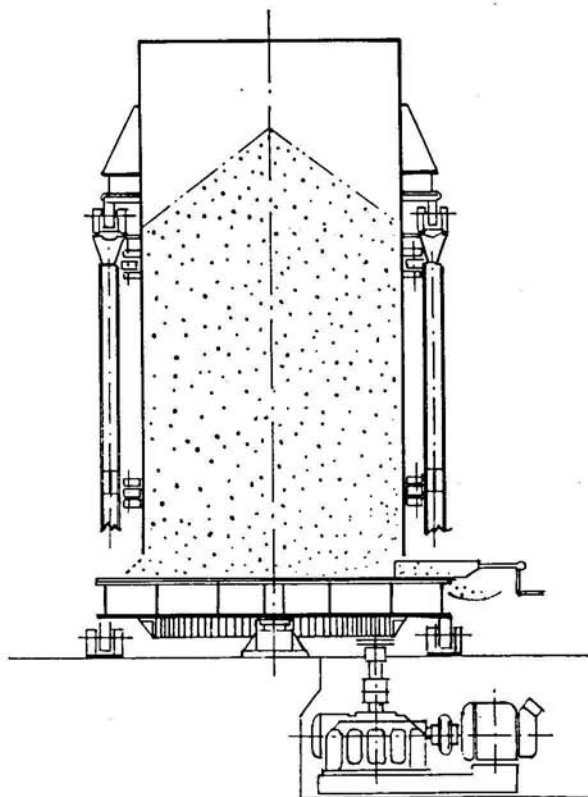


Fig. 29 — Temonha de armazenagem de minério com solcira doseadora.

2.1 — *Composição granulométrica dos constituintes:*

Para que a composição das cargas seja a mais regular possível, tanto do ponto de vista granulométrico como químico, é condição necessária, que as matérias-primas sejam finamente

fragmentadas. Numerosos inconvenientes de que se tratará na devida altura, levam a considerar como ideais, para a aglomeração, granulometrias situadas entre 3 e 8 mm, para as substâncias minerais ferríferas e entre 3 a 1 mm, para as combustíveis.

Não deve esquecer-se, que a granulação dos minérios a — 8 mm e dos combustíveis a — 3 mm provoca grande quantidade de finos, que não poderão desprezar-se. A sua adição

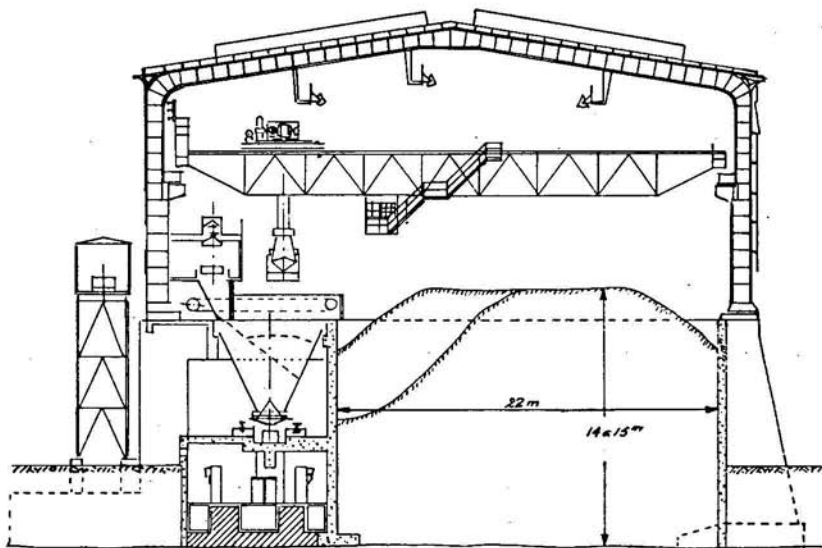


Fig. 30 — Instalação de armazenagem e dosagem de minérios da oficina de "SERAPHIM" de APPLEBY FRODINGHAM.

nos misturadores, imporá condições particulares de mistura, a qual deverá ser tanto mais demorada, quanto maior for a percentagem de finos. Normalmente, os combustíveis são crivados a 1 mm, retirando-se os finos que terão muitas outras aplicações.

Todos os constituintes ferríferos serão tratados como os minérios. As castinas são fragmentadas a 4 mm.

2.2 — *Composição química:*

Caminha-se para a preparação completa dos leitos de fusão, isto é, para uma carga dos fornos de redução que seja simplesmente constituída por aglomerado. Para que tal maneira de proceder seja possível, é necessário que do aglomerado façam parte todos os constituintes do leito de fusão. Este deve ser estabelecido de acordo com os produtos a obter, os quais dependem, em grande parte, do índice de basicidade da escória. Este índice de basicidade é definido, de maneira simplista, pela relação $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$.

Também as características do aglomerado podem, de certa maneira, ser definidas em função deste índice e consideram-se como autofundentes, os aglomerados cujo índice de basicidade é superior a 1, geralmente 1,2 a 1,6, e como não autofundentes quando aquele índice é inferior a 1. Portanto, conhecendo a composição química dos diferentes constituintes da carga, procurar-se-á misturá-los de modo a obter o índice de basicidade pretendido. Quando determinados componentes, como por exemplo a alumina, podem influir decisivamente nas características da escória haverá que entrar em linha de conta com eles no índice de basicidade, ou modificar a maneira como ele deve ser calculado.

As cargas a aglomerar e os aglomerados produzidos, serão, então, caracterizados do ponto de vista químico, por dois valores da maior importância: — o teor em ferro, donde resulta a possibilidade de cálculo da quantidade de matérias a fundir por tonelada de gusa, e o índice de basicidade, donde derivam em grande parte, as características dessa mesma gusa.

2.3 — *Humidade:*

A humidade das cargas a aglomerar, é um factor de fundamental importância. A sua variação entre limites mesmo estreitos, pode influir profundamente na capacidade das oficinas de aglomeração e nas características do aglomerado.

O teor em humidade, varia bastante de oficina para oficina

e depende da composição da carga e da sua granulometria. Assim, quanto mais finos e mais porosas forem as matérias-primas, maior deve ser a quantidade de água a adicionar.

Pretende-se com um judicioso teor em água, vir a obter uma certa granulação da carga a frio e deste modo, elevada permeabilidade aos gases, que é um factor fundamental nas operações de aglomeração, como se verá.

2.4 — *Teor em combustível:*

Deve ser o mínimo, compatível com a obtenção de um aglomerado de boa qualidade. A qualidade do aglomerado será definida mais tarde.

3 — **Aparelhos de sinterização:**

Disse-se na introdução, que sòmente seria tratada aqui, a aglomeração designada por sinterização sobre grelha.

São fundamentalmente três, os tipos de dispositivos que podem usar-se:

3.1 — Cadeias DWIGHT-LLOYD;

3.2 — Cubas GREENAWALT; e

3.3 — Cubas G. H. H.

3.1 — *Cadeias DWIGHT-LLOYD* (fig. 31):

São aparelhos de aglomeração contínua. A sua parte superior de onde deriva a designação de cadeia, não é mais do que uma tela transportadora formada por numerosos «elos» articulados, de modo a poder inscrever-se sobre dois tambores, um frontal ou motor e outro de retorno. Cada elemento terá uma largura igual à largura de cadeia e um comprimento que dependerá do diâmetro do tambor de enrolamento. A sua base é formada por uma grade de barras espaçadas (grelha), de modo a não constituir uma resistência importante à passagem dos gases e evitar a queda dos materiais que sobre ela vão ser carregados.

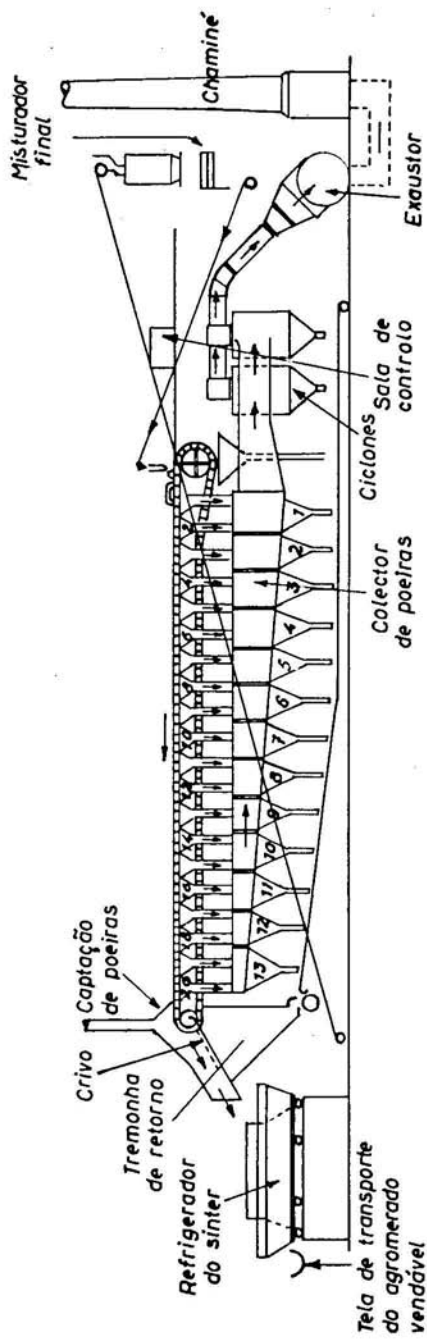


Fig. 31 — Diagrama de uma instalação de sinterização DWIGHT-LLOYD

As dimensões de uma cadeia, variam de acordo com a capacidade das oficinas e com as características da carga a aglomerar. Assim, duas cadeias com as mesmas dimensões, podem ter capacidades muito diferentes.

Constroem-se actualmente cadeias DWIGHT-LLOYD, cujas superfícies de grelha, ultrapassam os 220 metros quadrados. Mas, em serviço, encontram-se ainda algumas, com superfícies de grelha inferiores a 20 m². A superfície referida, é a superfície útil, isto é, o produto da largura, pelo comprimento situado entre a alimentação e a descarga.

A cadeia desloca-se sobre rodas, apoiadas em carris. Além deste caminho de rolamento, existe um outro de escorregamento, que pode ser mais ou menos complicado e constitui uma junta estanque às entradas de ar parasita, no decurso da operação de aglomeração (fig. 32).

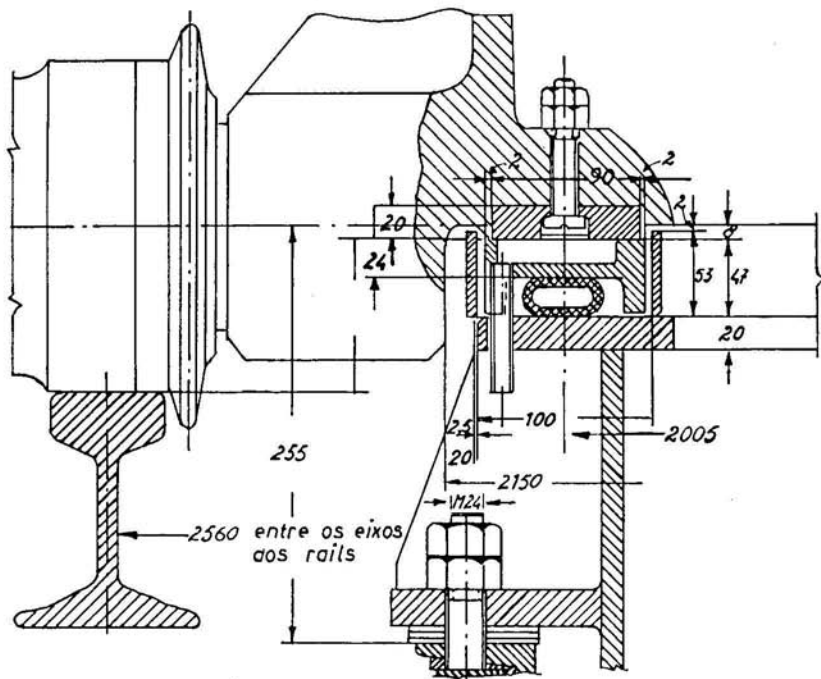


Fig. 32 — Sistema de estanquidade hidráulico das cadeias de aglomeração
Ou. Z. T. M.

As cadeias de aglomeração, em serviço, são todas do tipo DWIGHT-LLOYD. Os nomes diferentes por que são designadas são os das casas construtoras que patentearam qualquer pormenor, de maior ou menor importância. Entre outros, podem encontrar-se os seguintes nomes: — Arthur Mc Kee, Lurgi, Dravo, Ou. Z. T. M.

3.2 — Cubas GREENAWALT:

Podem ser consideradas como um elemento de uma cadeia DWIGHT-LLOYD. São recipientes, cujo fundo é formado, como naquelas, por uma grade de barras, mas a altura das paredes laterais, é um pouco mais elevada. São aparelhos que apenas podem rodar em torno de um eixo horizontal, para a descarga do aglomerado acabado.

A capacidade das instalações que usam cubas GREENAWALT, é sempre reduzida. Não só a superfície de grelha é pequena, como também há a considerar em cada ciclo, dois tempos mortos, o de carga e o de descarga, que diminuem consideravelmente o tempo útil de trabalho.

3.3 — Cubas G. H. H.:

São fundamentalmente cubas GREENAWALT. Porém, a carga e descarga não são feitas no próprio local de aglomeração, pelo que os tempos mortos indicados no caso anterior, são limitados ao tempo de manobra, respeitante à substituição das cubas umas pelas outras.

A operação de aglomeração terminada, as cubas são retiradas por monta-cargas e conduzidas para outro local, onde se procederá à descarga. As cubas vazias são carregadas de novo, em local próprio iniciando-se assim, novo ciclo.

4 — Carregamento dos aparelhos de sinterização:

O carregamento das cadeias Dwight-Lloyd, obedece a determinadas normas:

- 1 — Depois de efectuada a mistura dos constituintes da carga, esta deve ser manuseada com cuidado, para que não haja lugar a segregações importantes. Por isso é recomendado que a última fase da mistura, seja realizada na proximidade do aparelho de aglomeração.
- 2 — Sobre a grelha é quase sempre carregada em primeiro lugar uma camada, a que se dá o nome de «bed sinter», «bedding» ou ainda falsa grelha, cujo fim, é o de proteger aquela, contra a acção das elevadas temperaturas que ocorrem na operação de aglomeração.
- 3 — Sobre a falsa grelha carrega-se então a carga a aglomerar. Este carregamento pode ser efectuado, quando se trate de cadeias contínuas de três maneiras diferentes:
 - a) Em uma ou duas camadas, depositadas por meio de um transportador de rolos (sistema Lurgi);
 - b) Numa só camada com segregação, por manga oscilante (sistema Arthur Mc Kee);
 - c) Em camada uniforme, com distribuidor vibrante (sistema Koppers) ou tela transportadora móvel.

No caso *b*), pode ser dispensada a falsa grelha, visto que os fragmentos de maiores dimensões vão ocupar a posição inferior, devido à segregação sofrida e assim, protegem a grelha.

No caso das cubas GREENAWALT, o carregamento é feito por meio de um carro que tem vários compartimentos onde são armazenadas as diferentes substâncias necessárias à operação. Numa primeira viagem é carregado o material que constituirá a falsa grelha. Numa segunda viagem, visto que o carro volta à posição inicial, será lançada sobre o «bed sinter» a carga a aglomerar. A queda deve ser de pequena altura, para que não haja nem segregação, nem compactação.

No caso das cubas G. H. H., poderá usar-se um sistema de carregamento semelhante.

5 — Ignição e aspiração:

O início da aglomeração coincide com o acender da carga. Esta operação é industrialmente realizada por meio de queimadores a óleos ou gás. O número e a disposição dos queimadores depende, no caso de cadeias contínuas, da sua velocidade e do tempo durante o qual a ignição deve ser feita, numa palavra, da quantidade de calor a fornecer para acender a carga.

No caso das cubas GREENAWALT e semelhantes, é o carro de carga que procederá à ignição. Os queimadores situados na frente do carro são acendidos e este vai deslocar-se por cima da carga, a partir da posição inicial. A sua velocidade de deslocamento, depende da quantidade total de calor a fornecer à carga.

Logo que a ignição termina, inicia-se a aspiração de ar através da carga. Por isso, são instalados inferiormente à grelha, exaustores capazes de criar uma depressão de valor determinado, expressa em geral em milímetros de coluna de água. A essa depressão está associada a aspiração de um volume maior ou menor de ar por unidade de tempo, cujo valor depende da resistência oposta pela carga ao escoamento gasoso. As experiências demonstram que estas resistências variam no decurso da operação, aumentando inicialmente e depois diminuindo. Seria, por isso, de grande interesse poder dispor-se de um sistema regulador da depressão e bem assim, do volume de ar aspirada através da carga. Porém, até hoje não se conhece qualquer instalação industrial, onde tivessem sido tomadas disposições com esse fim.

6 — Juntas de estanquicidade:

Como acaba de ver-se, estabelece-se uma depressão sob a grelha, para obrigar o ar a atravessar a carga em curso de aglomeração. O ar no seu deslocamento percorrerá os caminhos que oponham menor resistência. Viu-se em 3.1, que no caso dos aparelhos contínuos a grelha se deslocava e no caso dos aparelhos descontínuos podia haver ou movimento de rotação ou mudança para outro local. Qualquer que seja o caso, haverá sempre

a existência de uma junta, que se torna necessário colmatar, para que uma parte da potência não seja consumida na aspiração de ar que não passa através da carga, a que se dá o nome de ar parasita. A colmatação é simples, no caso dos sistemas descontínuos, mas, nas cadeias tipo DWIGHT-LLOYD, torna-se um problema, de impossível resolução total. As dificuldades são tanto maiores, quanto mais elevadas são as depressões de trabalho.

Existem principalmente três tipos de juntas:

- 1 — Junta de barra móvel (sistema Koppers e Mc Kee);
- 2 — Junta das cadeias Ou. Z. T. M. (URSS) (fig. 32), em que uma barra de metal ligada à cadeia, corre sobre uma outra ligada à caixa de vento. Esta é empurrada para cima de encontro à primeira, por um tubo de borracha cheio de água sob pressão; e
- 3 — Junta formada pelo contacto de duas superfícies metálicas, convenientemente lubrificadas.

7 — Mecanismo da sinterização:

7.1 — *Generalidades:*

A operação de aglomeração nem sempre foi considerada de interesse e era mesma tida como um mal necessário. Este juízo pouco lisongeiro, era feito pelos engenheiros do alto forno, ao observarem o aumento considerável das temperaturas dos gases da goela, quando carregavam aglomerado em vez de minério cru. O fenómeno foi explicado e demonstrado, pela prática, o interesse da aglomeração. Porém, a desconfiança dos homens do alto forno, constituiu um entrave ao rápido progresso da sinterização.

Aos trabalhos empíricos primitivos, sucedeu após a última guerra, uma investigação orientada no sentido de obter um melhor conhecimento do que se passava no decurso da operação.

Em 1945, surge um primeiro trabalho de interesse, devido

a Birger Hessle e realizado no Jernkontoret, na Suécia. Mas, é no primeiro congresso de sinterização, realizado em Londres em 1953, que se chamou a atenção para o real valor desta prática. De então para cá, os progressos têm sido enormes, embora haja ainda alguns pontos discordantes a resolver. Verifica-se, no entanto, que as discordâncias principais, resultam do facto de não ser possível aos diferentes investigadores estabelecer condições de marcha semelhantes, devido aos inúmeros parâmetros em jogo e ao desenrolar extremamente rápido da operação, que não permite uma medição precisa de todos os factores influentes.

Segundo Astier, «a aglomeração sobre grelha obtém-se pela combustão de um produto contendo, geralmente, mais de 10 % de água, mais de 80 % de cinzas e somente 3 a 8 % de carbono».

Se se fizer acompanhar esta definição com um esquema da operação, isto é, se se indicar a maneira como se processa a combustão, ficar-se-á com uma primeira imagem do que seja a aglomeração.

Segundo Voice «a aglomeração sobre grelha consiste na combustão de uma mistura de minério e combustível sobre uma grelha com aspiração por debaixo».

Greenawalt por sua vez considera «a sinterização como a aglomeração de finos de minério, dando lugar a uma massa porosa por fusão incipiente, produzida pelo calor originado por combustão, dentro da mesma massa».

Qualquer das definições indica uma faceta de realidade e da sua conjugação, resultará talvez uma explicação mais concisa do que se passa. — Assim:

A aglomeração sobre grelha consiste na combustão de um combustível muito pobre (3 a 8 % de C) e húmido (mais de 10 % de humidade) sobre uma grelha com aspiração por debaixo, dando lugar a uma massa porosa, por fusão incipiente das «cinzas», produzida pelo calor originado pela combustão.

A combustão não se propaga a toda a carga de uma só vez, antes se confina a uma zona estreita, que separa o produto já aglomerado e em vias de arrefecimento, do produto ainda não aglomerado. Para um mais fácil estudo e melhor sistematização

das operações de aglomeração, costuma dividir-se a carga, segundo a altura, num determinado número de zonas (fig. 33). O limite de algumas dessas zonas não é perfeitamente deter-

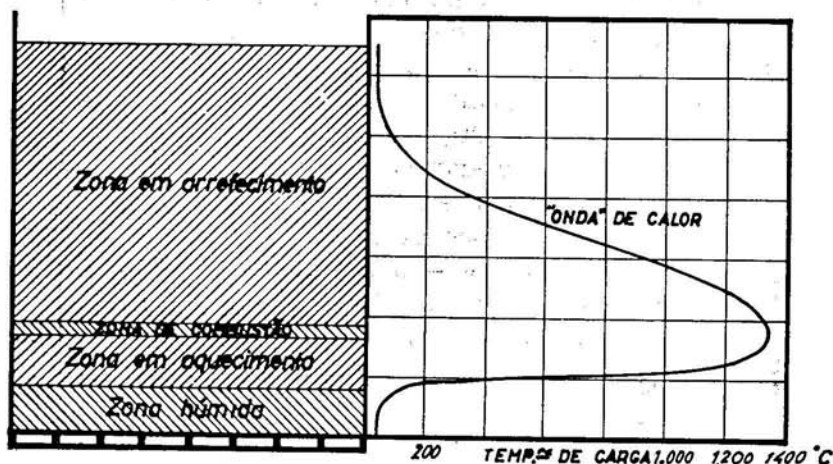


Fig. 33 — Esquema de uma operação de sinterização com indicação das zonas e da distribuição de temperaturas

minado, mas, estabelece-se de acordo com os fenómenos de que se tem um conhecimento mais ou menos preciso.

Assim, caminhando-se de baixo para cima, tomando como origem a grelha, considerar-se-ão as seguintes zonas:

- 1 — Uma zona inferior húmida, cuja temperatura não é muito diferente da inicial;
- 2 — Uma zona seca, em vias de aquecimento rápido;
- 3 — Uma zona muito estreita, em que tem lugar a combustão, a temperatura é elevada e a carga funde pelo menos parcialmente;
- 4 — Uma zona superior já aglomerada, em vias de arrefecimento.

Observe-se ao mesmo tempo e para melhor compreensão, o que acontece ao ar, que como se viu já, é obrigado a atravessar a carga em curso de aglomeração:

- 1 — Ao contacto com a zona superior já aglomerada, o ar é aquecido ao mesmo tempo que arrefece o aglomerado;
- 2 — O ar aquecido a elevada temperatura, atinge a zona de combustão, onde o seu oxigénio é utilizado na combustão do carbono;
- 3 — Os gases resultantes da combustão e da decomposição da carga (CO_2 dos carbonatos, O_2 dos óxidos), a elevada temperatura, penetram numa zona ainda não aglomerada em vias de aquecimento, cedem rapidamente o seu calor sensível, promovendo uma série de reacções — eliminação da humidade e da água de constituição, decomposição de carbonatos, destilação das matérias voláteis dos combustíveis, etc. Devido à fina granulometria dos constituintes da carga, a temperatura dos gases baixa muito rapidamente e, em poucos centímetros, atinge uma temperatura próxima de «temperatura de orvalho»;
- 4 — Os gases a baixa temperatura penetram numa zona ainda húmida e se continuam a arrefecer e atingem uma temperatura inferior à «temperatura de orvalho», o que acontece pelo menos nos primeiros instantes da operação, depositam uma parte da água que transportam;
- 5 — Finalmente, os gases atingem a grelha e são evacuados para a atmosfera.

Do que fica estabelecido, importa definir os limites das zonas, a que se dá o nome de frentes. Assim, ter-se-á:

- 1 — Frente de aquecimento, que separa a zona húmida da zona seca não aglomerada;
- 2 — Frente de combustão do carbono;
- 3 — Frente de arrefecimento.

As duas primeiras são relativamente bem definidas, mas a terceira só pode sê-lo, se se considerar ligada a uma temperatura.

As considerações anteriores, constituem um esquema

simplista sobre o qual é possível assentar o estudo da aglomeração. É por assim dizer, um esquema de trabalho. Realmente, muitas mais zonas poderiam ser estabelecidas, ao contacto das quais, uma composição gasosa seria definida. Bastaria, por exemplo, estabelecer a zona de dissociação da hematite, em que ao gás passa o oxigénio libertado ou a zona de oxidação da magnetite, para complicar o esquema.

Conscientes do valor de um tal esquema, apesar das deficiências reconhecidas, é nele que se apoiará tudo o que a seguir for tratado.

7.2 — *Escoamento gasoso. Sucas leis:*

Um dos factores de maior importância na propagação na frente de combustão, é o escoamento do fluido gasoso através da carga. O seu papel é duplo:

- 1 — Fornecer o oxigénio necessário à combustão;
- 2 — Assegurar a transferência de calor, permitindo o aquecimento de novas camadas, à temperatura de inflamação do combustível.

O escoamento de um fluido numa coluna de matérias sólidas, pode exprimir-se pela relação seguinte, estabelecida por Leva:

$$\frac{\Delta P}{H} \sim \frac{d^{n-3} \alpha^{n-1} (1-\epsilon)^{3-n} V_0^n}{\mu^{n-2} \phi^{3-n} \epsilon^3}$$

em que:

- ΔP — é a queda de pressão;
- H — a altura da coluna;
- d — diâmetro dos grãos;
- ϕ — factor de forma dos grãos;
- ϵ — porosidade do leito;
- α — massa específica do fluido;
- γ — viscosidade do fluido;
- V_0 — velocidade a frio; e
- n — expoente, cujo valor depende do regime de escoamento.

Todas as grandezas são expressas no mesmo sistema de unidades.

LEVA, demonstrou também, que a natureza do escoamento, depende de um número sem dimensões, equivalente ao número de Reynolds clássico — $Re = \frac{dV_0\gamma}{\mu}$ — e que, para $Re > 10$, o regime é turbulento.

Pode então concluir-se, que a perda de carga através de uma coluna de partículas, depende de duas ordens de factores:

- 1 — Relativos às partículas sólidas — diâmetro, forma dos grãos e porosidade;
- 2 — Relativos ao fluido gasoso — viscosidade e massa específica do fluido e velocidade de passagem.

Pode dizer-se, em resumo, que a perda de carga numa coluna de materiais granulados, no caso de um fluido incompressível (ou em condições tais que a pressão do fluido permaneça constante e muito próxima da pressão atmosférica), se escreverá da seguinte maneira:

$$\frac{\Delta P}{H} = K Q^n$$

onde

- K — representa a resistência ao escoamento;
- Q — débito do fluido;
- n — um coeficiente que toma o valor 1, no caso de um escoamento laminar e o valor 2, no caso de um escoamento turbulento. Normalmente nunca se atinge o valor 2. 1,8 parece ser o limite.

Estudos experimentais devidos a Voice e seus colaboradores, levados a efeito no BISRA, levam à conclusão de que o valor de n está compreendido entre 1,6 e 1,7 e que portanto a expressão anterior tomará a forma

$$Q = \left(\frac{\Delta P}{KH} \right)^{0,6}$$

Posteriormente, Boucraut, na sequência de vários trabalhos, apresentou um estudo estatístico, que confirma a expressão anterior, embora usando materiais diferentes (minérios «lorenos»).

Porém, a expressão só pode ser considerada como satisfatória, e isso foi bem expresso por Voice, para as misturas frias, antes de sinterização. Devido, ao melhor conhecimento actual dos fenómenos de aglomeração e à maior facilidade de operar medições correctas no decurso dos ensaios, e expressão indicada tem sido limitada no seu interesse. Ainda que, a forma da expressão seja satisfatória, o expoente varia entre 0,5 e 1,0 com a natureza da mistura, crescendo à medida que o tamanho das partículas diminui. Logo que a sinterização se inicia, o gradiente da queda de pressão através da carga, deixa de ser uniforme e então as influências da altura da camada e da sucção sobre o fluxo gasoso, pode ser diferente. Por esta razão, as duas influências devem ser examinadas em separado.

A determinação experimental do expoente de ΔP , tem sido realizada para valores de H constantes e todos os resultados concordam com o valor 0,6 para n . Mas tomando como correcta a relação $Q \sim \Delta P^{0.6}$, pode determinar-se a relação entre o débito Q e $1/H$ quando a altura de camada e a depressão variam ao mesmo tempo. Os resultados obtidos, mostram para o expoente de H uma variação entre 0,4 e 1,25 nos casos ensaiados. Por isso, será de boa norma, quando se pretende modificar a altura da camada, proceder a experiências prévias, para encontrar a relação que liga o débito à depressão e à altura da camada.

7.3 — Permeabilidade no decurso da aglomeração:

A expressão do débito gasoso através de uma carga em aglomeração é, como se infere do que ficou dito, muito complicada e difícil de estabelecer. Por outro lado, a expressão anteriormente admitida, só será válida para os escoamentos em curso de aglomeração, e em circunstâncias de acaso.

Em 7.1, foi indicado que em curso de aglomeração, uma coluna de grãos sólidos é constituída pela sobreposição de

várias zonas, com características próprias, sendo cada uma a sede de fenómenos físicos e químicos bem preciosos.

Há muito que foi apontado, ser a perda de carga entre dois pontos de uma coluna de matérias granulares, em curso de aglomeração, situados à distância unitária, dependente da posição desses pontos relativamente à frente de combustão.

Numerosos trabalhos foram empreendidos, com o fim de procurar dar uma explicação científica aos factos observados, por medições directas. Assim, fizeram-se medições das temperaturas dos fumos ao longo da operação e dos débitos de ar que atravessam a carga. Verifica-se que o débito de ar decresce muito rapidamente, após o início da combustão, estabiliza-se em seguida, para crescer muito rapidamente para o final da operação. Quanto à temperatura dos fumos, ela permanece constante durante o período de ignição, cresce para 60 a 70°C no início da combustão, estabiliza-se a este nível e sobe muito rapidamente em seguida, para atingir um máximo, momentos após a frente da chama ter atingido a grelha. Este desfasamento, é devido ao tempo que a falsa grelha leva a aquecer.

As perdas de carga nos primeiros minutos da operação diminuem fortemente, o que se explica, pelo abaixamento do débito, sem que haja variação da resistência da própria carga. Com efeito, a frente de combustão confina-se à zona superior e a resistência ao escoamento depende principalmente da parte inferior ainda não aglomerada. Poderia suspeitar-se, de um aumento brusco da resistência devido à compactação da carga, por influência da depressão. Mas, uma tão brusca variação, não é possível de explicar pela simples compactação, com diminuição do índice de vazios. Por isso, atribui-se o fenómeno, à modificação das características do fluido.

O vapor de água recolhido pelos gases nas camadas superiores, vai ser em parte depositado nas inferiores; quando a temperatura se torna inferior à «temperatura de orvalho». Supõe-se então, que o fluido que atravessa as camadas inferiores, é constituído por duas fases: uma fase gasosa, correspondente aos fumos de combustão propriamente ditos e uma fase líquida, em suspensão. Atribui-se a este fluido uma elevada viscosidade, o que por si só explica o aumento da resistência ao escoamento

gasoso. Estabelece-se assim, sucessivamente através de cada uma das diversas camadas, após ignição, um regime de equilíbrio, que corresponde à resistência máxima. Esta, toma a designação de resistência estabilizada após ignição.

Fazendo a representação gráfica das resistências unitárias em função do tempo, conclui-se:

- 1 — A resistência cresce muito rapidamente nos primeiros minutos, passado o que se estabiliza a um nível dado, função da altura da camada;
- 2 — A partir do momento em que a resistência começa a decrescer, esse decréscimo é muito rápido;
- 3 — A resistência total, sofre as variações das resistências das diversas camadas; desde que a resistência de uma camada diminui tendendo para zero, a resistência total tende para a soma resistência das camadas inferiores.

Em conclusão, tudo se passa como se apenas as camadas não aglomeradas, sejam resistentes ao escoamento gasoso.

7.4 — *Esquema simplista de uma operação de aglomeração:*

De acordo com o que acima fica esquematizado, pode considerar-se uma carga em vias de aglomeração, como constituída por duas zonas sobrepostas:

- 1 — Uma zona superior já aglomerada, de muito fraca resistência;
- 2 — Uma zona inferior ainda não aglomerada, de resistência unitária constante.

Considera-se a frente da chama como extremamente fina e não apresentando resistência própria ao escoamento gasoso.

Seja então uma cuba carregada com uma camada de altura H . A sua face inferior é sujeita a uma depressão constante ΔP ; num instante t qualquer, contado a partir do início

da operação, a espessura do aglomerado será designada por x e $(H - x)$ representará a altura ainda não aglomerada. Se se representar por r , a resistência unitária da carga ainda não aglomerada, a equação da perda de carga será:

$$\Delta P = r (H - x) Q^n$$

ou

$$Q = \left(\frac{\Delta P}{r (H - x)} \right)^{\frac{1}{n}}$$

Supondo-se, o que não está muito longe da realidade como se verá, o débito Q como constante, isto é, que existe para cada carga a aglomerar um volume de ar específico, no fim do tempo dt , a carga foi atravessada por um volume de ar igual a Qdt e a frente da chama avançou de dx .

Logo

$$dx = Qdt$$

e

$$dt = \left(\frac{r (H - x)}{\Delta P} \right)^{\frac{1}{n}} dx$$

Supondo-se que, para $t = 0$, $x = 0$ e integrando vem

$$\frac{t}{H} = \frac{n}{n+1} \left(\frac{rH}{\Delta P} \right)^{\frac{1}{n}} \left(1 - \left(1 - \frac{x}{H} \right)^{\frac{n+1}{n}} \right)$$

Se se designar por T , o tempo total da operação virá

$$\frac{T}{H} = \frac{n}{n+1} \left(\frac{rH}{\Delta P} \right)^{\frac{1}{n}}$$

que é semelhante à estabelecida para o escoamento gasoso, através de um leito homogéneo de materiais.

A distância x e o tempo t , são ligados pela seguinte relação:

$$\frac{t}{T} = 1 - \left(1 - \frac{x}{H} \right)^{\frac{n+1}{n}}$$

e o débito no instante t , será dado pela expressão:

$$Q = \left(\frac{\Delta P}{rH} \right)^{\frac{1}{n}} \frac{1}{\left(1 - \frac{x}{h} \right)^{\frac{1}{n}}}$$

Se num gráfico se representar em ordenadas $\frac{x}{H}$ e em abscissas a relação $\frac{t}{T}$ e os débitos de ar Q , chega-se à conclusão de que a velocidade da frente de combustão, sofre uma aceleração no final da operação, o mesmo acontecendo aos débitos (fig. 34).

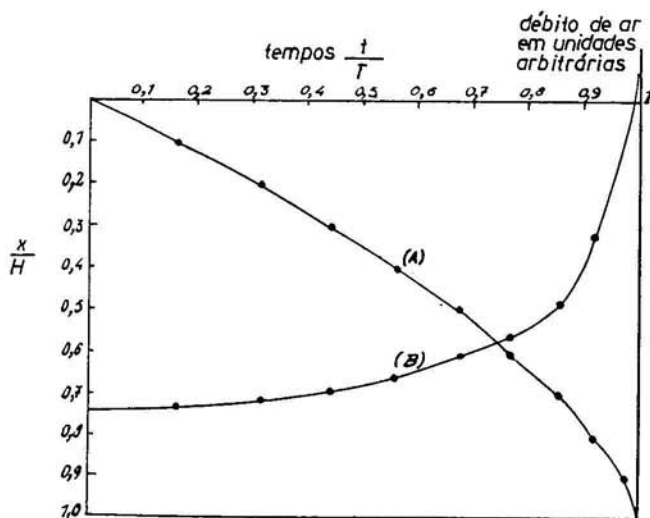


Fig. 34 — Diagrama de uma operação esquemática. Evolução da frente de combustão (A) e do débito de ar aspirado (B) em função de tempo

7.5 — Aumento da capacidade das instalações de aglomeração:—

7.5.1 — Processos relativos ao aumento da velocidade de aglomeração:

Considerando-se que a teoria anterior está conforme com a realidade, verifica-se facilmente haver vários meios para

aumentar a capacidade de uma instalação, o mesmo é dizer, diminuir o tempo T de aglomeração. Assim, pode actuar-se sobre a depressão, a altura da carga e a resistência ao escoamento gasoso.

7.5.1.1 — Aumento da depressão:

A partir da relação

$$\frac{T}{H} = \frac{n}{n+1} \left(\frac{rH}{\Delta P} \right)^{\frac{1}{n}} \quad (A)$$

vê-se que uma maneira de diminuir T é aumentar ΔP se os restantes factores permanecerem constantes. Com efeito

$$\frac{dT}{T} = - \frac{1}{n} \frac{d\Delta p}{\Delta p}$$

A partir desta expressão, admitindo para $1/n$ o valor geralmente aceite de 0,6, verifica-se que para um aumento de pressão de 10 % haverá uma diminuição do tempo de 6 %.

Todavia, há que considerar diversas limitações a esta maneira de agir:

- a) A uma dada variação de depressão, não corresponde igual variação de tempo. Logo, o efeito decresce em valor relativo quando se aumenta a depressão;
- b) O custo da unidade de volume de ar aspirado aumenta muito com a depressão;
- c) Dificuldades tecnológicas, principalmente problemas relativos a entradas de ar parasita, são de considerar.

É por esta razão que nas cadeias contínuas Dwight-Lloyd se trabalha apenas com depressões entre 500 e 1000 mm de água e se pode subir este valor até 2000 mm nas instalações Greenawalt e G. H. H.

7.5.1.2 — Diminuição da altura:

Empregando de novo a expressão (A)

e considerando que $\frac{dr}{dH} = 0$ vem

$$\frac{dT}{T} = \frac{n+1}{n} \frac{dH}{H}$$

Indica esta expressão que, para diminuir o tempo de operação, haverá interesse em trabalhar com uma pequena altura de camada.

Factores de ordem prática indicam, porém, que esta conclusão não é correcta, por não se tomarem em consideração determinados aspectos:

- 1 — O período de ignição, é o mesmo qualquer que seja a altura da camada. Durante ele não há combustão, pois, os gases de ignição são muito pobres em oxigénio. A incidência deste tempo sobre a duração da operação, é tanto maior quanto a operação é mais curta;
- 2 — As camadas superiores são sempre menos bem aglomeradas que as camadas inferiores, pois, o ar necessário à combustão não é suficientemente aquecido, por ser aspirado directamente do exterior, ou através duma pequena zona aglomerada. Logo, uma temperatura de combustão mais baixa e um arrefecimento extremamente brusco, dá lugar, por um lado, a incozidos e por outro, a um produto extremamente frágil (quebradiço, devido à presença de vidro, originado por «têmpera»).

Portanto, as pequenas alturas de camada dão lugar a aglomerados de inferior qualidade e aumentam, relativamente, a quantidade de finos a retornar, diminuindo a produção de aglomerado vendável (1).

(1) Por esta designação, entende-se, o produto pronto a ser carregado nos fornos de redução.

7.5.1.3 — Diminuição da resistência ao escoamento:

Retomando de novo a expressão (A) anterior, a variação relativa do tempo de operação em função de r , é dada por

$$\frac{dT}{T} = \frac{1}{n} \frac{dr}{r}$$

considerando H e ΔP como constantes. Por aqui se observa, que para se diminuir o tempo de aglomeração, se deve diminuir a resistência da carga ao escoamento gasoso. Repare-se, no entanto, que sendo como tem sido considerado $\frac{1}{n} = 0,6$, a variação relativa de T com r vai diminuindo e que uma diminuição de r de 10 %, acarreta somente uma diminuição de T igual a 6 %.

Se se considerar que também neste caso, há um tempo morto — tempo de ignição — a sua influência será tanto mais pronunciada, quanto menor for o tempo de operação.

Na prática, a expressão indicada

$$\frac{T}{H} = \left(\frac{r H}{\Delta P} \right)^{0,6}$$

tem que ser encarada no seu conjunto e de acordo com as possibilidades dos meios de regulação, na posse do operador. Considera-se ser possível manter ΔP constante. O tempo de aglomeração pode então ser considerado como proporcional a $(r H)^{0,6}$, isto é, uma diminuição de r permite um aumento de H . Admitindo como se disse, que a camada superior é mal aglomerada e dá lugar a um grande volume de produtos incozidos e frágeis, o seu valor relativo diminui à medida que aumenta o volume total. E este, aumenta quando se aumenta a altura da camada, pois, a superfície de grelha permanece constante.

Torna-se, portanto, conveniente, trabalhar com a maior

altura de carga possível, para o que se deverá procurar a melhor maneira de diminuir a resistência ao escoamento gasoso.

Dois modos de proceder, são possíveis:

7.5.1.3.1 — Melhorar as características da própria carga; e

7.5.1.3.2 — Modificar as características do fluido.

7.5.1.3.1 — *Modificação da resistência, à custa das características físicas da mistura:*

A modificação pode ser feita:

1 — Promovendo uma preparação o mais perfeita possível da carga;

2 — Substituindo os finos de coque, por finos de coque fluidizado; e

3 — Introduzindo cal.

Existe uma estreita relação entre a permeabilidade da carga a frio e a permeabilidade inicial (após ignição). Assim, cuidando-se de melhorar a permeabilidade a frio, promovendo uma homogeneização perfeita dos constituintes e determinando o teor óptimo em humidade para que haja granulação da carga, certamente que a permeabilidade inicial melhorará e com ela a permeabilidade durante toda a operação, uma vez que se trata de um fenómeno conservativo.

Mas, por preparação mais perfeita da carga, poderá também entender-se o estabelecimento das granulometrias óptimas à aglomeração, removendo os finos dos constituintes minerais e do coque.

Com a substituição dos finos de coque clássico, por coque fluidizado (coquização em leitos fluidizados), melhora-se a permeabilidade da carga, o que se deve à diferença da «densidade a granel» do coque clássico (0,7), em relação à do coque fluidizado (0,4). A diminuição, mesmo reduzida, da densidade da mistura, aumenta muito sensivelmente a permeabilidade. Ensaio realizados no IRSID usando coque fluidizado, mostraram uma diminuição da resistência de 40 %.

A adição de cal à carga, tem por fim melhorar a permeabilidade da mistura a aglomerar e modificar as características do fluido. No que respeita à melhoria da permeabilidade da mistura, ela resulta da maior aptidão da carga para formar grânulos e do aumento da resistência ao esmagamento destes grânulos, durante as manipulações subseqüentes.

Em 7.3, indicaram-se as razões da diminuição da perda de carga no início da operação, atribuindo as maiores responsabilidades ao aumento da resistência ao escoamento gasoso, pela existência em suspensão nos gases de gotoletas de água líquida. Estas gotoletas, podem vir a preencher os vazios existentes entre os grânulos, aumentando portanto, a resistência da carga à passagem do fluido, ou vir a ser absorvidas pelos próprios grânulos, não tendo, então, efeito sensível. O papel da cal, é absorver a água que se deposita e a que se desloca em suspensão. Por isso, se procura que a cal seja adicionada apenas no final da operação de mistura para que venha a constituir a camada exterior dos grânulos e possa preencher a sua missão. A quantidade ajuntada não deverá dar lugar a cargas demasiado secas, que serão menos permeáveis. Impõe-se, por isso, que se faça o seu cálculo rigoroso, promovendo experiências, que possam indicar qual o teor em humidade a absorver. SIGOV encontrou teores da ordem de 2 a 2,5 %.

7.5.1.3.2 — *Modificação das características do fluido:*

A experiência mostrou que existe um período, em que a humidade das camadas superiores da carga em início de aglomeração, é evaporada e arrastada sob a forma de vapor, enquanto a temperatura dos gases de que faz parte, seja superior à «temperatura de orvalho». Fez-se já uma referência ao facto e indicou-se uma maneira de o eliminar para obstar aos seus inconvenientes. Ora, este período, é relativamente curto e termina quando a temperatura da carga se torna superior à «temperatura de orvalho» pois, a partir daí, a água permanece vaporizada, até sair para a atmosfera. Se portanto, se partir de uma carga a temperatura superior à «temperatura de orvalho», evita-se um grave inconveniente.

Esta questão foi estudada em pormenor no IRSID. Recorreu-se em primeiro lugar à humidificação com vapor de água, que era injectado na carga, em curso de mistura. A regulação correcta do teor em água foi impossível de conseguir, pelo que o sistema foi abandonado. Numa segunda tentativa, usou-se água inicialmente em excesso e procedeu-se depois à sua eliminação por meio de queimadores, que faziam incidir a chama directamente sobre a carga em curso de mistura. A operação era regulada de modo que, ao atingir-se a temperatura de 60 a 70°C, a humidade era óptima. Também esta maneira de proceder se revelou pouco cómoda e de difícil aplicação industrial. Surgiu por isso, uma terceira tentativa com resultados satisfatórios. Consiste em recircular directamente os finos de retorno produzidos, os quais, constituindo entre 30 e 50 % do volume total da carga e entrando no misturador a uma temperatura de aproximadamente 500°C, elevam a temperatura da mistura para 50:70°C, como convém.

Os diversos ensaios demonstraram que:

- a) A resistência a «frio» é praticamente a mesma, quer a carga se encontre aquecida ou não;
- b) A resistência inicial cresce, mas o aumento verificado é muito menos importante, que no caso da mistura não pré-aquecida.

Sendo a resistência estabilizada, muito mais baixa em carga pré-aquecida que em carga fria, as experiências demonstraram que, à temperatura de 70°C, se pode duplicar a altura da camada.

7.5.2 — *Outros processos:*

7.5.2.1 — *Modificação do teor em combustível;*

7.5.2.2 — *Aglomeración em dupla camada; e*

7.5.2.3 — *Aquecimento do ar.*

7.5.2.1 — *Modificação do teor em combustível:* — Aumentando-se o teor em combustível da carga, é natural que a

temperatura reinante nas camadas superiores seja mais elevada e por isso dê lugar a um aglomerado mais resistente. Desta maneira, diminuirá a percentagem de retornos e consequentemente aumentará o peso do aglomerado vendável, por operação.

Contudo, esta técnica tem vários inconvenientes:

- a) Consumo mais elevado de combustível; e
- b) Temperaturas demasiado elevadas nas zonas inferiores, o que dará lugar a um aglomerado escorificado e de má qualidade.

7.5.2.2 — *Agglomeração com dupla camada*: — Para evitar os inconvenientes apontados anteriormente, pode fazer-se o carregamento sobre a grelha em dupla camada, a inferior de teor mais baixo em combustível que a superior. Assim, se terá à superfície uma temperatura elevada, com diminuição da percentagem de retornos e inferiormente uma temperatura conveniente para se evitar uma escorificação demasiado grande.

Esta técnica, não está em aplicação industrial pois, exige uma duplicação dos sistemas de mistura e carregamento. No entanto, no caso da existência de duas cadeias em paralelo, seria possível a sua aplicação pouco dispendiosa, com um ganho sensível na quantidade de combustível. A economia de combustível pode ser calculada admitindo-se que, a altura da camada ao rubro no final da operação, qualquer que seja a altura da carga, é a mesma. Assim, ao passar de uma carga de simples camada de 30 cm de altura, para uma outra de dupla camada e 50 cm de altura, se a zona ao rubro for de 15 cm, a economia de combustível poderá atingir valores tão grandes como 25 %.

7.5.2.3 — *Aquecimento inicial do ar*: — Com o aquecimento do ar de combustão, seria possível ao mesmo tempo a diminuição das percentagens de incozidos e de finos resultantes do aglomerado frágil, pois, conseguir-se-iam, desde início, temperaturas elevadas e evitar-se-iam arrefecimento demasiado bruscos das camadas superiores, já aglomeradas.

Esta técnica exigiria o estabelecimento de dois grupos de queimadores a níveis diferentes, em relação à superfície da

carga. Os queimadores para promover a ignição, seriam os inferiores. Uma vez a ignição terminada, entrariam em funcionamento os queimadores situados a nível mais elevado. Estes, funcionariam com excesso de ar e o ar frio seria obrigado a misturar-se com os gases da combustão, para ser aquecido.

À medida que a frente de combustão avança, a temperatura do ar deverá tornar-se mais baixa pela diminuição do número ou extinção de queimadores. Numa operação bem regulada, é possível fazer subir a temperatura ao mesmo valor em todos os níveis da carga e diminuir por consequência, a percentagem de retornos.

No aquecimento do ar poderá usar-se gás dos altos-fornos ou gás dos fornos de coque e economizar combustível, regulando a temperatura máxima de cada nível da carga, de acordo com temperatura do ar de combustão.

8 — Combustão do carbono:

8.1 — *Princípio geral aplicável:*

Foi Hessle quem pela primeira vez, em 1945, referiu a existência nos gases de combustão, de quantidades não desprezíveis de CO. A explicação de tal presença, foi feita mais tarde por Michard. Este notável investigador, indica que a principal razão desta detecção tardia, se deve à falta de aparelhos de medida suficientemente sensíveis, pois, além dos teores serem relativamente pequenos, eram ainda diluídos em importantes volumes de ar parasita, que entrava pelas juntas dos aparelhos de aglomeração.

Foi ainda Michard, quem estabeleceu o princípio geral definidor da combustão numa operação de aglomeração sobre grelha e que se enuncia assim: «A combustão do carbono numa operação de aglomeração sobre grelha é uma combustão semi-oxidante. Oxidante, porque nos gases da combustão existe sempre um teor elevado em oxigénio; semi-oxidante porque, apesar da existência de oxigénio em excesso, ocorre simultaneamente uma quantidade importante de CO.

8.2 — *Parâmetros que condicionam a evolução dos fumos:*

8.2.1 — *Evolução da composição dos fumos, para um dado teor em combustível:* — Foi já anteriormente indicado (7.1), qual a evolução do fluxo gasoso desde que o ar é admitido na carga, até que os gases são lançados na atmosfera. Destes gases, fazem parte, além dos componentes do ar não consumidos, o CO e o CO₂ provenientes da combustão, o CO₂ de decomposição dos carbonatos, a água da humidade da carga e o oxigénio resultante da desoxigenação, se ela tiver lugar.

Para que se possa estabelecer a evolução dos fumos de combustão, impõe-se um conhecimento perfeito da composição da carga antes e depois da aglomeração. A partir desse conhecimento, é possível saber qual o teor em CO₂ dos gases resultantes da decomposição dos carbonatos e o oxigénio de desoxigenação da carga. Deduzindo estes valores dos valores globais doseados e considerando o azoto como um gás inerte, servindo apenas como veículo para o transporte de calor, obtém-se a verdadeira composição dos fumos de combustão em CO, CO₂ e O₂.

A partir do conhecimento da composição dos fumos, é possível traçar o gráfico (fig. 35) que representa a sua evolução no tempo, do qual se podem tirar as seguintes conclusões:

- 1 — O teor em CO₂, cresce muito rapidamente a partir do final da ignição, estabiliza-se em seguida a um valor elevado e decresce rapidamente no final da operação, isto é, depois da frente da chama atingir a superfície da grelha.
- 2 — O teor em CO, segue uma evolução paralela. Nota-se, contudo, um ligeiro aumento ao longo de toda a operação, caindo ao mesmo tempo que o CO₂.
- 3 — O oxigénio evolui de maneira inversa. Cai rapidamente, desde o valor correspondente ao seu teor no ar, para valores relativamente baixos, onde se estabiliza; no final da operação cresce rapidamente ao contrário do CO e CO₂.

Em face desta evolução, e não tomando em linha de

conta a fase inicial, extremamente curta, podem considerar-se no decurso da operação dois períodos:

- 1 — Período de propagação da frente da chama, em que a permeabilidade da carga, os teores em CO , CO_2 e O_2 e a temperatura (da ordem dos 70°C) dos gases, se mantêm constantes;
- 2 — Período de combustão residual, em que a frente da chama atinge a grelha mas, a combustão prossegue ainda, em virtude dos grãos de combustível se não queimarem instantâneamente.

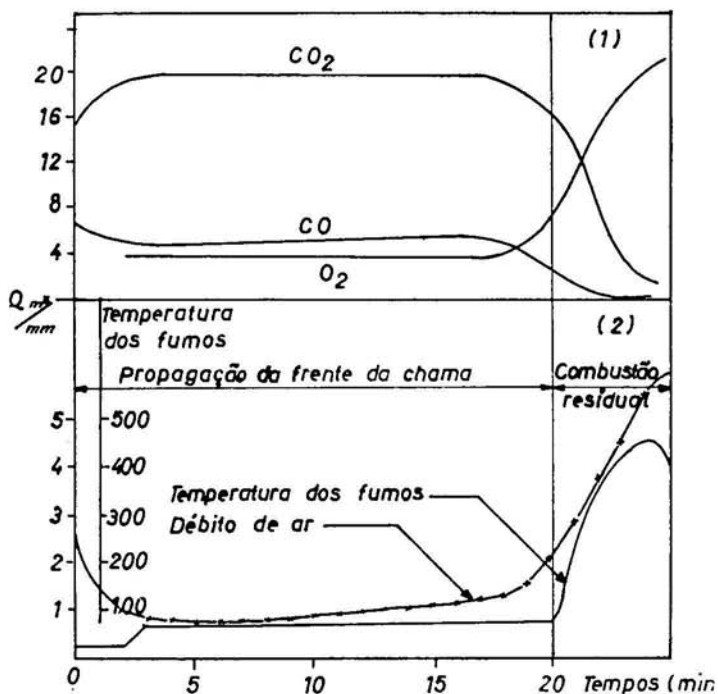


Fig. 35 — Evolução da composição (1), da temperatura dos fumos e do débito de ar aspirado (2) em função de tempo.

Se, sobre um diagrama triangular O_2 , CO , CO_2 , se representarem os teores destes três gases nos fumos, o primeiro período será representado por um ponto. No segundo período,

como o teor em oxigénio se eleva rapidamente, ao mesmo tempo que os teores em CO e CO₂ decaem e se aproximam de zero, o ponto figurativo desloca-se e vai passar pelo vértice do diagrama, correspondente a 100 % de O₂. Notável é realmente, o facto observado, indicando a coexistência neste

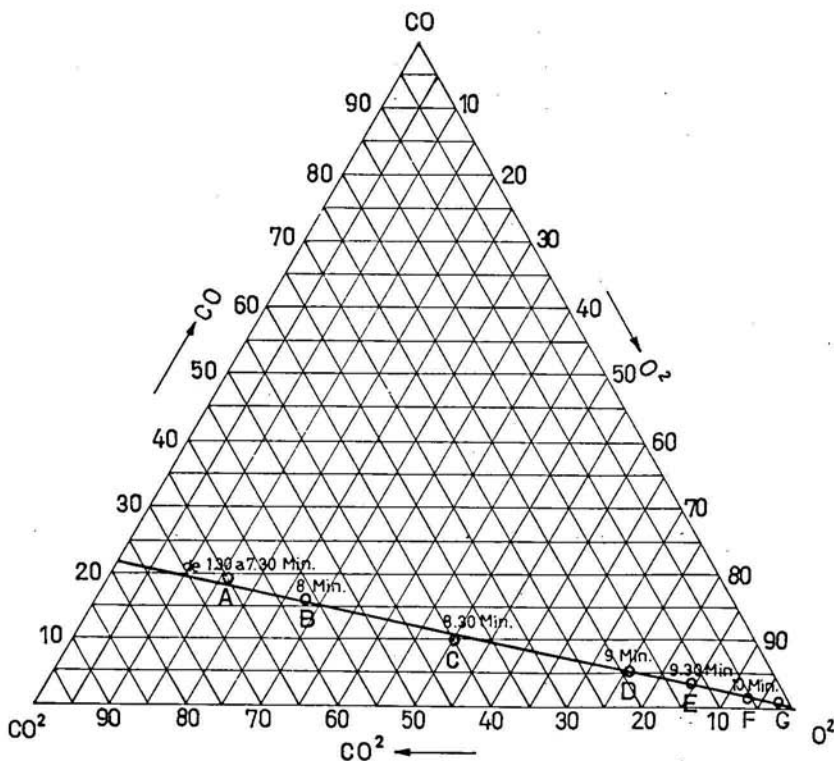


Fig. 36 — Evolução de teores em CO, CO₂ e O₂ de fumos de combustão, no decurso de um ensaio.

período, de oxigénio em grande excesso e CO em pequena percentagem e a manutenção com o mesmo valor da relação CO/CO + CO₂ (relação de combustão). Desta maneira, o deslocamento do ponto figurativo, faz-se segundo uma recta (fig. 36).

8.2.2 — *Evolução da composição dos fumos, para teores em combustível diferentes:*

Para estabelecer a evolução da composição dos fumos, no caso de alteração do teor em combustível, basta determinar a nova posição do ponto figurativo sobre um diagrama triangular, correspondente ao período de propagação da frente da chama, pois, o seu deslocamento no período de combustão residual faz-se segundo uma recta, que passa pelo vértice correspondente a 100 % de O_2 .

Para um mesmo combustível, os pontos figurativos do 1.º período, situam-se sobre uma mesma recta (fig. 37), donde se conclui que:

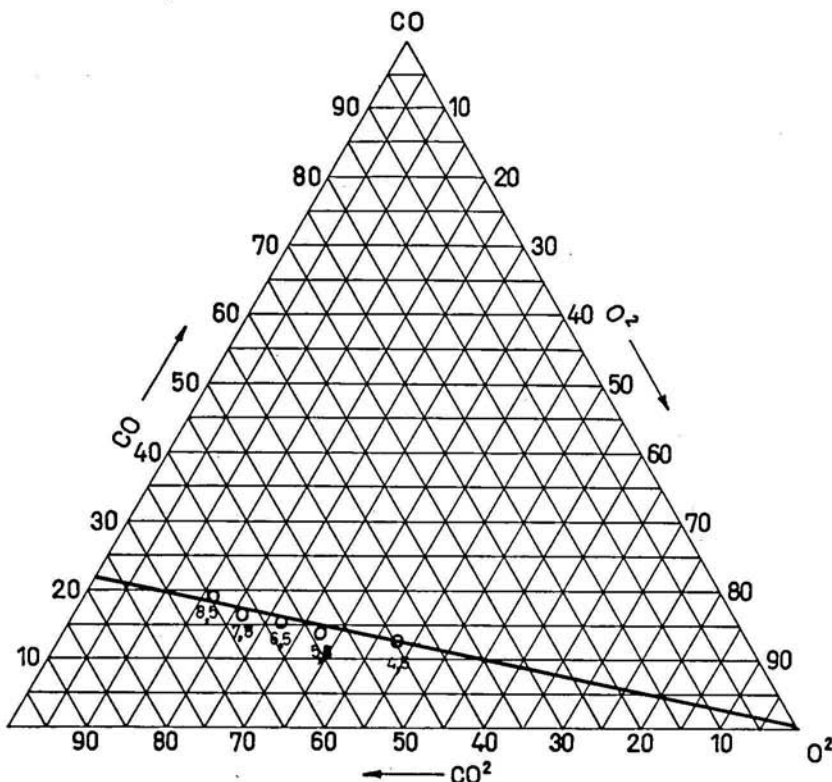


Fig. 37 — Evolução dos teores em CO , CO_2 e O_2 dos fumos de combustão, em função do teor em combustível.

- 1 — O teor em oxigénio dos fumos, decresce à medida que cresce a percentagem de combustível. Admitindo-se que a combustão é completa e se faz somente à custa do oxigénio do ar, e que para cada carga a aglomerar é necessário, pelo menos em primeira aproximação, um volume de ar específico, consome-se necessariamente mais oxigénio, quando se aumenta o teor em combustível.
- 2 — Se os pontos figurativos, para os diferentes consumos de combustível, se situam sobre uma mesma recta e se esta passa pelo vértice do diagrama triangular correspondente a 100 % de oxigénio, a relação de combustão ($\text{CO}/\text{CO} + \text{CO}_2$), é constante. Isto quer dizer, que a combustão é realizada de determinada maneira, sempre a mesma, independentemente do teor em carbono da carga e do teor em oxigénio do gás. A explicação deste fenómeno, pode ser feita, se se considerar que, numa mistura perfeitamente homogénea, a probabilidade de haver ligação entre os grãos de coque dispersos na carga, é ínfima. Estes serão então queimados localmente, independentemente uns dos outros e das condições exteriores.

8.2.3 — *Evolução dos fumos de combustão, para combustíveis de diferente reactividade:*

Tal como nos casos anteriores, só haverá que apreciar a posição relativa dos pontos figurativos, correspondentes ao primeiro período de aglomeração.

A mudança de combustível, traduz-se, principalmente, por uma alteração do teor em CO dos fumos. Este valor, maior ou menor, indica o que costuma designar-se por reactividade do combustível. Assim, quanto mais reactivo for o combustível, mantendo-se os outros factores constantes, maior será o teor em CO dos fumos. Logo, a uma variação da reactividade, corresponderá uma variação da relação de combustão.

Mas, a reactividade pode também ser alterada, se se modificar a granulometria do combustível. Assim, quanto maior

for a finura do combustível, maior será a sua reactividade e maior será portanto, a relação de combustão, que vai obter-se em curso de aglomeração.

8.2.4 — *Evolução dos fumos de combustão, em função da depressão:*

Foi dito, no começo deste capítulo, que as conclusões seriam válidas se, para cada carga a aglomerar, se consumisse um volume de ar, sempre o mesmo, que se designou por volume de ar específico. Se tal se verificasse, quaisquer que fossem as condições, a relação $O_2/CO + CO_2 + O_2$ nos fumos, seria constante durante o período de propagação da frente da chama, o mesmo acontecendo à relação $CO/CO + CO_2$ durante toda a operação. Mas, observa-se que, aumentando-se a velocidade de aglomeração à custa de um aumento de depressão, há um aumento, não só da relação $O_2/CO + CO_2 + O_2$ no primeiro período, mas também, para toda a operação, da relação $CO/CO + CO_2$.

O fenómeno é explicado, tendo em atenção o seguinte:

- 1 — A formação de CO, é favorecida pelas elevadas depressões como se infere da reacção:



que se dá com aumento de volume, no sentido da direita.

- 2 — Um arrefecimento mais brusco dos gases, saídos da zona de combustão.

Este arrefecimento brusco explica, segundo Michard, quaisquer que sejam as condições operatórias, a combustão semi-oxidante observada. Na verdade, o arrefecimento brusco, não permitirá que se estabeleçam condições de equilíbrio e na ocorrência, o oxigénio não poderá reagir com o CO, com que se encontra misturado.

Ao aumentar-se a depressão, a velocidade de escoamento dos gases aumenta, o tempo de permanência destes, a tempe-

ratura conveniente para a reacção de combustão do CO, diminui e conseqüentemente, aumentam, os teores em CO e O₂ nos fumos. Ora, se o grau de oxidação do aglomerado não varia com a depressão e se os fumos contêm um mais elevado teor em oxigénio, é porque houve menos boa utilização do ar às mais elevadas depressões. Logo, a quantidade de ar necessário para aglomerar uma tonelada de mistura é mais elevada.

Do que acaba de demonstrar-se se conclui, que a quantidade de ar para a aglomeração, não é constante. Porém, a sua variação é muito pequena e para diferenças de depressão pouco notáveis, pode considerar-se como constante.

9 — Transferência de calor através de uma carga em aglomeração:

No capítulo anterior, foi tratado o problema da combustão do combustível misturado com a carga a aglomerar. Disse-se já, que a combustão se realiza numa zona estreita, a que se dá o nome de zona de combustão e que esta é precedida por uma outra, chamada zona de aquecimento, de forte gradiente térmico.

A temperatura atingida na zona de combustão, depende não só do calor gerado pela combustão do combustível, do calor específico da carga, das reacções exotérmicas e endotérmicas mas também, das temperaturas a que tanto o sólido como o ar, foram aquecidos antes da combustão ter lugar.

São particularmente importantes, para a compreensão da maneira como é feita a transferência de calor através de uma coluna de materiais granulados, os trabalhos realizados no BISRA (Inglaterra), por Voice e Wild, Davis e Mitchell, etc.

Voice e Wild, utilizando como cargas materiais inertes quimicamente puros (sílica, alumina, mulite, etc.), em vez de minérios de ferro e como fontes de calor, um bloco refractário, um amontoado de grãos ou ar aquecidos, procederam a experiências com o fim de determinar a maneira como era feita a transferência de calor, desde a zona superior à zona inferior da coluna. Não há evidentemente aglomeração, isto é, não

há trocas de estado físico ou químico dos materiais, as quais, a verificarem-se, tornariam de difícil apreciação a transferência de calor. No entanto, os fenômenos assim observados, mantêm os traços característicos da transferência de calor na operação de aglomeração, como se pretendia.

Os gráficos (fig. 38) que mostram a variação da temperatura com o tempo, indicam que existe uma zona a elevada temperatura, que se desloca através da carga à maneira de uma onda. O nível térmico atingido, diminui durante a descida, no caso de se utilizarem como fontes de calor o bloco de refractário ou o amontoado de grãos, ao mesmo tempo que a amplitude da onda aumenta.

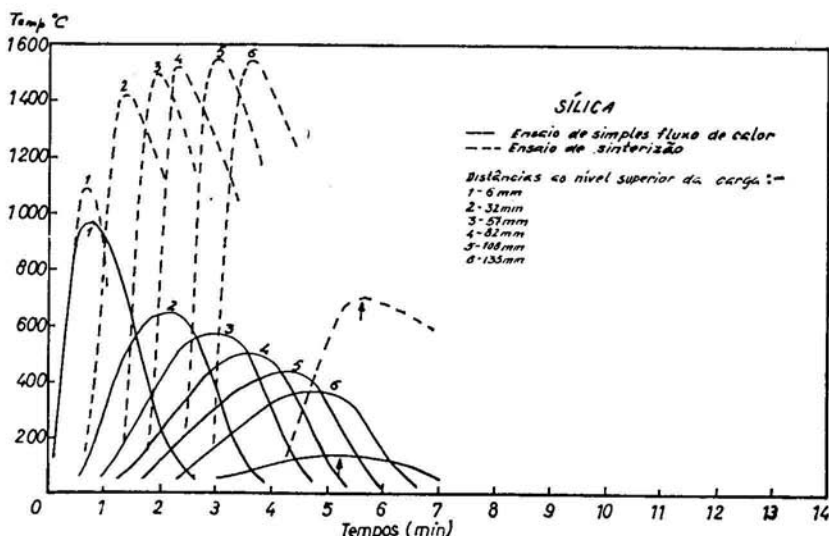


Fig. 38— Transferência de calor através de uma coluna de materiais sólidos.

Se com os mesmos materiais se proceder a uma operação de aglomeração, bastando para isso adicionar aos materiais inertes um combustível e proceder à sua ignição, a maneira como a zona a elevada temperatura se desloca em direcção à grelha é parecida com a anteriormente observada, no caso de uma simples transferência de calor. Foi ainda com maneiras de proceder semelhantes, que Voice e Wild determinaram a velocidade da frente da chama e a velocidade da frente do

calor (admitindo que esta coincide com o momento em que a camada atinge 100°C). Considerando que, tanto uma operação de transferência de calor como uma operação de aglomeração terminam quando a temperatura dos fumos, medida inferiormente à grelha, passa pelo valor máximo e conhecendo o tempo que medeia entre o fim da ignição e este valor máximo e o débito de ar aspirado, pode determinar-se o volume de ar específico ($m^3/ton.$). Em ambos os casos, os valores encontrados são muito semelhantes.

Observa-se ainda, que o volume de ar específico pesa aproximadamente uma tonelada. Sendo os calores específicos (referidos à unidade de peso) do ar e dos materiais empregados semelhantes, considera-se como significativa a igualdade das capacidades caloríficas.

Com a intenção de comprovar a igualdade de capacidades caloríficas, Voice e Wild usaram gases de calores específicos diferentes, (ar, CO_2 , argon e helium). Determinaram a velocidade da frente de calor e o volume de gás específico, com cargas de sílica e chegaram às seguintes conclusões:

- 1 — A velocidade de deslocamento da frente de aquecimento, cresce proporcionalmente ao calor específico dos gases;
- 2 — O volume de gás específico, é inversamente proporcional ao seu calor específico.
- 3 — Para iguais calores específicos, a velocidade da frente de aquecimento mantém-se constante, qualquer que seja o peso específico do gás (casos de argon e helium).

Dado que existe uma perfeita concordância entre os volumes de ar para assegurar a simples transferência de calor e para a aglomeração, é de admitir que o volume de ar necessário a esta operação, seja estabelecido, mais pela necessidade de transferência de calor, que pelas exigências da combustão. Para confirmar este facto, Voice e Wild experimentaram como combustíveis coque e titânio, em quantidades tais, de maneira a obter igual libertação de calor. Sendo os poderes caloríficos muito diferentes (o do titânio muito mais elevado que o do

coque) carregou-se menos titânio que coque, exigindo este, para a combustão, mais ar que aquele. Contudo, os volumes de ar específico para a aglomeração foram exactamente os mesmos, o que demonstra a existência de uma quantidade de ar específico.

Estas conclusões, não são inteiramente válidas, como já foi dito no capítulo anterior. Todavia, elas pressupõem que o calor produzido por combustão seja idêntico em todos os casos e que a transferência de calor para o ar e do ar para a carga, se processa sempre da mesma maneira. No entanto, se se aumenta a velocidade de passagem do ar aspirado, por aumento da depressão, a transferência do calor da carga para o ar, é feita com menor rendimento. Se o ar chega menos quente à zona de combustão, esta terá lugar a temperatura mais baixa, certas reacções serão incompletas (reacção de combustão em particular, por produção de mais CO), donde gases de combustão mais frios. Como se torna necessário transferir, da camada incandescente para a seguinte, uma determinada quantidade de calor para que a reacção possa prosseguir, haverá necessidade de uma maior quantidade de ar. Logo, o volume de ar específico varia e será tanto maior, quanto maior for a depressão de trabalho.

9.1 — *Efeito da água sobre a transferência de calor:*

A água adicionada à carga, terá de ser evaporada antes que a frente da combustão possa atingir a zona húmida. Como a temperatura de evaporação é constante a cada pressão, a subida rápida da temperatura da carga é retardada até ao nível de 100°C, mas acima dele é mais rápida, que numa carga seca. Aumentando-se o teor em humidade da carga, não só a subida de temperatura é mais abrupta, como também o nível térmico atingido é mais elevado, ainda que, mais água deve ser evaporada. Existe um valor crítico, para o qual a subida desde 100°C ao valor máximo é praticamente instantâneo e a chama é extinta. Isto acontecerá, quando o combustível não produz a quantidade de calor suficiente para a evaporação de toda a humidade de uma camada, antes que esta possa ser atingida pela frente de combustão. A onda de calor é des-

truída pela humidade remanescente. Mesmo naqueles casos, em que o teor em humidade na carga fria está abaixo do valor crítico, a combustão pode cessar antes que a camada esteja aglomerada. Resulta isto da possibilidade de condensação nas camadas inferiores, da água evaporada das camadas superiores, elevando o teor em humidade naquelas para um valor, acima do valor crítico.

O teor óptimo em humidade, traduz-se pelo valor máximo de permeabilidade da carga aos gases, que por sua vez corresponde à velocidade de aglomeração máxima. A transferência de calor dá lugar a uma «onda» mais aguda quando o teor em humidade aumenta (fig. 39) mantendo-se a velocidade da frente de combustão. Mais notória é ainda a modificação que sofre a

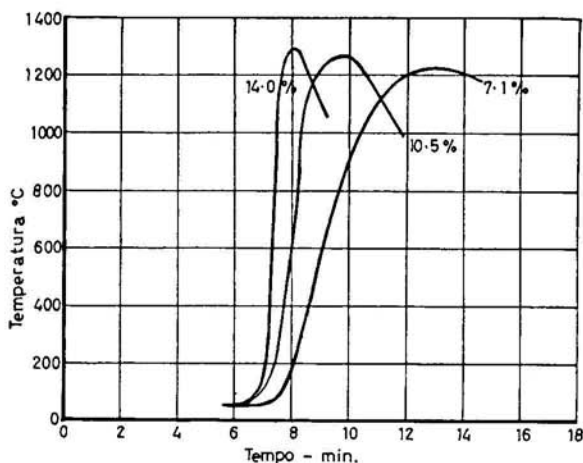


Fig. 39 — Curvas indicando o progresso da «onda» de calor através duma carga em sinterização para diferentes teores em humidade.

área limitada pela curva temperatura-tempo, acima de 1000°C para um aumento da velocidade de frente de combustão: primeiro, a área aumenta, à custa da subida do valor máximo, mas logo em seguida diminui, embora a agudesa continue a crescer.

9.2 — Efeito dos carbonatos sobre a transferência de calor:

A carga a aglomerar contém, por vezes, grandes quantidades de carbonatos, que lhe são adicionados com o fim de

tornar os aglomerados autofundentes. Para um fraccionamento suficiente das matérias-primas da carga, o aglomerado acabado não contém, habitualmente, carbonatos. A sua decomposição deve efectuar-se antes que as camadas sejam atingidas pela combustão ou durante esta.

A dissociação dos carbonatos, inicia-se para uma temperatura em que a tensão de dissociação se torna superior à pressão parcial do CO_2 , na fase gasosa envolvente. Quando a temperatura cresce, a velocidade de dissociação aumenta. E, se a temperatura sobe para um valor em que a tensão de dissociação ultrapassa a pressão total dos gases envolventes, principia o que se chama «efervescência química».

As temperaturas, em que a tensão de dissociação dos carbonatos presentes ultrapassa a pressão parcial do CO_2 na fase gasosa, indicam qual o nível de temperatura difícil de transpor na operação de aglomeração. Essa temperatura será de 150 a 400°C, no caso do CO_3Mg e de 750°C aproximadamente, no caso do CaCO_3 .

Tanto nos casos de retardamento por presença de humidade, como carbonatos, o aumento de volume do ar específico para a aglomeração, é considerável. Será maior no caso de água que no caso dos carbonatos, pois o CO_2 tem mais elevado calor específico que o vapor de água.

O volume de fumos específico, cresce mais rapidamente que o volume de ar específico, pois, há incorporação naqueles do vapor de água e de CO_2 , libertados.

Do que acaba de dizer-se, pode tirar-se a seguinte conclusão de ordem prática: se se pretender, numa carga com teor elevado em carbonatos, aumentar a velocidade de aglomeração e diminuir portanto, o volume de ar específico, tal não poderá ser conseguido, por um aumento do teor em combustível. A elevação do teor em carbono, aumentando a pressão parcial do CO_2 nos gases de combustão, retarda a dissociação dos carbonatos. Assim, em vez de se encurtar a operação, esta alonga-se. Como a dissociação só terminará na zona de combustão, a temperatura máxima atingida será abaixada, pois, trata-se de uma reacção fortemente endotérmica.

10 — Influência dos fenómenos de transferência de calor sobre os fenómenos de combustão:

Para cada mistura a aglomerar e para um dado débito de ar, existe uma velocidade de propagação da zona a elevada temperatura, independentemente da progressão da zona de combustão. Se estas duas velocidades de propagação são independentes elas podem ser diferentes ou iguais. Quando diferentes, pode acontecer que a velocidade de progressão da frente de combustão, seja maior ou menor que a velocidade de progressão da zona a elevada temperatura.

Só no caso em que as duas velocidades são iguais, o calor transferido das camadas superiores será plenamente eficaz, para que a temperatura atingida durante a combustão seja máxima. Quando tal acontece, diz-se que há «matching». No caso contrário, diz-se que há «mismatching».

Voice e Wild, procuraram determinar as condições de «matching» para diversos combustíveis — coque, carvão de madeira e carbono grafitico — e comburentes — ar com diferentes teores em oxigénio (de 100 % a 4 %).

As conclusões do seu trabalho, podem assim ser resumidas:

- a) Quando se usa coque, haverá «matching» se o comburente é o ar atmosférico;
- b) Quando se usa carvão de madeira, haverá «matching» se o comburente tem um teor em oxigénio de 9 %. Para teores em oxigénio mais elevados, a frente de combustão estará em avanço e para teores mais baixos estará em atraso relativamente à zona a elevada temperatura.

Conclusões semelhantes podem ser tiradas, modificando simplesmente a granulometria dos finos do coque usado na aglomeração. Como se viu, a uma maior finura corresponde uma maior velocidade de aglomeração, pelo aumento da reactividade.

Como conclusão de ordem prática, deve atender-se a que

numa operação de aglomeração não se pode mudar de combustível nem efectuar fragmentações ao acaso, porque isso pode modificar completamente as condições operatórias. Por outro lado, pode aproveitar-se esta característica das operações de aglomeração, conjugando as características do combustível com o teor em oxigénio do comburente, para se obter o «matching».

A marcha em «matching» leva a uma economia considerável de combustível. Neste caso, para se atingir uma determinada temperatura a todos os níveis da carga, bastará que se lhe forneça a quantidade de calor estritamente necessária, para elevar a temperatura máxima da onda de calor ao valor pretendido. Quando há «mismatching», a quantidade de combustível a usar será maior, como facilmente se compreende.

11 — Depuração da cargas durante a aglomeração:

A aglomeração, na medida em que elimina das cargas, humidade e CO_2 , pode ser considerada como operação de enriquecimento. Paralelamente, se promover a eliminação de impurezas nocivas (enxofre), pode ser considerada como operação de depuração.

A eliminação do enxofre durante a aglomeração, é fundamental e em muitos casos, pode constituir economia de vulto. Com efeito, a diminuição do teor em enxofre terá como consequência:

- 1 — Não haver necessidade de leitos de fusão com tão elevados índices de basicidade, logo, menor quantidade de escória;
- 2 — Diminuir o consumo de coque, por tonelada de gusa, por ser menor o peso de leito de fusão a fundir; e
- 3 — Produzir gusas de mais baixo teor em enxofre, portanto, de maior valor.

Sendo reconhecida a enorme vantagem da dessulfuração das cargas, numerosos estudos lhe tem sido consagrados.

O enxofre pode encontrar-se nos minérios e adições e nos

combustíveis. Nos minérios e adições ocorre em geral sob a forma de sulfuretos (pirites) e sulfatos e nos combustíveis como sulfuretos (pirites) e enxofre orgânico.

Os sulfuretos representam quase sempre o maior contributo para o teor em enxofre, pelo que à sua eliminação, se tem dedicado o maior interesse.

Quando se procede à concentração dos minérios, uma grande parte as pirites pode ser refugada juntamente com as gangas. Mas a parte restante, bem como as ligadas aos combustíveis e às adições, só poderão ser eliminadas nas operações de aglomeração e de redução. Nestas operações os sulfatos poderão ser também eliminados.

Assim, estudos levados a cabo no IRSID e no BISRA, levaram às seguintes conclusões:

- 1 — Existe um teor óptimo em combustível para o qual a eliminação do enxofre é mais elevada;
- 2 — A percentagem do enxofre eliminado, é tanto maior quanto mais finos são as granulometrias da carga a aglomerar
- 3 — As granulometrias grosseiras dos aglomerados são as mais pobres em enxofre. Portanto, a eliminação por crivagem das granulometrias finas fornece um produto mais bem dessulfurado.

O teor óptimo em combustível para uma boa dessulfuração, pode não ser compatível com a obtenção de um aglomerado com as características necessárias à sua utilização. Torna-se, portanto, necessário, arranjar um compromisso entre dois extremos: um inferior, a que corresponderá um aglomerado bem dessulfurado mas de fracas qualidades para a operação subsequente e outro superior, a que corresponderá um aglomerado mal dessulfurado mas de boa qualidade.

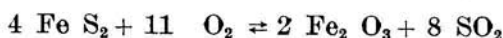
O teor em humidade da carga, parece ter uma influência notável na dessulfuração. Com efeito, ao teor óptimo em humidade, corresponderá uma maior permeabilidade da carga e por conseguinte, uma melhor distribuição do fluido gasoso. Com uma permeabilidade elevada e desde que haja «matching»,

a operação será mais curta e a temperatura máxima será atingida para um teor reduzido de combustível.

As razões de ordem física, há que juntar outras de ordem química:

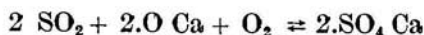
- O vapor de água, pode reagir directamente com as pirites; e
- O vapor de água, eliminado tardiamente do interior dos grânulos, reage sobre o carbono incandescente e o hidrogénio que daí resulta, provocará a decomposição das pirites. A ocorrência de uma ou de ambas as reacções, é comprovada pela existência de SH_2 nos fumos.

A necessidade da utilização de um baixo teor em carbono, para que haja dessulfuração, prende-se com a hipótese, segundo a qual a reacção seguinte teria lugar



Admitindo-se que existe um volume de ar específico para aglomerar uma carga determinada, nos fumos, como se viu já, o teor em oxigénio será tanto maior, quanto mais pequena for a quantidade de combustível usada. A presença de um maior teor em oxigénio, fará deslocar o equilíbrio para a direita, como convém. Não é de rezear a reacção sulfatante (formação de SO_4Fe), possível para temperaturas inferiores a 600°C pois, a subida de temperatura é muitíssimo rápida.

O SO_2 libertado pode atingir zonas inferiores ainda húmidas e ser dissolvido na água ou pode vir a entrar contacto com cal livre e dar lugar à reacção



A reacção de oxidação do SO_2 a SO_3 , é catalizada pela presença de óxidos de ferro.

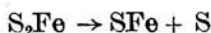
Se o SO_4Ca formado, vier a encontrar-se em presença de uma atmosfera redutora e elevada temperatura, condições

reinantes na proximidade dos grãos de combustível, pode ser parcialmente reduzido ao estado CaS.



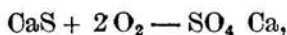
A consideração deste mecanismo, justifica a presença de S não ligado ao ferro.

Nos incozidos, como a temperatura atingida foi muito baixa, é natural encontrarem-se S⁻ ligados ao ferro, devido à reacção de decomposição da pirite

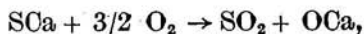


possível a partir dos 440°C.

O sulfureto de cálcio (SCa), pode reagir de novo com o oxigénio do ar, ou para dar um sulfato (reacção sulfatante)



o que é mais provável na zona de arrefecimento, ou dar lugar à reacção:



pouco provável.

J. Astier reconhece, no seu estudo sobre os minérios de Khenifra, onde o enxofre reside sob a forma de sulfureto de bário (SBa), que a reacção provável, é a sulfatante. Se assim for, o enxofre ficará bloqueado nos aglomerados sob a forma de sulfato, pois, é praticamente impossível, nas condições de marcha, que se venha a verificar a reacção de decomposição dos sulfatos, altamente endotérmica:



Portanto, no caso considerado torna-se necessário evitar tanto quanto possível a existência de cal livre. Se houver fusão é natural que haja a formação de silicatos de cálcio e que a cal

em excesso dê lugar à formação de ferrites evitando-se assim que possa vir a bloquear-se a eliminação do enxofre.

No caso de o S existir na carga fria sob a forma de um sulfato, a reacção de dissociação anterior é praticamente impossível, não só pelo teor em oxigénio dos gases, mas também pelo teor em CaO livre. Tudo o que anteriormente se disse, é aqui aplicável e poderá haver dessulfuração efectiva em zonas de muito baixo potencial de oxigénio, onde o teor em cal livre seja nulo por formação de silicatos e ferrites.

A granulometria da carga influi sobre a dessulfuração. Para granulometrias elevadas as partículas não reagem tão prontamente pelo que, no espaço de tempo em que a temperatura é suficiente, a reacção é menos completa. Se houver cal na mistura, ela permanece em parte livre e daí a possibilidade de reagir com o SO_2 e bloquear a reacção de dessulfuração.

Para granulometrias finas, a reacção da cal com a sílica e os óxidos de ferro será mais completa e também a reacção da pirite com o oxigénio com formação de SO_2 . Logo, maior libertação e menor fixação com possibilidade de bloqueio.

Do que acaba de dizer-se, se infere uma outra possibilidade para a redução do teor em enxofre do aglomerado. Usando como técnica tendente à diminuição da percentagem de retornos, a carga em dupla camada ou o aquecimento do ar de combustão, consegue-se um mais elevado teor em oxigénio nos fumos, ao mesmo tempo que uma temperatura suficientemente elevada. Tudo se conjuga, para uma dessulfuração conveniente.

Quando se tratou da questão relativa ao aquecimento do vento com o fim de diminuir o consumo de combustível e a percentagem de retornos não se considerou a hipótese, de utilizar o ar de arrefecimento da carga para a aglomeração. Depois das considerações agora feitas, se compreende que, somente no caso das cadeias contínuas, a recirculação seria viável. Esta recirculação, a tornar-se efectiva, só poderia ser feita a partir das caixas de vento finais, para evitar que algum enxofre pudesse vir a ser introduzido, em condições propícias para se fixar sobre a carga.

12 — Arrefecimento do aglomerados:

Os problemas relativos ao arrefecimento dos aglomerados, surgiram quando se procurou aumentar a capacidade das instalações de aglomeração e ao mesmo tempo melhorar a sua qualidade.

Além dos meios já indicados, a capacidade de uma cadeia de aglomeração pode ainda ser aumentada se se aumentar a sua velocidade de translação, de maneira a fazer coincidir a temperatura máxima dos fumos, com o extremo do percurso. Com esta maneira de proceder, o aglomerado é descarregado a elevada temperatura e o seu transporte sobre telas em borracha, provocaria a sua deterioração muito rápida, o mesmo acontecendo aos vagões que para receber o aglomerado foram usados. A supressão da parte da cadeia, destinada ao arrefecimento de aglomerado, tinha portanto, graves inconvenientes.

Durante muito tempo, usou-se o arrefecimento em água. Mas, cedo se reconheceu que esta maneira de proceder não era recomendável, porque:

- 1 — O arrefecimento demasiado brusco, dava lugar a fracturas que deterioravam os aglomerados;
- 2 — Se se tratar de aglomerados autofundentes, os grãos de cal não completamente assimilados hidratam-se, aumentam de volume e criam tensões internas, que destroem os aglomerados.
- 3 — A água dos aglomerados teria de ser eliminada nos fornos de redução, com o inconveniente de aumentar o consumo de calor.

O arrefecimento em parques, dava lugar a mais um estágio de degradação, mobilizava grandes áreas e era moroso.

Por isso, se criaram dispositivos intermediários entre as cadeias de aglomeração e os meios de transporte, que fossem ao mesmo tempo, eficientes e não deteriorassem ou mesmo melhorassem a qualidade dos aglomerados. Estes dispositivos, denominam-se refrigeradores e utilizam circulação forçada de ar.

O primeiro, foi o instalado na oficina de Fontana, na Califórnia. Trata-se de um refrigerador circular.

Numerosos ensaios, que levaram à construção de oficinas de grande capacidade, foram conduzidos na Lurgi, Alemanha. Os aparelhos utilizados são do tipo linear (fig. 40) e circular (fig. 41).

Nos primeiros, o ar frio era obrigado a atravessar o fundo perfurado do refrigerador, de baixo para cima. O arrefecimento era feito desde a temperatura de 800°C até 100-150°C. Os 100-

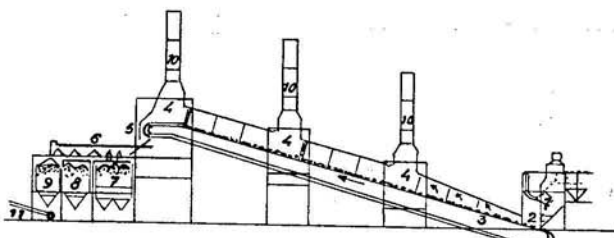


Fig. 40 — Esquema de um refrigerador rectilíneo

- 1 — Desenformamento do aglomerado desempoeirado
- 2 — Distribuição do aglomerado (600-800°C)
- 3 — Tela refrigeradora
- 4 — Chaminé de aspiração
- 5 — Descarga de aglomerado (120-150°C)
- 6 — Crivagem do aglomerado
- 7 — Silo de finos de retorno
- 8 — Silo para o material de protecção à grelha
- 9 — Silo do aglomerado vendável
- 10 — Dispositivo de aspiração
- 11 — Tela transportadora

-150°C seria um limite porque, o seu abaixamento levaria a despesas suplementares importantes e não tinha interesse, uma vez que as telas aguentam perfeitamente esta temperatura, sem se deteriorarem. Nestes dispositivos; a crivagem dos aglomerados, para retirar os finos de retorno e camada de protecção à grelha, era efectuada no fim do arrefecimento. Esta maneira de proceder tem grandes inconvenientes, principalmente se se atentar em que, os finos colmatam os vazios entre os grandes

bocados, terão uma distribuição irregular e podem ser transportados pela corrente de ar, obrigando a despesas suplementares de desempoeiramento. A distribuição irregular, levará à existência de caminhos preferenciais para o ar donde, tempo mais longo de arrefecimento. Modernamente, a crivagem é efectuada logo à saída da cadeia e os produtos de retorno são arrefecidos em água.

Nos dispositivos circulares, a crivagem é efectuada antes do arrefecimento.

Em marcha industrial encontram-se refrigeradores rectilíneos em Port-Talbot, da Steel Company of Walls e refrige-

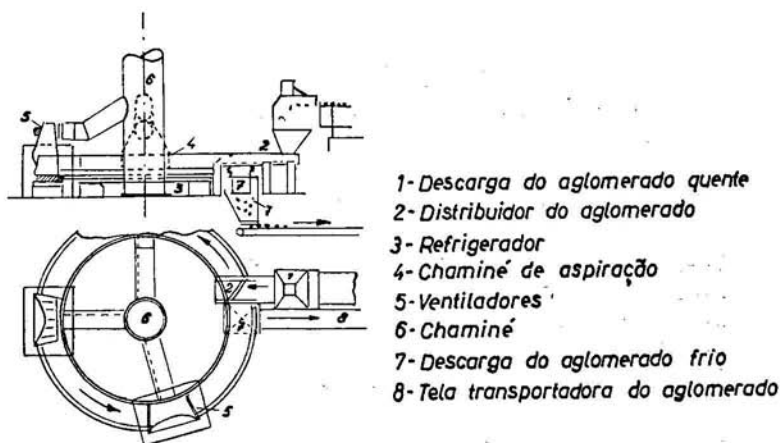


Fig. 41 — Refrigerador circular

radores circulares, nas oficinas de Seraphim, da Appleby-Frodingham Steel Co.

O cálculo correcto das instalações de refrigeração, é exaustivamente procurado por numerosos ensaios realizados ou em vias de realização. Porém, até agora não foi possível ainda estabelecer com correcção a maneira de proceder. Haverá que atender a numerosos parâmetros: — efeito das correntes de ar e sua distribuição uniforme, diâmetros das partículas, profundidade e permeabilidade da camada, temperatura inicial, duração de arrefecimento e calor libertado pela oxidação suplementar do aglomerado que é por vezes importante.

13 — Ensaio para a determinação da qualidade dos aglomerados:

Para que se possam definir as qualidades de um aglomerado, torna-se necessário conhecer, onde vai ser utilizado. Evidentemente que um aglomerado que se destina a um alto forno, deve ser diferente de um outro que vai ser carregado num forno eléctrico. Para o chefe de um alto forno, o aglomerado deve ser bem cozido, poroso, sólido e redutível. Porém, estas qualidades, assim designadas terão um valor subjectivo, se não puderem ser expressas em números.

De uma maneira geral, as qualidades de um aglomerado são difíceis de determinar. Os valores encontrados nos vários ensaios, têm apenas interesse relativo e as suas qualidades reais, são obtidas a partir do seu comportamento nos fornos de redução.

Os ensaios que normalmente se fazem sobre os aglomerados são os seguintes:

- 1 — *Ensaio de esmagamento («shatter test»)*: — Consiste em deixar cair um determinado peso de aglomerado de determinada altura sobre uma chapa de aço espessa e determinar em seguida a composição granulométrica por passagem sobre crivos de malha quadrada de aberturas 20, 10, 5 e 2 mm. Os valores obtidos, são comparados, com os de um aglomerado considerado padrão.
- 2 — *Ensaio de crivagem*: — Os aglomerados descarregados de uma cadeia são crivados sobre crivos semelhantes aos do ensaio anterior. A quantidade de infractivo do crivo de 5 mm, designada como G_5 , fornece um índice de qualidade.
- 3 — *Ensaio de abrasão ao tambor MICUM*: — Este ensaio, standardizado pelo IRSID, é feito num tambor de 1 metro de diâmetro e vinte e cinco centímetros de comprimento rodando à velocidade de 25 r. p. m.. O ensaio dura 4 minutos e é feito sobre o produto maior que 5 mm do ensaio de crivagem; tomado nas proporções correspondentes a cada granulometria. O peso

carregado no tambor é de 16 Kgs. Seguidamente, faz-se a crivagem do produto resultante, constituindo critério de qualidade, a percentagem em peso da granulometria inferior a 2 mm — M_0^2 .

Michard e Matrasky, em estudos realizados no IRSID, estabeleceram uma correlação entre os valores encontrados dos índices G_0^5 e M_0^2 , tendo concluído que qualquer dos dois pode ser tomado para a determinação da resistência à abrasão dos aglomerados.

No que respeita às qualidades químicas, nenhum critério seguro existe. Normalmente, toma-se como critério de qualidade o teor em Fe^{++} , o mesmo é dizer, o grau de oxidação, visto que os dois estão relacionados pela expressão.

$$\text{Grau de oxidação \%} = \frac{\text{Fe total} - \frac{1}{3} \text{Fe}^{++}}{\text{Fe total}} \times 100$$

No entanto, para o mesmo grau de oxidação, a composição pode ser diversa. Com efeito, um aglomerado com um grau de oxidação 98,2 % pode ser constituído, de 84 % de hematite e 16 % de magnetite; na alternativa 95 % de hematite e 5 % de fayalite. Da mesma maneira um grau de oxidação de 94 % pode resultar de uma mistura de 50/50 % de hematite e de magnetite ou na alternativa de 80 % de hematite e 20 % de fayalite. Evidentemente, no primeiro caso, o aglomerado deve ser mais redutível que no segundo.

Daqui resulta, que o grau de oxidação não poderá ser tomado como índice seguro de qualidade, de um sinter.

No entanto, o conhecimento das qualidades que deveria ter um sinter ideal, pode ser de grande interesse, pois, será mais fácil em cada caso, orientar o fabrico no melhor sentido.

Como já anteriormente se frizou, o aglomerado ideal deveria apresentar uma resistência elevada ao esmagamento ao choque e à abrasão, basicidade elevada, boa redutibilidade, granulometria satisfatória, temperatura elevada de início de fusão e pequeno intervalo de fusão pastosa. Estas condições ideais satisfeitas, permitiriam uma marcha rápida do forno

de redução. Mas, em virtude do número elevado de parâmetros que condicionam a operação de aglomeração somente algumas poderão ser satisfeitas.

A maneira de modificar certas propriedades dos aglomerados, é conhecida de longa data. Infelizmente, ao melhorarem-se algumas delas, pioram-se outras, de modo que, deve procurar-se no equilíbrio, o aglomerado que satisfaça melhor.

13.1 — Resistência dos aglomerados:

13.1.1 — *Agglomerados não autofundentes*: — Para um consumo normal ou elevado de combustível, o aglomerado é composto de cristais de magnetite e/ou wustite ligados entre si e por meio de fayalite, um eutético magnetite-fayalite e ainda uma fase vítrea. Deste cimento, dependerá a resistência do aglomerado. A existência de quartzo livre, isto é, não assimilado sob a forma de fayalite, diminui consideravelmente a resistência do aglomerado. A assimilação completa só se conseguirá com elevados teores em combustível; a resistência neste caso aumenta. Contrariamente à fayalite, a fase vítrea existente no aglomerado, exerce uma influência negativa sobre a sua resistência. É o caso por exemplo, das camadas superiores da carga. Não há cristalização devido ao arrefecimento demasiado brusco e daí resulta uma grande quantidade de finos de retorno. Esta fase vítrea, sendo a última a solidificar, depositar-se-á, entre os cristais já formados, como finas franjas, constituindo o elemento de menor resistência.

A resistência da fayalite, é da ordem dos 20 : 26 Kg/mm² e a da fase vítrea, apenas 3 : 5 Kg/mm².

Quando do fabrico de aglomerados a partir de concentrados ricos, devem distinguir-se os casos relativos a minérios magnéticos e hematíticos. No primeiro caso, pequenas quantidades de combustível levam à obtenção de aglomerados resistentes, pois, haverá oxidação total ou parcial dos grãos de magnetite e sua ligação. Neste mesmo caso, quantidades elevadas de combustível provocam a fusão com recristalização total ou parcial de magnetite e ligação entre si dos cristais formados. Quando se trata de minérios hematíticos, só a recristalização

pode ter interesse quando não houver fusão. Quando esta ocorrer, o que se observa para consumos elevados de combustível, tudo se passa como no caso de magnetite. Com efeito, às elevadas temperaturas (+ 1350°C), haverá dissociação da hematite com formação de magnetite, tudo acontecendo em seguida, como se de um minério de magnetite se tratasse.

Embora no caso de concentrados ricos, seja fundamental a recristalização e a ligação entre cristais para que a resistência dos aglomerados seja elevada, não pode deixar de atribuir-se grande importância à fase escória. Esta, em pequena quantidade, forma uma fina película envolvendo os cristais de óxido de ferro, fazendo de cimento entre eles, ou provocando o seu contacto e promovendo a recristalização.

13.1.2 — *Aglomerados autofundentes*: — A adição à carga, de cal ou castina, modifica completamente a qualidade dos aglomerados. A medida que sobe o índice de basicidade $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}\right)$ até 0,5 a 0,6 a fayalite dá lugar a um novo ligante à base de olivinas ferro-cálcicas $[(\text{Ca O})_x (\text{Fe O})_{2-x} \text{Si O}_2]$, em que x varia entre 0 e 1.

A resistência dos aglomerados autofundentes, diminui em relação à dos aglomerados não autofundentes, o que se deve a uma modificação de estrutura. No entanto, nos aglomerados autofundentes há sempre menor quantidade de vidro, que nos não autofundentes.

Quando o índice de basicidade ultrapassa o valor 0,6, aparece uma nova fase, silicato dicálcico, que precipita no interior da fase olivinas ferro-cálcicas — Este silicato que às elevadas temperaturas se encontra na forma β , a 675°C sofre uma transformação alotrópica e passa à forma γ com um aumento de volume de 11 %. Esta variação de volume, dá lugar ao aparecimento de tensões internas elevadas, que por vezes ultrapassam a resistência própria das olivinas, provocando a sua ruptura.

Para basicidades 2 : 2,5 surge uma nova fase, silicato tricálcico. Este não sofrendo transformações polimórficas, dará lugar a um aumento da resistência do aglomerado.

Todavia, em basicidades entre 1,0 e 2,0, existem nos aglomerados, além de resíduos de olivinas ferro-cálcicas saturadas em cal, ferrites de cálcio, que vão servir também de ligante. Os silicatos de cálcio, elementos predominantes na escória, não podem ser considerados como ligante pelas razões já apontadas.

Contrariamente ao que se passava nos aglomerados não autofundentes, o aumento da quantidade de combustível, piora a resistência dos aglomerados autofundentes pois, dará lugar à precipitação de maior quantidade de silicato de cálcio. Deve por isso, procurar preservar-se a estrutura resultante das reacções no estado sólido (ferrites), ou pastoso (olivinas ferro cálcicas), para se ter um aglomerado de elevada resistência.

Para mais elevadas basicidades, como os silicatos dicálcicos dão lugar a silicatos tricálcicos, uma fusão mais completa dará lugar a aglomerados mais resistentes.

Como são as transformações alotrópicas dos silicatos bicálcicos, as responsáveis pelo abaixamento da resistência dos aglomerados autofundentes, se se conseguir estabilizar a estrutura correspondente às elevadas temperaturas (superiores a 675°C), obter-se-á um aglomerado resistente. Isso torna-se possível pela substituição do calcáreo, por dolomite calcinada.

A assimilação da cal (adicionada ou resultante da calcinação dos calcáreos) deve ser completa, o que se consegue para granulometrias e temperaturas convenientes. Se a assimilação não for completa, a cal aparecerá sob a forma de inclusões (fig. 55). Se se der a sua hidratação haverá um aumento de volume considerável e o aparecimento de tensões internas elevadas, que conduzem a uma diminuição de resistência dos aglomerados.

13.2 — Redutibilidade dos aglomerados:

A redutibilidade de um aglomerado não autofundente, é determinada em função do seu teor em fayalite e da sua porosidade. Para se poder determinar o teor em fayalite de um aglomerado, procede-se a sua redução em corrente de

hidrogénio, a uma temperatura entre 600 a 700°C (processo Linder). A fayalite é o único constituinte ferroso não reduzido, pelo que o doseamento do Fe^{++} no produto resultante permite calcular o seu teor. A fayalite, além de difícil de reduzir, é um constituinte muito compacto, não dando passagem fácil aos gases redutores, até ao contacto dos cristais de magnetite, que ela envolve.

Portanto, a presença de fayalite diminui notavelmente a redutibilidade dos aglomerados.

A adição de castina ou cal, à carga a aglomerar, substitui total ou parcialmente a fayalite por olivinas, que são mais redutíveis. O aparecimento de ferrites aumenta ainda consideravelmente a redutibilidade.

Deve notar-se, que o aumento de redutibilidade com a basicidade, não é linear, facto que não foi ainda explicado. A redutibilidade aumenta até um índice de basicidade 1,4 : 1,5, caindo em seguida. Não será a composição mineralógica que intervirá nesta queda de redutibilidade, mas certamente a estrutura e porosidade do aglomerado.

Os silicatos de cálcio, não exercem influência sensível sobre a redutibilidade. No entanto, constituem um obstáculo suplementar à passagem dos gases redutores para os constituintes ferríferos.

13.3 — *Temperatura de início de fusão:*

A temperatura de início de fusão do aglomerado, sob a pressão da carga, deve estar compreendida entre 1200 e 1500°C.

13.4 — *Permeabilidade aos gases:*

A permeabilidade aos gases de uma camada de aglomerado, deve ser 2 a 2,2 vezes mais elevada, que a do minério.

13.5 — *Diâmetro específico:*

O diâmetro específico d de um aglomerado de superfí-

cie a e volume v é o diâmetro da esfera tendo a mesma superfície específica $\frac{a}{v}$, ou superfície por unidade de volume, isto é, $\bar{d} = 6\frac{v}{a}$. O conhecimento do diâmetro específico \bar{d} e da porosidade (ϵ) para um leito de aglomerado, permite saber qual a superfície total do aglomerado, banhada por um gás em escoamento.

14 — Reacções entre os constituintes da carga em vias de aglomeração:

Distinguir-se-ão:

14.1 — Reacções entre fases sólidas;

14.2 — Reacções de dissociação e oxidação dos óxidos de ferro; e

14.3 — Reacções no estado fundido

14.1 — *Reacções entre fases sólidas*: — Na zona de aquecimento, que precede a zona de combustão, existem condições favoráveis para que possam ter lugar reacções entre fases sólidas.

Como princípio geral, presidindo a estas reacções, considera-se que:

- 1 — A posição relativa das partículas antes da fusão permanece inalterada. Desta maneira, só as partículas em contacto directo podem reagir e fazem-no com independência absoluta das suas afinidades químicas;
- 2 — As únicas reacções possíveis em fase sólida são as reacções exotérmicas; e
- 3 — Os produtos primários das reacções entre fases sólidas, são sempre os mesmos. Quer dizer, a composição dos produtos primários, é independente da relação das concentrações dos elementos reagentes. A obtenção dos produtos correspondentes ao equilíbrio entre as substâncias reagentes, nas concentra-

ções em presença, necessitará de um tempo extremamente longo. Deste modo, a estrutura final, correspondente às reacções no estado sólido, obtidas para um tempo curto, será uma estrutura zonal. Considere-se, como exemplo, o que se passará na reacção de duas partículas em contacto, uma de quartzo outra de cal, em que o quartzo (SiO_2) está em excesso (fig. 42). O produto primário de reacção será o ortossilicato de cálcio, $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, iniciando-se a reacção sob atmosfera normal, à temperatura de 1000°C . O ortossilicato de cálcio reage por sua vez com a cal, com formação de silicato tricálcico.

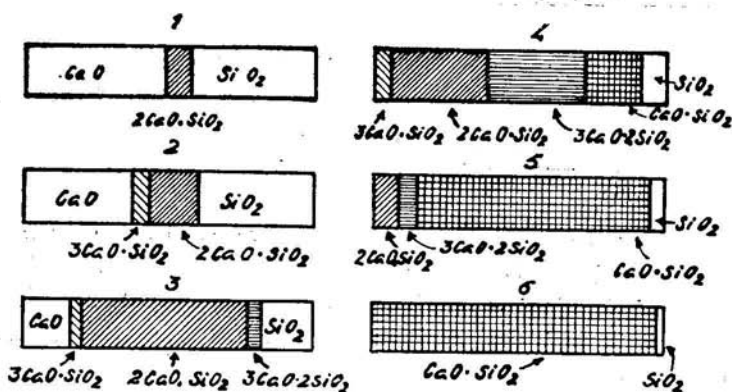


Fig. 42 — Esquema da reacção entre dois grãos de CaO e SiO_2

A ocorrência de monossilicato de cálcio, verificar-se-á somente, no final da reacção. O que se passa no caso em que a sílica está em excesso, passa-se também quando a cal se encontra em excesso.

Não existe explicação satisfatória, para esta ordem das reacções. Parece, no entanto, que a reacção primária dará lugar ao aparecimento de um produto, cuja estrutura da rede cristalina, é a mais simples. No caso considerado, a estrutura do ortossilicato — tetraedros isolados de SiO_4 — é mais simples, que a correspondente ao metassilicato — tetraedros ligados em

cadeia. O conhecimento do valor da energia livre de formação das diversas combinações, na zona de contacto, determinaria as razões da ordem de reacção verificada.

O que se passa entre SiO_2 e CaO passa-se igualmente entre MgO e SiO_2 . Entre CaO e Fe_2O_3 haverá sempre formação primária de $[\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3]$; entre CaO e Al_2O_3 formar-se-á $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ e entre MgO e Al_2O_3 formar-se-á $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$.

O mecanismo das reacções químicas em fase sólida, pode ser explicado, pela difusão de iões através da rede cristalina. A difusão iónica, produz-se somente a partir do momento em que os iões oscilando nos nodos da rede cristalina, conseguem libertar-se das forças que os ligam. Isso só é possível, a partir de um nível térmico bem determinado, donde se conclui, ter a temperatura uma importância primordial na extensão das reacções entre fases sólidas.

Dentro destas considerações gerais, cabe referir que o óxido férrico (Fe_2O_3) não se combina com a sílica. A cor rósea tomada pelos grãos de quartzo em contacto com óxidos férricos, a temperaturas superiores a 575°C , resulta de uma solução sólida limitada destes, naquele. Deste modo, em meio oxidante a reacção entre Fe_2O_3 e SiO_2 só pode vir a dar-se, quando puder ter lugar a reacção de dissociação do Fe_2O_3 (temperaturas superiores a 1350°C), isto é, no momento em que apareçam os primeiros traços de magnetite. Em meio redutor, a reacção passar-se-á a temperaturas muito mais baixas.

Também, a magnetite não se combina com a cal, embora esta dê reacção fácil com a hematite. Portanto, numa carga com carácter autofundente, de minério magnetítico, as reacções de formação de ferrite de cálcio só se iniciarão, a temperaturas em que se observa o aparecimento de hematite. Se o meio for redutor ou neutro, não haverá possibilidade de reacção entre a cal e a magnetite.

A sílica, tem grande afinidade para a cal e a reacção de formação de silicatos inicia-se a temperatura da ordem dos 500 a 600°C . Porém, a probabilidade de contacto entre SiO_2 e CaO é pequena. Logo, no estado sólido, haverá reduzida formação de silicatos de cálcio.

Como conclusão, dir-se-á que numa carga em vias de

aglomeração são mais prováveis os contactos entre as partículas de óxidos de ferro e da ganga do que das partículas de ganga entre si. Daí, observar-se por vezes o aparecimento de estruturas complicadas, cuja explicação não é fácil.

Em resumo, considera-se o esquema seguinte, relativo às reacções possíveis no estado sólido:

1 — Cargas não autofundentes:

- a) Minérios magnetíticos. — A formação de fayalite é mais provável para consumos normais ou elevados de combustível e dar-se-á a partir da temperatura de 11150°C (Kissine e Litvinova — 1961). Para baixos consumos de combustível, com temperaturas inferiores a 1350°C , dar-se-á primariamente a oxidação da magnetite a hematite, o que perturbará a formação de fayalite.
- b) Minérios hematíticos — Para baixos consumos de combustível a formação de fayalite é impossível, para temperaturas inferiores a 1350°C . Para consumos normais ou elevados de combustível, haverá redução de hematite a magnetite, seguida da formação de fayalite.

2 — Cargas autofundentes:

- a) Minérios magnetíticos. — Para consumos normais ou elevados de combustível haverá no estado sólido, como anteriormente, formação de fayalite. A reacção entre a magnetite e cal não é possível. Para baixos consumos de combustível a magnetite será oxidada a hematite e formar-se-ão ferrites de cálcio. Mais provável é, a partir de 1000°C , a formação de silicato de cálcio.
- b) Minérios hematíticos: — Dar-se-á, para baixos consumos de combustível, a formação de ferrites. Para consumos normais ou elevados, esta reacção será perturbada pela redução da hematite a magnetite.

Portanto, também neste caso, tem importância fundamental para a formação da estrutura do aglomerado no estado sólido, a quantidade de combustível usada. As reacções no estado sólido entre a sílica e a cal, são pouco prováveis porque, as reacções de formação de ferrites que têm lugar sensivelmente às mesmas temperaturas, desenvolvem-se mais rapidamente. Logo, em fase sólida, formar-se-á de preferência uma estrutura à base de ferrites de cálcio, se a fase gasosa for convenientemente regulada.

As reacções em fase sólida, não estão então de acordo com as afinidades químicas dos elementos reagentes. Porém, a estrutura final dos aglomerados, não apresenta traços destas reacções, a não ser que a operação seja extinta por qualquer razão, ou para casos não interessantes, de extremamente baixos consumos de combustível.

14.2 — *Reacções de dissociação, redução e oxidação dos óxidos de ferro:*

Quando se tratou do mecanismo da aglomeração, foi dito que o grau de oxidação da carga variava e que os fumos recolhiam oxigénio. Na falta de conhecimento do que se passava, supôs-se que a desoxigenação verificada era atribuída a reacções de dissociação. Sabe-se, no entanto, que não são as reacções de dissociação térmica, as únicas responsáveis pela variação do grau de oxidação. Cargas em vias de aglomeração, propositalmente extintas, mostram zonas, em que apesar de as temperaturas não serem suficientes para que pudesse ocorrer e dissociação térmica, o grau de oxidação foi profundamente modificado.

As alterações do grau de oxidação envolvem uma altura de carga que compreende a parte superior da zona de aquecimento, a zona de combustão e a parte inferior da zona de arrefecimento.

A composição dos gases em cada nível de carga, não é constante pelo que não pode ser definido o seu carácter oxidante ou redutor. Com efeito, o volume ocupado pelas partículas de combustível, não é senão um valor reduzido do volume total

da carga. Por isso, a fase gasosa adjacente às partículas de combustível em combustão, é altamente redutora, enquanto que, em regiões mais afastadas, pode ser pouco redutora ou mesmo oxidante. Por outro lado, na zona de aquecimento, a atmosfera tem um teor relativamente baixo em oxigénio (o qual depende, como se ficou dito já, do teor em combustível da carga) enquanto que, na zona de arrefecimento, o teor em oxigénio corresponde sensivelmente ao do ar.

14.2.1 — *Reacções de dissociação*: — É condição indispensável para que as reacções de dissociação tenham lugar, que a tensão de dissociação do óxido seja superior à pressão parcial do oxigénio, na fase gasosa adjacente.

As tensões de dissociação dos óxidos, estão tabeladas em função da temperatura e a observação de uma dessas tabelas dá uma ideia da possibilidade de virem a verificar-se ou não, durante a aglomeração, reacções deste tipo. Assim, a tensão de dissociação do Fe_2O_3 , é igual a 0,21 atmosferas a 1383°C e de 1,0 atmosfera a 1452°C . O Fe_3O_4 , tem uma tensão de dissociação de 10^{-5} à temperatura de 1600°C e o FeO tem uma tensão de dissociação de 10^{-8} à temperatura de 1500°C . Indicam estes valores, que a dissociação da hematite é possível no ar a partir de 1383°C e por isso com mais razão na atmosfera reinante no interior da carga em vias de aglomeração; a magnetite só terá possibilidade de se dissociar, o mesmo acontecendo à wustite, nas regiões adjacentes aos grãos de combustível, na zona de combustão, isto é, para elevadas temperaturas e baixos potenciais de oxigénio.

A temperatura de dissociação da hematite em fase sólida, com formação de magnetite e oxigénio, depende não só, da pressão parcial do oxigénio na atmosfera mas também, da presença de outros iões. Segundo Schenk, a dissociação da magnetite dá-se a temperaturas mais baixas na presença de sílica. A aptidão da cal, para entrar em solução sólida com a magnetite, baixa igualmente a sua temperatura de dissociação.

13.2.2 — *Reacções de redução*: — Nos aglomerados, ocorre por vezes wustite e mesmo ferro metálico. Como a dissociação térmica não pode ser considerada como inteiramente responsável pela sua ocorrência, haverá necessidade de invocar a realização de reacções de redução. Os redutores serão, o hidrogénio, o óxido de carbono e o próprio carbono. Considerando-se o diagrama de Chaudron (fig. 27) pode estudar-se, a maneira como se desenvolve a redução. Note-se, no entanto, que a aplicação deste diagrama só é possível se se considerar o oxigénio, tal como o azoto, como gás inerte.

Para as temperaturas consideradas ($> 400^{\circ}\text{C}$) não existe domínio de estabilidade da hematite, o que significa que adições mesmo insignificantes de CO ou H_2 a uma atmosfera de CO_2 ou H_2O são suficientes para reduzir a hematite a magnetite. Em cargas que propositadamente ou por acaso se tem extinguido em curso de aglomeração, tem sido encontrada uma zona de intensa redução, precedendo a zona de combustão. Portanto, a redução da hematite é já possível na zona de aquecimento da carga. Pelo contrário, a redução da magnetite e da wustite exigem grandes excessos de CO ou H_2 . Nas condições de uma operação de aglomeração, a wustite ocorrerá somente na vizinhança das partículas de combustível, onde existem simultaneamente atmosfera altamente redutora e temperatura elevada.

O ferro metálico, ocorrerá nos locais onde o contacto entre óxidos de ferro e carbono incandescente for possível, ao longo de praticamente toda a operação, ou onde a combustão tenha sido extinta por falta de comburente (casos de fusão total). Há ainda uma outra possibilidade de ocorrência de ferro metálico, quando este resulta da redução dos óxidos de ferro das cinzas do combustível.

Não só a quantidade, mas também a granulometria do combustível, podem ter influência na ocorrência de estruturas reduzidas. Uma combustão mais lenta observada para partículas de maiores dimensões, embora implique mais baixas temperaturas, mantém condições redutoras durante mais tempo.

14.2.3 — *Reacções de oxidação*. — Se as condições reductoras são notáveis nas zonas de aquecimento e combustão, na zona de arrefecimento reinam condições oxidantes. A oxidação da magnetite no ar, é possível para temperaturas tão baixas como 200°C. No caso de uma carga em curso de aglomeração, esta oxidação poderia ocorrer já, na zona de aquecimento e com mais razão na zona de combustão se houvesse possibilidade de atmosferas altamente oxidantes. Mas essa possibilidade é muito pequena a não ser para casos de muito reduzidos consumos de combustível, considerados como não interessantes. A ocorrer qualquer oxidação, ela será destruída quando a temperatura ultrapassar os 1350°C.

Do ponto de vista de oxidação, só tem interesse a zona de arrefecimento do aglomerado. A oxidação terá lugar, não só à periferia dos grãos de magnetite, mas também segundo os planos cristalográficos — martitização — e dependerá principalmente da possibilidade de acesso de oxigénio, portanto, da porosidade do aglomerado, e do tempo em que a temperatura se mantenha acima de determinado valor. A oxidação da magnetite a hematite, sendo uma reacção exotérmica, promove a manutenção da temperatura, donde uma oxidação mais profunda.

Em fase líquida, a relação Fe^{3+}/Fe^{2+} aumenta com a subida do potencial de oxigénio e diminui com a subida de temperatura, isto porque a oxidação do Fe^{2+} é fortemente exotérmica. A relação também aumenta com o aumento de concentração de CaO, MgO, MnO, e BaO, mas diminui com o aumento dos teores em Al_2O_3 , TiO_2 , SiO_2 e P_2O_5 . A oxidação aumenta, então, com o aumento do índice de basicidade. Segundo Chipman, isso é devido à tendência de no líquido fundido se formarem iões ferríticos, com a subida do teor em óxidos básicos. No entanto, o CaO no estado sólido, estabiliza a magnetite, que é uma fase rica em Fe^{2+} donde se verifica que existe um efeito oposto quando há mudança de estado. A explicação é dada, considerando que, no estado cristalino, é o raio iónico que exerce a maior influência, enquanto que na fase líquida, o papel predominante é atribuído à intensidade de campo dos iões. A circunstância de o CaO aumentar o estado de oxidação

da fase líquida pode promover no caso da sinterização de concentrados de magnetite a precipitação primária como hematite e aumentar o grau de oxidação do sinter final, o que é benéfico sob o ponto de vista de redução.

14.3 — *Reacções no estado fundido:*

Numa operação de aglomeração normal, o estado fundido pode ocorrer na parte superior da zona de aquecimento e na zona de combustão.

Convém precisar, o que se entende por estado fundido, visto que, o verdadeiro estado líquido, não se observa a maior parte das vezes. Verifica-se somente em determinados microvolumes da carga, os restantes não ultrapassando estado pastoso ou permanecendo mesmo, no estado sólido. Daí, o falar-se em «amolecimento», intervalo de amolecimento, fusão incipiente, temperatura de fluidez, etc., em vez de temperatura de fusão. Isto demonstra a dificuldade de definir o estado fundido em aglomeração.

Se os diferentes constituintes da carga pudessem ser sujeitos a um grau de fragmentação elevado, igual para todos, e se a mistura de todos os componentes fosse perfeita, isto é, não houvesse gradientes de composição granulométrica ou química, qualquer que fosse a direcção tomada na carga, poder-se-ia, seguir as modificações da mistura, em função da temperatura, como se se tratasse de uma liga, por meio de diagramas de estado. Estes seriam diagramas a vários componentes e portanto, muitos complexos. Nesse caso, o estado pastoso corresponderia ao aquecimento da carga à uma temperatura correspondente ao intervalo entre as linhas de «solidus» e «liquidus» e definir-se-ia com precisão a passagem ao estado líquido.

No caso da aglomeração, se a heterogeneidade da carga é grande a heterogeneidade térmica não é menor. Já se frisou, a existência de zonas a elevada temperatura na vizinhança dos grãos de combustível em combustão. Mas, haverá ainda heterogeneidade da composição gasosa a cada nível e por

isso uma distribuição irregular das reacções de dissociação térmica, redução e oxidação.

Assim, para se fazer um estudo da estrutura final do aglomerado, com base em diagramas de estado, seria preciso dividi-lo em porções homogêneas, micro-volumes, e tomar cada um separadamente. A cada um destes micro-volumes corresponderia um diagrama diferente ou, nos casos em que o mesmo diagrama fosse aplicável, seriam as composições que variavam. A presença de substâncias amorfas complica ainda o problema.

Torna-se, por isso, difícil estabelecer correctamente, a temperatura a que se inicia a fusão. A formação de compostos no estado sólido, pode modificar completamente essas temperaturas. Em vez dos sistemas iniciais, podem ter-se outros completamente diferentes, com pontos de fusão mais baixos ou mais elevados.

O método adoptado para a determinação do ponto de início de fusão consiste por isso, em aquecer a carga num recipiente próprio, a uma velocidade determinada e numa atmosfera de CO, CO₂ e N₂ para simular as condições da aglomeração.

A adição de cal às cargas não autofundentes, baixa consideravelmente a temperatura de início de amolecimento. A explicação do fenómeno não pode ser procurada comparando o ponto de fusão da fayalite (1205°C) com o das ferrites pois, são sensivelmente os mesmos. Pode encontrar-se parte da explicação, considerando que o calor de fusão da fayalite é mais elevado que o calor de fusão da ferrite, formada em fase sólida.

Estudando-se o diagrama de estado do sistema Fe₂O₃ — FeO — SiO₂ (fig. 43) ou Fe₃O₄ — 2FeO . SiO₂ (fig. 44) (sistema base para o caso dos aglomerados não autofundentes) verifica-se que a magnetite é solúvel em todas as proporções na fayalite fundida e que o produto formado, tem mais elevado ponto de fusão. Estudando por outro lado o diagrama Fe₂O₃ — CaO (fig. 45) verifica-se que após a fusão das ferrites, a dissolução no líquido de Fe₂O₃, abaixa o ponto de fusão. Conclusão semelhante a esta, pode ser tirada da consideração do diagrama 2.FeO.SiO₂ — 2CaO.SiO₂ (fig. 46) pelo qual se vê que a saturação em cal da

fayalite é acompanhada do abaixamento do ponto de fusão das olivinas ferro-cálcicas formadas.

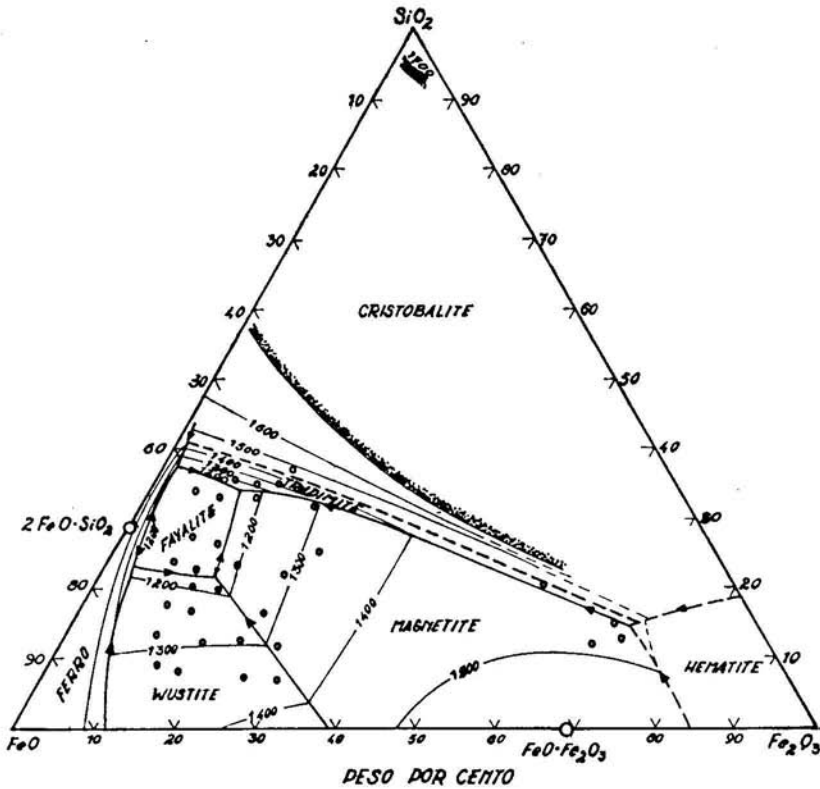


Fig. 43 — Diagrama de equilíbrio de fases à temperatura de "líquidus" do sistema $Fe\ O-Fe_2\ O_3-Si\ O_2$

Nesta conformidade, o magma ferro-silicatado à base de fayalite, dissolvendo magnetite, torna-se cada vez mais difícilmente fusível. Isto leva a carga sólida a aquecer a temperaturas mais elevadas, antes de fundir. Pelo contrário, as ferrites dissolvendo Fe_2O_3 baixam o seu ponto de fusão. Deste modo, o calor de fusão é dispendido no primeiro caso a elevada temperatura

e no segundo, a baixa temperatura, não deixando que a carga aqueça.

A determinação da natureza da matéria fundida, não foi até agora senão muito pouco estudada. Presentemente, numerosos trabalhos estão em curso e todos parecem testemunhar em favor da teoria iônica.

Do ponto de vista prático, o grau de dissociação da fayalite,

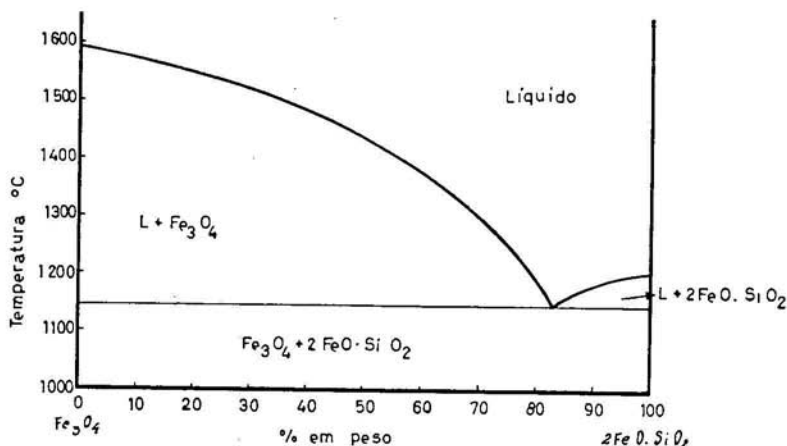


Fig. 44 — Diagrama de equilíbrio experimental do sistema $\text{Fe}_3\text{O}_4\text{-}2\text{FeO.SiO}_2$ (segundo Ostrovski e Olsansk 1956).

silicatos e ferrites, quando da fusão, tem grande interesse. Segundo KURNAKOV, o grau de dissociação pode ser determinado a partir da forma da curva de «liquidus» do diagrama de estado correspondente ao sistema em estudo. Assim o traçado achatado da linha de «liquidus» próximo do máximo correspondente ao ponto de fusão da combinação química, é testemunho de uma dissociação importante quando da fusão. Pelo contrário, se a curva de «liquidus» apresenta um máximo anguloso, a combinação torna-se muito estável e pouco dissociável.

No diagrama FeO-SiO_2 (fig. 47) se verifica que a fayalite, ao fundir, se dissocia fortemente. O mesmo se observa ao estudar

o diagrama $\text{Fe}_2\text{O}_3 - \text{CaO}$ (fig. 45) para o caso das ferrites. Do diagrama $\text{CaO} - \text{SiO}_2$ (fig. 48), resulta que as combinações químicas, as menos estáveis quando da fusão, são o 3CaO , 2SiO_2 e 3CaO , SiO_2 e as mais estáveis serão CaO , SiO_2 e 2CaO , SiO_2 . Esta última parece mesmo que se não dissocia durante a fusão.

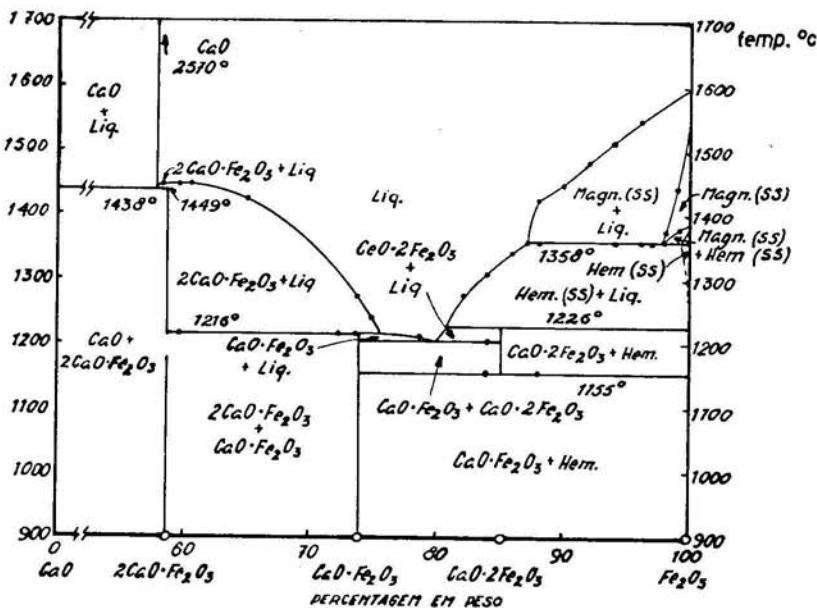


Fig. 45 — Diagrama de equilíbrio do sistema $\text{CaO}-\text{Fe}_2\text{O}_3$, segundo Philips e Muan.

Do que acaba de dizer-se resulta uma conclusão:

Os compostos formados em fase sólida decompõem-se quando da fusão. Para um consumo normal de combustível, o aglomerado final difere nitidamente do aglomerado antes da fusão e portanto, daquele que se obteria se a fusão se não tivesse verificado.

Uma série de esquemas, torna perfeitamente clara a marcha

de formação da fase líquida, a partir da qual, no arrefecimento, resulta o aglomerado.

Assim:

- 1 — Carga não autofundente de minérios hematíticos: —
A hematite é reduzida e dissociada a magnetite e/ou wustite que ainda no estado sólido reagem com a sílica para dar lugar à fayalite ($2.FeO, SiO_2$). A fayalite funde e dissolve magnetite e/ou wustite ainda livres, ao mesmo tempo que o quartzo vai sendo assimilado (fig. 49).

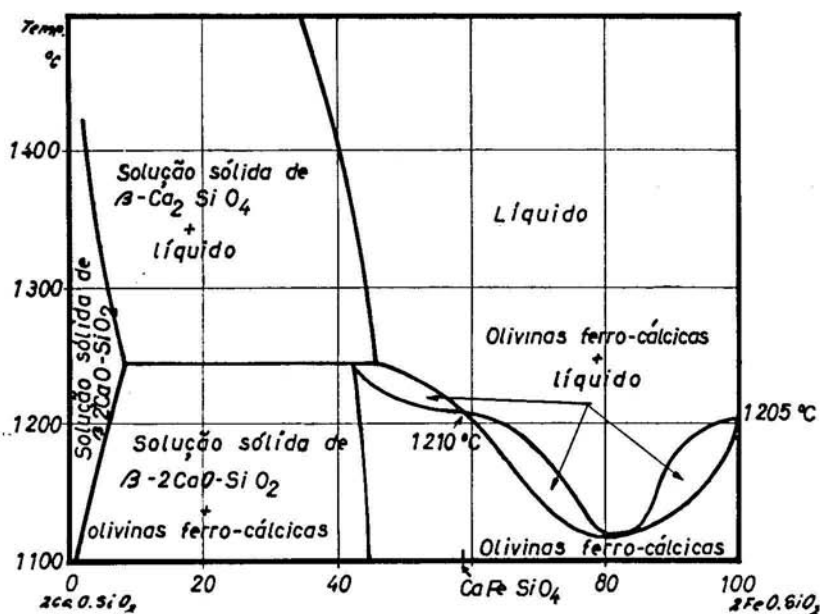


Fig. 46 — Diagrama de equilíbrio do sistema $2CaO.SiO_2-2FeO.SiO_2$

- 2 — Carga autofundente de minérios hematíticos: —
A cal dá em fase sólida silicatos de cálcio, quando reage com quartzo, e ferrites de cal, quando reage com a hematite. Uma parte do quartzo pode originar fayalite antes que tenha podido originar silicatos de cálcio. A fusão dará lugar a dissociação da fayalite,

das ferrites e de outros compostos à base de cal e sílica. Daqui resultará a formação do aglomerado final que pode ser bastante complexo (fig. 50).

- 3 — Carga não autofundente de minérios magnetíticos: — Será um caso simples, se não houver oxidação da magnetite. Assim, haverá simplesmente formação de fayalite no estado sólido, que se dissocia ao fundir enriquecendo em Fe_3O_4 ou FeO (fig. 51).

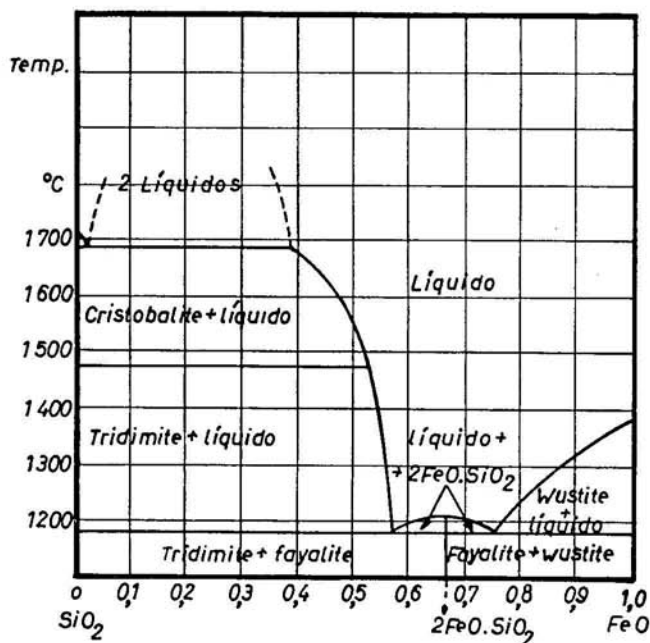


Fig. 47 — Diagrama de equilíbrio do sistema $\text{SiO}_2\text{-FeO}$

- 4 — Carga autofundente de minérios magnetíticos: — É o mais complicado. A cal e a sílica podem combinar-se em parte no estado sólido. Mas a sílica em contacto com a magnetite pode formar fayalite. Será esta mesmo, a reacção mais provável. Se a magnetite for prematuramente oxidada, o que, a verificar-se, será de reduzida extensão (estabilização de Fe^{++} no estado sólido pela CaO) poderá combinar-se com

a cal, formando ferrites. Portanto, formação em fase sólida de ortossilicato de cálcio, monoferrite de cálcio, fayalite e até ferro metálico, além de hematite. As ferrites começam a fundir, dissociando-se. A fayalite dissocia-se também. Finalmente funde o ortossilicato de cálcio que se não dissocia. Obtém-se assim uma fase líquida complexa donde vai dar-se a cris-

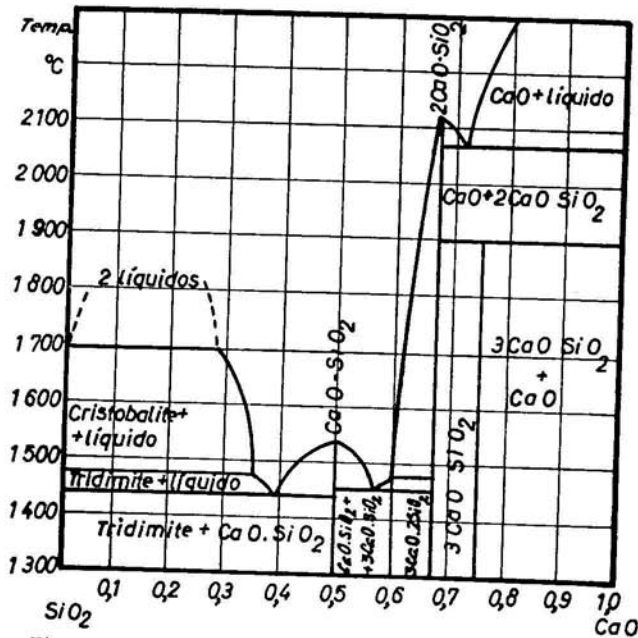


Fig. 48 — Diagrama de equilíbrio do sistema SiO₂-CaO

talização. Os reagrupamentos mais prováveis far-se-ão entre a sílica e a cal visto que são as duas substâncias mais afins (fig. 52).

15 — Composição mineralógica e estrutura final dos sinters:

15.1 — Generalidades:

Estudaram-se as etapas que antecedem a formação final

do aglomerado. Resta estabelecer a sua composição mineralógica e a sua estrutura final, não para todos os casos, porque

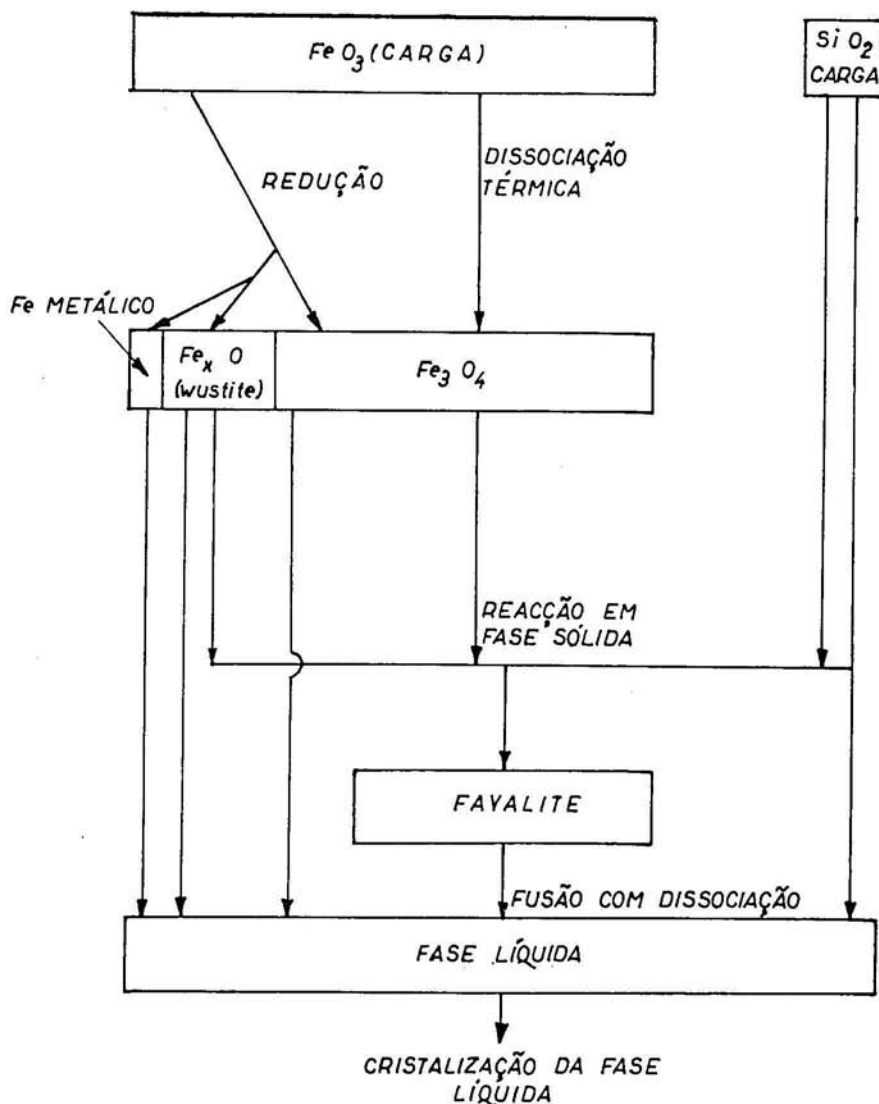


Fig. 49—Esquema de formação de minerais em fase sólida quando da cozedura de uma carga não autofundente de minérios hematíticos. Consumo normal ou elevado de combustível.

isso seria impossível, mas para os casos mais vulgares e mais generalizados nas práticas industriais.

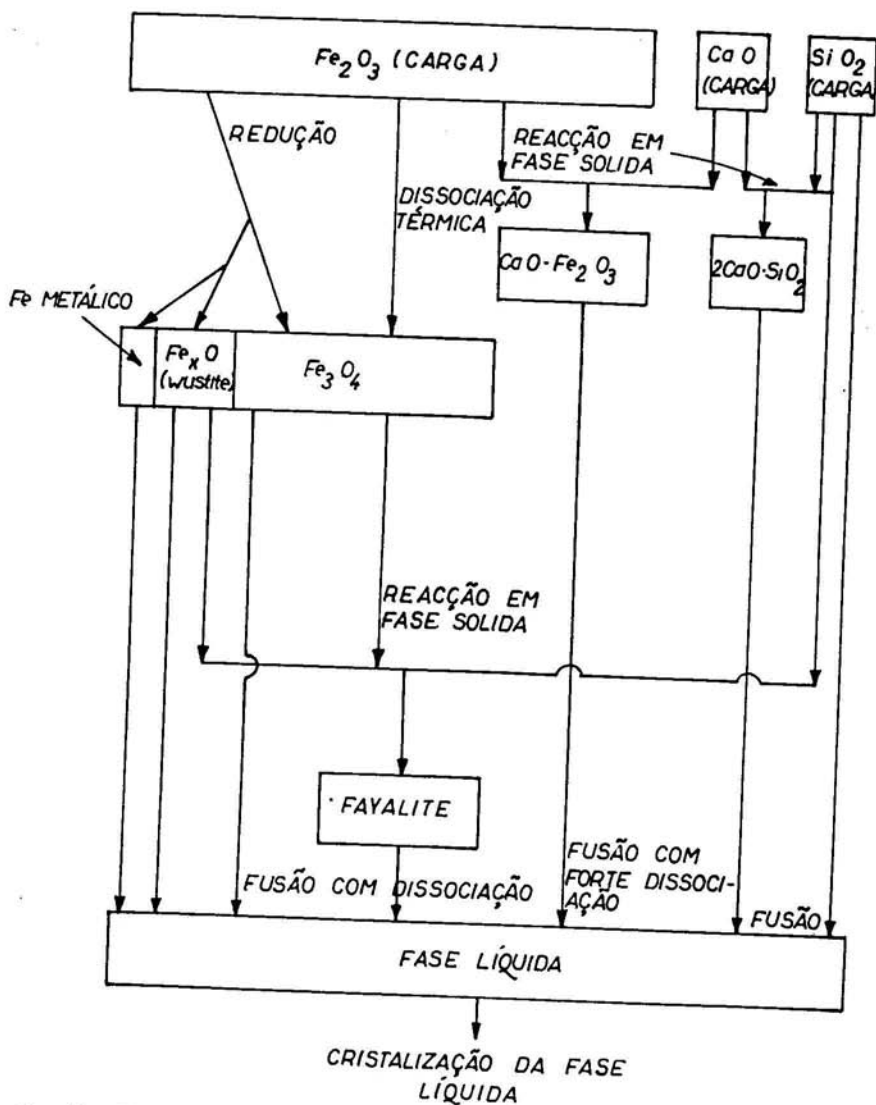


Fig. 50 — Esquema de formação de minerais em fase sólida quando a cozedura de uma carga tornada autofundente por adição de cal a partir de minérios hematíticos com ganga quartzosa. Consumo normal ou elevado de combustível.

O conhecimento da composição mineralógica do aglomerado é fundamental. Ela está intimamente ligada com as propriedades que são exigidas aos aglomerados para que tenha

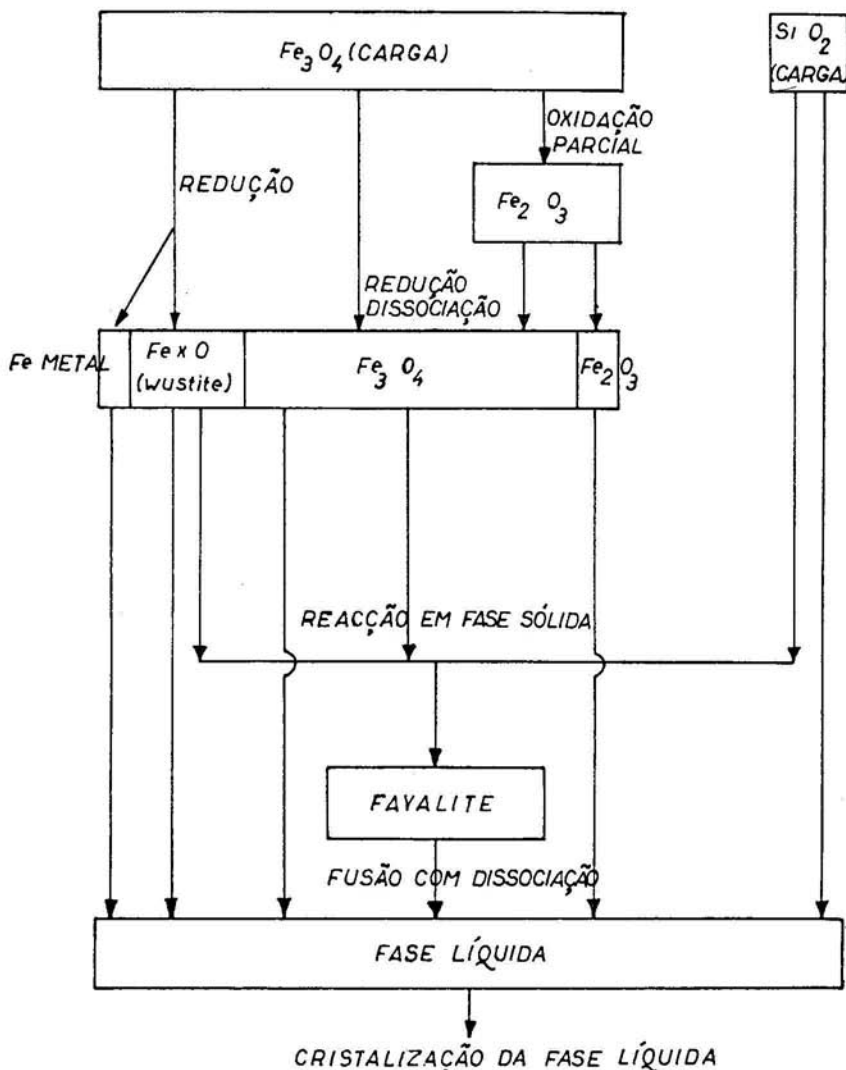


Fig. 51 — Esquema de formação de minerais em fase sólida quando da cozedura de cargas não autofundentes de minérios magnetíticos. Consumo normal ou elevado de coque.

um comportamento normal durante a sua passagem no forno de redução, a que se destina.

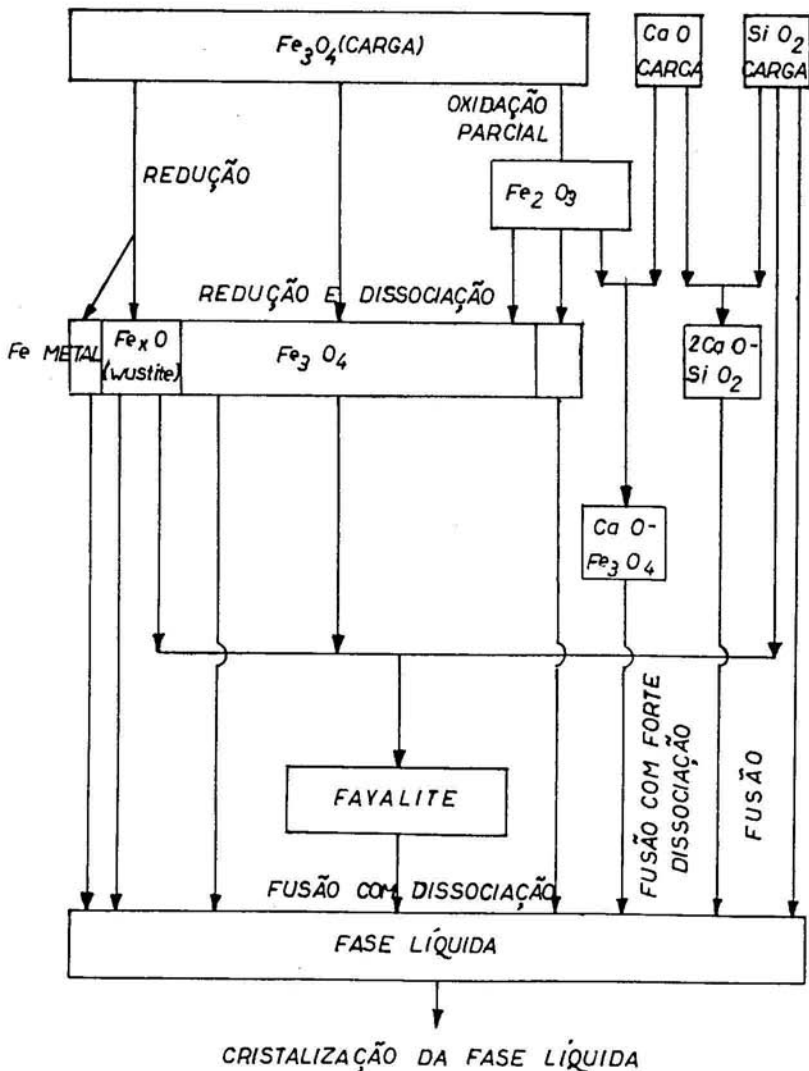


Fig. 52 — Esquema de formação de minerais em fase sólida quando da cozedura de uma carga tornada autôfunda por adição de cal a minérios magnéticos. Consumo normal ou elevado de coque.

Vários processos têm sido utilizados com o fim de determinar a composição mineralógica dos aglomerados:

- 1 — *Análise química*: — A análise química permite fazer uma ideia da composição mineralógica do aglomerado. Por exemplo, num aglomerado não autofundente,

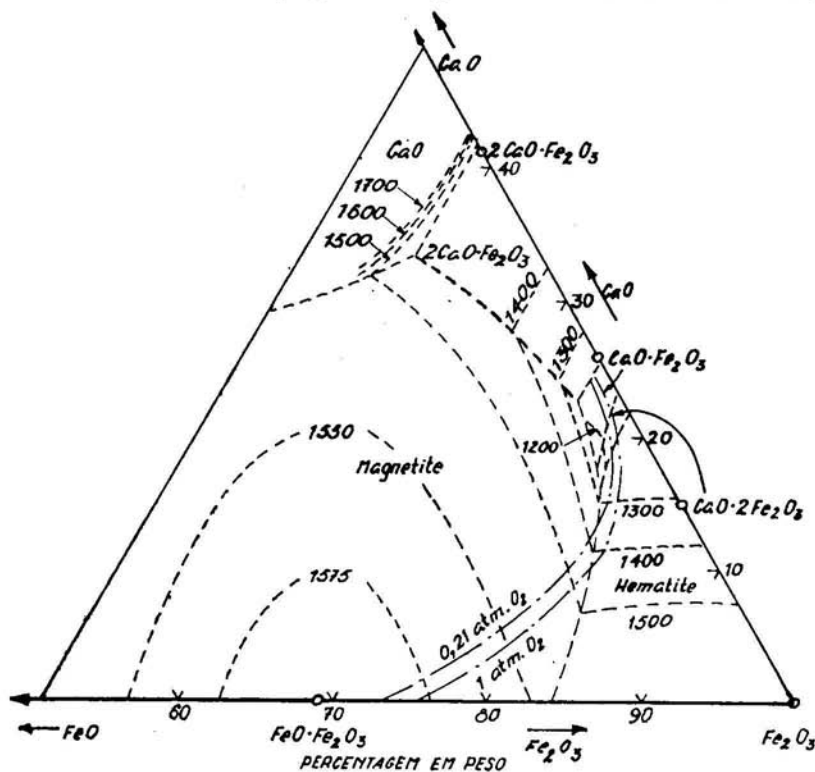


Fig. 53 — Diagrama de equilíbrio do sistema CaO-FeO-Fe₂O₃ à temperatura de «líquidus», segundo Philips e Muan.

produzido a partir de magnetite, normalmente só 80 % de SiO₂ é assimilada pelo «magma» ⁽¹⁾ (fig. 56). Se a operação de aglomeração for efectuada com um

(1) Por «magma» entende-se a carga no estado de fusão pastosa.

consumo normal ou elevado de combustível, isto é, de modo que não haja apreciável oxidação da magnetite, considera-se que a sílica está combinada sob a forma de fayalite ($\text{SiO}_2, 2\text{FeO}$). O restante Fe^{2+} estará sob a forma de Fe_3O_4 , que pode calcular-se. Se houver Fe^{3+} em excesso, relativamente ao Fe^{2+} necessário para a formação de Fe_3O_4 , encontrar-se-á hematite no aglomerado. Se for o Fe^{2+} que se encontre em excesso, terá que admitir-se a presença de wustite livre.

Mas a determinação do teor em fayalite no sinter, pode também ser feita, procedendo à sua redução pelo hidrogénio a 600°C (método de Linder). Estabelecendo então o balancete do ferro e determinando a perda de peso observada, pode calcular-se o teor em fayalite e por raciocínios idênticos aos indicados anteriormente, apresentar uma composição mineralógica para o aglomerado.

- 2 — *Métodos magnetométricos*: — Em 1953, devido a TURSONOV apareceu um método magnetométrico. O método não tem grande interesse a não ser para um controle de rotina numa oficina de aglomeração, após ter-se feito a sua aferição com outro processo — Raio X ou microscópio.
- 3 — *Métodos microscópicos*: — O microscópio tem-se revelado com o instrumento de maior interesse para este género de trabalhos. Porém, a reprodutibilidade dos resultados obtidos com os estudos microscópicos, só é possível, desde que o volume da amostra seja muitíssimo grande. WEGMAN, chegou à conclusão, de que seria necessário para um trabalho consciencioso, observar pelo menos 7 a 8% do peso do aglomerado.

As amostras para serem estudadas, terão de ser polidas quando se pretende utilizar a observação em luz reflectida e terão de ser polidas e reduzidas a finas espessuras, quando são destinadas à observação em luz transmitida.

Como os aglomerados têm uma estrutura porosa e são

frágeis, impõe-se que, antes do polimento, se proceda à montagem da amostra. Um processo simples e dos mais eficientes, consiste na impregnação da amostra com uma resina polimerizável. Adicionando-se-lhe sucessivamente e depois de perfeita mistura, primeiro um catalizador e em seguida um acelerador, a resina está pronta a ser utilizada. A amostra é colocada num molde (geralmente de vidro) que em seguida se enche com resina. Passado algum tempo, tanto menor quanto maior a quantidade de acelerador adicionada, começa a dar-se a polimerização, o que se nota pelo aquecimento do molde e um aumento de viscosidade do líquido. Deve então o conjunto ser introduzido numa estufa a -40°C , até que a polimerização termine. O tempo que antecede o início da polimerização, deve ser suficientemente longo para que a impregnação seja a mais perfeita possível e as bolhas de ar tenham sido expulsas.

Para evitar a fractura da resina, a quantidade de acelerador deve ser pequena. A sua contracção sobre a amostra, quando da polimerização, permite a fácil recuperação dos moldes.

As amostras assim montadas, podem ser imediatamente polidas. A resina é extraordinariamente dura e em geral não permite que a amostra fique em relevo e com as arestas arredondadas. No entanto, se se pretender aumentar ainda a dureza das resinas, pode adicionar-se-lhe um pouco de pó de alumina de 12 horas.

Se as amostras forem muito friáveis, pode vir a notar-se o arranque de algumas partículas durante o polimento. Então após a operação primitiva de desbaste, far-se-á nova reimpreghação. A recobertura é perfeita e pode ser executada o número de vezes necessário.

A amostra impregnada é serrada e a seguir polida em meio húmido sucessivamente em papéis de esmeril 230, 320, 400 e 600 ou equivalentes, colados sobre discos com uma velocidade de 1300 r. p. m. O acabamento é efectuado utilizando aluminas ou pasta de diamante, aplicadas sobre panos ligados a discos, com uma velocidade de 250 ou mesmo 150 r. p. m.

No caso da execução de lâminas finas, a montagem é efectuada da mesma maneira. Seguidamente corta-se a amostra,

pole-se de um dos lados que se cola sobre uma lâmina de vidro com bálsamo. Procedese então a novo corte e em seguida o desbaste até $0,3 \div 0,1$ m/m de espessura. O polimento feito de modo que a espessura final esteja compreendida entre 30 e 70 microns.

Este processo é muito mais demorado que o primeiro. Um operador experimentado gasta em média 1,5 a 2,0 horas para preparar uma lâmina fina.

- 4 — *Métodos de Raios X*: — Pode ser usado desde que se tenha uma estimativa prévia de composição. É empregado como auxiliar dos métodos microscópicos, na identificação de algumas fases (wustite, por exemplo).

O primeiro trabalho importante, respeitando a composição mineralógica dos aglomerados, data de 1929 e deve-se a SCHWARTZ. Foi realizado sobre os aglomerados produzidos na região de Mesabi Range, nos Estados Unidos. De então para cá, muitos estudos têm sido realizados. Porém, como para cada forno deve ser produzido um aglomerado, praticamente o número de composições mineralógicas e estruturas é ilimitado.

Antes de se entrar no estudo de pormenor, devem esclarecer-se alguns pontos de fundamental importância:

- 1 — Na maior parte dos casos, os constituintes dos aglomerados não são puros, pelo que as suas características ópticas podem variar entre largos limites. Assim, a fayalite, apresenta-se com índices de refração mais baixos que os da fayalite pura. Primitivamente, supunha-se que isso seria devido à existência de soluções sólidas de magnetite ou quartzo, na fayalite. Considerações ulteriores, verificaram que tal era impossível. Porém, foi determinada e provada a possibilidade de soluções sólidas de cal na fayalite, usando para tanto, cal radioactiva. Assim, mesmo para pequenos teores em cal, essa solução é possível, pelo que, além de fayalite pura, se terá também

uma olivina ferro cálcica $(\text{CaO})_x \cdot (\text{FeO})_{2-x} \cdot \text{SiO}_2$, em que o índice x pode tomar valores muito diferentes, conforme o teor em cal da mistura. A medida que o teor em cal sobe, os índices de refração diminuem progressivamente. A distinção ao microscópio entre olivinas e fayalite é muito difícil, pois, o aspecto é muito semelhante tanto em luz reflectida, como em luz transmitida.

- 2 — Na estrutura dos aglomerados, existe quase sempre uma parte vítrea. Essa quantidade é maior nos aglomerados não autofundentes e quando por deficiência de combustível, não se atinge o estado líquido. Em grande número de micro-volumes não se ultrapassa o estado pastoso, donde uma maior possibilidade de forte ocorrência de vidro, devido ao rápido arrefecimento. O recozimento do aglomerado durante um tempo e uma temperatura convenientes, permite observar a diferenciação da escória vítrea (fig. 70).
- 3 — O ferro metálico que só raramente se observa encontra-se em contacto com a wustite e/ou magnetite. Apresenta-se em geral sob a forma de inclusões, cujo diâmetro não ultrapassa 30 a 50 microns de diâmetro. Pode resultar ou da redução dos óxidos de ferro das cinzas dos combustíveis ou da dissociação da wustite para temperaturas inferiores a 570°C . A posição relativa destas inclusões indicará qual a origem.
- 4 — A distinção entre a magnetite e a wustite é difícil. Consegue-se atacando a amostra com uma solução saturada de cloreto estânico no álcool, xilol, etc., durante 1,5 minutos a 15°C . A wustite é atacada.
- 5 — Em aglomerados altamente básicos o ortossilicato de cálcio é observável na fase escória, após ataque com uma solução de cloreto de amónio a 5 %.
- 6 — O ataque com ácido fluorídrico diluído em álcool, revela a existência de $2 \text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, ferrite bicálcica, $2 \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{CaO}$ ($\text{Ca} \text{Fe}_4 \text{O}_7$), biferrite de cálcio e $3 \text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot 7 \text{Fe}_2 \text{O}_3$ ($\text{Ca}_3 \text{Fe}_{15} \text{O}_{25}$) identificado por HOLMQUIST, muito recentemente.

15.2 — *Estrutura dos aglomerados não autofundentes:*

Há que distinguir vários casos, conforme as quantidades de ganga e de combustível.

No caso de um sinter fabricado a partir de um concentrado rico de magnetite, três diferentes tipos de estrutura podem ser distinguidos:

- 1 — Consiste na ligação entre si das partículas de magnetite por meio de «pontes». Tanto as partículas, como as «pontes», são de magnetite. Este tipo de sinter sómente ocorrerá para baixos teores em combustível e poderá ser observado na zona de aquecimento, no caso de se proceder à extinção da operação.
- 2 — Também para reduzidos teores em combustível, os grãos de magnetite são parcialmente oxidados e a sua ligação é estabelecida por pontes de hematite. Nos cristais de magnetite, observa-se a penetração da oxidação para o interior segundo certas direcções cristalográficas, preferencialmente segundo os planos octaédricos (martitização) (fig. 64). Poros arredondados ocorrem entre os grãos cristalinos.
- 3 — Com elevado teor em combustível, haverá recristalização da magnetite, a qual pode ser precipitada em formas poliédricas, directamente da fase líquida (fig. 63). A escória pode vir a ter uma distribuição regular e ser diferente da que ocorrerá nos dois casos anteriores, pelo facto de, ao atingir-se o estado líquido, poder dissolver em parte os grãos de magnetite. Será certamente formada por fayalite (fig. 56). Se houver oxidação da magnetite, a hematite observar-se-á segundo certas direcções cristalográficas, a partir das fracturas e dos poros (fig. 64).

No caso de um sinter produzido com minérios hematíticos, as estruturas resultantes de pequenos consumos de combustível são semelhantes às do primeiro tipo anterior, isto é, dar-se-á a ligação dos grãos de hematite por «pontes» de

hematite. Os grãos mantêm a forma inicial ou tornam-se um pouco mais arredondados. Para elevados consumos de combustível, encontrar-se-á uma estrutura em tudo parecida com o terceiro caso anterior. Com efeito, a temperaturas superiores a 1350° C haverá dissociação da hematite dando lugar a magnetite, a qual precipitará da fase líquida como se de um minério de magnetite se tratasse. A oxidação secundária, se vier a verificar-se, é semelhante à indicada no caso da magnetite.

O caso mais importante, é o que corresponde à sinterização de um minério, com uma quantidade apreciável de ganga.

Quando se utilizar pequena quantidade de combustível na sinterização de um minério magnetítico, a ganga quartzosa será somente em pequena parte assimilada. A fayalite que possa formar-se, situar-se-á entre os grãos de quartzo e os grãos de magnetite, não servindo por isso de ligante. A ligação terá um aspecto semelhante aos casos anteriormente indicados, isto é, far-se-á por meio de pontes de magnetite ou hematite. Se se tratar de um minério hematítico não haverá formação de fayalite. O quartzo permanecerá intacto, ou ligeiramente corado pela introdução na sua rede de iões ferro, formando solução sólida.

Quando se trata de minérios hematíticos ou magnetíticos e consumos elevados de combustível, a estrutura será mais complicada. A hematite que possa ser observada, ou é um produto primário, ou resulta da oxidação da magnetite sólida, precipitada a partir da fase líquida (figs. 67, 68 e 69).

A composição do magma, corresponde ao sistema $\text{FeO} - \text{Fe}_2\text{O}_3 - \text{SiO}_2$ (fig. 43) sobretudo do lado $\text{FeO} - \text{SiO}_2$ ou a um corte vertical segundo $\text{Fe}_3\text{O}_4 - 2 \text{FeO}, \text{SiO}_2$. Para um consumo normal de combustível, o magma fundido pode dissolver óxidos de ferro.

Os diagramas de estado indicam que, quando a temperatura baixa, são os cristais de magnetite e/ou wustite os que primeiro se formam. No entanto, em face das heterogeneidades de composição do magma e difícil mobilidade dos seus componentes, em certos micro-volumes pode precipitar em primeiro lugar fayalite.

Os cristais que primeiro se depositam são os que se encon-

tram em condições mais favoráveis para crescer. A fluidez do magma permite a fácil alimentação destes cristais primários, que crescem sem ser perturbados pelos cristais vizinhos, pelo que apresentam forma poliédrica perfeita. Porém, a interferência ulterior, entre os numerosos cristais em vias de crescimento, terá como resultado a substituição de contornos perfeitos, por contornos irregulares mais ou menos arredondados (fig. 68).

O magma fluido, é empurrado pelos cristais de magnetite e vai preencher os espaços vazios entre outros cristais ou os defeitos da estrutura, como poros e fracturas.

A última porção a solidificar é a que se encontra na proximidade dos grãos de combustível. Devido à incompressibilidade dos líquidos, e às múltiplas compressões resultantes da solidificação dos grãos de magnetite, o magma que rodeia os grãos de combustível toma uma forma esférica. Na observação de secções polidas, encontram-se com frequência zonas com poros de secção circular, rodeados por uma massa de escória cristalizada, onde se distinguem um eutéctico de magnetite-fayalite (fig. 56, 57) e numerosas dendrites de magnetite, por vezes parcialmente oxidadas (fig. 67). No conjunto as dendrites apresentam já uma simetria cúbica (octaédrica) (fig. 67).

Observa-se, por vezes, no aglomerado, o que convencionou chamar-se estrutura alveolar dos grãos de magnetite. Segundo MOLEVA e KUSAKINA, o seu aparecimento é o resultado da desagregação dos cristais de magnetite pelo magma. Com efeito, a composição e a temperatura podem trocar brusca-mente no decurso da cristalização; a dissolução dos cristais exige muito tempo e na aglomeração tudo se passa muito rapidamente, não permitindo que a dissolução seja completa. Mas, as estruturas alveolares podem também ter a sua origem na cessação brusca da alimentação do cristal, em vias de crescimento, o que é muito provável, no caso de um arrefecimento rápido dos magmas viscosos. A ocorrência no aglomerado, de grãos de cal, quartzo, etc., com forma arredondada é mais uma prova do crescimento com cessação da alimentação do que da desagregação.

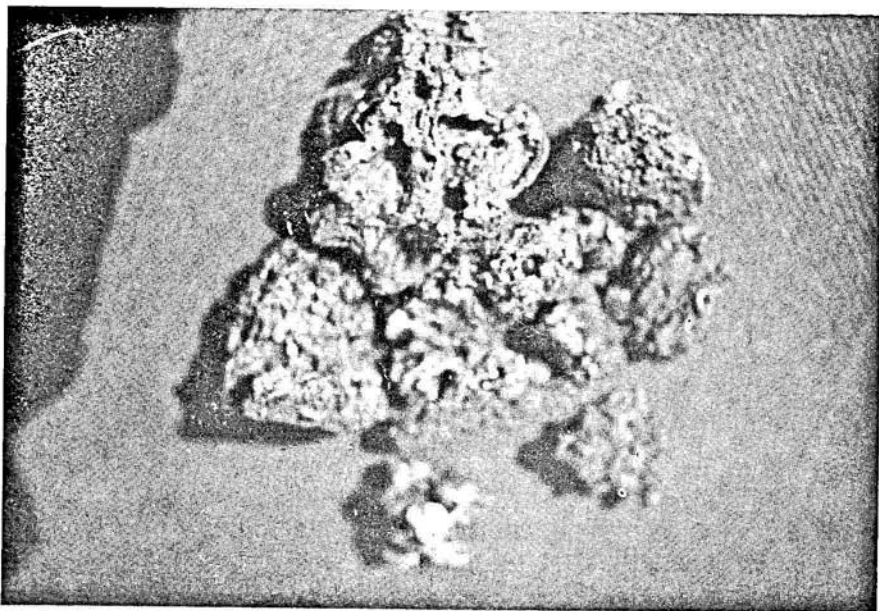


Fig. 54 — Aspecto de um sinter autofundente produzido a partir de um minério de magnetite

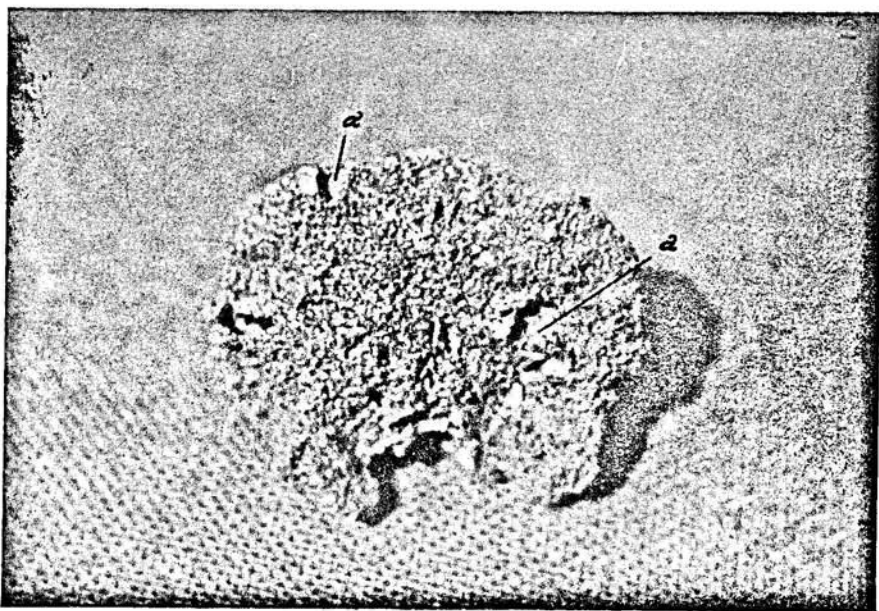


Fig. 55 — Sinter mostrando grãos de cal não assimiladas (a) $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 0,3\right)$

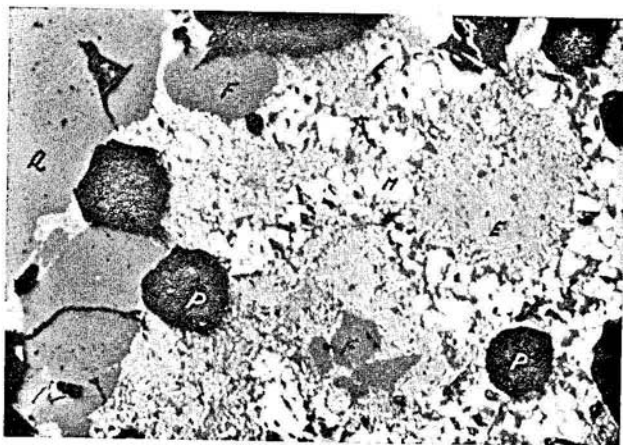


Fig. 56 — Sinter produzido a partir de um minério de magnetite. Amostra E₁ CaO/SiO₂ = 0,08; Fe = 61,9 %:
 (Q) Quartz; (F) Fayalite; (M) — Magnetite; (E) — Eutético Magnetite-Fayalite; (P) — Poros
 Amp. 800 ×.

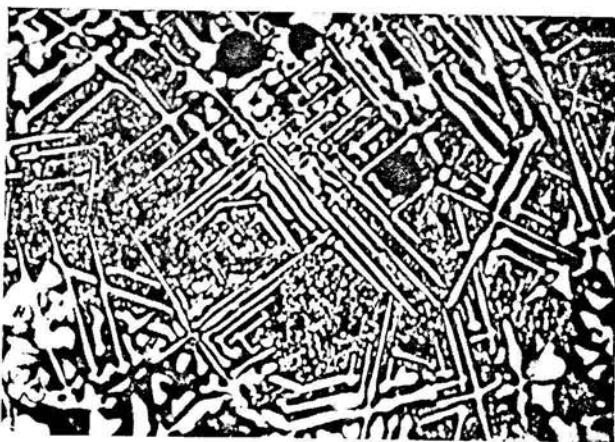


Fig. 57 — Pormenor da microfotografia anterior. Amostra E₁
 (H) — Hematite; as restantes fases como na figura anterior.
 Amp. 1.100 ×.



Fig. 58 — Cristais de magnetite precipitados da fase líquida e dendrites, numa escória vitrificada. Amostra E1.
Fases como na Fig. 56.
Ampl. 420 \times .

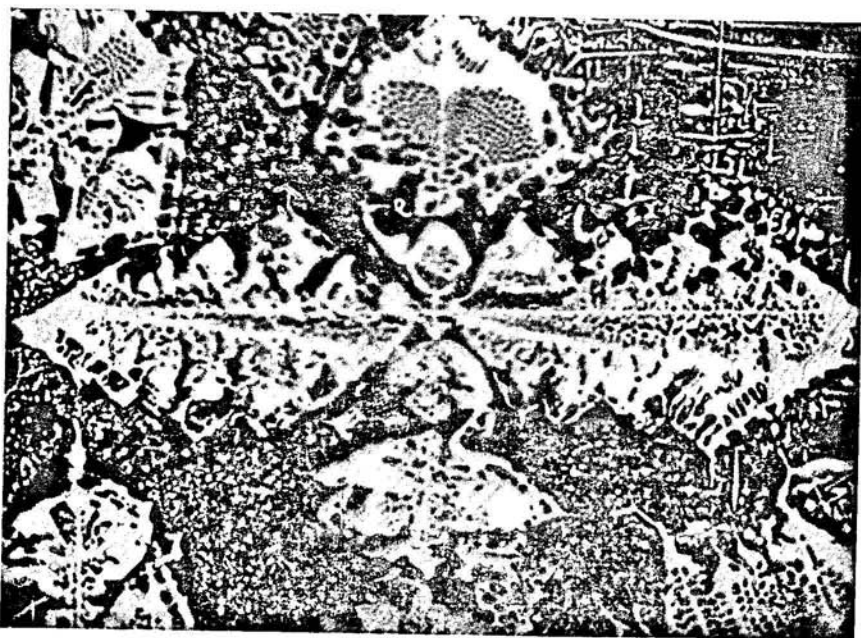


Fig. 59 — Pormenor de uma dendrite da microfotografia anterior. Estrutura alveolar.
Amostra E1.
Amp. 1.100 \times .



Fig. 60 — Pormenor da Fig. 58 mostrando um eutético magnetite-fayalite (vitrificada) e um «eutético ledeburítico». Amostra E1.
Amp. 1.100 ×.

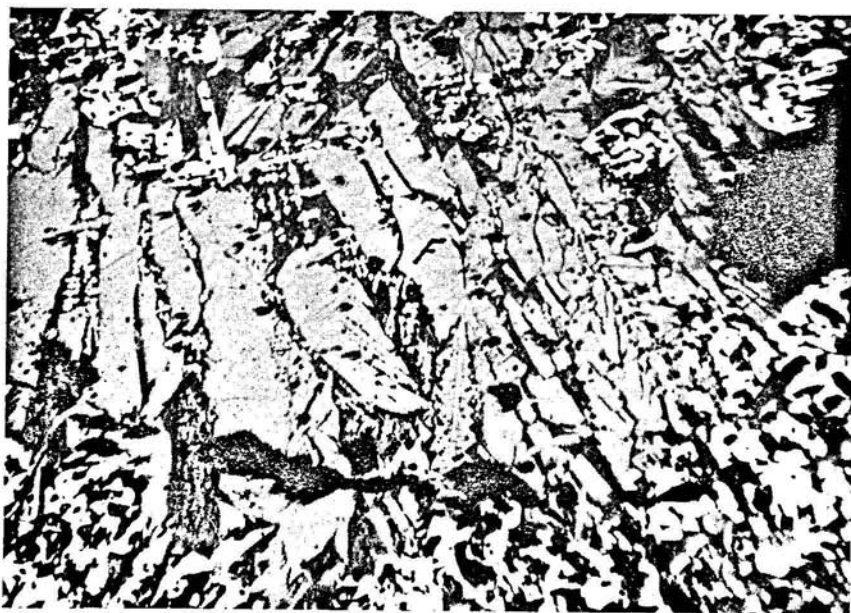


Fig. 61 — Cristais de magnetite corroidos, e dendrites no seio de uma escória de fayalite na sua quase totalidade cristalizada. Observa-se ainda uma dendrite de fayalite. Amostra E1.
Amp. 420 ×.

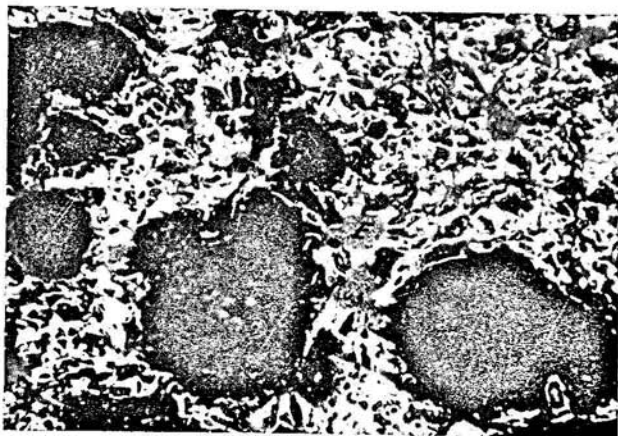


Fig. 62 — Sinter não autofundente. Rede contínua de magnetite evidenciando os poros e a escória. Amostra E10.
 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0.18$; Fe = 67.9 %
Amp. 110 \times .

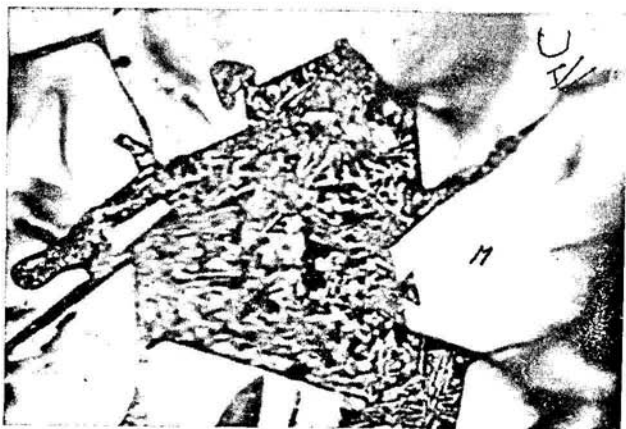


Fig. 63 — Pormenor da amostra anterior E10.
As faces dos cristais de magnetite são planas ao contacto com a fase escória que constitui um eutético magnetite-fayalite.
Amp. 730 \times .

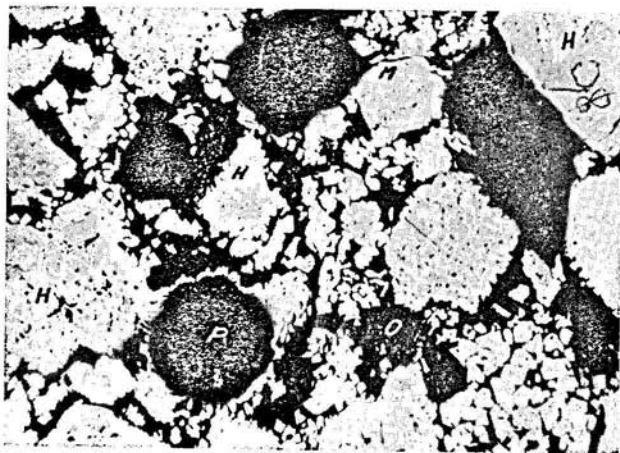


Fig. 64 — Sinter produzido a partir de um minério de magnetite. Amostra Ev.c.
 Martitização da magnetite.
 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0.3$; $\text{Fe} = 57.0 \%$
 (M) Magnetite; (H) Hematite; (P) Poros; (O) Olivinas.
 Amp. 110 \times .

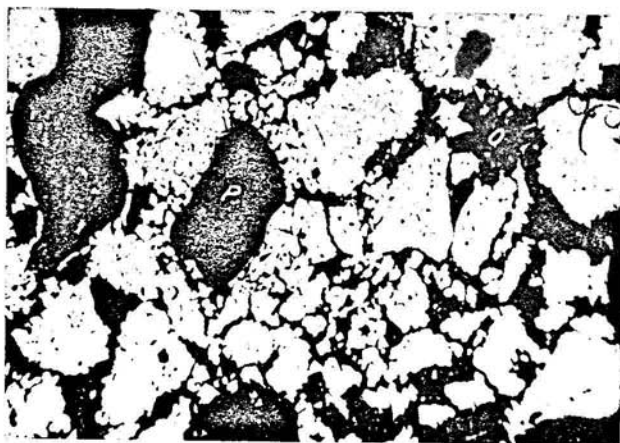


Fig. 65 — Mesma amostra que a anterior. Oxidação completa da magnetite a hematite com diferenciação em numerosos grãos separados por escória.
 Amp. 110 \times .

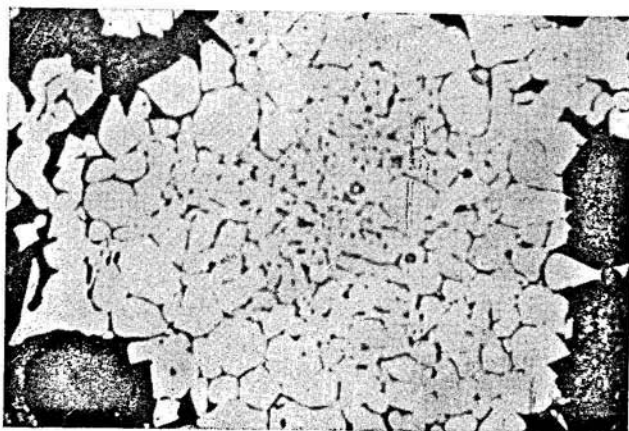


Fig. 66 — Pormenor da figura anterior mostrando a maneira como se apresentam os cristais de magnetite após oxidação completa e a escória precipitada. Amp. 420 \times .

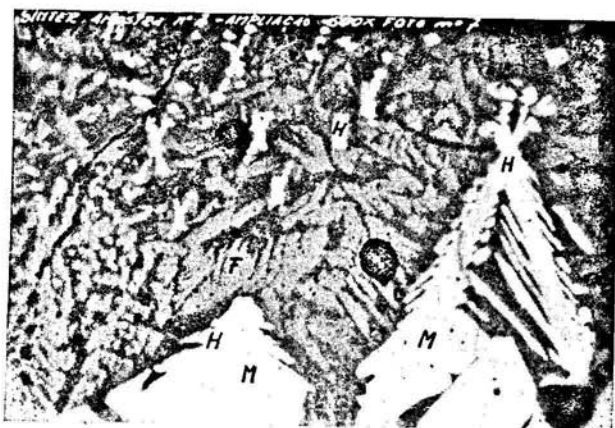


Fig. 67 — Cristais e dendrites de magnetite no seio de olivinas ferro-cálcicas em parte vítreas e em parte cristalizadas. Cristalização perturbada por arrefecimento brusco. Oxidação em parte da magnetite (H). $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0,3$ Amostra n.º 2. Amp. 500 \times .

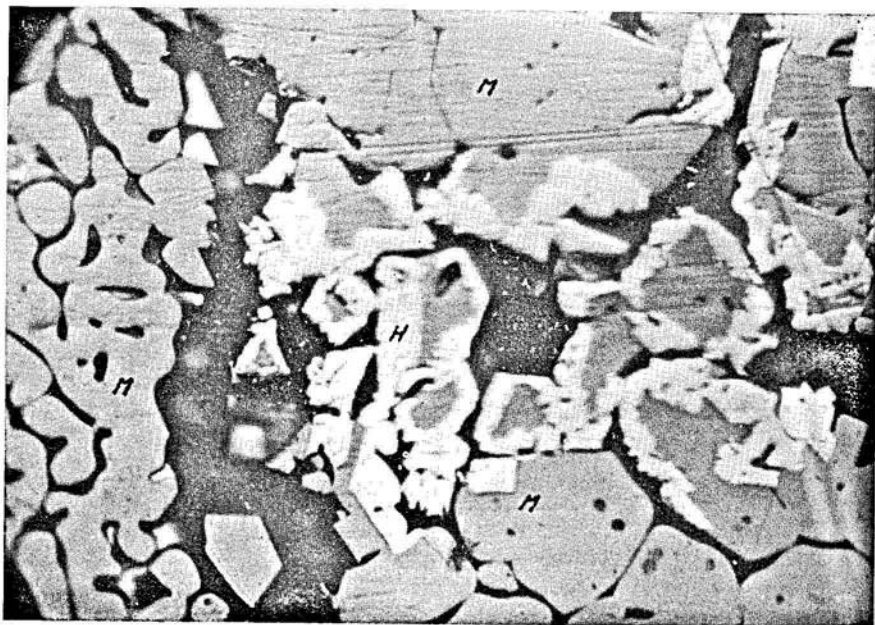


Fig. 68 — Magnetite em diversas fases de cristalização. Cristais idiomórficos de magnetite oxidados superficialmente. Amostra Ev. c.
Amp. 730 \times .

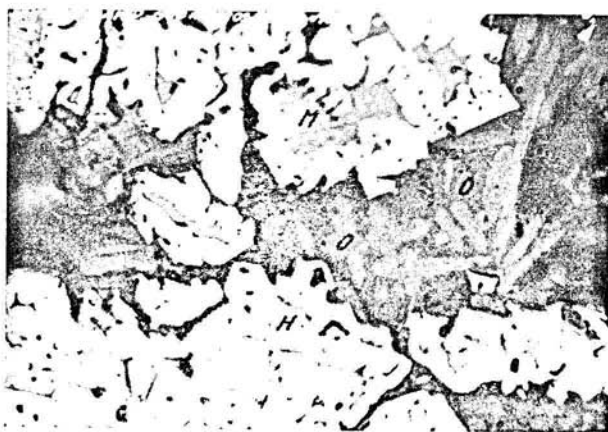


Fig. 69 — Oxidação muito profunda da magnetite numa escória de olivinas ferro-cálcicas com aspectos dendríticos. Amostra n.º 2.
Amp. 500 \times .

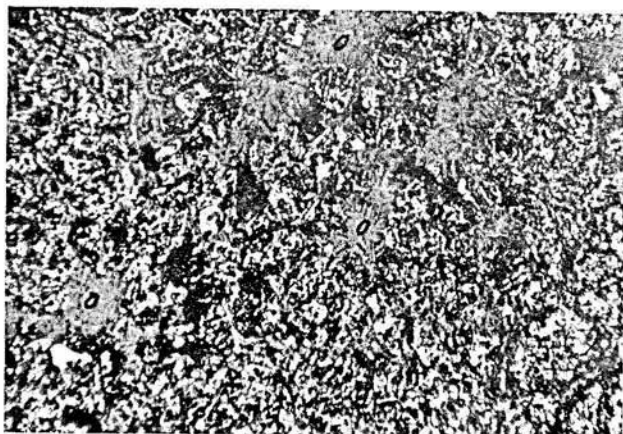


Fig. 70 — Grãos de magnetite corroídos pela escória que se encontra quase inteiramente cristalizada. A amostra foi recozida durante duas horas a 1.000° C.
 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0.5$; Fe = 57 %. Amostra E4A.
Amp. 110 \times .



Fig. 71 — Dendrites de magnetite numa escória integralmente vitrificada. Amostra E5.
 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0.7$; Fe = 56,1 %.
Amp. 420 \times .

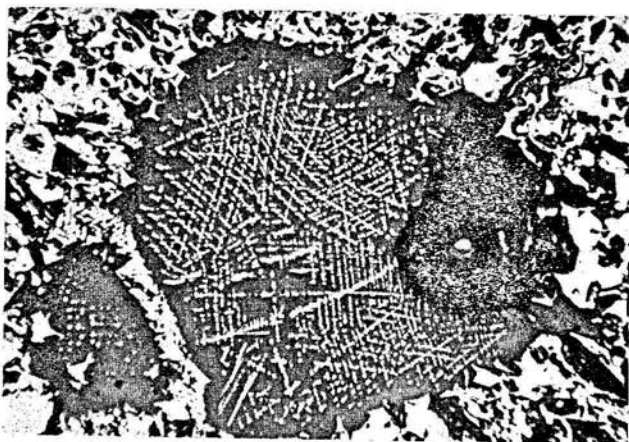


Fig. 72 — Grãos de magnetite bastante corroídos na proximidade de um poro que teria sido anteriormente ocupado por um grão de coque. Da escória reunida em torno deste grão de coque precipitou magnetite que se observa sob a forma de dendrites cujos ramos apresentam orientações cristalográficas do octaedro. Amostra E9.
 $\text{CaO/SiO}_2 = 1.0$; $\text{Fe} = 62.9\%$.
Amp. $110\times$.

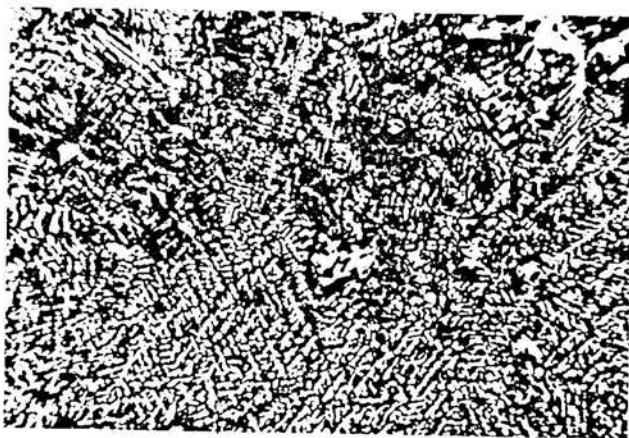


Fig. 73 — Outro aspecto da amostra anterior com dendrites mais desenvolvidas e em parte oxidadas a hematite
Amp. $110\times$.

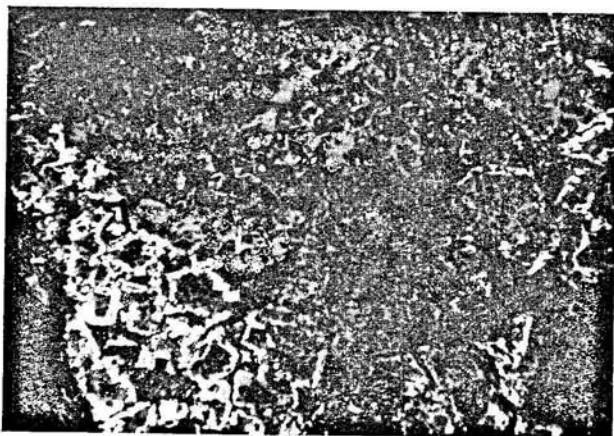


Fig. 74 — Aspecto da amostra anterior, mostrando a progressão da oxidação da magnetite a partir de um poro. Luz polarizada.
Amp. 110 \times .

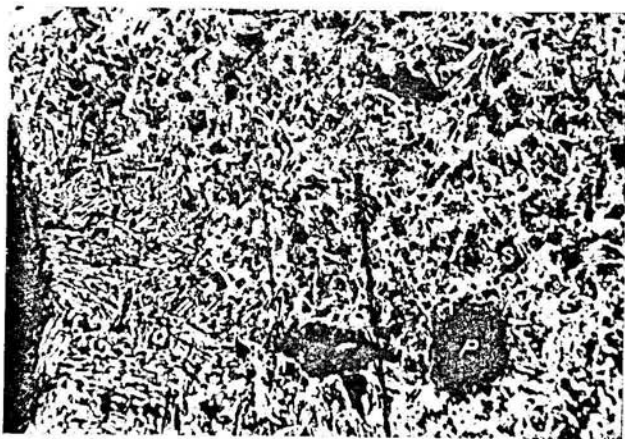


Fig. 75 — Sinter autofundente. Amostra E7.
(H) Hematite; (F) Ferrites; (P) Poros; (S) Silicatos de cálcio
 $\text{CaO/SiO}_2 = 2.9$; $\text{Fe} = 54.6\%$.
Amp. 110 \times .

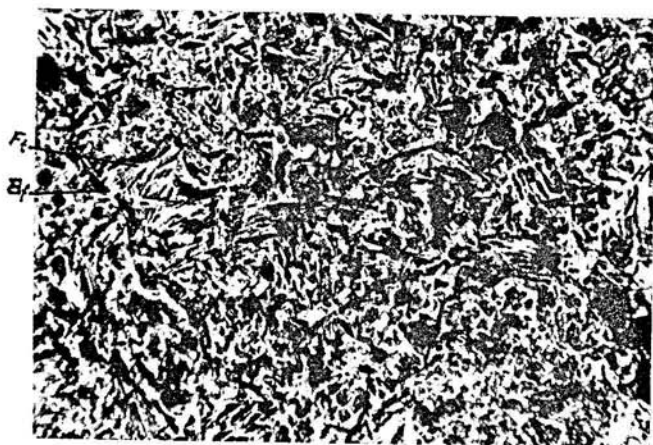


Fig. 76 — Sinter autofundente. Outro aspecto da amostra E₇, mostrando a ocorrência de hematite (H), silicatos de cálcio (S), biferrite de cálcio (B) e Ca₃Fe₁₅O₂₅ (Ft).
Amp. 110 ×.

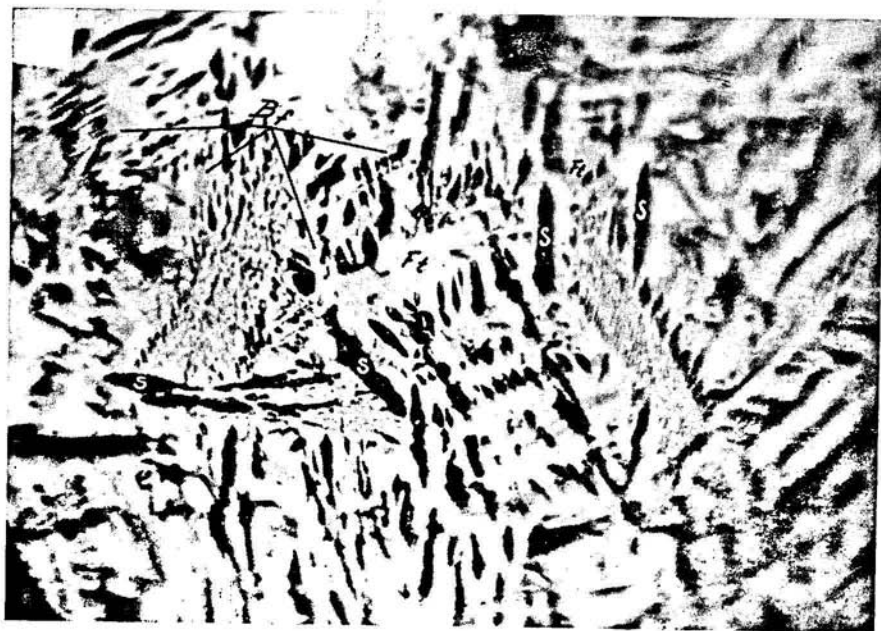


Fig. 77 — Pormenor da micrografia anterior, mostrando a distribuição do silicato de cálcio, e das biferrites no seio das ferrites ternárias.
Amp. 730 ×.

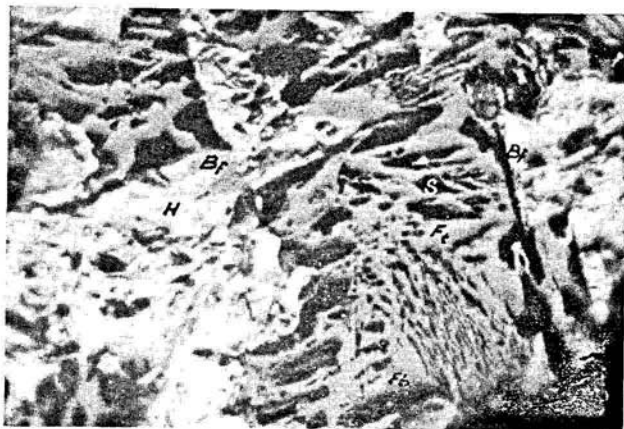


Fig. 78 — Pormenor da microfotografia anterior. Mostra os cristais de hematite bastante corroídos (H), ferrites bicálcicas (Fb), biferrites de cálcio (Bf) e ferrites ternárias (Ft).
Amp. 730 ×.



Fig. 79 — Outro aspecto da amostra E₇.
Mostra os cristais de hematite prolongados através da escória silicatada, até às ferrites.
Amp. 730 ×.

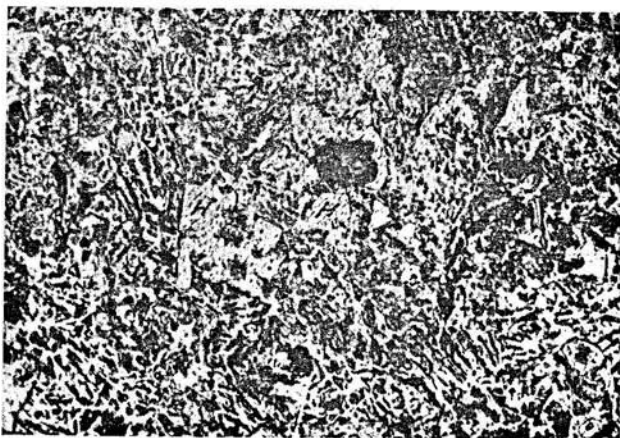


Fig. 80 — Sinter autofundente. Amostra E₈.
(H) Hematite idiomórfica mas bastante corroida; (S) Silicatos de cálcio; (F) Ferrites.
CaO/SiO₂ = 3.6; Fe = 51.3 %.
Amp. 150 ×.



Fig. 81 — O mesmo aspecto anterior mostrando os contornos dos cristais de hematite Luz polarizada.
Amp. 150 ×.



F6

Fig. 82 — Pormenor da amostra E₈ mostrando a fase escória e hematite «laminar». (H) hematite; (Fb) ferrite bicálica; (Bf) biferrite de cálcio; (Ft) Ferrite ternária.
Amp. 730 ×.

Na nossa opinião a estrutura alveolar dos grãos de magnetite não resulta nem da corrosão nem da cessação de alimentação dos cristais em crescimento. Na corrosão observam-se sempre superfícies irregulares (figs. 56, 61 e 62) porque o ataque não se dá igualmente em todos os pontos dos grãos. A cessação da alimentação por sua vez levará à formação de dendrites com um maior ou menor desenvolvimento, as quais, tendo possibilidade de se ligar umas com as outras darão lugar a uma estrutura alveolar. Mas esses alvéolos terão de ser muito irregulares. Ora o que nós observamos é dendrites de magnetite e cristais perfeitamente formados e em vias de crescimento (figs. 58, 59 e 60) os quais têm em si mesmo uma estrutura alveolar. Isso significa que o magma original teria uma composição bem definida à temperatura de solidificação e a estrutura alveolar seria uma estrutura eutética a que se poderá dar o nome de «estrutura eutética ledeburítica» (figs. 59 e 60). A determinação da composição química da fase envolvida pela magnetite, ou um estudo aos raios X, seria de grande interesse para a confirmação desta hipótese.

A existência de um tal eutético pode levar à alteração do diagrama ternário $\text{FeO} - \text{SiO}_2 - \text{Fe}_2\text{O}_3$.

A heterogeneidade dos campos térmicos e de concentração reforça-se quando do arrefecimento, o que promove a formação de eutéticos sob a forma dendrítica (figs. 57, 60 e 63). No caso de arrefecimento demasiado brusco, o líquido eutético pode solidificar sob a forma de vidro, incluindo numerosas impurezas que não participam na formação da fayalite, magnetite ou wustite.

Observa-se com frequência uma oxidação dos grãos de magnetite a partir da superfície dos poros e das fracturas. Conforme a estrutura é mais ou menos porosa, assim a oxidação pode ser ou não importante (fig. 64). Nalguns casos, pode observar-se hematite, que foi precipitada ao longo de planos octaédricos dentro dos grãos. Isto indica que a alta temperatura a magnetite absorveu oxigénio que é precipitado ulteriormente no decurso do arrefecimento, devido à diminuição da solubilidade de oxigénio na rede da magnetite (fig. 64).

Quando a oxidação é muito profunda e quase completa

ou completa, os grãos de magnetite dividem-se num grande número de pequenos grãos de hematite, limitados por escória (fig. 65 e 66).

Num mesmo aglomerado, podem observar-se diferentes fases de oxidação e acompanhar-se a diferenciação dos grãos de magnetite ao transformarem-se em hematite (fig. 64). Se esta oxidação se deu após a precipitação do óxido de ferro como magnetite, do magma líquido, como parece (figs. 68 e 69), a explicação das inclusões de escória limitando os grãos de hematite, só pode ser feita, se se admitir que a magnetite, ao precipitar, inclui na sua rede (tipo de rede das espinelas) um grande número de iões estranhos. Estes, devido ao aumento da temperatura resultante da oxidação e à modificação da rede de oxigénio da hematite (passagem de uma rede cúbica, a uma rede hexagonal densa), são eliminados e podem vir a coalescer, estabelecendo assim superfícies de descontinuidade perfeitamente observáveis (fig. 66). As mesmas inclusões são observadas nas superfícies de contacto magnetite-hematite, quando esta envolva aquela e resultou da sua oxidação (fig. 69).

15.3 — *Estrutura de aglomerados autofundentes:*

O estudo da estrutura dos aglomerados autofundentes, é muito complexo pelos inúmeros parâmetros em jogo e pelo desconhecimento da composição da fase líquida, no decurso da aglomeração. O estudo dos equilíbrios de silicatos fundidos, em que o ferro é um constituinte, vêm a sua complexidade aumentada, porque o ferro pode existir sob as formas Fe^{++} e Fe^{3+} , cujo teor, depende da pressão de oxigénio na fase gasosa. A discussão pode ainda ser complicada, por ser difícil ou impossível saber sob que forma precipitam primariamente os óxidos de ferro.

Pelo que acaba de dizer-se, vão ser feitas considerações muito gerais, particularizando finalmente os casos, que podem ter mais interesse industrial.

Os equilíbrios de maior interesse para este estudo, são o binário $CaO - Fe_2O_3$ (fig. 45) e o ternário $CaO - FeO - Fe_2O_3$ (fig. 53).

Primitivamente, foram apenas consideradas como possíveis as ferrites $2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ — (ferrite dicálcica) e $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ (ferrite monocálcica). A ferrite $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{CaO}$ (biferrite de cálcio) foi posta em dúvida por CIRILLI e BURDESE até 1956, data em que EDSTRÖM, provou a sua existência num domínio estreito de temperatura (1120 — 1230° C). PHILLIPS e MUAN, determinaram o traçado do diagrama de equilíbrio (fig. 45) dentro da zona rica em Fe_2O_3 e até à temperatura de 1650° C. O diagrama binário obtido para o equilíbrio Fe_2O_3 — CaO no ar, sofre um desvio considerável à temperatura de «líquidus». A adição de cal abaixa a temperatura de dissociação hematite-magnetite de 1390° C para 1358° C no ar. Isto sucede porque cerca de 2,5 % de CaO entra em solução sólida com a magnetite para a pressão de oxigénio no ar. PHILLIPS e MUAN, estabeleceram ainda, que o CaO forma uma solução sólida com a hematite, mas para teores que não ultrapassam 1 %.

Ao estudarem o sistema ternário $\text{CaO} — \text{FeO} — \text{Fe}_2\text{O}_3$ SCHENCK e seus colaboradores, revelaram a presença de uma ferrite ternária $\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ e CIRILLI e BURDESE, mostraram a existência da ferrite $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{FeO}$. Por último e ainda recentemente HOLMQUIST, provou a ocorrência de duas novas ferrites $3\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot 7\text{Fe}_2\text{O}_3$ e $4\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot 4\text{Fe}_2\text{O}_3$ as quais já tinham sido anunciadas por EDSTRÖM, em 1956.

O estudo de misturas ternárias $\text{CaO} — \text{FeO} — \text{Fe}_2\text{O}_3$, indicou que o Fe_3O_4 pode entrar em solução sólida com CaO ; a solubilidade aumenta com a temperatura e com o potencial de oxigénio, até ao «líquidus». A wustite dissolve CaO como o CaO dissolve wustite. ALLEN e SNOW, estabeleceram que a solubilidade máxima do FeO no CaO é de 10 % em peso a da CaO na wustite de 28 % também em peso.

A fase líquida no sistema ternário, aparece para uma temperatura de 1108° C.

No diagrama ternário, esquematizado por PHILLIPS e MUAN, para os sistemas ricos em Fe_2O_3 , com a sobreposição das isotérmicas e isobáricas, não se entra ainda em linha de conta com a existência das biferrites de cálcio nem com as fases $3\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot 7\text{Fe}_2\text{O}_3$ e $4\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot 4\text{Fe}_2\text{O}_3$. A brusca

deflecção das isobáricas para $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{CaO}$, é interpretada como devida, primeiro, ao forte abaixamento da temperatura de «liquidus» provocado pela adição de CaO ou seja a diminuição da reacção endotérmica de redução do Fe^{3+} a Fe^{2+} e segundo, à circunstância apontada por vários autores (DARKEN e GURRY, LARSEN, CHIPMAN, etc.) de que o CaO estabiliza o Fe^{3+} relativamente ao Fe^{2+} .

A consideração dos diagramas binários e ternários para constituintes puros, permite determinar as características das fases resultantes para em seguida poder identificá-las, quando as estruturas se complicam, devido à presença de impurezas ou de várias interferências.

Assim, no caso dos aglomerados industriais, produzidos com um consumo normal de combustível, a ocorrência de ferrites só será possível quando a cal presente se encontre em excesso sobre a necessária para a saturação da sílica. Visto à escala dos micro-volumes, este raciocínio está certo. Porém, visto no conjunto, as ferrites ocorrerão para teores mais baixos em cal, devido às enormes heterogeneidades de composição.

Para muito baixas basicidades, toda a cal adicionada formará silicatos e o excesso de sílica dará lugar a fayalite. A combinação destes dois novos constituintes, dará lugar ao aparecimento de olivinas ferro-cálcicas (figs. 67, 69 e 70), que como se viu anteriormente, é o ligante que substitui a fayalite, dos aglomerados não autofundentes. Quando o teor de cal aumenta, diminui a quantidade de olivinas ferro-cálcicas e aumenta a de silicato de cálcio livre.

As ferrites de cal, teóricamente, não deveriam ocorrer senão para basicidades superiores a 2,0 : 2,1 mas, próximo das partículas de cal a fase líquida apresenta uma basicidade elevada, enquanto que na vizinhança dos grãos de quartzo, apresenta baixa basicidade. Por isso, na prática as ferrites aparecem para basicidades bastante mais baixas. Assim, em 1957, PARFENOV, determinou que, para índices de basicidade inferiores a 1, não seria possível encontrar ferrites. MOLEVA e KUSSAKINE, demonstraram a presença de ferrites sob a forma de traços nas zonas vítreas para basicidades iguais a 1.

15.3.1 — *Basicidade 0,2 : 0,6*: — A sua estrutura pondo de parte a substituição da fayalite pura por olivinas ferro-cálcicas, difere da dos aglomerados não autofundentes, unicamente pelo aspecto do eutético. Com efeito no caso em estudo, observam-se apenas eutéticos lineares — olivinas ferro-cálcicas — wustite (ou magnetite).

As primeiras adições de cal, dão quando da cristalização da fase líquida, $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$. O excesso de sílica não saturado em cal, formará fayalite. O ortossilicato e a fayalite, formam um sistema pseudo-binário e dão quando da cristalização, olivinas ferro-cálcicas (figs. 67, 69 e 70). É muito provável que todas as olivinas ferro-cálcicas cristalizem a partir da fase líquida com a wustite e/ou magnetite segundo um diagrama do tipo eutético simples. A temperatura eutética diminui progressivamente, à medida que as olivinas se saturam em cal.

Para as mais baixas basicidades, as partículas de óxido de ferro reúnem-se e ligam-se por meio de «pontes», normalmente de hematite. Quando a basicidade aumenta e ocorre a mudança de estado da ganga, esta pode dissolver uma grande parte de óxido de ferro, o qual vem a precipitar posteriormente ficando incluído nas escórias sob a forma de dendrites (figs. 67 e 71), ou formando uma franja de hematite na fronteira dos grãos de magnetite. O aparecimento desta franja, pode ser motivado pela precipitação do óxido de ferro da fase líquida, já como hematite, devido a estabilização do Fe^{3+} pela cal (fig. 69).

15.3.2 — *Basicidade superior a 0,6*: — O aparecimento de silicato de cal no seio das olivinas, como fase separada, pode ser observado. Devido ao menor excesso de SiO_2 , a quantidade de fayalite decrescerá e não poderá formar liga com todo o silicato de cálcio. Diminui portanto, a quantidade de olivinas ferro-cálcicas.

A escória apresentará dendrites, como no caso anterior, embora permaneça fluida até temperaturas mais baixas. A sua ocorrência prova que o arrefecimento é em muitos pontos extremamente brusco (figs. 72 e 73). Separando a magnetite da escória vítrea, existem largas franjas de hematite (fig. 74).

A escória apresentar-se-á vítrea até a um índice de basi-

cidade de 2,0. Mas o ataque com cloreto de amônio a 5 % (método de Snow), revela a presença de ortossilicato.

Para basicidades superiores a 2,5, além da hematite e magnetite, ocorrem mais duas fases, que crescem em quantidade, quando a basicidade aumenta. Estas duas novas fases são facilmente distinguíveis para basicidades iguais a 4,0. Uma é cinzenta clara e acicular (figs. 75 e 76), outra é constituída por grãos arredondados cinzentos escuros (figs. 77 e 80). Esta é fortemente atacada pelo ácido fluorídrico, enquanto que as agulhas o são pouco. As agulhas são biferrites de cálcio ($2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{CaO}$) e ferrite $3\text{CaO} \cdot \text{FeO} \cdot 7\text{Fe}_2\text{O}_3$ e a fase atacada é a ferrite bicálcica ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{CaO}$). Estas ferrites ocorrem mais abundantemente na vizinhança dos poros e muitas vezes em presença de $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ e ainda $3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, devido ao mais elevado potencial de oxigénio.

De acordo com o que acaba de dizer-se, a modificação da estrutura com a basicidade é a resultante da influência dos iões Ca^{++} no equilíbrio entre Fe^{3+} e Fe^{2+} . Pode esperar-se que o grau de oxidação seja mais elevado que nos sinters não autofundentes (figs. 78, 79, 80 e 81). Mas se se mantiver o consumo de combustível, verifica-se que a relação $\frac{\text{Fe}_2\text{O}_3}{\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_3\text{O}_4}$ não varia com a basicidade. Isto porque a temperatura máxima da carga sobe com o aumento da basicidade. A mais elevada temperatura desloca o equilíbrio para Fe^{2+} , a despeito da mais elevada basicidade. Mas se se procura manter a mesma temperatura de sinterização, quando o índice de basicidade aumenta, tem que se baixar o teor em combustível e o grau de oxidação deverá ser muito mais elevado em sinters básicos. Em tal caso, que é o que se observa na prática, a atmosfera é menos redutora o que também contribui para subir o grau de oxidação.

Para basicidades superiores a 4 não é possível observar magnetite. Todos os óxidos de ferro estão sob a forma de O_3Fe_2 idiomórfico, muito corroído. Os silicatos de cálcio apresentam uma forma especial e a sua ocorrência é observada alternando com as ferrites (figs. 80 e 82). Nalguns casos estes dois constituintes formam estruturas eutéticas (fig. 80).

III PARTE

PELETIZAÇÃO

1 — Introdução:

A primeira patente de invenção data de 1911 e deve-se ao sueco A. G. ANDERSON, que utilizou no fabrico de «pellets» um pequeno tambor. ANDERSON, indicou a vantagem do uso de ligantes e procedeu à cozedura das «pellets» húmidas, a baixa e elevada temperaturas.

Usando silicato de sódio como ligante, o alemão C. A. BRACKSELBERG, fabricou também «pellets», que cozeu a baixa temperatura. Os resultados das suas experiências, levaram à construção da primeira oficina piloto em Rheinhausen, em 1930.

Antes da última guerra, nos laboratórios da United States Bureau of Mines, foram conduzidas diversas experiências e a primeira patente foi registada em nome de R. S. DEAN. Na Mines Experiment Station, Universidade de Minnesota, diversos trabalhos, orientados por E. W. DAVIS de colaboração com C. V. FIRTH, H. H. WADE e outros, usando minérios de magnetite de Mesabi Range, foram realizados. Estes trabalhos foram patrocinados pelas grandes companhias americanas produtoras de aço, que mostraram grande interesse pelos resultados conseguidos.

A partir de 1946, investigadores suecos voltaram a inte-

ressar-se por este processo de aglomeração e os seus trabalhos contribuíram decisivamente para o desenvolvimento da peletização e sua teorização. Os trabalhos de maior projecção, foram realizados no Jernkontoret. A M. TIGERSCHIÖLD e P. A. ILMONI, se deve a exposição da teoria, universalmente aceite, sobre a formação e a resistência das «pellets» cruas, fabricadas a partir de minérios magnetíticos, hoje generalizada aos outros tipos.

Devem ainda mencionar-se os trabalhos dos americanos BAN, COOKE e STOWASSER, que contribuíram decisivamente para a afirmação das «pellets» como matéria prima de primeira qualidade no fabrico de gusa.

Na actualidade, numerosas experiências estão em curso, com o fim de virem a produzir-se «pellets» autofundentes e pré-reduzidas. Assim se caminha decisivamente para a utilização dos minérios de ferro pobres e de disseminação extremamente fina, com obtenção de leitos de fusão ricos e consumos reduzidos de coque, por tonelada de gusa produzida.

Assiste-se, presentemente, a um enorme ritmo de crescimento das instalações de peletização. Eis a evolução da produção mundial de aglomerado (sinter + «pellets»):

1955 — 100 milhões de toneladas, das quais 1,5 milhões de «pellets»;

1961 — 240 milhões de toneladas, das quais 15 milhões de «pellets»;

1963 — 300 milhões de toneladas, das quais 30 milhões de «pellets»;

A capacidade mundial de peletização no começo de 1965, foi estimada pela American Iron Ore Association como sendo de 42,62 milhões de toneladas, das quais 28,95 milhões são produzidas pelos Estados Unidos e 9,45 milhões pelo Canadá.

A mesma Associação prevê, para 1970, uma produção mundial de 94,92 milhões de toneladas. Diz, no entanto, que não será de surpreender que este número seja ampliado e ultrapasse os 100 milhões de toneladas.

2 — Matérias-Primas:

2.1 — Minérios:

Até ao momento, só concentrados ricos em ferro têm sido usados em peletização. Na realidade, a peletização é uma consequência da necessidade de aproveitamento dos finos, resultantes da concentração de minérios pobres ou da fragmentação de minérios ricos e que tinham de ser excluídos de qualquer outro processo de aglomeração, por darem lugar a perdas, ou provocarem um abaixamento considerável de produção (caso das cadeias Dwight Lloyd). Por razões de ordem económica, praticam-se por vezes sobremoagens. Assim se opera uma maior libertação, que se aproveita para a produção de concentrados de teor mais elevado do que seria normal. É por isso que, em geral, a peletização utiliza concentrados com um teor superior a 60 % de Fe. Porém, em breve, a necessidade de aproveitamento de finos de determinados minérios de inviável enriquecimento, levará ao fabrico, com sucesso, de «pellets» com um teor em ferro, inferior ao habitual. Será o caso da França e dos minérios da Lorena.

As instalações industriais conhecidas, somente têm tratado minérios magnetíticos, hematíticos ou a sua mistura. À escala piloto, está em estudo a peletização de limonite. A siderite é dificilmente peletizável, antes de calcinada (grelhagem).

Um dos factores que influi decisivamente nas características das «pellets», é a superfície específica do minério usado. Reconhece-se que tanto para os concentrados de magnetite, como de hematite, se impõe que os minérios tenham uma superfície específica de pelo menos 2000 cm²/gr., a qual corresponde aproximadamente a granulometrias de 100 % — 150 microns e 75 % — 44 microns. Todavia, com o fim de aumentar a aptidão à peletização e conseguir «pellets» mais resistentes, na América do Norte, adoptam-se geralmente granulometrias de 80 % — 44 microns para os minérios de hematite e 90 % — 44 microns, quando se trara de minérios de magnetite, menos ricos que aqueles em elementos argilosos.

A necessidade de moagem tão intensa, onera extraordinariamente o processo, pelos equipamentos suplementares exigidos e consumo de energia.

2.2 — *Ligantes*:

São substâncias que se destinam a aumentar a resistência das «pellets» quando cruas, permitindo assim o seu manuseamento sem deterioração excessiva.

Entre as substâncias susceptíveis de ser usados como ligantes, citam-se:

1 — *Bentonites*: — Mineralógicamente, são argilas montmoriloníticas. A sua composição química é complexa. Fundamentalmente, pode considerar-se como um silicato de alumínio, incluindo ainda iões cálcio e sódio.

As bentonites usadas em peletização devem ser sódicas, pois, têm a propriedade, devido à sua estrutura laminar, de se dispersarem espontaneamente na água, vindo deste modo a preencher os espaços vazios existentes entre as partículas de minério. A sua granulometria deve, por isso, ser compatível com a do minério.

A quantidade de bentonite utilizada por tonelada de minério a peletizar, varia entre largos limites. Depende em particular da granulometria do minério. No caso dos Estados Unidos, situa-se entre 5 e 10 kg/ton.

Entre outras, a bentonite tem como função aumentar a resistência das «pellets», antes e após cozedura, torná-las mais elásticas quando cruas, dar-lhes resistência durante a secagem e diminuir a sua vulnerabilidade ao choque térmico.

2 — *Cal*: — Oferece praticamente os mesmos resultados que a bentonite. No caso dos minérios hematíticos ou magnéticos, facilmente oxidáveis, a cal dá origem quando de cozedura, a ferrites de cálcio que tem um importante papel de ligante.

A grande desvantagem da cal, reside na impossibilidade de armazenar as «pellets». O Ca não completamente assimilado, hidrata-se com aumento de volume, provocando tensões internas

importantes que podem levar à destruição ou, pelo menos, à diminuição de resistência das «pellets».

Os teores em cal utilizados são, em geral, mais elevados que os teores em bentonite. Variam entre 0,5 e 5 %. É uma desvantagem importante, devido não só ao abaixamento do teor em ferro, como também ao aumento do custo de transporte, referido ao ponto de ferro.

A redutibilidade das «pellets» fabricadas com cal, é mais elevada que a das «pellets» fabricadas com bentonite. A esta importante propriedade, junta-se a do aumento da resistência durante a redução.

3 — *Sulfato de ferro* ($SO_4 Fe, 7 H_2O$): — É um sub-produto das oficinas hidrometalúrgicas. Foi usado com sucesso na Suécia, na aglomeração de magnetites. Tem como desvantagem vir a introduzir enxofre nas «pellets».

4 — *Cloreto de cálcio*: — Foi ensaiado em marcha industrial em Bodas e Soderförs, na Suécia, nas proporções de 0,25 e 0,5 %. Não foi observado nenhuma melhoria na resistência das «pellets» cruas, mas aumentou a resistência após cozedura e diminuiu a vulnerabilidade ao choque térmico. A redutibilidade parece ter melhorado ligeiramente.

5 — *Cloreto de sódio*: — Empregado na proporção de 0,25 %, não mostra qualquer efeito sobre a resistência das «pellets» húmidas ou secas, mas melhora a resistência à secagem rápida.

Durante a operação de redução, a resistência mecânica é abaixada devido ao grande aumento de volume (as «pellets» incham). Este fenómeno, interdita a utilização deste ligante em «pellets» que se destinam a ser carregados em fornos de cuba (altos fornos, fornos Wiberg, etc.).

6 — *Cimento Portland*: — Usado em pequenas instalações, quando é possível deixar em repouso as «pellets» vários dias (superior a 4), para que o cimento ganhe presa. Se a secagem for efectuada antes que a presa se tenha dado, a resistência das «pellets» diminui fortemente, a ponto de não permitir a sua manipulação sem fractura ou esmagamento.

Em Portugal, existe uma instalação de peletização em Minas de Vila Coiva, em que o cimento é usado na proporção

de 5%. Um teor tão elevado é necessário por, entre outros factores, a granulometria do minério ser grosseira — 70% — 74 microns (superfície específica determinada com um Betógrafo 1500 cm²/gr).

Muitos outros ligantes poderiam usar-se em peletização. No entanto, não deve ficar-se com a ideia de que a utilização de ligantes é absolutamente indispensável. No caso, por exemplo, de minérios argilosos a utilização de ligante não é necessária (minérios limoníticos da Lorena).

2.3 — *Combustíveis:*

Os combustíveis são usados na cozedura e pré-redução das «pellets». Nas concepções primitivas, a manutenção de uma atmosfera redutora, durante a cozedura das «pellets», era prática corrente, com o fim de evitar a oxidação da magnetite. Aumentava-se assim a resistência das «pellets», à custa da diminuição da sua redutibilidade. As «pellets» eram então envolvidas num combustível sólido, normalmente coque, quando adquiriam o seu tamanho normal e se preparavam para abandonar o peletizador. Hoje, esta maneira de proceder está ultrapassada. Cada vez se usa menos esta camada exterior de combustível. Os combustíveis sólidos para a cozedura estão a ser rapidamente substituídos por combustíveis líquidos e gasosos.

No caso da pré-redução das «pellets» vir a afirmar-se como um processo industrial, de novo aparecerão combustíveis sólidos, que serão misturados com os normais constituintes das «pellets». A granulometria dos combustíveis utilizados, deve ser semelhante à granulometria dos minérios.

3 — *Processos de fabrico de «pellets» cruas:*

Usam-se principalmente três dispositivos no fabrico de «pellets» cruas: tambores, discos e cones.

3.1 — *Tambores (fig. 83):*

Os tambores cilíndricos, para o fabrico de «pellets» cruas, são os aparelhos mais empregados, quando se pretendem

grandes produções. Normalmente, o tambor tem um comprimento que é duplo ou triplo do seu diâmetro e a inclinação do seu eixo, da alimentação para a descarga, é de 2 a 5%.

A produção de um tambor dependerá do seu diâmetro, da sua velocidade de rotação e do diâmetro das «pellets» produzidas. Em média, um tambor de 2,4 metros de diâmetro

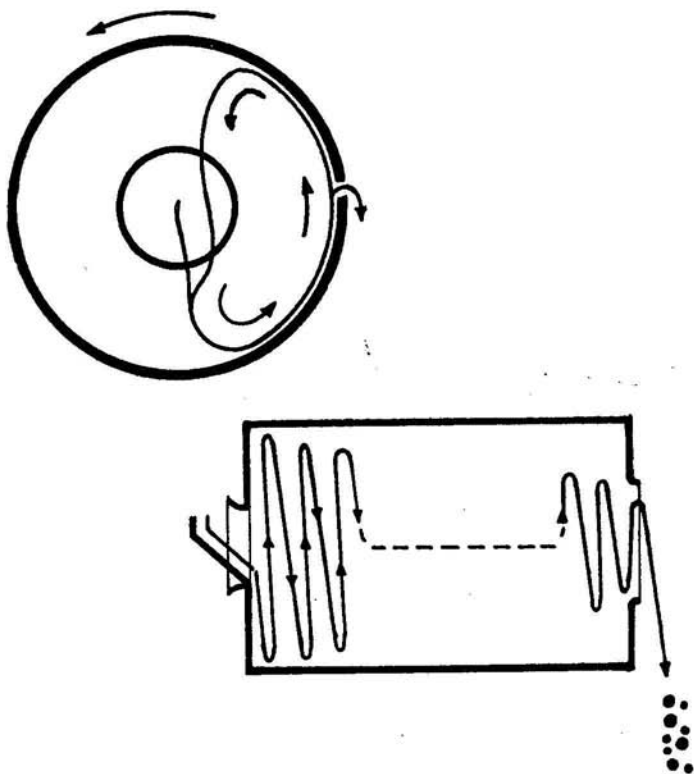


Fig. 83 — Esquema de funcionamento de um tambor e peletização

e 7,0 metros de comprimento, movendo-se com uma velocidade periférica de 81 m/min., pode produzir 1000 tons/24 horas de «pellets» com um diâmetro de 19 mm ($\frac{3}{4}$ ”).

A resistência obtida pelas «pellets» no fim do seu fabrico, dependerá principalmente do comprimento e do grau de enchimento do tambor. O comprimento do tambor está relacionado

com o tempo considerado necessário ao rolamento dos «pellets», todos os outros factores constantes.

O principal defeito apontado aos tambores, é o de produzirem «pellets» de calibres muito variados. Por isso, se torna necessário equipar a instalação com um sistema de crivagem eficiente, que elimine os pequenos e os grandes calibres. A crivagem, tem o grave inconveniente de diminuir a resistência das «pellets» ou mesmo fragmentá-las, se elas não são suficientemente sólidas. Impõe-se então, proceder a adição de maiores quantidades de ligante, com o fim de aumentar a solidez.

A carga circulante, constituída pelas «pellets» de pequeno diâmetro e pelas de grande diâmetro depois de fragmentadas, pode atingir valores de 100 a 400 %.

Para evitar uma excessiva fragmentação das «pellets» durante a operação de crivagem e com isso um aumento da carga circulante, começam a usar-se grades de rolos móveis, convenientemente espaçados. Com aparelhos deste tipo, consegue-se, não só uma boa eficiência de crivagem, como também se aumenta o tempo de rolamento das «pellets» que é, como se disse já, fundamental para a sua resistência.

3.2 — Discos (fig. 84):

Trata-se de um aparelho de peletização de grande eficiência mas, tem sobre os tambores, a desvantagem de mais reduzidas capacidades de produção. Como vantagens, podem citar-se a maior facilidade de regulação (variação da inclinação e velocidade de rotação), e a produção de «pellets» bem calibradas. Dispensam portanto, a operação de crivagem. Desaparece assim, uma das contribuições mais importantes para a degradação das «pellets». Desta maneira, pode diminuir-se a quantidade de ligante a utilizar, o que tem a dupla vantagem de baixar o preço de custo e aumentar o teor em ferro das «pellets».

A capacidade destes aparelhos, depende da natureza e granulometria dos minérios de ferro. Varia entre 3,5 e 28 toneladas por metro quadrado de área do disco e por 24 horas.

Os discos de maiores dimensões em trabalho, têm cerca de 6 metros de diâmetro.

3.3 — Cones (fig. 85):

São como os discos aparelhos de peletização de grande eficiência e como eles, têm iguais factores de regulação e produções semelhantes. A distância percorrida pelas «pellets» no seu caminhamento para a descarga é maior e o rolamento faz-se segundo diâmetros crescentes do cone, o que as leva a distribuírem-se segundo diâmetros também crescentes e a serem descarregados ao atingirem o tamanho desejado.

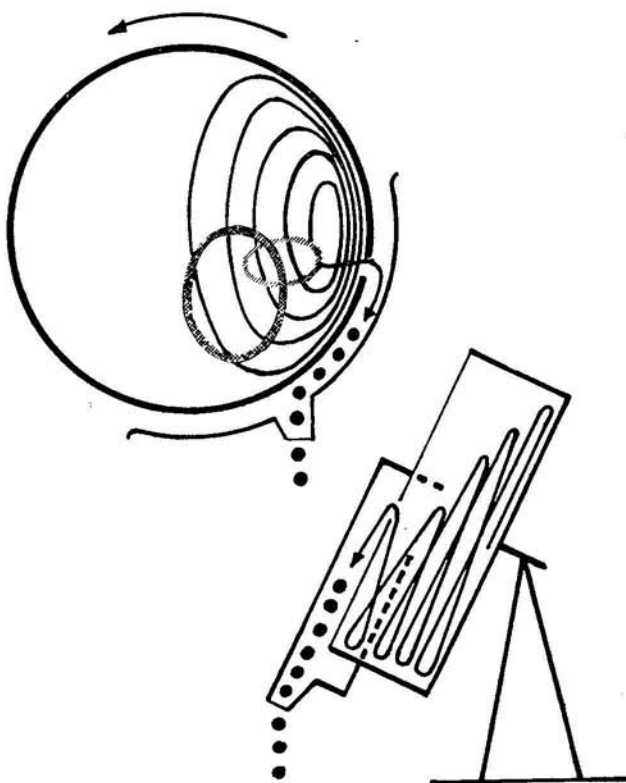


Fig. 84 — Esquema de funcionamento de um disco de peletização

A utilização industrial de peletizadores deste tipo, só é conhecida na instalação da Bethlehem Steel Corporation, que trata um minério magnetítico.

Como aparelho peletizador, poderia ainda citar-se o tambor multicone (fig. 86) que se encontra ainda em estudo laboratorial.

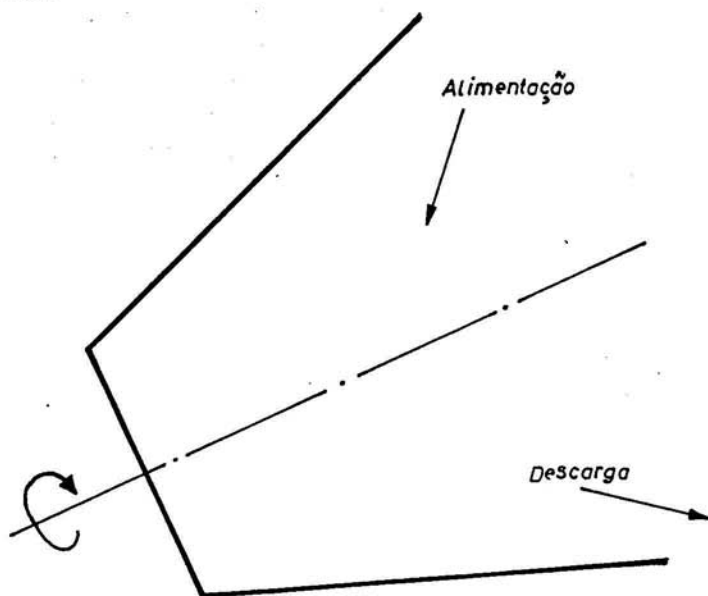


Fig. 85 — Esquema de um cone de peletização

4 — Explicação do fabrico de «pellets» cruas e sua resistência ao esmagamento:

Peletização é a operação que consiste na ligação de partículas de minério entre si, de modo a formarem uma pequena bola — «pellet» — por um mecanismo semelhante ao da formação de uma «bola de neve».

A primeira tentativa de explicação da resistência adquirida pelas «pellets», deve-se a FIRTH e data de 1944. Considera este investigador que a densidade adquirida pelas «pellets» durante o seu rolamento num tambor, é equivalente à que se obteria, fazendo-se a compressão do mesmo material várias vezes a 10 000 p. s. i. Ao explicar o seu ponto de vista, FIRTH faz o seguinte raciocínio: — Uma «pellet» de minério fino, com uma

polegada de diâmetro, pesa cerca de 0,063 libras; o diâmetro de uma partícula de 200 mesh é de 0,00291 polegadas e a área da sua maior secção, é de 0,0000067 polegadas quadradas. Quando uma «pellet» com uma polegada de diâmetro, se apoia sobre uma partícula de 200 mesh, exerce sobre ela, como facilmente se pode calcular, uma pressão de 10 000 p. s. i..

Admitindo-se a existência de partículas mais finas que 200 mesh, de forma diferente da esférica (cúbica, etc.) e a compressão fazendo-se sobre uma aresta ou vértice, é natural encontrarem-se densidades mais elevadas.

Segundo TIGERSCHIÖLD e ILMONI, encontram-se «pellets» com valores de densidade, que corresponderiam a pressões

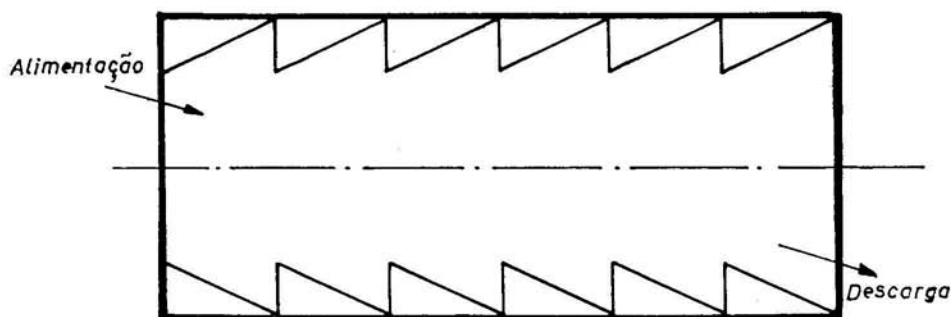


Fig. 96 — Esquema de um tambor multicone

da ordem das 43 500 p. s. i. Todavia, examinando o ponto de vista de FIRTH, facilmente se podem enumerar os erros cometidos no seu raciocínio:

- 1 — A probabilidade da «pellet» poder apoiar-se em cada momento sobre uma só partícula, é muito baixa;
- 2 — Se tal pudesse acontecer, seria necessário considerar não só o tambor, mas também a «pellet», como perfeitamente inelásticos.

A «pellet» deve, na realidade, apoiar-se sobre um grande número de partículas e a pressão exercida, é por sua vez distribuída, devido a um reduzido filme de água localizado na

superfície de contacto. Poderia ainda acrescentar-se que, as «pellets» não são, em geral, perfeitamente esféricas pelo que se apoiarão sobre um maior número de partículas e a sua densidade é semelhante às de forma esférica perfeita.

Portanto, a pressão exercida pelas «pellets» sobre as partículas finas ainda não aglomeradas, tem um valor elevado, mas por si só não basta para explicar as densidades observadas.

TIGERSCHIÖLD e ILMONI, consideram que a principal acção, a contribuir para o aumento de densidade, é a tensão superficial da água, a qual actua, como se de uma prensa se tratasse, comprimindo a superfície exterior sobre o centro. Se se destruir o efeito dessa tensão superficial, para o que bastará mergulhar a «pellets» em água, dar-se-á a sua imediata desagregação.

Assim, aqueles investigadores, com base nas leis da capillaridade, consideram um tubo capilar (fig. 87) com as duas extremidades abertas, contendo um líquido que molhe as paredes.

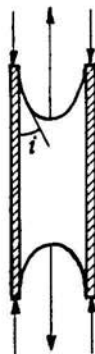


Fig. 87 — Esquema do efeito da força capilar num tubo capilar.

Os meniscos, têm as suas concavidades voltadas em sentidos opostos, devido à tensão superficial. Daqui resulta que, sobre a superfície livre da água, se exerce uma força de tracção à qual corresponde uma força de compressão, tendente a diminuir o diâmetro interior do tubo. Nas «pellets» (fig. 88), onde existem numerosos capilares ramificados cujas paredes são os grãos minerais, fácil é de imaginar, efeitos semelhantes. Mas enquanto que, no tubo capilar as paredes são suficientemente resistentes para suportar os esforços de compressão, nas «pellets»

os grãos podem deslocar-se e aproximar-se, diminuindo o volume de vazios intergranulares e aumentando a densidade.

Do que acaba de dizer-se, a condição fundamental e primeira, para que haja aglomeração, é que as partículas sejam hidrófilas. No caso dos minérios de ferro oxidados, desde que não haja qualquer substância orgânica a cobrir as partículas, estas são facilmente molhadas pela água. A cobertura das partículas de óxido por substâncias orgânicas, acontece no caso da concentração por flutuação aniônica directa. Assim, será necessário destruir a película hidrófoba (colector), antes que possa proceder-se à peletização.

Segundo um trabalho realizado por uma equipa da United States Steel Co., a peletização inicia-se com a formação à superfície das partículas de minério, de um filme contínuo de água. Ao conjunto «partícula-filme de água», foi dado o nome de conjunto fundamental.

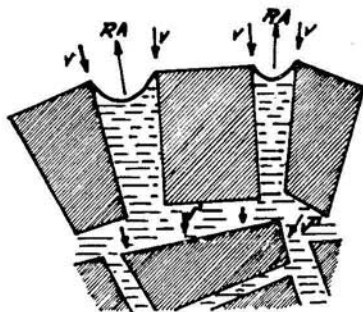


Fig. 88 — Esquema do efeito da força capilar numa "pellet"

A coalescência dos filmes de água, envolvendo conjuntos fundamentais, (fig. 89-A), por efeito da tensão superficial, dá lugar a núcleos. Estes, tendem a tomar uma forma geométrica correspondente ao estado de equilíbrio, o qual impõe que a energia livre seja mínima. Esta forma geométrica será a esférica. Formados os núcleos, eles terão de crescer e fazem-no por um dos seguintes mecanismos:

- 1 — Absorção de partículas secas (fig. 89-B);
- 2 — Absorção de conjuntos fundamentais (fig. 89-C); e
- 3 — Reunião de outros núcleos (fig. 89-D).

Explicada a maneira como surge a forma esférica e a resistência das «pellets», resta calcular o valor da força exercida. Considere-se a fórmula clássica do tubo capilar:

$$z = \frac{2a \cos i}{r \cdot \rho \cdot g}$$

em que

- z — é a altura capilar, em cm de coluna de água;
- a — é a tensão superficial em dynes/cm;
- i — é o ângulo de contacto água — tubo capilar;
- r — é o raio médio dos poros em cm;
- ρ — é o peso específico do líquido em gr/cm³; e
- g — é a aceleração da gravidade em cm/seg².

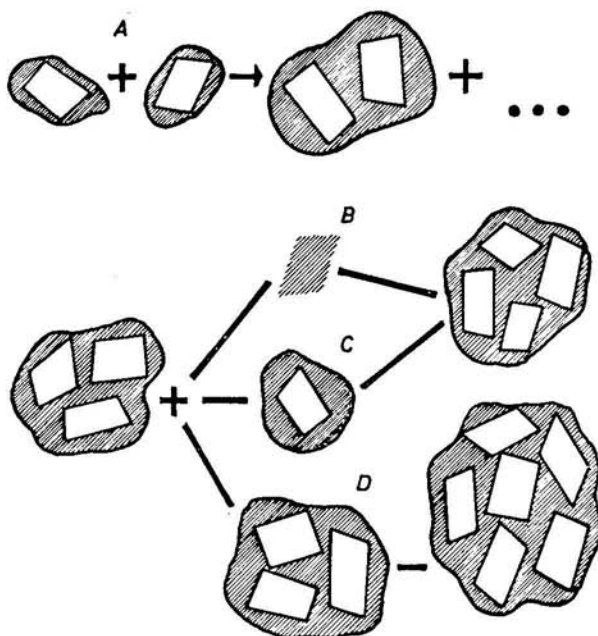


Fig. 89 — Esquema da formação de «pellets»

- A — Ligação de dois conjuntos fundamentais
- B — Ligação de um núcleo e uma partícula seca
- C — Ligação de um núcleo e um conjunto fundamental
- D — Ligação de dois núcleos

Para o caso da água, que nos interessa,

$$Z = \frac{0,15}{r}$$

pois,

$a = 72,7$ dines/cm (a 20°C);

$i = 0^{\circ}$;

$\rho = 1$ gr/cm³;

$g = 981$ cm/seg².

O raio médio dos poros r é dado pela expressão

$$r = \frac{2 \epsilon}{S \rho_s (1 - \epsilon)}$$

em que

ϵ — é a porosidade da «pellet» em percentagem;

S — é a superfície específica em, cm²/gr;

ρ_s — massa específica verdadeira dos sólidos, em gr/cm³

Logo, a altura capilar é dada pela expressão

$$z = 0,075 \frac{S \rho_s (1 - \epsilon)}{\epsilon}$$

em que z é obtido em centímetros de coluna de água. Quando expressa em quilogramas por unidade de superfície, a pressão negativa é:

$$z \cdot 10^{-3} \text{ Kg/cm}^2$$

Tanto a força capilar, como a adesão e o atrito entre partículas, são dependentes da distância entre os grãos individuais e então, a resistência ao esmagamento de uma «pellet», deve estar correlacionada com esta distância, logo com a densidade. Entre a resistência ao esmagamento e a força capilar, existe uma relação linear.

Não há dúvida também, que à acção da força de capila-

ridade, se junta o efeito mecânico de rolamento. O rolamento actua como actuaria um vibrador. A sua acção faz-se sentir intermitentemente, enquanto que a força capilar provoca uma compressão contínua, os seus próprios efeitos, sendo reforçados à medida que a compactação progride.

Da expressão anterior, pode concluir-se que a resistência das «pellets» depende:

- 1 — Da superfície específica e portanto, da granulometria do minério;
- 2 — Da porosidade, isto é, da distribuição das partículas.

Mas a resistência depende ainda do teor em água que acima de determinados valores neutraliza o efeito da pressão capilar e abaixo, leva à oclusão de bolhas de ar, as quais reduzem igualmente o efeito da força capilar.

5 — Fabrico de «pellets» cruas:

Vai examinar-se apenas o fabrico de «pellets» cruas, em tambores e discos. A peletização em cones ou tambores multicônes, pode considerar-se como intermediária entre aqueles dois casos extremos.

5.1 — *Fabrico em tambores:*

O movimento da carga no interior de um tambor, rodando em torno do seu eixo, é condicionado pelo diâmetro, grau de enchimento e velocidade de rotação do próprio tambor.

Autores russos, consideram que três tipos de movimento da carga são possíveis:

- 1 — «Roll-over», para muito baixas velocidades de rotação. É caracterizado, pelo facto de a carga se deslocar com o tambor, no seu movimento ascendente, portanto, com uma trajectória circular e cair em seguida apoiando-se sobre a própria carga (fig. 90). O volume

da carga em movimento, não ultrapassa em mais que 10 %, o volume da carga em repouso.

- 2 — Cascata, para mais elevada velocidade de rotação. A trajectória da carga, além das duas partes consideradas no movimento de «roll-over», tem uma terceira, intermediária, que será uma trajectória parabólica (fig. 91). O volume da carga em movimento é muito maior que o da carga em repouso.
- 3 — Catarata ou cíclico, quando à trajectória circular se segue uma trajectória parabólica, que fecha o ciclo (fig. 92).

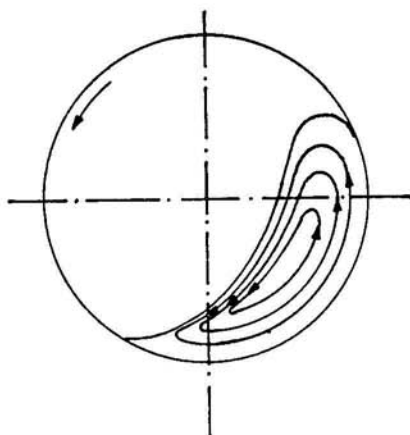


Fig. 90 — Esquema de um movimento de “roll-over”

Neste caso, as trajectórias das diferentes partículas são bem definidas e reprodutíveis. Nos casos anteriores, há cruzamento das trajectórias das partículas de diferentes dimensões.

É muito difícil o estudo de qualquer tipo destes movimentos. Nas tentativas feitas, tem-se considerado apenas um volume elementar da carga, isolado. Fácil é de compreender, que as conclusões a que se chega envolvem um tal grau de idealismo que não podem ser aplicadas na prática. Basta considerar dois volumes de carga situados, um na periferia, junto da carcassa, e outro na proximidade do centro, para imediatamente se poder concluir que os seus movimentos são dife-

rentes. Enquanto que o primeiro pode deslocar-se segundo uma trajectória circular sem se mover, o segundo pode ter uma trajectória semelhante mas tendo um movimento de rotação em torno de um dos seus próprios eixos.

São inúmeros os casos diferentes, que poderiam considerar-se.

Pela mesma razão, se torna necessário ter muito cuidado, quando se pretende passar da escala laboratorial para a escala industrial, obtendo nos dois casos o mesmo movimento.

No caso que interessa à peletização, o movimento de catarata ou cíclico está imediatamente arredado pois, impõe-se

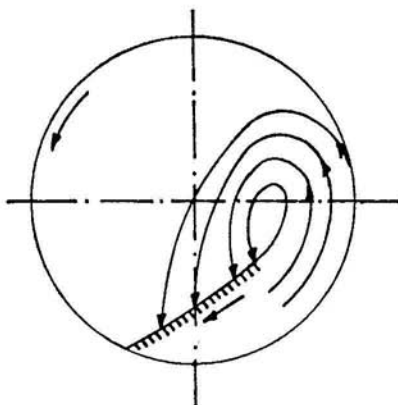


Fig. 91 — Esquema de um movimento de cascata

reduzir ao mínimo o número de choques que as «pellets» tenham de suportar, para evitar a sua degradação.

O movimento de cascata parece ser, em princípio, o indicado, mas deve limitar-se o valor da altura de queda, a qual, embora perturbada, pode ainda fazer sentir os seus efeitos nefastos, na degradação das «pellets».

Parece, portanto, que o movimento mais conveniente é o de «roll-over», no seu valor limite, isto é, na fronteira com o movimento cascata, para que seja máximo o comprimento da trajectória descendente das «pellets». Estas podem rolar umas sobre as outras (vibração mais intensa), e sobre a carga ainda não peletizada, durante um tempo mais longo.

Considere-se um corpo colocado num tambor e as forças que sobre ele exercem a sua acção:

$G = mg$ — força da gravidade;

$F_c = \frac{mv^2}{R} = m\omega^2 R$ — força centrífuga; e

$F_f = f (F_c + G \cos \beta)$ — força de atrito,

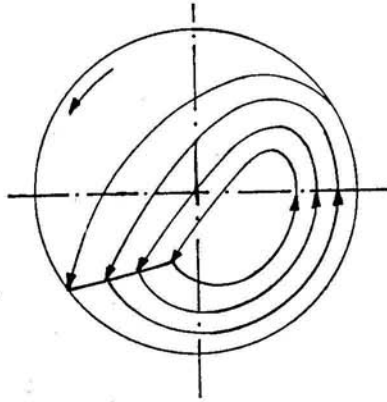


Fig. 92 — Esquema de um movimento de catarata ou cíclico

em que se designa por

m — a massa do corpo;

g — a aceleração da gravidade;

v — velocidade periférica do tambor;

ω — velocidade angular do tambor;

R — raio do tambor;

f — coeficiente de atrito do corpo sobre o tambor;

β — o ângulo definido em qualquer momento, pelo vector G com o vector componente radial de G ;

n — velocidade de rotação em rotações/minuto (r. p. m.).

Para o caso em que a força centrífuga é pequena (fig. 93-A), isto é, $F_c \approx 0$

$$\operatorname{tg} \beta = f$$

O desprendimento do corpo da parede do tambor, dar-se-á, neste caso, dentro do quadrante inferior esquerdo (supõe-se o tambor a rodar no sentido directo).

Para maiores velocidades (fig. 93-B), quando o desprendimento se der no quadrante superior esquerdo,

$$\cos \beta = \frac{n^2 R}{900}$$

como pode calcular-se facilmente, determinando a resultante das forças consideradas para o caso em que $F_c = G_A$ (G_A sendo a componente radial da força da gravidade).

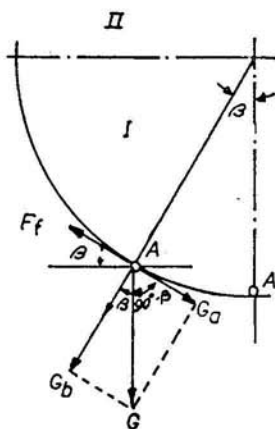


Fig. 93-A — Diagrama teórico das forças actuando sobre um corpo sólido A situado no 1.º quadrante.

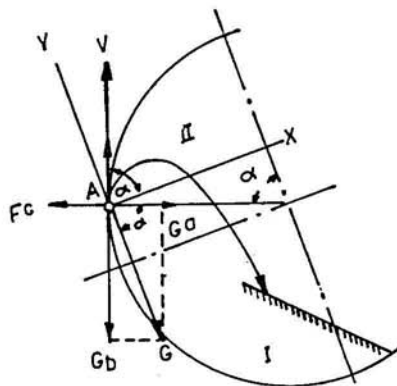


Fig. 93-B — Diagrama das forças actuando sobre o corpo A no instante do seu destaque da superfície do tambor no 2.º quadrante.

Da expressão anterior, se observa, que o ponto de desprendimento não depende da massa do corpo. Esta conclusão, não é verdadeira nos casos reais, em que existe um grande número de corpos em movimento, perturbando-se uns aos outros. Vai, no entanto, servir para que se faça uma primeira aproximação dos casos reais.

Para que se possam comparar os movimentos dos corpos em dois tambores ou quando se pretenda passar da escala laboratorial à escala industrial, toma-se como factor comum o ângulo β de destaque. Assim, a relação dos raios dos tambores, será inversamente proporcional ao quadrado da relação das velocidades de rotação.

$$n_1^2 R_1 = n_2^2 R_2$$

ou

$$n_2 = n_1 \sqrt{\frac{R_1}{R_2}}$$

A dificuldade de incluir neste raciocínio todos os factores influentes, não permite que se tome verdadeiramente à letra a expressão anterior, e que se façam generalizações. Com efeito, na prática, ter-se-á no tambor uma camada de material granular, cuja espessura está directamente relacionada com o grau de enchimento.

Para se fazer a análise de movimento, seria necessário dividir o volume total numa série de volumes elementares (camadas), nos quais fosse possível definir com precisão, as solicitações a que as partículas ficariam sujeitas. Admitindo que esta simplificação é possível e considerando que não há escorregamento das camadas umas sobre as outras, poderá calcular-se o ângulo de destaque, que dependerá somente do raio da camada considerada, supondo-se todos os outros factores constantes.

Num tal modelo, (fig. 94) poderiam determinar-se os ângulos de destaque no caso dos movimentos de cascata ou cíclicos, os quais são dados pela relação

$$\frac{R}{\cos \beta} = \frac{900}{n^2} = C.^{te} = \frac{R_1}{\cos \beta} = \frac{R_2}{\cos \beta_2} = \dots$$

Daqui resulta, que o lugar geométrico dos pontos de destaque é uma circunferência, cujo centro se localiza sobre o eixo vertical da secção do tambor e passa pelo centro da

mesma secção. À medida que o raio da trajectória circular diminui, o ângulo de destaque aumenta. Daí o poderem determinar-se os pontos de reunião dos corpos em queda, com os corpos situados na base, em agrupamento denso. Em todos os casos, interessa conhecer para cada velocidade de rotação do tambor, qual o grau de enchimento que conduz a um movi-

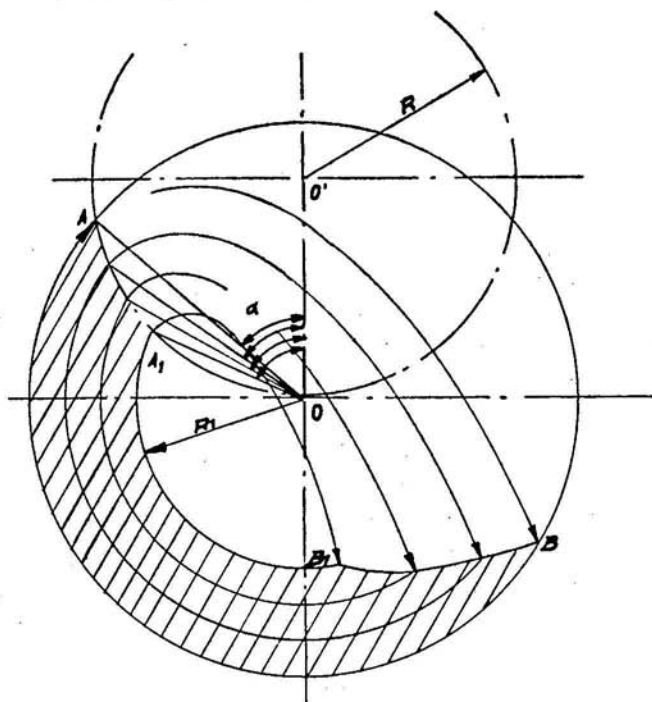


Fig. 94 — Esquema indicando os ângulos de destaque da carga, em função da distância ao centro do tambor, no caso de movimento cíclico.

mento de catarata da carga ou vice-versa. L. B. Levenson e G. I. Preigerzon, calcularam qual o grau de enchimento para uma dada velocidade de rotação (ou, a velocidade crítica de rotação para um dado grau de enchimento), tendo chegado à seguinte expressão:

$$n^2 Ri = 250$$

em que Ri, é o raio interno da carga.

Desta expressão, pode determinar-se com boa aproximação as condições para que o movimento de pura cascata é possível. Este será definido para

$$n < \sqrt{\frac{250}{Rd}}$$

em que Rd , é o raio do tambor.

Por outro lado, o movimento cíclico, só é provável quando

$$n < \sqrt{\frac{250}{Ri}}$$

A determinação matemática das condições de «roll-over», é muito complicada e depende de muito mais complexas leis físicas, difíceis de definir.

Experiências realizadas com o fim de verificar as conclusões matemáticas referidas e de estudar o movimento de «roll-over», foram efectuadas com um tambor de 30 em de diâmetro, promovendo-se progressivamente o seu enchimento e concomitante variação da velocidade de rotação.

Desvios importantes das leis estabelecidas, puderam ser observados:

- 1 — Com graus de enchimento de 5, 10 ou mesmo 15 %, o escorregamento do material sobre o tambor é evidente; a carga move-se a muito mais baixa velocidade que o tambor, donde, ângulos de destaque muito mais elevados que os calculados.
- 2 — Quando a grau de enchimento sobe para 30 a 40 % o escorregamento dos corpos ligados ao tambor, cessa praticamente e o seu ponto de destaque aproxima-se ou coincide mesmo, com o ponto de destaque teórico. Porém, à medida que as camadas se encontram mais próximas do centro, volta a verificar-se o escorregamento com concomitantes desvios entre os ângulos de destaque observados e calculados. Portanto, a

curva, lugar geométrico dos pontos de destaque, afasta-se da circunferência e não passa pelo centro do tambor.

- 3 — Com muito elevadas velocidades de rotação do tambor, o movimento uniforme do material deixa de se verificar e passa a ser pulsátil, destacando-se em volumes maiores ou menores, em vez de o fazer uniformemente.

Na peletização em tambor, há que considerar-se, em primeiro lugar, a formação de pequenos grânulos, cujo mecanismo já foi indicado, os quais vão seguidamente crescer.

Estes grânulos húmidos, para que possam crescer, têm de entrar em contacto com partículas sobre as quais vão rolar. Assim se formam pequenas «pellets», que não devem ser submetidas a esforços que as possam fragmentar. O movimento que para tal fim estará melhor adaptado, será o movimento de «roll-over». Para que ele tenha lugar, o enchimento do tambor deve estar compreendido entre 5 a 10%. A melhor velocidade, será aquela a que corresponderá um movimento de «roll-over» muito próximo do movimento de cascata. Se for demasiado baixa, o número de ciclos na unidade de tempo, é muito pequeno e as «pellets» crescem muito vagarosamente; se for demasiado elevada, surge a parte parabólica na trajectória, donde choques entre as pellets e sua possível degradação.

Desde que se formam novos grânulos em cada revolução da carga e que os anteriormente formados vão crescendo, a partir de certa altura, eles dispor-se-ão de uma maneira bem determinada, podendo vir a distinguir-se diversas camadas, caracterizadas pelo diâmetro médio das «pellets» que as constituem. Assim, as «pellets» que caem mais próximo do eixo, são as que se encontram na periferia. São, por isso, obrigadas a subir com o tambor, devido ao peso da carga suprajacente. As «pellets» que descem segundo uma trajectória mais afastada do eixo, escorregam sobre as camadas em movimento ascensional sendo obrigadas a parar mais cedo e a iniciar novo ciclo com a trajectória circular de menor raio. As «pellets» de menores

dimensões são as que têm maior superfície específica, e por isso a resistência oposta ao seu deslocamento, é mais elevada. Daí resulta, que as pequenas «pellets» virão a ocupar posição numa camada que se desloca em torno do centro de rotação do material, designado por «nodo», segundo trajectórias fechadas e sempre as mesmas. As «pellets» de maiores dimensões ocupam trajectórias mais afastadas do «nodo». Por isso, no movimento ascendente as «pellets» de grande diâmetro situam-se próximo da periferia e no descendente próximo do eixo. Como a alimentação é feita por cima da carga e como o tambor mantém sempre uma camada de material não peletizado, que vai sendo destacado por meio de raspadores, são as «pellets» de maiores dimensões que têm tendência a crescer, levando à ocorrência de uma larga gama de calibres, o que constitui, como já se disse, uma grande desvantagem dos tambores.

5.2 — *Fabrico em discos:*

As matérias-primas (mistura de minérios, ligantes e eventualmente combustíveis) alimentadas ao disco, movem-se ao longo de trajectórias que lembram espirais irregulares. Cada volta da espiral pode ser dividida em duas partes, uma de subida e outra de descida. À medida que as «pellets» se formam e crescem, afastam-se do centro ao mesmo tempo que vão ocupando posições mais elevadas, em relação à superfície do disco.

A distribuição das «pellets» por calibres, deve-se à diferença dos coeficientes de atrito entre o material não peletizado e as «pellets», ou destas entre si.

Tal como no caso dos tambores, não foi possível ainda, dar expressão matemática ao movimento da carga sobre o disco. Mesmo, a consideração de movimento de uma esfera, foi particularizada pois, admitiu-se, não haver escorregamento.

Considerem-se então as forças a que fica sujeita uma esfera sobre um disco em movimento:

- Força da gravidade;
- Força centrífuga;
- Força de atrito sobre o bordo do disco; e
- Força de atrito sobre a base do disco.

A componente da força da gravidade normal à base do disco, é equilibrada pela resistência do próprio disco. Portanto, só tem interesse considerar a componente tangencial. O seu valor será $P_x = mg \operatorname{sen} \alpha$;

a força centrífuga é dada pela expressão $F_c = \frac{mv^2}{R} = m \omega^2 R$;

a força de atrito sobre a superfície da base do disco, toma a forma $T_r = mg \operatorname{tg} \phi \operatorname{cos} \alpha$; e

a força de atrito sobre o bordo do disco, é dada por $T_r = f (mg \operatorname{sen} \alpha \operatorname{cos} \beta + F_c)$;

m — é a massa da esfera;

v — é a velocidade periférica;

R — é o raio do disco;

ω — é a velocidade angular;

f — coeficiente de atrito;

g — aceleração da gravidade;

α — ângulo do disco com a horizontal;

β — ângulo de P_x com a sua componente radial;

ϕ — ângulo de atrito do material.

A esfera tomará o movimento descendente, quando o valor do componente radial da força da gravidade for maior que o valor da resultante de todas as outras.

Calculando-se a resultante de P_x e T_r , (fig. 95-A) bastará considerar a projecção de todas as outras forças segundo a direcção radial.

A resultante de P_x e T_r é dada pela expressão

$$R' = mg (\operatorname{sen} \alpha - \operatorname{tg} \phi \operatorname{cos} \alpha)$$

e a sua projecção, segundo a direcção radial, será

$$R_y = mg (\operatorname{sen} \alpha - \operatorname{tg} \phi \operatorname{cos} \alpha) \operatorname{cos} \beta$$

O equilíbrio dar-se-á para $R_y = F_c$ donde

$$mg (\operatorname{sen} \alpha - \operatorname{tg} \phi \operatorname{cos} \alpha) \operatorname{cos} \beta = m \omega^2 R$$

$$\operatorname{cos} \beta = \frac{\omega^2 R}{(\operatorname{sen} \alpha - \operatorname{tg} \phi \operatorname{cos} \alpha) g} = \frac{\omega^2 R}{g} \frac{\operatorname{cos} \phi}{\operatorname{sen} (\alpha - \phi)}$$

Quando o raio da esfera aumenta, o ângulo de atrito ϕ diminui. Mantendo-se todo o resto constante, o ângulo de destaque diminui (fig. 95-B). Sendo assim, esferas mais pequenas, tenderão a destacar-se num ponto mais elevado do disco e a passar mais próximo do seu centro. Esta tendência é perturbada, por acções de escorregamento, quando a carga do disco é muito reduzida. Dá-se o reforço da mesma tendência a partir de determinados valores da carga, em que os estratos inferiores ficam sujeitos à acção dos superiores.

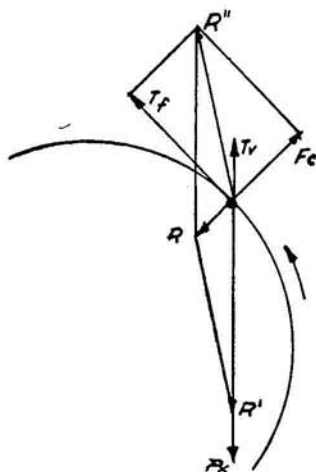


Fig. 95-A — Diagrama teórico das forças actuando sobre um «pellet» e determinação da sua resultante.

A carga ainda não peletizada e as «pellets» de pequeno diâmetro, no seu movimento descendente, vem cair junto ao bordo do disco. No seu movimento segundo a trajectória circular ascendente elas vão ser comprimidas de encontro ao próprio disco pela carga que lhe fica por cima. São, portanto, as «pellets» mais pequenas que se encontram com maior possibilidade de crescer por estarem em contacto, poderem rolar e serem comprimidas, contra a carga ainda não peletizada. As «pellets» de maiores dimensões, passam, a partir de deter-



minada altura, a sòmente poder rolar sobre as mais pequenas e portanto, não crescem mais. Ao mesmo tempo descrevem trajectórias mais afastadas do centro do disco, aproximando-se da zona de descarga.

Será de toda a conveniência, que as «pellets», ao atingirem o tamanho pretendido, não abandonem imediatamente, o disco. O rolamento subsequente promoverá uma maior com-

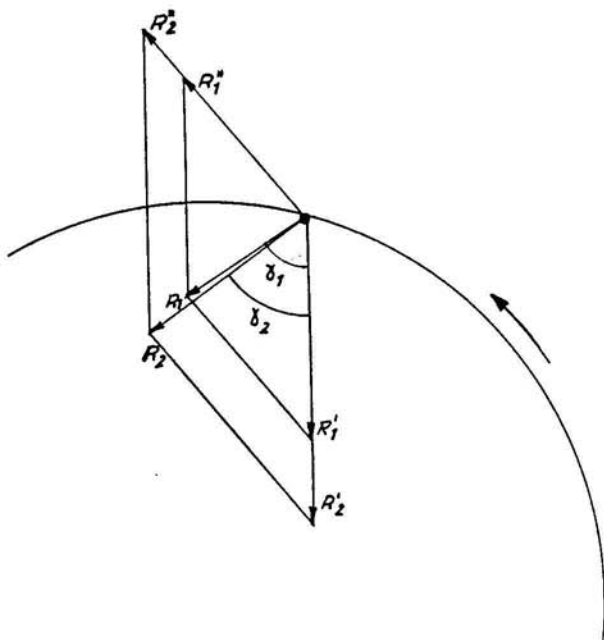


Fig. 95-B — Resultantes (R_1 e R_2) para duas «pellets» de diâmetros diferentes.

pactação das «pellets» dando-lhes a resistência necessária para suportar os esforços, a que seguidamente vão ser sujeitas.

Os principais parâmetros dos peletizadores de disco de que depende a sua capacidade são:

- a) diâmetro do disco;
- b) ângulo de inclinação — α ;
- c) velocidade angular; e
- d) altura do bordo.

Para que haja completa utilização da superfície do disco, torna-se necessário condicionar a sua velocidade, de maneira que as partículas de material ainda não peletizado, só comecem a cair ao atingirem o ponto do disco a nível mais elevado, descrevendo uma trajectória que passe pelo centro ou na sua proximidade.

No caso limite, as condições de equilíbrio são estabelecidas para $\beta = 0$

Logo

$$\frac{\text{sen } (\alpha - \phi_m)}{\text{cos } \phi_m} = \frac{\omega^2 R}{g} = \frac{(2 \pi n)^2 R}{3\,600 g} = 0,56 \cdot 10^{-3} n^2 D$$

em que

- n — é a velocidade de rotação do disco, em rotações por minuto;
- D — é o diâmetro do disco; e
- ϕ_m — é o ângulo de repouso do material, não peletizado.

Resulta desta expressão que, para um dado material e para um determinado diâmetro e uma determinada velocidade de rotação do disco, o seu ângulo de inclinação é bem determinado. Se se não tomam em conta, os três parâmetros ao mesmo tempo, as condições de marcha podem ser afectadas e com elas, a capacidade de produção.

Quando a velocidade de rotação for inferior ao valor óptimo, para um dado ângulo de inclinação, o material fino cai antes de atingir o nível mais elevado e por isso, há uma parte do disco que não é aproveitada. Mas se a velocidade estiver acima desse valor óptimo, forma-se sobre o disco um espaço vazio — «cratera» — separando a carga ascendente da descendente. Dá-se a centrifugação dos finos os quais só cairão se forem destacados por meio de um raspador. O movimento é de verdadeira catarata, pelo que as «pellets» chocam umas contra as outras ou contra o bordo do disco, degradando-se.

O aumento da capacidade de um disco, envolve, ao mesmo tempo, o aumento da velocidade de rotação e do ângulo de

inclinação. Haverá, porém, um limite superior para o valor de inclinação, a partir do qual as «pellets» se desprendem e caem de uma altura tal, que podem fragmentar-se ou pelo menos tornarem-se mais fracas, ao embater de encontro ao bordo do disco ou contra outras «pellets». Parece, portanto, que o que deve condicionar o ângulo de inclinação, é justamente o diâmetro do disco. Quanto maior for o diâmetro, menor deve ser a inclinação.

Para se aumentar a resistência das «pellets», estas deverão, mantendo-se constantes todas as outras condições, ser sujeitas a um mais longo período de rolamento, sob pressão mais elevada. Esta, consegue-se diminuindo o ângulo de inclinação do disco (mais elevado valor do componente normal da força de gravidade).

Um factor essencial para o aumento da capacidade de produção de um disco e resistência das «pellets», é a quantidade de material presente ao mesmo tempo no peletizador. A relação entre esta quantidade, expressa em quilogramas, e a área do peletizador, chama-se carga específica (Kg/m^2). Esta carga específica depende da inclinação do disco e da altura do bordo.

A experiência mostra que a capacidade do disco aumenta com a carga específica até determinado valor; com posteriores aumentos, a capacidade cai, em virtude da diminuição da eficiência da separação por calibres e redução da mobilidade do material sobre o disco. Portanto, para manter o controle do tamanho das «pellets» produzidas, ao aumentar-se a capacidade, é mais conveniente modificar a quantidade da alimentação carregada por unidade de tempo sobre o peletizador, do que aumentar a altura do bordo.

6 — Características das «pellets» cruas:

As «pellets», após saída dos peletizadores, vão ser sujeitas a esforços variados, os quais se podem traduzir pelo seu esmagamento ou abrasão.

O esmagamento pode ser devido a esforços de compressão e choque. A compressão, é exercida pelas camadas superiores

sobre as inferiores durante transporte, secagem e cozedura, a que em seguida se fará referência. O choque, terá lugar primeiro na queda dos peletizadores para os dispositivos de transporte e destes para outros semelhantes ou para os aparelhos de secagem. No caso dos peletizadores de tambor, haverá ainda inúmeros choques sobre as redes de crivagem.

A abrasão será motivada pelo atrito das «pellets» umas sobre as outras ou sobre os aparelhos de transporte.

Diversos ensaios poderão ser realizados, com o fim de determinar a resistência das «pellets». Deve, no entanto, frizar-se, que deverá conhecer-se antecipadamente a natureza dos esforços, para se poder calcular a resistência a exigir às «pellets» cruas. Os esforços dependerão principalmente, do comprimento do caminho a percorrer, da altura da camada a transportar, do número de mudanças de direcção e do aparelho em que se procederá a secagem e cozedura.

O caminho a percorrer pelas «pellets», deve ser necessariamente curto e devem evitar-se, sempre que possível, as mudanças de direcção para que não haja troca de transportador, com a consequente queda. Quando a queda for inevitável, é importante que a altura de que tem lugar seja a mais pequena possível e feita ao longo de um plano inclinado.

A altura da camada no transporte, é normalmente pequena. Nos aparelhos de secagem e cozedura pode variar entre limites bastante largos, sendo maior nos fornos de cuba, do que nas grelhas do tipo Dwight-Lloyd.

Normalmente, sobre as «pellets» cruas procede-se a ensaios de resistência ao esmagamento, ao choque repetido, à queda e ao choque térmico.

6.1 — *Resistência ao esmagamento:*

Vários dispositivos mais ou menos complicados, têm sido usados, mas podem improvisar-se muitos outros com maior ou menor sensibilidade (fig. 96). Nos trabalhos por nós realizados no Institut de Recherches de la Siderurgie (IRSID), em França utilizou-se uma balança de grande sensibilidade, que para o efeito nós mesmos modificamos (fig. 97). Permitia

este dispositivo determinar a carga inicial a que a «pellet» era sujeita e o seu diâmetro. A carga era aumentada alimentando um recipiente com água, a débito constante. O deslocamento brusco do ponteiro em frente do quadrante, indicava o esmagamento da «pellet» e permitia cortar a alimentação de água. O peso do recipiente e da água era feito ainda sobre a mesma balança.

Com este dispositivo, conseguia ainda medir-se o achatamento da «pellet», à medida que ia sendo carregada. Observava-se

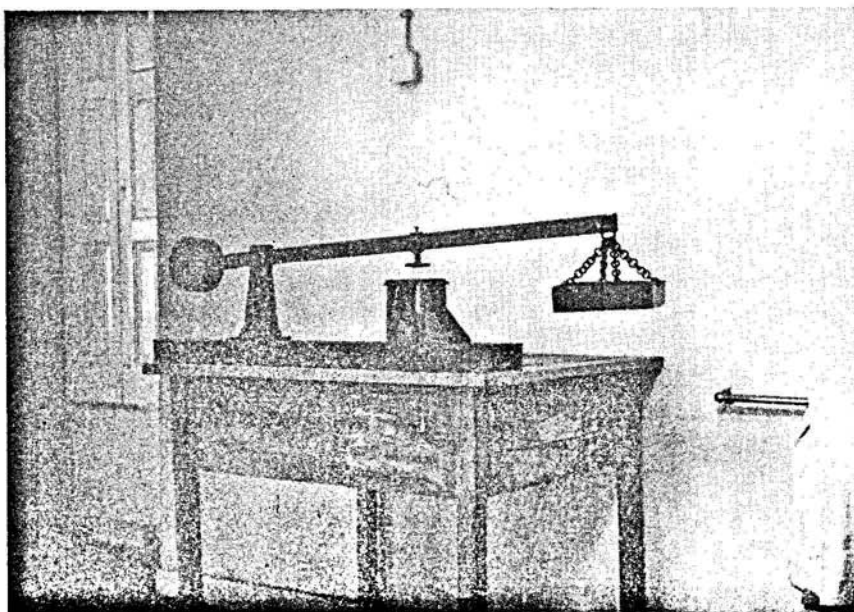


Fig. 96 — Aparelho utilizado na determinação da resistência à compressão das «pellets» cruas ou secas. (Modelo de Vila Cova).

inicialmente um achatamento lento e regular, que diminuía e mesmo cessava, quando o momento de ruptura se aproximava.

Quando o comprimento de transporte é pequeno e efectuado em camada de pequena altura e a secagem é feita em cadeias Dwight-Lloyd, basta que as «pellets» possam resistir

a uma carga de 0,3 Kg. Mas as «pellets» a carregar em fornos de cuba, devem ser mais resistentes (1 Kg. no mínimo). O diâmetro das «pellets» a que se referem estes valores, situa-se entre 9 e 12 mm, que são as dimensões encontradas como tendo maior interesse, na carga dos fornos de redução.

A resistência à compressão de uma esfera é proporcional ao quadrado do seu diâmetro. Em peletização não foram feitas ainda quaisquer investigações a este respeito, uma vez que se torna praticamente impossível produzir «pellets», com a garantia de que sejam perfeitamente semelhantes.

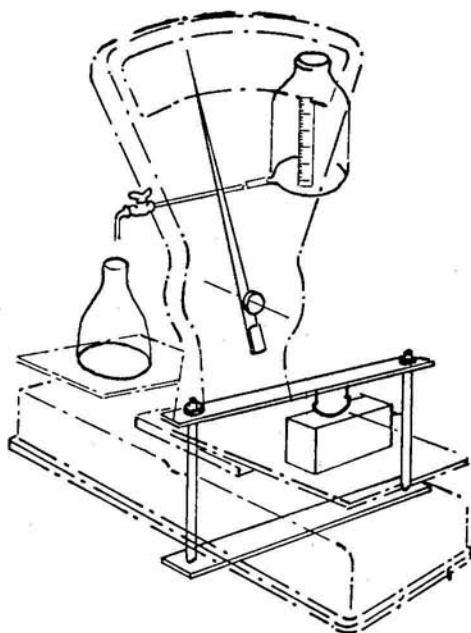


Fig. 97 — Balança modificada para determinação da resistência à compressão das «pellets» cruas.

6.2 — Resistência aos choques repetidos:

Usam-se normalmente 10 «pellets», que se deixam cair repetidamente uma a uma, de 10 cm de altura, sobre uma chapa de aço.

A resistência é dada pela média aritmética do número de quedas sem fractura.

As «pellets» usadas na experiência, devem ter um diâmetro sensivelmente igual.

6.3 — Resistência à queda:

Um número relativamente grande de «pellets», é deixado cair, ao mesmo tempo, de uma determinada altura, sobre uma espessa chapa de aço. O ensaio é repetido com um número igual de «pellets» novas, para uma nova altura e assim sucessivamente.

Considera-se como resistência à queda, a altura em que aproximadamente 50 % das «pellets» podem resistir, sem fractura.

6.4 — Resistência ao choque térmico:

Um pequeno número de «pellets» húmidas (10 a 12), é introduzido rapidamente num forno aquecido, de grande inércia térmica. Começa-se geralmente pela temperatura de 100° C, mantendo-se as «pellets» no interior do forno o tempo suficiente para que a secagem seja mais ou menos completa. Observam-se em seguida as «pellets» com o fim de verificar se houve ou não a formação de fissuras. Se não houve, eleva-se a temperatura do forno de 25° C e faz-se novo ensaio, usando igual número de «pellets» e assim sucessivamente. A temperatura para a qual aparecem as primeiras fissuras, é a «temperatura de choque». Esta temperatura está dependente, em geral, da quantidade de ligante usado e da natureza deste.

7 — Processo de modificar a resistência das «pellets» cruas:

A resistência ao esmagamento, varia em sentido contrário da resistência aos choques repetidos e à queda. Por isso, quando pretende modificar-se a resistência, deve saber-se em que sentido a modificação deve ser feita.

Se se pretender aumentar a resistência ao esmagamento,

os factores principais a considerar são o teor em água, a percentagem de ultrafinos do minério, a percentagem de ligante e a sua natureza e o tempo de rolamento.

O teor em água deve ser estabelecido entre limites muito apertados e está intimamente relacionado com a percentagem de ultrafinos, a estrutura dos grãos minerais e o tempo de rolamento.

O rolamento promove uma maior compacidade, com aumento de densidade e diminuição da porosidade das «pellets». Daqui resulta que «pellets» do mesmo diâmetro, mas mais densas, terão um teor em humidade mais baixo. A água, que vai sendo expulsa durante o rolamento, deve, ao chegar ao exterior, ser eliminada, para que a compactação possa continuar a operar-se.

A partículas ultrafinas devem ser em número suficiente para poderem preencher os espaços entre os grãos de mais elevadas dimensões. Normalmente, estas migram durante o rolamento para a zona central da «pellet», expulsando as finas partículas em excesso, que virão a constituir a camada exterior mais compacta, o que pode ser nefasto para a operação de redução subsequente. Para operações de rolamento mais longas, haverá necessidade de dispor de mistura seca ou menos húmida, que será adicionada com o fim de eliminar a água superficial em excesso. Se tal se não fizer, as forças de compressão, resultantes da tensão superficial da água nos capilares, podem desaparecer e com elas uma parte da resistência das «pellets» cruas. Esta, será apenas devida ao atrito entre as partículas e a tensão superficial da película de água que envolve a «pellet».

Nas experiências por nós conduzidas no IRSID foi utilizado um minério loreno — minério calcáreo de Joeuf — moido num moinho autógeno e classificado num circuito que compreendia um aeroclassificador, um ciclone, um multiclone e um filtro.

As composições granulométricas dos produtos usados nas experiências são indicados na tabela II.

A peletização foi efectuada num pequeno tambor labo-

TABELA II

Composição Granulométrica	Classificador				Ciclone				Multiclone				Filtro			
	Pds	Fe	SiO ₂	CaO	Pds	Fe	SiO ₂	CaO	Pds	Fe	SiO ₂	CaO	Pds	Fe	SiO ₂	CaO
— 500 μ	32,9	17,6	10,6	30,3	1,6	14,4	11,1	33,3	1,3	21,2	11,4	26,2	0,5	24,2	13,8	20,8
200-500 μ	33,3	23,0	10,8	24,7	7,3	21,0	11,4	26,4	15,3	29,0	11,0	18,4	99,5	31,4	8,5	17,2
50-200 μ	29,3	34,5	9,2	14,3	48,7	30,4	9,9	17,8	83,4	29,4	9,5	18,9	100,0	31,4	8,5	17,2
— 50 μ	4,5	34,3	10,8	13,0	42,4	28,6	9,5	19,4	100,0	29,2	9,8	18,9	100,0	31,4	8,5	17,2
Total produzido	100,0	25,1	10,3	23,0	100,0	28,7	9,8	19,4	11,7							
Peso sobre o conjunto	52,8				30,0											
	Conjunto reconstituído								Produtos inferiores a 50 microns							
	Pds	Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Composição granulométrica (u)	Pds	Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Pds	Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃
— 500	17,9	17,5	10,7	30,5	4,3	40-50	0,6	27,8	10,1	19,5	4,8	0,6	27,8	10,1	19,5	4,8
200-500	20,1	22,7	10,9	25,2	4,5	30-40	11,7	28,5	9,4	19,5	4,9	12,4	30,4	8,5	17,9	5,0
50-200	31,8	32,3	9,8	16,0	5,0	20-30	34,0	33,1	9,6	14,2	6,5	41,3	30,9	9,3	16,8	5,6
— 50	30,2	29,8	10,1	16,3	5,6	0-10	100,0					100,0				
Total	100,0	27,0	10,0	21,1	5,2	Produto analisado		29,8	10,1	16,3	5,6		29,8	10,1	16,3	5,6

ratorial, de 40 cm de diâmetro e 15 cm de comprimento, por nós adaptado ao trabalho, semelhante ao indicado na figura 98.

Utilizou-se de cada vez uma carga de 2000 gr., somente de minério, visto que, a quantidade de argilas era suficiente, para evitar a adição de ligante. Tratando-se de um minério muito poroso, o teor em humidade necessário para uma boa peletização, era elevado.

A operação era conduzida de maneira normal, até que toda a carga era peletizada. Inicialmente, exagerava-se um

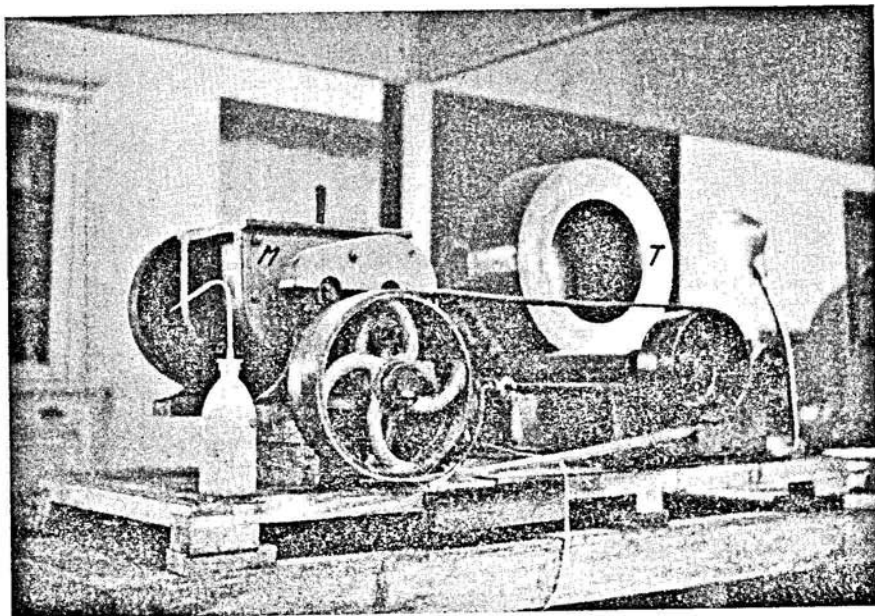


Fig. 98 — Peletizador laboratorial. (Faculdade de Engenharia).

(T) Tambor de peletização;

(M) Misturador helicoidal.

pouco o teor em humidade, para se conseguirem «pellets» aproximadamente esféricas. Após o termo da operação, parava-se o peletizador e colhia-se um número suficientemente grande de «pellets» para os ensaios a realizar, mantendo-se as restantes no tambor.

Das «pellets» colhidas, retiravam-se 12 para o primeiro

ensaio de compressão e as suficientes para a determinação da humidade numa «balança» de infravermelhos. As restantes eram medidas numa estufa, a 70° C. Ao fim de meia hora na estufa, recolhia-se de novo uma amostra para a determinação da resistência à compressão e da humidade. E assim sucessivamente, em períodos iguais até à secagem completa.

As «pellets» guardadas no tambor, eram roladas por períodos de 5 minutos, ao mesmo tempo que se procedia à secagem. Esta era efectuada com ar quente, mas havia o cuidado de evitar que se modificasse o aspecto húmido superficial. No fim de cada período, retirava-se um número suficiente de «pellets» para os ensaios de resistência à compressão. Finalmente, as «pellets» que restavam, eram secas na estufa.

No gráfico da (fig. 99) estão inscritos os resultados obtidos, com a indicação das misturas usadas, as quais podem ser caracterizadas pela percentagem de ultrafinos (— 50 μ).

Verifica-se que há sempre vantagem com o rolamento e simultânea secagem, com o fim de se obterem maiores resistências ao esmagamento. No caso considerado, há um limite na percentagem de ultrafinos argilosos. Estes, provocando uma retração demasiado grande, dão lugar a fissuras observáveis à superfície, as quais diminuem a resistência das «pellets» secas. Daqui resulta como conclusão: no caso presente, haveria maior conveniência em aumentar o tempo de rolamento, que a finura das matérias-primas da carga.

Resultados semelhantes foram conseguidos, fazendo-se o rolamento em presença de um excesso de material seco, propositadamente adicionado. Daqui poderá concluir-se que o rolamento por si só, não chega para conseguir elevadas resistências. Impõe-se que, ao mesmo tempo que o rolamento prossiga, se utilize um meio de remoção da água em excesso, exsudada à superfície.

Tecnologicamente este rolamento envolve dispositivos simples: primeiro, exigirá tambores mais compridos e em seguida sistemas de classificação e de transporte em que as «pellets» continuem a caminhar, rolando. Transportadores de rolos e uma distribuição de minério seco ao longo deles parecem poder preencher as necessidades invocadas. Estes transporta-

dores evitariam, no caso dos peletizadores de tambor, os crivos para a remoção das «pellets» de pequeno diâmetro.

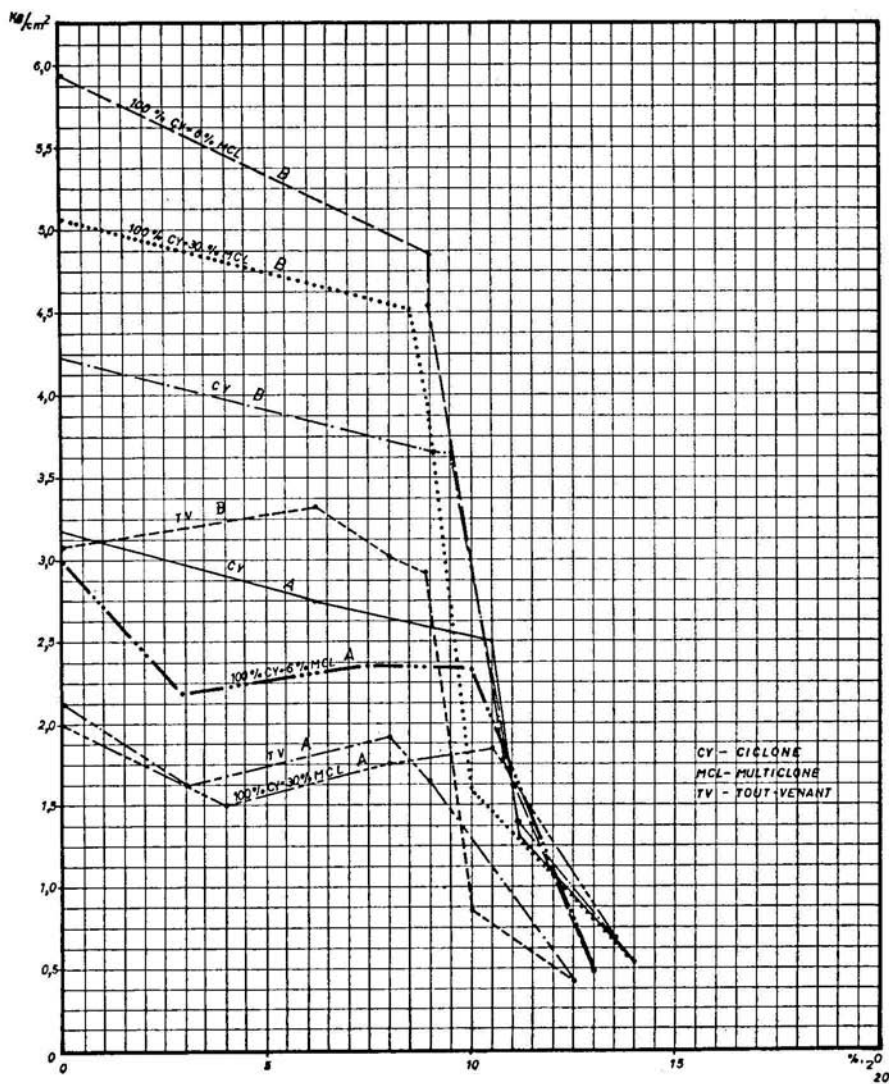


Fig. 99 — Gráfico mostrando a variação da resistência das «pellets» com o teor em humidade e granulometria do minério, nos casos em que a secagem foi efectuada na estufa (A) ou no tambor de peletização (B)

A elasticidade decresce bastante com este tratamento, o que se nota pelo muito menor achatamento das «pellets» quando estas são ensaiadas à compressão. A menor elasticidade pode ser explicada, pela diminuição do teor em água. Esta comporta-se como uma membrana elástica, distribuindo os esforços a que as «pellets» podem vir a ser sujeitas.

Para os teores em água correspondentes ao termo da peletização, a percentagem de ultrafinos aumenta a elasticidade das «pellets», ao mesmo tempo que lhes dá uma mais elevada resistência.

A percentagem de ligante, tem um papel semelhante à quantidade de ultrafinos. Correspondem-se exactamente no seu efeito quando os ultrafinos são argilosos. Portanto, o ligante aumenta a resistência das pellets à compressão e à queda e por vezes ao choque térmico. Embora empregado em pequena percentagem, o ligante tem uma distribuição muito regular, «molhando» as partículas de minério e actuando como um cimento.

8 — Alimentação de água e carga aos peletizadores:

Do que se tem vindo a expor, verifica-se que o factor que exerce a maior influência sobre a resistência das «pellets» cruas, a seguir à granulometria, é sem dúvida o teor em humidade.

Sabe-se, das experiências levadas a cabo em peletizadores de laboratório, que a forma mais regular e a maior esfericidade das «pellets», se consegue no caso em que, de início, se exagera um pouco o teor em humidade e o crescimento se opera seguidamente, à custa de uma carga relativamente seca. Às pequenas «pellets» formadas, de elevado teor em humidade, chamaremos «germes» de peletização.

Para que a «germinação» tenha lugar de forma correcta, impõe-se que sobre o peletizador se estabeleça uma faixa em que a água seja alimentada sob a forma de pequenas gotas. Esta faixa, necessariamente estreita, deverá ser localizada próximo da alimentação e somente interessar a carga ainda não aglomerada.

À medida que as «pellets» crescem, a água a adicionar, deve ser pulverizada e cada vez em menor quantidade, cessando a partir de certa altura. Quando isto acontece, as «pellets» devem ainda poder crescer um pouco, mas sòmente à custa da água que possuem em excesso, em relação aquela que lhe dá boa resistênciã.

Do que fica dito, parece também de toda a conveniênciã estender a zona de alimentação da mistura sòlida (segundo o eixo no caso do tambor, segundo um raio no caso do disco e segundo uma geratriz no caso do cone). Se for possível dispor de uma parte de alimentação completa ou parcialmente seca, convém adicioná-la na posição correctã, para obrigar as «pellets» a crescer à custa da sua própria humidade.

9 — Secagem e cozedura das «pellets»

São fundamentalmente três, os tipos de aparelhos usados na secagem e cozedura das «pellets»:

- 9.1 — Fornos de cuba;
- 9.2 — Cadeias tipo Dwight-Lloyd; e
- 9.3 — «Grate-Kiln».

Os fornos de cuba foram os primeiros aparelhos a ser usados, mas hoje, são as cadeias tipo Dwight-Lloyd que se encontram mais espalhadas. O tipo «Grate-Kiln» só agora começa a desenvolver-se e poderá tomar grande incremento nos próximos anos, se se tender definitivamente para a produção de «pellets» autofundentes.

9.1 — Fornos de cuba (fig. 100):

Certas dificuldades, surgidas na condução deste tipo de aparelho, levaram a que não se construam hoje, senão muito raramente.

A instalação de maior capacidade conhecida é a de Erie Mining, nos Estados Unidos. O minério tratado é uma taconite com 32,5% de ferro, do qual, 22,5%, se encontra sob a forma

de magnetite. A sua produção anual é de 7,5 milhões de toneladas de «pellets», distribuídas por 24 fornos iguais. Estes fornos têm uma secção rectangular de $1,80 \times 5,20$ metros (6×14 pés), com 13,5 metros (45 pés) de altura.

Em França, existe também uma instalação — Ségré — mas, para uma capacidade inferior a 100 000 toneladas por ano. Trata também um minério magnético.

A cuba deve manter-se sempre completamente cheia. Tratando-se de um trabalho contínuo, a alimentação deve ser regulada de acordo com a descarga, para que o nível superior seja mantido o mais constante possível. Isto resulta da necessidade de manter um mesmo regime, no que respeita ao escoamento de gases e à sua temperatura.

O forno trabalha segundo o princípio de contra corrente. As «pellets» ao descenderem, são aquecidas na zona superior da cuba pelos gases da combustão; atingem a zona de cozedura,

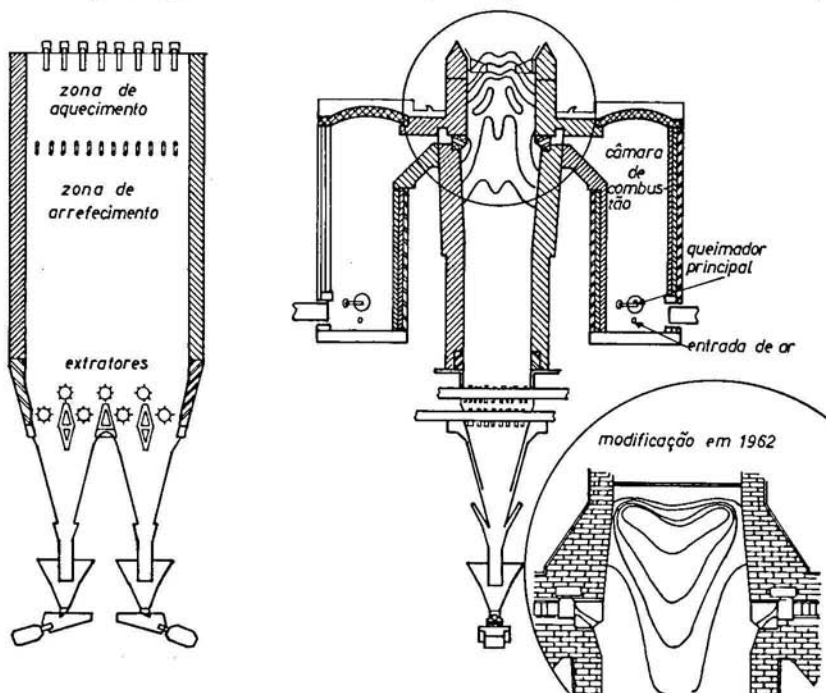


Fig. 100 — Forno de cuba de ERIE MINING (U. S. A.)

onde a temperatura não deve ultrapassar os 1350° C, e passam em seguida à zona de arrefecimento. O ar frio admitido pela parte inferior, aquece ao contacto da carga, arrefecendo-a.

As «pellets» são descarregadas a temperaturas que não ultrapassam, normalmente, os 150° C. O ar aquecido é usado, em parte, na combustão, promovendo-se assim uma certa economia de combustível.

Os gases de combustão, saem pela parte superior da cuba, a uma temperatura que é, em geral, inferior a 300° C, depois de promoverem o aquecimento e secagem das «pellets» cruas. Esta zona de secagem e aquecimento, é bastante curta, da ordem dos 25 cm; as «pellets» são sujeitas a uma elevação de temperatura extraordinariamente brusca que, por vezes, provoca a sua fissuração, com considerável diminuição de resistência. Devem, por isso, ser resistentes ao choque térmico. Esta pequena altura acima da zona de combustão é imposta com o fim de evitar, que as «pellets» venham a ser esmagadas pela carga sobrejacente. A experiência mostra que, durante a secagem, a resistência das «pellets» baixa sensivelmente.

O esmagamento das «pellets», provocaria uma diminuição da permeabilidade da carga aos gases e perdas nas poeiras. Mas, a fissuração provocará também graves inconvenientes, que se traduzirão pelo abaixamento da resistência das «pellets» cozidas e pela possibilidade de vir a dar-se a sua colagem, com formação de «cachos». A fusão da zona central das «pellets» pode ocorrer, como se verá, em certos casos. A massa fundida, se encontrar uma fissura, pode passar através dela e chegar até ao exterior ligando entre si várias «pellets». Para evitar os acidentes que estes cachos provocariam ao atingirem as bocas de descarga sem poderem ser evacuados, os fornos de cuba são munidos de dispositivos de desagregação, os quais têm ainda o importante papel de regularização da descarga.

9.2 — Cadeias do tipo *Dwight-Lloyd*:

Estas cadeias não diferem, nas suas linhas gerais, das usadas e já apresentadas na operação de aglomeração por sinterização. Aqui, no entanto, o circuito de gases, é quase sempre bastante complicado.

Distinguem-se três tipos de circulação de gases:—

9.2.1 — Aspiração por debaixo da cadeia («*downdraft*»);

9.2.2 — Insuflação por debaixo da cadeia («*updraft*»); e

9.2.3 — Misto.

9.2.1 — *Aspiração por debaixo da cadeia («downdraft»)* (fig. 101). Quando a passagem dos gases através da carga se faz de cima para baixo, a operação é em tudo semelhante a uma operação de sinterização clássica. Também aqui, aparece uma zona a temperatura inferior à temperatura de orvalho, onde se condensa a água evaporada das camadas superiores. O aumento do teor em humidade das «*pellets*» das camadas inferiores, leva à diminuição da sua resistência ao esma-

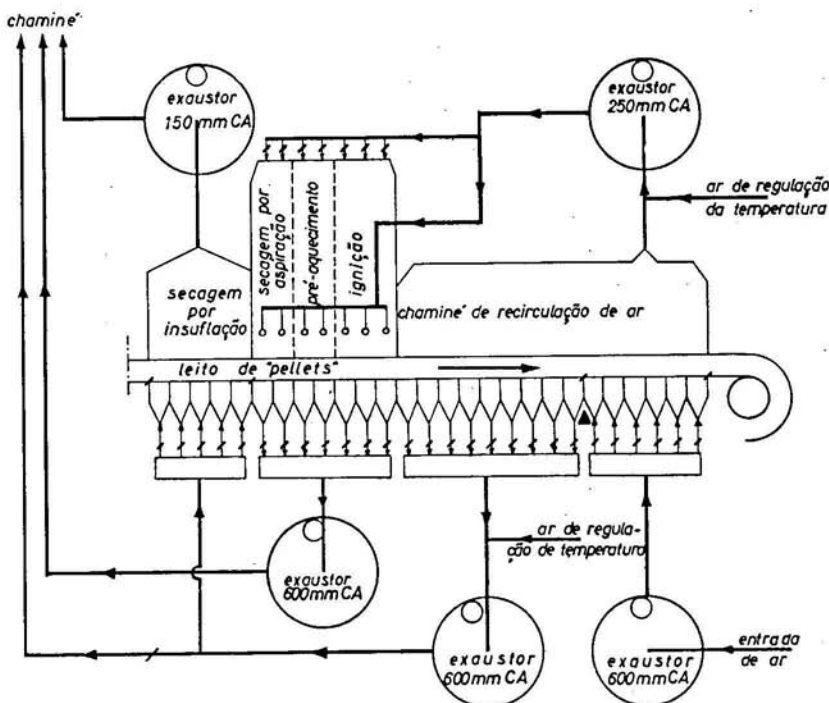


Fig. 101 — Esquema das modernas cadeias Dwight-Lloyd de R  SERVE MINING (U. S. A.) (*downdraft*)

gamento. Como são estas as camadas que se encontram sujeitas a uma mais elevada carga, pode verificar-se o achatamento ou mesmo a fractura das «pellets» que as constituem, com o inconveniente da diminuição da sua permeabilidade aos gases. Procura atenuar-se ou mesmo eliminar-se este grave inconveniente, estabelecendo-se uma pequena zona de secagem com insuflação por debaixo, onde uma percentagem importante da humidade é removida.

Como exemplo de uma instalação industrial que utiliza uma cadeia com circulação de gases deste tipo pode citar-se a de Reserve Mining, nos Estados Unidos. É a oficina de maior capacidade mundial, com uma produção de 10 milhões de toneladas de «pellets» por ano. Tem instaladas oito cadeias, duas das quais em trabalho desde 1963. A sua produção ultrapassa o valor de 40 Ton/m²/dia. O minério tratado é uma taconite, com um teor de 32% de ferro, do qual 25% sob a forma de magnetite. As «pellets» são fabricadas em tambor, a partir de concentrados titulando 65% de ferro e com uma granulometria 90% — 44 μ .

As «pellets» antes de serem carregadas nas 6 cadeias mais antigas, são revestidas de carvão em tambores secundários, à razão de 40 Kg/Ton. Nas modernas cadeias (1963), todo o aquecimento é promovido pela combustão de óleos pesados. Aqui não há carga de protecção à grelha, cujas barras em aço Ni-Cr, duram cerca de um ano. Com o fim de proteger a grelha, no extremo da cadeia e durante a operação de arrefecimento, faz-se a insuflação por debaixo, de ar frio.

9.2.2 — *Insuflação por debaixo da cadeia («updraft»)* (fig. 102): — O inconveniente apontado ao sistema anterior, limita a sua aplicação. Na realidade, só poderão carregar-se «pellets» de elevada resistência e deverá limitar-se a altura da carga, evitando-se assim que venham a surgir acidentes de marcha resultantes da sua compactação por esmagamento.

Com o sistema em que a insuflação é feita inferiormente, o problema modifica-se, pois, se vier a dar-se a acumulação de humidade, tal acontecerá nas camadas superiores, as sujeitas a menor pressão da carga. Mas, se mesmo assim vierem a

ocorrer acidentes, devido à muito fraca resistência das «pellets», então pode proceder-se ao carregamento, aumentando progressivamente a altura da carga, com adição de novas camadas, à medida que a secagem ou cozedura entram na sua fase final.

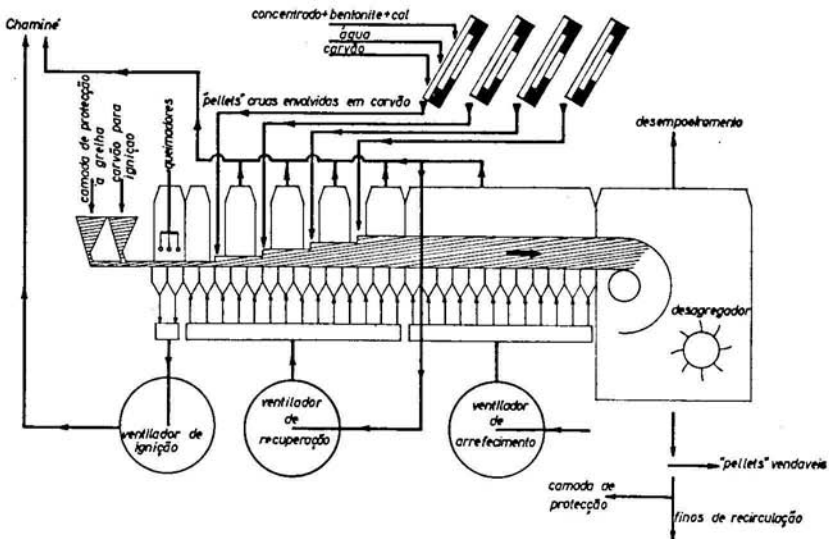


Fig. 102 — Oficina de peletização de EAGLE MILLS (U. S. A.).
Sistema de insuflação (updraft)

Daqui, poder concluir-se que:

- 1 — Parece não haver limite aparente da altura máxima da carga;
- 2 — Como a zona de combustão, é aquela em que há uma maior eliminação de poeiras, as camadas superiores existentes ou adicionadas de novo, actuam como um filtro na sua recolha, evitando-se assim o aumento da taxa de empoeiramento da atmosfera das oficinas;
- 3 — A corrente de ar de baixo para cima, expande o leito, que permanece num estado de semi-fluidização, tornando-se mais permeável;
- 4 — A grelha da cadeia é apenas atravessada pelo ar frio necessário à combustão, pelo que terá uma duração muito maior.

O sistema «updraft» surgiu para resolver o problema que se punha relativamente ao aproveitamento dos minérios de hematite especular, concentrados por flutuação aniónica directa. A percentagem de ultrafinos é pequena, pois, são removidos para maior eficiência da flutuação. As partículas não são molháveis devido à sua cobertura hidrófoba. Para aumentar a quantidade de ultrafinos, procede-se à remoagem dos concentrados e para eliminar a acção do colector adiciona-se um detergente ou simplesmente um ligante (cal), em quantidade mais elevada. Apesar de tudo, a resistência, principalmente após secagem, é bastante reduzida, o que obriga a cuidados especiais na condução da secagem e cozedura.

O exemplo mais típico de uma cadeia «updraft» é o do Eagle Mills, nos Estados Unidos construída por Mc Dowell (fig. 20) e que se encontra em serviço desde 1956. Trata um concentrado de hematite especular, produzido em Republic Mine. A sua produção diária, é de 2400 toneladas.

O concentrado sendo demasiado grosseiro, é remoido e filtrado. É-lhe em seguida adicionado 0,5 % de bentonite e 2,5 % de cal finamente moída. Os discos usados, são de forma especial — «discos de três margens». As «pellets» formadas na parte central do disco, recebem sobre a segunda zona («margem») uma ligeira adição de água e na terceira zona uma pequena camada de carvão de 2,5 a 3,5 %. As «pellets» assim envolvidas em carvão são em seguida carregadas sobre a grelha à razão de quatro camadas de 10 cm de altura cada uma, provenientes respectivamente, de quatro discos.

A grelha recebe uma camada de protecção, constituída pela fracção 2/5 mm proveniente de crivagem das «pellets», de uma operação anterior. Sobre esta camada de protecção é espalhada uma camada de coque, cuja ignição é promovida usando queimadores e aspiração de cima para baixo. Imediatamente após a ignição alimenta-se a primeira camada de «pellets», seguindo-se as outras sucessivamente em intervalos regulares.

9.2.3 — *Misto* («*downdraft-updraft*»): — É uma combinação do que ficou dito anteriormente.

Este sistema, também designado como sistema Lurgi ou Dravo-Lurgi, foi aplicado na oficina de aglomeração de Groveland Mine, nos Estados Unidos (fig. 103), que tem a capacidade diária de 4500 tons.

O minério tratado, é um minério misto hematite-magnetite. A sua concentração é a combinação da separação magnética e flutuação.

A secagem é efectuada por insuflação («updraft») a cozedura é efectuada por «downdraft» e o arrefecimento é, de novo, efectuado por «updraft».

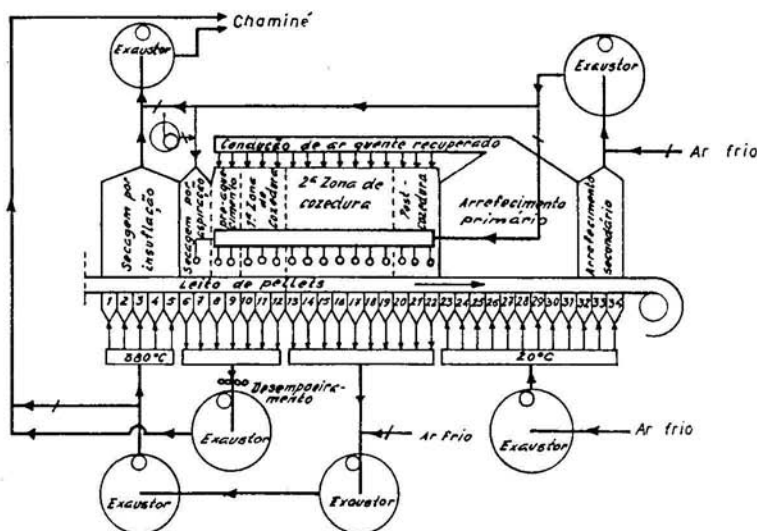


Fig. 103 — Esquema da cadeia DWIGHT LLOYD tipo "misto" em serviço na oficina de GROVELANDE MINE (U. S. A.)

A explicação deste complicado circuito de gases, é fácil:

- 1 — A insuflação na secagem torna-se necessária para evitar o esmagamento das camadas inferiores, devido à acumulação de humidade.
- 2 — A aspiração na zona de cozedura é de preferir, por ser a mais simples e evitar o inconveniente da adição de uma camada de coque às «pellets», utilizando em seu lugar, combustíveis líquidos ou gasosos. Os quei-

madores também poderiam ser montados inferiormente mas havia, pelo menos, o inconveniente da destruição rápida da grelha.

- 3 — A insuflação por debaixo («updraft»), na zona de arrefecimento, destina-se a promover a protecção da grelha contra uma exposição demorada a elevadas temperaturas e a aproveitar o ar aquecido para alimentar a combustão na zona de cozedura.

9.3 — Sistema «Grate-Kiln» (fig. 104):

A peletização tanto pode ser realizada em tambor como em disco.

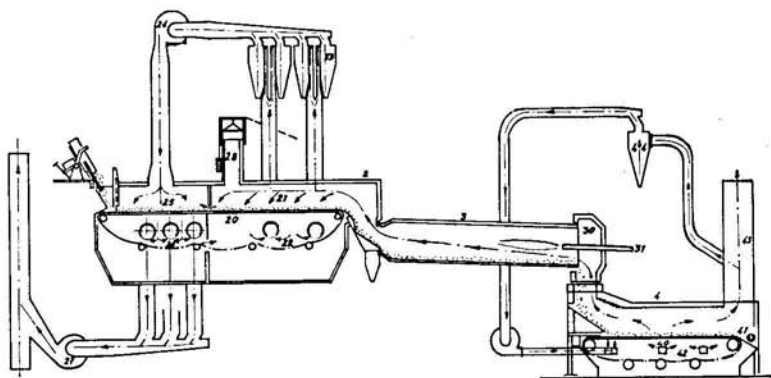


Fig. 104 — Esquema do aparelho GRATE — KILN

Legenda:

- | | |
|---------------------------------|----------------------------------|
| 1 — Disco de peletização | 3 — Forno (Kiln) |
| 2 — Grelha (grate). | 30 — cabeça de aquecimento |
| 20 — cadeia móvel | 31 — queimador |
| 21 — câmara de pré-aquecimento | 4 — Refrigerador |
| 22 — câmara de aspiração | 40 — cadeia móvel |
| 23 — desempoeiramento | 41 — fragmentador |
| 24 — ventilador de recirculação | 42 — ventilador de arrefecimento |
| 25 — câmara de secagem | 43 — chaminé |
| 26 — câmara de aspiração | 44 — ciclone de desempoeiramento |
| 27 — exaustor | 45 — exaustor de recirculação. |
| 28 — chaminé de ignição | |

A secagem e preaquecimento da carga, são feitas progressivamente sobre uma cadeia («Grate») contínua. A temperatura atingida no fim da cadeia é da ordem dos 1000 a 1100° C. A carga dá em seguida entrada no forno tubular («Kiln»), onde, na parte final, reina a temperatura de 1350° C.

O forno tubular («Kiln»), tem um movimento de rotação em torno do seu eixo, inclinado da alimentação para a descarga (semelhante aos fornos de cimento). Este movimento de rotação, evita que as «pellets», mesmo as de hematite, sujeitas a elevadas temperaturas, possam colar e formar «cachos», no caso em que haja sobreaquecimentos. Estes sobreaquecimentos dão lugar à formação, sobre a parede interior do forno, de crostas, que têm de ser removidas de tempos a tempos com o auxílio de raspadores.

O aquecimento é feito por meio de queimadores de óleo ou gás, situados na zona de descarga do «Kiln». Os gases de combustão, circulando em contra corrente com a carga, promovem o seu aquecimento e atravessam em seguida a grelha duas vezes aspirados inferiormente, como pode ver-se na fig. 104, promovendo o pré-aquecimento e a secagem.

O arrefecimento das «pellets» cozidas, é feito num refrigerador anular, exterior ao forno, pela circulação forçada de ar de baixo para cima. O ar que atravessa a zona mais quente vai ser utilizado na combustão.

A mais recente instalação industrial conhecida, é a de Republic Mine, nos Estados Unidos. A sua produção diária, é de 3200 toneladas e o minério tratado é um minério hematítico, concentrado por flutuação.

A peletização é realizada em tambores e a carga faz-se por meio de uma tela transportadora com a largura da cadeia. Tratando-se de «pellets» de pequena resistência, pelas razões que já foram apontadas, não se compreende muito bem que a secagem seja efectuada por «draft». A não ser a simplicidade, tem muitos inconvenientes.

Nesta instalação está prevista a instalação de queimadores no extremo da cadeia para elevar um pouco mais a temperatura antes da entrada do forno.

10 — Características das «pellets» cozidas; métodos usados para a sua determinação:

10.1 — Resistência à compressão:

É uma característica de fundamental importância, principalmente quando as «pellets» são destinadas a fornos de cuba. Pretende-se que o seu valor seja elevado. Situa-se entre 110 e 240 Kg/«pellet», considerando-se os valores mais elevados necessários, quando os fornos são de grande altura. (Admite-se que as «pellets» têm um diâmetro compreendido entre 9 e 12 mm).

A resistência à compressão, geralmente atribuída às «pellets», é a que corresponde à saída dos aparelhos de cozedura. Porém, quando se pretende preparar um leito de fusão, em que predominem as «pellets», haverá a considerar, além da resistência anteriormente indicada, a resistência à compressão no decurso da redução.

À medida que se tem vindo a utilizar leitões de fusão mais ricos, numa tentativa de baixar o consumo de coque por tonelada de gusa produzida («mise au mille»), deparou-se com grandes dificuldades, devido a acidentes de vária ordem que se observavam nos fornos. Pelos métodos laboratoriais postos em prática, numa tentativa de estudar rigorosamente os fenómenos da cuba dos altos fornos («Boris», no IRSID), verificou-se que em determinados casos, a resistência à compressão das «pellets» reduzidas ou em curso de redução, era extremamente baixa (esmagavam-se entre os dedos) quando, anteriormente à carga, o seu valor era muito elevado. Factos como este, foram observados, por exemplo, em cargas de «pellets» produzidas a partir de um minério hematítico brasileiro, titulando aproximadamente 67% de ferro. Da observação dessas «pellets», parcial ou totalmente reduzidas, se concluiu, que a elevada resistência no final da cozedura, se devia à união, por recristalização, das partículas de óxido de ferro (ligação por difusão), a qual era destruída em meio redutor, dando lugar a um elevado número de glóbulos de ferro metálico isolados (redução no estado sólido). Portanto, se o «esqueleto» das «pellets» for simplesmente constituído pela reunião de partículas de óxido de ferro, ele

será destruído no decurso da redução. As «pellets» serão esmagadas, se forem sujeitas a uma carga elevada, como acontece nos fornos de cuba.

Esta indesejável situação, só poderá ser modificada se, além do «esqueleto» de suporte à base de óxidos de ferro, exista um outro, formado pelos produtos de reacção destes com as gangas (fayalite, olivinas ferro-cálcicas, ferrites) ou por uma forte ligação escória, que só seja destruída às temperaturas de fusão.

Trata-se de uma questão delicada, cuja consideração deve merecer muito cuidado.

A determinação da resistência à compressão, é feita normalmente em prensas hidráulicas.

De maneira a obter resultados reprodutíveis, as «pellets» são comprimidas entre pratos cobertos com placas de uma substância porosa. Este artifício destina-se a evitar, que um grão saliente da superfície da «pellet», possa ter um efeito de cunha.

10.2 — Resistência à abrasão:

As «pellets» carregadas nos fornos, vão ser sujeitas a intensas acções de desgaste, devido ao atrito dos elementos da carga uns sobre os outros, ou com as paredes. Estes desgastes, serão tanto mais importantes quanto a superfície exterior é mais irregular.

O ensaio de abrasão, simulando as condições existentes no trabalho industrial, é bastante difícil. No entanto, têm sido obtidos resultados reprodutivos, procedendo-se da maneira seguinte: — Determina-se o tempo que um elemento da carga leva a percorrer a cuba do forno e o número de quedas de 10 centímetros de altura que dará, nesse intervalo de tempo. Carregam-se então, num pequeno tambor de 20 cm de diâmetro, 20 «pellets». O tambor é munido com placas elevadoras e roda a uma velocidade tal, que no tempo calculado, as «pellets» são obrigadas a dar o mesmo número de quedas, que dariam para percorrer a cuba do forno. O conteúdo do tambor, no final do ensaio, é passado pelo crivo de 4 mm e o peso do

infractivo expresso em percentagem do peso inicial, indica a resistência à abrasão. Normalmente, os valores obtidos são comparados com outros, cujos resultados no mesmo forno de redução a que a carga se destina, tenham sido satisfatórios e ensaiados desta mesma maneira.

O ensaio ASTM, é conduzido num tambor semelhante ao tambor MICUM para a determinação da resistência de coques. 50 libras de «pellets» são ensaiadas de cada vez. O tambor roda à velocidade de 25 voltas por minuto, durante 4 minutos. O produto resultante é crivado num crivo de 28 mesh e a percentagem de infractivo, indica a resistência à abrasão. Esta percentagem não deve ser superior a 6 %.

10.3 — *Densidade aparente:*

Determina-se submergindo as «pellets» em mercúrio. O mercúrio, devido à sua tensão superficial não penetra nos poros.

Os valores normais oscilam entre 3,35 e 3,90, enquanto que o peso por unidade de volume, oscila entre 2,0 e 2,30 tons/m³;

10.4 — *Porosidade:*

É definida como sendo o volume de vazios intergranulares.

Pode ser determinada usando porosímetros, que são aparelhos baseados na aplicação da lei de Boyle-Mariotte. São constituídos por um recipiente de volume conhecido onde se introduz um número suficiente de «pellets», para o encher. Dessas «pellets» conhece-se o volume exterior. Supondo-se que todos os poros estão em contacto com a atmosfera do recipiente, determina-se o verdadeiro volume da parte sólida. A diferença entre o volume exterior das «pellets» usadas e o volume da parte sólida, dá o volume de vazios, que se exprime em percentagem do volume total. Esta determinação é difícil e os resultados não são em geral reprodutíveis. Com efeito, podem cometer-se erros grosseiros se nem todos os poros estiverem em contacto com a atmosfera (porosidade aberta) ou se se não

aguardar o tempo suficiente (em geral longo) para que se estabeleça o equilíbrio às pressões de trabalho utilizadas.

Se for possível, determina-se a densidade verdadeira da parte sólida das «pellets», substituindo todo o ar por um líquido de densidade conhecida. Usando em seguida um picnómetro, pode obter-se a porosidade por aplicação da expressão seguinte:

$$\varepsilon = 1 - \frac{\frac{Da \times 100}{100 + a}}{\rho_s}$$

em que a indica o teor em água, em percentagem do peso seco, Da é a densidade aparente e ρ_s é a densidade verdadeira.

Os valores obtidos para a porosidade das «pellets», variam, em geral, entre 25 e 35 %.

11 — Tendências actuais da peletização:

No início da peletização, tanto de minérios magnetíticos como hematíticos, uma grande parte de calor necessário à cozedura, era fornecido por combustível sólido ligado às «pellets» sob a forma de uma fina camada exterior.

O emprego de carbono sólido, tem vários inconvenientes:

- 1 — Consumo térmico elevado;
- 2 — Colagem das «pellets» entre si; e
- 3 — Má qualidade do produto obtido.

Actualmente, o revestimento de «pellets» cruas com carvão está em vias de desaparecer. O calor necessário à cozedura passará a ser fornecido por combustíveis líquidos (fuel-oil, nafta, mazout, etc.) ou gasosos (gás dos altos fornos, fornos a coque, etc.).

Ainda com o fim de melhorar a qualidade das «pellets», à custa de uma oxidação mais completa, a moagem dos minérios tem aumentado (80 ÷ 85 % — 44 microns para minérios hematíticos e 90 % — 44 microns para minérios magnetíticos).

Porém, estão em marcha numerosos ensaios destinados ao fabrico de «pellets» autofundentes e de «pellets» pré-reduzidas. A tendência parece ser no sentido de produzir «pellets» autofundentes oxidadas, a partir dos minérios magnetíticos e «pellets» pré-reduzidas, a partir dos minérios hematíticos.

Os problemas económicos, suscitados por qualquer destas maneiras de proceder, orientará no futuro o caminho a seguir.

12 — «Pellets» autofundentes:

Até ao momento, não se conhece nenhuma oficina trabalhando à escala industrial, em que haja o fabrico de «pellets» autofundentes, isto é, com um índice de basicidade entre 1,2 e 1,6. No entanto, por toda a parte se fazem ensaios à escala piloto com o fim de resolver alguns problemas surgidos, com a utilização desta nova técnica.

Investigadores russos, afirmam a possibilidade de obtenção de «pellets» de muito boa qualidade, resistentes e redutíveis, com índices de basicidade entre 1,2 e 1,6. Indicam como temperatura de cozedura, a de 1240 — 1275, para obter «pellets» de 12 a 16 mm de diâmetro, resistindo a uma compressão superior a 100 Kg. Afirmam ainda, que a sua utilização permite aumentar a produtividade dos altos fornos, diminuir o consumo de coque e melhorar os índices técnico-económicos de marcha.

Investigadores alemães e americanos, tentam actualmente fabricar «pellets» autofundentes, pelo que tanto na Lurgi (Alemanha), como em Cleveland Cliffs (Estados Unidos), se procedem a ensaios à escala piloto.

Os estudos realizados nos Estados Unidos, usando o método de análise térmica diferencial, procuram determinar a influência da quantidade de cal adicionada aos minérios hematíticos e magnetíticos (fig. 125).

As temperaturas dos diferentes «picos», correspondem às transformações seguintes:

- 573° C — transformação do quartzo α em quartzo β ;
- 680° C — transformação do Fe_2O_3 ;

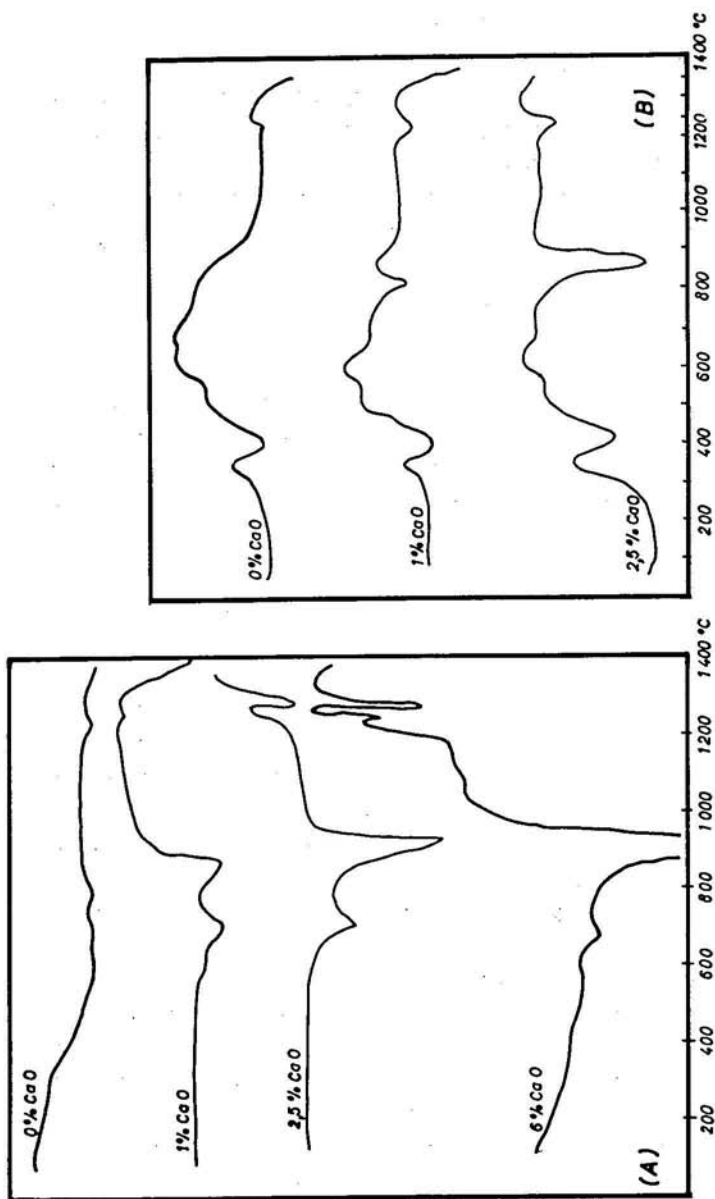


Fig. 105 — Curvas de análise térmica diferencial para diferentes teores em cal adicionados :

A) A um concentrado de hematite de Republic Mine + 0,5% de bentonite ;

B) A um concentrado de magnetite de Reserve Mining + 0,5% de bentonite

- 770-800° C — decomposição da bentonite;
- 900° C — decomposição de calcite;
- 1220° C — reacção primária da cal com a hematite para dar ferrites;
- 1230-1270° C — zona de fusão com picos mais pronunciados à medida que cresce o teor em cal; estes picos correspondem à formação de eutécticos binários e ternários, complexos.

As curvas indicadas, mostram que, quanto mais pronunciados forem os «picos», mais estreitos devem ser os limites nas temperaturas usadas, se se deseja obter «pellets» de boa qualidade (teor elevado em ferrites) e evitar a formação de cachos, devido à fusão superficial.

No caso das «pellets» ácidas, fabricadas a partir de minérios hematíticos, a ocorrência de eutécticos só se dará a partir do momento em que surjam os primeiros traços de magnetite. Por isso, não se torna necessária grande precisão de temperatura.

Em face dos resultados conhecidos, L. Erck, Director do Centro de Pesquisas de Ishpeming (Estados Unidos), emitiu a opinião segundo a qual, o «Grate-Kiln» será o melhor instrumento para a cozedura de «pellets» autofundentes. O forno («Kiln»), girando, renova constantemente os pontos de contacto entre as «pellets», não permitindo facilmente a formação de «cachos».

No caso de se usar como adição, carbonato de cálcio em vez de cal viva, torna-se necessário que as «pellets», ao entrarem no forno, estejam completamente descarboxatadas, evitando-se assim que o choque térmico possa provocar a sua degradação. Isso impõe, a montagem de queimadores suplementares no extremo da cadeia, que leve a temperatura da carga 1100° C. Numa cadeia experimental de «Republic Mine» o sistema está já em uso. A temperatura é elevada a 1120° C, sendo o máximo atingido no forno de 1270° C.

Nas experiências efectuadas, o consumo térmico foi cerca de 12 % mais elevado em marcha autofundente que em marcha ácida, mas a resistência à abrasão das «pellets» foi melhorada,

mantendo-se a produção. O índice de basicidade a que se referem estes dados, é aproximadamente igual a 1.

O problema levantado nos Estados Unidos, contra a produção de «pellets» autofundentes, é o do aumento do preço de transporte, referido ao ponto de ferro. Dos estudos feitos, parece concluir-se, que o lucro obtido com a diminuição do consumo de coque nos fornos (altos-fornos) e a maior facilidade da sua condução, não compensa o aumento do preço de transporte.

13 — «Pellets» pré-reduzidas:

O aumento da produção e a diminuição do consumo de coque, seja dos fornos a vento, seja dos fornos eléctricos, é procurado por todos os meios. Um dos mais eficazes, reside no aumento do teor em ferro do leito de fusão. Para o conseguir, duas possibilidades existem:

- 1 — Diminuir a quantidade de ganga ou, o que é o mesmo, a quantidade de escória por tonelada de gusa produzida; ou
- 2 — Diminuir a quantidade de oxigénio ligada ao ferro.

O primeiro consegue-se, como se viu já, promovendo o enriquecimento dos minérios usados.

O segundo, que agora nos interessa, consegue-se promovendo a redução dos óxidos de ferro.

Quando se tratou da sinterização, foi dito que, normalmente, não se consegue um grau de oxidação inferior ao da magnetite (88,9%). Raramente se encontra wustite ou ferro metálico. O mesmo acontece, quando se trata de «pellets» normais. Portanto, no que vai referir-se, a redução a conseguir, deve levar a um estado correspondente a um muito mais baixo grau de oxidação: wustite (66,6%) e mesmo ferro metálico (0%).

Ao estudo das possibilidades industriais deste novo processo, vêm sendo dedicadas numerosas investigações, principalmente por parte dos Estados Unidos, Austrália, Brasil e Noruega.

As «pellets» parcialmente reduzidas, recebem as designações de «pré-reduced iron ore pellets» ou «metallized pellets».

Como em todos os casos já indicados, procura obter-se um produto que seja ao mesmo tempo resistente à compressão antes e durante a descida nos fornos, resistente à abrasão, facilmente redutível e de granulometria conveniente.

As «pellets» são fabricadas da maneira habitual. Simplesmente, nos misturadores, além dos componentes habituais, é adicionado um combustível sólido. Entre os combustíveis sólidos, parece poderem empregar-se carvões não coquizáveis, o que, do ponto de vista económico, teria o maior interesse. No entanto, até aqui as experiências têm quase todas sido conduzidas utilizando finos de coque, sendo os resultados considerados como padrões, para os novos ensaios a efectuar.

Quando uma mistura perfeita de partículas finas é aquecida, as reacções entre elas prosseguem a muito maior velocidade que quando se trata de partículas grosseiras. Isso se deve, à grande superfície específica das substâncias em presença. A reacção entre finas partículas de minério e coque toma lugar em atmosfera inerte, desde que a temperatura seja conveniente. Para temperaturas de 1300° C, a hematite dissocia-se muito rapidamente segundo a reacção



O oxigénio resultante será usado na combustão do carbono, que é uma reacção exotérmica. Mas, em atmosfera oxidante, também a redução pode prosseguir, desde que seja possível controlar a combustão do combustível no interior das «pellets», à temperatura de redução, e que, como parece acontecer, cada «pellet» seja rodeada por uma atmosfera rica em CO, emanando do seu interior, o qual constituirá uma barreira oposta à reoxidação.

Numerosos trabalhos em curso, pretendem determinar a influência, na peletização e pré-redução, dos seguintes parâmetros:

- 1 — Natureza e granulometria das matérias-primas;
- 2 — Diâmetro das «pellets»;
- 3 — Composição da atmosfera durante a pré-redução;
- 4 — Tempo de redução;
- 5 — Temperatura de redução; e
- 6 — Quantidade de combustível.

As matérias-primas — minério e coque — podem ter granulometrias um tanto diferentes das utilizadas na obtenção de «pellets» oxidadas. Isto leva a moer menos o minério, mas a moer mais o coque. No caso de uso de carvões coquizáveis ou não, em vez do coque, verifica-se dentro de determinados limites de temperatura, um aumento de resistência e acréscimo de elasticidade das «pellets». Isso deve-se ao poder ligante dos produtos de destilação do carvão, que só entram em combustão a elevadas temperaturas. Trata-se, por isso, de uma resistência aparente que desaparece à temperatura de combustão desses ligantes orgânicos. Isso impõe a necessidade, quando se utilizam fornos de cuba na cozedura, de ultrapassar de maneira rápida determinado limiar crítico de temperatura, para evitar um abaixamento demasiado grande da resistência à compressão, exactamente quando as possibilidades de esmagamento são mais elevadas. Embora possam ser usados todos os tipos de combustíveis, exige-se, em geral, que o seu teor em cinzas seja baixo. Estas aumentam a quantidade de escória (empobrecem o leito de fusão) e são quase sempre fusíveis a baixa temperatura, o que pode perturbar a marcha e causar acidentes, nos fornos de redução.

Quanto aos diâmetros das «pellets» têm-se experimentado os seguintes:

20/15 mm
15/12 mm
12/9 mm

Pretende determinar-se qual será o melhor calibre, para que se obtenha ao mesmo tempo um grau de redução e resistência elevadas. Até agora, o calibre que melhores resultados tem revelado, é o calibre 15/12 mm.

Nas experiências tem-se usado atmosferas inertes de azoto ou azoto mais CO_2 .

Em grande número de ensaios, que realizámos no IRSID e na Faculdade de Engenharia, usando como matérias-primas minério magnético, carvão Durham e cimento, o aquecimento foi realizado no ar a temperaturas da ordem dos 1000 — 1300°C, tendo-se obtido «pellets» de elevada resistência (> 100 Kgs) e elevado grau de redução. No capítulo seguinte far-se-á referência mais pormenorizada aos resultados obtidos.

O tempo de redução deve ser curto, se se pretendem aproveitar os aparelhos já instalados para a cozedura das «pellets» normais (fornos de cuba, cadeias Dwight-Lloyd e «Grate-Kiln»). Deve estar compreendido entre 1/4 e 1/2 hora.

A temperatura usada na operação, deve ser tão elevada quanto possível. O limite superior, deve ser mantido abaixo do ponto de fusão, para evitar que haja a formação de cachos e possível sinterização da «pellets», com compactação e formação de compostos dificilmente redutíveis. A sinterização daria lugar ainda, a dificuldade da combustão de parte do carbono, donde menor redução e fragilidade de produto resultante. A temperatura limite superior, depende da existência ou não, de cal na mistura. Se ela não existir, a temperatura limite superior é da ordem dos 1300° C.

As numerosas experiências já efectuadas, mostram que um dos factores fundamentais a considerar para a obtenção de um produto, ao mesmo tempo, com teor em ferro e resistência elevadas, é a quantidade de combustível das «pellets». A redução será tanto maior quanto mais elevado for o teor em carbono até ao limite da redução total. A resistência das «pellets» ao esmagamento será tanto maior, quanto mais baixo for o seu teor em carbono residual. Deve por isso, calcular-se com cuidado a quantidade de combustível e adicionar.

14 — Macro e microestruturas das «pellets»:

Foi necessário, no decorrer da exposição, explicar superficialmente alguns dos fenómenos observados. Para aprofunda-

mento e melhor compreensão da aglomeração por peletização, será de grande importância o estudo da macro e microestrutura das «pellets».

14.1 — *Macroestrutura:*

É normal, quando se fazem ensaios de queda, verificar-se que das «pellets» se desprende uma camada exterior (casca), surgindo uma nova, com aspecto semelhante. Também, nos ensaios efectuados com o fim de determinar a resistência à compressão, se observa frequentemente, a existência de um núcleo residual, que mantém a sua forma esférica, permanecendo compacto. Quando se corta uma «pellet» pelo seu plano diametral e se faz o seu polimento, com vista a ulterior estudo ao microscópio, observa-se frequentemente a existência de um núcleo. Quando o minério usado é magnetite o núcleo é melhor observável, porque existe uma superfície de descontinuidade e há uma diferença marcada na cor entre ele e as camadas exteriores. Mesmo nestas é perfeitamente distinguível uma macroestrutura evidenciada pela disposição dos grãos de pequenas e grandes dimensões.

A macroestrutura designada como estrutura em «casca de cebola» (fig. 106), deve-se em primeiro lugar à maneira como as «pellets» são formadas (reunião sucessiva de camadas) e depois à modificação da natureza dos constituintes, no decurso das operações de secagem e cozedura subsequentes. Se quiserem acentuar-se estes aspectos macroscópicos, bastará proceder de uma das seguintes maneiras:

- 1 — Formar pequenas «pellets», cessando a alimentação de água e mistura sólida durante algum tempo. Prosseguir a operação, alternando a alimentação com períodos de paragem;
- 2 — Fazer alternadamente alimentações de granulometrias diferentes;
- 3 — Alternar períodos de alimentação de água e sódios, com períodos de secagem com ar quente.

A observação de um corte de uma «pellet» crua, mostra uma estrutura específica. Com efeito, a zona central é ocupada por partículas de elevadas dimensões, enquanto que na zona periférica predominam as partículas finas. Nas regiões intermediárias, alternam camadas de finos com camadas de grãos. Estes desenham numa secção diametral, uma espiral bastante nítida. Nas «pellets» secas, esta espiral pode ser evidenciada, removendo as camadas de partículas finas, por sopragem.

As superfícies de descontinuidade que se formam durante a secagem e cozedura, são devidas, em nossa opinião, a uma retracção mais importante das camadas constituídas por partículas finas.

No caso das «pellets» fabricadas com minérios magnéticos, pode existir um gradiente de oxidação entre as camadas periféricas (casca) e o núcleo. Daqui resulta uma maior possibilidade de distinguir as diversas camadas e principalmente o núcleo. A progressão da oxidação pode ser revelada por meio de experiências simples, admitindo como variáveis o diâmetro das «pellets», a temperatura, o tempo de cozedura e o teor em oxigénio da atmosfera. Em todos os casos se verifica, que a oxidação será tanto mais completa, quanto menor for o raio da «pellet» e quanto maiores forem a temperatura, o tempo de cozedura e o teor em oxigénio da atmosfera.

O grau de oxidação é definido, como a relação entre a quantidade de oxigénio efectivamente combinado com o ferro e a que existiria se todo ele estivesse sob a forma de Fe_2O_3 .

$$\text{Grau de oxidação (\%)} = \left(1 - \frac{Fe^{++}}{3 \text{ Fe total}}\right) \times 100$$

No caso das «pellets», a oxidação progride, geralmente, segundo uma frente muito bem marcada e concêntrica com a superfície exterior. Deste modo, é possível definir o grau de oxidação, como a relação entre a profundidade de penetração x e o raio da «pellet» (R), pela expressão:

$$\text{grau de oxidação (\%)} = \left(1 - \frac{(R - x)^3}{R^3}\right) 100$$

considerando-se desprezível a variação de volume, devida à oxidação

A expressão anterior só pode ser empregada em casos muito particulares, pois, como o demonstraram COOKE e BAN, o aspecto da secção diametral pode ser homogêneo e o grau de oxidação ser pequeno. É o que se observa, por exemplo, se se mantiver durante um período longo uma «pellet» de magnetite a 400° C. As camadas superficiais dos grãos serão completamente oxidadas e daí a cor «vermelha» homogênea.

A lei que rege a velocidade de deslocamento da frente de oxidação, é muito mais complexa no caso da esfera que no caso do paralelepípedo. A aplicação à esfera das leis de difusão de Fick, no caso de uma diminuição de concentração constante, é dada pela equação:

$$\frac{x^2}{2} - \frac{x^3}{3R} = Kt$$

combinando esta expressão com a anterior e simplificando vem:

$$t = K_1 R^2$$

em que

t — tempo de oxidação;
 R — raio da «pellets»; e

$$K_1 = \frac{1}{K} \left[\frac{(1 - \sqrt[3]{1 - (\text{Ox } \%)})^2}{2} - \frac{(1 - \sqrt[3]{1 - (\text{Ox } \%)})^3}{3} \right]$$

Vem a resultar daqui que, conhecendo o grau de oxidação de uma «pellet», se pode determinar se ela apresenta ou não um núcleo central não oxidado e qual o seu diâmetro. No entanto, em ensaios de rotina, a pesquisa de núcleos em «pellets» fabricadas a partir de magnetite, é feita com um íman. As «pellets», conforme o seu grau de oxidação, podem considerar-se como magnéticas, pouco magnéticas e não magnéticas.

A macroestrutura das «pellets» pré-reduzidas, é bastante diferente daquela que se tem vindo a considerar.

Porque a temperatura de fabrico é muito próxima do ponto de fusão e talvez porque no interior a temperatura seja mais elevada que à periferia, as «pellets» pré-reduzidas, quando cortadas pelo seu plano diametral, apresentam uma «casca» exterior oxidada e escorificada, enquanto que a parte central tem brilho metálico e é pouco compacta. Separando as duas partes da «pellet», existe uma superfície de descontinuidade perfeitamente marcada.

As «pellets» pré-reduzidas contraem-se durante a operação de cozedura, devido à acumulação e coalescência na zona central dos glóbulos de ferro metálico, ao mesmo tempo que a escória é expelida para a zona periférica.

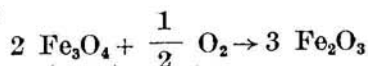
Estas «pellets» não mostram diferenciação entre grãos finos e grosseiros, nem apresentam marcada porosidade.

14.2 — *Microestrutura:*

Na peletização não se pretende, como na sinterização, uma temperatura suficientemente elevada, para que haja fusão. O que se procura é atingir um nível térmico tal, que leve à obtenção de uma estrutura donde resultem, não só características mecânicas, mas também metalúrgicas, convenientes para o trabalho de redução subsequente.

A obtenção de elevada resistência à compressão, antes e durante a operação de redução, dependerá, em primeiro lugar, do minério e em segundo, da maneira como foram conduzidas as operações de fabrico, secagem e cozedura.

No caso de «pellets» obtidas a partir de concentrados de magnetite, para temperaturas da ordem dos 200—300° C, inicia-se a oxidação no ar, com possível colagem dos grãos em contacto. Se a elevação da temperatura prossegue lentamente, a oxidação da periferia dos grãos estende-se para o centro. Devido à reacção exotérmica de oxidação da magnetite a hematite,



a temperatura no centrô será um pouco mais elevada que na periferia. Porém, se o aquecimento for muito rápido, o calor desenvolvido pela oxidação provoca uma considerável elevação de temperatura, que pode levar à fusão do núcleo da «pellet». Se esta chegar a ocorrer, o núcleo, quando arrefecido, apresentar-se-à compacto e muito diferente da zona superficial. Os grãos apresentar-se-ão com faces planas (fig. 108) se precipitaram do líquido durante o arrefecimento ou corroídos, se houve fusão apenas da escória (fig. 109). O ligante entre os grãos de óxido de ferro será um silicato (fayalite) (fig. 108) ou eutéctico fayalite-magnetite, no caso de «pellets» ácidas (fig. 109) e silicatos de cálcio, olivinas ferro-cálcicas, ou ferrites, no caso de «pellets» básicas.

Se se trata de um minério hematítico, não terá lugar qualquer oxidação e a temperatura na zona central, será sempre um pouco inferior à temperatura das camadas periféricas. A obtenção de uma estrutura resistente, só será possível a partir de determinadas temperaturas, dentro do tempo limitado da cozedura. Impõe-se, portanto, que a camada exterior seja levada a uma temperatura superior à necessária para a sua cozedura, a qual, será mais elevada, que a usada no caso das «pellets» de magnetite. Por isso, pode vir a observar-se a fusão das camadas periféricas, com o grave inconveniente da formação de «cachos», que em seguida é necessário destruir. Porque a temperatura de cozedura das pellets de hematite não ultrapassa os 1350° C, os diversos grãos ligam-se entre si por pontes de hematite (figs. 111 e 112). A reacção entre os elementos da escória e a hematite não é possível no caso de «pellets» ácidas, mas no caso de «pellets» autofundentes, pode dar lugar ao aparecimento de ferrites. Como fase escória, predominarão os constituintes formados em fase sólida: silicatos, em geral vítreos, com predomínio do silicato de cálcio.

A estrutura das «pellets» dependerá então, no caso de minérios hematíticos, da temperatura de cozedura e no caso dos minérios magnetíticos, da temperatura de cozedura e da velocidade de aquecimento.

Como se viu já, a aglomeração em «pellets» comportou e comporta ainda hoje em certos casos, a adição, em estágio

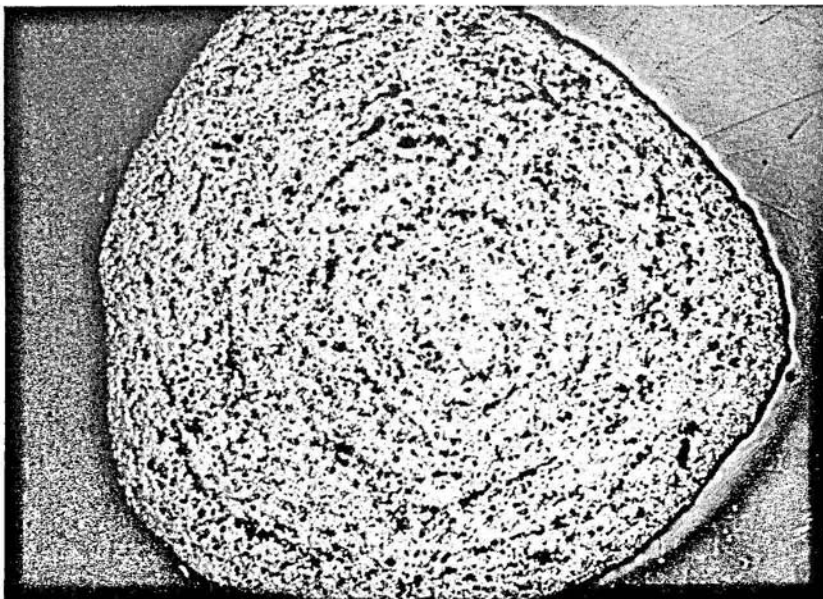


Fig. 106 — Macroestrutura de uma «pellet» seccionada diametralmente. Os elementos constitutivos estão dispostos em auréolas concêntricas. A porosidade aberta é muitíssimo grande.
Amp. 6 ×.

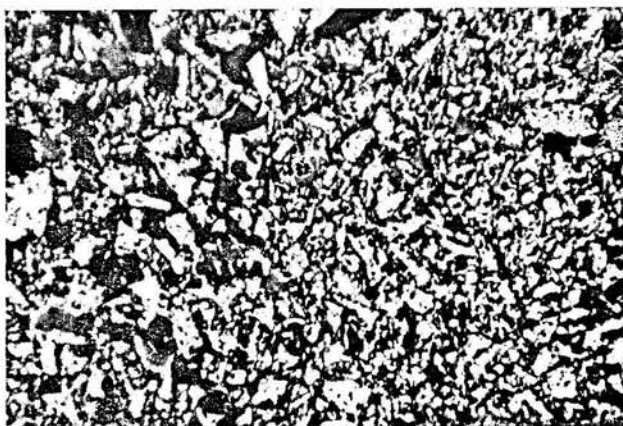


Fig. 107 — Aspecto geral de uma «pellet» fabricada a partir de um minério de magnetite e 1 % de bentonite como ligante. Cozedura a 1300° C durante 15 minutos. Mostra grãos de magnetite ligados entre si e uma escória inteiramente vítrea. Amostra 1.
Luz reflectida natural.
Amp. 80 ×.

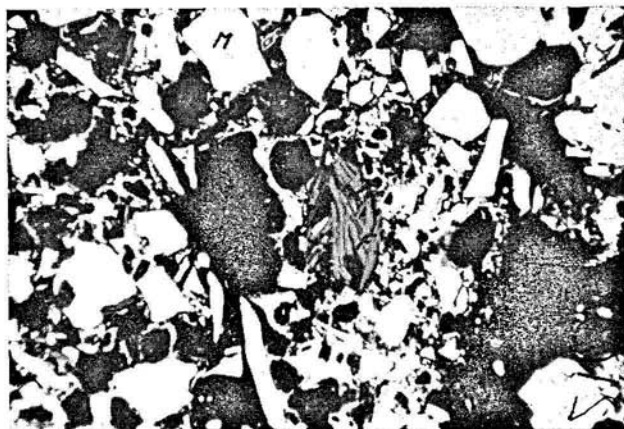


Fig. 108 — Zona central de uma «pellet» fabricada com um minério de magnetite fina ($- 50 \mu$) e bentonite como ligante, cozida a 1300° C durante 15 minutos. Os grãos de magnetite apresentam arestas regulares e estão ligados por meio de pontes de magnetite ou escória silicatada vítrea. Nota-se a presença de fayalite (F) bem diferenciada.
Luz reflectida natural.
Amp. $110 \times$.



Fig. 109 — «Pellet» fabricada com minério de magnetite e 1 % de bentonite e cozida a 1200° C. Mostra um grão de magnetite bastante corroído pela escória e esta constituída por um eutético magnetite — fayalite.
Luz reflectida natural.
Amp. $500 \times$.

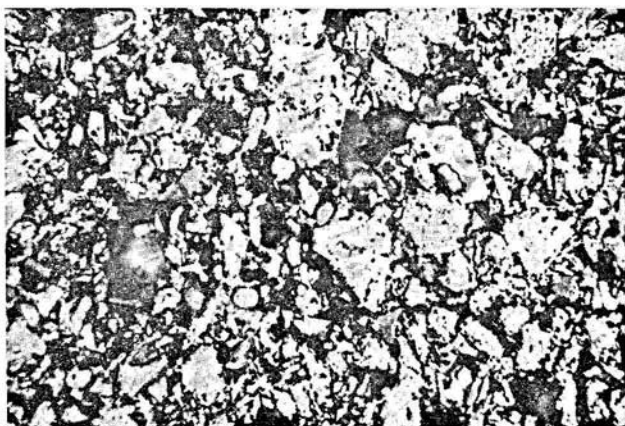


Fig. 110 — «Pellet» fabricada com minério de magnetite, cimento e bentonite. A magnetite está inteiramente martitizada depois de cozedura a 1300° C durante 15 minutos. A escória é inteiramente vítrea. Amostra 1 (.). Luz reflectida polarizada (nicois descruzados de 1°). Amp. 150 ×.



Fig. 111 — Microfotografia da zona periférica de uma «pellet» fabricada com minério de hematite cozida num aparelho Gate-Kiln a 1350° C. Os cristais de hematite recrystalizaram e uma parte foi dissolvida na ganga para formar um vidro cimentando os óxidos. Os cristais de hematite tem uma forma arredondada. Amostra M-1. Luz reflectida polarizada (nicois descruzados de 6°). Ampl. 400 ×.

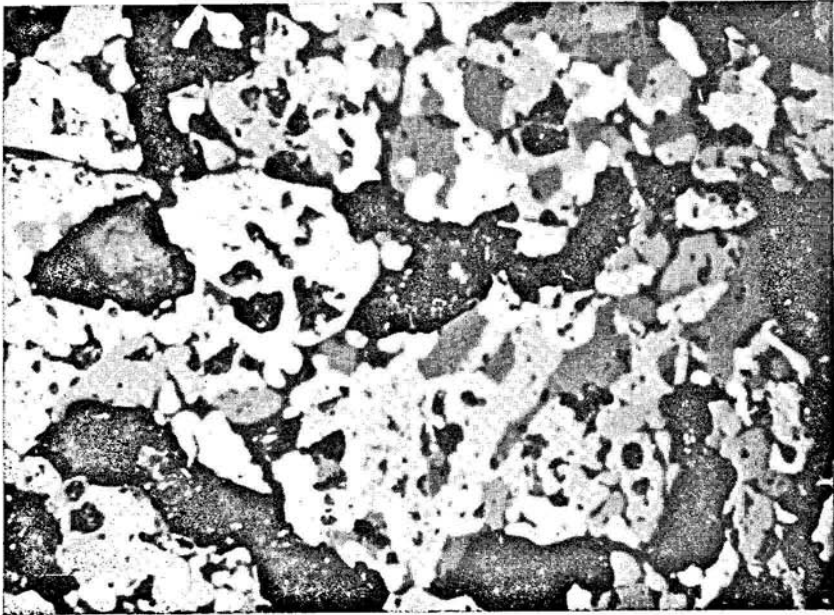


Fig. 112 — Microfotografia do centro de uma «pellet». Os cristais de hematite (minério original) tem contornos um pouco menos arredondados que os da amostra anterior. Amostra M-2.
Luz reflectida polarizada (nicos des cruzados de 6°).
Amp. 400 ×.



Fig. 113 — Aspecto de uma «pellet» autofundente fabricada com minério de magnetite e 5 % de cal como ligante cozida a 1300° C durante 15 minutos. A martitização da magnetite é completa. A escória é vítrea. Amostra 4.
Luz reflectida natural.
Amp. 150 ×.

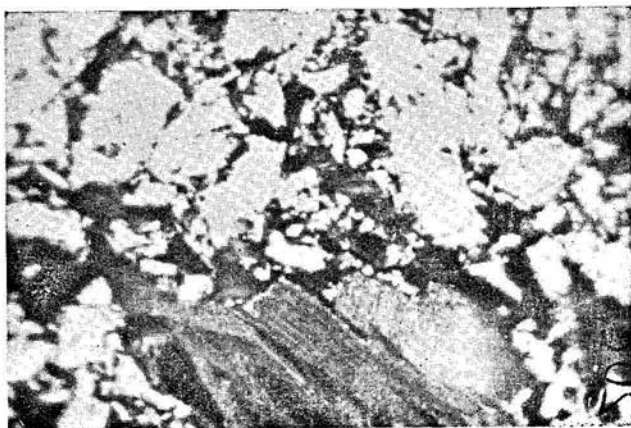


Fig. 114 — Pormenor da microfotografia anterior mostrando a maneira como se ligam os grãos de hematite, resultantes da oxidação da magnetite.
Luz reflectida natural.
Amp. 730 ×.

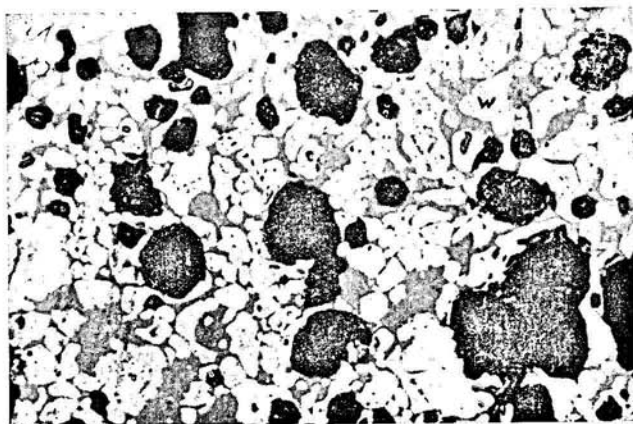


Fig. 115 — Aspecto da «casca» de uma «pellet» pré-reduzida fabricada com minério de magnetite, cimento Portland e carvão. Mostra grãos de wustite (W) numa escória vítrea. Amostra 18.
Luz reflectida natural.
Amp. 150 ×.

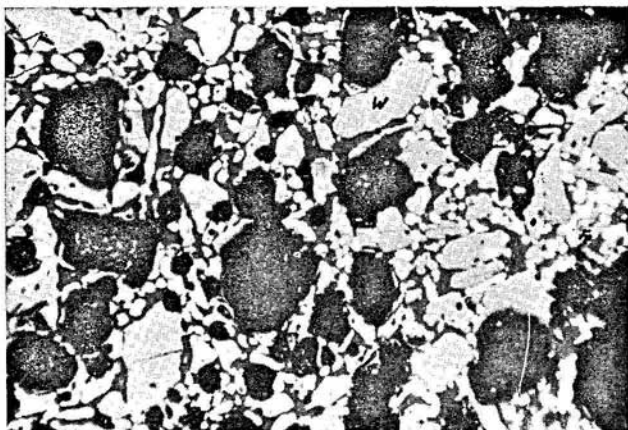


Fig. 116 — Mesma amostra que a anterior. Zona de transição entre a «casca» e o núcleo. Observam-se numerosos glóbulos de ferro metálico em contacto com wustite numa escória vítrea e poros anteriormente ocupados por partículas de carvão. Cozedura a 1100° C durante 15 min. Luz reflectida natural.
Amp. 110 ×.

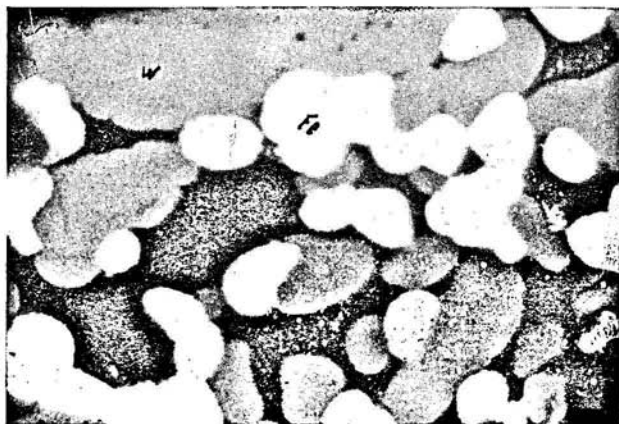


Fig. 117 — Pormenor da microfotografia anterior mostrando a progressão da redução para o interior dos grãos de wustite.
Luz reflectida natural.
Amp. 730 ×.

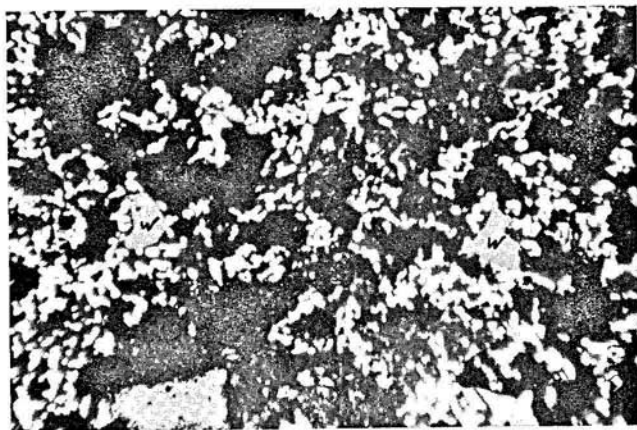


Fig. 118 — Aspecto do núcleo de uma «pellet» pré-reduzida, usando 15 % de carvão. Cozedura a 1300° C. Observa-se a redução integral dos óxidos de ferro de pequenas dimensões, persistindo como wustite os de dimensões mais elevadas. Os grãos de ferro metálico estão ligados entre si.
Amostra V.
Luz reflectida natural.
Amp. 110 ×.

final de fabrico, de uma camada de carvão. A extinção desta prática, resulta das dificuldades por ela criadas. À heterogeneidade na distribuição do combustível, sucede uma grande heterogeneidade térmica, por dificuldades de regulação da combustão. Mas, ainda no caso das «pellets» de magnetite, a irregularidade na distribuição de combustível provoca uma variação considerável do grau de oxidação, com influência notável sobre a redutibilidade. Daí, uma multiplicidade de microestruturas, que poderão encontrar-se em «pellets» de composição semelhante (figs. 108 e 110).

Nos casos normais de peletização, que acabam de referir-se, será natural dividir o estudo da microestrutura das «pellets», referindo sucessivamente os diferentes aspectos que poderão ocorrer.

Assim, nas «pellets» produzidas a partir de hematite se houver, como é natural, ligação entre as diferentes partículas de óxido de ferro esta será devida à recristalização dos grãos nas superfícies em contacto (figs. 111 e 112). Esta ligação poderá ser suficientemente forte, para que a resistência das «pellets» cozidas seja elevada. Mas, é necessário além disso considerar a resistência em curso de redução, o que equivale a dizer, que deve existir, além da ligação entre as partículas de óxido de ferro, uma outra igualmente resistente, que permaneça intacta até que a temperatura de fusão seja atingida. Ora, no caso das «pellets» ácidas, os únicos elementos que poderiam ter esta função seriam a sílica, silicatos e suas combinações com os óxidos de ferro. Mas, como o Fe_2O_3 não dá combinações com a sílica, seria necessário atingirem-se temperaturas superiores a 1350°C , para que a hematite pudesse dissociar-se, admitindo o ar como atmosfera. Nessa altura, a sílica poderia combinar-se com a magnetite para dar fayalite. Esta fase, observa-se frequentemente embora no estado vítreo. Tratamentos térmicos e ataque convenientes, levam a sua diferenciação. Ela escasseia, quando as quantidades de combustível empregadas são pequenas e se encontram intactos muito grãos de quartzo. É possível, embora raramente, encontrar eutécticos magnetite-fayalite cristalizados a partir do estado líquido, principalmente nas camadas superficiais. No caso de

«pellets» autofundentes, além da rede de grãos de óxido de ferro ligados entre si, haverá uma outra formada por ferrites de cálcio. Nestas, haverá, com certeza, inclusões de silicatos de cálcio. Como as temperaturas não são de molde a obter-se o estado fundido, as ferrites bem como os silicatos, serão obtidas por combinação no estado sólido.

No caso de «pellets» de magnetite e estéril ácido, é de considerar a ocorrência de fayalite quando a cozedura se processa a temperaturas superiores a 1150° C (fig. 108) e a atmosfera é redutora (caso das «pellets» com camada de carvão exterior). Em atmosfera oxidante, a fayalite poderá ainda ocorrer, em virtude da lentidão das reacções de oxidação. Nota-se igualmente a existência de eutéticos binários magnetite-fayalite, precipitados a partir da fase líquida (fig. 109). Quando o índice de basicidade é modificado e se torna elevado (figs. 113 e 114), terá de dar-se primeiro a oxidação da magnetite para que ela possa combinar-se com a cal. Neste caso, é possível encontrar-se ferrites e silicatos de cálcio, além de eutéticos vários.

A observação ao microscópio de «pellets» pré-reduzidas, mostra a existência de uma camada exterior formada por escória vitrificada onde são implantados cristais de wustite (fig. 115). A medida que se caminha para o centro, os cristais de wustite aumentam em número e dão passagem a glóbulos de ferro metálico (figs. 114 e 115). Para temperaturas de cozedura de 1000 a 1100° C, os grãos de ferro metálico estão isolados uns dos outros mas, em contacto com grãos de wustite (fig. 117). Para temperaturas mais elevadas — 1200 a 1300° C, observa-se uma ligação nítida entre glóbulos metálicos (fig. 118) o que pode explicar o grande aumento de resistência verificado para as «pellets». O número e a dimensão dos grãos metálicos, estão directamente relacionados com o teor em carbono e com o tempo em que a temperatura de cozedura permaneceu elevada.

Não se observam sinais de fusão a não ser na camada exterior, como convém, para evitar que a combustão do carbono cesse, por falta de oxigénio. As temperaturas atingidas não são suficientes para que possa obter-se a cristalização da escória, que permanece vítrea.

ABREVIATURAS

- C. M. M. B. — *Canadian Mining and Metallurgical Bulletin.*
- M. C. J. — *Mining Congress Journal.*
- M. Q. — *Mining and Quarry Engineering.*
- C. E. P. S. S. — *Chemical Engineering Symposium Series.*
- TE — *Técnica.*
- T — *Traduction.*
- R. I. — *Rapport Interieur.*
- R. E. — *Rapport Exterieur.*
- I. H. A. — *Revista do Instituto del Hierro e del Acero.*
- S. T. — *Steel Times.*
- B. F. C. O. R. M. — *Blast Furnace, Coke Oven and Raw Materials.*
- I. B. M. — *Revista do Instituto Brasileiro dos Metais.*
- J. M. — *Journal of Metals.*
- J. I. S. I. — *Journal of Iron and Steel Institut.*
- M. E. — *Mining Engineering.*
- B. H. M. — *Berg und Huttenmanische Monatscheft.*
- S. U. E. — *Stahl und Eisen.*
- S. E. — *Stal in English.*
- J. A. — *Jernkontorets Annaler.*
- C. I. T. — *Circulaires d'Informations Techniques du Centre de Documentation Siderurgique.*

BIBLIOGRAFIA

I PARTE

- [1] — CERVEIRA (A. de Morais) — *Diagrama de Preparação de Minérios* — Porto — 1948.
- [2] — GAUDIN (A. M.) — *Principles of Mineral Dressing* — 1939.
- [3] — TAGGART (A.) — *Handbook of Mineral Dressing* — 1944.
- [4] — CERVEIRA (A. de Morais) — *Lições de Preparação de Minérios* — I Parte — Engenharia — 1955.
- [5] — CERVEIRA (A. de Morais) — *Lições de Preparação de Minérios* — II Parte — Engenharia — Porto — 1959.
- [6] — TESTUT (R. J.) — *La Préparation des Minerais* — I Parte — R. I. M. — Documento L1 — 1958.
- [7] — VÁRIOS — 6me. *Congrès International de la Préparation des Minerais* — R. I. M. — 1963.
- [8] — SUNDELIN (L.) — *The concentration of iron ores* — M. Q. E. — Fevereiro, Março e Abril — 1962.
- [9] — VÁRIOS — *Progress in Mineral dressing* — Estocolmo — 1957.
- [10] — LEVA (Max) — *Fluidization — Chemical Engineering Series* — New-York — 1959.
- [11] — VÁRIOS — *Journée d'Etudes sur l'Enrichissement des Minerais de Fer Français* — R. I. M. — Fevereiro — 1963.
- [12] — TÉMOIN (André) — *Description de L'usine de Carol Lake. Document Intérieur Aerofall* — 1963.
- [13] — GAUDIN (A. M.) — *Flotation* — 2.ª Edição — 1957.
- [14] — KLASSEN (V. I.) e MOKROUSOV (V. A.) — *An Introduction of the Theory of Flotation* — 1963.
- [15] — MAUMENE (J.) — *Préparation du Minerais de Fer de la Région du Lac Supérieur* (U. S. A.) — S. E. R. M. I. — 1964.
- [16] — KOSKAS (R.) — *Etude du Grillage Magnétisant comme Technique d'Enrichissement des Minerais de Fer Lorrains (en Fluidisation et en Atmosphère CO — CO₂)* — Université de Strasbourg — 1964.
- [17] — BOUCRAUT (M.) — *Traitement thermique des minerais* — Fusion N.º 18 — 1964.
- [18] — STONE (W. J. D.) — *Utilisation du Séparateur JONES pour l'Enrichissement des minerais de Fer* — T. 1887 — IRSID — 1961.

- [19] — GRISTAN (IE. L.) e TURECKIJ (IA. M.) — *Enrichissement des minerais de fer et épuration des concentrés de magnétite par la méthode de flottation indirecte avec collecteurs anionique* T. 2107 — IRSID — 1962.
- [20] — TITKOV (N. P.) — *Perspectives en flottation des minerais de fer* — T 2146 — IRSID — 1963.
- [21] — VLODAVSKIJ (I. K. M.) — *Flottation cationique du quartz et des minerais ferrifères* — T. 2177 — IRSID — 1962.
- [22] — KLASSEN (V. I.) — *Mécanisme de L'Effet du Silicate de Soude dans la Flottation de Minerais non Sulfures* — T. 1546 — IRSID — 1959.
- [23] — SCHULZ (Norman F.) — *Determination of the Magnetic Separation Characteristic with the DAVIS Magnetic Tube.* — S. M. E. of AIME — 1963.
- [24] — DERKAC (V. G.) — *Influence du Pas des Poles du Systeme Magnétique et de la Vitesse de Rotation du Tambour sur la Préparation Magnétique à Sec* — T. 2175 — IRSID — 1961.
- [25] — TRAU (Jerzi) — *Le Probleme Physico-Chimique des Processus mis en Jeu dans le Grillage Magnétisant des Minerais de Fer* — T. 2068 — IRSID — 1962.
- [26] — PARFENOV (A. M.) — *Grillage Réducteur et Grillage Réducteur-Oxydant des Hematites Brunnes* — T. 1625 — IRSID — 1949.
- [27] — MOUSOULOS (L.) — *Réduction des Minerais de Fer dans le Four Tournant pour l'Obtention du Fer Spongieux* — T. 2117 — IRSID — 1962.
- [28] — HADACEK (B.) — *Formation de la Fraction Magnétique Lors du Grillage des Composés de Fer et de Manganese* — T. 1747 — IRSID — 1959.
- [29] — KUNICKI — *Etat Actuel de la Séparation Magnétique y Basse Intensité y Sec* — RI. 366 — IRSID — 1964.
- [30] — DURAND — *Traitement des Pulpes y Magnetite* — RI. 334 — IRSID — 1963.
- [31] — DURAND (M.) — *Voyage en Suede* — 14 a 23 Outubro — 1963 — RI. 341 — IRSID — 1963.
- [32] — IVANIER (L.) — *Circuit Continu de Séparation Magnétique y Basse Intensité dans l'Eau après Grillage Magnétisant* — RI. 214 — IRSID — 1963.
- [33] — PSYCHOGIOS — *Séparation Magnétique à haute intensité à sec* — RI. 347 — IRSID — 1964.
- [34] — JAVELLE (P.) e HETTLER (A.) — *Etude de la Flottabilité de la Limonite et du Comportement de la Gangue des Minerais Lcrrains en Flottation Anionique* — R. I. 285 — 1963.
- [35] — HETTLER (A.) — *Flotation Di-ecte de la Limonite R. I.* — 231 — 1963.
- [36] — HETTLER (A.) — *Flottation de la Limonite R. I.* — 319 — 1963.
- [37] — JAVELLE (P.) — *Procedé POMPEY de Traitement des Minerais par Attaque Alcaline* — Note confidentielle — IRSID — 1963.
- [38] — PEARCE (M. O.) — *Low-Intensity Dry Magnetic Concentration* — C. M. M. B. — 1962.
- [39] — MELCHER (N. B.) and FROMMER (D. W.) — *Flotation of Iron Ores* — M. C. J. — 1963.
- [40] — MORROW (J. G.) — *Cationia Flotation of Silica from Algoma Siderite* — C. M. M. B — 1963.
- [41] — BUNGE (Fred H.) — *Iron ore Flotation* — C. H. P. S. S. — 1963.

- [42] — CERVEIRA (Alberto) — *Os Métodos de Separação de Minérios em Meios Densos* — TE, Junho — 1947.
- [43] — CERVEIRA (Alberto) — *Tratamento de Minerais em Mesas Oscilantes* — TE, Fevereiro — 1946.
- [44] — CERVEIRA (Alberto) — *A Estratificação das Partículas Minerais nas Mesas Oscilantes da Preparação de Minérios* — TE — Novembro — 1945.
- [45] — CERVEIRA (Alberto) — *O Movimento de Partículas Minerais nas Mesas Oscilantes de Preparação de Minérios* — TE, Junho — 1946.
- [46] — COSTA (H. Maia) — *Relatório de Estágio no IRSID* — Minas de Vila Cova — Relatório Interno — 1964.
- [47] — COSTA (H. Maia) e SANFINS (M.) — *Tratamento Acido do Minério de Magnetite de Vila Cova* — Relatório interno — 1965.
- [48] — BURGHARDT (O.) — *Etat Actuel et Perspectives Futures de l'Enrichissement des Minerais de Fer C. I. T. N.º 2* — 1962.
- [49] — UNITED STATES PATENT OFFICE — *Process of Upgrading Iron Ore Concentrates* — Pat. 3057.957 — Dezembro — 1962.

II PARTE

- [50] — VÁRIOS *Symposium on Sinter* — Londres — 1953.
- [51] — VÁRIOS — *2^{eme}. Symposium International sur L'AGGLOMERATION des Minerais de Fer* — Paris — 1957.
- [52] — VÁRIOS — *Agglomeration — Symposium Held in Philadelphia, Pennsylvania* — 1961.
- [53] — WEGMAN — *Agglomeration* — T. 2293 — IRSID — 1964.
- [55] — ASTIER (J.) BOUCRAUT (M.) — *L'Utilization Rationelle de Minerais Lorrain* — R. E. 43 — IRSID — 1964.
- [56] — BOUCRAUT (M.) e MICHARD (J.) — *Recent Trends in Sintering of Low-Grade Self-Fluxing Lorraine Iron Ores* — B. F. C. O. R. M. — Abril — 1962.
- [57] — ROCHAS (R.) e BOUCRAUT (M.) — *Utilization des Concentrés a l'Agglomeration sur Grille.* — RI. 343 — IRSIND — 1963.
- [58] — CHAPOTOT (F.), ROCHAS (R.), BOUCRAUT (M.) — *Agglomeration des Concentrées Fines* — RI. 310 — IRSID
- [59] — VÁRIOS — *Colloque sur l'Agglomeration des Minerais de Fer* — Publicação IRSID — Maio — 1957.
- [60] — ASTER (J.) — *Le Developement de l'Agglomeration en France et dans le Monde* — R. M. — Número special — 15-10-1961.
- [61] — MICHARD (J.), BOUCRAUT (M.), HEIDEMANN (M.) — *Contribution à l'Etude des Ecoulements Gazeux au Cours de l'Operation d'Agglomeration sur Grille* — R. M. — Número special de 15-10-1961.
- [62] — CIORRAGA (Fillol) e SOPENA (A. B.) — *Contribucion al Estudio de la Influencia de la Altura de Carga en la Sinterizacion por Aspiracion de Minerales de Hierro* — I. H. A. Nos. 87, 88, 89, 90.

- [63] — ROCHAS (R.) e ROUBY (M.) — *Agglomeration sur Grille* — RI. 324 — IRSID — 1963.
- [64] — RIST (A.) — *L'Aggloméré Lorrain au Microscope* — R. M. Numéro special — 15-10-1961.
- [65] — REY (M.) — *Physique et Chimie des Laitiers* — CESSID — 1954.
- [66] — VÁRIOS — *Troisiemes Journées Internationales de Siderurgie* — Luxemburgo — 1962.
- [67] — DAVIS (Dr. W.) — *Research on Sintering of Iron Ores at United Steel* — S. T. — Julho e Setembro — 1964.

III PARTE

- [68] — TIGERSCHIOLD (M.) e ILMONI (P. A.) — *Fundamental Factors Influencing the Strength of Green and Burned Pellets Made from Fine Magnetite Ore Concentrates* — B. F. C. O. R. M. — 1950.
- [69] — BOHOMOLETZ (P. Miguel) — *Industrialização dos Finos de Minério de Ferro — Pelotização* — I. B. M. — 1964.
- [70] — BROSCH (Carlos Dias) — *Evolução Recente do Processo de Pelotização de Minérios de Ferro* — IBM — 1964.
- [71] — CHAPOTOT (F.), ROUBY (M.) — *Agglomeration en Boulettes* — RI. 372 — IRSID — 1964.
- [72] — BAZILEVICH (S. V.) — *Operation of a Disc Pelletizer* — S. E. — Agosto — 1960.
- [73] — KHOKLOV (D. G.) — *Production of Fluxed Pellets From Fine Concentrates* — S. E. — Agosto — 1960.
- [74] — KOROTICH (V. I.) — *Movement of Granular Material in a Rotating Drum* — S. E. — Agosto — 1961.
- [75] — ENGLISH (Alan) and MORGAN (M. F.) — *Downdraft Taconite Pellet Hardening*. — J. H. — Fevereiro — 1958.
- [76] — VIOLETTA (Donald) — *Updraft Pelletizing of Specular-Hematite Concentrates* — J. M. — Fevereiro — 1958.
- [77] — KURT (J. E. Meyer) and RAUSH (Hans) — *The Lurgi Pelletizing Process: a Combined Updraft — Downdraft Technique* — J. M. — Fevereiro — 1958.
- [78] — DEVANEY (F. D.) — *Pelletizing in Shaft Furnaces* — J. M. — Fevereiro — 1958.
- [79] — TIGERSCHIOLD (M.) — *Aspects on Pelletizing of Iron Ore Concentrates* — J. I. S. I. — Maio — 1954.
- [80] — COOK (S. R. B.) and STOWASSER (W. F.) — *The Effect of Heat Treatment and Certain Additives on the Strength of Fired Magnetite Pellets* — M. E. — Dezembro — 1952.
- [81] — COOK (S. R. B.) and BAN (T. E.) — *Microstructures of Iron Ore «Pellets»* — M. E. — Novembro — 1952.
- [82] — BAN (T. E.) — and ERK (L. J.) — *Méthodes de Laboratoire pour la Détermination de l'Aptitude y la Nodulization de Concentrés de Minerais de Fer* — M. E. — Agosto — 1953.

- [83] — BAZILEVICH (S. V.), MAKAEV, (S. V.) and RAVIKOVICH (I. M.) — *Pilot Plant for Making Pellets* — S. E. — Dezembro — 1959.
- [84] — BERKHAHN (R. W.) and URICH (D. M.) — *Grate-Kiln Pelletizing of Iron Concentrates* — J. M. — Abril — 1962.
- [85] — BLASTER (H. W.) — *Americanisch Erfahrungen mit Erzpellets im Hochofenbetrieb* — B. H. M. — Novembro — 1961.
- [86] — MEYER (K.) — *Stand der Entwicklung der Pelletisierung von Eisenerzen* — S. U. E. — Fevereiro — 1962.
- [87] — OLT (T. F.) — *Blast-Furnace Performance Using Iron Ore Pellets* — J. I. S. I. — Fevereiro — 1962.
- [88] — RAMBERG (Bjorn) — *Mikropelletizing* — J. A. — Maio — 1963.
- [89] — ROVENSKII (I. I.) — *Firing Pellets on a Grate* — S. E. — Maio — 1959.
- [90] — SHAROV (S. I.) — *Investigation of the Production and Properties of Magnetite Concentrate Pellets* — S. E. — Julho — 1959.
- [91] — INNES (J. A.) — *Metallized Pellets from Ore-Coke Mixtures* — J. M. — Abril — 1963.
- [92] — MELCHER (Norwood B.) — *Smelting Prereduced Iron Ore Pellets* — J. M. — Abril — 1963.
- [93] — REPORTER — *Prereduced Pellets Tried* — J. M. — Outubro — 1962.
- [94] — KONTOROVICH (G. I.), YARKHO (N. A.) — *Pelletizing and Partial Reduction of Iron Ore Concentrates* — S. E. — Novembro — 1959.
- [95] — VÁRIOS — *Iron Ores* — *Metal Bulletin* — *Special Issue* — Março — 1965.
- [96] — EDSTRÖM (J. O.) — *Reaktionsförlopp Vid Kulsintering Och Järnmals Reduktion* — J. A. — 1958.
- [97] — MEYER (K.) — *Development of Iron Ore Pelletizing* — S. U. E — Outubro — 1956.
- [98] — ASTIER (J.) — *Procédé «Grate-Kiln» d'Agglomération des Minerais de Fer* — R. E. 4 — IRSID — 1962.