

BENEFICIAMENTO DE ITABIRITOS COMPACTOS DA JAZIDA DE SERRA AZUL¹

Bianca Foggatto²
Homero Delboni Junior³
Emir Birro de Castro⁴
Antonio Schettino Gomes Pereira⁵

Resumo

O trabalho tem por objetivo realizar ensaios preliminares de beneficiamento do minério de ferro compacto de Serra Azul. Foram avaliadas as similaridades entre os tipos de minério presentes em abundância na reserva. Este estudo servirá de base para consolidação da rota de processo da futura usina da Usiminas. Para cada uma das três amostras analisadas foi realizada a caracterização preliminar dos minérios. Esta etapa contou com a determinação da composição química e mineralógica. Para iniciar os trabalhos, as amostras foram britadas e moídas. Para o desenvolvimento de processo foram selecionadas duas malhas de moagem. Os produtos obtidos foram encaminhados a ensaios de concentração por separação magnética e flotação. Uma etapa de deslamagem prévia a flotação também foi conduzida. Os desempenhos de cada uma das etapas para cada tipo de minério formaram a base para integração de um fluxograma preliminar de processos.

Palavras-chave: Minério de ferro; Itabiritos compactos; Desenvolvimento de processo.

BENEFICIATION OF COMPACT ITABIRITE FROM SERRA AZUL DEPOSIT

Abstract

This work describes a test campaign carried out for Usiminas' itabirites from Serra Azul deposit. The work compared similarities among the various ore types as a basis for a process development for the future industrial circuit. A preliminary characterization was conducted for each sample, including chemical composition and mineralogical analysis. Each sample was crushed and ground according to two top sizes. These samples were then used for magnetic separation and flotation testing. Samples used for flotation testing were previously deslimed. The performance of each process route was evaluated for assessing beneficiation flowsheet.

Key words: Iron ore; Compact itabirites; Process development.

¹ Contribuição técnica ao 40º Seminário de Redução de Minério de Ferro e Matérias-primas e 11º Seminário Brasileiro de Minério de Ferro, 19 a 22 de setembro de 2010, Belo Horizonte, MG.

² Engenheira de Minas, MSc. (HDA Serviços)

³ Engenheiro de Minas, MSc., Ph.D. (Prof. Doutor do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo - EPUSP).

⁴ Engenheiro de Minas, MSc. (Usiminas Mineração)

⁵ Engenheiro de Minas (Usiminas Mineração)

1 INTRODUÇÃO

O presente trabalho descreve as atividades referentes a ensaios para desenvolvimento do beneficiamento de minérios de ferro compactos, das minas Oeste, Central e Leste de Serra Azul, município de Itatiaiuçu, MG. O objetivo foi avaliar as similaridades entre tipos de minérios e estabelecer um fluxograma preliminar de processo de beneficiamento destes minérios. Os dados aqui apresentados fazem parte do trabalho de Delboni Junior e Foggiatto.⁽¹⁾

2 AMOSTRAS

As amostras de minério presentes em abundância na reserva de Serra Azul foram denominadas de Itabirito Semi-Compacto (ISC), Itabirito Compacto (IC), Itabirito Compacto Maciço (IM). A composição química e mineralógica de cada litologia estão apresentadas na Tabela 1 e 2.

Tabela 1. Composição química

Amostra	Teores (%)				
	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	P.F.
ISC	55,4	20,3	0,46	0,04	0,77
IC	45,0	33,7	0,51	0,06	1,05
IM	33,1	52,0	<0,10	0,01	Ganho ao Fogo

Tabela 2. Composição mineralógica

Amostra	Mineral		
	Hematita	Goethita	Quartzo
ISC	Presente	Presente	Presente
IC	Presente	Presente	Presente
IM	Presente	Ausente	Presente

3 METODOLOGIA E RESULTADOS

A preparação de amostras incluiu, para cada uma das três amostras, estágios de britagem e peneiramentos, seguidas de estágios de moagem e classificação de forma a gerar amostras para ensaios de concentração por separação magnética e flotação. O objetivo foi analisar a viabilidade técnica de uma pré-concentração, de forma a diminuir a massa a ser submetida a etapas posteriores de moagem. Uma etapa de deslamagem prévia a flotação também foi conduzida.

3.1 Britagem e Moagem

A etapa de britagem foi realizada em britador de mandíbulas e britador de rolos, em circuito fechado, até que 100% do material fosse passante na malha 1,68 mm (12# Tyler). Na etapa de moagem foram obtidos produtos moídos com *top size* de 0,30 e 0,21 mm. Os ensaios de moagem foram executados a seco em moinho laboratorial de aço, com carga padronizada em 30% do volume da câmara de moagem e tamanhos máximo de bolas de 4 mm.

Os produtos moídos foram submetidos ao peneiramento à úmido e cada fração obtida foi encaminhada para análise química. Os gráficos da Figura 1 apresentam os teores de Fe e SiO₂ em função das respectivas recuperações em massa, conforme as frações acumuladas acima (mais grossas) para os respectivos cortes

granulométricos teóricos, ou seja, sem que seja considerada eficiência de peneiramento/classificação. Ressalta-se que o ponto de recuperação em massa de 100% indica assim a massa total da amostra e, conseqüentemente, os teores cabeça correspondentes de cada amostra.

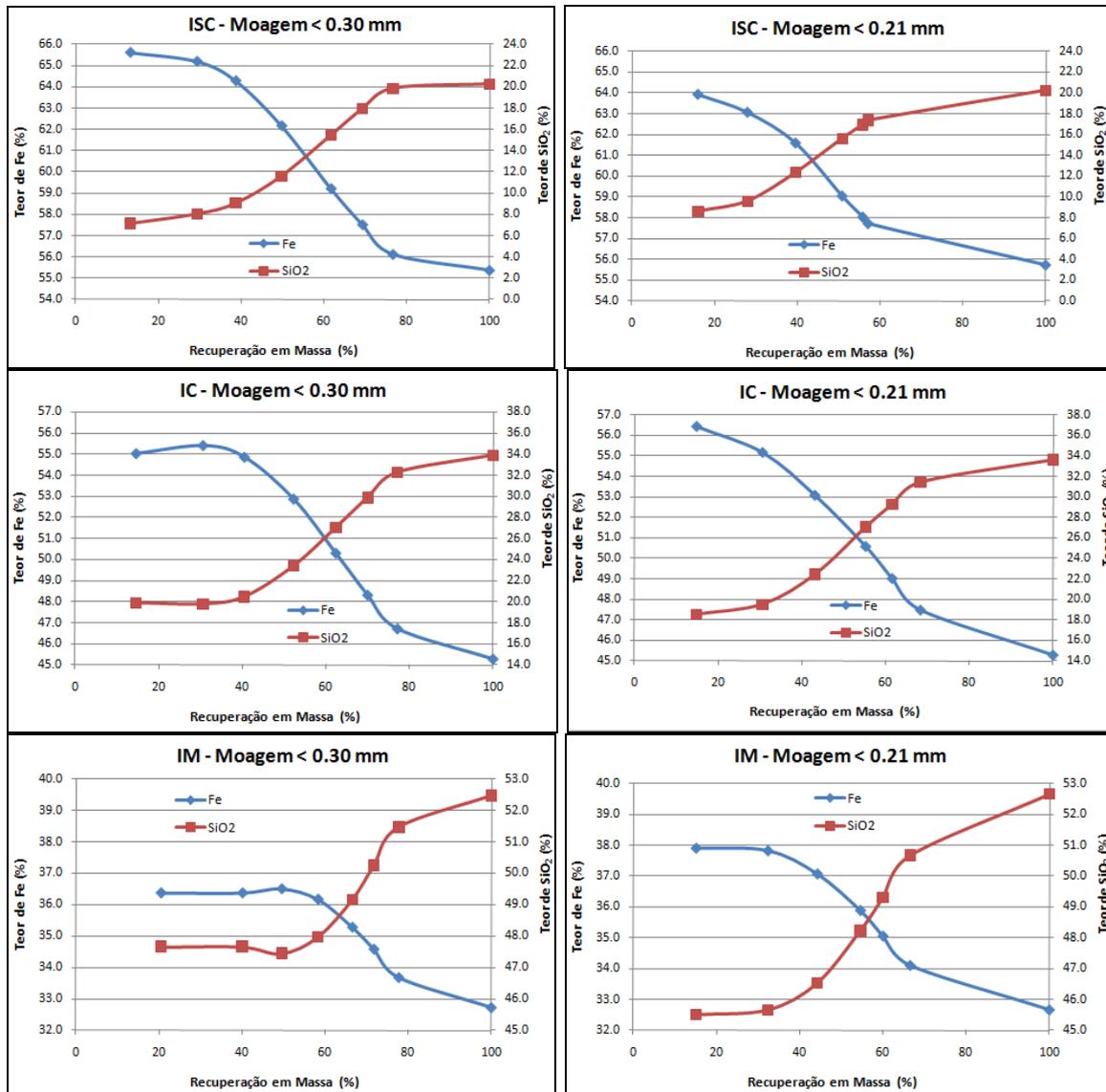


Figura 1. Teores de Fe e SiO₂ em função das respectivas recuperações em massa, para frações acumuladas.

A Figura 1 indica, para as amostras moídas abaixo de 0,30 mm, teores máximos de Fe na fração 0,21 mm para a amostra ISC, na fração 0,149 mm para a amostra IC e na fração 0,105 mm para a amostra IM. Para as amostras moídas abaixo de 0,21 mm, a mesma figura aponta teores máximos de Fe na fração 0,149 mm para as três amostras.

A Figura 1 indica distribuições semelhantes, tanto de teores acumulados de Fe e de SiO₂, para as amostras analisadas. As distribuições de teor acumulado de Fe são decrescentes para frações retidas em malhas progressivamente mais finas, com mudança de gradiente para a fração passante na malha mais fina. As distribuições de teores acumulados de SiO₂ são, para as três amostras, além de semelhantes, inversas às respectivas distribuições de teor de Fe acumulado. Assim, todas as três

apresentam aumento de teor para malhas progressivamente mais finas, com diminuição de gradiente para a fração passante na malha mais fina. Embora difiram em valores absolutos de teores de Fe e SiO₂, para as três amostras ICS, IC e IM exibem distribuições praticamente coincidentes em frações acumuladas retidas em cortes granulométricos teóricos.

3.2 Concentração

3.2.1 Separação magnética

A concentração de minerais por métodos magnéticos foi realizada em separador de alta intensidade via úmida nos campos de 5.000 Gauss, 10.000 Gauss e 15.000 Gauss em estágios *rougher* e *scavenger*. Ao final dos ensaios as frações magnéticas foram reunidas. Os resultados obtidos nos ensaios de separação magnética são apresentados nas Tabelas 3 a 5.

Tabela 3. Balanços Metalúrgicos da Separação Magnética – Amostra ISC

Campo Magnético (Gauss)	Top size (mm)	Produto	Recuperação em massa (%)	Teores (%)					Recuperação metalúrgica (%)	
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PF	Fe	SiO ₂
5.000	0,30	Alim. calc.	100	54,5	20,9	0,6	0,04	0,75		
		Magnético	47,6	66,6	5,65	0,43	0,03	0,35	58,2	12,9
		Não magnético	52,4	43,5	34,7	0,72	0,05	1,11	41,8	87,1
	0,21	Alim. calc.	100	53,3	21,0	0,7	0,04	0,79		
		Magnético	40,5	65,2	4,34	0,74	0,03	0,12	49,5	8,4
		Não magnético	59,5	45,2	32,4	0,63	0,04	1,25	50,5	91,6
10.000	0,30	Alim. calc.	100	55,1	20,6	0,6	0,04	1,03		
		Magnético	83,4	64,9	7,06	0,42	0,04	0,98	98,2	28,6
		Não magnético	16,6	5,96	88,4	1,46	0,03	1,29	1,8	71,4
	0,21	Alim. calc.	100	55,2	21,0	0,5	0,04	1,17		
		Magnético	81,8	66,0	6,20	0,32	0,04	0,79	97,9	24,1
		Não magnético	18,2	6,48	87,6	1,40	0,03	2,87	2,1	75,9
17.000	0,30	Alim. calc.	100	54,9	20,2	0,5	0,04	0,97		
		Magnético	85,7	63,2	8,45	0,30	0,04	0,96	98,7	35,9
		Não magnético	14,3	4,81	90,5	1,38	0,02	1,05	1,3	64,1
	0,21	Alim. calc.	100	54,4	20,6	0,5	0,03	0,71		
		Magnético	82,4	64,9	5,82	0,29	0,04	0,64	98,3	23,3
		Não magnético	17,6	5,23	89,5	1,39	0,03	1,05	1,7	76,7

Tabela 4. Balanços Metalúrgicos da Separação Magnética – Amostra IC

Campo Magnético (Gauss)	Top size (mm)	Produto	Recuperação em massa (%)	Teores (%)					Recuperação metalúrgica (%)	
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PF	Fe	SiO ₂
5.000	0,30	Alim. calc.	100	44,3	35,0	0,6	0,06	1,01		
		Magnético	38,4	61,4	11,1	0,35	0,03	0,33	53,2	12,2
		Não magnético	61,6	33,7	49,9	0,69	0,08	1,43	46,8	87,8
	0,21	Alim. calc.	100	45,3	34,3	0,6	0,06	1,11		
		Magnético	33,3	64,9	7,44	0,45	0,03	0,22	47,8	7,2
		Não magnético	66,7	35,5	47,7	0,74	0,07	1,55	52,2	92,8
10.000	0,30	Alim. calc.	100	43,7	36,4	0,8	0,06	1,03		
		Magnético	74,3	57,2	17,3	0,74	0,07	1,14	97,3	35,3
		Não magnético	25,7	4,65	91,4	0,81	0,04	0,70	2,7	64,7
	0,21	Alim. calc.	100	43,4	35,1	0,9	0,06	0,87		
		Magnético	73,0	57,5	14,2	1,01	0,06	0,88	96,7	29,6
		Não magnético	27,0	5,32	91,4	0,73	0,04	0,84	3,3	70,4
17.000	0,30	Alim. calc.	100	45,3	34,6	0,7	0,06	-		
		Magnético	77,6	57,3	17,6	0,70	0,07	1,08	98,1	39,6
		Não magnético	22,4	3,76	93,1	0,82	0,03	<0,10	1,9	60,4
	0,21	Alim. calc.	100	45,7	33,4	0,5	0,06	0,96		
		Magnético	74,1	60,1	12,8	0,40	0,07	1,06	97,4	28,3
		Não magnético	25,9	4,54	92,5	0,72	0,03	0,67	2,6	71,7

Tabela 5. Balanços Metalúrgicos da Separação Magnética – Amostra IM

Campo Magnético (Gauss)	Top size (mm)	Produto	Recuperação em massa (%)	Teores (%)					Recuperação metalúrgica (%)	
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PF	Fe	SiO ₂
5.000	0,30	Alim. calc.	100	32,1	52,9	-	0,01	-		
		Magnético	31,5	50,2	27,6	0,20	0,02	<0,10	49,3	16,4
		Não magnético	68,5	23,8	64,6	<0,10	0,01	0,18	50,7	83,6
	0,21	Alim. calc.	100	32,9	53,6	-	0,01	-		
		Magnético	28,1	56,8	19,3	0,24	0,02	<0,10	48,5	10,1
		Não magnético	71,9	23,6	67,0	<0,10	0,01	<0,10	51,5	89,9
10.000	0,30	Alim. calc.	100	32,3	54,3	-	0,01	0,29		
		Magnético	77,0	40,7	42,1	0,18	0,02	0,27	97,0	59,7
		Não magnético	23,0	4,25	95,0	<0,10	0,01	0,35	3,0	40,3
	0,21	Alim. calc.	100	32,6	52,7	-	0,01	0,28		
		Magnético	67,4	46,3	32,5	0,12	0,01	0,33	95,8	41,6
		Não magnético	32,6	4,17	94,4	<0,10	0,01	0,17	4,2	58,4
17.000	0,30	Alim. calc.	100	32,6	53,7	-	0,02	0,20		
		Magnético	77,7	41,1	41,7	0,50	0,02	0,19	97,9	60,3
		Não magnético	22,3	3,09	95,6	<0,10	0,01	0,22	2,1	39,7
	0,21	Alim. calc.	100	32,8	53,9	-	0,01	-		
		Magnético	69,4	45,9	35,2	0,26	0,02	0,13	97,2	45,3
		Não magnético	30,6	2,99	96,2	<0,10	0,01	<0,10	2,8	54,7

As Tabelas 3, 4 e 5 indicam que houve diminuição na recuperação em massa para o produto magnético, conforme a diminuição de malha de moagem, de *top size* de 0,30 mm para 0,21 mm, para todas as amostras. Em todos os campos magnéticos, o teor de SiO₂ é reduzido para o produto magnético da amostra moída a 0,21 mm em relação à amostra moída em 0,30 mm. O mesmo comportamento é observado para a Al₂O₃, ou seja, diminuição de teor no produto magnético para a amostra ISC e IM,

a menos do ensaio executado sob campo de menor intensidade sobre amostra IM. Para amostra IC, no que se refere à alumina o comportamento foi inverso, ou seja, houve aumento de teor no produto magnético, a menos do ensaio executado sob campo de maior intensidade. Já o comportamento do P oscila e não apresenta padrão para as condições analisadas.

3.2.2 Flotação

Após a etapa de moagem, uma fração de cada amostra foi submetida à deslamagem, conduzida em ciclone de uma polegada de diâmetro. Os resultados de teores e recuperações em massa e metalúrgicas da deslamagem encontram-se listados na Tabela 6.

Tabela 6. Balanços de massa e metalúrgicos da deslamagem

Amostra	Top Size (mm)	Fluxo	Recuperação em massa (%)	Teor (%)				Recuperação Metalúrgica (%)	
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	Fe	SiO ₂
ISC	0,30	Underflow	93,8	55,4	21,2	0,2	0,03	93,9	96,5
		Overflow	6,2	55,0	11,9	4,5	0,17	6,1	3,5
	0,21	Underflow	92,9	55,0	20,7	0,2	0,03	92,9	96,0
		Overflow	7,1	55,4	11,4	4,3	0,16	7,1	4,0
IC	0,30	Underflow	93,3	45,0	35,1	0,3	0,05	93,2	94,5
		Overflow	6,7	45,3	28,2	3,3	0,17	6,8	5,5
	0,21	Underflow	92,6	44,6	34,4	0,3	0,05	92,3	94,2
		Overflow	7,4	46,4	26,2	3,0	0,17	7,7	5,8
IM	0,30	Underflow	94,3	33,1	51,8	<0,10	0,01	95,3	93,6
		Overflow	5,7	27,3	58,8	0,4	0,03	4,7	6,4
	0,21	Underflow	92,3	32,5	52,6	<0,10	0,01	93,4	91,5
		Overflow	7,7	27,7	59,1	0,6	0,03	6,6	8,5

As recuperações em massa para a fração encaminhada a etapa de flotação (*underflow* do ciclone) foram próximas para as três amostras independentemente da malha de moagem. No que se refere aos teores de Fe, as amostras ISC, IC e IM apresentaram valores de *underflow* semelhantes aos obtidos para as respectivas alimentações. No que se refere ao teor de SiO₂, os teores de *underflow* apresentaram aumento em relação à respectiva alimentação, tanto para as amostras ISC e IC, quer seja na malha de moagem de 0,30 mm ou 0,21 mm. A amostra IM no entanto apresentou comportamento inverso.

Nos seis ensaios o *overflow* indicou teores de Al₂O₃ mais altos que o *underflow*, cujos teores variaram entre 0,3% e o limite de detecção (0,10%). Os teores de P apresentaram essencialmente as mesmas tendências que os teores de Al₂O₃, e o teor de P para os fluxos de *underflow* apresentou valores entre 0,05% e 0,01%. A amostra IC apresentou os maiores teores de Al₂O₃ e P no fluxo de *underflow*.

O *underflow* da deslamagem foi encaminhado para etapas de flotação em célula de bancada, marca Cimaq. A flotação foi conduzida em etapas *rougher*, *scavenger* e *cleaner* empregando-se dosagens fixas de reagentes (60 g/t de amina e 800 g/t de amido).

No estágio *rougher*, amostras de minério foram condicionadas em com rotação em 1200 rpm e a 50% de sólidos. O pH foi controlado em 10,5 e foram dosadas 800 g/t de depressor e 40 g/t de coletor (2/3 da dosagem). O condicionamento do depressor foi realizado durante o intervalo de 5 minutos e do coletor de 3 minutos. Após o condicionamento houve adição de água até completar a cuba (35% de sólidos) e a

liberação do fluxo de ar. Na seqüência, o produto flotado (rejeito) era coletado até a exaustão. O rejeito foi submetido a etapa *scavenger* e o concentrado (produto deprimido), a etapa *cleaner*.

Na etapa *cleaner*, 20 g/t de coletor (1/3 da dosagem total) foi adicionada ao concentrado *rougher* e a polpa foi condicionada por mais 3 minutos. Novamente, o rejeito era coletado até a exaustão. Na etapa *scavenger* não houve adição de reagentes, apenas controle do pH.

Os teores, recuperações em massa e metalúrgicas estão apresentadas nas Tabelas 7, 8 e 9, respectivamente para ensaios de flotação com amostras ISC, IC e IM.

Tabela 7. Balanços Metalúrgicos da Flotação – Amostra ISC

Top size (mm)	Produto	Etapa	Recuperação em massa (%)	Teores (%)					Recuperação metalúrgica (%)	
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PF	Fe	SiO ₂
0,30	Alim. calc.		100	54,7	21,0	0,17	0,03	0,61		
	Concentrado	Rougher	95,5	56,8	18,0	0,14	0,03	0,61	99,3	81,7
	Rejeito		4,5	9,0	85,3	0,78	0,01	0,76	0,7	18,3
	Concentrado	Cleaner	91,6	58,8	15,1	0,12	0,03	0,61	99,3	80,5
	Rejeito		3,9	9,9	85,1	0,64	0,01	0,54	0,7	19,5
	Concentrado	Scavenger	-							
	Rejeito		-							
0,21	Alim. calc.		100	54,0	21,2	0,21	0,03	0,79		
	Concentrado	Rougher	92,1	57,5	16,1	0,20	0,03	0,82	98,0	70,1
	Rejeito		7,9	13,6	80,3	0,32	0,01	0,46	2,0	29,9
	Concentrado	Cleaner	86,8	60,8	11,4	0,15	0,03	0,82	99,6	66,6
	Rejeito		5,3	3,9	93,3	1,06	0,01	0,85	0,4	33,4
	Concentrado	Scavenger	5,1	14,4	79,1	0,32	0,01	0,46	68,8	64,0
	Rejeito		2,8	12,09	82,5	0,31	0,01	0,46	31,2	36,0

Tabela 8. Balanços Metalúrgicos da Flotação – Amostra IC

Top size (mm)	Produto	Etapa	Recuperação em massa (%)	Teores (%)					Recuperação metalúrgica (%)	
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PF	Fe	SiO ₂
0,30	Alim. calc.		100	44,7	35,2	0,39	0,05	0,90		
	Concentrado	Rougher	78,8	54,4	21,5	0,37	0,06	1,01	95,9	48,0
	Rejeito		21,2	8,7	86,5	0,48	0,01	0,49	4,1	52,0
	Concentrado	Cleaner	72,0	58,5	15,6	0,38	0,06	1,06	98,2	66,5
	Rejeito		6,8	11,2	83,3	0,22	0,02	0,48	1,8	33,5
	Concentrado	Scavenger	6,1	20,6	69,6	0,30	0,03	0,60	68,2	23,2
Rejeito	15,1		3,89	93,4	0,55	0,01	0,44	31,8	76,8	
0,21	Alim. calc.		100	44,7	35,2	0,39	0,05	0,90		
	Concentrado	Rougher	78,8	54,4	21,5	0,37	0,06	1,01	97,7	70,7
	Rejeito		21,2	8,7	86,5	0,48	0,01	0,49	2,3	29,3
	Concentrado	Cleaner	72,0	58,5	15,6	0,38	0,06	1,06	97,2	58,5
	Rejeito		6,8	11,2	83,3	0,22	0,02	0,48	2,8	41,5
	Concentrado	Scavenger	6,1	20,6	69,6	0,30	0,03	0,60	70,5	49,3
Rejeito	15,1		3,89	93,4	0,55	0,01	0,44	29,5	50,7	

Tabela 9. Balanços Metalúrgicos da Flotação – Amostra IM

Top size (mm)	Produto	Etapa	Recuperação em massa (%)	Teores (%)					Recuperação metalúrgica (%)	
				Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	PF	Fe	SiO ₂
0,30	Alim. calc.		100	32,7	52,4	0,00	0,01	0,26		
	Concentrado	Rougher	89,4	35,7	48,0	0,00	0,01	0,27	97,5	81,8
	Rejeito		10,6	7,7	90,0	0,00	0,01	0,17	2,5	18,2
	Concentrado	Cleaner	86,3	36,6	46,6	<0,10	0,01	0,27	99,0	93,7
	Rejeito		3,1	9,9	86,2	<0,10	0,01	0,35	1,0	6,3
	Concentrado	Scavenger	4,5	12,3	83,8	<0,10	0,01	0,26	68,0	39,4
Rejeito	6,1		4,25	94,5	<0,10	0,00	0,11	32,0	60,6	
0,21	Alim. calc.		100	32,2	53,2	0,00	0,01	0,14		
	Concentrado	Rougher	80,1	38,4	44,0	0,00	0,01	0,10	95,5	66,2
	Rejeito		19,9	7,3	90,4	0,00	0,00	0,30	4,5	33,8
	Concentrado	Cleaner	68,1	43,2	36,9	<0,10	0,01	0,12	95,5	71,2
	Rejeito		12,0	11,4	84,4	<0,10	0,01	<0,10	4,5	28,8
	Concentrado	Scavenger	3,2	23,6	65,7	<0,10	0,01	0,39	51,5	11,6
Rejeito	16,7		4,22	95,1	<0,10	0,00	0,28	48,5	88,4	

Embora as recuperações em massa fossem elevadas nos concentrados *rougher* e *cleaner*, os enriquecimentos em Fe foram relativamente baixos, resultando em concentrado *cleaner* com teor inferior ao mínimo especificado, de 65% de Fe.

No que se refere aos teores de SiO₂, houve redução significativa nos mesmos concentrados *rougher* e *cleaner*, porém não suficientes para obtenção de especificação no concentrado, neste caso teor de 1,5% de sílica. O concentrado *cleaner* apresentou teores relativamente baixos de Al₂O₃, P e P.F.

O rejeito *scavenger* apresentou teor de Fe relativamente baixo, assim como teor de sílica bastante elevado. Para a amostra ISC com *top size* 0,30 mm, não foi possível conduzir a etapa *scavenger*, pois a recuperação em massa foi muito baixa na etapa *rougher*.

O rejeito *cleaner*, embora com partição em massa pequena indica teores relativamente baixos de Fe e altos em sílica, semelhantes neste caso ao rejeito *rougher*.

4 ROTA DE PROCESSO

Após análises das separações magnéticas e flotações correspondentes a cada malha de moagem, foram estabelecidos desempenhos (recuperações mássicas, metalúrgicas e teores). A definição da rota de processo foi analisada sob os seguintes aspectos: seqüência das etapas de cominuição, classificação e concentração, bem como da reunião, dos litotipos na mesma rota.

As etapas iniciais da rota preliminar de processo incluem a cominuição do minério R.O.M. (*Run of Mine*) em estágios de britagem e moagem. Em função do potencial da etapa de separação magnética em gerar um rejeito final decidiu-se incluir um primeiro estágio de moagem, com produto de *top size* de 0,30 mm. O produto da assim denominada moagem primária seria encaminhado a estágios de pré-concentração, com o objetivo de obtenção de rejeito final, com teores relativamente baixos de Fe e altos de SiO₂.

Ressalte-se aqui as vantagens de encaminhar quantidades significativas de sílica relativamente grossa aos rejeitos já em etapas iniciais do processo. Devido à abrasividade elevada da sílica, o descarte de frações relativamente grossas representa certamente uma redução importante no consumo de corpos moedores e revestimentos em etapas posteriores de moagem. Outro aspecto relevante é a redução no consumo de energia do processo, uma vez que não haveria necessidade de moagem relativamente fina de massas significativas de minério, mediante descarte de sílica relativamente grossa.

O objetivo da etapa de pré-concentração é, portanto, eliminar sílica liberada em frações relativamente grossas. A fração de concentrado seria encaminhada a uma segunda etapa de moagem, denominada moagem secundária.

Assim como o objetivo da etapa de moagem primária é de liberar a sílica grossa, a meta estipulada para a moagem secundária é atingir a malha de liberação do mineral de interesse.

Em função do desempenho da separação magnética decidiu-se incluir a alternativa de concentração final do minério sob tal método, eliminando-se portanto as etapas de deslamagem da flotação.

A Figura 2 apresenta um fluxograma preliminar da rota de processo selecionada (Caso Base). O processo simulado tem por base teores e características da amostra de minério IC, incluindo os respectivos desempenhos nas etapas de separação magnética e deslamagem. Para efeito da etapa de flotação a simulação teve por referência dados de desempenho de circuitos industriais consolidados. Este último aspecto deverá ser consolidado nas próximas etapas do trabalho ora descrito.

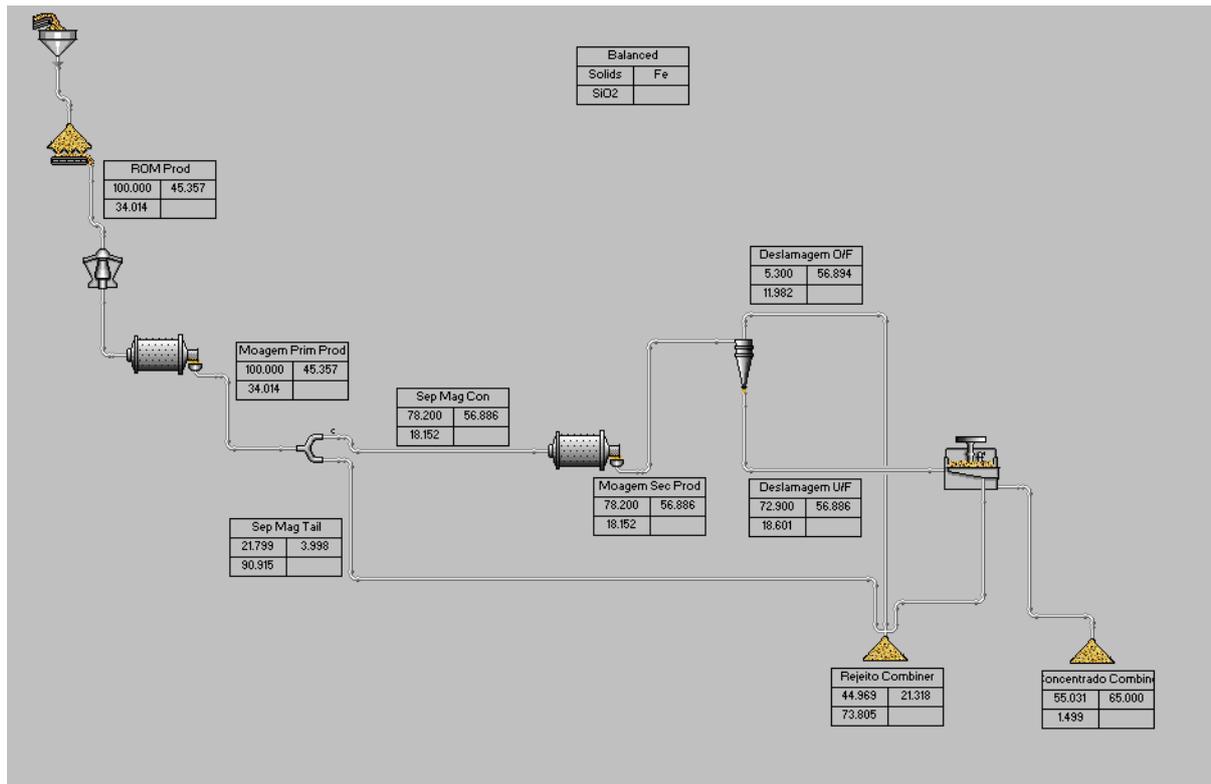


Figura 2. Fluxograma e balanço de massas da rota preliminar de processo.

5 CONCLUSÃO

O presente trabalho representa uma etapa inicial do desenvolvimento de processo para os itabiritos compactos da Usiminas. Um refinamento dos ensaios, analisando os sub-tipos de minérios específicos que compõem cada um dos litotipos analisados permitirá a definição, com maior precisão, da rota otimizada para o processo de beneficiamento, bem como, estimar um balanço de massa, capaz de gerar um projeto conceitual para a futura usina industrial.

5.1 Separação Magnética

Os ensaios de separação magnética indicaram reduções no teor de Fe e aumento no teor de sílica para campos magnéticos crescentes. As partições em massa para o rejeito foram bastante próximas para ensaios conduzidos sob intensidade de campo de 10 kg e 17 kg. Nas mesmas separações houve redução no teor de alumina no produto magnético.

Nos ensaios executados sob configuração *rougher* e *scavenger*, foram obtidos teores elevados de sílica (> 83%) e baixos de Fe (<10%), nos rejeitos dos ensaios.

As amostras IC e IM apresentaram maior partição em massa para o rejeito, provavelmente em função do menor teor de Fe e maior teor de sílica da respectiva amostra cabeça. As partições metalúrgicas para o rejeito foram extremamente baixas para Fe (<4,0%) e muito altas para a sílica (>45%).

Conclui-se que a separação magnética é um método adequado à geração de rejeitos com alto teor de sílica e baixos teores de Fe, para a malha de moagem de 0,30 mm.

5.2 Flotação

Os ensaios de flotação indicaram alta recuperação em massa no concentrado *cleaner*, com baixo enriquecimento em Fe, resultando em teores inferiores ao mínimo estipulado, 65% de Fe. Os mesmos ensaios de flotação apresentaram redução significativa de sílica no concentrado *cleaner*, porém insuficientes para atingir a meta de 1,5% de sílica no produto do circuito. Os rejeitos da etapa *scavenger* apresentaram teores de Fe bastante baixos e de sílica bastante altos, de forma a que possam ser considerados rejeitos finais do processo.

Conclui-se que a flotação, nas condições em que foi realizada, não é um método adequado à geração de rejeitos com alto teor de sílica e baixos teores de Fe, para a malha de moagem de 0,30 mm ou para malha de moagem de 0,21 mm.

5.3 Rota de Processo

O fluxograma preliminar de processo, selecionado em função dos resultados obtidos, apresenta etapas sucessivas e estagiadas de cominuição e concentração. Após britagem e moagem primária, o fluxograma contém uma etapa de separação magnética destinada a separar a maior quantidade possível de sílica para o rejeito. Para tanto a assim denominada moagem primária deverá ser conduzida para produto com top size de 0,30 mm, considerado adequado para liberação da sílica grossa.

Na seqüência, uma etapa de moagem secundária, sob configuração reversa visa gerar produto com granulometria próxima àquela de liberação dos minerais de interesse. Após tal moagem contam no fluxograma etapas de deslamagem e flotação.

Como alternativa ao processo de deslamagem e flotação o fluxograma inclui etapa de separação magnética, que assim deverá ser investigada como etapa estágio final de concentração.

A moagem estagiada apresenta benefícios significativos técnicos, como maior recuperação em massa do processo, bem como econômicos, pois resulta em diminuições importantes de custos de operação com corpos moedores e energia.

Agradecimentos

Os autores agradecem a Usiminas pelo apoio ao projeto e por permitir a publicação dos dados obtidos.

Agradecimentos também aos técnicos do Laboratório de Simulação e Controle da Escola Politécnica da USP que colaboraram na execução dos trabalhos laboratoriais.

REFERÊNCIAS

- 1 DELBONI, H., FOGGIATTO, B. - Desenvolvimento de Processo para Beneficiamento de Itabiritos Compactos da Usiminas – Parte I Caracterização do Minério. HDA Serviços Ltda, 2010. p.18-30. (Relatório Interno).