

DESLAMAGEM DE MINÉRIO DE FERRO ITABIRÍTICO: GEOMETALURGIA E REGRESSÃO ESTATÍSTICA

Alexandro Uliana¹

Com o estudo aqui apresentado, e utilizando-se de ensaios laboratoriais relativamente simples, objetivou-se determinar regressão estatística e de aplicabilidade aos circuitos industriais de deslamagem de minério de ferro itabirítico da Samarco Mineração S.A. Após seleção de 21 amostras de diferentes características granulométricas, químicas e/ou mineralógicas, avaliou-se a representatividade destas em relação a reserva de 2,978 bilhões de toneladas [dados de 2013]. Após testes de moagem e deslamagem, avaliou-se as variáveis de maior influência sobre a recuperação mássica da etapa de classificação – sendo estas o %Fe, %PPC e +100# da alimentação do respectivo estágio. Após validação estatística de 45 resultados, determinou-se ainda uma equação contendo R^2 de 96,42% – o que demonstra elevada concordância entre as recuperações obtidas em laboratório e as determinadas através do modelo. De forma ainda a robustecer o estudo, e utilizando-se dos dados de três diferentes usinas de beneficiamento do Quadrilátero Ferrífero, avaliou-se a aplicabilidade da regressão matemática às recuperações mássicas dos circuitos industriais. Feito isto, é possível afirmar que uma análise apenas numérica e isolada dos dados industriais pode acarretar em avaliação errônea dos diferentes circuitos, principalmente quando estes estão em processamento de materiais de diferentes características.

Palavras-chave: Geometalurgia; Deslamagem; Minério de ferro.

DESLIMING OF ITABIRITIC IRON ORE: GEOMETALLURGY AND STATISTICAL REGRESSION

With the study here presented, and using relatively simple laboratory tests, aimed to determine a statistical regression and with applicability to the desliming industrial circuits of itabiritic iron ore from Samarco Mineração. After selection of 21 samples with different granulometric, chemical and/or mineralogical characteristics, evaluated the representativeness of these in relation to the reserve of 2.978 billions of tonnes [data of 2013]. After grinding and desliming tests, evaluated the variables of greater influence on the mass recovery in the classification stage – being these the grade of Fe and LOI [lose of ignition] and the mass percent retained in the 100# of the respective step feed. After statistical validation of 45 results, determined already an equation with R^2 in 96,42% - which demonstrate high agreement between the recoveries obtained in the laboratory and those determined through the model. In order to further strengthen the study, and using data from three different beneficiation plants from the Quadrilátero Ferrífero area, evaluated the applicability of the mathematical regression to the mass recoveries of the industrial circuits. In this way, it is possible to affirm that a numerical and isolated analysis of the industrial data can lead to an erroneous evaluation of the different circuits, especially when they are in processing of materials of different characteristics.

Keywords: Geometallurgy; Desliming; Itabiritic iron ore.

¹Engenheiro de Minas [UFOP], mestre em Engenharia Mineral [USP], Gerência de Desenvolvimento de Processos, Samarco Mineração, Mariana (MG), Brasil, E-mail: alexandro.uliana@samarco.com.

1. Introdução

Objetivando-se mitigar o efeito de “slimecoating”, a deslamagem é realizada previamente à etapa de flotação em diferentes tipos de minérios, minerais e/ou materiais, tais como: sulfetos [esfalerita, galena, calcopirita, pentlandita, etc.], óxidos [hematita, wolframita, scheelita, etc.], sais [fluorita, potássio, etc.], carvão e betume. O slimecoating, por definição, é dado quando ocorre o recobrimento do(s) mineral(is) útil(eis) por partículas finas e/ou ultrafinas e que interferem no contato direto dos minerais à serem flotados com o coletor e/ou com as bolhas de ar (Yu et al., 2017).

A Samarco Mineração S.A., que incentivou o estudo aqui descrito, é uma empresa que lavra, beneficia e pelletiza o minério de ferro itabirítico e que possui instaladas etapas de deslamagem em todos os seus três circuitos industriais de beneficiamento: nos Concentradores I, II e III. O fluxograma destas usinas é basicamente constituído por britagem, moagem, deslamagem, flotação, remoagem e reflotação. A Figura 1 melhor detalha a etapa de deslamagem do Concentrador II, etapa esta realizada em três estágios e constituída por baterias de ciclones de 15, 10 e 4 polegadas.

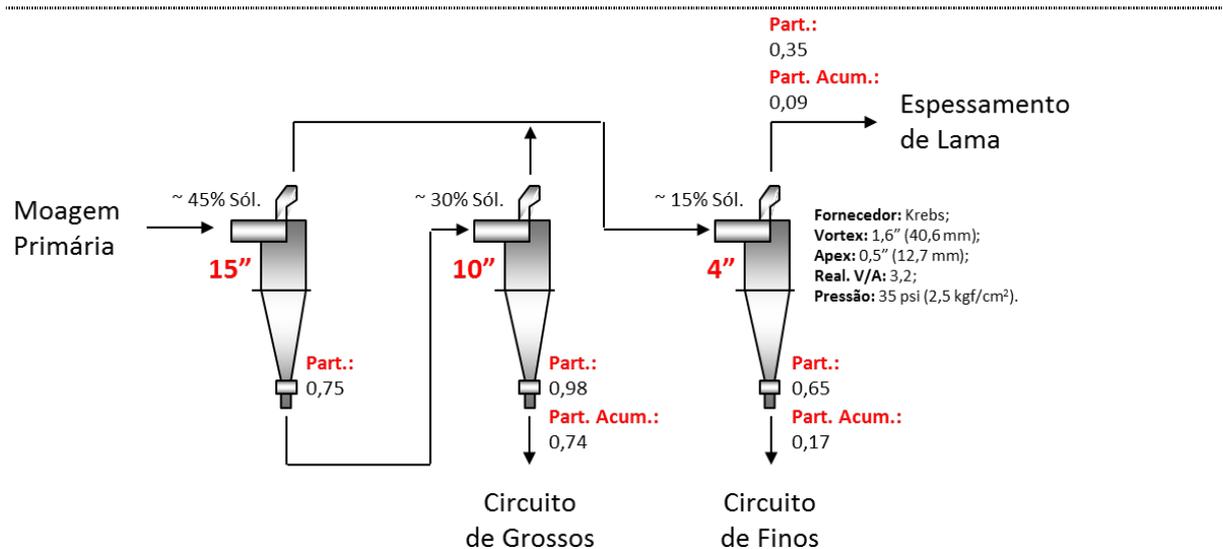


Figura 1 – Detalhamento do circuito industrial de deslamagem do Concentrador II, constituído por baterias de ciclones de 15 polegadas [denominados de “raspadores”], de 10 polegadas [denominados de “limpadores”] e de 4 polegadas [denominados de “deslamadores”]. Este circuito está inserido entre as etapas de moagem primária e de flotação de grossos e de finos.

Os ciclones “raspadores” são compostos por duas baterias de 12 ciclones cada, os “limpadores” são compostos por duas baterias de 18 ciclones cada e os “deslamadores” são compostos por 10 baterias de 22 ciclones cada. A etapa de deslamagem tem por objetivo eliminar, preferencialmente, partículas inferiores a 10 µm de diâmetros – denominadas de ultrafinas. O underflow dos ciclones de 10” é direcionado para a etapa de flotação de grossos [em células mecânicas]. E o underflow dos ciclones de 4” é direcionado para a etapa de flotação de finos [em colunas de flotação]. O overflow dos ciclones de 4”, denominado de lama e que contém 49% Fe e que representa 9,2% em relação a massa total alimentada no Concentrador II, é direcionado para a etapa de espessamento de lama.

Neste estudo objetivou-se, através da utilização de ensaios laboratoriais relativamente simples e de variáveis de processo já controladas e/ou de fácil medição em escala industrial, determinar regressão estatística que permita [previamente] melhor estimar a recuperação mássica à ser obtida nas etapas industriais de deslamagem de minério de ferro da Samarco Mineração. Esta etapa que, dada à sua importância para os circuitos subsequentes [de flotação, de espessamento, etc.] e até mesmo para um melhor desempenho de todo o processo de concentração, ainda carece de ferramentas que proporcionem melhores controles e resultados operacionais.

2. Materiais e métodos

Para o estudo, 21 diferentes amostras itabiríticas foram selecionadas – conforme melhor detalhada na Tabela 2, contida no item “apêndice”. Destas, uma foi coletada no Concentrador II [denominada de “Ref.”] entre as etapas de britagem e moagem primária. Esta amostra foi assim denominada por ser considerada como uma amostra de referência, teoricamente representativa da média normalmente processada nos circuitos industriais. A amostra “Fazend.” é oriunda da Mina de Fazendão, pertencente à empresa Vale e que comercializa tal minério à Samarco. Já a amostra “Blend.” é representativa da mistura, em peso, de 30% da amostra “Ref.” e 70% da amostra “Fazend.”. Todas as demais amostras foram coletadas nas minas de Alegria Norte e Alegria Sul da Samarco Mineração – conforme ilustra a Figura 2. Estas foram agrupadas entre si, a partir da seleção de diversas alíquotas reservas de furos de sonda [já britadas em 8mm] de acordo com suas características tipológicas, geográficas e/ou granulométricas.



Figura 2 – a) Foto ilustrativa de caixas de furos de sonda onde são armazenadas parte das amostras retiradas das minas de Alegria Norte e Alegria Sul – amostras armazenadas em Galpão de Testemunho; b) Foto ilustrativa de amostras reservas de furos de sonda [massas não processadas nos ensaios de caracterização] e que foram utilizadas para a realização deste estudo.

Para os furos de sonda, conforme pode ser visto ainda na Tabela 2, estes foram agrupados em sete diferentes tipos: IAG, IAM, IE, IEMG, IM, IME e IMEG. Tal nomenclatura foi assim definida de forma a melhor identificar as composições mineralógicas predominantes e existentes nas amostras, em ordem decrescente. O IE [itabirito especularítico], por exemplo, representa uma amostra de minério de ferro que contém, de minerais úteis, a hematita especular em maior predominância. Dos 14 grupos atualmente classificados no modelo tipológico da Samarco Mineração, as sete tipologias aqui utilizadas representam, aproximadamente, 77,5% de toda a massa da reserva de minério [dado de 2013]. Além da composição mineralógica, as

amostras foram ainda agrupadas conforme a sua origem – se Alegria Norte ou Alegria Sul – e também conforme o seu grau de blocosidade – se compacto, semi-compacto e/ou friável. Para este último, tal classificação é assim definida de acordo com o percentual mássico retido na fração 3/8” (9,53 mm).

Quanto aos métodos, ensaios laboratoriais de moagem e deslamagem foram realizados – conforme ilustra a Figura 3. Utilizando-se de procedimentos internos (LCP, 2013) e das 21 amostras anteriormente mencionadas, objetivou-se determinar as variáveis de maior influência sobre recuperação mássica da etapa de deslamagem. Para a moagem, um moinho de bolas foi utilizado. A rotação foi ajustada em 53,5rpm, atingindo-se assim 70% da velocidade crítica. A carga de bolas foi escalonada, contendo massa total de 30,57kg e top size de 30 mm. A amostra a ser moída continha 5,66kg e a polpa era preparada à 80% de sólidos (p/p). Os tempos de moagem foram padronizados em 5, 15 e 25 min. Objetivou-se assim produzir materiais de diferentes granulometrias, de diferentes amostras. Para a deslamagem, uma cuba cilíndrica de PVC foi utilizada. A amostra a ser deslamada continha 1,7 kg e a polpa era preparada à 32% de sólidos (p/p). Para melhor dispersão das partículas, o pH era ajustado em 9,5 através da adição de hidróxido de sódio (solução a 3% p/v). Com um agitador mecânico, agitava-se a polpa por 5min. Feito isto, e após mais 5 min de decantação, retirava-se o sobrenadante por sifonamento através da utilização de uma mangueira. Objetivou-se assim eliminar partículas ultrafinas, inferiores a 10 µm de diâmetro, conforme desejado em uma etapa industrial de deslamagem.

Ensaio de moagem:

Moinho 12” x 12” (30,48 cm x 30,48 cm);

Rotação de 53,5 rpm (70% da velocidade crítica);

Carga de bolas escalonada (30,57 kg e top size de 30 mm);

Amostra de 5,66 kg (relação de enchimento de 1,2);

Sólidos de 80% (1,42 L de água);

Tempos de moagem de 5, 15 e 25 min;

Objetivo: produzir materiais de diferentes granulometrias, de diferentes amostras.

Ensaio de deslamagem:

Cuba cilíndrica de PVC de 5L;

Amostra de 1,7kg;

Sólidos de 32% (3,6L de água);

pH de 9,5;

Agitação por 5 min até suspensão total das partículas;

Sedimentação por 5min e sifonamento do sobrenadante;

Objetivo: eliminar partículas finas e ultrafinas, inferiores a 10 µm de diâmetro.

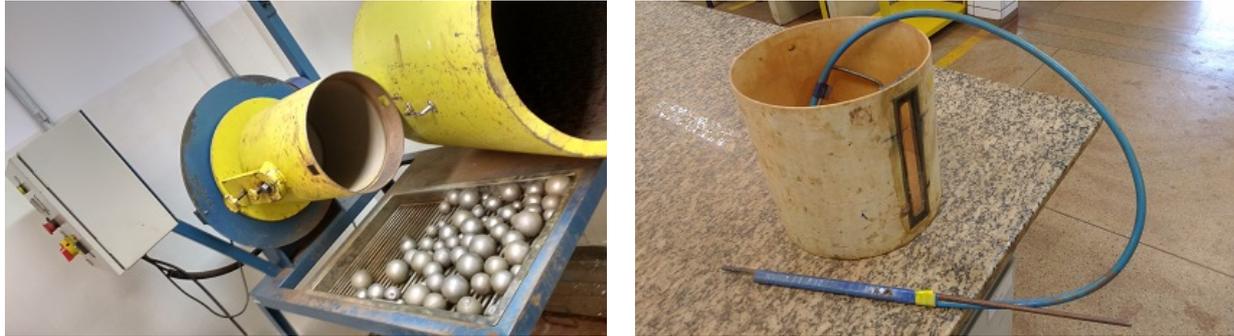


Figura 3 – a) Foto do moinho de bolas 12 pol. x12 pol., em rotação de 70% da velocidade crítica, e da carga de bolas escalonada e contendo top size de 30mm – estes foram utilizados nos ensaios laboratoriais de cominuição. b) Foto da cuba cilíndrica de 5L de volume total e da mangueira de sifonamento – estes foram utilizados nos ensaios laboratoriais de deslamagem.

3. Resultados e discussão

Após definição e seleção das amostras reservas dos furos de sonda, avaliou-se a representatividade destas em relação à reserva, estando esta com tonelagem métrica nominal estimada em 2,978 bilhões [dado de 2013]. Distribuições e histogramas contendo informações granulométricas, químicas e mineralógicas foram utilizados para tal avaliação, conforme descreve a Figura 4, Figura 5 e Figura 6, respectivamente. Informações estas contidas no banco de dados da Samarco Mineração. Para a avaliação granulométrica, utilizou-se do percentual retido na fração 3/8" (9,53mm) dos furos de sonda. Para a avaliação química, utilizou-se dos teores de ferro do ROM. Já para a avaliação mineralógica, utilizou-se dos percentuais de hematita porosa (HP) contida nas amostras, em análises do tipo total e em peso.

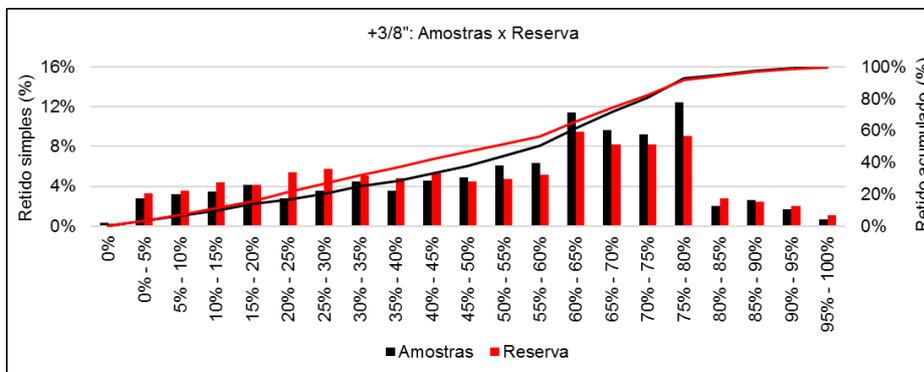


Figura 4 – Histograma e distribuição [comparativa] entre amostras e reserva – análise granulométrica [variável: +3/8"].

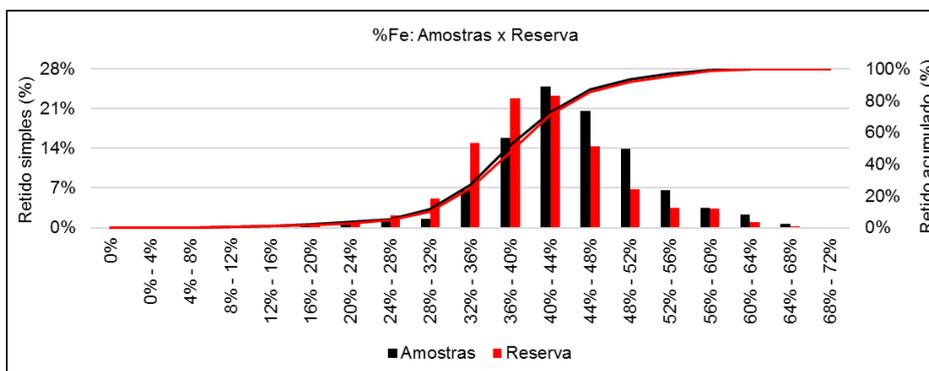
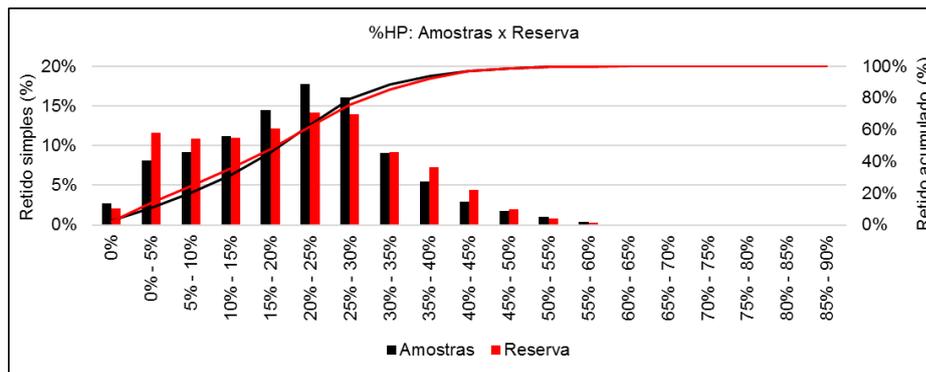


Figura 5 – Histograma e distribuição [comparativa] entre amostras e reserva – análise química [variável: %Fe].



Avaliando-se os resultados, e dado a complexidade de se obter uma amostra representativa de toda a reserva, considerou-se que o universo amostral selecionado é de elevada e satisfatória representatividade. Maior desvio [avaliando-se o percentual retido acumulado] é percebido para a avaliação granulométrica, entre as frações “20%-25%” e “60%-65%”, conforme ilustrado pela Figura 4. Neste intervalo, a reserva possui maior participação mássica do que quando comparada com os furos que compõe o universo amostral aqui utilizado. Já para os comparativos químicos e mineralógicos, nenhum desvio significativo foi percebido – conforme descrito pela Figura 5 e pela Figura 6. Após os ensaios de moagem e deslamagem, 45 resultados provenientes do processamento das diferentes amostras foram estatisticamente avaliados. Da etapa de moagem, as variáveis de processo [inputs] consideradas foram: percentuais mássicos de +150 μ m, +74 μ m e -44 μ m. Já na etapa de deslamagem, as variáveis consideradas foram: percentuais mássicos de +150 μ m, +74 μ m e -44 μ m, teores de Fe, SiO₂, Al₂O₃, P, Mn e PPC, e percentuais de hematita, magnetita, goethita, quartzo e de outros minerais – todos estas em relação à alimentação de cada respectivo estágio. Estas foram assim selecionadas por serem variáveis já controladas e/ou de influência nos circuitos industriais. Quanto a variável resposta [output], considerou-se a recuperação mássica da etapa de deslamagem e, após avaliação estatística dos resultados, esta pode ser correlacionada conforme descreve a Equação 1.

$$RP = 68,61 + 0,4480.Fe - 2,3859.PPC + 0,3169.100\#$$

$$R^2 = 96,42\%$$

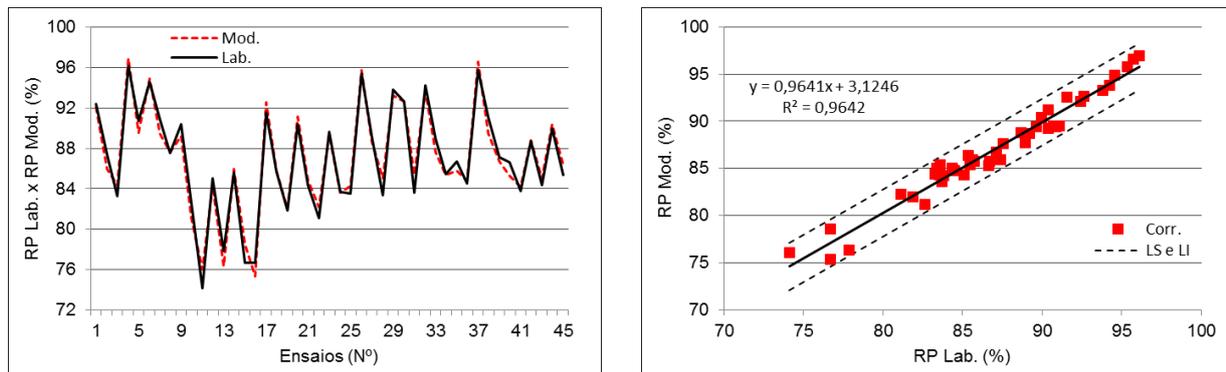
1

Sendo,

RP – recuperação mássica da etapa de deslamagem;
 Fe – teor de ferro da alimentação da etapa de deslamagem;
 PPC – teor de perda por calcinação da alimentação da etapa de deslamagem;
 100# – percentual de +100# da alimentação da etapa de deslamagem.

Como pode ser visto, as variáveis de processo [inputs] de maior influência sobre a recuperação mássica da etapa de deslamagem foram: %Fe, %PPC e +100# – referentes à alimentação. De forma a robustecer o modelo, tais variáveis foram amplamente avaliadas. Para o +100#, na etapa de moagem, este foi propositalmente variado e os resultados obtidos foram de 0,7 a 51,8%. Já o %Fe e o %PPC são características intrínsecas das amostras utilizadas, conforme visualizado na Tabela 2. Para o %Fe, este variou de 36,4 a 48,3%. Para o %PPC, este variou de 0,4 a

6,3%. Já a recuperação mássica da etapa de deslamagem variou de 74,1 a 96,1% – conforme resultados apresentados na Figura 7.



Percebe-se, pelas figuras, elevada correlação [R^2 de 96,42%] entre as recuperações obtidas em laboratório e as determinadas através do modelo. Diferentemente do %PPC, as variáveis %Fe e +100# contribuem positivamente para a recuperação mássica – ou seja, quanto maior os percentuais de Fe e +100#, maior é a recuperação. Para o %Fe, tal influência pode ser explicada devido ao efeito densitário ocasionado nas etapas de classificação por amostras contendo maiores teores de ferro. Para o %PPC e +100#, tais influências são semelhantes, porém, antagônicas. Estas podem ser explicadas devido à maior ou menor geração de finos e ultrafinos durante a etapa de moagem. Para o %PPC, por exemplo, amostras contendo elevados teores desta variável são propensas a gerar mais partículas finas e ultrafinas durante os estágios de cominuição.

Uliana (2017) comparou, em laboratório, dois diferentes circuitos para o tratamento de um minério de ferro itabirítico. Nestes, o autor investigou as implicações da realização da deslamagem em duas diferentes frações granulométricas, após a etapa de moagem primária. Em uma das rotas, produziu-se um produto moído contendo 30% +100#. Neste cenário, três estágios de moagem e flotação foram considerados. Na outra rota, de dois estágios de moagem e flotação, produziu-se um produto moído contendo 10% +100#. Comparando-se as duas alternativas, mostrou-se que as recuperações mássicas do circuito contendo três estágios [com deslamagem em 30% +100#] foi 4,0% superior ao circuito contendo dois estágios [com deslamagem em 10% +100#]. Tal ganho só foi possível devido ao menor descarte de finos e ultrafinos nas etapas de deslamagem.

Além da recuperação mássica, outras variáveis importantes aos estágios de classificação também foram medidas. O d_{50} , variável resposta não inserida no modelo e que representa o diâmetro de corte, foi de $8,9 \pm 1,0 \mu\text{m}$. Tendo por objetivo eliminar partículas inferiores a $10 \mu\text{m}$ de diâmetro, conforme citado anteriormente, o d_{50} obtido ilustra que os ensaios de deslamagem atenderam ao inicialmente esperado. Para o %passante da malha $10 \mu\text{m}$ dos underflows gerados, variável esta de considerável influência nas etapas subsequentes de flotação, este situou-se em $2,3 \pm 0,7\%$ – o que também demonstra a efetividade dos ensaios laboratoriais de deslamagem. Já a partição de $10 \mu\text{m}$, que representa a fração do percentual

mássico passante na malha 10 µm contido na alimentação e que foi direcionado ao underflow, teve como média o resultado de $14,2 \pm 5,2\%$.

4. Aplicações industriais

De forma a avaliar a aplicabilidade industrial do modelo aqui apresentado, utilizou-se dos dados de três usinas de beneficiamento do Quadrilátero Ferrífero – conforme descrito pela Tabela 1 e aqui denominadas de Usinas A, B e C. As variáveis de processo contidas na tabela [Fe, PPC e +100#] são as mesmas anteriormente determinadas pelo estudo estatístico. Como resposta, foi também inserida as recuperações mássicas [RP] da etapa de deslamagem. Como pode ser visto, foram inseridos dados obtidos industrialmente [identificados pela denominação “Ind.”] e os determinados através do modelo [identificados pela denominação “Mod.”]. As usinas selecionadas processam minérios itabiríticos e também possuem, em seus estágios de deslamagem, fluxogramas, equipamentos e configurações semelhantes às do Concentrador II – conforme já ilustrado pela Figura 1.

Tabela 1 – Dados provenientes da alimentação da etapa de deslamagem [%Fe, %PPC e +100#] de três diferentes usinas de concentração do Quadrilátero Ferrífero. Comparativo entre as recuperações mássicas praticadas em escala industrial [dados médios de Jan a Nov/2015] e as recuperações mássicas determinadas através do modelo estatístico.

--	Ind.	Ind.	Ind.	Ind.	Mod.	--
--	Fe	PPC	100#	RP	RP	Dif.A.
--	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Usina A	45,0	2,1	16,6	90,9	89,0	1,9
Usina B	44,8	2,4	12,4	90,8	86,9	3,9
Usina C	44,2	2,8	10,4	89,8	85,0	4,8

Sendo,

Ind. – informações provenientes dos circuitos industriais;

Mod. – informações provenientes do modelo estatístico;

Fe – teores de ferro da alimentação da etapa de deslamagem;

PPC – teores de perda por calcinação da alimentação da etapa de deslamagem;

100# – percentuais de +100# da alimentação da etapa de deslamagem;

RP – recuperações mássicas da etapa de deslamagem;

Dif. – diferença absoluta entre as recuperações industriais e as do modelo.

Como pode ser visto, o teor de ferro da alimentação das usinas [ou da alimentação das etapas de deslamagem] variou de 44,2 a 45,0%. Para o PPC, este variou de 2,1 a 2,8%. Levando em consideração apenas estas duas variáveis, percebe-se que os materiais de maior qualidade alimentavam as usinas A, B e C, respectivamente – pois continham maiores teores de ferro e menores teores de PPC. Já o +100#, variável de elevada correlação com a geração de ultrafinos [de grande influência na etapa de deslamagem] e com o grau de liberação [de grande influência na etapa de flotação], variou de 10,4 a 16,6%.

Como pode ser visto, as usinas apresentam recuperações mássicas semelhantes nos circuitos industriais de classificação. A usina A [RP = 90,9%], usina B [RP =

90,8%] e usina C [RP = 89,8%] seriam as de maiores recuperações, em ordem decrescente. Já analisando-se os dados obtidos através do modelo, o ranking de eficiência seria semelhante. Novamente a usina A [RP = 89,0%], usina B [RP = 86,9%] e usina C [RP = 85,0%] seriam as de maiores recuperações. Porém, analisando-se a diferença entre as recuperações dos circuitos industriais e as recuperações calculadas através do modelo, duas observações podem ser feitas:

a) Em alguns casos, é considerável a diferença entre as recuperações calculadas e as industriais. Para a usina C, por exemplo, a diferença foi de 4,8%;

b) Teoricamente, quanto maior e positiva a diferença entre as recuperações [$RP_{Ind.} - RP_{Mod.}$], maior é a eficiência do circuito de deslamagem da usina em questão.

Após tais observações e analisando-se a Tabela 1, é possível perceber que a usina C [Dif. = 4,8%], usina B [Dif. = 3,9%] e usina A [Dif. = 1,9%] são as que apresentam as maiores diferenças entre as recuperações praticadas e as calculadas, em ordem decrescente. Logo, é plausível afirmar que o circuito de deslamagem da usina C é de maior eficiência que o circuito da usina B – o que contradiz o inicialmente exposto. Logo, uma análise apenas numérica e isolada dos dados industriais pode acarretar em avaliação errônea dos diferentes circuitos, principalmente quando estes estão em processamento de materiais de diferentes características.

Não objetivou-se aqui, para melhor determinação de eficiência dos circuitos industriais, avaliar demais variáveis importantes aos estágios de ciclonagem, tais como: percentuais de sólidos, pressão de alimentação, diâmetros de apex e vortex, etc. Estes podem ser utilizados, inclusive e em avaliações futuras, para melhor calibração e regressão estatística. Modelo este que, determinado através de procedimentos laboratoriais relativamente simples, pode ser utilizado para melhor prever os resultados a serem obtidos em escala industrial e/ou para melhor comparar as eficiências dos diferentes circuitos existentes de classificação.

5. Conclusão

Como pode ser visto, correlações geometalúrgicas podem ser realizadas através de ensaios laboratoriais relativamente simples. O estudo aqui apresentado exemplificou que a eficiência das operações unitárias de deslamagem podem ser melhor previstas e/ou comparadas, utilizando-se de dados já controlados e/ou de fácil medição nos circuitos industriais. Para tal, vale mencionar que uma representativa amostragem deve ser realizada, de forma a proporcionar uma melhor aplicabilidade do modelo geometalúrgico proposto aos circuitos industriais já instalados e aos materiais a serem futuramente processados.

6. Agradecimentos

O autor agradece à empresa Samarco Mineração, à gerência de Desenvolvimento de Processos e ao Laboratório de Controle de Processos (LCP) e em especial às seguintes pessoas: Antônio de Pádua Alves, Bruno Alonso Gonçalves, Cristiano de Freitas Lopes, Éber Messias Ananias, Paulo Roberto Ramos de Amorim, Pedro Mendes dos Santos e Vanderson Eney de Matos. Sem estes, a realização deste estudo não seria possível. O autor ainda agradece à empresa Krebs®, pelo

constante investimento e troca de informações para melhor desenvolvimento dos estudos de deslamagem aqui apresentados. Obrigado!

7. Referências

LCP – Laboratório de Controle de Processos. Procedimentos internos: Teste de moagem: determinação da eficiência de moagem & Deslamagem manual. Mariana (MG), 10ª Revisão, 2013.

ULIANA, A. Moagens e flotações estagiadas e suas implicações no tratamento do minério de ferro itabirítico. In: ENTMME – Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa; 2017; Belém (PA), Brasil.

YU, Y.; MA, L.; CAO, M.; LIU, Q. Slime coatings in froth flotation: a review. *Minerals Engineering*, 114, 2017, p. 26-36.

Apêndice

Tabela 2 – Identificação das 21 amostras utilizadas no estudo aqui apresentado e respectivas informações tipológicas, geográficas, granulométricas [após etapa de britagem de mandíbulas em 8mm, APF] e resultados químicos.

Amostra (Nº)	Tipo (-)	Mina (-)	+3/8" (-)	+150µm (%)	+74µm (%)	-44µm (%)	Fe (%)	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	P (%)	Mn (%)	PPC (%)
1	Ref.	-	-	46,1	63,5	24,0	46,1	31,8	0,68	0,042	0,05	2,3
2	Fazend.	-	-	48,7	66,7	23,9	46,5	33,1	0,68	0,023	0,12	0,4
3	Blend	-	-	43,3	56,5	34,9	45,7	33,3	0,71	0,028	0,10	1,0
4	IAG	Norte	SC	71,9	78,8	15,1	43,0	31,9	0,49	0,051	0,13	6,3
5	IAG	Norte	F123	59,3	71,4	19,2	37,8	37,4	0,92	0,051	0,09	5,8
6	IAG	Sul	SC	71,2	77,5	16,8	36,9	39,8	1,91	0,045	0,09	6,3
7	IAG	Sul	F123	60,0	71,1	19,3	36,8	40,7	0,93	0,039	0,07	5,8
8	IAM	Norte	SC	65,6	77,8	14,2	44,1	32,8	0,40	0,041	0,28	3,3
9	IAM	Norte	F1	59,0	76,3	13,8	46,1	30,6	0,62	0,048	0,10	3,3
10	IAM	Norte	F2	49,0	66,7	21,4	44,6	32,2	0,66	0,048	0,22	3,0
11	IE	Sul	F123	51,0	59,9	28,2	41,0	39,1	0,34	0,020	0,04	1,3
12	IEMG	Norte	SC	65,6	76,6	14,1	48,3	27,5	0,25	0,027	0,05	2,8
13	IM	Norte	SC	70,2	80,8	12,5	40,8	40,5	0,37	0,029	0,07	2,0
14	IM	Sul	SC	72,2	82,4	9,8	36,4	46,8	0,39	0,019	0,02	1,9
15	IME	Norte	SC	64,5	77,6	14,0	44,6	34,2	0,31	0,023	0,01	1,7
16	IME	Norte	F123	47,2	64,2	22,0	45,5	31,3	0,62	0,028	0,03	1,9
17	IME	Sul	C	65,5	77,0	14,5	42,1	39,9	0,10	0,020	0,02	0,7
18	IME	Sul	SC	66,7	85,4	2,3	40,3	41,0	0,17	0,018	0,02	0,8
19	IME	Sul	F123	50,0	66,9	20,8	39,0	43,3	0,41	0,008	0,01	1,0
20	IMEG	Norte	C	74,1	84,0	10,6	39,5	40,8	0,20	0,019	0,09	1,4
21	IMEG	Sul	C	76,8	85,0	10,6	42,0	38,4	0,24	0,036	0,05	1,6

Ref. – amostra referência, coletada no Concentrador II;

Fazend. – amostra oriunda da Mina de Fazendão [Vale];

Blend – blend, representativo da mistura das amostras “Ref.” + “Fazend.”;

IAG – itabirito anfibolítico-goethítico;

IAM – itabirito anfibolítico-martítico;

IE – itabiritoespecularítico;

IEMG – itabirito specularítico-martítico-goethítico;

IM – itabirito martítico;

IME – itabirito martítico-especularítico;

IMEG – itabirito martítico-especularítico-goethítico;

C – compacto, com +3/8” > 80%;

SC – semi-compacto, com 60% < +3/8” ≤ 80%;

F123 – friável, com +3/8” ≤ 60%;

F1 – friável, com 40% < +3/8” ≤ 60%;

F2 – friável, com 20% < +3/8” ≤ 40%.