

AUMENTO DE CAPACIDADE DO CIRCUITO DE MOAGEM SAG ESTÁGIO ÚNICO DE PILAR DE GOIÁS

MASCARENHAS, I.P.¹, JATOBÁ, T.L.A.², RODRIGUES, H.R.S.¹,
DELBONI JR., H.²

¹ BrioGold, Pilar do Goiás Desenvolvimento Mineral

² Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo

RESUMO

Devido ao projeto para aumento de 15% de capacidade do circuito de moagem em operação na usina de Pilar de Goiás, foram realizados estudos baseados em simulações, a partir de amostragens industriais e modelagens auxiliadas pelo software JKSimMet. O circuito de cominuição original apresenta britagem primária seguida de moinho SAG em estágio único, com presença de rebitador de *pebbles*. A classificação em hidrociclones fecha o circuito direto e o fluxo de *overflow* constitui o produto da etapa de moagem, alimentando um espessador seguido por etapas de lixiviação e adsorção de ouro em configuração CIP.

A primeira etapa de análises consistiu em identificar pontos de atuação e propor medidas para aumento de desempenho do circuito. O regime de reposição de bolas, antes adicionadas na proporção 2:1 para diâmetros de 5" e 3", respectivamente, foi alterado para 1:1. Outras análises quantificadas que apontaram benefício para o circuito foram a redução da velocidade de rotação do moinho de 72% para 69% da velocidade crítica, aumento do grau de enchimento de 16% para 19%, aumento da porcentagem de área aberta da grelha do moinho em 20%, redução do diâmetro dos *apex* dos ciclones de 100 mm para 90 mm e aumento da diluição da polpa na alimentação dos hidrociclones. As simulações e as análises de dados históricos adquiridos pelos sistemas de controle indicaram que tais medidas combinadas geram um potencial de aumento de cerca de 5% de produção na etapa de moagem SAG.

A segunda etapa de análises reuniu, então, alternativas para modificação do circuito, quais sejam, inclusão de britagem secundária, inclusão de bateria de ciclones para reclassificação, substituição de ciclones por peneiras de alta frequência. Todas as alternativas simuladas indicaram um aumento superior a 15% de capacidade. Foram realizados estudos econômicos e a alternativa selecionada foi a inclusão de etapa de britagem secundária.

PALAVRAS-CHAVE: capacidade; SAG; rebitagem; modelagem; simulação..

ABSTRACT

Should be written in English, font Arial, size 12 and should not exceed 300 words.

KEYWORDS: minimum 3 and maximum 6 (font Arial, size 12).

1. INTRODUÇÃO

A usina de beneficiamento de ouro de Pilar do Goiás processa, anualmente, cerca de 900 kt de minério de ouro, a um teor médio de 2,4 g/t. O circuito de cominuição atual apresenta britagem primária seguida de moinho SAG em estágio único, com presença de rebitador de *pebbles*, (SSSAG/C). A classificação em hidrociclones fecha o circuito, direto, e o *overflow* constitui o produto da etapa de moagem, alimentando um espessador, seguido por etapas de lixiviação e adsorção de ouro em configuração CIP. Há, ainda, a presença de concentradores centrífugos atuando na carga circulante e no *overflow* da classificação.

Dois litotipos distintos de minério de ouro são processados na usina de Pilar do Goiás, quais sejam, o chamado PILAR e o outro, MARIA LÁZARA. A planta processa um único tipo de minério por vez e a proporção anual de cada um é cerca de 78/22, com predominância do tipo PILAR. A inclusão de um terceiro alvo no plano de produção de 2018, com perspectiva de aumento de 15% de capacidade, justificou um estudo pormenorizado do processo de cominuição vigente visando identificar gargalos de produção, elencar pontos de atuação e propor fluxogramas alternativos de processo.

O estudo foi iniciado com planejamento e execução de campanha de amostragem industrial, seguida de fechamento de balanços mássicos, modelagem das operações unitárias, avaliações de desempenho, proposições de alternativas, simulações de cenários e *trade off* econômico. As alternativas estudadas contemplaram inclusão de britagem secundária, inclusão de bateria de ciclones para reclassificação e substituição de ciclones por peneiras de alta frequência. Este trabalho resume as avaliações conduzidas e os principais resultados obtidos.

2. MATERIAIS E MÉTODOS

Previamente, foi realizada inspeção dos pontos de amostragem, adequação dos dispositivos para tomada de amostras e treinamento da equipe. As condições operacionais foram avaliadas durante duas horas de forma atestar a estabilidade do circuito, possibilitando considerar a operação em estado estacionário. As amostras de polpa foram compostas por 7 (sete) pares de incrementos, para facilitar o manuseio das bombonas de 10 litros e compor a massa mínima necessária, tomados em intervalos de 15 minutos, totalizando 1h30. A tomada de amostras de polpa foi realizada com amostradores manuais e as amostras granuladas em corte transversal do fluxo sobre os transportadores de correia. As últimas ocorreram ao término da amostragem do sétimo incremento. Os estágios de concentração em centrífugas Knelson foram excluídos para simplificação do fluxograma, devido à massa de concentrado ser considerada desprezível no balanço mássico do circuito.

As amostras foram encaminhadas aos laboratórios de Universidade de São Paulo (Laboratório de Tratamento de Minérios e Laboratório de Simulação e Controle de Processos Mineraiis) onde foram realizados procedimentos para determinação das porcentagens de sólidos; peneiramento à úmido em 18 malhas distintas, *Work Index* de Bond, *Abrasion Index* de Bond, massa específica (picnometria), Índice de Quebra (*Drop Weight Test*), ensaios de moabilidade e determinação das densidades das bolas de reposição e das expurgadas pelo moinho SAG.

No moinho SAG foram executados os procedimentos de *crash stop*, que consiste na parada instantânea do moinho com corte simultâneo de sólidos e água, e *grind out*, que é a operação do moinho, sem nenhuma alimentação, para retirada de toda a carga de sólidos e água do moinho. Para isso, no término da campanha de amostragem dos fluxos de polpa, o *spout feeder* foi afastado e o interior do moinho acessado. Medidas com trena eletrônica e hastes imersas até o topo da carga moedora foram realizadas pela equipe da PGDM e associadas ao diâmetro interno do moinho, à altura da carga total de corpos moedores, da carga de bolas, do *hold-up* de polpa e do comprimento útil do moinho. A Figura 1, a seguir, apresenta o registro fotográfico relacionado aos dois procedimentos.

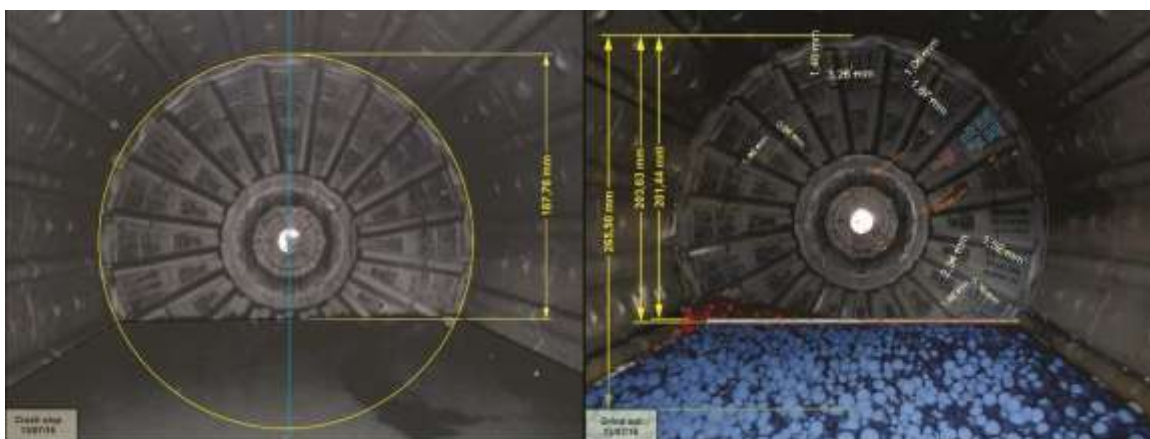


Figura 1. Procedimentos de *crash stop* e *grind out*.

Medidas gráficas foram realizadas pelas fotos e comparadas às obtidas nas leituras de campo. As medidas contidas nas figuras não estão em escala e foram corrigidas algebricamente com base no diâmetro interno do moinho. Ainda, com desenhos do fabricante, foi possível calcular a distância radial mediana (MRP), necessária para a calibração do modelo para moagem SAG utilizado (*Variable Rates*). A partir das medições de campo e das medições fotográficas foram calculados o grau de enchimento de bolas, o grau de enchimento de bolas mais sólidos e a porcentagem do volume do moinho ocupada pela polpa.

O diâmetro interno, além da medição de campo considerando as distâncias crista-crista, vale-vale e crista-vale, foi estimado pela ponderação das espessuras do revestimento nas regiões de crista e vale usando como ponderadores os valores da soma dos respectivos ângulos na totalização dos 360° do diâmetro. Ou seja, os diâmetros internos às cristas e aos vales foram multiplicados suas pelas participações angulares no diâmetro do moinho, resultando no diâmetro interno ponderado médio do moinho.

Durante o período de amostragem foram registrados os valores das variáveis selecionadas a partir do sistema supervisor. Um banco de dados foi estruturado para comparação entre os valores obtidos nas campanhas e os computados pelo sistema de aquisição de dados.

Os resultados obtidos na etapa laboratorial foram utilizados no fechamento dos balanços mássicos do circuito de cominuição, utilizando algoritmos contidos no *software* JKSimMet 6.0.1, quais sejam, Quasi-Newton *algorithm*, *missing flow estimation and variable standard deviation reduction* (LYNCH, 1977).

Na modelagem do circuito foram utilizados modelos contidos no JKSimMet: *Variables Rates*, para o moinho SAG; *Single Component Efficiency Curve*, para o *trommel*, *Andersen & Whiten crusher model*, para o rebitador de *pebbles* e Nageswararao para os ciclones.

3. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os valores dos ensaios de caracterização tecnológica estão apresentados na Tabela 1, a seguir.

Tabela 1. Caracterização Tecnológica.

Ensaio	Índice	Valores
Drop Weight Test	A*b	51,8 x 1,02 = 52,6
Drop Weight Test	t _a	1,10
Wi de Bond	Wi (kWh/t)	11,2
Ai de Bond	Ai	0,184
Peso específico	ρ_s (g/cm ³)	2,73
Densidade de bolas	ρ_b (g/cm ³)	7,6

O minério selecionado para a alimentação da usina, durante a amostragem, proveio do alvo Pilar, a uma vazão de 165 tph, base seca. A vazão média de alimentação nova do circuito foi calculada a partir dos dados do PIMS, corrigidos pela umidade obtida para a amostra correlata (3,3%, base úmida). O circuito operava com três ciclones de 15" de diâmetro em funcionamento na bateria de classificação, com diâmetro de *apex* igual a 100 mm e de *vortex*, 170 mm. A porcentagem de sólidos da alimentação foi aferida em 64%. A potência do moinho lida pelo supervisor foi igual a 2682 kW, referente à 17% de grau de enchimento de bolas, rotação igual a 72% da velocidade crítica e volume de polpa mais minério igual a 24%, o que indicou formação de piscina (*slurry pool*).

O moinho da unidade de Pilar é alimentado com material considerado muito fino para operação semi-autógena, com F₈₀ igual a 59 mm, sendo necessário operá-lo com grau de enchimento alto, próximo a 17%, valor acima do usualmente praticado em moinhos SAG. Este tipo de operação é, então, posicionado entre moinhos semi-autógenos e moinhos de bolas com alta relação de redução e alimentação grossa,. Já a potência lida (2682 kW) foi 7,5% menor no que a potência disponível para o moinho SAG. A carga circulante da classificação foi igual a 294%, enquanto que a recirculação de *pebbles* foi bem baixa, igual 9,7%.

A Figura 2, a seguir, apresenta o fluxograma com valores de vazão de sólidos, porcentagem de sólidos, P₈₀, vazão volumétrica de polpa e porcentagens passantes em 0,125 mm e 0,038 mm, representando o Caso Base.

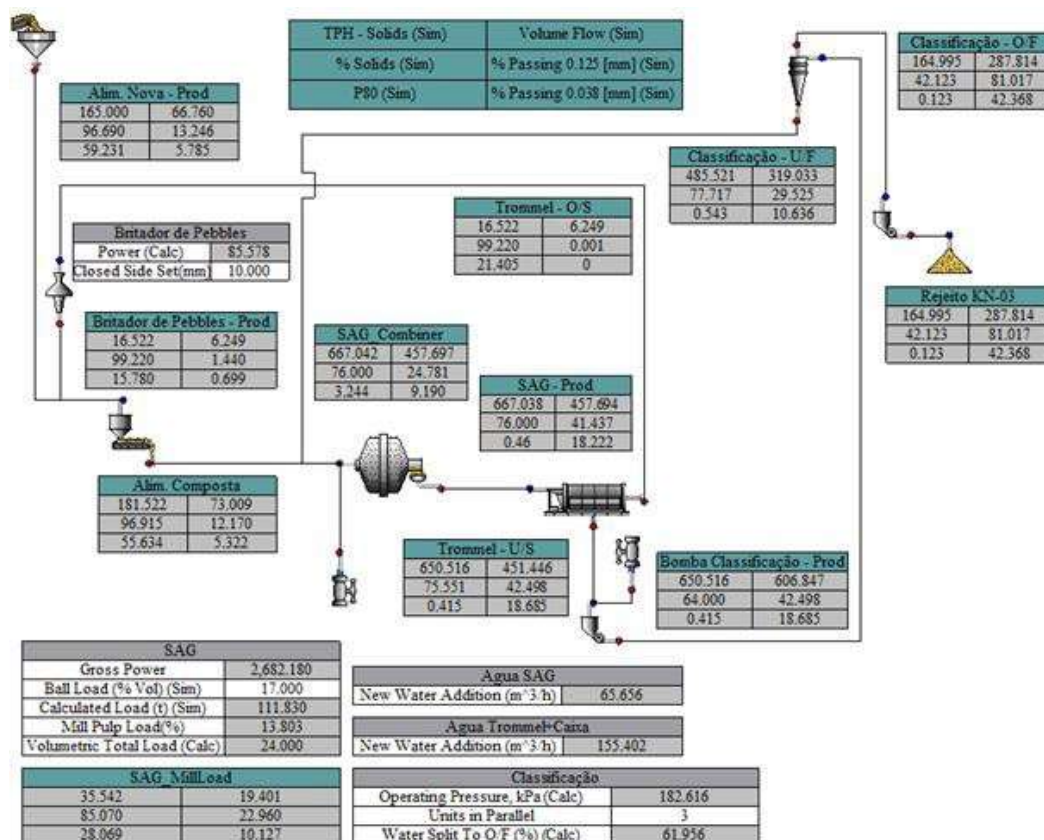


Figura 2. Fluxograma – Resultados.

A alimentação dos ciclones foi considerada muito espessa (64%), promovendo arraste de finos para o *underflow*, o que contribuiu para baixos índices de eficiência de remoção de produto do circuito (eficiência de finos na malha 0,125 mm = 43,6%). O *bypass* de água para o *underflow* foi igual a 38%, valor considerado muito alto, sinalizando um ponto de atuação.

Além da especificação granulométrica de produto (85% menor que 0,125 mm), o outro fator limitante para o aumento de produção é o peso informado pela célula de carga, que deve ser mantido abaixo de 215 t. Assim, as simulações foram realizadas controlando o nível de polpa do moinho e a granulometria do *overflow* da classificação.

Os resultados obtidos nas simulações, com alteração de condições operacionais, estão apresentados na Tabela 2, a seguir. A simulação combinada de mudança do regime de reposição de bolas de 5 pol e 3 pol, redução da velocidade de rotação para 69% e redução do diâmetro do Apex, indicou um potencial de aumento de até 6% de produção.

Tabela 2. Simulações – Condições operacionais.

Parâmetros	Vazão de Sólidos (t/h)	P ₈₀ (mm)	Potência Aplicada (kW)	Energia Específica (kWh/t)	Carga circulante (%)	Carga de minério no moinho (t)	Pressão de ciclones (kPa)	Eficiência de Finos (%)	
Caso Base	165	0,123	2682	16,3	294	35,5	180	43,6	
SIM 1	Grau de enchimento: de 17% para 19%	165	0,120	2836	17,2	293	32,7	181	43,8
SIM 2	Reposição de bolas (1x5" e 1x3")	165	0,119	2681	16,2	287	35,0	176	43,4
SIM 3	Reposição de bolas (1x5" e 2x3")	165	0,117	2685	16,3	284	35,7	174	43,4
SIM 4	Velocidade crítica: de 72% para 69%	165	0,115	2577	15,6	273	39,0	163	42,6
SIM 5	Apex: de 100 mm para 90 mm	165	0,122	2682	16,3	263	35,0	165	49,1
SIM 6	Combinada: SIM 2 + SIM 4 + Sim 5	175	0,118	2680	15,3	249	35,1	172	50,1

Foram, então, realizadas simulações com alteração de fluxograma, visando elevar a vazão de alimentação nova de 165 tph para 190 tph. Os resultados estão apresentados na Tabela 3, a seguir.

Tabela 3. Simulações – Alterações de fluxograma de processo.

Cenários	Vazão de Sólidos (t/h)	P ₈₀ do produto (mm)	Potência Aplicada (kW)	Energia Específica (kWh/t)	Carga circulante (%)	Carga de minério no moinho (t)	Eficiência de Finos em 0,125 mm (%)	
Britagem secundária, circuito aberto	Escalpe em 19 mm, APF = 19 mm, Jb = 19%, %VC = 69%, bolas de 3,5" e apex de 90 mm	190	0,106	2756	14,5	236	31,5	50,6
Britagem secundária, circuito fechado	Fechado reverso em 19 mm, APF = 19 mm, Jb = 19%, bolas de 3,5" e apex de 90 mm	190	0,105	2768	14,6	231	26,5	50,5
Dupla classificação	Primária de 15", secundária de 15" recebendo o U/F da primária. Apex = 90 mm. Bolas de 5" e 3" (50:50), diluição das ciclonagens (57%)	190	0,121	2685	14,1	239	37,1	63,4
Peneiras de alta frequência no lugar dos ciclones	Diâmetro de separação igual a 0,170 mm, Jb = 17%	190	0,121	2681	14,1	213	35,5	74,2

Todos os cenários da Tabela 3 atenderam à demanda de aumento de produção. Após estudos preliminares de *trade-off*, a alternativa selecionada foi a britagem secundária em circuito aberto. Julgou-se que a inclusão da britagem secundária promoverá estabilidade à operação, aumento da liberação do ouro e redução dos níveis de enchimento de minério no moinho. A alternativa contemplou a mudança do diâmetro de reposição para 3,5", redução da velocidade crítica para 69% e aumento do grau de enchimento para 19%, de forma a adequar a cinética de fragmentação da moagem à

nova granulometria de alimentação. Ainda, o diâmetro dos *apex* foi reduzido de 100 mm para 90 mm, para reduzir o *by-pass* de finos para o U/F. Recomenda-se operar a classificação com polpas mais diluídas, até no máximo 57% de sólidos.

Com a inserção da britagem secundária no circuito, a rebitagem de *pebbles* se mostrou desnecessária. O uso do rebitador de *pebbles* CH430 como *stand-by* do rebitador secundário se mostrou possível, desde que a câmara de médios, atual, seja substituída por uma câmara de extra-grossos, resultando em uma capacidade de 161 tph, à uma abertura posição fechada de 19 mm.

4. CONCLUSÕES

Em virtude da necessidade de aumento de 15% de capacidade do circuito de moagem SSSAG/C, da unidade de Pilar de Goiás, simulações sobre o circuito calibrado foram realizadas. Dentre os cenários simulados, a alternativa selecionada foi a inclusão de britagem secundária em circuito aberto, com abertura da peneira de escalpe e abertura posição fechada do rebitador iguais a 19 mm. Foi necessário adequar os parâmetros de moagem e classificação para ajustar o circuito à redução do F_{80} , de 60 mm para 20 mm. Bolas de reposição de 5 pol foram substituídas por bolas de 3,5 pol de diâmetro, a velocidade de rotação do moinho foi reduzida de 72% para 69% da velocidade crítica, o diâmetro dos *apex* também foram reduzidos, de 100 mm para 90 mm, reduzindo o *bypass* de finos para o U/F. As simulações sobre o cenário resultante atestaram que a demanda de produção (190 tph) pode ser atendida com a inclusão da rebitagem, com o acréscimo de promover maior liberação do ouro do minério, reduzindo o P_{80} do circuito de 0,123 mm para 0,106 mm.

5. REFERÊNCIAS (ordem alfabética)

LEUNG, K, MORRISON R D & WHITEN W J, 1987. 1987. An Energy Based Ore Specific Model for Autogenous and Semi-autogenous Grinding Mills. Copper 87, Santiago Chile.

LYNCH, A.J., 1977. Mineral Crushing and Grinding Circuits, (Elsevier, Amsterdam), Chapter 7.

MORRELL S & STEPHENSON I, 1996. Slurry Discharge Capacity of Autogenous and Semi-autogenous Mills and the Effect of Grate Design. Int. J. Miner. Process. (In press).

MORRELL S & MORRISON R D, 1996. AG and SAG Mill Circuit Selection and Design by Simulation. SAG 96, edited Mular, Barrett and Knight, Vancouver 769-790.

NAPIER-MUNN, T.J., MORRELL, S., MORRISON, R.D., & KOJOVIC, T. 1996. Mineral Comminution Circuits – Their Operation and Optimisation. JKMRRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing 2. Series Editor T.J. Napier-Munn, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, University of Queensland.