

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Departamento de Engenharia de Minas
Curso de Especialização em Engenharia de Recursos Minerais

Gustavo Starling Pena

**MODERNIZAÇÃO DE CÉLULAS DE FLOTAÇÃO AUTOASPIRADAS COM A
TECNOLOGIA AR FORÇADO**

Belo Horizonte
2023

Gustavo Starling Pena

**MODERNIZAÇÃO DE CÉLULAS DE FLOTAÇÃO AUTOASPIRADAS COM A
TECNOLOGIA AR FORÇADO**

Versão final

Monografia apresentada ao Curso de
Especialização em Engenharia de Recursos
Minerais da Universidade Federal de Minas
Gerais, turma 2021-2022.

Orientadora: Prof. Andréia Bicalho
Henriques

Belo Horizonte
2023



UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS

UFMG

CURSO DE ESPECIALIZAÇÃO EM ENGENHARIA DE RECURSOS MINERAIS

ATA DA DEFESA DA MONOGRAFIA DO ALUNO GUSTAVO STARLING PENA

Realizou-se, no dia 3 de março de 2023, às 15:00 horas, na plataforma MS TEAMS da Universidade Federal de Minas Gerais, a defesa da Monografia intitulada "MODERNIZAÇÃO DE CÉLULAS DE FLOTAÇÃO AUTOASPIRADAS COM A TECNOLOGIA AR FORÇADO", apresentada por GUSTAVO STARLING PENA, número de registro 2021697040, graduado em ENGENHARIA ELETRÔNICA E TELECOMUNICAÇÕES, como requisito parcial para a obtenção do certificado de Especialista em ENGENHARIA DE RECURSOS MINERAIS, à seguinte Comissão Examinadora: Professora Andréia Bicalho Henriques- Orientadora, Professor Roberto Galery (Universidade Federal de Minas Gerais), Professor Luciano Fernandes de Magalhães (Universidade Federal de Minas Gerais).

A comissão considerou a defesa da monografia:

Aprovada

Reprovada

Nota: **100,0**

Finalizando os trabalhos, lavrei a presente ata que, lida e aprovada, vai assinada por mim e pelos membros da Comissão.

Belo Horizonte, 3 de março de 2023.

Professora Andréia Bicalho Henriques (Doutora)

Documento assinado digitalmente
ROBERTO GALERY
Data: 03/03/2023 16:34:11-0300
Verifique em <https://verificador.ufmg.br>

Professor Roberto Galery (Doutor)

Documento assinado digitalmente
LUCIANO FERNANDES DE MAGALHÃES
Data: 03/03/2023 16:55:50-0300
Verifique em <https://verificador.ufmg.br>

Professor Luciano Fernandes de Magalhães (Doutor)

Aurea Domingos
Secretaria do Curso de Especialização
em Engenharia de Recursos Minerais

Risia Magriotis Papini
Coordenadora do Curso de Especialização
em Engenharia de Recursos Minerais

AGRADECIMENTOS

- À professora Andréia Bicalho Henriques, minha orientadora e conselheira, pela grandeza em compartilhar seus conhecimentos.
- Aos membros da Banca Examinadora, expertises no assunto, a minha gratidão pela leitura e avaliação do meu trabalho.
- Aos colegas e ex-colegas da Metso Outotec, pela troca de informações e conhecimentos.
- À Mineradora, pela parceria/confiança e oportunidade de vivenciar a matéria tratada nesse trabalho.

RESUMO

A avaliação mecânica e metalúrgica dos circuitos de flotação, por meio de campanhas de amostragem, testes de cinética, simulações e modelamento, identifica a maneira mais rápida e econômica de melhorar o desempenho da flotação e, portanto, o lucro operacional das mineradoras. O presente estudo, além de fazer uma revisão dos fundamentos/princípios da flotação, máquinas de flotação, reagentes e testes em bancada, apresenta soluções e tecnologias adequadas, com foco na modernização de células de flotação autoaspiradas com a tecnologia ar forçado, para atualizar as operações de plantas de flotação existentes e melhorar seu desempenho metalúrgico, eficiência energética e disponibilidade. O alto índice de sedimentação das células autoaspiradas e sua dificuldade em fornecer ar constante e uniformemente distribuído ao ambiente do processo podem ser solucionados com a transformação do mecanismo de agitação para a tecnologia ar forçado. Um estudo de caso de sucesso para cobre e ouro (modernização de 10 células de flotação de 160m³ com a tecnologia ar forçado) foi utilizado como base para apoiar o tema central dessa pesquisa. Campanhas de amostragem e simulações foram realizadas antes da implementação do projeto e indicaram que um aumento no tempo de residência seria alcançado com o *retrofit* das células de flotação, o que levaria a um aumento na recuperação metalúrgica de cobre e ouro. Após a implementação do novo equipamento de flotação do tipo ar forçado (novo mecanismo de mistura e calha central), o desempenho geral da seção *rougher-scavenger* melhorou em todos os aspectos, mecânica e metalurgicamente. Os ganhos foram observados na recuperação metalúrgica de cobre e ouro, bem como redução no consumo de energia, níveis de sedimentação e níveis de ruído.

Palavras-chave: flotação, ar forçado, modernização, desempenho metalúrgico.

ABSTRACT

The mechanical and metallurgical evaluation of flotation circuits, through sampling campaigns, kinetic tests, simulations and modeling, identifies the fastest and most economical way to improve flotation performance and, therefore, the operating profit of mining companies. The present study, in addition to reviewing the fundamentals/principles of flotation, flotation machines, reagents and lab tests, presents adequate solutions and technologies, with a focus on the modernization of self-aspirated flotation cells with forced air technology, to update the operations of existing flotation plants and improve their metallurgical performance, energy efficiency and availability. The high sanding rate of self-aspirated cells and their difficulty in supplying constant and uniformly distributed air to the process environment can be solved by upgrading the mixing mechanism to forced air technology. A successful case study for copper and gold (modernization of 10 flotation cells of 160m³ with forced air technology) was used as a basis to support the central theme of this research. Sampling campaigns and simulations were carried out before project implementation and indicated that an increase in residence time would be achieved with the retrofit of the flotation cells, which would lead to an increase in the metallurgical recovery of copper and gold. After the implementation of the new forced air type flotation equipment (new mixing mechanism and donut launder), the overall performance of the rougher-scavenger section improved in all aspects, mechanically and metallurgically. Gains were observed in the metallurgical recovery of copper and gold, as well as reductions in energy consumption, sanding levels and noise levels.

Keywords: flotation, forced air, modernization, metallurgical performance.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	07
2. OBJETIVO E RELEVÂNCIA.....	09
3. DESENVOLVIMENTO.....	10
3.1 Flotação.....	10
3.1.1 Máquinas de Flotação.....	12
3.1.2 Reagentes.....	15
3.1.3 Flotação em Bancada.....	15
3.2 Estudo de Caso.....	17
3.2.1 Pré-Avaliação do Processo – Testes Metalúrgicos.....	19
3.2.2 Campanhas de Amostragem.....	22
3.2.3 Modelamento.....	29
3.2.4 Simulação do <i>Retrofit</i>	31
3.2.5 Conclusões da Pré-Avaliação do Circuito e Testes.....	33
3.2.6 Implementação do Projeto.....	34
3.2.7 Resultados da Avaliação do Processo.....	50
4. CONCLUSÕES.....	53
5. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....	55
6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	56

1. INTRODUÇÃO

A instabilidade econômica do mercado de commodities, atrelada aos recursos financeiros limitados e empobrecimento dos minérios de uma forma geral, impulsionam, cada vez mais, as mineradoras a buscarem alternativas tecnológicas e projetos que reduzam seus custos operacionais e melhorem a eficiência de seus ativos existentes, de forma a manter a lucratividade do negócio.

A avaliação mecânica e metalúrgica dos circuitos de flotação, por meio de campanhas de amostragem, testes de cinética, simulações e modelamento, identifica a maneira mais rápida e econômica de melhorar o desempenho da flotação e, portanto, o lucro operacional das mineradoras.

A importância da flotação como processo de concentração de minerais tem provocado o desenvolvimento e aprimoramento de máquinas de flotação, visando tornar essa operação cada vez mais eficiente no que se refere ao desempenho metalúrgico e à economia nos custos de capital e de operação (Ribeiro, 2015).

Esse estudo tem como objetivo apresentar soluções para melhorar o desempenho dos circuitos de flotação, com foco na modernização de células de flotação autoaspiradas com a tecnologia ar forçado. A utilização de células de flotação do tipo ar forçado pode ser um fator determinante para obter maiores taxas de recuperação metalúrgica, melhor eficiência energética, maior estabilidade e disponibilidade do circuito (menor sedimentação).

Mudanças nas condições operacionais das plantas, como densidade da polpa de alimentação e P80, podem indicar a necessidade de otimização do circuito de flotação. O alto índice de sedimentação das células autoaspiradas e sua dificuldade em fornecer ar constante e uniformemente distribuído ao ambiente do processo podem ser solucionados com a transformação do mecanismo de agitação para a tecnologia ar forçado.

O desempenho do mecanismo de mistura tem um impacto direto nas três principais variáveis da flotação: desempenho metalúrgico, consumo de energia e custos operacionais. Ao melhorar a hidrodinâmica da flotação e desempenho de bombeamento

a altas taxas de dispersão do ar, o sistema de mistura e agitação otimizado melhora a recuperação de partículas na célula de flotação reduzindo ao mesmo tempo o consumo de energia e o risco de sedimentação.

Além disso, a modernização da calha central pode oferecer melhorias substanciais em dois aspectos principais do desempenho de um circuito de flotação: geração e coleta de espuma. Está comprovado que o desempenho metalúrgico melhora quando esses dois processos trabalham juntos.

Um estudo de caso de sucesso será utilizado como base desse trabalho a fim de apresentar e comprovar os benefícios obtidos com a modernização de células de flotação autoaspiradas com a tecnologia ar forçado. Nesse caso, foram modernizadas 10 células de flotação *rougher/scavenger* (2 linhas em paralelo, com 5 células de 160m³ cada) em uma planta de processamento de Cu e Au no Brasil. A planta, com capacidade de nominal de 16Mtpa na época em que o projeto foi implementado, em 2016, apresentava dificuldades em atingir as metas de desempenho na etapa de concentração, além de altos níveis de sedimentação nas células de flotação autoaspiradas. Como solução, a modernização das células de flotação com a tecnologia ar forçado garantiu a melhoria do desempenho metalúrgico do circuito de flotação, além de gerar ganhos em consumo energético.

2. OBJETIVO E RELEVÂNCIA

2.1 Objetivo Geral

O objetivo geral desse estudo é apresentar soluções e tecnologias adequadas para atualizar as operações de plantas de flotação existentes a fim de melhorar seu desempenho metalúrgico, eficiência energética e disponibilidade, bem como preparar o circuito para mudanças de minério e/ou atingir novas metas. Por isso, será feita uma análise comparativa entre células de flotação autoaspiradas e ar forçado.

2.2 Objetivos Específicos

Complementarmente ao objetivo geral, um estudo de caso de sucesso para cobre e ouro (modernização de 10 células de flotação de 160m³ com a tecnologia ar forçado) foi utilizado como base para apoiar o tema central dessa pesquisa. Os objetivos específicos do emprego desse projeto como pilar do estudo em questão são:

- Realizar campanhas de amostragem, testes de flotação a quente, testes de cinética, simulações e modelamento para determinar o potencial de ganho em recuperação metalúrgica de Cu e Au antes da implementação do projeto;
- Acompanhar e avaliar a metodologia de implantação do projeto de modernização, sendo 1 linha com 5 células por vez (planejamento, instalação, start-up e comissionamento);
- Medir e avaliar o consumo de energia, sedimentação e níveis de ruídos das células de flotação em que a modernização foi implementada (antes X depois);
- Medir e avaliar, por meio de nova campanha de amostragem, os ganhos de recuperação metalúrgica de Cu e Au alcançados após a implantação do projeto;
- Elucidar os benefícios da utilização da tecnologia de ar forçado em circuitos de flotação.

3. DESENVOLVIMENTO

3.1 Flotação

Flotação é um processo de separação mineral que ocorre, na grande maioria das vezes, em uma polpa de mineral e água.

No processo de flotação, as partículas são obrigadas a percorrer um trajeto e, num dado instante, as partículas que se deseja flotar são levadas a abandoná-lo, tomando um rumo ascendente. A diferenciação entre as espécies minerais é dada pela capacidade de suas partículas se prenderem (ou prenderem a si) a bolhas de gás (geralmente ar). Se uma partícula consegue capturar um número suficiente de bolhas, a densidade do conjunto partícula-bolhas torna-se menor que a do fluido e o conjunto se desloca verticalmente para a superfície, onde fica retido e é separado numa espuma, enquanto as partículas das demais espécies minerais mantêm inalterada a sua rota (Luz, Sampaio e França, 2010).

O processo de flotação por espumas é a modalidade de flotação mais utilizada na tecnologia mineral para concentração de minerais. Neste processo, os minerais hidrofobizados dispersos no meio aquoso são coletados por bolhas de ar e arrastados à superfície, sendo removidos na camada de espumas por transbordo ou mecanicamente. Os minerais hidrofílicos permanecem na fase aquosa acompanhando o fluxo de água (Luz, Sampaio e França, 2010).

Portanto, a propriedade diferenciadora desse método de concentração é a polaridade/grau de hidrofobicidade e ela pode ser induzida com reagentes, ou seja, tornar um comportamento de um mineral polar em apolar. Minerais polares possuem afinidade pela água (hidrofílicos, como a hematita e o quartzo) e minerais apolares possuem afinidade pelo ar (hidrofóbicos). A atuação de reagentes hidrofóbicos na bolha de ar é mostrada na Figura 3.1.

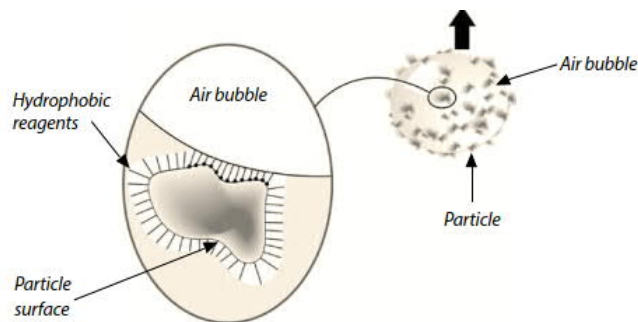


Figura 3.1 – Atuação de reagentes hidrofóbicos na bolha de ar (Conceitos Básicos em Processamento de Minerais – Metso).

Além dos reagentes acrescentados, o processo de flotação depende de dois parâmetros principais:

- O tempo de retenção, necessário para a ocorrência do processo de separação, determina o volume e o número de células de flotação requeridos.
- A agitação e a aeração, necessárias para condições ótimas de flotação, determinam o tipo de mecanismo de flotação e a quantidade de energia requerida.

É importante ressaltar que as partículas devem estar liberadas para flotar, ou seja, sem presença de partícula mista. A liberação dos grãos dos diferentes minerais é obtida através de operações de fragmentação (britagem e moagem) intercaladas com etapas de separação por tamanho.

Estágios da Flotação

A dificuldade em se obter o teor e a recuperação desejada em uma única etapa faz com que esse método de concentração seja subdividido em diferentes estágios/circuitos de flotação. De uma maneira geral, o estágio primário da flotação, usado para a remoção de minerais altamente liberados, é denominado *rougher*. Nessa etapa, obtém-se um concentrado pobre e um rejeito que ainda possui minerais úteis. Em seguida, esse concentrado é lavado numa segunda flotação, chamada *cleaner*, utilizada para melhorar o concentrado *rougher* através da remoção do material não-útil. Nesse estágio, obtém-se um concentrado final e um rejeito de teor elevado. O rejeito *rougher* é direcionado para outra flotação, denominada *scavenger*, utilizada para recuperar o máximo possível do mineral remanescente (parcialmente liberado) e partículas de flotação mais lenta. Nessa

etapa, obtém-se um rejeito muito pobre (rejeito final) e um concentrado que ainda possui minerais úteis provenientes da etapa *rougher*, mas que é pobre para ser considerado produto final. O rejeito *cleaner* e o concentrado *scavenger*, por ainda possuírem minerais úteis, são retornados à célula *rougher*. O circuito é mostrado na Figura 3.2.

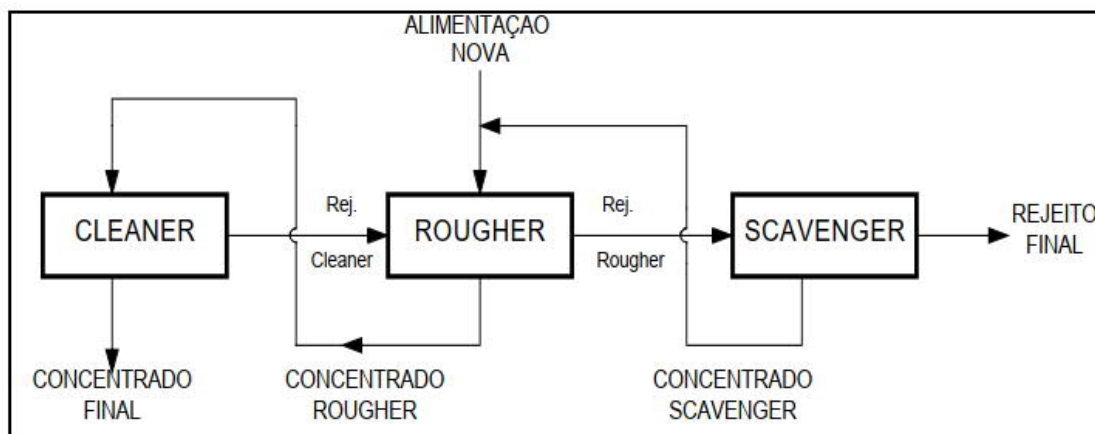


Figura 3.2 – Circuito de Flotação (Luz, Sampaio e França, 2010).

Para que um mineral útil seja classificado como concentrado em um circuito de flotação, é necessário que uma série de eventos ocorra de maneira bem-sucedida: contato entre a partícula e o coletor, adsorção do coletor sobre a superfície da partícula, colisão da partícula coletada com um número de bolhas de ar suficiente para torná-la leve e apta a flutuar, não desprendimento das partículas com as bolhas durante o percurso ascendente e permanência da partícula dentro da espuma até seu escorrimento na calha de concentrado. Ou seja, a quantidade de partículas removidas na espuma depende de três etapas fundamentais da flotação: colisão, adesão e transporte. Para garantir que esses eventos independentes ocorram com sucesso, utiliza-se um banco de células.

3.1.1 Máquinas de Flotação

As máquinas de flotação consistem em tanques projetados para receber a polpa alimentada, continuamente, por uma das suas faces laterais e descarregá-la pelo lado oposto. Cada unidade desses tanques é chamada célula. Podem ser usadas células individualizadas, mas a regra é agrupar conjuntos de duas ou mais. Numa extremidade do conjunto é instalado um compartimento de alimentação e na extremidade oposta, um compartimento de descarga. Este inclui algum dispositivo para a regulagem do nível de

polpa dentro das células. Embora existam modelos de células fechadas, a tendência moderna é não usar divisões entre uma célula e outra. A espuma sobe e é descarregada pela frente (e em alguns modelos também por trás), transbordando sobre calhas dispostas ao longo da extensão do conjunto de células. O material deprimido é arrastado pela corrente de água e sai pelo fundo da célula, passando para a célula seguinte e, finalmente, sendo descarregado pela caixa de descarga. Desta forma, há dois fluxos: um de deprimido, no sentido da caixa de alimentação para a caixa de descarga e outro de espuma, ascendente dentro das células e no sentido oposto ao do deprimido, através das calhas. Um arranjo típico de células de flotação é apresentado na Figura 3.3 (Luz, Sampaio e França, 2010).

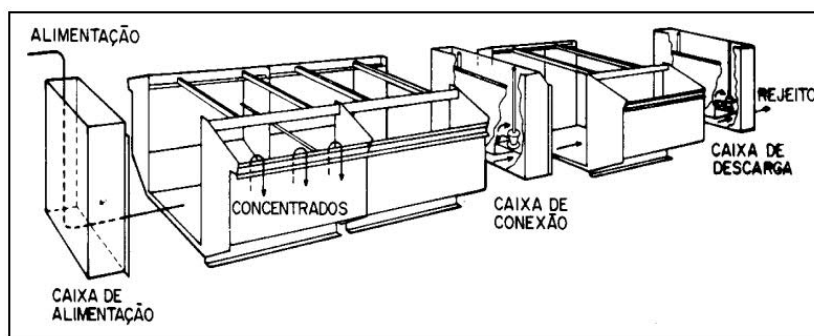


Figura 3.3 – Arranjo de células de flotação (Luz, Sampaio e França, 2010).

O mecanismo de agitação é instalado dentro da célula e consiste em um rotor, suspenso por um eixo conectado a um acionamento, e um estator. Quando a polpa entra na célula de flotação, o ar é injetado pelo eixo e se dirige para baixo até o rotor. O ar é dispersado através do giro do rotor e as bolhas de ar são divididas através das pás do estator. A área próxima ao mecanismo do rotor/estator é turbulenta e promove o contato entre as partículas e as bolhas de ar. As partículas úteis que se anexam às bolhas de ar são carregadas para a superfície formando uma espuma. Com a entrada de mais polpa na célula, o nível se eleva e a espuma se derrama na calha para ser coletada do lado externo da célula. As partículas não flotadas saem através da caixa de descarga para a próxima célula de flotação ou para o tanque de rejeito final. Os fluxos de ar e polpa são apresentados na Figura 3.4.

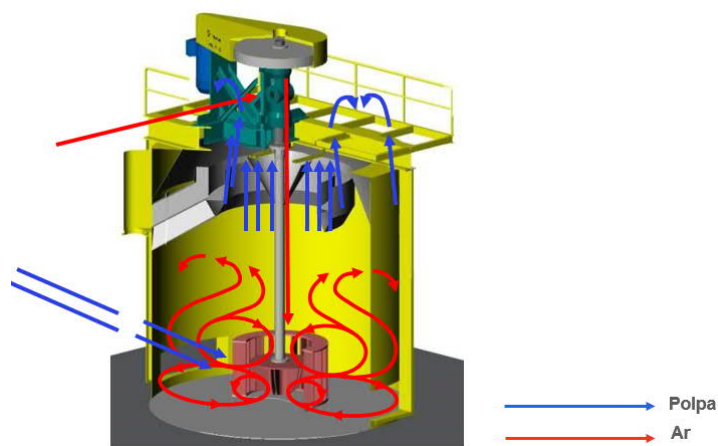


Figura 3.4 – Fluxos de ar e polpa dentro da célula de flotação (Manual Metso Outotec).

Basicamente, existem 4 tipos de células de flotação: células convencionais (capacidade volumétrica: 4 a 84m³), células tanque (capacidade volumétrica: 50 a 350m³), colunas de flotação (capacidade volumétrica: 150 a 220m³) e as células pneumáticas (capacidade volumétrica: 2 a 83m³). Todos os modelos são utilizados para flotação de finos e grossos, embora a coluna de flotação seja mais recomendada para finos.

As células mecânicas foram as primeiras a serem desenvolvidas para utilização no processo de concentração de minérios por flotação. São equipamentos constituídos de dois componentes básicos: a célula e a máquina de flotação (Ribeiro, 2015).

As células tanque utilizam a tecnologia de agitadores e condicionadores para promover a agitação e o bombeamento da polpa. Os tanques são circulares e, dependendo do modelo, o conjunto rotor-estator é colocado a diferentes alturas (Chaves, 2013).

A coluna convencional de flotação apresenta características diferentes da célula mecânica principalmente no que se refere à capacidade de geração de bolhas pequenas, às condições hidrodinâmicas de baixa turbulência e à possibilidade de eliminação do material hidrofílico arrastado para a espuma através da adição de água de lavagem (Ribeiro, 2015).

Nas células pneumáticas os mecanismos de colisão e adesão entre partículas e bolhas ocorrem externamente à célula com elevada eficiência, e, com isso, não há necessidade de elevados tempos de residência. Além disso, o equipamento proporciona baixa turbulência (o que reduz a probabilidade de descoleta), baixo arraste de partículas

ultrafinas para a espuma e, devido a injeção de polpa sob pressão que promove a sucção do ar, a geração de bolhas de pequeno diâmetro (Ribeiro, 2015).

3.1.2 Reagentes

Os reagentes são compostos orgânicos e inorgânicos adicionados nas células com o objetivo de modificar ou adaptar as superfícies dos minerais, resultando na seletividade do processo de flotação. Há quatro tipos de reagentes utilizados no processo de flotação: coletores, espumantes e modificadores/reguladores ou depressores.

Os coletores são surfactantes responsáveis por tornar os minerais úteis hidrofóbicos (aversos à água), induzindo o mineral a se juntar às bolhas de ar. As bolhas de ar ascendentes irão, desta forma, carregar as partículas úteis para a calha de espuma. Já as partículas não hidrofobizadas cobertas por moléculas de água permanecem na polpa até a descarga.

Os espumantes são reagentes responsáveis por reduzir a tensão superficial na interface água-ar e estabilizar as bolhas de ar, promovendo a criação da espuma.

Os modificadores são utilizados para melhorar a seletividade e/ou recuperação do processo (aumentar o teor de concentrado), uma vez que favorecem ou inibem a adsorção do coletor sobre um determinado mineral (ativadores ou depressores), promovem a dispersão de partículas (dispersantes) e ajustam o pH da polpa (reguladores de pH).

3.1.3 Flotação em Bancada

Considerando-se que cada minério tem as suas peculiaridades, torna-se essencial que a aplicação industrial da flotação seja antecedida de um estudo em laboratório, para definir a influência das diversas variáveis no processo (Fuerstenau, 2003). Por isso, é importante seguir à risca a metodologia e os procedimentos de teste laboratoriais a fim de obter resultados confiáveis e minimizar os erros experimentais.

Os testes de flotação em escala de bancada são geralmente realizados utilizando-se uma célula de flotação convencional (recipiente/cuba), dotada de agitação e aeração, com

formato e tamanhos variados. O desenho de uma célula convencional para flotação de minério é mostrado na Figura 3.5.

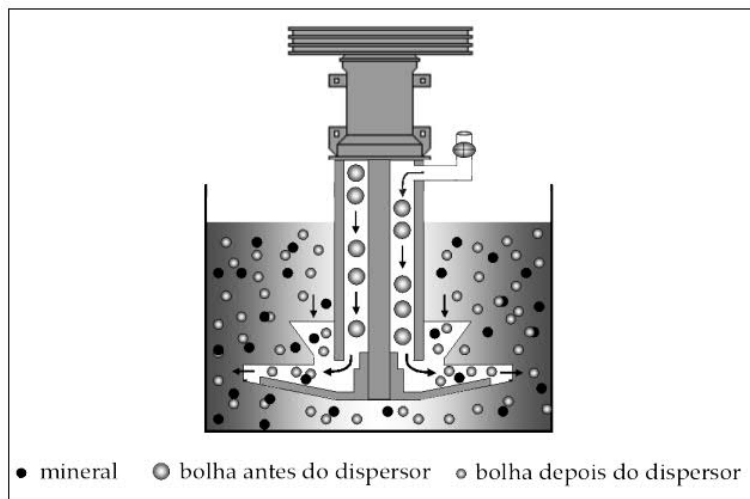


Figura 3.5 – Desenho ilustrativo de uma célula convencional para flotação de minério (Sampaio e Baltar, 2007).

O sistema de agitação é constituído por um motor que aciona, por meio de correias, um tubo vertical oco que termina com uma hélice (impulsor). As células de flotação possuem uma grande variedade de modelos de hélices possibilitando a geração de diferentes sistemas hidrodinâmicos. Esses equipamentos são projetados de modo a operar em regime turbulento na região inferior, no qual devem ocorrer os choques bolha-partícula e, em regime laminar, na parte superior, na qual não deve haver perturbações que possam ameaçar a integridade das bolhas (Sampaio e Baltar, 2007).

A aeração é promovida pela injeção de ar comprimido na parte superior do sistema ou pela pressão negativa gerada na parte inferior do impulsor. O mecanismo de agitação é responsável por manter as partículas em suspensão e garantir o contato da bolha de ar com o mineral.

Para que os testes de flotação em bancada sejam bem-sucedidos e gerem dados que representem fielmente o desempenho da usina, os seguintes procedimentos devem ser respeitados/observados e colocados em prática:

- **Representatividade da amostra:** pode-se utilizar os dados da geologia e/ou lavra do corpo mineralizado para atingir a representatividade necessária;

- **Uso da água:** recomenda-se utilizar a água da própria mina;
- **Preparação da amostra:** a distribuição granulométrica da amostra utilizada no teste deve ser o mais similar possível à da amostra de alimentação da planta industrial;
- **Preparação dos reagentes:** estado de conservação, quantidade, forma e ponto de adição dos reagentes devem ser estudados/observados;
- **Condicionamento:** a adsorção pode ser monitorada pela variação do potencial zeta das partículas ou pela determinação da variação da concentração do reagente na polpa;
- **Diluição da polpa:** percentagem de sólidos na polpa será determinada pelo tipo de minério, da sua granulometria e da tolerância em termos de contaminantes no concentrado;
- **Adição dos reagentes:** é feita de forma escalonada, considerando o tempo de condicionamento de cada reagente;
- **Controle do pH:** utiliza-se reguladores (ácidos e bases);
- **Tempo de flotação:** coleta da espuma em incrementos e monitoramento da variação do teor e recuperação ajudam a determinar o tempo ótimo de flotação;
- **Aeração da polpa:** recomenda-se introdução de ar na polpa de forma lenta e gradual;
- **Remoção da espuma:** deve ser feita de forma cadenciada (recomenda-se uma raspagem a cada 15 segundos);
- **Registro e avaliação dos dados obtidos:** resultados das análises químicas e pesos dos produtos serão utilizados para calcular os balanços de massa e metalúrgicos.

3.2 Estudo de Caso

O estudo de caso consiste na modernização de células de flotação WEMCO e Dorr Oliver com a tecnologia de ar forçado. Nesse caso, foram modernizadas 10 células de flotação *rougher/scavenger* (2 linhas em paralelo, com 5 células de 160m³ cada) em uma planta de processamento de Cu e Au no Brasil. A planta, com capacidade nominal de 16Mtpa na época em que o projeto foi implementado (2029 toneladas secas por hora com 90% de disponibilidade), em 2016, apresentava dificuldades no atingimento das metas de

desempenho na etapa de concentração, além de altos níveis de sedimentação nas células de flotação autoaspiradas.

O mineral de cobre primário concentrado na planta é a calcopirita, sendo o ouro o mineral secundário. O fluxograma do processo de concentração da mineradora pode ser visto na Figura 3.6, com as células modernizadas em destaque.

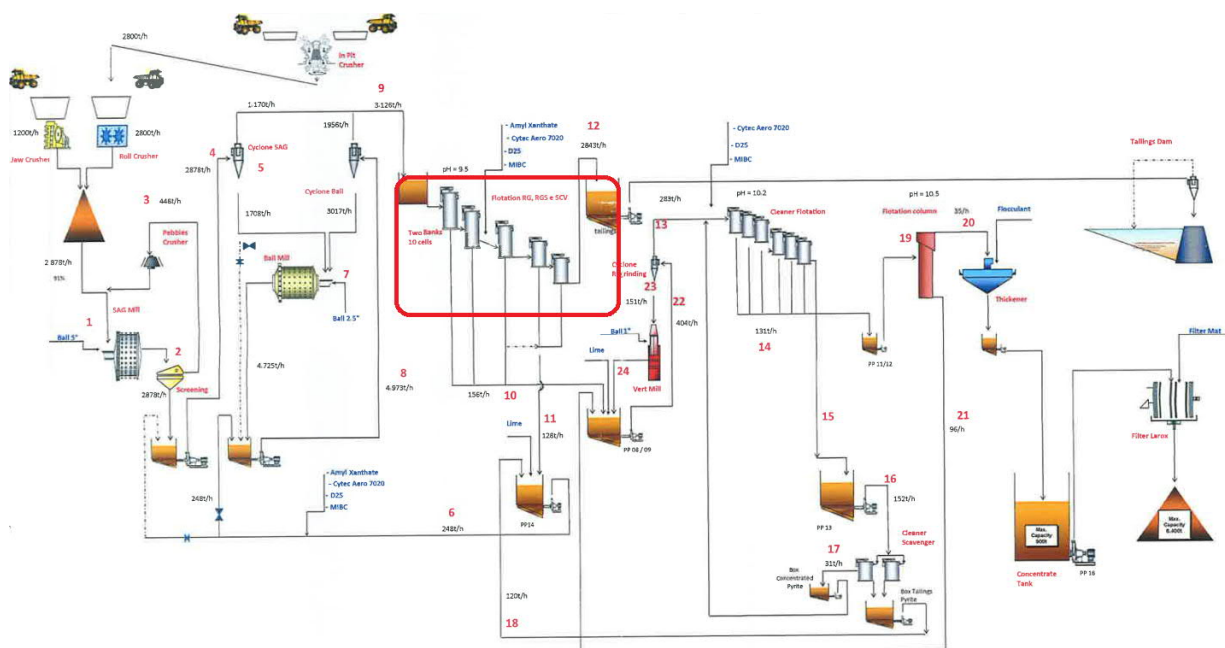


Figura 3.6 – Fluxograma do processo de concentração da mineradora, com destaque para as células modernizadas (Fluxograma Mineradora).

O circuito de beneficiamento inicia-se com a britagem, seguido pela moagem SAG e moinhos de bolas, ambos conduzidos em circuitos fechados para os hidrociclones. O *overflow* dos ciclones é direcionado para a alimentação da flotação. A flotação inclui estágios *rougher*, *rougher/scavenger*, *scavengers*, *cleaners*, *cleaners scavengers* e *re-cleaner*. Os estágios *rougher*, *rougher/scavenger* e *scavenger* são conduzidos em linhas paralelas, sendo cada linha com 5 células de flotação mecânica de 160m³.

O concentrado das células *rougher* flui diretamente para um reservatório com bomba que alimenta o estágio de remoagem (moinho vertical). O mineral remoído é então alimentado no estágio *cleaner*. O rejeito *rougher* é alimentado nas células *scavenger* e o concentrado *scavenger* alimenta um reservatório com bomba que recircula para os hidrociclones do

moinho de bolas e, finalmente, retorna à alimentação da flotação *rougher*. O rejeito *scavenger* é o rejeito final, direcionado para a barragem de rejeitos.

O concentrado de cobre remoído é tratado no estágio *cleaner*, que compreende uma única linha de 6 células mecânicas de ar forçado Dorr Oliver de 21,5 m³. O concentrado da célula *cleaner* é alimentado no estágio *re-cleaner*, que é composto por uma única coluna de flotação (altura: 10m; diâmetro 4m); os rejeitos de células *cleaner* são direcionados para o estágio de ‘flotação de pirita’ (2 células *cleaners* autoaspiradas WEMCO 160m³). O concentrado da flotação de pirita é devolvido às células *cleaners* Dorr Oliver e o rejeito da flotação da pirita retorna aos hidrociclones do moinho. O concentrado da coluna de flotação é o concentrado final e é então direcionado para a filtragem; o rejeito da coluna é devolvido ao circuito de remoagem.

Para determinar o potencial ganho em recuperação de Cu e Au com a possível modernização das células de flotação WEMCO e Dorr Oliver (antes da implementação do projeto), foram realizadas campanhas de amostragem, testes de flotação a quente, testes de cinética, simulações e modelamento, que serão apresentadas nesse capítulo.

Comprovado o ganho potencial com a modernização das células de flotação, o estudo de caso também apresenta a metodologia de implantação do projeto de *retrofit* das células, sendo 1 linha com 5 células por vez (planejamento, instalação, *start-up* e comissionamento).

Após a implementação do projeto, um comparativo (antes X depois) do consumo de energia, sedimentação e níveis de ruídos das células de flotação em que a modernização foi implementada, é apresentado nessa sessão.

Por fim, uma nova campanha de amostragem foi realizada para mensurar os ganhos de recuperação metalúrgica de Cu e Au alcançados após a implantação do projeto.

3.2.1 Pré-Avaliação do Processo – Testes Metalúrgicos

A amostragem dos fluxos de processo foi realizada por vários métodos. As amostras da alimentação e rejeito das células de flotação foram coletadas por sifonagem. As amostras

do concentrado foram coletadas com um amostrador de espuma na calha de descarte do flotado e as amostras do rejeito usando um amostrador metalúrgico.

Testes Laboratoriais

Testes de flotação a quente foram realizados em laboratório com amostras da alimentação da flotação (linhas A+B) e do rejeito da usina. Amostras compostas foram coletadas durante cada turno (8h) e foram testadas em condições padrão no laboratório metalúrgico usando uma máquina de flotação do tipo Denver com uma célula de 4 litros. O diâmetro do rotor foi de 70 mm e a velocidade do rotor utilizada foi de 1400 rpm. A vazão de ar foi ajustada visualmente, uma vez que a linha de ar pressurizado não possuía um rotâmetro na faixa correta para a pressão da linha.

Os testes em bancada foram conduzidos como testes de taxa de cinética, coletando os concentrados em determinados intervalos de tempo. O tempo total de residência foi de 30 minutos para a amostra da alimentação e de 20 minutos para a amostra do rejeito. A espuma foi coletada a cada 10 segundos.

Os reagentes adicionados foram xantato de amila (coletor primário), MIBC (espumante) e D25 (espumante). Para a amostra da alimentação da flotação, uma dosagem de 1 g/t de xantato foi adicionada duas vezes durante o teste de flotação, sendo a primeira com 1 minuto de flotação e a segunda com 5 minutos de flotação. Os espumantes foram adicionados quando necessário para manter a espuma uniforme e adequada. Para a amostra do rejeito, apenas espumante foi adicionado durante o teste de flotação.

Os produtos dos testes de flotação foram analisados para Cu, Au e S.

Resultados dos Testes em Bancada

No total, foram realizados 19 testes de flotação com a amostra da alimentação da flotação. A recuperação metalúrgica de cobre após 30 minutos de flotação foi em média 93,9 % com um desvio padrão de 2,0. A recuperação metalúrgica do ouro teve uma média de 83,7% com um desvio padrão de 3,3.

A recuperação em massa no concentrado final (30 min) foi de 14,5% em média com um desvio padrão de 1,9 e o teor de cobre do concentrado foi de 3,8% (DP=0,8), enquanto o teor de ouro foi de 3,4 g/t (DP=0,9) em média.

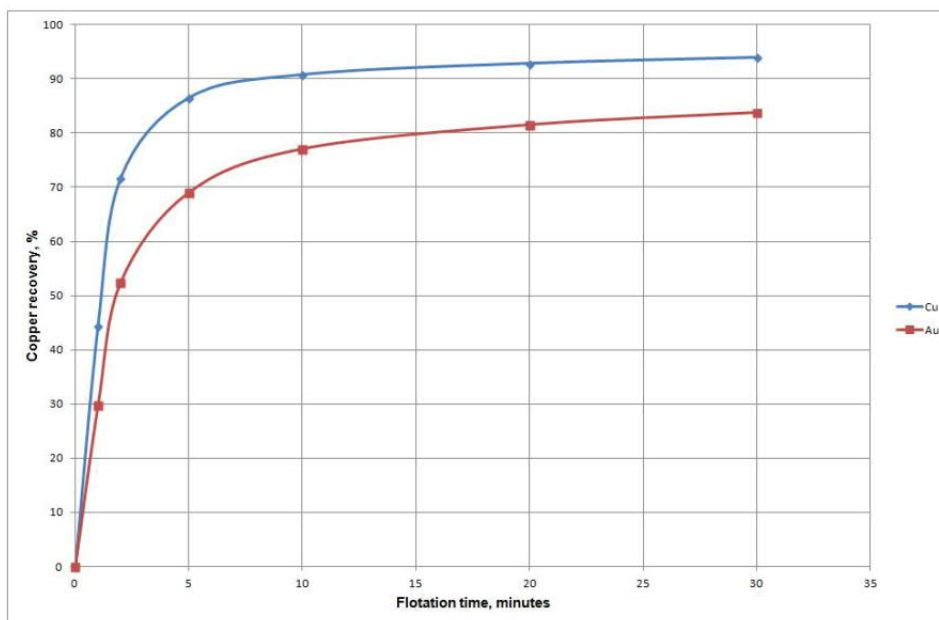


Figura 3.7 - Recuperação metalúrgica média de Cu e Au em função do tempo de flotação (amostra da alimentação da flotação).

Como pode ser visto na Figura 3.7, a recuperação metalúrgica de cobre atingiu 90% após 10 minutos de flotação com apenas um ligeiro aumento durante os 20 minutos restantes. A recuperação metalúrgica de ouro foi de 77,5% na marca de 10 minutos e continuou a aumentar em um ângulo ligeiramente mais agudo do que o cobre durante os 20 minutos restantes da flotação.

Com a amostra do rejeito da usina, 13 testes de flotação foram realizados durante o mesmo período. A recuperação metalúrgica média de cobre da amostra do rejeito, após 20 minutos de tempo de residência, foi de 50,8% (DP=10,1) e a recuperação metalúrgica de ouro 40,4% (DP=9,44).

A recuperação em massa média no concentrado final foi de 6,0% com um desvio padrão de 1,4. Os teores de cobre e ouro no concentrado foram 0,8% (DP=0,2) e 1,3 g/t (DP=0,3), respectivamente.

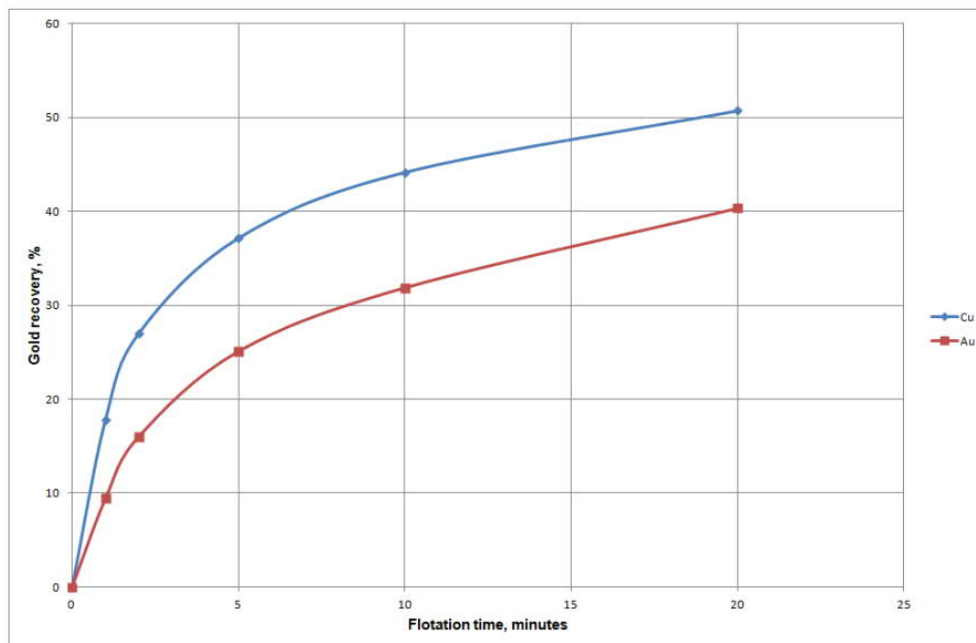


Figura 3.8 - Recuperação metalúrgica média de Cu e Au em função do tempo de flotação (amostra do rejeito da usina).

Como pode ser esperado, a taxa de recuperação metalúrgica de cobre e ouro é muito mais lenta no rejeito da usina do que na alimentação da flotação. Após 20 minutos de flotação, as curvas de recuperação metalúrgica não apresentam sinais de nivelamento.

3.2.2 Campanhas de Amostragem

Três campanhas de amostragem foram realizadas na linha de flotação A durante os testes. A linha A foi escolhida como a linha de amostragem, uma vez que a linha B estava com uma célula fora de operação.

Cada campanha incluiu quatro rodadas de amostragem com 30 minutos entre cada rodada. Os pontos de amostragem foram a alimentação da flotação, o rejeito da segunda célula *rougher*, o rejeito da terceira célula *rougher*, o rejeito da segunda célula *scavenger* e o concentrado de cada uma das cinco células *rougher/scavenger* (Figura 3.9). Subamostras de cada rodada de amostragem foram combinadas em uma única amostra. A amostragem do concentrado foi cronometrada para se ter uma estimativa das taxas de fluxo de concentrado.

Todas as amostras foram registradas para pesos úmidos e secos, e analisadas para Cu, Au e S. Durante a amostragem, uma amostra da alimentação também foi coletada para teste de flotação em bancada.

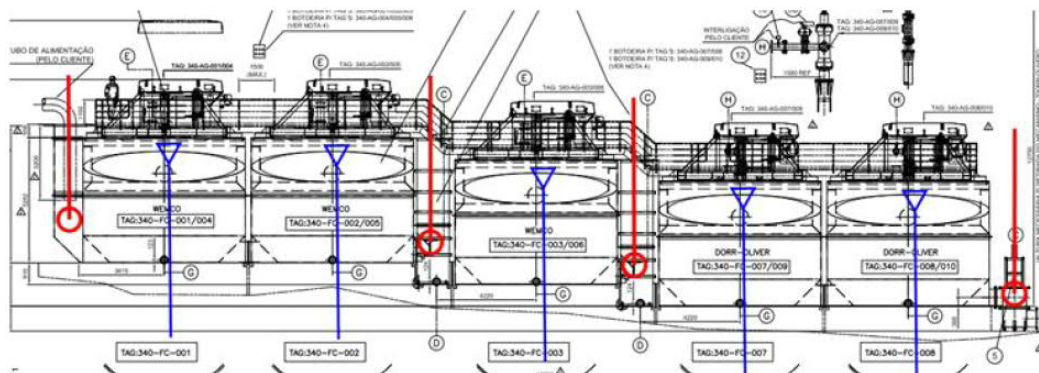


Figura 3.9 – Configuração da linha de flotação *rougher/scavenger* e dos pontos de amostragem (triângulos azuis e círculos vermelhos) utilizados na campanha (*Layout Fabricante*).

Resultados das Campanhas de Amostragem

As três campanhas de amostragem realizadas na Linha A mostraram tendências semelhantes entre elas. As recuperações metalúrgicas de cobre variaram de 87,0% a 88,9% e as recuperações metalúrgicas de ouro de 77,8% a 81,1%. Os tempos de residência na linha de flotação A ficaram entre 11,7 e 13,1 minutos. As respectivas recuperações metalúrgicas da flotação em bancada (laboratório) foram de 93,5% a 95,3% para cobre e de 84,1% a 87,1% para ouro.

As recuperações em massa das células *rougher/scavenger* combinadas foram de 9,1% a 10,5% e os teores de concentrado de 4,55% a 6,6% Cu e de 4,6 g/t a 6,3 g/t Au. A flotação em bancada (laboratório) apresentou melhor seletividade no início da flotação, proporcionando maior recuperação e menor teor com um tempo de residência maior.

Com base nos cálculos do balanço de massa da usina, as cargas circulantes de massa na alimentação da flotação variaram de 8,4% a 9,7%. A quantidade de cobre e ouro

recirculando na alimentação da flotação seguiu a taxa de alimentação da usina (maior recirculação com maior taxa de alimentação). No entanto, as recuperações de cobre da usina não diminuíram com uma taxa de alimentação maior, o que indica que o processo é capaz de lidar com cargas de circulação maiores. A carga de recirculação de cobre variou de 126% a 174% e carga de recirculação de ouro de 163% a 220%.

Os níveis de espuma nas células *rougher* variaram de 35 a 40 cm durante as campanhas, enquanto as células *scavenger* apresentaram menor camada de espuma (10 cm). As taxas de carregamento de espuma nas células *rougher* variaram de 2,5 a 0,6 t/m²/h, e nas células *scavenger* de 0,8 a 0,4 t/m²/h. A *lip loading* (quantidade de concentrado despejado na calha por metro de borda/perímetro do tanque) variou de 1,2 a 0,3 t/m/h. As taxas de fluxo de gás superficial (Jg) em células *scavenger* foram estimadas em 2,1 a 2,8 cm/s.

Campanha de Amostragem 1

Os dados da campanha de amostragem 1 são apresentados na Tabela 3.1.

Tabela 3.1 – Dados da Campanha de Amostragem 1.

	Amostragem 1
Taxa de alimentação da planta (t/h)	2617
Teor médio Cu (%)	0,47
Teor médio Au (g/t)	0,42
Recuperação Cu (%)	83,3
Carga circulante em massa da alimentação (%)	9,7
Recuperação Cu concentrado rougher (%)	80,6
Recuperação Cu concentrado scavenger (%)	9,3
Recuperação Au concentrado rougher (%)	69,5
Recuperação Au concentrado scavenger (%)	11,5
Recuperação em massa conc. rougher (%)	8,3
Recuperação em massa conc. scavenger (%)	2,2
Teor Cu concentrado rougher (%)	6,53
Teor Au concentrado rougher (g/t)	5,43
Teor Cu concentrado scavenger (%)	2,94
Teor Au concentrado scavenger (g/t)	3,51
Tempo de residência (min)	13,1 (2,6/célula)
Taxa de carregamento de espuma (t/m ² /h)	2,1 - 0,4
Lip Loading (t/m/h)	1,0 - 0,3

As recuperações metalúrgicas da flotação em bancada (laboratório) da amostra da alimentação da flotação coletada durante a campanha 1 foram plotadas na Figura 3.10.

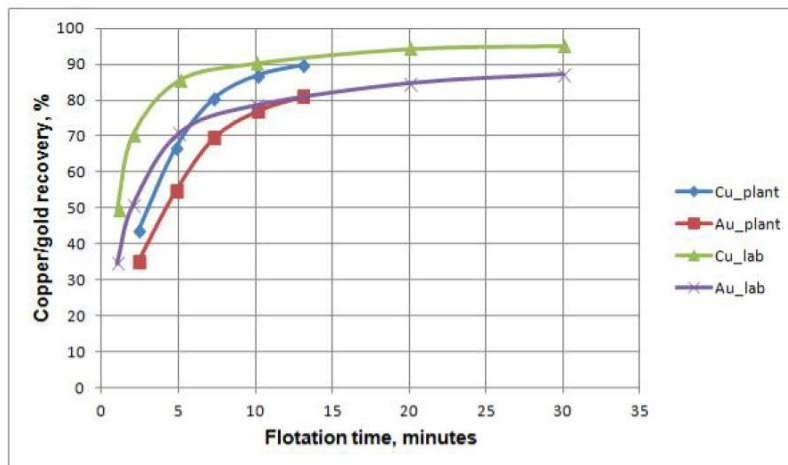


Figura 3.10 – Recuperação metalúrgica usina X recuperação metalúrgica em laboratório na campanha 1.

A taxa de flotação no início é naturalmente mais rápida em escala de laboratório, mas as recuperações metalúrgicas da usina ficam maiores que as recuperações do laboratório logo que elas começam a se nivelar/estabilizar. Observa-se que a recuperação metalúrgica de ouro da usina é igual à recuperação metalúrgica do laboratório no tempo de residência de 13,1 minutos. A recuperação metalúrgica laboratorial é 5,3% maior para o cobre e 6,0% maior para o ouro, mas requer o dobro do tempo de residência.

As curvas de teor versus recuperação metalúrgica para cobre e ouro entre laboratório e usina estão representadas na Figura 3.11.

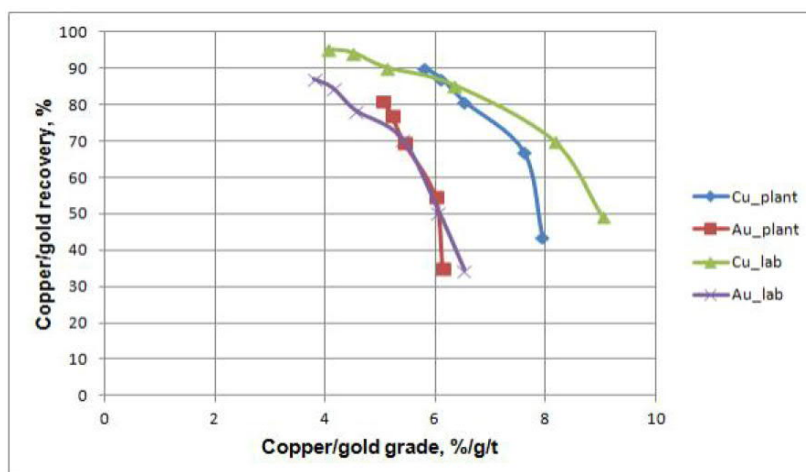


Figura 3.11 – Teor X Curvas de recuperação metalúrgica para Cu e Au (laboratório X usina) na campanha 1.

Os resultados são muito semelhantes entre laboratório e usina; a flotação de cobre é mais seletiva no início e produz um concentrado de teor superior, que logo se torna uniforme com os números da usina. A maior recuperação no laboratório é provavelmente obtida pela maior recuperação em massa, uma vez que os teores de concentrado são mais baixos.

Campanha de Amostragem 2

Os dados da campanha de amostragem 2 são apresentados na Tabela 3.2.

Tabela 3.2 – Dados da campanha de amostragem 2.

	Amostragem 2
Taxa de alimentação da planta (t/h)	2459
Teor médio Cu (%)	0,41
Teor médio Au (g/t)	0,36
Carga circulante em massa da alimentação (%)	8,4
Recuperação Cu concentrado rougher (%)	77,5
Recuperação Cu concentrado scavenger (%)	9,5
Recuperação Au concentrado rougher (%)	65,8
Recuperação Au concentrado scavenger (%)	12
Recuperação em massa conc. rougher (%)	6,8
Recuperação em massa conc. scavenger (%)	2,4
Teor Cu concentrado rougher (%)	5,52
Teor Au concentrado rougher (g/t)	5,27
Teor Cu concentrado scavenger (%)	1,87
Teor Au concentrado scavenger (g/t)	2,66
Tempo de residência (min)	11,7 (2,3/célula)
Taxa de carregamento de espuma (t/m ² /h)	1,8 - 0,4
Lip Loading (t/m/h)	0,8 - 0,3

As recuperações metalúrgicas da flotação em bancada (laboratório) versus usina foram plotadas na Figura 3.12.

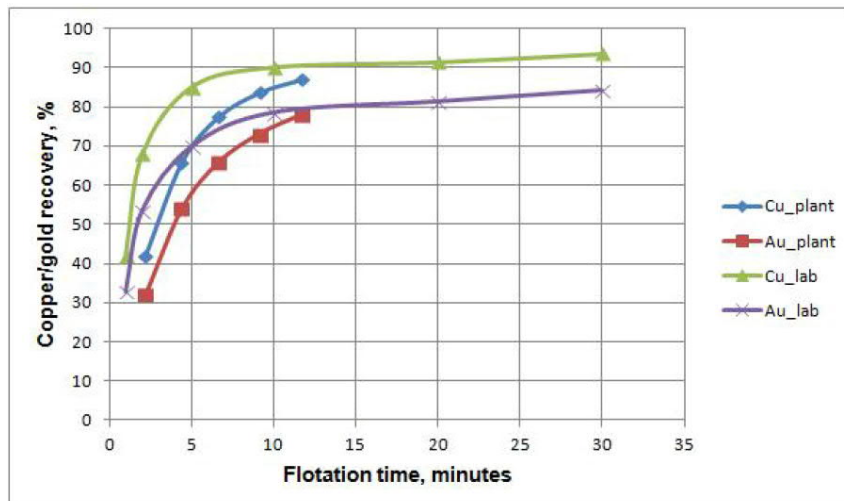


Figura 3.12 – Recuperação metalúrgica usina X recuperação metalúrgica em laboratório na campanha 2.

As recuperações metalúrgicas em laboratório foram 6,6% mais altas para o cobre e 6,3% mais altas para o ouro quando comparadas com as recuperações metalúrgicas da usina, mas o tempo de residência necessário para atingir isto foi novamente o dobro do tempo de residência da usina. Mais uma vez, a recuperação metalúrgica de ouro na usina foi quase igual à recuperação metalúrgica laboratorial.

Os teores de concentrado foram bastante semelhantes para o cobre na usina e no laboratório. Os teores de ouro, por outro lado, foram mais altos na usina (Figura 3.13).

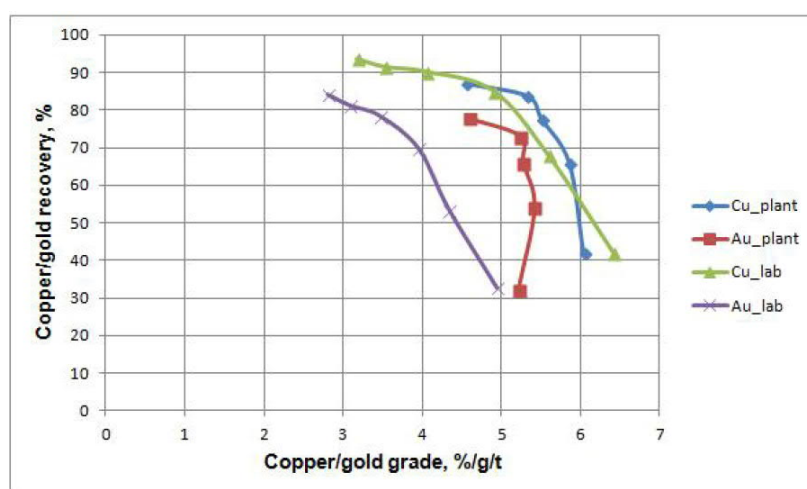


Figura 3.13 – Teor X Curvas de recuperação metalúrgica para Cu e Au (laboratório X usina) na campanha 2.

Campanha de Amostragem 3

Os dados da campanha de amostragem 3 são apresentados na Tabela 3.3.

Tabela 3.3 – Dados da campanha de amostragem 3.

	Amostragem 3
Taxa de alimentação da planta (t/h)	2686
Teor médio Cu (%)	0,41
Teor médio Au (g/t)	0,37
Carga circulante em massa da alimentação (%)	8,4
Recuperação Cu concentrado rougher (%)	81,8
Recuperação Cu concentrado scavenger (%)	7,9
Recuperação Au concentrado rougher (%)	70,3
Recuperação Au concentrado scavenger (%)	10,8
Recuperação em massa conc. rougher (%)	7,2
Recuperação em massa conc. scavenger (%)	1,9
Teor Cu concentrado rougher (%)	7,6
Teor Au concentrado rougher (g/t)	6,84
Teor Cu concentrado scavenger (%)	2,81
Teor Au concentrado scavenger (g/t)	4
Tempo de residência (min)	11,9 (2,4/célula)
Taxa de carregamento de espuma (t/m ² /h)	2,3 - 0,4
Lip Loading (t/m/h)	1,2 - 0,3

As recuperações metalúrgicas da flotação em bancada (laboratório) versus usina foram plotadas na Figura 3.14 e mostram tendências semelhantes às das duas campanhas anteriores.

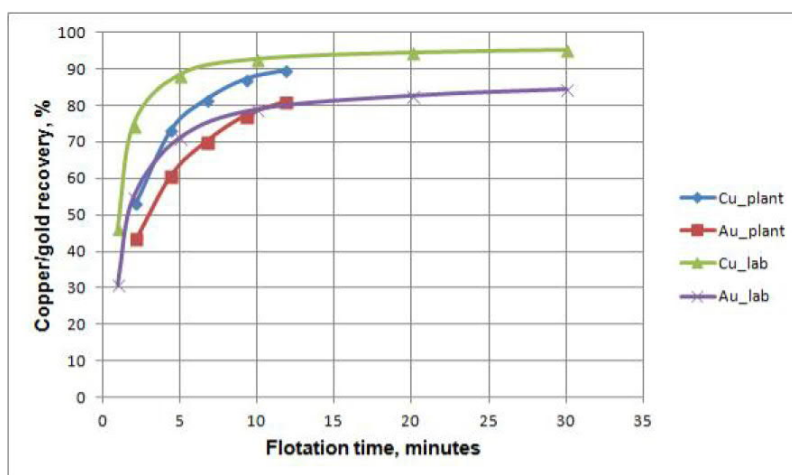


Figura 3.14 – Recuperação metalúrgica usina X recuperação metalúrgica em laboratório na campanha 3.

A diferença na recuperação metalúrgica foi de 5,6% para o cobre e 3,4% para o ouro (as recuperações metalúrgicas são maiores em escala laboratorial), mas o tempo de residência necessário para atingir esta diferença é superior ao dobro do tempo de residência da usina.

A recuperação metalúrgica de ouro foi igual ou ligeiramente maior na escala da usina com o mesmo tempo de residência.

Na campanha 3, a flotação em bancada foi mais seletiva, produzindo concentrados com teores significativamente melhores, especialmente para o cobre. As diferenças diminuem no final da flotação e os resultados para o ouro foram ligeiramente melhores na escala da usina quando comparado a escala laboratorial (Figura 3.15).

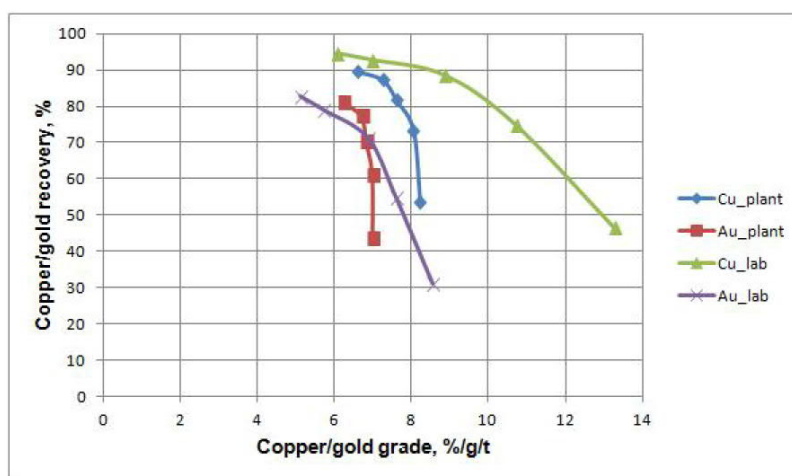


Figura 3.15 – Teor X Curvas de recuperação metalúrgica para Cu e Au (laboratório X usina) na campanha 3.

3.2.3 Modelamento

Um modelo de flotação foi construído para simular o resultado médio das três campanhas realizadas. As taxas cinéticas para o modelo foram derivadas dos testes de flotação realizados nas amostras da alimentação coletadas durante as campanhas. O modelamento e a simulação foram baseados em minerais ao invés de elementos químicos, exceto para ouro, portanto, os resultados das análises químicas dos testes de flotação foram minerais convertidos. O cobre foi convertido em calcopirita, o enxofre residual em pirita e o restante foi denominado ganga que possuía propriedades minerais de quartzo. O ouro foi modelado como um elemento químico.

O modelo de flotação em bancada mostrado na Equação 1 foi usado no ajuste do modelo,

$$R = mS(1 - \exp(-kS \cdot t)) + mF(1 - \exp(-kF \cdot t)) \quad (\text{Equação 1})$$

onde R é a recuperação cumulativa, mS é a fração de flotação lenta, kS é a constante da taxa de flotação lenta, mF é a fração de flotação rápida, kF é a constante da taxa de flotação rápida e t é o tempo de flotação cumulativo.

Para calcopirita, pirita, ganga e ouro, as recuperações cumulativas foram plotadas em função do tempo de flotação cumulativo e a Equação 1 foi ajustada com os pontos plotados. Os parâmetros cinéticos ajustados dos testes de flotação em laboratório são mostrados na Tabela 3.4.

Tabela 3.4 – Parâmetros de flotação cinética para ouro, pirita, calcopirita e ganga.

	Au	Py	Ccp	Gan
mF	0,60	0,72	0,88	0,02
mS	0,40	0,28	0,12	0,98
kF	0,79	0,36	0,75	0,34
kS	0,09	0,03	0,03	0,00

O modelo de flotação foi implementado no *software HSC Chemistry 7.1*. No simulador, os parâmetros cinéticos da Tabela 3.4 foram usados com o seguinte modelo de flotação contínua:

$$R = mS \left(\frac{kS}{1 + kS \cdot t} \right) + mF \left(\frac{kF}{1 + kF \cdot t} \right) \quad (\text{Equação 2})$$

A simulação foi feita usando as propriedades médias de alimentação das campanhas (Tabela 3.5). Foi assumido que as três células WEMCO teriam 10% do seu volume ocupado por sedimentação, resultando em um volume de 140 m³. Para as células Dorr-Oliver, foi utilizado um volume de 153 m³. 15% de *gas hold-up* (relação entre o volume de gás/ar e o volume total do tanque) foi aplicado em todo banco de células.

Tabela 3.5 – Simulação das propriedades da alimentação.

Taxa de Alimentação (tph)	Cu (%)	Au (g/t)	% sólidos
1408	0,62	0,62	34,3

Para comparar a simulação com o resultado médio das campanhas, foi utilizado um fator de aumento (*scale-up*) de 1,5. O resultado da simulação é mostrado na Figura 3.16. Como pode ser visto na Figura 3.17, a simulação foi capaz de replicar satisfatoriamente o resultado das campanhas.

Residence times, min		1	2	3	Total
Stage					
Rougher	Wemco 160m3	2.2	2.3	2.4	6.9
Scavenger	Dorr-Oliver 160m3	2.6	2.7		5.3
Froth carry rate, t/m2/h					
Stage	Froth area, m2				
Rougher	25.1	2.0	1.3	0.9	
Scavenger	27.3	0.6	0.4		
Lip loading, t/m/h					
Stage	Lip length, m				
Rougher	54.6	0.9	0.6	0.4	
Scavenger	36.9	0.5	0.3		

Figura 3.16 – Resultado da simulação do estágio *rougher/scavenger*.

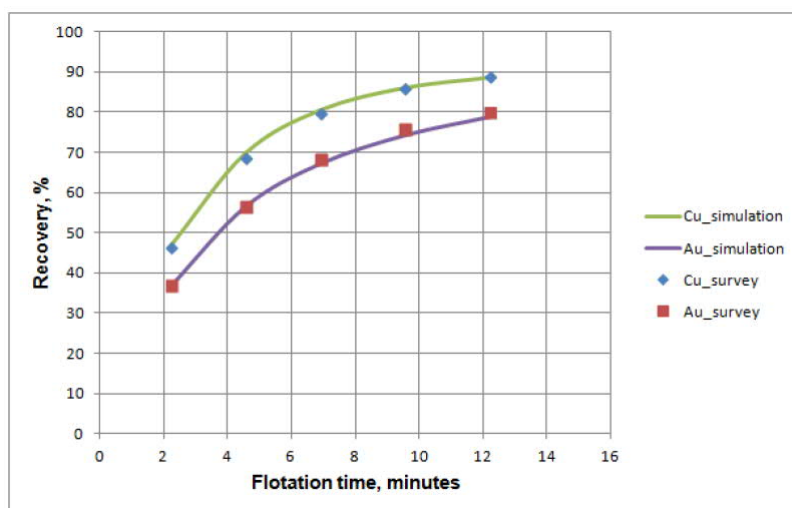


Figura 3.17 – Correlação entre os resultados da simulação X campanhas.

3.2.4 Simulação do *Retrofit*

O modelo foi usado para simular o desempenho do circuito *rougher/scavenger* com novos mecanismos de mistura e estrutura das células. O volume da célula de 166 m³ com 15% de *gas hold-up* foi usado na simulação. O resultado da simulação é mostrado na Figura 3.18.

Residence times, min		1	2	3	Total
Stage		1	2	3	
Rougher	TC160m3	2.6	2.7	2.8	8.2
Scavenger	TC160m3	2.9	2.9		5.8
Froth carry rate, t/m ² /h		1	2	3	
Stage	Froth area, m ²	1	2	3	
Rougher	25.0	2.3	1.4	0.9	
Scavenger	23.9	0.6	0.5		
Lip loading, t/m/h		1	2	3	
Stage	Lip length, m	1	2	3	
Rougher	32.1	1.8	1.1	0.7	
Scavenger	33.3	0.5	0.3		

Figura 3.18 – Resultado da simulação do estágio *rougher/scavenger* modernizado.

Com o *retrofit*, foi simulado um aumento de 1,8 minutos no tempo de residência. Isso resultou em um aumento na recuperação metalúrgica de cobre de 0,7% e recuperação metalúrgica de ouro de 0,9% em comparação com os resultados médios das campanhas.

Com base nos balanços de massa calculados, a carga circulante média de cobre foi de 153%. Portanto, um aumento de recuperação metalúrgica de 0,7% significaria um aumento de recuperação metalúrgica total de 1,0%. Para o ouro, a carga circulante média foi de 186%, portanto, um aumento de 0,9% na recuperação metalúrgica significaria um aumento de 1,7% na recuperação metalúrgica total.

As taxas de carregamento de espuma e *lip loading* em diferentes configurações de calhas de concentrado foram calculadas com base na simulação (Tabela 3.6). Ao analisar as taxas de carregamento de espuma e *lip loading*, a utilização de uma calha interna e radial seria uma escolha razoável/plausível. Entretanto, optando-se pela calha central, tem-se uma distância de transporte mais curta, o que contribui na recuperação de partículas grossas.

Tabela 3.6 – Taxas de carregamento de espuma e *lip loading* com diferentes configurações de calhas.

	Internal	Internal+ radials	donut	current
	Froth areas			
Rougher	23.4	23.9	19.7	25.1
Scavenger	23.4	23.9	19.7	27.3
	FCR			
1st rougher	2.4	2.4	2.9	2.0
2nd rougher	1.5	1.5	1.8	1.3
3rd rougher	1.0	0.9	1.2	0.9
1st scavenger	0.7	0.6	0.8	0.6
2nd scavenger	0.5	0.5	0.6	0.4
	Lip lengths			
Rougher	18.9	33.3	21.4	54.6
Scavenger	18.9	33.3	21.4	36.9
	Lip load			
1st rougher	3.0	1.7	2.6	1.1
2nd rougher	1.9	1.1	1.6	0.6
3rd rougher	1.2	0.7	1.1	0.4
1st scavenger	0.8	0.5	0.7	0.5
2nd scavenger	0.6	0.3	0.5	0.3
	Transport distance			
Rougher	1.8	1.4	0.9	0.9
Scavenger	1.8	1.4	0.9	1.1

3.2.5 Conclusões da Pré-Avaliação do Circuito e Testes

As recuperações metalúrgicas de cobre em testes de flotação a quente com amostras da alimentação da flotação foram em média 93,9% e as recuperações metalúrgicas de ouro em média 83,7%. Os desvios padrão foram relativamente pequenos, 2,0 para cobre e 3,3 para ouro, indicando que os valores são recuperáveis por flotação, apesar da variação na alimentação da usina. A recuperação em massa média foi de 14,5% com um desvio padrão relativamente baixo de 1,9.

As recuperações metalúrgicas da amostra de rejeito da usina tiveram uma variação maior, entre 40% e 60% para o cobre e 30% e 60% para o ouro, indicando que há material potencialmente flotável no produto.

As recuperações metalúrgicas da usina com base nas campanhas de amostragem foram de 88,8% para cobre e 80,0% para ouro, indicando uma margem de melhoria de 5,1% para cobre e 3,7% para ouro. No entanto, com base nas campanhas de amostragem, o tempo de residência na usina é bastante curto, apenas 12,2 minutos em média. Portanto, para viabilizar o *upgrade*, é necessário um aumento no tempo de residência e/ou na cinética de flotação.

O fator de aumento (*scale-up*) do laboratório para a usina foi de 1,5 com base nas campanhas, o que pode ser considerado baixo e sem muitas oportunidades de melhoria. Assim, um aumento no tempo de residência é a solução mais confiável para melhoria.

De acordo com uma simulação baseada nos dados das campanhas, um aumento no tempo de residência de 1,8 minutos seria alcançado com o *retrofit* das células de flotação, o que levaria a um aumento na recuperação metalúrgica de cobre de 0,7 % e um aumento na recuperação metalúrgica de ouro de 0,9 %. Vale lembrar que a carga de recirculação de metal na alimentação da flotação impacta diretamente na recuperação metalúrgica da usina. Se as cargas médias de recirculação de metal das campanhas forem usadas, o aumento na recuperação metalúrgica global de cobre seria de 1,0% e na recuperação metalúrgica global de ouro de 1,7%.

3.2.6 Implementação do Projeto

Os trabalhos de pré-avaliação e testes mostraram que, com a modernização do circuito de flotação *rougher/scavenger*, seria possível aumentar o tempo de residência em 1,8 minutos e melhorar o desempenho metalúrgico da usina. Os novos mecanismos de mistura e design das calhas permitiriam melhor dispersão de ar e recuperação de espuma, assegurando uma melhoria geral na planta (Ag e Cu), com redução das cargas circulantes, bem acima de 1%. A nova tecnologia também resultaria em uma redução no nível de sedimentação das células e melhoraria as práticas de manutenção do circuito de flotação.

Dada essa situação, a mineradora decidiu por modernizar as duas linhas de 5 x células WEMCO e Dorr Oliver atuando como células *roughers*, *rougher-scavengers* e *scavenger*. As células de flotação possuem uma configuração 2x (2+1+2), com tarefas divididas por etapas. A primeira etapa contém 2x células *rougher*, a segunda etapa contém 1x célula *rougher/scavenger* e a terceira etapa contém 2x células *scavenger*. No arranjo original fornecido pelo fabricante, as três primeiras células de cada linha eram células WEMCO autoaspirantes e as duas últimas células de cada linha eram células Dorr Oliver de ar forçado. O *layout* pode ser visto na Figura 3.19.

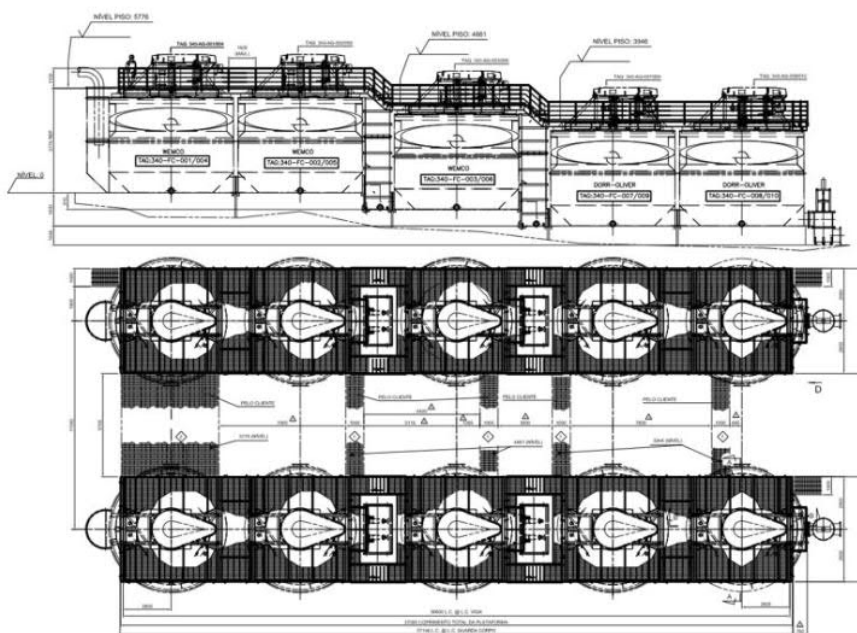


Figura 3.19 – Arranjo das células de flotação 2x (2+1+2) – originalmente 3x WEMCO seguido por 2x Dorr Oliver, por linha (*Layout Fabricante*).

3.2.6.1 Escopo do Projeto

O escopo do projeto incluiu os seguintes itens:

- Avaliações mecânicas e de processo em campo;
- Engenharia detalhada;
- CFD (Dinâmica dos Fluidos Computacional);
- Equipamentos para o *retrofit* das células (rotor, estator, eixo, nova estrutura de ponte, motor de acionamento principal, redutor de velocidade, sensores de nível, soprador, novos tanques etc.);
- Logística e entrega dos equipamentos;
- Serviços de planejamento de parada e instalação do novo mecanismo em regime turn-key;
- Comissionamento e start-up;
- Operação assistida e treinamento.

Uma imagem genérica da célula de flotação (*tankcell*) completa, incluindo o arranjo da calha central tipo *donut*, pode ser vista na Figura 3.20.

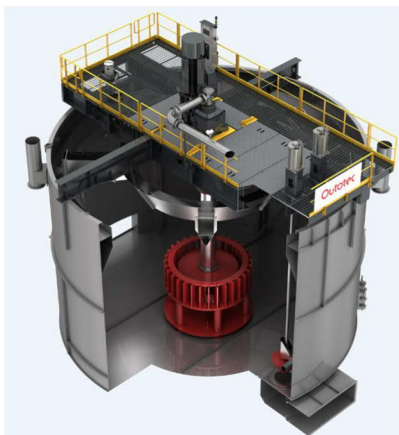


Figura 3.20 – Mecanismo de agitação e equipamentos auxiliares, incluindo a calha central tipo *donut*, instalados nas 10 células de flotação (Manual Metso Outotec).

É importante ressaltar que, no novo rotor fornecido com o mecanismo de mistura, o ar é disperso por canais específicos e independentes para o ar e para a polpa. Dessa forma, é possível aumentar a vazão de ar sem prejudicar a agitação de polpa e a dispersão do ar. Assim, ao contrário dos rotores tradicionais (ar flui juntamente com a polpa e há uma competição pelo mesmo espaço), a capacidade de bombeamento não é afetada pela vazão de ar. A maior capacidade de bombeamento impede a sedimentação de partículas e favorece a coleta de partículas, aumentando a recuperação da flotação (*Outotec Flotation Modernization Guidebook – FloatForce Upgrade*).

As diferenças fundamentais entre as células *Tankcell* e células autoaspiradas, no que tange às áreas de recuperação de espuma, seletividade, interações entre as partículas de bolhas, sedimentação e *gas hold-up*, são apresentadas nas Figuras 3.21, 3.22, 3.23 e 3.24.

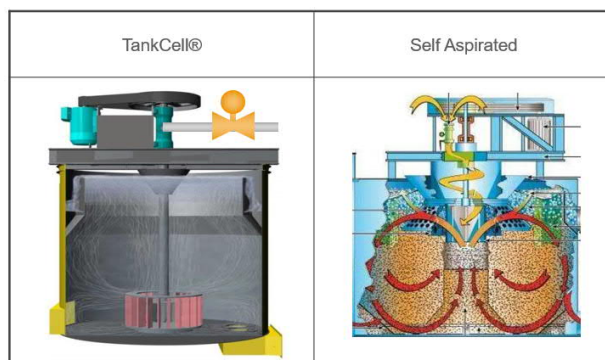


Figura 3.21 – *Layout TankCell* X Célula Autoaspirada (Manual Metso Outotec).

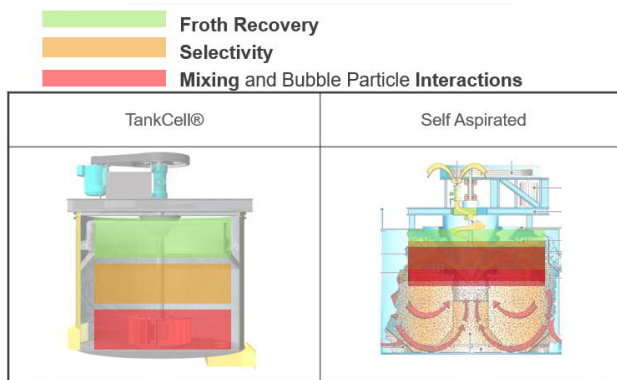


Figura 3.22 – Áreas de recuperação de espuma, seletividade e interação das partículas de bolhas no *TankCell* e na célula autoaspirada (Manual Metso Outotec).

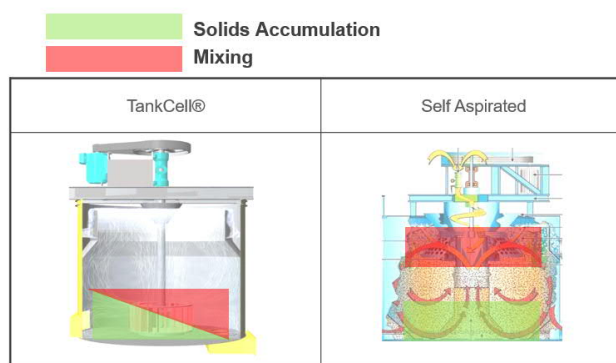


Figura 3.23 – Sedimentação e mistura no *TankCell* e na célula autoaspirada (Manual Metso Outotec).

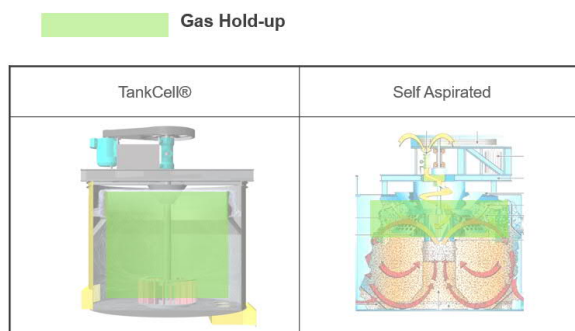


Figura 3.24 – *Gas hold-up* no *TankCell* e na célula autoaspirada (Manual Metso Outotec).

3.2.6.2 Seleção da Calha

Calhas centrais (*donut*) foram selecionadas especificamente para esse projeto, em oposição às calhas radiais WEMCO existentes e às calhas periféricas externas Dorr Oliver. Um comparativo é apresentado na Figura 3.25.

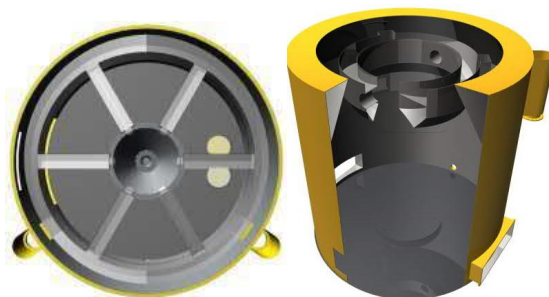


Figura 3.25 – Calha radial X Calha central (Manual Metso Outotec).

No caso da calha central, a espuma flui sobre as bordas internas e externas, empurrada do centro pelo aglomerador de espuma (*froth crowder*) e da periferia pelas paredes cônicas do tanque no topo das células. Isso é demonstrado na Figura 3.26.

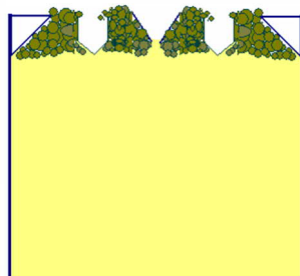


Figura 3.26 – Representação gráfica da calha central (Manual Metso Outotec).

Este arranjo de calha é projetado para fornecer uma área de superfície de espuma ideal em ambos os lados da calha, ajudando a aumentar a estabilidade geral da camada de espuma, beneficiando o desempenho metalúrgico de cada célula. Uma maior estabilidade de espuma é alcançada através de uma maior concentração de minerais valiosos em uma área de espuma menor, levando, potencialmente, a uma menor dependência de reagentes (como espumante), uma distância de transporte de espuma mais curta e uma grande taxa de carregamento de espuma (FCR) e recuperação em massa (*Outotec Flotation Modernization Guidebook – Launder Upgrade*).

O *layout* do tanque com a calha central e um comparativo da distância a ser percorrida pela espuma com e sem a calha central são mostrados nas Figuras 3.27 e 3.28, respectivamente.



Figura 3.27 – Tanque com a calha central (Manual Metso Outotec).

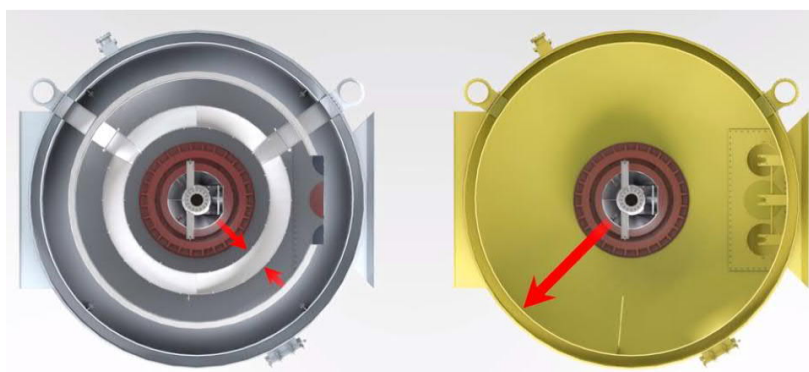


Figura 3.28 – Distância a ser percorrida pela espuma com a calha central e sem a calha central (Manual Metso Outotec).

3.2.6.3 Cronograma do Projeto

O projeto foi planejado para ocorrer em duas fases, sendo que cada fase consistiria no *retrofit* de uma linha. Isso foi acordado para minimizar o impacto no processo geral e permitir a operação contínua de uma linha de células. A Linha B foi a primeira a ser desligada e ter suas cinco células modernizadas.

A conclusão mecânica e o comissionamento a seco das células da Linha B ocorreram em aproximadamente 15 dias após o desligamento da linha. Alguns problemas ocorreram durante a desmontagem dos tanques existentes durante a primeira parada, como peças que foram soldadas ao invés de parafusadas e peças não presentes nos desenhos originais; no

entanto, essa experiência se mostrou essencial para a segunda parada, que foi realizada em aproximadamente 6 dias (Linha A).

A conclusão mecânica de todas as dez células não revelou grandes problemas com o equipamento ou auxiliares e, com exceção de alguns grandes vazamentos na Linha B, as fases de comissionamento a seco e frio ocorreram sem adversidades. Todas os redutores estabilizaram em termos de temperatura e pressão do óleo conforme o esperado.

O cronograma de implementação do projeto de modernização da flotação pode ser visto na Tabela 3.7.

Tabela 3.7 – Cronograma de implementação do projeto de modernização da flotação.

Fase do Projeto	Data de Início	Data de Término	Duração	Problemas/Observações
Avaliação mecânica (inspeção)	9.6.2015	10.6.2015	2 dias	
Avaliação do processo de flotação e testes	17.9.2015	22.9.2015	5 dias	
Engenharia	29.10.2015	25.3.2016		
Fabricação e entrega dos equipamentos nacionais - Linha B	01.12.2015	23.2.2016		
Entrega dos equipamentos importados - Linha B	09.10.2015	23.2.2016		
1ª Parada	5.3.2016	19.3.2016	14 dias 23.5 hrs	
Conclusão/Finalização mecânica - Linha B		19.3.2016		03:00
Comissionamento à seco - Linha B	19.3.2016	19.3.2016	1 hr	1ª leitura às 4:00 hrs
Comissionamento à frio - Linha B	19.3.2016	19.3.2016		6 hrs p/ estabilização do redutor; 10 hrs p/ ajustar vazamentos; (2x) 5 hrs p/ enchimento do tanque; conclusão do comissionamento com polpa; 1ª leitura às 22:30pm
Start-up com polpa - Linha B		19.3.2016		23:30
Avaliação do processo e testes	24.3.2016	9.4.2016	17 dias	8 avaliações lado a lado aprovadas p/ análise
Comparação do consumo energético	28.3.2016	2.4.2016	4.5 dias	Avaliação dos tanques #1, 3, 4, 5, 6 e 7
Medição dos níveis de sedimentação	4.4.2016	4.4.2016	2 hrs	Line B TankCell vs. Linha A (original)
Medição dos níveis de ruído	23.3.2016	23.3.2016	2 hrs	Line B TankCell vs. Linha A (original)
Fabricação e entrega dos equipamentos nacionais - Linha A	1.12.2015	22.3.2016		
Entrega dos equipamentos importados - Linha A	9.10.2015	23.3.2016		
2ª Parada	12.4.2016	18.4.2016	6 dias 1.5 hrs	
Conclusão/Finalização mecânica - Linha A		18.4.2016		00:30
Comissionamento à seco - Linha A	18.4.2016	18.4.2016	1 hr	1ª leitura às 1:00 hr
Comissionamento à frio - Linha A	18.4.2016	18.4.2016		5 hrs p/ enchimento do tanque; 5 hrs p/ estabilização do redutor; 1ª leitura às 4:00 hrs
Start-up com polpa - Linha A		18.4.2016		

3.2.6.4 Comissionamento das Células de Flotação

Após a instalação mecânica e finalização do *retrofit* das células de flotação, uma série de testes mecânicos foram concluídos para confirmar que a instalação atendeu aos padrões acordados no projeto. Cada célula de flotação foi rigorosamente avaliada/inspecionada e quaisquer problemas pendentes corrigidos antes da continuação. O comissionamento do equipamento ocorreu em duas fases: comissionamento a seco e frio. Durante o comissionamento a seco foram verificados a funcionalidade do motor elétrico e os sentidos de rotação, bem como os controles de parada emergencial, operação da alimentação de ar e calibração das válvulas de controle de ar, operação manual e automática das válvulas dardo e análise inicial dos redutores. O comissionamento a frio

(água) consistiu em testes de vazamento, análise extra dos redutores com estabilização da temperatura e pressão do óleo em operação contínua, e calibração do controle de nível.

3.2.6.5 Avaliação Mecânica das Células de Flotação Modernizadas

Após a conclusão das fases de comissionamento e startup com polpa, as células de flotação modernizadas foram avaliadas mecanicamente com base em alguns KPIs críticos: ruído, nível de sedimentação e consumo de energia. As medições do nível de ruído e consumo de energia foram concluídas após a primeira parada da planta (Linha B), a fim de ter uma avaliação lado a lado das células modernizadas vs. WEMCO e Dorr Oliver. Uma foto comparativa entre as 2 linhas é apresentada na Figura 3.29. As medições de sedimentação foram feitas apenas na Linha B, com todas as células drenadas durante uma parada de manutenção.



Figura 3.29 – Linha A x Linha B modernizada (Próprio Autor).

Consumo Energético

O consumo de energia por célula em tempo real foi incluído no DCS da mineradora a fim de coletar e comparar valores entre os equipamentos (antes X depois). Isso ocorreu entre o primeiro e o segundo desligamento das linhas, ou seja, enquanto a Linha A ainda estava

operando com as células de flotação originais e a Linha B estava sendo operada com células de flotação modernizadas.

Durante a avaliação, 3 x TC160 foram comparados com 2 x WEMCO e 1 x Dorr Oliver. Dados ao longo de quatro dias foram considerados, com pontos de dados registrados a cada hora. Após a análise dos dados, 624 pontos de dados foram considerados de um total de 696 fornecidos.

O consumo de energia foi considerado em unidades de kW/m³, por célula e como uma média para o *TankCell*, célula WEMCO e célula Dorr Oliver. Vale ressaltar que os sopradores presentes na planta consomem bastante energia e devem ser considerados no consumo de energia por célula. Os dados calculados para cada célula podem ser vistos na Tabela 3.8 e os dados dos sopradores na Tabela 3.9.

Tabela 3.8 – Consumo de energia nas células *TankCells*, WEMCO e Dorr Oliver, durante um período de 4 dias.

Tanque	Linha	Modelo	Estágio	Consumo médio de energia (kW)	Consumo adicional devido ao soprador (+53kW/célula)	Consumo médio de energia por célula (kW/m ³)	Consumo médio de energia por célula, soprador incluso (kW/m ³)
1	B	WEMCO	Rougher 1	172,64	0	1,08	1,08
3	B	WEMCO	Rougher Scavenger	176,53	0	1,11	1,11
4	A	TANKCELL	Rougher 1	92,46	145,46	0,58	0,91
5	A	TANKCELL	Rougher 2	104,33	157,33	0,63	0,98
6	A	TANKCELL	Rougher Scavenger	105,83	158,83	0,66	0,99
7	B	DORR OLIVER	Scavenger	114,13	167,13	0,71	1,04
VALORES MÉDIOS			TANKCELL	100,87	153,87	0,63	0,96
VALORES MÉDIOS			DORR OLIVER	114,13	167,13	0,71	1,04
VALORES MÉDIOS			WEMCO	174,59	174,59	1,09	1,09

Tabela 3.9 – Dados dos sopradores.

Soprador	kW	Células de ar forçado	kW/célula
1	185,5	4	92,75
2	185,5	7 *	53
TOTAL	371	10	37,1

* Durante a avaliação do consumo de energia, somente 7 células estavam em operação (5xTC + 2xDO)

Conforme demonstrado nas Tabelas 3.8 e 3.9, a diferença no consumo de energia entre as células *TankCell*, Dorr Oliver e WEMCO é significativa. Projetos similares mostram que o consumo de energia em células autoaspiradas é maior do que em células de ar forçado, devido à maior velocidade de rotação do rotor (usado para puxar o ar para dentro

da célula). Sem considerar o soprador, o *TankCell* tem uma média de 42% menor consumo de energia do que as células autoaspiradas WEMCO e 11% menor consumo de energia do que as células de ar forçado Dorr Oliver.

O conjunto de dados completo pode ser visualizado em forma de gráfico na Figura 3.30 sem considerar o soprador e na Figura 3.31 levando o soprador em consideração.

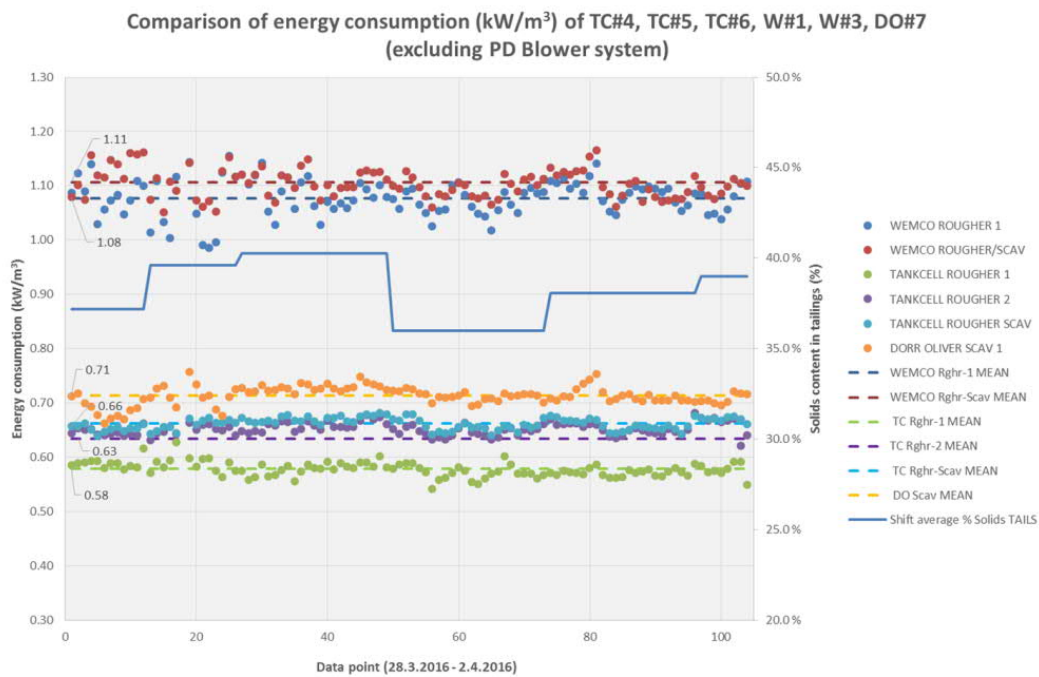


Figura 3.30 – Comparação do consumo de energia entre células *TankCell*, WEMCO e Dorr Oliver, durante um período de 4 dias sem considerar o soprador.

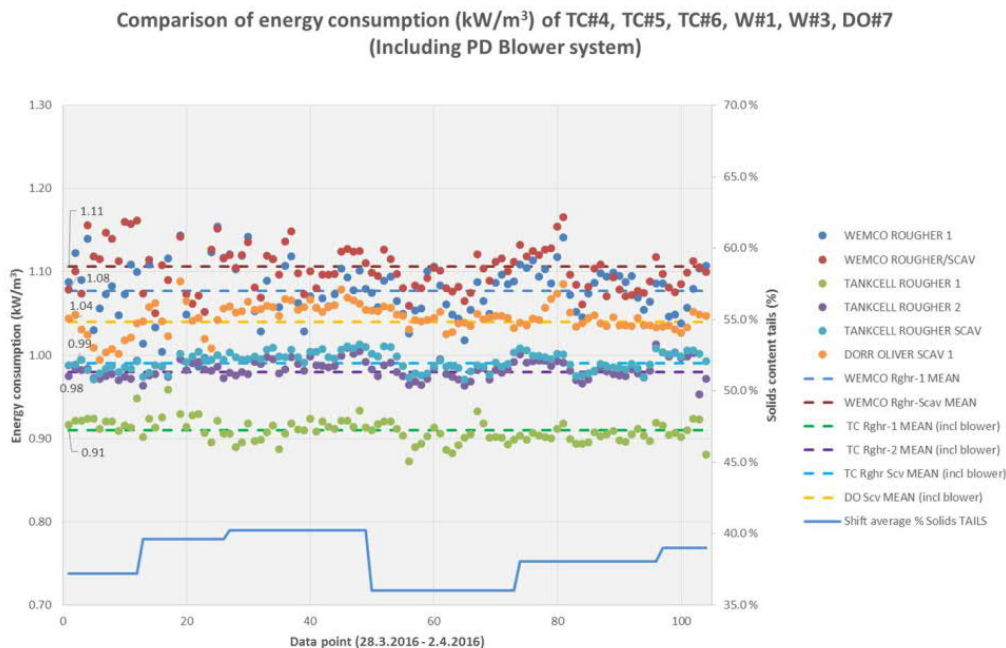


Figura 3.31 – Comparação do consumo de energia entre células *TankCell*, WEMCO e Dorr Oliver, durante um período de 4 dias considerando o soprador.

Como visto na Figura 3.31, a inclusão do soprador na comparação eleva o consumo de energia tanto da célula *TankCell* quanto da célula Dorr Oliver para um nível mais alto. O *TankCell* continua sendo o menor consumidor de energia, seguido pela célula WEMCO e depois pela célula Dorr Oliver. Durante o tempo do estudo, 7 células de flotação estavam operando com ar forçado (5 x TC, 2 x DO). Deve-se notar que, com 10 células de flotação de ar forçado em operação, o consumo de energia cai ligeiramente de um adicional de 53kW/célula para um adicional de 37 kW/célula, como visto na Tabela 3.10.

Usando os dados obtidos durante o período de teste com 7 células de ar forçado, o consumo de energia das células após o *retrofit* completo pôde ser estimado. Conforme mostrado na Tabela 3.10, considerando dois sopradores operacionais, 10 x TC160s consumiriam 0,86 kW/m³. As 4 células originais Dorr Oliver com um soprador operacional consumiriam 1,00 kW/m³. As células autoaspiradas 6 x WEMCO originais consumiriam 1,09 kW/m³.

Tabela 3.10 – Antes vs. depois do consumo de energia.

	Consumo de energia - sem soprador (kW/m ³)	Consumo de energia - com soprador (kW/m ³)	Observação
TANKCELL	0,63	0,86	10 x TC + 2 sopradores
DORR OLIVER	0,71	1,00	4 x DO + 1 soprador
WEMCO	1,09	1,09	

Como conclusão, pode-se ver que em um nível de equipamento versus equipamento, o *TankCell* consome uma quantidade significativamente menor de energia em kW/m³ do que as células Dorr Oliver e WEMCO, sejam os sopradores considerados no cálculo ou não.

Sedimentação

As medições do nível de sedimentação das células ocorreram após sua drenagem durante uma parada da planta para manutenção preventiva.

Usando um laser de distância, foi medida a altura entre a grade superior do tanque e a superfície sedimentada na borda de cada célula. O ponto de medição foi tomado em ambos os lados das células e a média foi calculada. O resultado foi então comparado com a altura da grade para o fundo do tanque (fora da célula). O mesmo método foi aplicado às células *TankCell*, WEMCO e Dorr Oliver, conforme demonstrado pela Figura 3.32.

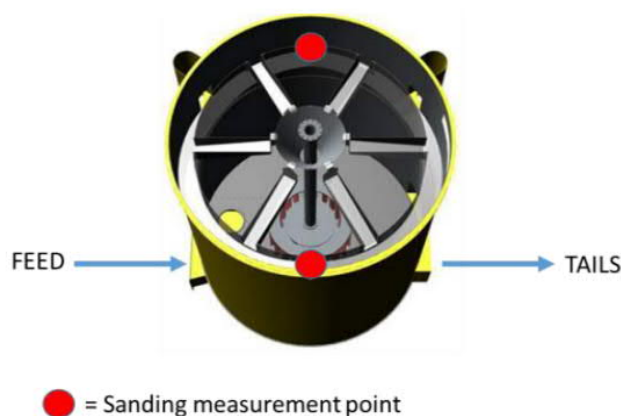


Figura 3.32 – Pontos de medição do nível de sedimentação (Manual Metso Outotec).

Durante a avaliação, deve-se notar que o rotor da célula 8 (segunda célula *scavenger* Dorr Oliver, Linha A) quebrou, o que significa que um nível mais alto de sedimentos deve ser esperado nessa célula. Os resultados da medição das duas linhas podem ser vistos na Tabela 3.11.

Tabela 3.11 – Níveis de sedimentação das 10 células.

Modelo	Tanque	Altura interna média (cm)	Altura externa média (cm)	Sedimentação média (cm)
WEMCO	1	500	592	92
WEMCO	2	491	592	101
WEMCO	3	457	592	135
Dorr Oliver	7	479	590	111
Dorr Oliver	8	450	590	140
TankCell	4	565	608	43
TankCell	5	574	608	34
TankCell	6	560	608	48
TankCell	9	569	608	39
TankCell	10	572	608	36

Rotor quebrado na célula DO nº8

Deve-se notar que este método de comparação não é muito confiável, pois é difícil comparar a célula WEMCO (com rotor na parte superior do tanque) diretamente com o *TankCell* (rotor na parte inferior do tanque). Isso deve ser tomado como indicativo e não como fato. Conforme demonstrado pelos resultados da medição, os níveis de sedimentação em ambas as células WEMCO e Dorr Oliver foram significativamente maiores do que *TankCell*.

Níveis de Ruído

Conforme estipulado pela legislação brasileira, o nível máximo de ruído que o trabalhador pode ser exposto em um turno de 8 horas é de 85db a 1 metro de distância. Após a conclusão do primeiro desligamento e a partida bem-sucedida da Linha B, a tecnologia *TankCell* foi comparada com as células WEMCO e Dorr Oliver em termos de emissão de ruído dos motores elétricos. A medição foi feita a 1,5m da grade superior do tanque e a 1m do motor.

A medição do ruído foi realizada com um decibelímetro, com os resultados apresentados na Tabela 3.12. A emissão de ruído do soprador também foi registrada conforme apresentado na Tabela 3.13.

Tabela 3.12 – Emissão de ruído do motor elétrico de *TankCells*, células WEMCO, células Dorr Oliver.

Tanque	Linha	Célula	Ruído (dB)
WEMCO	A	1	86,6
WEMCO	A	2	85,8
WEMCO	A	3	85,1
Dorr Oliver	A	7	83,1
Dorr Oliver	A	8	81,5
TankCell	B	4	84,6
TankCell	B	5	83,8
TankCell	B	6	83,3
TankCell	B	9	81,2
TankCell	B	10	80,4

Tabela 3.13 – Emissão de ruído dos sopradores.

Unidade	Ruído (dB)
Emissão Soprador 1	103,4
Emissão Soprador 2	104,5

A emissão de ruído da Linha A foi medida após sua fase de comissionamento a seco usando o mesmo método utilizado anteriormente para a Linha B e é apresentada na Tabela 3.14.

Tabela 3.14 – Emissão de ruído dos motores elétricos de todas as *TankCells* da Linha A.

Medição Nível Ruído Linha A	
Nº Tanque	Ruído (dB)
1	84
2	82,5
3	80,6
7	80,1
8	79,8

Conforme demonstrado, o nível de ruído da tecnologia *TankCell* foi registrado abaixo do limite de 85db, diferentemente das células WEMCO. É importante ressaltar que o nível de ruído emitido pelos sopradores é extremamente alto e que, baseado na legislação brasileira, os operadores só podem trabalhar com segurança, expostos diariamente a esse nível de ruído, por 35 minutos, conforme mostrado na Figura 3.33.

LIMITES DE TOLERÂNCIA PARA RUÍDO CONTÍNUO OU INTERMITENTE

NÍVEL DE RUÍDO dB (A)	MÁXIMA EXPOSIÇÃO DIÁRIA PERMISSÍVEL
85	8 horas
86	7 horas
87	6 horas
88	5 horas
89	4 horas e 30 minutos
90	4 horas
91	3 horas e 30 minutos
92	3 horas
93	2 horas e 40 minutos
94	2 horas e 15 minutos
95	2 horas
96	1 hora e 45 minutos
98	1 hora e 15 minutos
100	1 hora
102	45 minutos
104	35 minutos
105	30 minutos
106	25 minutos
108	20 minutos
110	15 minutos
112	10 minutos
114	8 minutos
115	7 minutos

Figura 3.33 – Limites de tolerância ao ruído determinados pela legislação brasileira (NR-15).

3.2.6.6 Start-up do Processo e Avaliação do Desempenho Metalúrgico

Start-up do Processo

Ao invés de se esvaziar as células após a conclusão do comissionamento a frio, optou-se pela substituição gradativa da água por polpa visando aumentar lentamente o % de sólidos nas células. Com isso, o start-up foi suave e nenhum problema foi registrado na Linha A ou na Linha B.

Os mesmos parâmetros de controle foram utilizados para start-up de ambas as linhas. Uma profundidade de espuma de 300mm e uma vazão de ar de 14,0m³/min foram selecionadas para todas as células da linha. Após o % de sólidos ter alcançado o nível normal e toda água ter sido substituída, o manuseio dos controles pôde começar.

A amostragem ocorreu a cada duas horas e os resultados iniciais foram imediatamente positivos após o start-up do processo nas células modernizadas em termos de recuperação de cobre. Visualmente, a estabilidade da espuma, o carregamento de bolhas e a recuperação em massa das células modernizadas foram muito boas. Durante o start-up da Linha B, as células modernizadas foram comparadas lado a lado com as demais células com as seguintes conclusões visuais imediatas:

- Recuperação em massa maior em cada *TankCell* versus sua célula paralela (WEMCO e Dorr Oliver);
- Espuma mais úmida e melhor carregamento/arraste de minerais pelas bolhas;
- Maior estabilidade da espuma;
- Maior estabilidade geral da primeira célula quando ocorreram distúrbios na alimentação;
- Tamanho de bolha mais consistente.

Avaliação do Processo

A primeira avaliação do processo ocorreu logo após a modernização da primeira linha, pois assim foi possível comparar e avaliar uma linha modernizada com outra não modernizada. Devido à enorme variação no mineral e a constante mudança na alimentação da planta, seria muito difícil provar o benefício em uma situação antes X depois após a modernização das duas linhas (10 células), pois o mineral provavelmente seria muito diferente em todos os casos. O fato de ter 5 x *TankCells* em paralelo com 5 x células não modernizadas significava que ambas as linhas estariam operando nas mesmas condições e receberiam as mesmas variações na alimentação de flotação.

Uma amostragem “completa” também foi planejada e realizada com o objetivo de avaliar o desempenho célula a célula de cada linha, com uma estimativa geral do desempenho da linha e da recuperação metalúrgica. Os pontos de amostragem selecionados podem ser vistos na Figura 3.34 e as amostras e códigos são exibidos na Tabela 3.15.

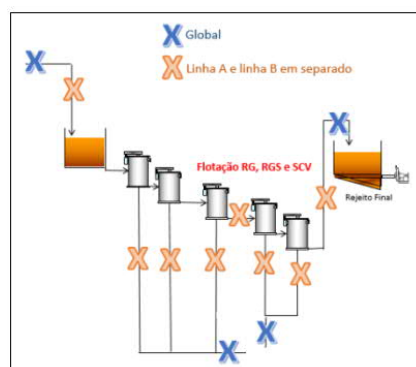


Figura 3.34 – Pontos da amostragem completa.

Tabela 3.15 – Pontos de amostragem e códigos utilizados.

Linha A			Linha B		
Código	Ponto		Código	Ponto	
A1	Alimentação	A	B1	Alimentação	A
A2	Conc. Rougher	AG01	B2	Conc. Rougher	AG04
A3	Conc. Rougher	AG02	B3	Conc. Rougher	AG05
A4	Conc. Rougher	AG03	B4	Conc. Rougher	AG06
A5	Rejeito Rougher	AG03	B5	Rejeito Rougher	AG06
A6	Conc. Scavenger	AG07	B6	Conc. Scavenger	AG09
A7	Conc. Scavenger	AG08	B7	Conc. Scavenger	AG10
A8	Rejeito Scavenger	AG08	B8	Rejeito Scavenger	AG08
AB9	Conc. Scavenger Global				
AB10	Conc. Rougher Global				
AB11	Rejeito Final Global				
AB12	Alimentação Global				

A amostragem completa foi realizada por um total de 1-2 horas, dependendo da estabilidade da planta. Em alguns casos foi necessário interromper a campanha mais cedo devido a fatores fora do circuito de flotação. As amostras foram coletadas a cada 20 minutos durante a campanha. Amostras de concentrado das células foram obtidas por meio de corte de amostras de fluxos de concentrado em queda livre.

A análise das amostras foi realizada pela mineradora em seu laboratório metalúrgico e analisada em termos de % de sólidos, teor de cobre, teor de ouro, teor de ferro e teor de enxofre.

3.2.7 Resultados da Avaliação do Processo

Devido ao grande número de fatores que afetam a capacidade de avaliar continuamente o desempenho da planta de flotação, foi acordado que muitas campanhas de amostragem seriam realizadas e que quaisquer resultados considerados afetados pela grande variação nos parâmetros operacionais seriam descartados a critério da equipe de processo da mineradora.

Um total de 8 comparações lado a lado (células modernizadas X células não modernizadas) foram consideradas aceitáveis e usadas na avaliação geral do desempenho. Os resultados foram balanceados e muito positivos no que se diz respeito ao desempenho das células modernizadas, o fluxograma *HSC Chemistry* construído da Linha B pode ser visto na Figura 3.35.

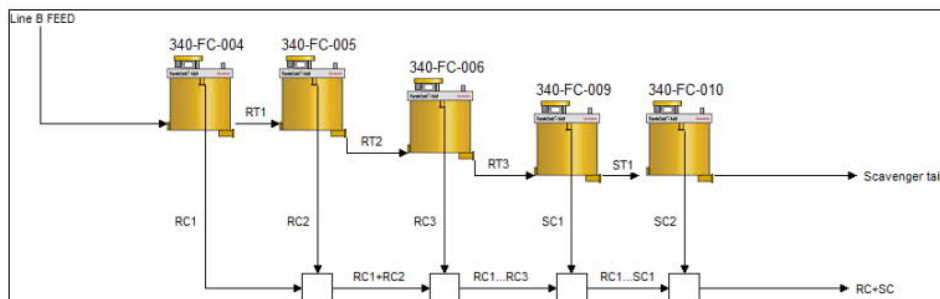


Figura 3.35 – Fluxograma da Linha B usado no *HSC Chemistry* para o balanço de massa da planta.

Um conjunto positivo de resultados foi obtido em termos de recuperação metalúrgica de cobre e ouro. A recuperação metalúrgica de cobre pode ser vista na Tabela 3.16, a recuperação metalúrgica de ouro pode ser vista na Tabela 3.17.

Tabela 3.16 – Recuperação metalúrgica de cobre da tecnologia *TankCell* vs tecnologia de flotação WEMCO/Dorr Oliver.

Recuperação Cu Rougher + Scavenger			
Campanha de amostragem	Linha A (não modernizada)	Linha B (modernizada)	Diferença
30.3.2016	80,9%	87,0%	6,10%
31.3.2016	70,0%	73,7%	3,70%
6.4.2016	61,0%	64,3%	3,33%
7.4.2016	61,6%	65,9%	4,25%
7.4.2016	79,3%	83,7%	4,37%
8.4.2016	80,8%	80,8%	0,03%
9.4.2016	79,6%	83,1%	3,48%
9.4.2016	85,7%	88,7%	2,97%
MÉDIA			3,53%

Tabela 3.17 – Recuperação metalúrgica de ouro da tecnologia *TankCell* vs tecnologia de flotação WEMCO/Dorr Oliver.

Recuperação Au Rougher + Scavenger			
Campanha de amostragem	Linha A (não modernizada)	Linha B (modernizada)	Diferença
30.3.2016	73,1%	80,1%	7,00%
31.3.2016	45,7%	55,4%	9,70%
6.4.2016	50,3%	49,8%	-0,50%
7.4.2016	56,5%	49,0%	-7,48%
7.4.2016	68,4%	77,4%	8,96%
8.4.2016	62,8%	70,3%	7,44%
9.4.2016	54,5%	61,6%	7,06%
9.4.2016	68,2%	75,0%	6,76%
MÉDIA			4,87%

Os balanços foram preparados usando o *HSC Chemistry* versão 7.1. Os balanços de ouro foram construídos para serem compatíveis com os balanços de cobre, pois estão sujeitos a variações muito maiores; significando que eles são um pouco menos precisos do que os

balanços de cobre. Uma grande variação na faixa de recuperações pode ser observada. O desempenho da planta de flotação foi afetado por fatores como a mudança rápida na composição mineral da alimentação, alimentação inconsistente do moinho SAG, problemas com controle de nível e alterações na adição de reagentes.

Em uma avaliação lado a lado, é mostrado que a tecnologia *TankCell* tem um desempenho médio de 3,53% melhor em termos de recuperação metalúrgica de cobre e 4,87% melhor em termos de recuperação metalúrgica de ouro.

4. CONCLUSÕES

O desenvolvimento e aprimoramento das máquinas de flotação e seu mecanismo de mistura oferece oportunidade de melhoria mensurável para otimização do processo. Para isso, a avaliação mecânica e metalúrgica dos circuitos de flotação, por meio de campanhas de amostragem, testes de cinética, simulações e modelamento, é essencial para identificar a maneira mais rápida e econômica de melhorar o desempenho da flotação. Ou seja, por meio dessas campanhas de amostragem e simulações, é possível estimar o aumento potencial em recuperação metalúrgica (%) e calcular o *payback* de um projeto de modernização.

A modernização de células de flotação autoaspiradas com a tecnologia ar forçado tem sido um fator determinante para obter maiores taxas de recuperação metalúrgica, melhor eficiência energética, maior estabilidade e disponibilidade do circuito (menor sedimentação). Novos mecanismos de mistura utilizados em células de ar forçado, onde há canais específicos e independentes para o ar e polpa no rotor, agregam valor mensurável nas principais áreas da flotação: desempenho metalúrgico, consumo de energia e custos operacionais. Ao melhorar a hidrodinâmica da flotação e desempenho de bombeamento a altas taxas de dispersão do ar, o sistema de mistura e agitação otimizado melhora a recuperação de partículas na célula de flotação reduzindo ao mesmo tempo o consumo de energia e o risco de sedimentação. Além disso, a modernização da calha central pode impactar diretamente no desempenho metalúrgico do circuito, uma vez que melhora a geração e coleta de espuma (maior estabilidade).

O estudo de caso apresentado (modernização de 10 células de flotação de 160m³ com novo mecanismo de mistura e calha central) comprovou os benefícios da tecnologia de ar forçado citados acima. Campanhas de amostragem e simulações foram realizadas antes da implementação do projeto e indicaram que um aumento no tempo de residência de 1,8 minutos seria alcançado com o *retrofit* das células de flotação, o que levaria a um aumento na recuperação metalúrgica de cobre de 0,7% e um aumento na recuperação metalúrgica de ouro de 0,9% (considerando a carga circulante na alimentação da flotação, o aumento na recuperação metalúrgica global de cobre seria de 1,0% e na recuperação metalúrgica global de ouro de 1,7%). Com isso, o projeto foi aprovado e sua implementação foi executada com sucesso, dentro do prazo total planejado. A conclusão mecânica de todas

as dez células não revelou grandes problemas com o equipamento e/ou auxiliares e, com exceção de alguns vazamentos, as fases de comissionamento a quente e frio ocorreram sem problemas.

Visualmente, a estabilidade da espuma, o carregamento de bolhas e a recuperação em massa das células modernizadas se mostraram muito boas e superiores às células originais. Para comprovar isso, oito campanhas de amostragem foram realizadas e consideradas aceitáveis pela equipe de processo da mineradora, a fim de avaliar o desempenho da tecnologia de flotação *TankCell* versus WEMCO/Dorr Oliver. Todas as campanhas de amostragem foram a favor da tecnologia *TankCell* em relação à recuperação metalúrgica de cobre. Em termos de recuperação metalúrgica de ouro, seis das oito campanhas de amostragem favoreceram a tecnologia *TankCell*. A tecnologia *TankCell*, com o novo mecanismo de mistura e calha central, apresentou um desempenho médio de 3,53% melhor em termos de recuperação metalúrgica de cobre e 4,87% melhor em termos de recuperação metalúrgica de ouro.

É importante ressaltar que variações significativas na alimentação mineral da flotação, bem como problemas na operação do moinho SAG, controle de nível e adição de reagentes, significam que ainda há espaço para melhorias na flotação. No entanto, após a implementação do novo equipamento de flotação, o desempenho geral da seção *rougher-scavenger* melhorou em todos os aspectos, mecânica e metalurgicamente. Os ganhos foram observados na recuperação metalúrgica de cobre e ouro, bem como redução no consumo de energia, níveis de sedimentação e níveis de ruído.

5. SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

A avaliação mecânica e metalúrgica dos circuitos de flotação é essencial para mensurar as oportunidades de melhoria e calcular o *payback* dos projetos de modernização. O desenvolvimento contínuo da tecnologia de flotação oferece oportunidade de melhoria na performance metalúrgica do processo e economia de custos com relação à operação e manutenção dos equipamentos (consumo de energia, água, reagentes e peças sobressalentes). Dito isso, é de fundamental importância que novos projetos de modernização sejam estudados e implementados, considerando diferentes tamanhos e tipos de células de flotação.

Para o estudo de caso em questão, outras ações e medidas podem ser implementadas para melhorar ainda mais a performance da etapa de concentração. São elas:

- Otimização e modernização dos estágios *cleaner* (6 células de flotação de 21,5m³) e *re-cleaner* (coluna de flotação);
- Melhoria do controle de nível existente (estabilidade operacional);
- Modernização/*upgrade* das válvulas dardo;
- Distribuição igualitária de reagentes (utilizar os pontos de dosagem de reagentes localizados nos cones de espuma);
- Operação das células considerando a taxa de alimentação da planta de 3000 tph (entendimento dos controles ideais para as células de acordo com as condições operacionais desejadas).

6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BANADIE, K.; BOTES, C; TOLVANEN, P. Improved Metallurgical Performance of Flotation Machine with Proper Maintenance, October 2013.

CARR, D.; DIXON, A.; TIILI, O. Optimising Large Flotation Cell Performance Through Advanced Instrumentation and Control. In: TENTH MILL OPERATOR'S CONFERENCE, 2009, Adelaide.

CHAVES, A.P. A Flotação no Brasil. 3ª ed. São Paulo: Oficina de Textos, 2013. 512p.

CESNIK, F. Improvements in Flotation Cell Operation and Maintenance at Newcrest Cadia Valley Operations. In: TENTH MILL OPERATOR'S CONFERENCE, 2009, Adelaide.

CRUICKSHANK, C.; SANTOS, N.; VALLE, T.; PENA, G. Flotation Cell Modernization – Project Review, May 2016.

FUERSTENAU, M.C.; SOMASUNDARAN, P. Flotation. In: FUERSTENAU, M.C.; HAN, K.N. Principles of Mineral Processing. SME, 2003. p.245-306.

GONTIJO, M.D.; CANÇADO, R.Z.L. Aplicação de Modelos Matemáticos para Flotação. Revista Científica Multidisciplinar Núcleo do Conhecimento. Ano 05, Ed. 05, Vol. 11, p. 111-124. Maio, 2020.

LEJA, J. Surface Chemistry of Froth Flotation. New York: Plenum Press, 1982. 779p.

KLEMETTI, M. Metallurgical Test Work, October 2015.

LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A. Tratamento de Minérios. 5ª ed. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. 932p.

METSO CORPORATION. Basics in Mineral Processing. Edition 11. Helsinki, 2018.

OUTOTEC OYJ. Flotation Modernization Guidebook. Espoo, 2016. 62p.

RIBEIRO, B.F. Estudo Comparativo Entre Equipamentos de Flotação. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG, 2015 (Monografia).

SAMPAIO, J.A.; BALTAR, C.A.M. Ensaio de Flotação. In: SAMPAIO, J.A.; FRANÇA, S.C.A.; BRAGA, P.F.A. Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007. Parte IV Concentração, Capítulo 13, p. 235-251.

SAMPAIO, J.A.; LUZ, A.B.; LINS, F.F. Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2001. 398p.

VINNETT, L.; ALVAREZ-SILVA, M.; JAQUES, A.; HINIJOSA, F.; YIANATOS, J. Batch flotation kinetics: Fractional calculus approach. Federico Santa María Technical University, April 2015.

VINNETT, L.; WATERS, K.E. Representation of Kinetics Models in Batch Flotation as Distributed First-Order Reactions. McGill University and Universidad Técnica Federico Santa María. Montreal and Valparaíso, October 2020.

www.gov.br – Disponível em NORMA REGULAMENTADORA N°15 (NR-15) – ATIVIDADES E OPERAÇÕES INSALUBRES (ANEXO N°1). Acesso em 24/01/2023.

www.mogroup.com - Disponível em FLOATFORCE MIXING MECHNISM. Acesso em 15/01/2023.

www.mogroup.com - Disponível em FLOTATION CELL RETROFIT. Acesso em 15/01/2023.

www.mogroup.com - Disponível em FLOTATION CENTER LAUNDER UPGRADE. Acesso em 15/01/2023.

www.mogroup.com - Disponível em TURN-KEY FLOTATION RETROFIT WITH FAST TURNAROUND IN BRAZIL. Acesso em 15/01/2023.

XIANGNING, B.; GUANGYUAN, X.; YAOLI, P.; LINHAN, G.; CHAO, N. Kinetics of Flotation. Order of Process, Rate Constant Distribution and Ultimate Recovery. China University of Mining and Technology and University of Newcastle. Xuzhou and Callaghan, August 2016.

YOVANOVIC, A.P. Engenharia da Concentração de Massa por Flotação. Belo Horizonte: MOPE Processos Mineraiis, 2004. 292p.