



REDEMAT

Rede Temática em Engenharia de Materiais

UFOP – UEMG



Tese de Doutorado

"Influência da recuperação da reserva e disposição dos rejeitos no desenvolvimento sustentável de operações de minas no Quadrilátero Ferrífero"



Autor: Reinaldo Brandao Gomes

Orientador: Prof. Dr. Paulo Santos Assis

Co-orientador: Prof. Dr. Giorgio De Tomi

Abril de 2016



REDE TEMÁTICA EM ENGENHARIA DE MATERIAIS
UFOP - UEMG
Pós-Graduação em Engenharia de Materiais



"Influência da Recuperação da Reserva e Disposição dos Rejeitos no Desenvolvimento Sustentável de Operações de Minas no Quadrilátero Ferrífero"

Autor: Reinaldo Brandão Gomes

Tese defendida e aprovada, em 27 de abril de 2016, pela banca examinadora constituída pelos professores:

Prof. Paulo Santos Assis (Dr. Ing) - Orientador
Universidade Federal de Ouro Preto

Eng. Denilson Rodrigues de Araújo (Doutor)
SAMARCO Mineração S/A

Prof. Carlos Frederico Campos de Assis (Doutor)
Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais
Campus Timóteo

Prof. Jorge Luiz Brescía Murta (Doutor)
Universidade Federal de Ouro Preto
Prof. Marcione Jamilson Freitas Souza (Doutor)
Universidade Federal de Ouro Preto
Prof. Giorgio Francesco Cézare de Tomi (Doutor) – Co-orientador
Universidade de São Paulo



REDEMAT

Rede Temática em Engenharia de Materiais

UFOP – UEMG

Reinaldo Brandao Gomes

"Influência da recuperação da reserva e disposição dos rejeitos no desenvolvimento sustentável de operações de minas no Quadrilátero Ferrífero"

Tese de doutorado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Materiais da REDEMAT, como parte integrante dos requisitos para a obtenção do título de Doutor em Engenharia de Materiais.

Área de concentração: Processos de Fabricação

Orientador: Prof. Dr. Paulo Santos Assis

Co-orientador: Prof. Dr. Giorgio De Tomi

Ouro Preto, abril de 2016

G633i

Gomes, Reinaldo Brandao.

Influência da recuperação da reserva e disposição de rejeitos no desenvolvimento sustentável de operações de minas no Quadrilátero Ferrífero [manuscrito] /

Reinaldo Brandao Gomes. - 2016.

xiii, 152f.: il.: color; grafs; tabs; mapas.

Orientador: Prof. Dr. Paulo Santos Assis.

Coorientador: Prof. Dr. Giorgio de Tomi.

Tese (Doutorado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Rede Temática em Engenharia de Materiais.

Área de Concentração: Processos de fabricação.

1. Minério de ferro. 2. Desenvolvimento sustentável. 3. Recuperação de reservas

4. Empilhamento drenado de rejeitos. I. Assis,

Paulo Santos. II. Tomi, Giorgio de. III. Universidade Federal de Ouro Preto.

IV. Título.

CDU: 551.243:669.1620.1

Catálogo SISBIN/UFOP

À minha esposa Patrícia, às minhas filhas Cecília e Sophie, aos meus irmãos e aos meus
pais José e Inêz.

AGRADECIMENTOS

Em primeiro lugar, eu gostaria de agradecer o suporte da Vallourec.

A disponibilidade dos recursos, pessoas e informações da Vallourec tornou este trabalho viável.

Ao Professor Paulo Assis que muito contribuiu, com perguntas iluminadoras e uma postura positiva quando alguma dúvida surgia.

Ao professor Tomi, que participou deste projeto desde o início e sempre fez acreditar na sua realização.

Luiz Vannucci – a sua experiência em geometalurgia e a sua incansável procura pelos limites do conhecimento foram cruciais. A geologia da Mina Pau Branco é um detalhe intrigante dentro do Quadrilátero Ferrífero.

Especialmente à minha esposa e minhas filhas pelo apoio e amizade e finalmente aos meus pais por tudo.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	1
2. JUSTIFICATIVA.....	2
3. OBJETIVOS	3
4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	4
4.1 Sustentabilidade de sistemas de operação de mina	4
4.2 Consumo de carvão vegetal em função da qualidade do minério de ferro.....	6
4.3 Caracterização do minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero.....	9
4.3.1 Geologia distrital da área da Mina Pau Branco	15
4.3.2 Caracterização geometalúrgica.....	18
4.4 Rejeitos filtrados de minério de ferro.....	21
4.4.1 Filtragem de rejeitos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero.....	23
4.4.2 Aspectos construtivos de empilhamentos de rejeitos	24
4.4.3 Comportamento geotécnico de rejeitos de minério de ferro.....	27
4.4.4 Análises de estabilidade física, determinísticas e probabilísticas	28
4.5 Evolução do sistema de mineração Pau Branco.....	29
4.5.1 Modelo geológico da Mina Pau Branco	30
4.5.2 Processos de tratamento de minério	34
4.5.3 Modelo geológico dos itabiritos	38
4.5.4 Capacidade de deposição de estéril	40

5. EXPERIMENTOS	42
5.1 Materiais e métodos	42
5.1.1 Caracterização tecnológica dos granulados da Mina Pau Branco	42
5.1.2 Planejamento de produção com base no modelamento geometalúrgico da Mina Pau Branco	46
5.1.3 Empilhamento drenado de rejeitos	51
5.2 Resultados e discussão	59
5.2.1 Caracterização tecnológica dos granulados da Mina Pau Branco	59
5.2.2 Planejamento de produção com base no modelamento geometalúrgico da Mina Pau Branco	64
5.2.3 Empilhamento drenado de rejeitos	67
6. CONCLUSÕES.....	71
6.1 Aumento da recuperação da reserva.....	71
6.2 Empilhamento de rejeitos filtrados minério de ferro.....	73
6.3 Contribuições para o conhecimento	73
6.4 Sugestões de trabalhos futuros	74
7. BIBLIOGRAFIA.....	74
APÊNDICE I.....	92
Impact of quality of iron ore lumps on sustainability of mining operations in the quadrilátero ferrífero area.....	92
APÊNDICE II	107

Mine/mill production planning based on a geometallurgical model	107
APÊNDICE III	118
Iron ore tailings dry stacking in Pau Branco mine, Brazil	118

INDICE DE FIGURAS

Figura 4.1 – Quadrilátero Ferrífero, principal região mineradora do Brasil	12
Figura 4.2 – Mapa geológico regional da Mina Pau Branco	17
Figura 4.3 – Tendências do uso de rejeitos desaguados na mineração	22
Figura 4.4 – Comparação entre as soluções avaliadas	24
Figura 4.5 – Seção típica de um <i>dry stack</i>	25
Figura 4.6 – Empilhamento drenado (<i>dry stacking</i>) de rejeitos na Mina Pau Branco.....	26
Figura 4.7- Relevo do Quadrilátero Ferrífero	29
Figura 4.8 – Mina Pau Branco	30
Figura 4.9 – Diagrama esquemático de um concentrador magnético	35
Figura 4.10 – Diagrama esquemático de um jigge pneumático	35
Figura 4.11 – Impactos da implementação da nova planta de processamento sobre a operação da Mina Pau Branco.....	36
Figura 4.12 – Peneiramento móvel utilizado na operação de mina.....	39
Figura 4.13 – Seções transversais típicas da reserva da Mina Pau Branco segundo os modelos adotados antes e depois de 2009	39
Figura 4.14 – Pontos onde foram encontradas cavidades após uma varredura em 2008	41
Figura 5.1 – Distribuição das reservas de granulados de itabiritos silicosos e dolomíticos da Mina Pau Branco.....	43
Figura 5.2 – Fluxograma do processo envolvido nos testes.....	44
Figura 5.3 – Tipologias da Mina Pau Branco.....	48

Figura 5.4 – Microfotografia mostrando minerais presentes nas diferentes tipologias.....	49
Figura 5.5 – Amostras das tipologias antes e depois dos testes metalúrgicos.....	50
Figura 5.6 - Taxa de sólidos versus tipo de floculante.....	52
Figura 5.7 – Taxa de sólidos versus dosagem de floculante	53
Figura 5.8 – Taxa de sólidos versus porcentagem de sólidos na alimentação.....	54
Figura 5.9 – Curva de sedimentação obtida dos TBs	55
Figura 5.10 – Diagrama esquemático de um filtro prensa	56
Figura 5.11 – Imagens da torta obtida dos testes de filtragem em laboratório.....	57
Figura 5.12 – Diagrama esquemático de uma planta de desaguamento em peneira	58
Figura 5.13 – Vistas frontal e traseira da planta piloto de desaguamento	59
Figura 5.14 – Itabiritos dolomíticos (>16 mm) da reserva da Mina Pau Branco	61
Figura 5.15 - Itabiritos silicosos (>16 mm) da reserva da Mina Pau Branco.....	61
Figura 5.16 – Comparação da distribuição granulométrica de lamas de Pau Branco e a média do Quadrilátero Ferrífero	68
Figura 5.17 – Testes de estabilidade realizados com o rejeito para empilhamento drenado.....	70

LISTA DE TABELAS

Tabela 4.1 - Desenvolvimento dos tipos de minérios produzidos no QF.....	11
Tabela 4.2 – Principais operações de rejeito filtrado do mundo	27
Tabela 4.3 – Detalhamento da reserva da Mina Pau Branco.....	32
Tabela 4.4 – Classificação dos minérios hematíticos.....	33
Tabela 4.5 – Classificação dos estéreis da Mina Pau Branco	33
Tabela 4.6 – Evolução da estimativa da reserva da Mina Pau Branco.....	40
Tabela 5.1 – Tipologias do modelo geológico Pau Branco.....	47
Tabela 5.2 – Análise mineralógica semi-quantitativa definida por microscopia ótica.....	49
Tabela 5.3 – Análise química das cinco tipologias, definidas com base em características geológicas comuns	49
Tabela 5.4 – Dimensionamento do filtro prensa a partir dos resultados obtidos em laboratório	57
Tabela 5.5 – Análise mineralógica semi-quantitativa mostrando o grau de liberação do quartzo nas amostras de minério de ferro, definido por microscopia ótica.....	60
Tabela 5.6 – Composição química e perda por calcinação (PPC) para as amostras de minério de ferro.....	62
Tabela 5.7. Resultados dos testes conduzidos para itabiritos silicosos e dolomíticos em peneiramento a úmido, <i>drum scrubber</i> , <i>jigagem</i> e <i>log washer</i>	62
Tabela 5.8 – Análise econômica preliminar de alternativas para aumentar a recuperação da reserva da Mina Pau Branco.....	64
Tabela 5.9 – Comparação entre os FCs obtidos em testes de laboratório e industriais.....	65

Tabela 5.10 – Planejamento mina considerando o aumento na participação das tipologias T3 e T5	66
Tabela 5.11 – Comparação entre as duas alternativas de qualidade para o minério processado.	67
Tabela 5.12 – Avaliação econômica do projeto proposto para a Mina Pau Branco comparados aos resultados de Guimarães et al. (2012).....	69

PUBLICAÇÃO GERADAS

Esta tese de doutorado intitulada “Influência da recuperação da reserva e disposição de rejeitos no desenvolvimento sustentável de operações de minas no Quadrilátero Ferrífero”, gerou as seguintes publicações:

Gomes, R.B., De Tomi, G.C., Assis, P. 2015. Impact of quality of iron ore lumps on sustainability of mining operations in the Quadrilatero Ferrifero Area. *Miner. Eng.* 70, 201–206.

Gomes, R.B., De Tomi, G.C., Assis, P. 2016. “Mine/Mill production planning based on a geometallurgical model”. *REM. Revista Escola de Minas* (Impresso). Publicação aprovada.

Gomes, R.B., De Tomi, G.C., Assis, P. 2016. “Iron ore tailings dry stacking in Pau Branco Mine, Brazil”. *JMRT. Journal of Material Research Technology*. Publicação aprovada.

RESUMO

A máxima recuperação de reservas de minério de ferro e o tratamento adequado dos rejeitos são pontos críticos ao desenvolvimento sustentável de operações de mina.

A qualidade dos granulados gera um impacto significativo nos sistemas de mina e siderurgia, com implicações em custos de operação e taxa de recuperação de reservas. Melhorar a qualidade dos minérios, por meio de métodos simples e inovadores pode maximizar a produtividade dos sistemas de mina, diminuir a geração de rejeitos, contribuir para a sustentabilidade, e permitir a transição para minérios mais pobres.

Um modelo geometalúrgico dos granulados da Mina Pau Branco é apresentado para suportar um estudo econômico considerando volumes de reserva, qualidade de produtos e custos operacionais, baseado na resposta metalúrgica de diferentes tipologias. Amostras analisadas geraram os valores requeridos para o modelo. Deste modelo, um plano de produção alternativo foi desenvolvido com um impacto positivo de USD 25.6 M sobre o valor presente líquido do sistema mina/siderurgia.

Também é descrito o resultado do estudo que suportou a implantação de uma instalação inovadora de desaguamento de rejeitos na Mina Pau Branco, contribuindo para seu desenvolvimento sustentável. Rejeitos de concentração magnética (> 45 microns) foram efetivamente desaguados por meio de peneiramento e lamas (< 45 microns) foram tratadas em filtro prensa horizontal, permitindo o empilhamento de todo o rejeito do processo, eliminando os riscos sócio/ambientais relativos ao uso de barragens. Uma comparação com a solução de barragem de rejeitos é apresentada, demonstrando que o investimento nesta solução é significativamente menor. A planta proposta neste estudo foi instalada em novembro de 2015.

Palavras chaves: minério de ferro, sustentabilidade, geometalurgia, filtragem, empilhamento drenado

ABSTRACT

Maximum recovery of iron ore reserves and the appropriate treatment of the tailings are critical to the sustainable development of mining operations.

Iron ore lumps quality generate a significant impact on mining/mill systems, with implications on recovery rate and operational costs. Improve ore quality through simple, yet innovative methods, can maximize mining systems productivity, decreasing waste generation, contributing to sustainability of operations by allowing transition to lower quality ores.

A geometallurgical model for Pau Branco Mine iron ore lumps is presented to support an economic study considering reserve volumes, product quality, and operational costs based on the metallurgical performance of different iron ore typologies. Sample analysis provides values required in the model. From the model, an alternative production plan is presented with a positive impact of USD 25.6M over the current net present value of the mining/mill system.

Also is described the results of the study that supported the implementation of an innovative dewatering plant for iron ore tailings in Pau Branco Mine, contributing to its sustainable development. Magnetic concentration rejects (> 45 microns) were feasibly dewatered through high-frequency screenings, and slimes (< 45 microns) were effectively filtered in a horizontal filter press, enabling dry stacking of tailings, eliminating the social and environmental risks associated with tailings dams. A comparison with the current tailings dam structure is presented, demonstrating that Capital Expenditure (CAPEX) for the solution proposed here is significantly lower. The proposed project was implemented in November/2015.

Key-words: iron ore, sustainability, geometallurgy, filtering, dry stacking

1. INTRODUÇÃO

Economicamente, uma mina pode contribuir para o desenvolvimento sustentável, mantendo ou melhorando a qualidade de vida da população local. Por exemplo, uma mina pode gerar um grande número de benefícios econômicos para uma comunidade, incluindo empregos aos habitantes, utilização de serviços locais ou contribuindo com fundos para projetos de desenvolvimento regional (Hilson e Murck, 2000).

Desde o projeto conceitual, desenvolvimento, operação até o fechamento de um sistema de mineração, uma gama de oportunidades existem para contribuir para o desenvolvimento sustentável (Corder et al., 2010). Embora os produtos minerais sejam essenciais para as sociedades e economias contemporâneas, simplesmente satisfazer a demanda do mercado de *commodities* minerais está muito aquém de satisfazer as expectativas da sociedade para com a indústria (Tuazon et al., 2012).

Meadows et al. (2004) declaram que certamente uma sociedade sustentável usaria recursos não renováveis da crosta terrestre mais racionalmente e eficientemente que o mundo atual faz. Estes recursos seriam valorizados apropriadamente, desta forma, mantendo parte deles disponíveis para as próximas gerações. Não há razão para não utilizá-los, uma vez que seu uso obedeça a critérios de sustentabilidade já definidos (Mendo, 2011).

Na busca do desenvolvimento sustentável de sua indústria de mineração, um país deve ser competitivo em quatro áreas principais: 1) qualidade e volume dos recursos minerais; 2) custos: impostos e taxas, custos diretos e indiretos, além da necessidade de investimentos em infraestrutura; 3) estrutura institucional: legislação clara e estável, tempo requerido para obtenção de licenças; 4) estrutura social: percepção e receptividade da sociedade em relação à mineração, níveis de conflitos sociais e suporte do Estado aos projetos de mineração (McKinsey and Company, 2013).

Padrões atuais de produção mineral causam significativo impacto nas comunidades locais (Franks et al., 2010) e ao meio ambiente (Bridge, 2004; Hilson, 2003). Além disso, a magnitude de tais impactos está aumentando, à medida que a produção de bens

minerais aumenta e a qualidade das reservas diminui (Mason et al., 2011). Perda de qualidade das reservas contribui para uma produtividade mais baixa das minas e implica em maior quantidade de minério sendo lavrado para se entregar cada tonelada de metal (Topp et al., 2008), maior geração de rejeitos (Mudd, 2007a,b e c; Mudd 2008) e maior pressão da sociedade sobre as operações de mina, novas e já existentes (Passos, 2015).

2. JUSTIFICATIVA

Como a abertura de novas minas para suprir o aumento da demanda do setor siderúrgico está limitada por questões ambientais, sociais, de mão-de-obra, energia e fornecimento de equipamentos, o aumento da produtividade é um fator essencial para o desenvolvimento sustentável de operações existentes (Gomes e De Tomi, 2011).

Neste contexto, é importante o desenvolvimento de processos que possam maximizar a recuperação dos recursos (Capolari et al., 1998). Além disso, as unidades de transformação devem ser capazes de beneficiar uma variedade de minérios, garantindo a eficiência dos processos metalúrgicos, especialmente em três aspectos: qualidade, volume e custo (Rosière et al., 1996, Reuter, 1999, Santiago et al., 2000; Vieira et al., 2000).

Visando aumentar a produtividade dos sistemas de mineração na busca do seu desenvolvimento sustentável, além da otimização da recuperação dos recursos, a disposição adequada dos rejeitos gerados pelo processo precisa ser avaliada, levando em consideração a capacidade das estruturas, o custo da operação e os riscos sócio/ambientais da solução proposta (Gomes, et al., 2015, 2016a e 2016b).

É notório que, com recursos escassos, as empresas desenvolvem projetos menos consistentes e mais tradicionais, transferindo os investimentos para custos operacionais e riscos, que, no caso da mineração, poderão ser extremamente prejudiciais em longo prazo (Passos et al., 2015).

A indústria da mineração vivenciou várias rupturas sérias de barragem na história recente, incluindo o evento da Samarco Mineração S.A. em sua mina de Germano,

estado de Minas Gerais, Brasil, em novembro de 2015, que lançou 50 milhões de toneladas de resíduos de minério de ferro contaminando uma região de mais de 850 quilômetros. Além da perda de vidas e dos danos socioambientais causados, esse evento afeta fortemente todo o setor mineral, comprometendo a competitividade da mineração de ferro brasileira, caso ela não atue de forma proativa para reverter esta situação (Passos et al., 2015, Knox e Tuncak, 2015).

Dessa forma, a indústria de mineração permanece sob grande pressão para aprimorar as práticas e demonstrar uma resposta positiva à demanda de desenvolvimento sustentável. Parte desta resposta consiste em desenvolver um novo sistema para reconhecer, acompanhar, registrar e entender, e desta forma: 1) facilitar o aprendizado contínuo e aprimorar o processo de tomada de decisões; 2) disponibilizar informações para identificar necessidade de mudanças em políticas, comportamento, infraestruturas, reduzindo riscos; 3) encorajar a inovação, criatividade e mudanças; 4) identificar e priorizar lacunas no conhecimento para que os recursos disponíveis limitados possam ser valorizados e aproveitados de maneira mais eficiente (modificado de Hodge, 1996).

3. OBJETIVOS

Buscando o desenvolvimento sustentável de sistemas de mineração, os objetivos desta tese são:

- 1) Definir uma metodologia para maximizar a recuperação de reservas de granulados de minério de ferro:
 - 1.a) Criar um modelo geometalúrgico para os granulados de minério de ferro, baseado nos ganhos de qualidade esperados para as diferentes tipologias processadas em *log washer*;
 - 1.b) Criar um plano de longo prazo para o aproveitamento da reserva, considerando o valor ótimo do processo global, incluindo perdas e ganhos na mina, planta de beneficiamento e altos-fornos.

- 2) Definir uma melhor solução técnico/econômica que garanta a adequada disposição de rejeitos de minério de ferro, eliminando a necessidade de barragens e os riscos ambientais e sociais relativos a essa solução.

4. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

A seguir é apresentado um resumo dos pontos relevantes ao desenvolvimento desta tese que representam uma contribuição significativa tanto sob o ponto de vista acadêmico quanto tecnológico, determinados durante a fase da revisão bibliográfica, agrupados em cinco tópicos: 1) Desenvolvimento sustentável de operações de minas, 2) consumo de carvão em função da qualidade do minério, 3) caracterização do minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero, 4) Evolução do sistema de mineração Pau Branco, e 5) disposição de rejeitos de minério de ferro.

4.1 Desenvolvimento sustentável de sistemas de operação de mina

O debate em torno do desenvolvimento sustentável da indústria de mineração tem ganhado a atenção de vários setores da sociedade. A Comissão de Brundland, em seu relatório “Nosso Futuro Comum”, definiu o desenvolvimento sustentável como “alcançar as necessidades do presente, sem comprometer a habilidade das gerações futuras de alcançar as suas” (WCED, 1987). Não existe um desenho específico para a questão, uma vez que os caminhos pelos quais cada país procura o desenvolvimento sustentável variam de acordo com as situações econômicas e políticas (NRC, 1995). Brown (1993) apresentou uma lista com exemplos variados de modelos de desenvolvimento sustentável de operações de minas.

Alguns autores (Brown, 1993, Auty e Warhust, 1993, Mikesell, 1994, Tilton, 1996, Auty e Mikesell, 1998) mostram como os benefícios do uso e produção mineral podem ser mantidos de geração para geração. Exemplos incluem a otimização do uso de ativos

(longevidade prolongada das reservas) através de conhecimento detalhado dos recursos, o aprimoramento de processos e a redução de geração de rejeitos (Miller, 1997).

As minas podem implementar práticas complexas de planejamento de aproveitamento de rejeitos, como identificado por McAllister et al. (1999). Dessas alternativas, a mais usual é a que incorpora um modelo holístico que se aplica ao ciclo de vida completo da mina, desde a exploração, passando pela exploração e fechamento, considerando todos os impactos: sociais, técnicos, econômicos e ambientais.

O conjunto de procedimentos organizacionais, responsabilidades, processos e meios necessários às políticas de desenvolvimento sustentável podem auxiliar uma empresa na identificação de oportunidades para o uso mais efetivo dos recursos (Warhust e Noronha, 2000).

Sustentabilidade significa a exploração, desenho, construção, operação e fechamento de minas de uma maneira que respeite e responda às necessidades sócio/ambientais, técnicas, econômicas e financeiras das gerações presentes e antecipe as necessidades das gerações futuras. Ao se comprometer com esta política, contribui-se para o aprimoramento da qualidade de vida a longo prazo (Placer Dome Inc., 1998). Visto dessa forma, sustentabilidade é um conceito positivo que tem muito a ver com a qualidade de vida das pessoas (Hodge e Taggart, 1992, Hodge et al. 1995, Hodge 1995, 1996, 1997, 2001 e 2004). Como Eggert (2000) explica, economicamente, uma mina pode contribuir para o desenvolvimento sustentável, mantendo ou aprimorando o bem estar dos seres humanos, mais especificamente, daqueles das comunidades nas quais operam.

Meadows et al. (2004) declaram que certamente uma sociedade sustentável usaria recursos não renováveis da crosta terrestre mais racionalmente e eficientemente que o mundo atual faz. Estes recursos seriam valorizados apropriadamente, desta forma, mantendo parte deles disponíveis para as próximas gerações. Não há razão para não utilizá-los, uma vez que seu uso obedeça a critérios de sustentabilidade já definidos.

A aplicação de ideias de sustentabilidade é uma questão muito delicada, envolvendo escalas temporais e espaciais que muitas vezes são discordantes da perspectiva de tomadas de decisões das sociedades humanas. De Mulder et al. (1999) e Cordani (1999) apontaram esta questão no contexto da discussão da importância da relação entre geociência e sustentabilidade.

4.2 Consumo de carvão vegetal em função da qualidade do minério de ferro

O principal objetivo do alto-forno é reduzir quimicamente e converter fisicamente óxidos de ferro em ferro líquido chamado ferro-gusa. O processo de fabricação de ferro-gusa consome cerca de 70% de toda energia de entrada da rota integrada de fabricação de aço. Devido ao crescimento da necessidade social e industrial para ferro e aço, e os elevados preços das matérias-primas e agentes redutores, também cresce a demanda para modelagem e controle deste complexo processo para aumentar a produtividade e reduzir os custos. Contudo, os fenômenos internos de fabricação de ferro-gusa desafiam extremamente a mente humana, devido às altas temperaturas e pressões, às diversas fases simultaneamente existentes e a interação entre elas, e às trocas de momento, massa e energia, o que impossibilita medidas diretas de muitas variáveis dentro do alto-forno (Gao et al., 2009).

Um grande desafio enfrentado na operação dos altos-fornos é a baixa estabilidade, que se deve principalmente às variações nos parâmetros de qualidade das matérias-primas, do carvão vegetal em especial. Por isso, é muito importante conhecer bem as características das matérias-primas que abastecem os altos-fornos e suas consequências para a operação, principalmente do carvão vegetal, que representa cerca de 47% do custo do ferro-gusa, e das demais matérias-primas, como o minério de ferro granulado, a pelota e os fundentes.

O processo de fabricação de ferro-gusa é um grande desafio em termos de complexidade e de custo, uma vez que representa o maior custo de uma usina integrada devido aos altos preços das matérias-primas (Faleiro et al., 2013).

Outros importantes objetivos do processo de fabricação de ferro-gusa são a redução do consumo de energia e o aumento da produtividade enquanto se mantém a máxima vida útil para o alto-forno (Faleiro et al., 2013).

Faleiro et al. (2013) elaboraram modelos estatísticos com bom nível de confiança para prever o consumo de carvão vegetal em altos-fornos fundamentados nas metodologias de Superfície de Resposta e Regressão Linear. Com base nas características de qualidade e nas variações esperadas das matérias-primas e suas interações, os modelos permitem prever o custo de produção de ferro-gusa, a atuação preventiva da empresa em tornar o negócio inovador e auxiliam no planejamento de ações para reduzir o custo de produção de ferro-gusa, como: lavrar a mina de minério de ferro em outra região, buscar carvão vegetal de outras fazendas, negociar contratos, analisar as matérias-primas que serão utilizadas, e o preço da carga ferrosa, dentre outras ações para se trabalhar no abastecimento dos altos-fornos com matérias-primas com custo mínimo (Castro 2002).

Como fonte do metal (Fe) a ser extraído, o alto-forno utiliza como carga ferrosa o minério de ferro em forma de granulados (6 a 32mm) e/ou aglomerados de finos de minérios, na forma de sinter ou pelotas. Esses produtos trazem consigo impurezas combinadas química ou fisicamente, como a sílica (SiO_2) e a alumina (Al_2O_3), compostos que apresentam elevados pontos de fusão (1.710°C e 2.030°C , respectivamente) e que fundidas formarão a escória, um produto composto de silicatos complexos que será separada do ferro-gusa durante a operação de vazamento do alto-forno (Faleiro et al. 2013).

Castro (2002) desenvolveu um modelo de controle para altos-fornos a carvão vegetal baseado no modelo termoquímico (modelo termodinâmico). O objetivo principal do modelo é calcular o peso de carbono consumido num determinado momento para que o operador possa agir no sentido de carregar a mesma quantidade que está sendo efetivamente consumida e, assim, manter o processo estável sob esse ponto de vista. O modelo foi aplicado no Alto-Forno 2 da Gerdau Barão de Cocais e as simulações realizadas mostraram que o modelo é uma ferramenta importante para uma operação estável do processo de produção de ferro-gusa num alto-forno a carvão vegetal.

Thomsen (2005) propôs em sua dissertação a implantação em nível operacional do controle do processo de produção do alto-forno da SIDERPA utilizando técnicas de estatística multivariada, como Análise de Componentes Principais (Mingoti, 2005), T2 de Hotelling (Hotelling, 1947) e outros, para desenvolver gráficos de controle para médias e desvios-padrão do processo. As principais variáveis utilizadas foram: pressão de topo, vazão de ar e temperatura da coroa. Apesar de considerar a permeabilidade uma variável importante, esta não foi considerada porque poderia apresentar o mesmo valor em processos com vazão e pressão diferentes.

Druckenthaner et al. (1997) introduziram como potencial máximo de redução de custos na operação do alto-forno, a aplicação de um sistema de automação do processo de alto-forno que compreende processos físicos, químicos e funções matemáticas, destacando um modelo de simulação de cinética on-line e o sistema de expertise. O sistema baseia-se em modelos existentes e *know-how* de operação, e os principais modelos de processos avaliados foram: gráficos bi ou tridimensionais dos parâmetros de controle, otimização de cargas (baseado em análises das matérias-primas, produção e consumo), distribuição de carga, precisão de balanças, análise de gás, previsão de parâmetros que não podem ser diretamente medidos, previsão de silício para a próxima corrida, controle dos *cowpers*, desgaste do cadinho e previsão da composição química do ferro-gusa e da escória.

Souza et al. (2009) descreveram em seu trabalho exemplos de aplicações de CFD (*Computational Fluid Dynamics*) na indústria siderúrgica. A região de combustão de um alto-forno foi modelada para análise de parâmetros operacionais conduzindo a maximização de PCI (*Pulverized Coal Injection*) nas ventaneiras.

França et al. (2009) utilizaram modelos CFD e redes neurais artificiais com o propósito de antever, prever e quantificar parâmetros importantes para previsão do comportamento e o conhecimento dos fenômenos que ocorrem no processo do alto-forno. Um modelo CFD foi utilizado para analisar a sensibilidade da produção diária e a razão CO/CO₂ aos parâmetros: temperatura de sopro, enriquecimento de O₂ no sopro e porcentagem de sinter na carga. Os dados obtidos com a simulação em CFD foram utilizados para treinar duas redes neurais para previsão de resultados do alto-forno.

Para atender ao objetivo de produzir cada vez mais a um custo cada vez menor, cresce a demanda dos altos-fornos por matérias-primas elaboradas. Mineradoras e usinas siderúrgicas passaram a implantar processos de beneficiamento de matérias-primas buscando melhor preparação das cargas através da formação de *blends*, secagem e melhor classificação granulométrica (Faleiro et al., 2013).

A elevada incerteza física e química do carvão vegetal, o uso de minério de ferro com significativa heterogeneidade física e química, a grande influência do clima na qualidade do redutor e as incertezas amostrais e analíticas das matérias-primas, fazem com que o atendimento aos parâmetros de qualidade seja complexo, e, para obter uma análise precisa dos resultados, a amostra a ser coletada precisa ser muito grande, o que passa a ser uma dificuldade prática. Tudo isso dificulta o uso de modelos termoquímicos. Até que essa variabilidade seja minimizada com melhores tecnologias de carbonização e recursos para beneficiamento das matérias-primas, faz-se necessário a utilização de ferramentas estatísticas (Sampaio et. al., 2006). A maior homogeneidade das matérias-primas, dentro de limites determinados, garante a eficiência máxima do processo de redução.

4.3 Caracterização do minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero

Até o momento, grandes esforços têm sido focados na melhoria do conhecimento das reservas de minério de ferro e de beneficiamento (Souza Neto et al., 1998, Rosière et al., 2001), incluindo: (i) melhorar os processos metalúrgicos, (ii) aprimorar a qualidade do ferro e do aço de acordo com as exigências do mercado, (iii) otimizar as instalações e, em particular, (iv) reduzir o custo de produção (Hundertmark, 1996). O termo geometalurgia é utilizado para designar a correlação entre a geologia e a metalurgia, integrando o conhecimento geológico do minério de ferro e o comportamento dos diferentes tipos de minério durante o processamento mineral e metalúrgico (Pimenta et al., 2011; Rosière et al., 1996, Souza Neto et al., 1998 Vieira et al., 2000). Produção de ferro é um longo processo que envolve o conhecimento do minério durante o seu ciclo

de vida, incluindo seu comportamento durante a produção de ferro-gusa até o produto final, o aço.

O ferro constitui cerca de 5% da crosta terrestre, tornando-se o quarto elemento mais abundante. Os principais minérios de ferro são a hematita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4), e itabiritos ($\text{Fe}_2\text{O}_3 / \text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{SiO}_2$). Itabiritos do Quadrilátero Ferrífero (QF) podem ser subdivididos em silicosos, dolomíticos, anfíbolítico e ricos; cada um destes tipos apresenta comportamentos específicos durante os processos de beneficiamento e metalúrgicos (Rosière et al., 1991 e 1996, Chemale et al., 1991).

A melhoria dos métodos de processamento assegura a competitividade contínua da indústria siderúrgica, minimizando as perdas no processo de fabricação, que ocorrem devido a mudanças da qualidade do minério associadas à transição da produção de hematita para itabiritos (Ferreira, 2001 e Quaresma, 2002). Anteriormente, a maioria dos corpos de itabiritos foi considerada como estéreis, não aproveitáveis no processo de produção, resultando em sua estocagem em pilhas de estéril ao longo do desenvolvimento das minas em operação. No entanto, usinas de beneficiamento recentemente implantadas são capazes de realizar processos de concentração de itabiritos. Por exemplo, para a fração entre 6.3 mm e 16 milímetros existem várias soluções industriais disponíveis, incluindo jigsawes, *drum scrubbers* e *log washers*. Para a fração acima de 16 mm, novos métodos precisam ser desenvolvidos e implantados, garantindo o máximo de recuperação das reservas a um custo ótimo para todo o processo de produção, desde a lavra do minério de ferro até a fabricação do aço.

Até o início do século XXI, as minas de minério de ferro desenvolvidas no Brasil focaram o aproveitamento de corpos de hematita. Estes corpos tipicamente apresentavam teores acima de 64% de Fe e baixos níveis de contaminantes (tais como Al_2O_3 e SiO_2) e produziam granulados (>16 mm) com características químicas, físicas e metalúrgicas favoráveis a extração. Na região do Quadrilátero Ferrífero (QF), Minas Gerais (MG), Brasil, os depósitos típicos de hematita (alto teor de Fe) se exauriram, o que levou a exploração de itabiritos pobres (Vale, 2010), como pode ser visto na Tabela 4.1. Além disso, o aumento da exploração de itabiritos implicou na necessidade de novos processos de tratamento específicos. Para os granulados de minério de ferro, esta

mudança levou ao aumento de finos gerados (devido a maior fragilidade dos itabiritos comparados aos minérios hematíticos) e dos teores de Al_2O_3 e SiO_2 , presentes nestes minérios (Santos e Brandão, 2003). Estes fatores impactaram negativamente os processos siderúrgicos.

Tabela 4.1 - Desenvolvimento dos tipos de minérios produzidos no QF (Gomes et al., 2015). Dos *big lumps* de hematita da década de 40 aos atuais finos concentrados, as minas de ferro no QF enfrentaram o desafio de introduzir novos processos, à medida que o percentual de itabiritos aumenta na composição da alimentação das plantas de beneficiamento.

Décadas	Produtos	Minérios
40s	Hematitas aflorantes "Big Lumps" acima de 200mm	Hematitas compactas
50s/60s	Granulados entre 12 e 75 mm, finos naturais < 12 mm	Hematitas compactas e friáveis
70s	Granulados entre 12 e 75 mm, finos naturais menores que 12 mm, <i>sinter feed</i> abaixo de 6.3 mm e concentrados de hematita para pelotas	Hematitas compactas e friáveis, itabirito ricos
80s/90s	Granulados entre 10 e 32 mm, finos naturais < 12 mm, <i>sinter feed</i> < 6.3 mm, e concentrados de hematita e itabiritos para sinter e pelotas	Hematitas friáveis Itabiritos ricos e pobres
2000	Granulados entre 10 e 32 mm, finos naturais < 12 mm, <i>sinter feed</i> < 6.3 mm, e concentrados de itabiritos para sinter e pelotas	Hematitas friáveis Itabiritos ricos e pobres
2015	Granulados entre 10 e 32 mm, finos naturais < 12 mm, <i>sinter feed</i> < 6.3 mm, e concentrados de itabiritos para sinter e pelotas	Itabiritos ricos e pobres

Características geológicas (particularmente a mineralogia e petrogênese) de minérios de ferro desempenham um papel fundamental na definição dos métodos mais apropriados

para seu aproveitamento. Então, a caracterização dos minerais é essencial para a utilização ótima de um recurso mineral, pois dá ao engenheiro de minas a informação necessária para definir a rota de processo. Além disso, tal caracterização ajuda a identificar ineficiências e perdas associadas ao processo precisamente, permitindo a otimização do desempenho global do sistema mina/siderurgia (Araújo et al., 2003, Hundertmark, 1996).

O Quadrilátero Ferrífero encontra-se inserido numa região de 8.000 km² na porção sul do Cráton São Francisco (Almeida, 1976), compreende uma área entre Belo Horizonte, Santa Bárbara, Congonhas do Campo e Mariana, assim denominado por Dorr (1969), devido à forma quadrangular gerada pela estruturação em domos e bacias das rochas ferríferas do Supergrupo Minas, Figura 4.1.

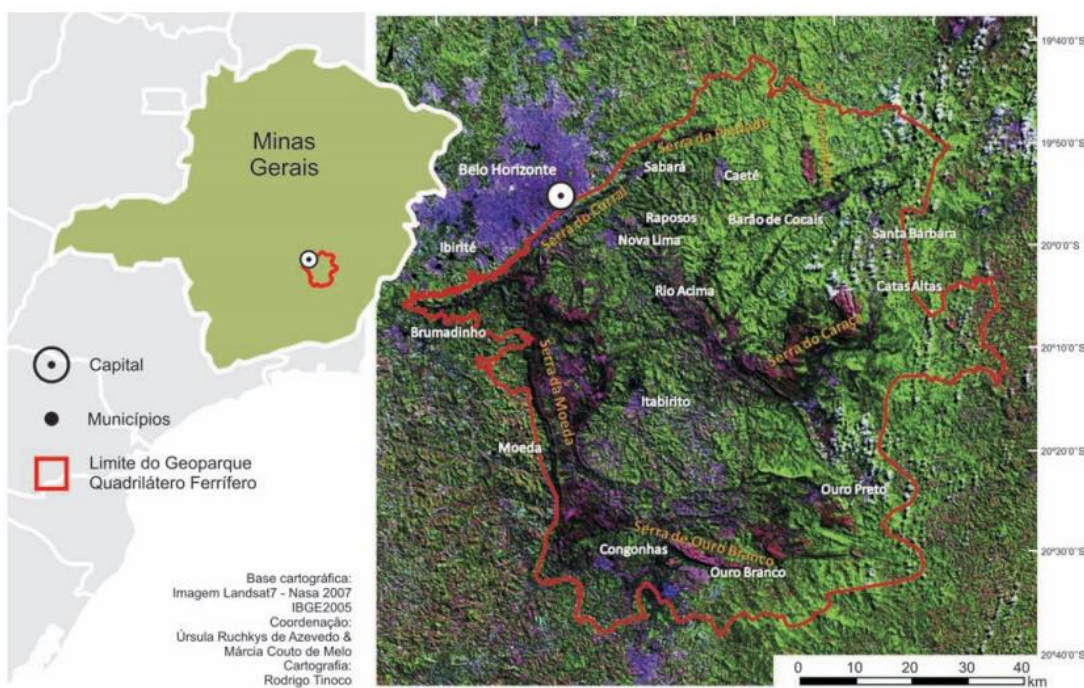


Figura 4.1 – Quadrilátero Ferrífero, principal região mineradora do Brasil. A Mina Pau Branco está localizada na Serra da Moeda (Hensler et al., 2015)

O Quadrilátero Ferrífero (Dorr, 1969) está localizado na borda sul do Cráton do São Francisco (Almeida 1976), uma unidade geotectônica de idade Brasileira cercada por

cinturões orogenéticos vergentes para seu interior. O Quadrilátero Ferrífero é caracterizado pelo arranjo grosseiramente quadrangular de sinclinais onde afloram sedimentos plataformais do Supergrupo Minas, de idade Paleoproterozóica, separados por estruturas antiformais irregulares com terrenos arqueanos do tipo greenstone do Supergrupo Nova Lima, e domos de rochas cristalinas Arqueanas e Proterozóicas, (Carneiro, 1985).

O minério de ferro explorado no QF pode ser dividido em dois grupos principais: minério itabirítico e minério de alto teor (corpos de hematita) (Rosière et al., 1993). Esses minérios são classificados de acordo com a sua mineralogia e textura, que foram geradas durante os eventos de deformação e metamorfismo que afetaram a região. As denominações dos minérios de ferro explorados comercialmente podem ser de vários tipos: hematitas, itabiritos, blue dust, canga, entre outros.

A formação ferrífera bandada (BIF) é definida como uma rocha finamente bandada ou laminada, consistindo, principalmente, de minerais de sílica (*chert* ou seu equivalente metamórfico) e ferro (hematita, magnetita e variedades de carbonatos e silicatos) formados por precipitação química e, posteriormente, modificada por diagênese e metamorfismo (James & Trendall, 1982; Goodwin, 1982).

Os BIFs (ou itabiritos) constituem as mais importantes de todas as classes de mineralizações ferríferas (James & Trendall, 1982), pois além de formarem as maiores reservas de ferro do mundo, com teores médios de Fe que variam entre 20 % a 35 %; alguns chegam a mais de 64 %, apresentam uma ampla distribuição temporal.

Os seguintes tipos de formações ferríferas podem ser reconhecidos no Quadrilátero Ferrífero: itabiritos, hematita filitos, Fe – dolomitos e filitos piritosos. Itabiritos são formações ferríferas bandadas metamórficas, deformadas e oxidadas de modo que sua classificação como fácies óxido é muito distante do sentido dado por James (1954) que era baseado em critérios essencialmente sedimentares.

O conhecimento geológico do minério é baseado na história registrada pela rocha durante a sua evolução. As diferentes intensidades ou graus dos eventos geológicos, que

afetaram os corpos de minérios, permitem gerar minérios com tipos de sequência de cristalização dos minerais de ferro distintos, bem como a morfologia, o tamanho e a distribuição ou o arranjo dos cristais e poros, textura e textura dos cristais, etc. (Rosière et al., 1993; Zavaglia, 1995; Rosière et al., 1996; Hashizume, 1998).

O minério de ferro pode ser caracterizado de diferentes formas, dependendo do tipo de enfoque que será dado na sua caracterização. Podem ser caracterizados, de acordo com a sua mineralogia, microestrutura, textura, distribuição granulométrica, grau de porosidade, tamanho dos cristais, morfologia dos minerais de ferro, anisotropia magnética, orientação cristalográfica preferencial, entre outros.

A presença de diferentes tipos de minerais, texturas e microestruturas, certamente tem influência no comportamento do minério durante o processo de beneficiamento e, conseqüentemente, nos processos siderúrgicos (Xavier, 1994; Zavaglia, 1995; Mourão et al., 1996; Capolari et al., 1998).

Atualmente, no sentido de otimizar os processos siderúrgicos, grandes esforços têm-se voltado à engenharia e aos conhecimentos científicos, desenvolvidos e aplicados na indústria siderúrgica (Capolari et al., 1998). Este fato gerou uma necessidade global de se conhecer melhor os tipos de minério de ferro existentes e os seus desempenhos metalúrgicos (Santiago et al., 2000; Vieira et al., 2000; Rosière et al., 1998).

Um melhor entendimento dos processos de transformações é buscado por vários pesquisadores de universidades, usinas siderúrgicas e minerações. Por meio de conhecimentos geológicos (Rosière et al., 1993; Xavier, 1994; Zavaglia, 1995; Hashizume, 1998; entre outros), de mineração e metalúrgicos (Pimenta et al., 2000; Araújo Filho et al., 1984; Carneiro et al., 1985; Silva Neto et al., 1981; entre outros).

A fabricação de ferro metálico (ferro gusa e/ou ferro esponja) inicia-se com o conhecimento do depósito de minério de ferro (Hundertmark, 1996). Assim demonstra a necessidade de um envolvimento maior dos conhecimentos geológicos, de mineração e metalúrgicos. Atualmente, grandes esforços têm sido voltados ao melhor conhecimento do minério de ferro e seu beneficiamento (Souza Neto et al., 1998). Esse melhor

conhecimento visa à obtenção de: (i) processos metalúrgicos melhores; (ii) maior qualidade do ferro e do aço, de acordo com as exigências do mercado; (iii) otimização das instalações; e, (iv) principalmente, um menor custo da produção (Hundertmark, 1996).

Assim tem-se nos avanços da tecnologia e no uso de modelamento tridimensional das minas, a busca de um melhor conhecimento tipológico dos diferentes minérios existentes (Rosière et al., 1997). Esse conhecimento associado ao entendimento do comportamento metalúrgico de cada tipo de minério (Santiago, 2000), conduz para uma integração maior entre as diferentes áreas do conhecimento relacionadas ao uso do minério de ferro.

4.3.1 Geologia distrital da área da Mina Pau Branco

O Distrito do Pico de Itabirito, posicionado na porção ocidental do Quadrilátero Ferrífero, região central do estado de Minas Gerais, tem expressivas reservas de minério de ferro de alto teor destacando-se as minas em operação, denominadas Pico do Itabirito, Pau Branco, Tamanduá, Capão Xavier, Abóboras, Capitão do Mato, Córrego do Feijão, entre outras.

Uma síntese de geologia distrital, baseada em parte no trabalho de Wallace (1965), é apresentada a seguir.

Cerca de 70% da área do distrito é modelado pelo Sinclinal da Moeda, que é assimétrico e com aba oriental invertida. A aba normal do sinclinal caracteriza a Serra da Moeda e a aba invertida, a Serra de Itabirito.

Rochas metassedimentares-metavulcânicas do Arqueano, pertencentes ao Supergrupo Rio das Velhas (Grupo Nova Lima), rochas metassedimentares do Proterozóico Inferior (Supergrupo Minas) e do Proterozóico Médio (Grupo Itacolomi) ou bordejam o sinclinal (rochas arqueanas) ou estão no seu interior (rochas proterozóicas mais antigas).

As rochas do Grupo Itacolomi, atravessadas pela Rodovia dos Inconfidentes e que afloram imediatamente a oeste da Lagoa das Codornas, são atribuídas ao grupo com “base na similaridade da litologia dessas rochas com aquelas do Morro de Santo Antônio” (Quadrícula Casa de Pedra), conforme Wallace (1965).

Canga (Terciário – Quaternário), argilas lagunares e aluvião (Quaternário) compõem os materiais de cobertura, além de solos.

O Supergrupo Rio das Velhas, representada pelo Grupo Nova Lima, contém filito, xisto e quartzito. Tem espessura máxima de 1000 metros no norte e adelgaça-se no sul, onde é injetado por granito-gnaiss, em Itabirito.

Os estratos do Supergrupo Minas, com 2.300 metros de espessura, são divididos em três grupos, com os grupos inferior e superior de origem clástica e o médio, de origem química. O Grupo Caraça, inferior, é constituído pelas formações Moeda (basal) e Batatal. O Grupo Itabira, médio, contém a unidade Itabirito Cauê (com ferro) e a Formação Gandarela. O Grupo Piracicaba, superior, tem a Formação Cercadinho (inferior), seguida pela Formação Fecho do Funil, pelo Quartzito Taboões e pela Formação Barreiro.

Quartzito, conglomerado, meta-siltito e filito do Grupo Itacolomi formam estreita faixa que é discordante do Supergrupo Minas, no eixo do Sinclinal da Moeda (Folha Lagoa Grande).

Dois complexos graníticos estão presentes. Um situa-se a oeste da Serra da Moeda (gnaiss granítico e granodiorito porfirítico). O Complexo do Bação, do lado leste da Serra de Itabirito, contém quartzito diorítico, granodiorito, granito e gnaisses.

O principal aspecto estrutural do distrito é um sinclinal (Sinclinal de Moeda) de rumo meridional, com aba de leste invertida e com caimento suave para o norte (na porção setentrional) e para o sul (na porção meridional). Dobras superpostas (menores), pequenas falhas de empurrão, falhas de rejeito lateral e uma clivagem são identificadas nas rochas no sinclinal.

Superpostas ao dobramento, há falhas transversais mais novas, outro sistema de foliação (clivagem rochosa), empurrões de pequena expressão e falha de rejeito lateral que foram rejuvenescidas como falhas normais empinadas. Juntas também ocorrem, associadas aos dobramentos.

Na Figura 4.9, uma parcela do canto superior esquerdo da Folha Lagoa Grande, é reproduzida; conforme se observa mostra-se o entorno geológico da Mina Pau Branco. Este trecho da Serra da Moeda representa a aba normal ocidental do Sinclinal da Moeda. A aba do sinclinal é modelada pela formações Moeda, Batatal, Cauê e Gandarela, na área da Figura 4.2. Tendem a se orientar segundo N-S, mas tal arranjo simples é superposto por dobramento em “menor” escala, de eixos orientados para leste e para sudeste, que se refletem na distribuição das formações. Uma dessas dobras (anticlinal) “menores” de eixo apontando para leste aparece na porção norte-central do mapa e a mudança na orientação das unidades é realçada pela Falha Cachoeirinha. Outra dobra “menor” aparece à sudeste da Mina Tutaméia e tem eixo voltado para SE (aparentemente é um sinclinal). Da Mina Pau Branco para a margem superior esquerda da Folha Lagoa Grande e ao sul de Pau Branco desenvolvem-se duas dobras anticlinais, respectivamente, com um sinclinal entre as mesmas.

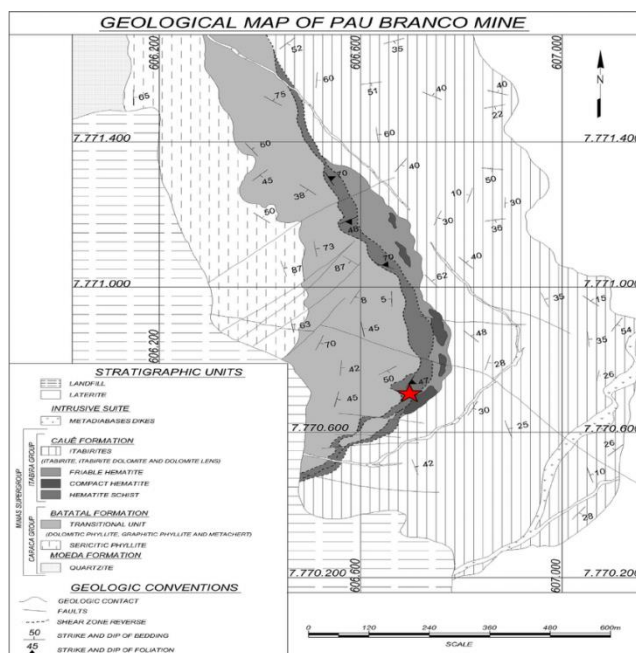


Figura 4.2 – Mapa geológico regional da Mina Pau Branco (Rosière, 2013)

Em todos os casos, tanto as dobras de eixo com caimento para leste, ou com caimento para sudeste, são dobras abertas, com desenvolvimento limitado de clivagem de plano axial, cuja intersecção com o bandamento e com o aleitamento das litologias presentes, origina eixos voltados para leste e sudeste.

A geração de depósito Pau Branco não está relacionada a tais dobramentos superpostos, pois os mesmos afetam a formação ferrífera, dobrando-a de modo aberto. Foram registradas em diagrama estereográfico (não presente nesta tese) as estruturas planares (acamamento e bandamento) das rochas Minas, com base nos dados da Figura 4.9. O arranjo resultante é uma guirlanda mal definida, que sugere dois posicionamentos de eixos de dobra e, portanto, dois sistemas de dobramento. Os eixos são equivalentes a N75E/58° e S43E/50° e fazem ângulo de 40 graus entre si. É interessante observar que os eixos estão contidos em um plano N5W/60NE, quase coincidente ou coincidente com o segundo máximo de concentração de polos que aparece no diagrama, que é exatamente N5W/58NE, indicando que o bandamento e o acamamento preexistentes foram dobrados.

4.3.2 Caracterização geometalúrgica

Um modelo geometalúrgico combina informações geológicas e metalúrgicas em uma ferramenta preditiva espacial para ser usada no planejamento e gestão da produção minerária. Um programa geometalúrgico é organizado de forma a estabelecer tal modelo e usualmente envolve os seguintes passos:

Coleta de dados geológicos

Coleta de amostras para testes metalúrgicos

Testes de laboratório

Definição dos domínios geometalúrgicos

Desenvolvimento de um modelo para parâmetros metalúrgicos dentro da base de dados geológica

Desenvolvimento de um modelo de processo que usa parâmetros metalúrgicos do modelo geológico

Simulações do processo de beneficiamento usando os modelos geológicos e metalúrgicos

Calibração dos modelos (Bulled e McInnes, 2005; David 2007, Dobby et al., 2004)

Em programas geometalúrgicos, o pontos mais fracos são normalmente relacionados a informações inadequadas coletadas a partir de testemunhos de sondagem e ao pequeno número de amostras coletadas para os testes de variabilidade. Em testes de laboratório, um pequeno número de amostras deve representar grandes massas de minério. Comumente, algumas dezenas de amostras bem selecionadas e preparadas são testadas (Sammelin-Kontturi, Wanhainen e Martisson, 2011; Schouwstra et al., 2010; Johansson e Wanhainen, 2010; Morrel, 2009; Philander e Rozendaal, 2008, 2010), mas existem exemplos onde o programa inteiro é baseado em menos de dez amostras (David, 2007; Suazo, Kratch e Alruiz, 2010). Isto requer um critério rigoroso para a seleção, coleta e preparação das amostras para evitar que erros de amostragem ultrapassem os limites da validade dos dados coletados (Gy, 1982; Pitard, 1989^a e 1990b). Existe aí também um dilema na seleção e preparação das amostras metalúrgicas baseadas nas informações geológicas: amostras testadas devem representar toda a variabilidade dos minérios em termos de resposta metalúrgica e isto pode ser reconhecido apenas depois dos testes terem sido realizados.

Para assegurar que as amostras sejam representativas, novas técnicas de medidas e análises devem ser desenvolvidas. O desafio está no fato de que estas medidas e análises precisam ser feitas para um grande número de amostras, de milhares a centenas de milhares. As técnicas devem ser rápidas, baratas e preferencialmente totalmente automatizadas (Lamberg, 2011; Lund, 2013). Esta área está em pleno desenvolvimento tecnológico e existem sistemas disponíveis de reconhecimento litológico, análises

químicas diretamente dos testemunhos de sondagem, medição de propriedades mecânicas diretamente dos testemunhos, e mineralogia semi-quantitativa com espectroscopia refletiva (CSIRO, 2011; Haavisto e Kaartinen, 2009; Da Costa et al., 2009; Pirard et al.; 2008).

É sabido que as características altamente variáveis e complexas de um depósito podem resultar em grandes impactos nos indicadores de performance do processo, tais quais taxas de produção e recuperação, e também influenciar as características dos rejeitos (Lorenzen et al., 2011). Existe agora um entendimento do aumento da variabilidade dentro dos depósitos minerais, devido à migração para o aproveitamento de minérios de menor qualidade e maior complexidade (Lorenzen et al., 2011). Variações nas características dos depósitos aumentam os riscos e incertezas associados à avaliação dos projetos e causam falhas e baixas performances nos sistemas minerários.

Um dos fatores críticos afetando a performance do processamento de um minério se relaciona a suas características mineralógicas (Petruk, 2000). Desta forma, a caracterização mineralógica se torna uma análise fundamental para entender um depósito. Avaliação mineralógica de um depósito inclui avaliação de campo, descrição detalhada dos testemunhos e microscopia ótica (Hoal et al., 2013). Todas essas técnicas requerem um geólogo e um mineralogista experientes para obter as informações corretas para definição do depósito. Particularmente na microscopia ótica, a seleção de amostras é crucial para obter o máximo de informações. Um ponto importante é sobre onde coletar as amostras e quais amostras escolher (Hoal et al., 2013).

Tungspalan (2015) desenvolveu um método integrado, que facilita o entendimento da variabilidade dentro de um depósito, permite escolhas efetivas e determina a influência da variabilidade de um depósito na performance metalúrgica.

Gomes et al. (2015) demonstraram os ganhos potenciais em reservas de granulados de minério de ferro com o aprimoramento de processos de beneficiamento, contribuindo para desenvolvimento sustentável da indústria do aço. Este método minimiza perdas durante a fabricação que ocorrem devidas às mudanças na qualidade dos minérios associadas à transição para reservas de qualidades inferiores.

Faleiro et al. (2013) desenvolveram modelos estatísticos com um bom nível de confiança que preveem o consumo de carvão de altos-fornos baseado em regressões lineares. Baseado nas características e na variação esperada da qualidade da matéria-prima, os modelos estimam o impacto no custo de produção do ferro gusa, particularmente para o consumo de carvão.

Gomes et al. (2016a) demonstraram o ganho em valor presente líquido (VPL) do sistema mina/siderurgia pela aplicação do modelamento metalúrgico dos granulados de minério de ferro de um sistema de mineração, considerando ganhos em reserva e impacto no custo de fabricação de gusa.

4.4 Rejeitos filtrados de minério de ferro

As barragens de rejeito são muitas vezes construídas com a fração mais grossa dos rejeitos e estéril, com ângulos agudos de talude, diminuindo o custo. Manter estas estruturas estáveis é uma das atividades mais complexas no gerenciamento dos rejeitos de minas (Azam e Li, 2010).

Geralmente, as seguintes razões são responsáveis por falhas em barragens: (i) uso de materiais residuais das operações de minas para construção dos barramentos, (ii) alteamentos consecutivos para aumento da capacidade, e (iii) alto custo de manutenção (Rico et al., 2008).

Trabalhos anteriores, interpretando o histórico das rupturas de barragens em mineração, concluíram que um menor número de falhas e incidentes nas duas décadas mais recentes evidencia o sucesso da regulamentação moderna das minerações, desenvolvimento das práticas de indústria e tecnologia. Por outro lado, desde 1960, uma clara tendência de aumento de falhas de maior impacto ambiental tem sido notada (Bowker e Chambers, 2015).

Uma boa opção para assegurar a disposição dos rejeitos é o empilhamento a seco, comparado á alternativa de barragens. Empilhamento a seco tem sido aplicado em áreas

onde a disponibilidade de água é baixa, e em áreas onde as condições geotécnicas contraindicam o uso de barragens convencionais. (Davies, 2011). A Figura 4.3 mostra um sumário dos números relativos de unidades de desaguamento em uma escala global. Davies (2011) menciona que a técnica de filtragem de rejeitos está se tornando cada vez mais comum em muitas minas no mundo. De acordo com o autor, existem mais pilhas de rejeitos filtrados dispostos em superfície do que disposição de rejeitos em forma de pasta.

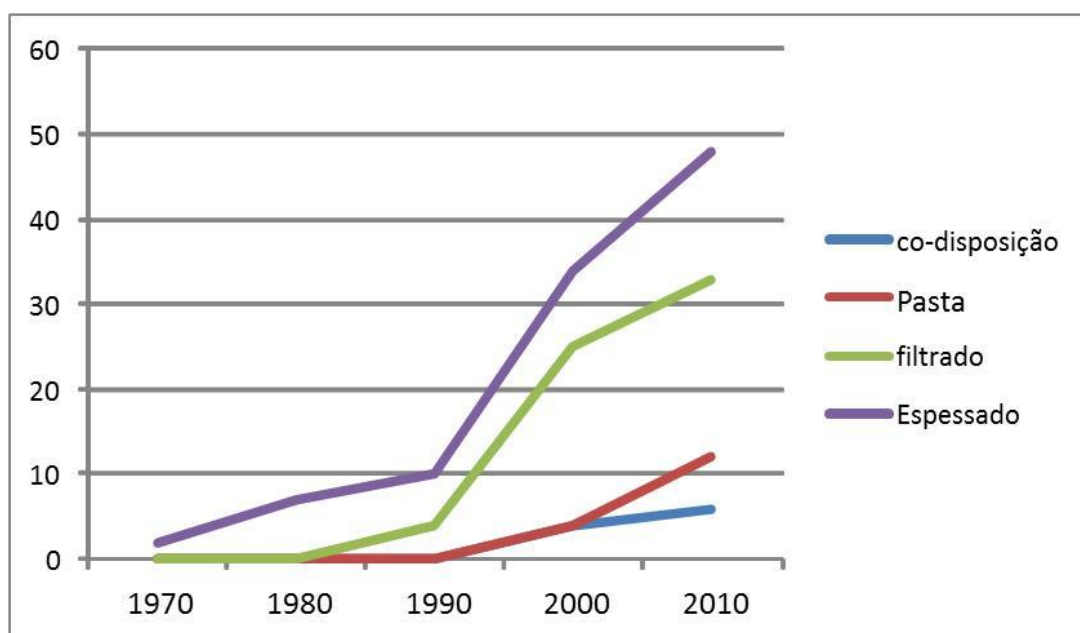


Figura 4.3 – Tendências do uso de rejeitos desaguados na mineração: empilhamento de rejeitos filtrados representa aproximadamente 35% do total de instalações de tratamento de rejeitos (Gomes et al., 2016b)

Embora alguns projetos demonstrem a viabilidade técnica da filtragem de rejeitos de minério de ferro (Guimarães et al., 2012), este método ainda não foi aplicado em minas de ferro no Brasil. Algumas das razões incluem alto custo de aquisição e operação, disponibilidade de água e condições geotécnicas favoráveis a instalação de barragens. Referências bibliográficas de estudos avaliando o desaguamento em peneiras de rejeitos não foram encontradas durante o desenvolvimento deste trabalho.

A filtragem de rejeitos consiste na separação de sólidos e líquidos através da passagem da polpa em um meio filtrante, que é capaz de reter partículas sólidas e permitir a

passagem do líquido. Nesse processo, elevadas percentagens de fração fina podem inviabilizar a técnica de filtração.

Os rejeitos podem ser filtrados a úmido, denominados de (“*wet cake*”) ou filtrados a seco (“*dry cake*”). O rejeito filtrado a úmido apresenta grau de saturação próxima de 100%. O rejeito filtrado a seco apresenta de 70 a 85% de grau de saturação (Davies, 2011).

Guimarães et al. (2012) afirmam que, para que ocorra a filtração, é necessária a ação de uma força incidente sobre as partículas, que pode ser obtida através de gravidade, vácuo, pressão ou centrifugação. Nas usinas de minério de ferro o autor menciona que é usual a utilização de vácuo, que pode ser aplicado através de filtros de discos convencionais e filtros horizontais de correia, e pressão positiva, que pode ser aplicada com a utilização de filtros de pressão.

Guimarães (2011) ainda destaca que uma das principais vantagens da filtração a pressão positiva é a produção de tortas com menor umidade, se comparada com outras técnicas de filtração.

Davies (2011) relata que os dois principais motivos que levam à escolha da técnica de filtração de rejeitos são a recuperação de água do sistema, que balanceia o custo de capital e os custos de operação, e as condições topográficas.

A seguir estão apresentados os tipos de filtros citados neste trabalho, a engenharia de processos por trás da filtração de rejeitos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero, além de aspectos construtivos e detalhes do descomissionamento e recuperação da disposição em *dry stack*.

4.4.1 Filtração de rejeitos de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero

Guimarães (2011) estudou amostras das principais usinas de minério de ferro da Quadrilátero Ferrífero, em Minas Gerais. O objetivo do autor foi o de obter as melhores

alternativas de desaguamento de rejeitos (pasta ou torta), em termos técnicos, de custo e benefícios. Guimarães (2011) demonstrou os resultados de análise econômica, para a etapa de filtragem de rejeitos de processos de concentração e lamas, verificando que a melhor alternativa técnico-econômica, é o emprego de filtro-prensa horizontal (menor valor presente de desembolso), embora tal filtro apresentasse, nos ensaios de bancada, a mais baixa taxa unitária de filtragem (média de 85,8kg/h/m²). A análise comparativa das alternativas avaliadas é apresentada na Figura 4.4, a seguir.

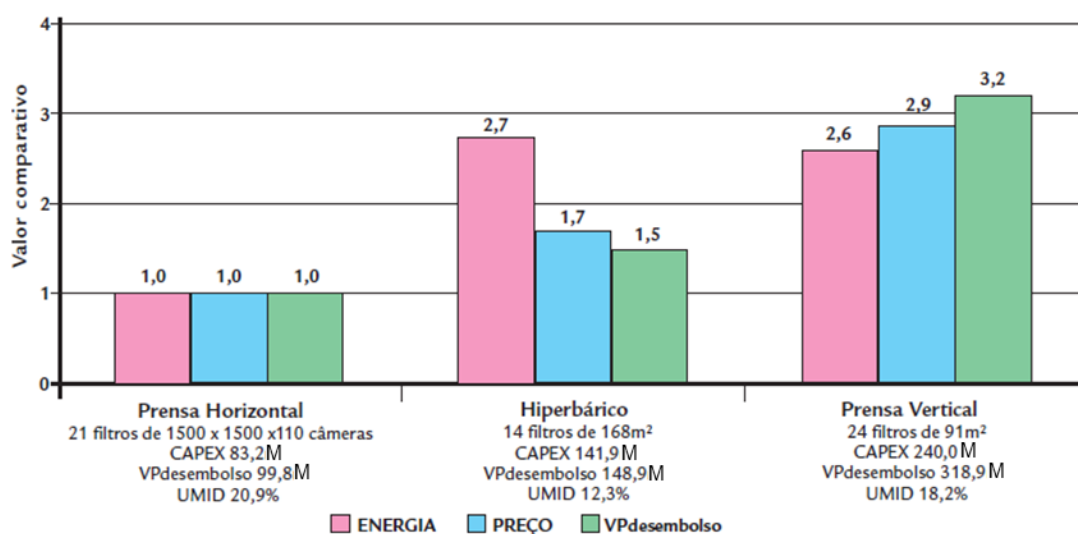


Figura 4.4 – Comparação entre as soluções avaliadas. A melhor solução técnico/econômica para filtragem de lamas é a de filtro prensa horizontal Guimarães, (2011)

4.4.2 Aspectos construtivos de empilhamentos de rejeitos

As considerações construtivas para *dry stack* diferem da disposição convencional do rejeito em polpa. De acordo com Davies (2011), as principais considerações são a preparação do local, o transporte e disposição de rejeitos, realizado com a utilização de correias transportadoras ou caminhões, e a reutilização de água, que é um dos principais motivos que leva a adoção da técnica de disposição de rejeitos filtrados.

Araujo (2006) descreve que os rejeitos filtrados podem ser depositados de forma estável, atendendo a certos requisitos, entre eles a umidade final abaixo de 20%.

A disposição em *dry stack* consiste basicamente de uma operação de terraplenagem. Nessa operação não necessariamente todo o rejeito filtrado disposto deve ser compactado. Pode-se compactar apenas a região onde a superfície de ruptura é crítica, de forma a aumentar a resistência ao cisalhamento do material, reduzindo o custo de operação (Pimenta, 2011).

Ulrich e Coffin (2013), e Lupo e Hall (2010) apresentam a seção típica de uma pilha de rejeito filtrado comumente utilizada, conforme Figura 4.5.

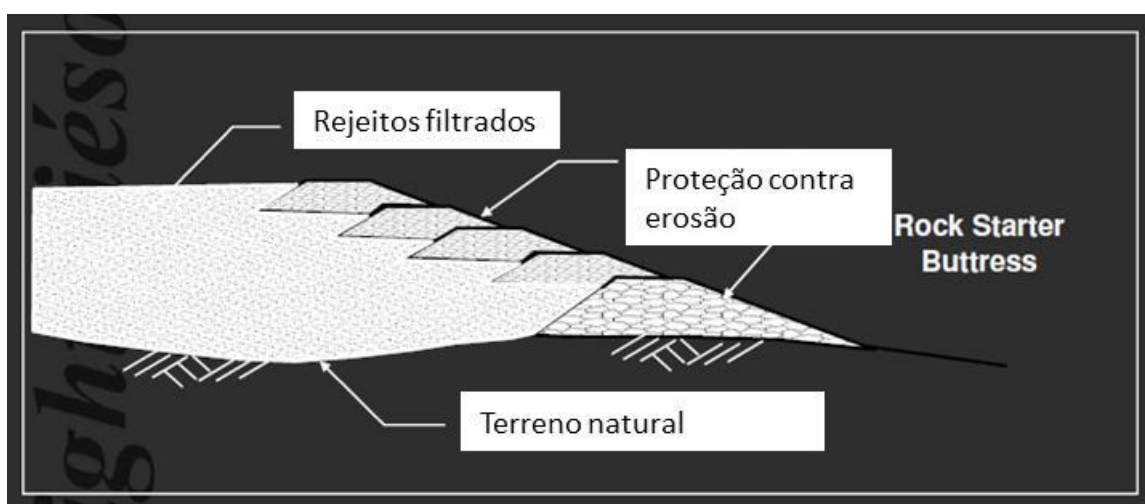


Figura 4.5 – Seção típica de um *dry stack* (Lupo e Hall, 2010)

A presença da proteção em enrocamento nas faces dos taludes entre bermas serve para minimizar os efeitos da erosão nos rejeitos compactados. Os autores também apresentam dados de monitoramento piezométrico de uma estrutura real, mostrando que é possível que haja desenvolvimento de poropressão no interior dessa estrutura, mesmo no caso de um maciço não saturado.

Lara et al (2013) publicaram recentemente o estado da arte em rejeitos filtrados. De acordo com os autores, a primeira estrutura de rejeito filtrado em escala industrial da América do Sul iniciou no ano de 2000, no norte do Chile, sendo o primeiro projeto de sucesso. A Tabela 4.2 apresenta unidades de rejeito filtrado existentes.

Gomes et al. (2016b) descreveram os testes realizados para dimensionar uma instalação de desaguamento de rejeitos na Mina Pau Branco, que entrou em operação em novembro de 2015. Nesta alternativa, que se mostrou viável técnica e economicamente, os rejeitos são separados em frações acima e abaixo de 400 microns, sendo a fração mais grossa tratada em peneira desaguadora e a fração mais fina em filtro prensa. A Figura 4.6 mostra a operação de empilhamento do rejeito seco na Mina Pau Branco.



Figura 4.6 – Empilhamento drenado (*dry stacking*) de rejeitos na Mina Pau Branco. A planta de filtragem e peneiramento que possibilitou eliminar a necessidade de barragem, entrou em operação em novembro de 2015 (Gomes et al., 2016b)

Tabela 4.2 – Principais operações de rejeito filtrado do mundo (Ulrich e Coffin, 2013)

Mina	Localização	Tipo de Minério	Produção (em toneladas por dia)
Alcoa	Austrália	Alumínio	35.500
Chingola	Zâmbia	Cobre	24.000
Mantos de Oro	Chile	Ouro e prata	15.000
Vaal Reef	América do Sul	Ouro e urânio	10.000
Randfontein Estates	América do Sul	Ouro e urânio	10.000
Lihir Island	Papua Nova Guiné	Ouro	7.500
El Sauzal	México	Prata e ouro	5.300
Gecamines	Zaire	Cobre	5.000
Nabalco	Australia	Alumínio	5.000
Mantos Blanco	Chile	Cobre	4.000
Alamo Dorado	México	Prata e ouro	3.500
Pogo	Estados Unidos	Ouro	2.500
Raglan	Canadá	Zinco	2.000
Greens Creek	Estados Unidos	Ouro, prata e zinco	1.500
Eskay Creek	Canadá	Cobre	300
Nixon Fork	Estados Unidos	Ouro	150

4.4.3 Comportamento geotécnico de rejeitos de minério de ferro

De acordo com Bisco (2009), cada rejeito apresentará um comportamento distinto, não sendo possível estabelecer uma padronização em termos de comportamento. Isto ocorre devido às variáveis que afetam as propriedades reológicas, a saber: forma da partícula, granulometria, temperatura, pressão, etc. Apesar disso, muitos trabalhos acadêmicos buscam conhecer como se dá o comportamento de algumas das propriedades geotécnicas desses rejeitos diante da variação de determinadas características. Por exemplo, é sabido que rejeitos de minério de ferro apresentam variabilidade de suas propriedades geotécnicas em função do teor de ferro presente.

Essa influência do teor de ferro em rejeitos é amplamente discutida na literatura técnica, no que diz respeito às suas características geotécnicas, podendo-se citar os seguintes autores: Espósito (1995), Espósito (2000), Lopes (2000), Presotti (2002), Russo (2007), dentre outros.

De forma geral, podem-se notar as seguintes conclusões:

Existe uma tendência de estabilização no valor do ângulo de atrito à medida que o teor de ferro aumenta.

Existe uma tendência de ganho de ângulo de atrito com o decréscimo da porosidade, ou índice de vazios.

Para porosidades mais elevadas há maior variação do ângulo de atrito de pico com a variação do teor de ferro. Para materiais mais densos, há tendência de estabilização (Hernandez, 2002 e 2007).

4.4.4 Análises de estabilidade física, determinísticas e probabilísticas

A estabilidade física de uma estrutura geotécnica é comumente obtida pela relação entre os esforços resistentes e os esforços solicitantes ao longo de uma superfície crítica de ruptura. Portanto, a fim de validar a geometria proposta nos arranjos elaborados para cada cenário, foram realizadas primeiramente análises de estabilidade física determinísticas.

Sabe-se que o fator de segurança admitido para a estrutura geotécnica, quando obtido via análise probabilística, traz consigo uma determinada probabilidade de falha. O risco, no que diz respeito à estabilidade de taludes, é associado à probabilidade de insucesso com relação à variabilidade dos parâmetros de resistência. Portanto, quando os parâmetros de resistência da estrutura são muito variáveis, o que geralmente acontece, é pertinente admitir uma função de densidade de probabilidade que representará a variabilidade dos parâmetros.

Espósito (1995) apontou a importância das análises probabilísticas para um maior controle do projeto e construção de barragens de rejeito. Segundo a autora, as análises de estabilidade devem levar em conta a variabilidade dos parâmetros geotécnicos, haja vista que a utilização de apenas um parâmetro geotécnico médio para o rejeito numa análise determinística não reflete o comportamento variável desses materiais.

4.5 Evolução do sistema de mineração Pau Branco

A Mina Pau Branco tem produção de 4.2 Mt de minério de ferro por ano, e está situada a aproximadamente 30 km da cidade de Belo Horizonte, com acesso feito pela BR-040. A região da Mina está inserida na porção sudoeste do Quadrilátero Ferrífero e o minério de ferro extraído na Mina Pau Branco está entre os mais ricos do mundo, devido à localização privilegiada da zona de extração, na Serra da Moeda, particularmente no flanco oriental do sinclinal Moeda. A Empresa extrai e beneficia três tipos de minérios de ferro: hematita, goethita e itabirito. As rochas da Mina Pau Branco pertencem aos Grupos Itabira e Caraça, Supergrupo Minas, sendo que a zona mineralizada da Mina situa-se na Formação Cauê, sobreposta ao filito da formação Batatal (Rosière et al., 2013). As Figuras 4.7 e 4.8 mostram uma imagem do Quadrilátero Ferrífero, com suas principais estruturas, e a Mina Pau Branco.

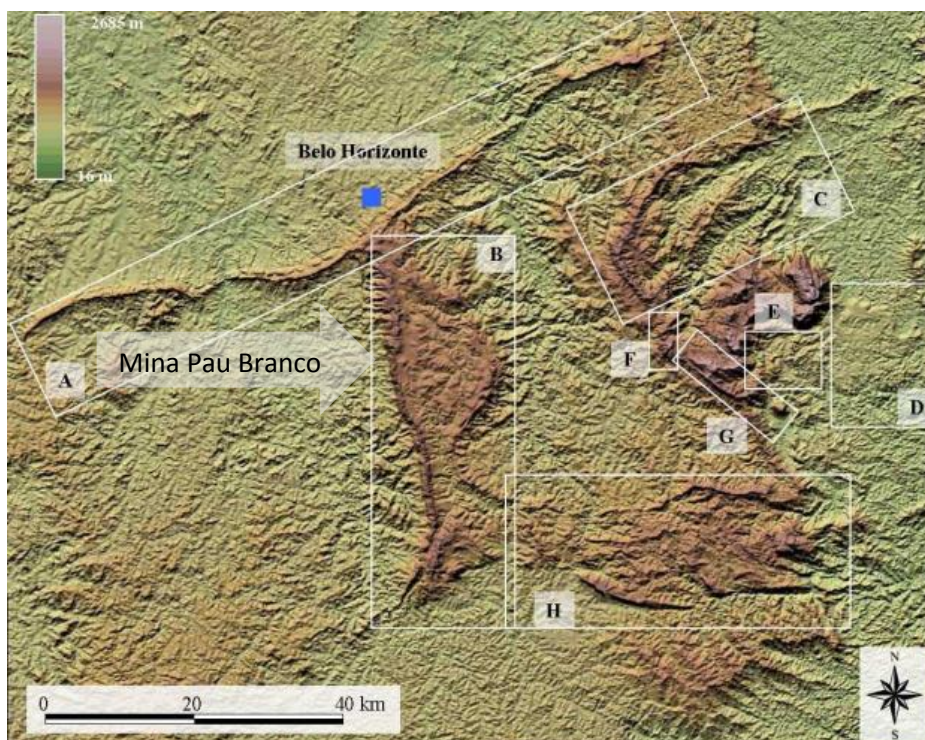


Figura 4.7- Relevo do Quadrilátero Ferrífero (Rosière, 2013) e suas principais serras: A – Curral, B – Moeda, C – Gandarela, D – Canga, E – Alegria, F – Ouro Fino, G – Conta História, H – Dom Bosco



Figura 4.8 – Mina Pau Branco (Gomes, 2016)

4.5.1 Modelo geológico da Mina Pau Branco

Para o planejamento de longo prazo de um sistema de mineração, incluindo a definição do método de lavra e processos de tratamento mineral, bem como definição de fatores envolvidos no seu desenvolvimento, um modelo geológico robusto é uma questão crítica (Gomes et al, 2015).

Baseado na informação gerada por esse modelo, todas as variáveis consideradas no planejamento de longo prazo são definidas, como composição química do minério, volume de minério e estéril, mineralogia, distribuição granulométrica das partículas, teor de corte, relação estéril minério (REM), movimentação total e viabilidade econômica da operação (Gomes et al, 2015).

Wallace (1965) preparou um mapa geológico na escala 1:25.000, no qual representou serviços de pesquisa mineral, incluindo 3 furos verticais de sondagem diamantada, 7 galerias e 10 poços. A topografia utilizada, os serviços de pesquisa e as análises

químicas foram executados pela Sociedade Cliffs de Mineração Ltda na região onde hoje está sendo desenvolvida a lavra da Mina Pau Branco (Grossi, 2005).

Os dados levantados levaram Wallace a considerar Pau Branco o maior depósito de minério de ferro de alto teor na Serra da Moeda. Em 1961 lavrava-se hematita dura, em fragmentos de tamanho variável, em uma escavação na cota 1470 metros. Esta escavação tinha 170 metros de comprimento (no sentido norte-sul) e largura aproximada de 16 metros, com pequena profundidade. O material lavrado foi descrito por Wallace (1965) como uma massa de blocos angulosos a arredondados, com até 12 metros de espessura, formando a base de um depósito de material silto-argiloso, o conjunto ocupando uma depressão.

Em 1974, a então Companhia Siderúrgica Mannesmann, já detentora dos direitos minerais de Pau Branco, reavaliou a geologia do depósito, com ênfase nas reservas. Bottke (1969) produziu mapa geológico na escala 1/1000 com oito seções geológicas baseado em sondagens, mapeou as galerias existentes e estimou recursos em minério de ferro, com base em 13 seções horizontais. Os resultados obtidos por Bottke serviram de base às diversas atualizações feitas nos anos seguintes a 1975.

Merecem destaque os seguintes trabalhos de modelamento geológico da reserva da Mina Pau Branco, realizados para a Vallourec Mannesmann Mineração Ltda (Gomes, 2016):

a) Geoexplore Consultoria e Serviços Ltda, “Mapeamento da Mina II”, 2001 e “Projeto Integração e Atualização dos dados da Mina II”, 2002.

b) MFW Engenharia e Mineração Ltda, “Análise do Modelo Geológico do Corpo Principal de Hematita da Mina Pau Branco, Brumadinho, MG”, 2002; “Relatório de Serviço de Mina”, 2004; “Descrições e logs dos furos de sondagem profunda da Mina Pau Branco”, 2005; Relatório sobre o “Modelo Geológico do Corpo Principal”, 2004.

c) Planejamento de lavra da Mina Pau Branco, Interpretação geológica, 1987, Paulo Abib Engenharia S/A, com mapa geológico e seções geológicas verticais de 50 em 50 metros, escala 1:1000.

d) Reavaliação Geológica da Mina Pau Branco, C.A. Rosière, 1993, com mapa geológico e seções geológicas verticais 1:1000.

e) Reavaliação das Reservas de Hematita – Avaliação das Reservas de Itabirito, Mina Pau Branco, Mannesmann Mineração Ltda, 1997, com mapa geológico e seções geológicas verticais 1:1000, Geobase Ltda.

Grossi (2005) desenvolveu um trabalho de modelamento geológico da reserva da Mina Pau Branco, com base nos dados existentes. Segundo o autor, a reserva de Pau Branco era dividida percentualmente entre os produtos conforme a Tabela 4.3 a seguir. Nesta estimativa, não eram consideradas perdas por rejeitos do processo, ou seja, todo o ROM alimentado era transformado em produto. Os produtos Rubble, NPO, hematitinha, *sinter feed* e *pellet feed* na jazida correspondem a 0,22%, 24,91%, 19,25%, 46,62% e 10,22% (respectivamente). Estes produtos eram caracterizados pela sua faixa granulométrica: *Rubble* (32 a 45 mm), NPO - *Natural Pellet Ore* (12 a 32 mm), hematitinha (6 a 12 mm), *sinter feed* (0,10 a 6,35 mm) e *pellet feed* (0,04 a 0,10 mm).

Tabela 4.3 – Detalhamento da reserva da Mina Pau Branco, Grossi (2005)

Caracterização Física do Minério	Minério Compacto		Minério Misto		Minério Fino		Minério de Transição + Contaminado		Total do produto na jazida
	% da reserva								
Fração de material	no tipo	do tipo na jazida	no tipo	do tipo na jazida	no tipo	do tipo na jazida	no tipo	do tipo na jazida	
PRODUTOS	Rubble	7.00	0.22						0.22
	NPO	81.40	2.60	44.00	20.40	6.00	1.91		24.91
	NPO-G							6.00	1.12
	Hematitinha	7.60	0.24	20.00	9.27	11.50	3.66	5.75	1.07
	Hematitinha-G							5.75	1.07
	Sinter Feed	2.00	0.06	25.00	11.59	61.50	19.58	52.70	9.80
	P. Feed esp.			4.30	1.99	10.00	3.18		
P. Feed comum			4.70	2.18	9.00	2.87			
Total de produtos	98.00	3.13	98.00	45.44	98.00	31.20	70.20	13.06	92.83

Nesta campanha de 2005, os recursos de hematita da Mina foram estimados em 21.7 milhões de toneladas medidas, 4 Mt indicadas e 10 Mt inferidas. O detalhamento da reserva medida é mostrado na Tabela 4.4, a seguir.

Tabela 4.4 – Classificação dos minérios hematíticos, Grossi (2005)

Tipo Minério	Toneladas	%
Minério duro	693,750	3.19
Minério intermediário	10,076,719	46.37
Minério brando	6,920,156	31.84
Minério contaminado	4,041,094	18.6
TOTAL	21,731,719	

Neste modelo, considerando os processos presentes à época, os corpos de itabiritos (ricos e pobres) foram registrados como estéreis, os seus volumes estimados são mostrados na Tabela 4.5.

Tabela 4.5 – Classificação dos estéreis da Mina Pau Branco, Grossi (2005)

Estéril:	Toneladas
Itabirito	79.875.767
Metabasito	210.937
Laterita	8.527.969
Canga	1.531.406
Filito	22.497.938
Indeterminado	3.559.969
TOTAL	116.203.986

À medida que a lavra se desenvolveu, restrita ao corpo de hematita, a relação estéril/minério (REM) cresceu a um nível insustentável, limitada pela capacidade da

frota de transporte e de disposição de estéril. Desta forma, em 2010, uma nova planta de tratamento foi instalada, incluindo circuitos de concentração para *sínter feed* (<6.3 mm): jigues, espirais e concentrador magnético. Considerando-se os processos instalados até esta data, que contemplavam apenas cominuição e classificação, aplicava-se um teor de corte de 60% de Fe. Desta forma, os blocos de lavra contendo granulados com teores abaixo deste teor eram estocados em pilhas de estéril (Gomes et al., 2015).

4.5.2 Processos de tratamento de minério

Devido à demanda de minério de alta qualidade para atender aos contratos comerciais, durante um longo período, a Mina Pau Branco operou com uma REM muito alta, comparada com outras minas do Quadrilátero Ferrífero (Gomes et al., 2015). Para os minérios itabiríticos a REM praticada era de 3:1, e para as hematitas, minérios acima de 64% de Fe, que representava 50% da alimentação das plantas existentes, a REM era de 7:1. Isto significa que para cada tonelada de itabirito lavrada, 3 toneladas de estéril eram retiradas, e para cada tonelada de hematita, eram removidas 7 toneladas de estéril. A viabilidade técnico/econômica da Mina chegou ao limite, com restrições na capacidade da frota de escavação e transporte, estabilidade das estruturas necessárias ao desenvolvimento da Mina (taludes, bancadas e rampas) e volume de minério liberado para atender à demanda das plantas de beneficiamento (Gomes et. al, 2016a).

Em 2008 foi instalada uma planta de concentração magnética para recuperar os rejeitos das barragens, com teores de Fe acima de 55% de Fe, gerando um produto final com qualidade de 66.5% de Fe e 1.5% de SiO₂. Esta operação permitiu a viabilidade de frentes mais pobres na alimentação das plantas existentes. Em 2010, foi instalada uma nova planta de beneficiamento de minério na Mina Pau Branco, para garantir a continuidade da operação e a qualidade dos produtos. O teor de corte praticado até a implantação desta nova planta era de 60%, e passou a 45% de Fe.

A nova Instalação de Tratamento de Minérios (ITM) contou com os processos de britagem primária e secundária, além de concentração magnética (< 150 microns), espirais concentradoras (> 150 microns, < 1 mm) e jigues (> 1mm, < 6.3 mm). As

Figuras 4.9 e 4.10 mostram diagramas esquemáticos dos concentradores magnéticos e jigues pneumáticos.

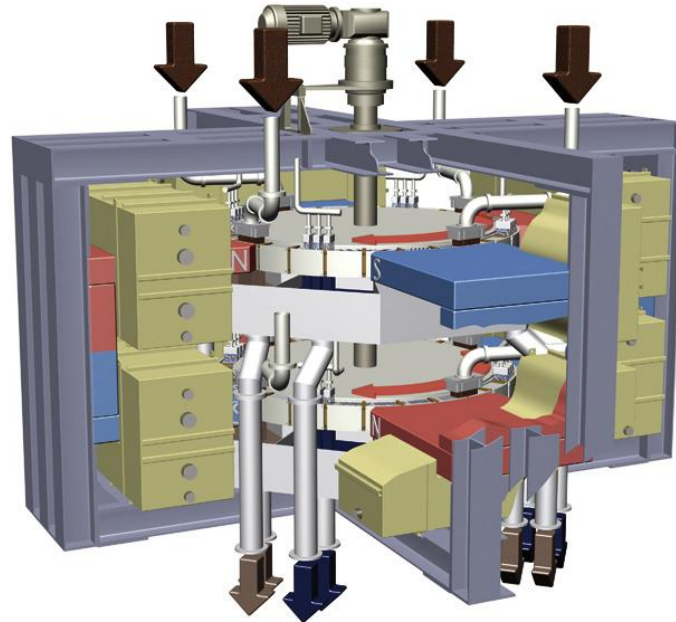


Figura 4.9 – Diagrama esquemático de um concentrador magnético (Gomes 2016)

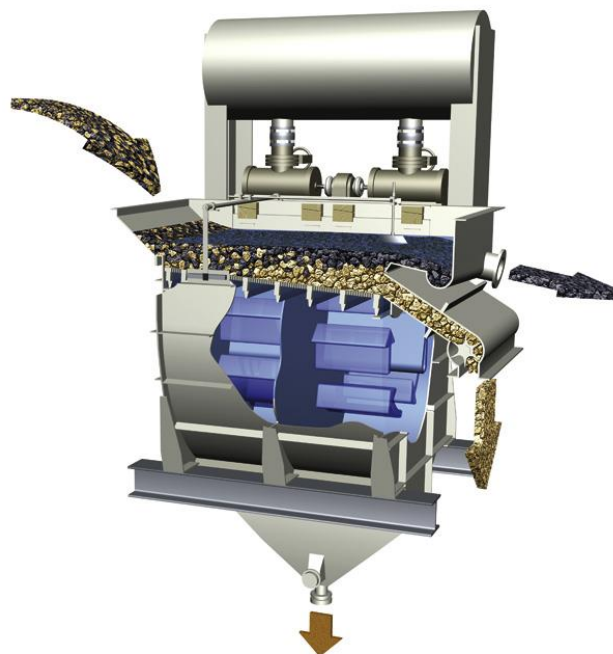


Figura 4.10 – Diagrama esquemático de um jig pneumático (Gomes 2016)

Antes da instalação da ITM, com os equipamentos e processos existentes, para atingir a qualidade dos produtos contratados, a lavra se concentrava apenas nos minérios mais ricos, restringindo a faixa da reserva tecnicamente viável. Das 100 Mt estimadas no modelo geológico da reserva da Mina Pau Branco, apenas 36 Mt atendiam aos requisitos de qualidade necessários ao cumprimento dos contratos. Com a implementação dos processos de concentração da ITM, a reserva tecnicamente viável aumentou de 36 para 85 Mt. Com isto, a vida útil esperada para o sistema, passou de 5 para 16 anos. A partir da mudança nos volumes estimados de minério e estéril, a REM foi reduzida para 1:1, impactando consideravelmente o custo operacional médio da Mina. O impacto da implementação da nova planta sobre o custo de operação e sobre a vida útil do sistema é mostrado na Figura 4.11 (Gomes et al., 2015).

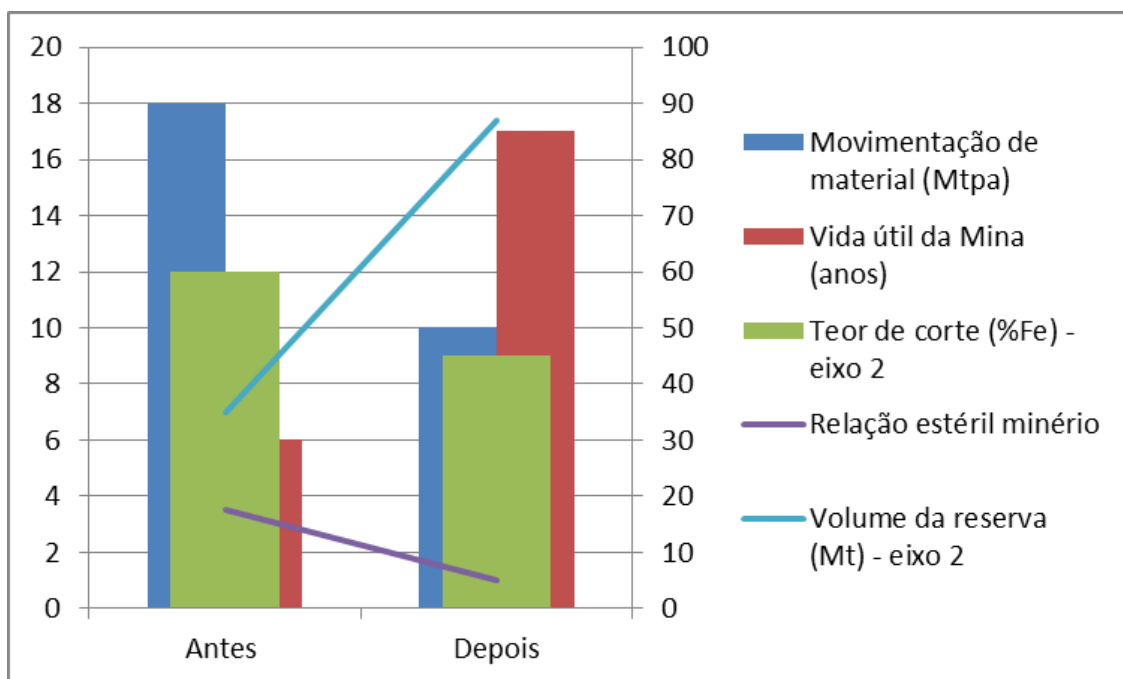


Figura 4.11 – Impactos da implementação da nova planta de processamento sobre a operação da Mina Pau Branco (Gomes 2016)

Com a entrada em operação da ITM, antigas pilhas de minério com teores abaixo de 60% de Fe, que eram estocados como estéril, pela restrição da capacidade de

concentração dos processos existentes até 2010, puderam ser recuperadas. Uma correia transportadora foi instalada ligando a pilha à ITM através de um túnel, contribuindo para baixar o custo total da operação. Além disso, equipamentos móveis (peneiras e britadores) foram adquiridos para aumentar a recuperação de frentes contaminadas. Com estes equipamentos, os blocos onde as frações finas e grossas têm qualidades diferentes podem ser processados e a fração adequada é enviada à ITM. Conseqüentemente, apenas as frações pobres são enviadas às pilhas de estéril, baixando a geração de rejeitos e contribuindo para o aumento da recuperação da reserva e para a sustentabilidade da operação, (Gomes et al., 2015, 2016a e 2016b). A Figura 4.12 mostra a correia transportadora que liga a pilha de minério à ITM sendo alimentada por uma peneira móvel.



Figura 4.12 – Peneiramento móvel utilizado na operação de mina possibilita a recuperação de blocos de lavra contaminados (Gomes 2016)

4.5.3 Modelo geológico dos itabiritos

Historicamente, as campanhas de sondagem na Mina Pau Branco foram desenvolvidas focadas nos corpos de hematita. Os processos de beneficiamento existentes até 2005 não contemplavam a concentração dos minérios e o teor de corte ficava acima de 64% Fe. Isto significa que todo o material com teores abaixo deste limite eram extraídos e depositados em pilhas de estéril (Gomes et al., 2015).

Conforme descrito anteriormente, o modelo geológico de Grossi (2005), utilizado para definir o aproveitamento da reserva da Mina Pau Branco, considerava apenas hematitas, acima de 64% Fe como minérios. Com o início da utilização de itabiritos, em 2008 a primeira campanha de sondagem foi realizada fora dos corpos de hematitas com o objetivo de gerar dados para desenvolver um modelo geológico que incluísse os itabiritos.

Em 2009, os modelos já consideravam hematitas e itabiritos e para um teor de corte de 45% de Fe, estimavam um total de 95 Mt de minério. Uma revisão ao final de 2009, feita a partir da reconciliação entre volumes e qualidade lavradas e o modelo geológico, indicou um aumento potencial dos volumes de itabiritos ricos (acima de 45% Fe). Estes valores precisariam ser confirmados por uma campanha de sondagem.

O modelo geológico de 2009 foi considerado como sendo de enriquecimento supergênico, onde os itabiritos ricos são formados pela lixiviação e concentração, limitados a uma profundidade máxima de 60m abaixo do nível original do terreno. Em função da estratégia do planejamento de mina, apenas os corpos de itabiritos ricos foram amostrados, analisados e descritos. Grande parte das reservas de itabiritos nesta data era considerada como sendo de itabiritos pobres (< 45% Fe) cujo volume foi apenas indicado no modelo.

A partir da utilização dos itabiritos, à medida que a Mina se desenvolvia, um volume mais alto de itabiritos ricos era encontrado em lugares onde o modelo geológico previa

outros materiais, principalmente itabiritos pobres. Desta forma, as equipes de planejamento e a geologia da Mina descreveram novamente os testemunhos das campanhas anteriores de sondagem. Estes dados foram incorporados à base que suportou a geração de um novo modelo geológico. Este novo modelo representou um aumento na reserva lavrável, uma vez que parte dos itabiritos pobres, sem informação sobre qualidade química e mineralógica, provou ser na verdade itabiritos ricos com um teor de ferro acima de 45%. Na Figura 4.13, a seguir, duas seções transversais são comparadas, considerando os dois modelos propostos. Pode-se notar um aumento considerável nos volumes de itabiritos ricos nesse novo modelo, de origem deposicional, comparado ao de 2009.

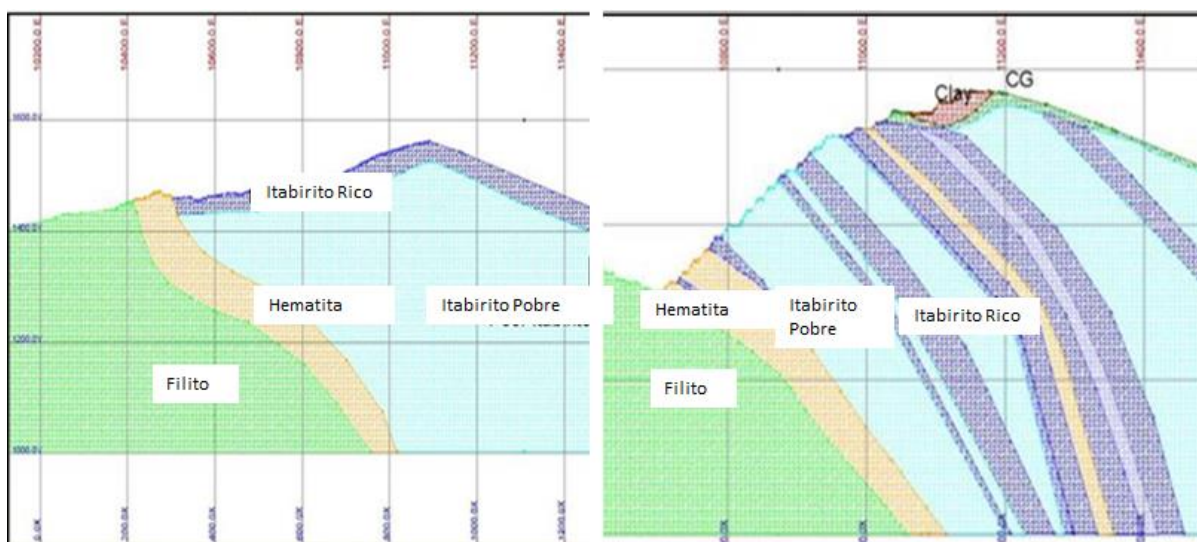


Figura 4.13 – Seções transversais típicas da reserva da Mina Pau Branco segundo os modelos adotados antes e depois de 2009 (Gomes 2016)

Para melhor detalhar o modelo geológico da reserva da Mina Pau Branco, a partir de 2009, uma campanha de sondagem foi realizada, objetivando entender a qualidade e distribuição dos minérios e suportar o planejamento de longo prazo do sistema. A Tabela 4.6 a seguir mostra o histórico do desenvolvimento dos volumes de minério, com base nos diferentes modelos geológicos adotados.

Tabela 4.6 – Evolução da estimativa da reserva da Mina Pau Branco (valores em milhões de toneladas) (Gomes 2016)

	Hematita	Itabirito Rico	Itabirito Pobre	Descrição
2005	23	80		Corpos de itabiritos não eram amostrados e analisados
2007	23	51	30	Itabirito rico passa a ser considerado minério
2008	25	70	150	Grossi (2005)
2009	25	70	150	Aumento da reserva com base na estimativa da reconciliação entre planejamento e operação de mina
2010	25	100	120	Campanha sondagem 2009

Para os processos instalados na ITM, o teor de corte é de 45% Fe. Considerando o modelo geológico de 2009, este volume representa 17 anos de vida útil, ou 95 Mt. Com a comprovação das estimativas, o volume da reserva em 2010 passou para 125 Mt, com uma vida útil esperada de 23 anos (+30%). Também a REM, que tem impacto direto no custo de produção da Mina foi impactada pela comprovação do modelo proposto, uma vez que a relação entre volumes de minério e estéril mudaram, e com isso, o custo unitário de produção médio planejado diminuiu.

4.5.4 Capacidade de deposição de estéril

A partir de 2008, uma mudança na legislação ambiental brasileira determinou que cavidades naturais, encontradas em áreas do empreendimento deveriam ser protegidas. As empresas de mineração deveriam pesquisar por ocorrências dessas cavidades em suas áreas. Uma vez encontradas, uma avaliação do grau de relevância, conforme definido por critérios estabelecidos em lei, deveria ser estabelecida. As cavidades de máxima relevância deveriam ser preservadas, as de baixa, média e alta poderiam ser

suprimidas, com base em compensação definida durante o processo de avaliação e supressão junto aos órgãos ambientais. Durante este processo, uma área de proteção em torno das cavidades deveria ser mantida, restringindo as operações da mina.

Na área da Mina Pau Branco, após uma varredura para identificar possíveis ocorrências, a partir de 2008, foram encontradas 41 cavidades, muitas delas na área licenciada para codisposição de rejeitos e estéreis, conforme pode ser visto na Figura 4.14.



Figura 4.14 – Pontos onde foram encontradas cavidades após uma varredura realizada em 2008 (Gomes 2016)

Em função dessa legislação, a capacidade de disposição de estéreis e rejeitos de Pau Branco foi impactada dramaticamente. O projeto licenciado do sistema de codisposição, que contava com uma capacidade para 160 Mt, o bastante para a vida útil da Mina, ficou reduzido à metade. Novas alternativas precisaram ser desenvolvidas buscando a recuperação máxima da reserva, minimizando as perdas por diluição (envio de minério para pilha de estéril), a recuperação de materiais previamente dispostos em pilha de estéril, e a adequação do projeto de disposição de rejeitos.

5. EXPERIMENTOS

5.1 Materiais e métodos

5.1.1 Caracterização tecnológica dos granulados da Mina Pau Branco

A metodologia adotada no presente estudo envolveu a seleção de amostras representativas de itabiritos silicosos e dolomíticos da Mina Pau Branco; a distribuição dos granulados nesta reserva é mostrada na Figura 5.1.

A Mina Pau Branco iniciou a operação em 1982, com uma planta de hematita com capacidade de 3.2 Mt, e à medida que a lavra se desenvolveu, restrita ao corpo de hematita, a relação estéril/minério (REM) cresceu a um nível insustentável, limitada pela capacidade da frota de transporte e de disposição de estéril. Desta forma, em 2010, uma nova planta de tratamento foi instalada, incluindo circuitos de concentração para *sinter feed* (<6.3 mm): jiques, espirais e *pellet feed* (< 0.150 mm): concentrador magnético. Até 2013, considerando os processos instalados, a operação da Mina Pau Branco aplicava um teor de corte de 60% Fe para os granulados (>16 mm) e 45% para os finos (<6.3 mm). Desta forma, os blocos de lavra contendo granulados com teores abaixo de 60% Fe eram estocados em pilhas de estéril. O presente estudo determinou a caracterização mineralógica, química e física destes granulados, além de determinar seu comportamento durante o processo em jiques, *scrubbers* e *log washers*.

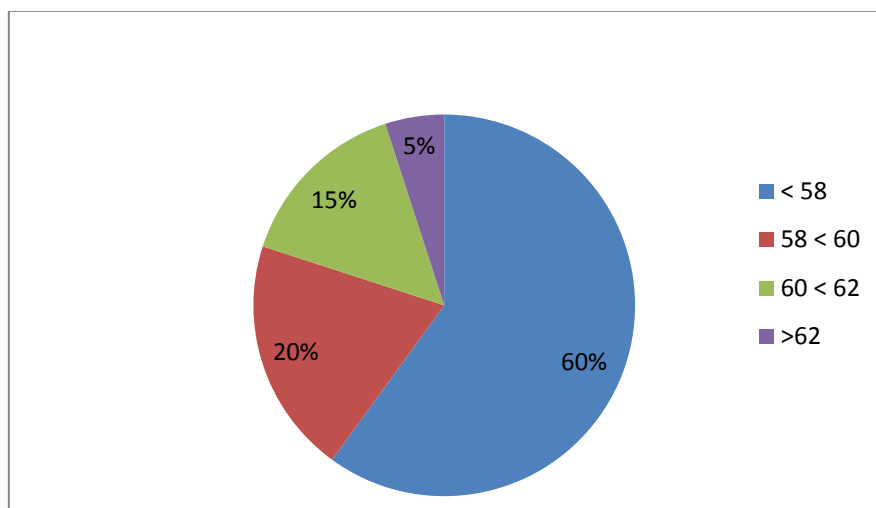


Figura 5.1 – Distribuição das reservas de granulados de itabiritos silicosos e dolomíticos da Mina Pau Branco. A reserva de granulados entre 58 e 60% de Fe representa 20% do volume total.

Para realizar os testes de caracterização e beneficiamento, um total de 2000 t de amostras foi coletado, representando cada tipo de minério. Estas amostras foram homogeneizadas, quarteadas e separadas em três partes: 1500 t para serem usadas nos testes industriais, 1 t para testes de laboratório e o restante foi reservado.

As amostras de 1 t foram cominuídas em um britador de mandíbula, com um *gap* de 100 mm e peneiradas em seguida em peneira com telas de 32 e 16 mm. As partículas com tamanho maior que 32 mm voltaram ao britador em um circuito fechado. Após a preparação inicial das amostras, estas foram submetidas a um processamento em planta piloto: *jig* pneumático e *log washer*. Os resultados foram comparados com os testes em escala industrial de peneiramento a úmido e *drum scrubber*.

Os testes de laboratório foram realizados na PCM (Processamento e Caracterização Mineral Ltda, Mariana, MG) e os testes com *log washer* na CDE Global (Cookstown, Irlanda). Um fluxograma dos processos envolvidos nos testes, desenvolvidos para definir a metodologia proposta neste trabalho, é mostrado na Figura 5.2.

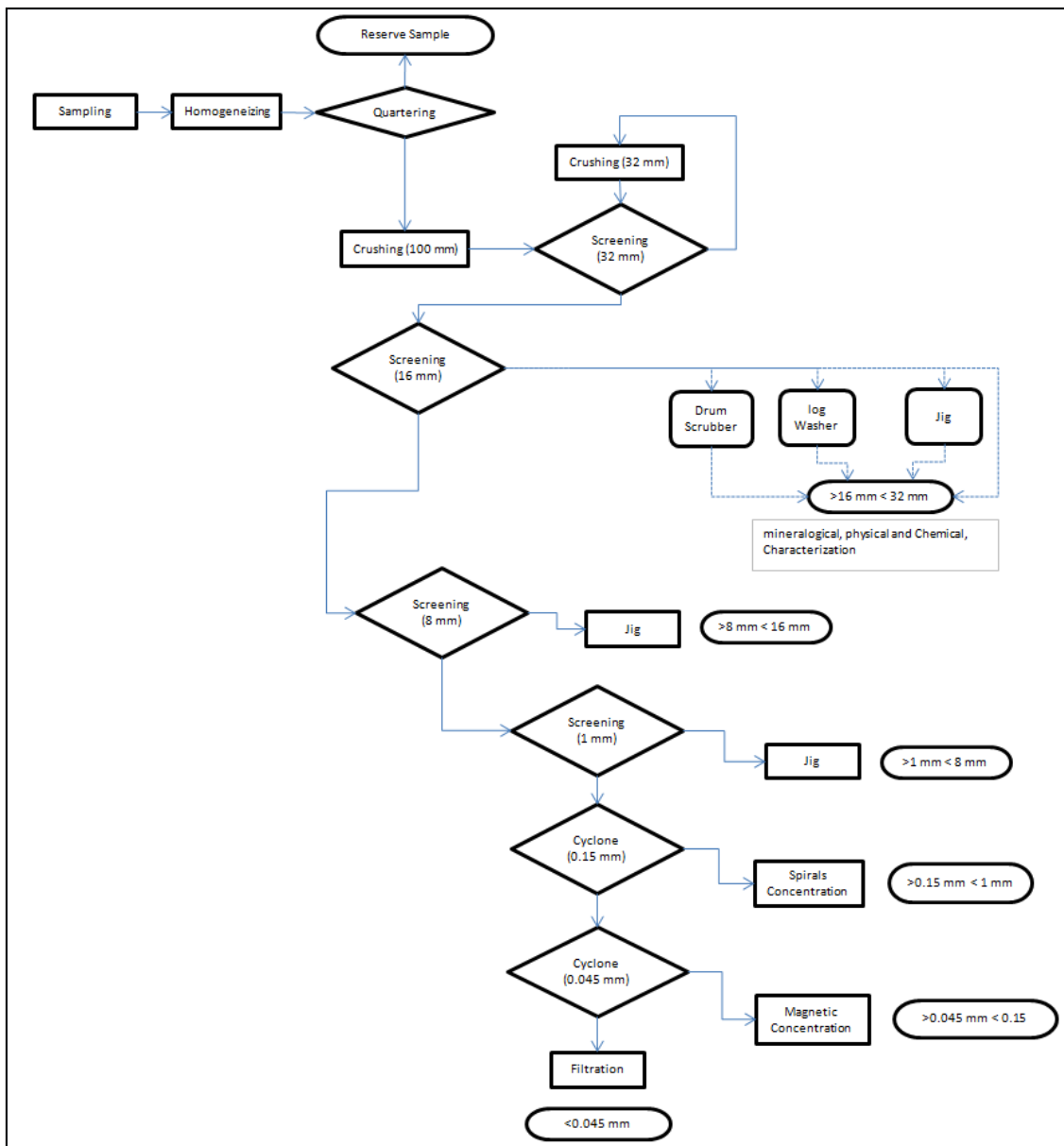


Figura 5.2 – Fluxograma do processo envolvido nos testes industriais, planta piloto e laboratório. Os produtos dos processos de peneiramento a úmido, *drum scrubber*, *log washer* e *jig* foram submetidos à caracterização física e mineralógica.

O tratamento mineral em jígues é baseado na estratificação das partículas em um meio aquoso, onde correntes ascendentes e descendentes fluidizam e comprimem os grãos em camadas homogêneas. Ao final, as partículas mais leves se concentram nas camadas superiores, enquanto as mais pesadas tendem a se assentar nas camadas inferiores. Para minérios com um bom grau de liberação (isto é, mais de 75% das partículas minerais são livres de contaminantes) este método de concentração apresenta alta eficiência. Por

outro lado, no *log washer* e *drum scrubber*, o beneficiamento ocorre por atrição das partículas, onde atrição é definida como um efeito de desintegração promovido por forças insuficientes à cominuição, mas capazes de quebrar conglomerados não consolidados, tais quais argilas ou ligações fracas entre partículas (Taggart, 1954, Gomes et al., 2015). Os processos de atrição podem ser importantes quando a presença de argilas é muito grande, impedindo a estratificação ou quando o material a ser separado apresenta um índice de plasticidade muito alto. A utilização destes dois métodos provê a chance de avaliar os dois mecanismos, estratificação e atrição, definindo os benefícios de cada um, comparado com o peneiramento a úmido e *drum scrubber*, atualmente em uso na planta industrial da Mina Pau Branco.

As variáveis operacionais testadas no *log washer* foram ajustadas para determinar os parâmetros propiciando a melhor performance, como a seguir: 12% inclinação, 100 rpm para um tempo de residência de 180 s, com uma pressão de água de lavagem de 0.3 mega pascal. Estes parâmetros são coerentes com os da planta industrial e foram mantidos constantes durante todos os testes. Para cada tipo de minério avaliado, 15 bateladas foram processadas, os resultados representam a média dos valores obtidos para cada tipo.

Para os jigsawes pneumáticos, o corte entre concentrado e rejeito foi ajustado para uma recuperação de massa de 85% do material alimentado. Esta meta foi estabelecida como uma premissa econômica do projeto. A amplitude foi ajustada para 30 mm, com uma frequência de 1 ciclo por segundo. A espessura da camada de rejeito foi definida em 100 mm, este valor foi indicado por ajustes preliminares para atingir a taxa de recuperação de massa requerida, espessuras maiores poderiam diminuir a recuperação de massa, provavelmente beneficiando a qualidade do concentrado.

Os testes industriais de peneiramento a úmido e *drum scrubber* foram realizados na planta de beneficiamento da Mina Pau Branco. Para os testes no *drum scrubber*, a taxa de alimentação foi mantida em 100 tph, 70 rpm, e um tempo de residência em 3 minutos. No peneiramento a úmido, o material foi alimentado em uma peneira de deck duplo com telas de poliuretano de 32 e 16 mm, a uma taxa de 150 tph, para replicar os valores das variáveis de operação típicas da planta.

A caracterização mineralógica foi realizada por contagem de pontos, usando microscopia de luz refletida. A preparação das amostras incluíram pulverização, fabricação das pastilhas, lixamento e aplicação de verniz. A microscopia de luz refletida (Leica, modelo MPS 30) foi utilizada com uma ampliação de 200 vezes para a contagem das partículas. As frações foram separadas em 325 #, e, pelo menos, 500 partículas de cada fase foram identificadas e contadas. As percentagens volumétricas foram convertidas em percentagens em peso usando as densidades teóricas de cada mineral. O método utilizado para a análise da composição química foi de fluorescência de raios-X [FRX] pela técnica do grânulo fundido. Para esta análise, uma porção de 0.5 a 1.0 g de minério de ferro finamente moído e foi misturado com metaborato de lítio na proporção de 1:10 (amostra: borato) e a mistura foi fundida e moldada em uma lâmina de vidro circular. A amostra de teste resultante foi subsequentemente submetida à análise multi-elementar por espectrometria de FRX. A análise multi-elementar fornece as concentrações globais das principais constituintes dos minérios.

5.1.2 Planejamento de produção com base no modelamento geometalúrgico da Mina Pau Branco

Os granulados de minério de ferro produzidos na Mina Pau Branco suprem dois altos-fornos para produção de tubos de aço sem costura na Vallourec Brasil: Barreiro e Jeceaba. A qualidade da matéria-prima influencia o consumo de carvão nestes altos-fornos, que representa uma parte importante do custo de produção de aço. Faleiro et al. (2013) desenvolveram um modelo estatístico para prever o consumo de carvão nos altos-fornos com base em modelos de superfície de resposta e regressão linear. Este modelo estima o consumo de carvão vegetal e o custo da produção do gusa como função da qualidade da matéria-prima, incluindo Fe e contaminantes contidos nos granulados de minério de ferro.

Um modelo geometalúrgico para os granulados de minério de ferro da Mina Pau Branco foi desenvolvido com o objetivo de maximizar o valor econômico do sistema mina/siderurgia. Este modelo permite o ajuste do processamento mineral, um melhor

controle da operação da mina e da planta de beneficiamento, diminui a variabilidade da qualidade de alimentação e suporta o desenvolvimento de um estudo econômico para definir o impacto do plano de produção da mina sobre o VPL do sistema mina/siderurgia.

5.1.2.1 Modelo geológico da Mina Pau Branco

O primeiro passo foi definir as tipologias da Mina Pau Branco, agrupando as unidades geometalúrgicas baseado nas similaridades geológicas: itabiritos goethíticos, silicosos e dolomíticos (Gomes et al., 2015). Uma descrição das tipologias e suas participações na reserva de Pau Branco é apresentada na Tabela 5.1.

Tabela 5.1 – Tipologias do modelo geológico Pau Branco: itabiritos pobres representam 40% das reservas (Gomes et al., 2015)

	Tipologia	Descrição	Participação na reserva (% peso)
T1	Itabirito goethítico	Alto teor de Fe, presença de hematita martítica e goethita	5
T2	Itabirito silicoso rico	Médio teor de Fe, baixa hidratação, alta sílica, presença de martita, hematita e magnetita	25
T3	Itabirito dolomítico rico	Médio teor de Fe, alta hidratação. Presença de martita, goethita e argilas	30
T4	Itabirito silicoso pobre	Baixo teor de Fe, baixa hidratação, abundância de quartzo, presença de hematita martítica	20
T5	Itabirito dolomítico pobre	baixo teor de Fe, alta hidratação, abundância de argila	20

Para cada tipologia, 06 amostras de 33 kg foram coletadas de diferentes locais, dentro dos limites da mina, escolhidos baseados em dados geológicos, buscando a representatividade em termos de resposta metalúrgica. Cada amostra foi homogeneizada, quarteada e submetida à caracterização química e mineralógica (3kg), e testes metalúrgicos (30kg). A Figura 5.3 mostra algumas das frentes nas quais as amostras foram coletadas: itabiritos goethíticos (T1), itabiritos ricos silicosos (T2),

itabiritos dolomíticos silicosos (T3), itabiritos pobres silicosos (T4), e itabiritos dolomíticos pobres (T5).

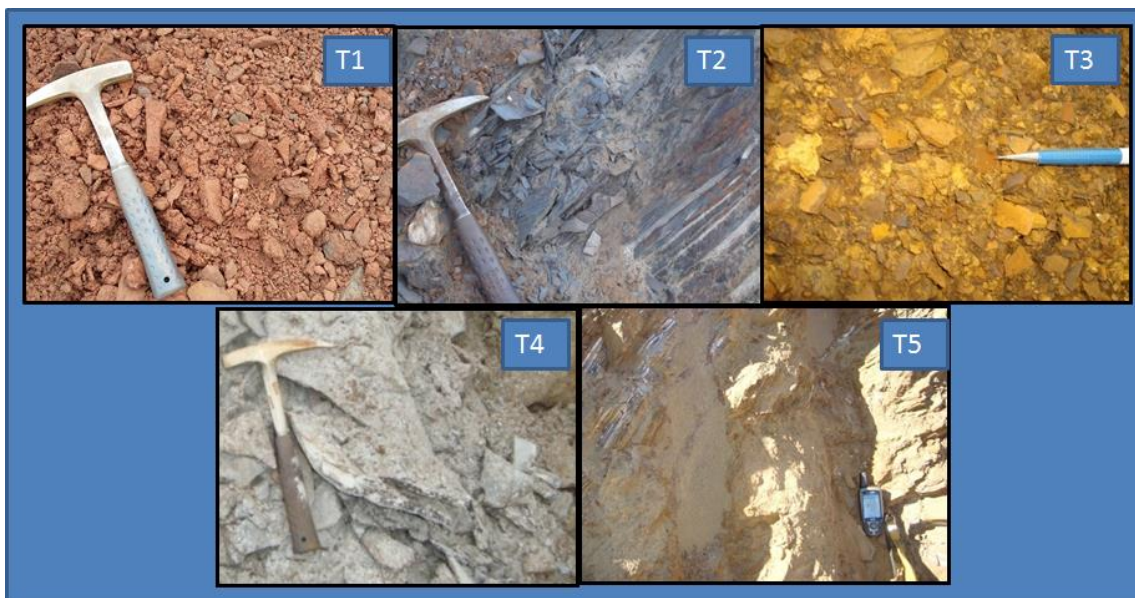


Figura 5.3 – Tipologias da Mina Pau Branco. Para cada tipologia, 6 amostras foram coletadas para realizar os testes de laboratório.

As análises químicas das amostras foram realizadas no laboratório químico da Vallourec. O método utilizado para a análise de composição química foi de fluorescência de raio X (FRX). Análise multi-elementar dos granulados de minério de ferro proveram concentrações totais dos principais constituintes (Gomes et al., 2015). Identificação dos minerais foi feita por contagem de pontos usando microscopia de luz refletida. A Figura 5.4 mostra microfotografias das tipologias e os minerais presentes nestas amostras são compilados na Tabela 5.2. A análise química das diferentes tipologias está descrita na Tabela 5.3.

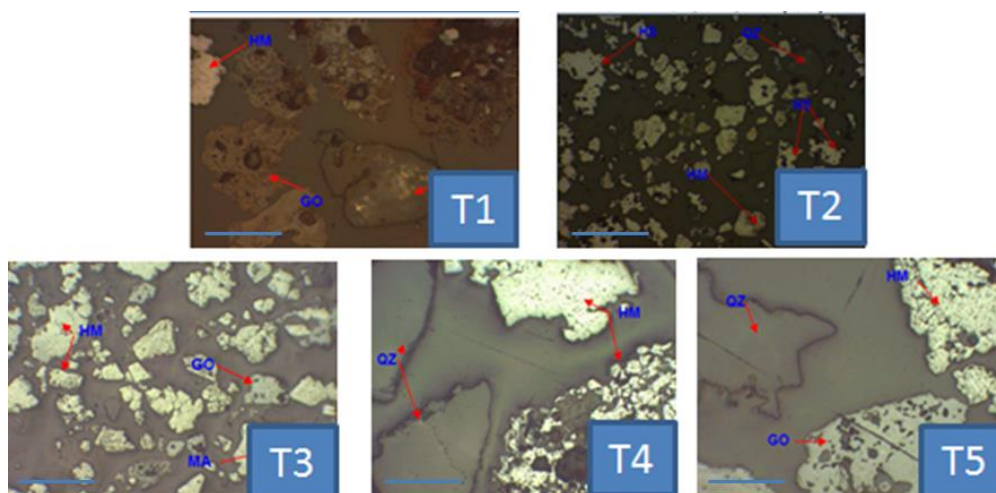


Figura 5.4 – Microfotografia mostrando minerais presentes nas diferentes tipologias: hematita, magnetita, goethita, quartzo. Barra de escala 0.2 mm

Tabela 5.2 – Análise mineralógica semi-quantitativa definida por microscopia ótica, valores em porcentagem volumétrica

	T1	T2	T3	T4	T5
Hematita	28.71	71.6	56.77	57.32	46.89
Magnetita	1.35	6.24	13.3	5.3	14.26
Goethita	60.02	11.89	23.97	22.3	35.85
Quartzo	3.95	9.14	5.66	1.44	2.43
Gypsita	4.44	0.68	0	2.81	0.56

Tabela 5.3 – Análise química das cinco tipologias, definidas com base em características geológicas comuns

	Análise Química (%)					
	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	LOI
T1	61.02	0.13	1.81	8.32	0.08	4.72
T2	63.05	0.05	3.65	1.51	0.07	3.68
T3	58.94	0.08	3.37	4.61	0.06	5.49
T4	54.32	0.21	1.71	1.13	0.06	3.34
T5	48.65	0.05	1.82	5.52	0.07	8.72

5.1.2.2 Modelo de processo

Seis amostras de cada tipologia foram tratadas em um circuito de laboratório que replica a planta industrial: um britador primário de mandíbulas, peneiramento primário com decks de 32 mm e 16 mm, em circuito fechado com um britador secundário com abertura de 32 mm. O *undersize* do primeiro *deck* da peneira alimenta um *log washer* com partículas entre 16 e 32 mm. No *log washer*, a atrição entre as partículas promove a eliminação da alumina, sílica e outros contaminantes, além dos finos agregados. A Figura 5.5 mostra fotografias das tipologias antes e depois do tratamento mineral em laboratório.



Figura 5.5 – Amostras das tipologias antes e depois dos testes metalúrgicos. T1, T3 e T5 apresentaram um aumento significativo nos teores de Fe, pela eliminação de PPC, SiO₂ e Al₂O₃. Barra de escala=300 mm

No período de janeiro a junho de 2015, testes industriais foram realizados para calibrar o modelo, um mínimo de 50 bateladas foram produzidas para cada tipologia. Durante uma batelada, a alimentação da planta era restrita a apenas uma tipologia específica, e os resultados das análises tanto dos produtos quanto da alimentação eram registrados. Os fatores de concentração (FCs), obtidos a partir do modelo geometalúrgico,

considerando a tipologia alimentada, eram comparados com os FCs reais, obtidos dos testes industriais. Desta forma, o modelo geometalúrgico foi calibrado e deu suporte ao planejamento de produção, considerando perdas e ganhos, na mina e nos altos-fornos.

5.1.3 Empilhamento drenado de rejeitos

Esta seção do trabalho descreve os testes realizados para definir a melhor solução para obtenção de um rejeito final seco a ser empilhado na estrutura de codisposição na Mina Pau Branco. As soluções avaliadas incluem filtros, ciclones desaguadores e peneiras para finos (> 45 microns) e lamas (< 45 microns). Os resultados dos testes demonstraram a viabilidade do processo e justificaram a instalação de uma planta de desaguamento de rejeitos para o empilhamento a seco, eliminando a necessidade da barragem e seus riscos associados.

A planta de beneficiamento da Vallourec produz finos e granulados de minério de ferro (Gomes et al., 2015). Os rejeitos são separados em duas frações, finos (> 45 microns) e ultra-finos (< 45 microns). Ultra-finos são gerados a partir da deslamagem da alimentação da concentração magnética e os finos são os rejeitos da concentração magnética. Ambos os materiais são dispostos em uma barragem de rejeitos dentro da área operacional da mina. Testes de espessamento, filtragem e peneiramento foram realizados para demonstrar a viabilidade do empilhamento a seco, eliminando a necessidade da barragem de rejeitos.

5.1.3.1 Testes de espessamento

Os testes de espessamento foram realizados usando um espessador de laboratório. Estes testes objetivaram definir a necessidade de condicionamento químico, o máximo fluxo de *overflow* e a máxima taxa de sólidos no *underflow*.

Para avaliar a performance de filtragem para as lamas (ultra-finos), um aparato tipo *leaf test* foi usado, como descrito por Dahlstron e Silverblatt (1977). A espessura versus umidade da torta, e a taxa de filtragem por unidade de área foram definidos. O

desaguamento do rejeito de concentração magnética foi avaliado em uma peneira desaguadora para definir a umidade por tempo de residência por unidade de área de peneiramento.

Amostras de lama, coletada dos processos da planta industrial, indicaram uma porcentagem inicial de 9.8% de sólidos, pH de 7.5 (neutro), taxa de fluxo de sólidos secos de 130 tph e densidade de sólidos de 3.9 g/cm³. Amostras de rejeitos de concentração magnética indicaram 65% de sólidos, pH de 7.5 e 250 tph de sólidos secos com uma densidade aproximada de 3.0 g/cm³. Um medidor de pH modelo PHI 12 PH/ISE Beckman foi utilizado.

Inicialmente, para definir o floculante mais efetivo, amostras com 5% sólidos e 7.5 de pH foram coletadas da planta de beneficiamento de Pau Branco, representando os rejeitos a serem avaliados. Foram testados os floculantes aniônicos ASH 2620 (Praestol), ASH 2640 (Praestol), A130 (Kemira), A110 (Kemira), RAP115 (Kemira), e RAP125 (Kemira). Uma dosagem de 40 g/t foi administrada em todos os testes. A Figura 5.6 ilustra estes resultados.

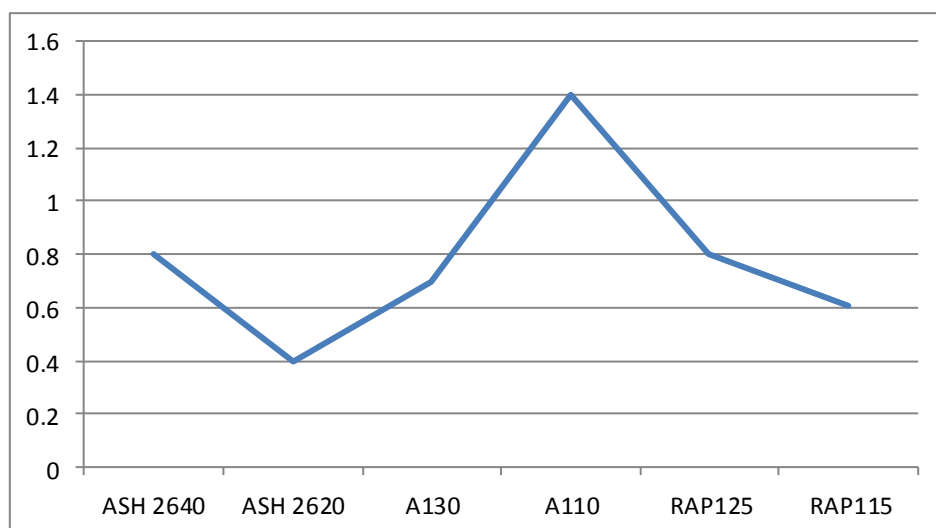


Figura 5.6 - Taxa de sólidos versus tipo de floculante

Pode ser observado na Figura 5.6 que o floculante A110 mostrou a melhor performance para o fluxo de sólidos avaliado, mas neste teste, a turbidez da água recuperada não foi satisfatória. Desta forma, o floculante RAP 125 foi escolhido, pela sua taxa de sólidos adequada e sua excelente turbidez de menos de 3 mg/l.

Subsequentemente, diferentes dosagens de floculantes, de 30 a 70 g/t foram testadas. A Figura 5.7 mostra os resultados.

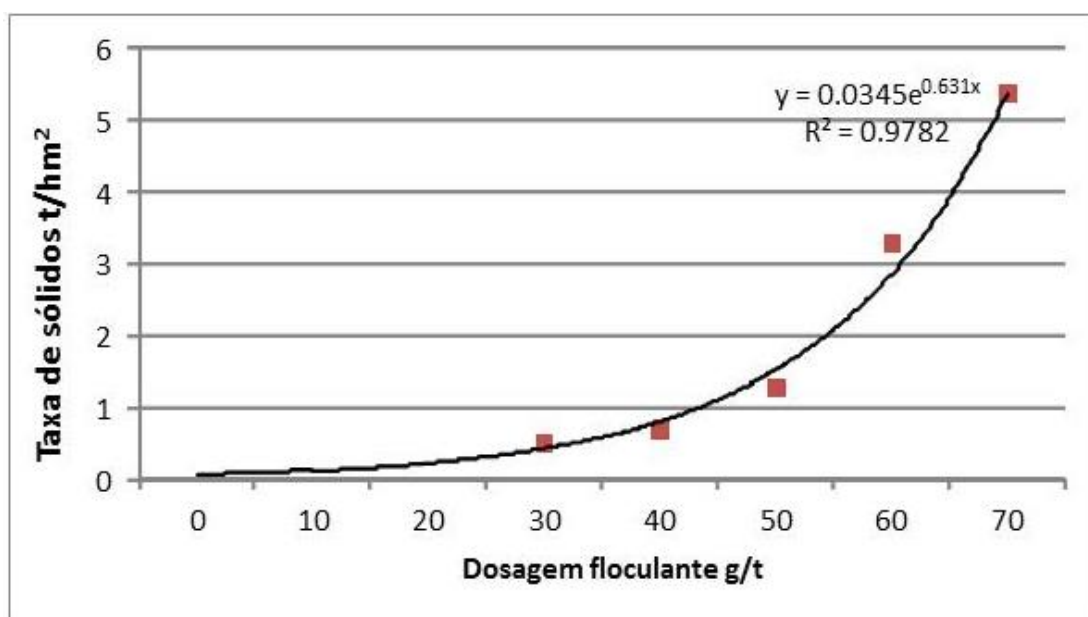


Figura 5.7 – Taxa de sólidos versus dosagem de floculante

A dosagem ótima determinada foi de 50 g/t. Dosagens mais altas causavam a geração de flocos grandes que poderiam interferir na eficiência de bombeamento da polpa.

Desta forma, considerando a dosagem definida, as amostras obtidas da diluição das amostras iniciais, de 2 a 10%, foram submetidas a testes de espessamento, para definir o fluxo de sólidos ideal. A Figura 5.8 mostra que a melhor porcentagem de sólidos é de 3%, oferecendo a maior taxa de sólidos no *underflow*.

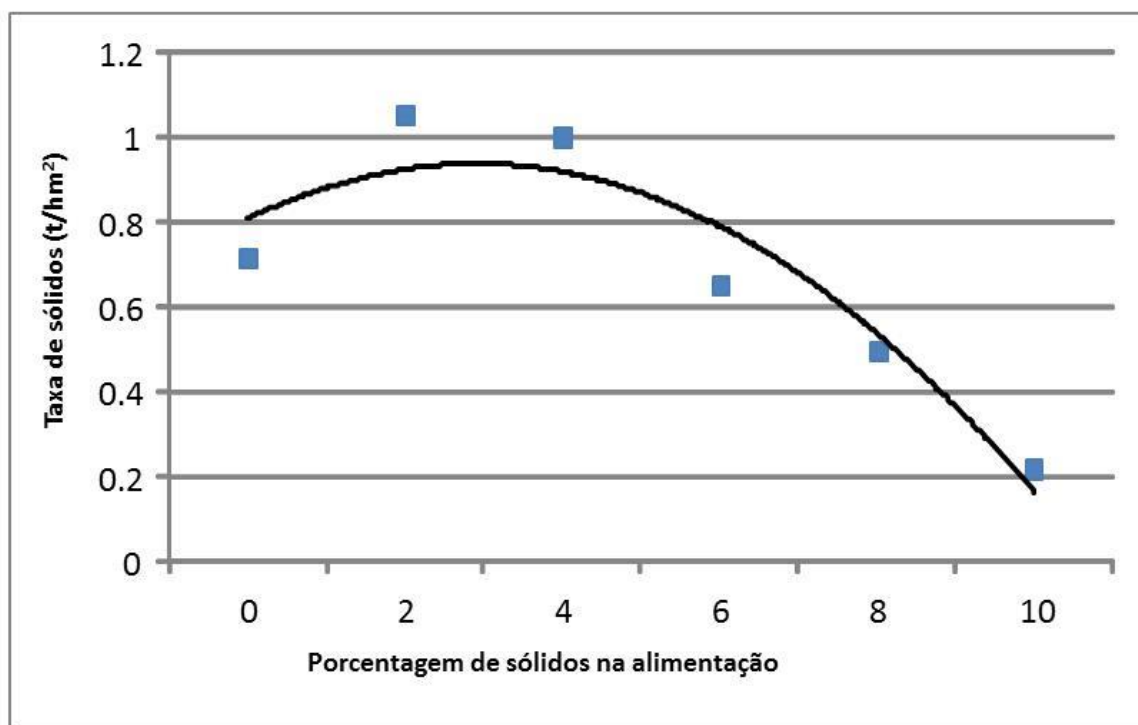


Figura 5.8 – Taxa de sólidos versus porcentagem de sólidos na alimentação

Uma vez definido o melhor floculante e a dosagem ideal, testes de sedimentação por batelada (TSB) foram conduzidos, para determinar a taxa de *overflow* e a curva de sedimentação, que é representada na Figura 5.9. TSBs foram realizados com a utilização de um beaker de 2000 ml, graduado, onde a amostra original, com 9.8% de sólidos foi alimentada e diluída a 3% de sólidos. A partir daí, o floculante RAP 125 (Kemira) foi adicionado a uma dosagem de 50 g/t. A polpa foi então misturada, virando-se o beaker três vezes de cabeça para baixo, e medindo a altura da interface, visualmente, a cada 20 s, até 10 minutos após a medição inicial, quando a polpa atingiu o seu ponto de compressão (Kynch, 1952). A partir daí, uma nova medição foi tomada aos 60 minutos.

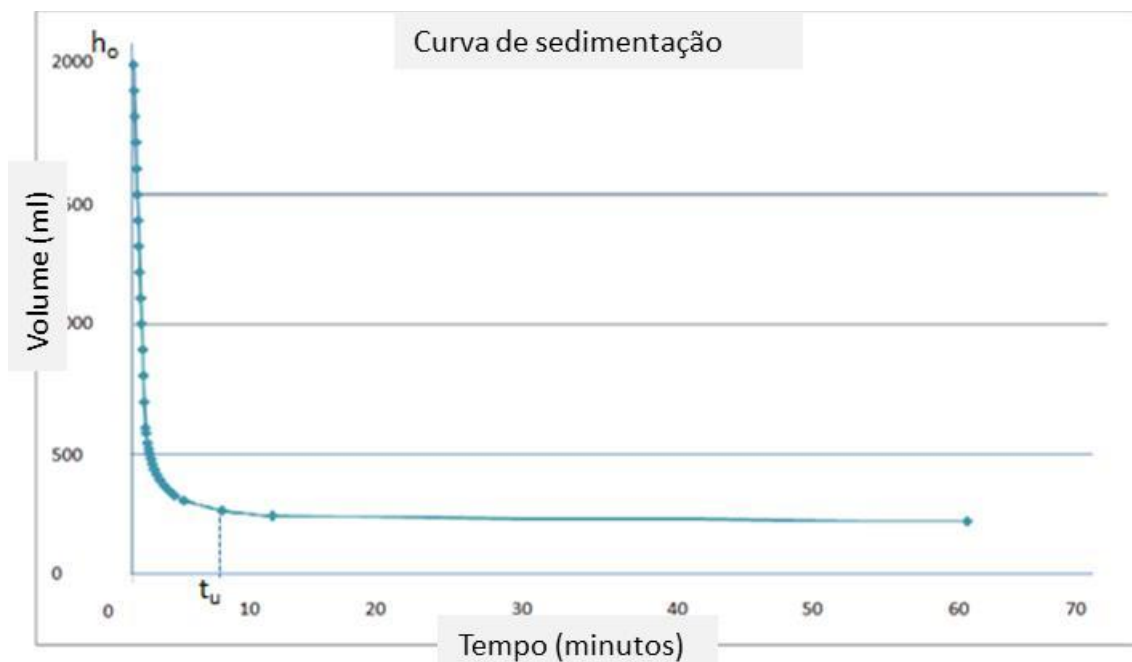


Figura 5.9 – Curva de sedimentação obtida dos TBs

Utilizando os métodos desenvolvidos por Kynch (1952) e Coe (1916), onde os parâmetros da Área Unitária são dados por $\text{Área Unitária (m}^2\text{tpd}^{-1}) = 0.0694 \times t_u / C_o \times h_o$; sendo, t_u : tempo para atingir o ponto de compressão (minutos); C_o : concentração inicial da polpa (g/cm^3); h_o : altura da polpa em relação à base do beaker (cm).

Resultados dos testes de campo mostraram que para uma taxa de sólidos de 130 tph, uma área unitária de $0.1 \text{ m}^2\text{/tpd}$, um tanque com uma área de 312 m^2 , equivalente a um espessador de 20 m de diâmetro, será necessária.

5.1.3.2 Testes de filtração de lamas

Usando as amostras espessadas, do teste anterior, testes de filtração de laboratório, tipo *leaf test*, conforme proposto por Dahlstron e Siverblatt foram realizados. O equipamento consiste de duas placas, com uma área de $300 \times 300 \text{ mm}$, dupla face, com uma espessura de câmara de 35 mm, alimentado com polpa com concentração de

sólidos de 34% (*underflow* do espessador proposto). Os testes objetivaram otimizar a espessura da torta versus a taxa de filtragem. Uma quantidade medida de polpa é tomada de um recipiente através de uma bomba de diafragma, alimentando o filtro prensa. A filtragem começa e a quantidade de filtrado versus tempo é registrada. A Figura 5.10 mostra o esquema utilizado no teste de laboratório, e imagens da torta obtida em testes são mostradas na Figura 5.11. Os resultados dos testes são sumarizados na Tabela 5.4.

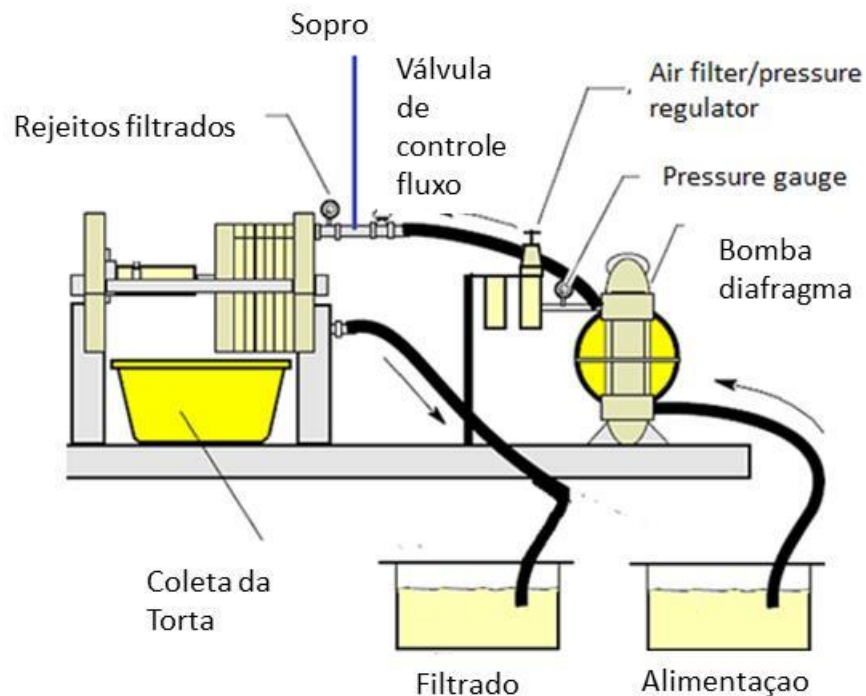


Figura 5.10 – Diagrama esquemático de um filtro prensa, conforme proposto por Dahlstron (1977)



Figura 5.11 – Imagens da torta obtida dos testes de filtração em laboratório. A umidade mais baixa foi obtida para uma espessura de 35 mm

Tabela 5.4 – Dimensionamento do filtro prensa a partir dos resultados obtidos em laboratório

% Sólidos	34%
Espessura da torta	35 mm
Umidade da torta	15%
Tempos ciclo (minutos)	20
Bombeamento	9.83
Sopro	2
Abertura e fechamento placas	3.05
Descarga	5.42
Tecido	Andritz 211
Pressão Alimentação	7 kgf/cm ²
Área necessária de filtração	1306 m ²
Frequência lavagem	1/24h

5.1.3.3 Desaguamento dos rejeitos da separação magnética por peneiramento

Os testes em peneira desaguadora foram realizados em uma planta piloto, alimentando 25 tph de polpa com 30% sólidos em uma peneira desaguadora, com abertura de 0.15 mm e 3 m² de área útil. O *underflow* da peneira alimenta uma bateria de ciclones desaguadores, com diâmetro de 254 mm. O *underflow* do ciclone retorna a peneira e o *oversize* da peneira é empilhado. A umidade final obtida foi de 15%, que é apropriado para o empilhamento a seco. As Figuras 5.12 e 5.13 mostram o diagrama esquemático e a planta utilizada nos testes, respectivamente.

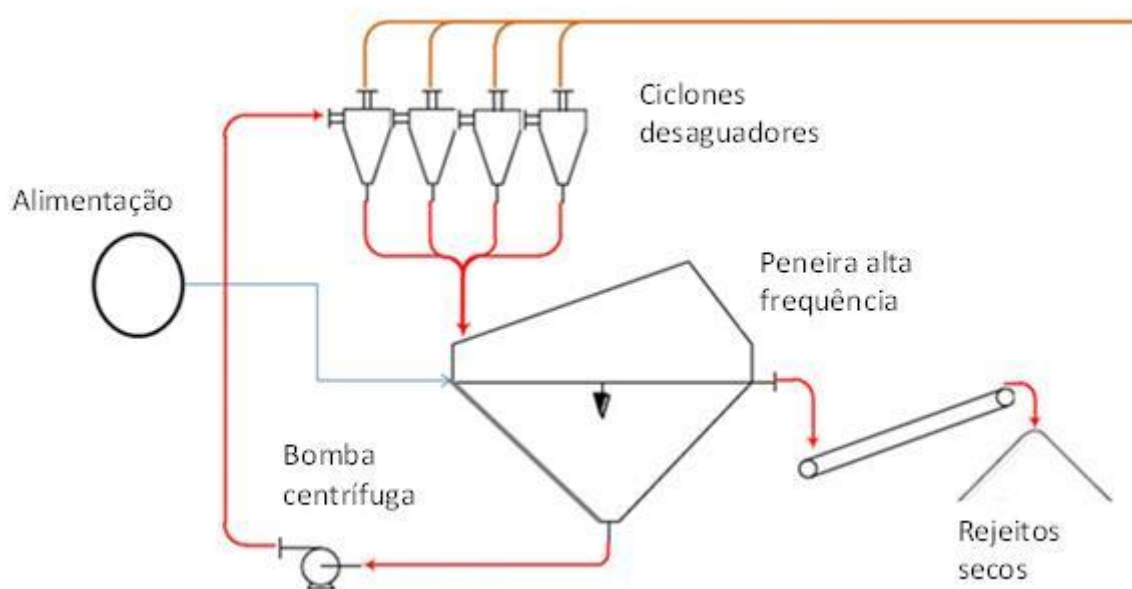


Figura 5.12 – Diagrama esquemático de uma planta de desaguamento em peneira desaguadora

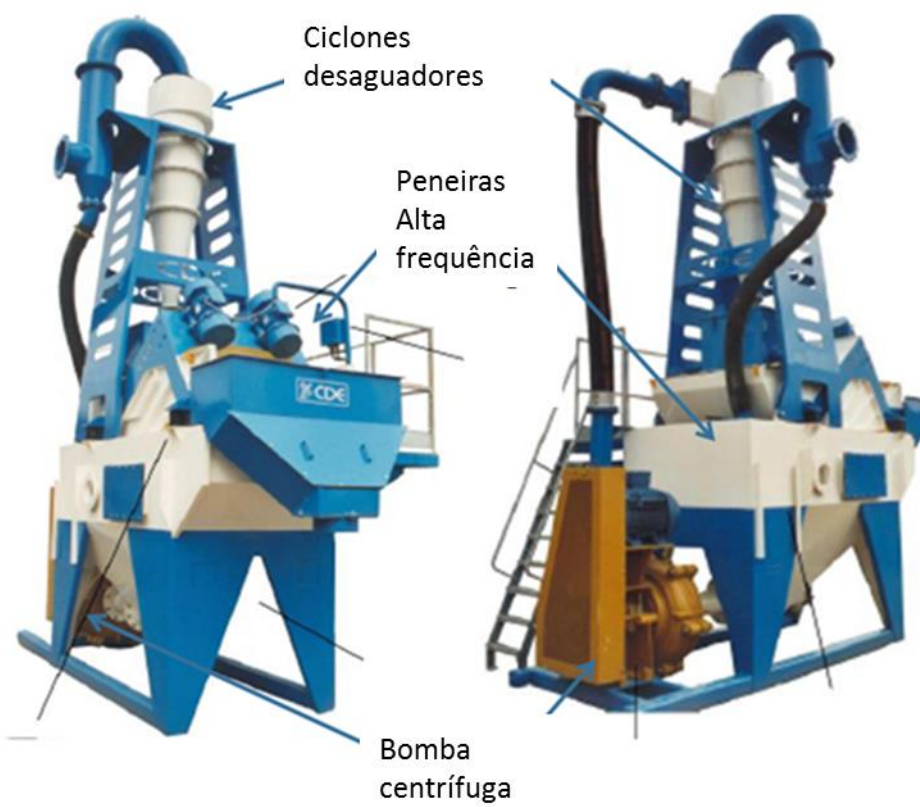


Figura 5.13 – Vistas frontal e traseira da planta piloto de desaguamento

5.2 Resultados e discussão

5.2.1 Caracterização tecnológica dos granulados da Mina Pau Branco

Os itabiritos dolomíticos, que são compostos de hematita e goethita, exibiram os menores níveis de sílica e níveis altos de perda por calcinação (PPC), comparados com os itabiritos silicosos. Uma maior abundância de argilas é observada nos dolomíticos, associadas à presença de goethita terrosa com altos níveis de PPC (Santos e Brandão, 2003). Além disso, o grau de liberação observado é alto, em comparação com os itabiritos silicosos. Por outro lado, os itabiritos silicosos são predominantemente friáveis, consistindo basicamente de hematita granular e martítica, com pouca goethita (Rosière et al., 2013). A caracterização mineralógica das amostras é mostrada na Tabela 5.5, a seguir.

Tabela 5.5 – Análise mineralógica semi-quantitativa (%) mostrando o grau de liberação do quartzo (%) nas amostras de minério de ferro, definido por microscopia ótica

Minério	Silicoso	Dolomítico
Hematita especular	0.31	0.15
Hematita lamelar	0.4	0.12
Hematita lobular	48.34	0.61
Hematita martítica	15.41	56.17
Magnetita	5.34	13.05
Goethita	19.86	21.8
Goethita terrosa	1.7	2.17
Quartzo livre	7.23	5.66
Caulinita	0.13	0.12
Gbsita	0.28	0.15
Grau liberação de quartzo	94.51	99.96

As Figuras 5.14 e 5.15 representam microfotografias de amostras de itabiritos dolomíticos e silicosos da reserva de Pau Branco, respectivamente, ilustrando a presença de quartzo e nos itabiritos silicosos, associados a sua maior fragilidade. Além disso, essas microfotografias ilustram claramente a maior presença de goethita associada às argilas nos itabiritos dolomíticos.

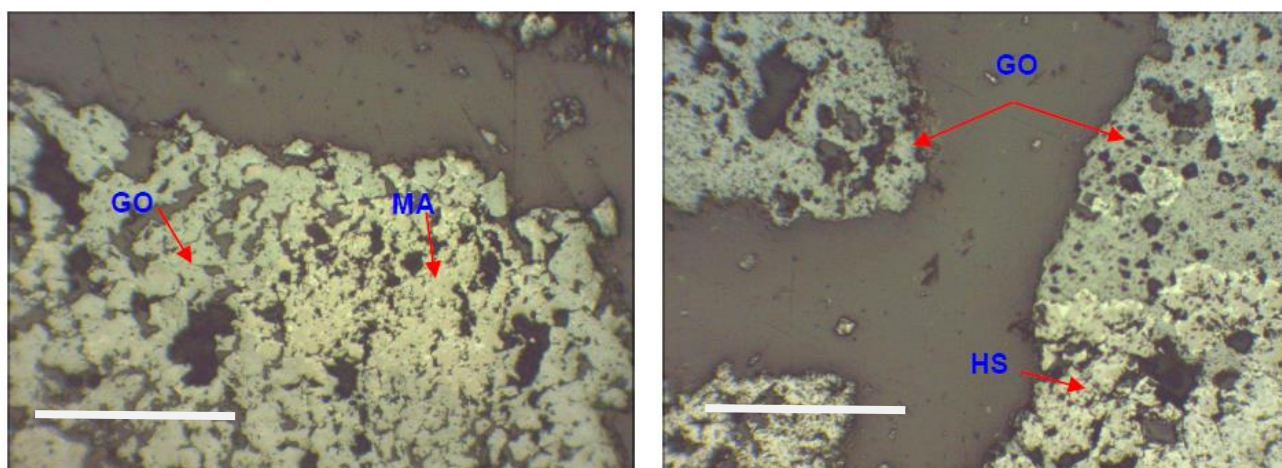


Figura 5.14 – Itabiritos dolomíticos (>16 mm) da reserva da Mina Pau Branco. Microfotografia mostrando magnetita (MA), goethita (GO) e hematita sinoidal (HS). Barra de escala=0.2 mm (35 X, crossed Nicols)

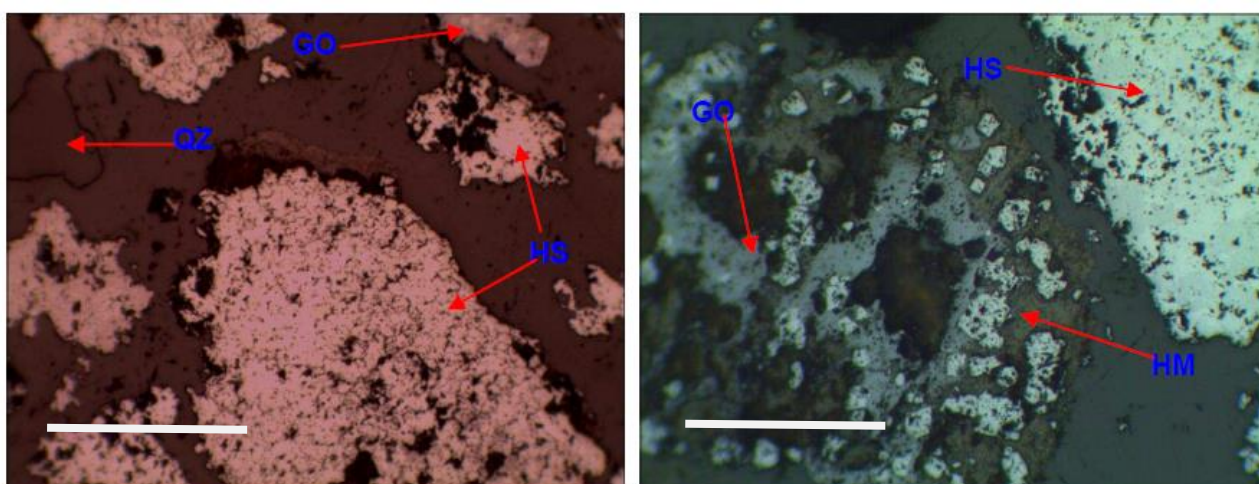


Figura 5.15 - Itabiritos silicosos (>16 mm) da reserva da Mina Pau Branco. Microfotografia mostrando quartzo (QZ), goethita (GO), hematita sinoidal (HS) e hematita martítica (HM). Barra de escala=0.2mm (35X, crossed Nicols).

Os resultados das análises químicas são apresentados na Tabela 5.6, e mostraram a existência de uma forte correlação inversa entre o ferro total e a sílica. Os teores de PPC são maiores nos itabiritos dolomíticos, devido à maior presença de goethita e argilas.

Tabela 5.6 – Composição química e perda por calcinação (PPC) para as amostras de minério de ferro. Os valores são dados em percentagem

	Silicoso	Dolomítico
Fe	58.6	62.3
SiO ₂	12.2	3.90
Al ₂ O ₃	0.79	1.11
Mn	0.14	0.09
PPC	2.40	5.90

Nos testes conduzidos no *log washer*, a desintegração total das argilas foi observada, devido a atrição entre partículas e entre as partículas e as pás do equipamento. Isto explica a redução nos teores de PPC e Al₂O₃ e consequente aumento no teor de Fe. A qualidade dos produtos obtidos é mostrada na Tabela 5.7.

Tabela 5.7. Resultados dos testes conduzidos para itabiritos silicosos e dolomíticos em peneiramento a úmido, *drum scrubber*, jigagem e *log washer*. Valores em percentagem

Peneiramento a úmido	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	LOI	<6.3 mm
Silicoso	61.95	5.65	1.70	1.69	6.49
Dolomítico	61.63	3.40	2.10	5.23	5.95
<i>Drum scrubber</i>					
Silicoso	62.53	5.02	1.31	1.12	5.97
Dolomítico	62.49	3.05	1.45	4.19	5.65
Jigue pneumático					
Silicoso	64.54	4.48	0.99	1.07	5.68
Dolomítico	62.97	3.20	0.82	3.91	6.44
<i>Log washer</i>					
Silicoso	63.39	4.68	0.84	1.09	4.71
Dolomítico	64.03	2.36	0.79	3.71	4.09

No jigue pneumático, o teor de Fe aumentou devido à eliminação de partículas livres de argilas e quartzo, que têm densidades mais baixas. Entretanto, o processo de estratificação responsável pela concentração do Fe foi impactado negativamente pela geração de finos provenientes da argila. O material argiloso cria uma polpa, que impede a estratificação das partículas. Isto foi observado principalmente durante o processamento dos itabiritos dolomíticos, onde argila é mais abundante. Como ambos os tipos testados exibiam altos graus de liberação (acima de 94%), partículas com alta sílica e alumina e PPC eram eliminadas, aumentando o teor de Fe no produto final. No jigue, a massa de produto final foi menor, comparada com a massa alimentada (isto é, a recuperação em massa foi relativamente baixa) em função da geração de rejeitos. De qualquer forma, é possível britar ou moer os rejeitos e alimentar em outro processo de concentração, tais como espirais, concentração magnética ou mesmo jigagem.

Em todos os testes, aumento do teor de Fe e redução em alumina e PPC foram observados, devido à presença de argila nos tipos investigados. Diminuição dos finos (<6.3 mm) também foi observada. No *log washer*, os finos aderidos aos granulados eram liberados e lavados pela atrição. Por outro lado, nos jigues, os finos eram separados, por diferença em peso, e rejeitados. Com base nos ganhos de qualidade dos produtos que pode ser obtida pela introdução dos processos analisados aqui às plantas existentes, e considerando a qualidade das litologias e reservas examinadas, o teor de corte para os granulados pode ser baixado de 60 para 58% Fe. Desta forma, um ganho de até 20% de reserva pode ser planejado para a Mina Pau Branco.

Um estudo econômico preliminar comparando o valor presente líquido (VPL) das duas alternativas potenciais, relativas ao caso base, onde o teor de corte é de 60%, é mostrado na Tabela 5.8. A Alternativa 01 considerou a introdução de uma instalação típica de britagem para reduzir o granulado para <16 mm para ser tratados em jigues, espirais e concentradores magnéticos, com um custo estimado de produção de 3 USD/t. Neste caso, uma recuperação em massa de 70% foi considerada, significando que para cada tonelada alimentada, 0.7 t de produto são geradas. A margem de contribuição para o produto é de 30 USD/t. O cenário 02 representa a alternativa de processamento dos

granulados em jiggues e *log washer*. Neste cenário, uma recuperação de massa de 90%, com custo de 0.5 USD/t e 75 USD/t de margem de contribuição foram considerados.

Tabela 5.8 – Análise econômica preliminar de alternativas para aumentar a recuperação da reserva da Mina Pau Branco

	VPL (M USD)	CAPEX (M USD)	Retorno (anos)
Alternativa 01 (<16 mm)	-1.17	15.00	-
Alternativa 02 (>16 mm)	46.25	5.50	0.20

Outras minas no Quadrilátero Ferrífero, onde os mesmos tipos de minério são encontrados, podem se beneficiar do tratamento dos granulados em jiggues e *log washers* para também aumentar o seu VPL. Desta forma, as minas podem aumentar sua taxa de recuperação de reserva, diminuindo a geração de rejeitos, contribuindo para a sustentabilidade da indústria de mineração.

5.2.2 Planejamento de produção com base no modelamento geometalúrgico da Mina Pau Branco

Os fatores de concentração (FCs) obtidos através dos testes industriais na planta de beneficiamento se mostraram coerentes, comparados com os obtidos em laboratório, indicando a representatividade da definição e amostragem das tipologias. Estes resultados são mostrados na Tabela 5.9. Após esta avaliação, os FCs foram ajustados para cada uma das variáveis (Fe e contaminantes SiO₂, Al₂O₃ e PPC), e o modelo geometalúrgico foi calibrado.

Tabela 5.9 – Comparação entre os FCs obtidos em testes de laboratório e industriais, mostrando coerência nos dois resultados. Os valores representam a percentagem de participação na composição química

		T1	T2	T3	T4	T5
Fe	Laboratório	1.05	1.01	1.04	1.02	1.04
	Industrial	1.07	1.02	1.05	1.03	1.06
SiO₂	Laboratório	0.75	0.94	0.62	0.75	0.86
	Industrial	0.72	0.93	0.61	0.7	0.83
Al₂O₃	Laboratório	0.47	0.59	0.47	0.58	0.59
	Industrial	0.43	0.56	0.39	0.57	0.47
PPC	Laboratório	0.59	0.79	0.9	0.98	0.87
	Industrial	0.53	0.77	0.8	0.92	0.75

Em função do bom FC obtido para a alumina, pelo processamento das tipologias T1, T3 e T5, um aumento no teor de ferro foi notado no produto final. Esta melhora na qualidade está relacionada aos minerais de argila, sobre os quais o *log washer* tem uma alta eficiência, além disso, a hidratação presente nestas tipologias permite a quebra e liberação das partículas de sílica e alumina. O mesmo pode ser observado para PPC na T1. Tanto as partículas de argila quanto de PPC são eliminadas por atrição por causa de sua fragilidade. Em contraste, partículas de quartzo não são frágeis o suficiente para serem eliminadas e o melhor FC é obtido para T3, devido a alta hidratação e consequente fragilidade de suas partículas.

5.2.2.1 Plano de produção

Atualmente, as contribuições das tipologias T3 e T5 são limitadas pela especificação dos produtos. Consequentemente, uma parte do volume destas tipologias não é considerada na reserva econômica; se as porcentagens atuais de participação são mantidas, existirá um volume residual destas tipologias ao final da vida útil da Mina Pau Branco.

Considerando o modelo geometalúrgico calibrado, um planejamento de lavra foi desenvolvido, limitando a participação das tipologias pela qualidade de 1.62% Al_2O_3 , isto é, 0.5% mais alto comparada com as especificações atuais dos granulados. Esta mudança na especificação permitiu um aumento na participação das tipologias T3 e T5 no *blend* de alimentação da planta de beneficiamento, de 20% e 15% para 24% e 25%, respectivamente. Isto permite a recuperação extra de uma reserva que não era tecnicamente viável em função de restrições de qualidade. A Tabela 5.10 apresenta a participação das tipologias compondo este plano de lavra e a qualidade final esperada baseado no modelo geometalúrgico.

Tabela 5.10 – Planejamento mina considerando o aumento na participação das tipologias T3 e T5. Os valores representam a qualidade esperada para o produto final

	T1 (4%)	T2 (23%)	T3 (24%)	T4 (24%)	T5 (25%)	Média
Fe (%)	65.29	64.94	62.48	55.42	51.09	60.62
SiO ₂ (%)	1.3	2.56	2.8	15.91	11.16	7.67
Al ₂ O ₃ (%)	3.58	0.87	2.17	0.63	2.16	1.62
PPC	2.5	3.39	4.12	2.57	6.98	4.31

5.2.2.2 Impacto no sistema mina/siderurgia

A qualidade dos granulados de minério de ferro afeta o custo operacional do ferro gusa. Diluindo o conteúdo de Fe diminui-se a produtividade dos altos-fornos, conseqüentemente, mais carvão é requerido para produzir a mesma quantidade de ferro gusa. Adicionalmente, sílica e PPC são associados com a geração de finos, que diminui a permeabilidade da carga e a eficiência do processo. Maiores volumes de alumina aumentam o ponto de fusão da escória, implicando em uma maior demanda por carvão para aumentar a temperatura do reator, evitando marchas frias.

Baseado no modelo desenvolvido por Faleiro et al. (2013), entre as variáveis avaliadas, Al_2O_3 é a que mais afeta o custo de produção do ferro gusa. Enquanto um aumento de 1% da Al_2O_3 aumenta o consumo específico de carvão em 20 kg/t, a mesma mudança percentual de SiO₂ e PPC representa um aumento de apenas 0.001 kg/t e 0.16 kg/t

respectivamente. Por outro lado, um aumento de 1% no teor de Fe, diminui o consumo específico de carvão em 4.5 kg/t.

Considerando a produção de ferro gusa de 500 kt por ano, um aumento de 0.5% de Al_2O_3 nos granulados de minério de ferro, implica em 10 kg a mais de carvão por tonelada de ferro gusa produzido. Desta forma, o custo de operação aumenta 1 M USD por ano, ou um VPL de -4.1 M USD em 10 anos, com uma taxa de desconto de 15%. Da mesma forma, a mesma mudança na qualidade do produto aumenta a reserva de granulados de minério de ferro em 15%. Este ganho em reserva representa um VPL de 30 M USD, considerando o mesmo horizonte de tempo e uma margem de contribuição de 30 USD/t para granulados de minério de ferro. Como o ganho estimado é relacionado ao aumento de reserva, o único impacto no NPV é relativo à variação da margem de contribuição. Considerando o custo de operação de mina e beneficiamento fixo, o impacto no VPL vai ser proporcional à variação do preço do minério. Em outras palavras, o percentual de variação positivo ou negativo no preço do minério vai gerar a mesma variação percentual no VPL. A Tabela 5.11 apresenta uma comparação entre o casos base e outro, onde se considera a introdução do *log washer*.

Tabela 5.11 – Comparação entre as duas alternativas de qualidade para o minério processado

		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	PPC	VPL (USD M)
Caso Base	Alimentação	56.84	10.49	2.72	4.87	0
	Produto	58.17	8.25	1.12	3.96	
Cenário 01	Alimentação	56.83	10.71	3.56	5.44	25.6
	Produto	60.62	7.66	1.62	4.31	

5.2.3 Empilhamento drenado de rejeitos

Os testes demonstraram a viabilidade do desaguamento dos rejeitos de minério de ferro da Mina Pau Branco, com produtos de umidade final de 15%, para lamas (ultra finos, < 45 microns) e rejeitos de separação magnética (finos, > 45 e < 150 microns). Os

resultados são convenientes para o empilhamento a seco, para o qual a umidade máxima recomendada é de 20-25% (Davies, 2011).

Uma comparação entre esses resultados e os obtidos por Guimarães (2011) é mostrado na Figura 5.16. Pode ser visto que as lamas da Mina Pau Branco são mais grossas. Isto pode explicar a eficiência mais alta, tanto em termos de umidade final (20% contra 15%) e taxa de filtragem unitária (100 kg/h.m² contra 128 kg/h.m²).

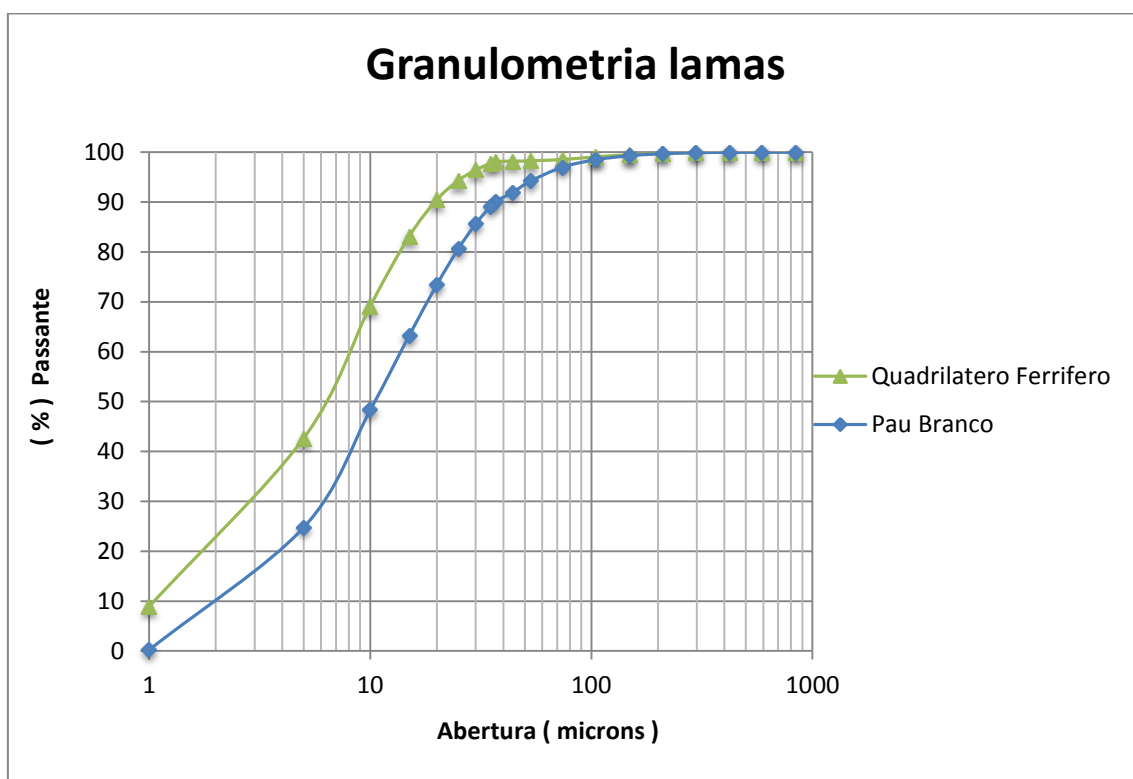


Figura 5.16 – Comparação da distribuição granulométrica de lamas de Pau Branco e a média do Quadrilátero Ferrífero (Guimarães, 2011). Para Pau Branco, 50% dos grãos são retidos em uma abertura de 10 microns, contra apenas 30%, nas lamas testadas por Guimarães (2011)

Baseado nos resultados dos testes, o seguinte fluxograma foi proposto: os rejeitos gerados da planta industrial são classificados em um ciclone, cortando em 45 microns. Os rejeitos grossos são tratados em peneira desaguadora, 100 tph, e os finos tratados em

espessador para alimentar um filtro prensa horizontal, 200 tph. Ambas as etapas geram produto final com 15% umidade.

Comparando os custos de aquisição dos equipamentos propostos nesta solução, filtro prensa, e peneira desaguadora com a proposta apresentada por Guimarães, (2011), uma redução considerável da relação CAPEX sobre capacidade de produção foi observada. Estes ganhos podem ser explicados por: (1) uma redução no custo da área unitária de filtração (USD/m²), provavelmente por causa do desenvolvimento da tecnologia e aumento do número de fornecedores, (2) um menor custo da área unitária de peneiramento comparada com a do filtro prensa, e (3) maior capacidade por área de ambos, o filtro e peneiramento para os rejeitos de Pau Branco, comparados com os testados por Guimarães, (2011). Uma comparação entre esses índices é mostrada na Tabela 5.12.

Tabela 5.12 – Avaliação econômica do projeto proposto para a Mina Pau Branco comparados aos resultados de Guimarães et al. (2012)

	Guimarães (2011)	Pau Branco		
		Filtro Prensa (Lamas)	Rejeitos separação magnética (peneiramento)	Rejeito total
Capacidade (tph)	440	200	100	300
CAPEX (M USD)	21	4	1.2	5.2
CAPEX/Capacidade (M USD/tph)	0.05	0.02	0.01	0.02

A umidade obtida do processo garante o empilhamento a seco dos rejeitos, eliminando a necessidade da barragem de rejeitos, atualmente utilizada. Isto foi confirmado pelas simulações de compactação e estabilidade.

O método de obtenção do fator de estabilidade para estruturas de terra, a partir de análises de materiais é explicado na literatura (Sidle e Ochiai, 2006, Malkawi, 2001, Turner e Schuster, 1996, Dikau et al. 1996; Weber, 1994). A codisposição de rejeitos secos e estéril da mina segue o projeto inicialmente desenvolvido para os rejeitos drenados da Mina Pau Branco. Análises determinísticas e probabilísticas demonstraram

um ângulo de atrito de 28° , coesão de 5 kPa, peso específico de 20 kN/m^3 , fator de estabilidade de 1.765, com probabilidade de ruptura de 0.0000%. Estes resultados são ilustrados na Figura 5.17.

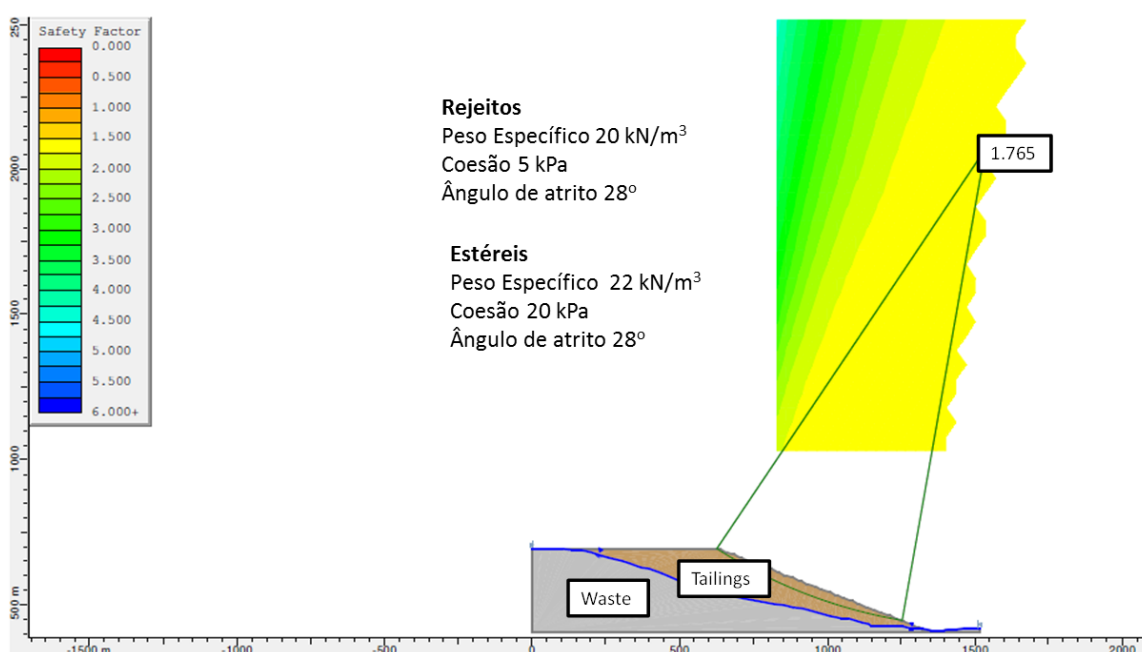


Figura 5.17 – Testes de estabilidade realizados com o rejeito para empilhamento drenado indicaram um fator de estabilidade de 1.765.

O CAPEX para o projeto da planta desaguadora é estimado em um total de 5M USD, sendo 1M para o peneiramento e 4M USD para o filtro prensa. Comparado com o projeto de barragens de rejeitos, originalmente previsto para a Mina Pau Branco, este método representa uma solução mais segura, com o benefício da recuperação de água, menores custos de monitoramento e manutenção, além de eliminarr os riscos ambientais e sociais da barragem.

A barragem de rejeitos de Pau Branco tem uma área de $200,000 \text{ m}^2$ [400 m (largura) \times 500 m (comprimento)], a planta de beneficiamento gera um volume anual de 1,000,000

m³ de rejeitos. Considerando as reservas e o processo atual, a vida útil da mina é de 20 anos. Consequentemente, ao final da vida útil, terão sido gerados 20,000,000 m³ de rejeitos, implicando na necessidade de 100 m de alteamentos do barramento (10 alteamentos de 10 m cada). Para uma largura média do barramento de 10 m, um ângulo de 32°, e 400 m de comprimento, o volume correspondente será de 3,500,00 m³. Para um custo atual de alteamento de 10 USD/m³, o CAPEX total para os alteamentos necessários seria de 35M USD, sete vezes o CAPEX para a solução proposta aqui.

6. CONCLUSÕES

Os estudos apresentados neste trabalho comprovaram a importância da máxima recuperação de reservas e adequado tratamento de rejeitos para o desenvolvimento sustentável de operações de minas.

Os métodos propostos para tratamento dos granulados garantiram uma participação maior das tipologias, com ganho em VPL do sistema mina/siderurgia, possibilitando o aumento da recuperação das reservas.

O adequado tratamento dos rejeitos por uma planta de desaguamento permitiu o seu empilhamento a seco, eliminando o uso de barragens e seus riscos.

As conclusões detalhadas de cada etapa são tratadas a seguir.

6.1 Aumento da recuperação da reserva

Na busca do desenvolvimento sustentável de operações de minas, maximizar a taxa de recuperação das reservas representa uma grande oportunidade. Em particular, a introdução de novos processos de beneficiamento oferece a oportunidade de reduzir o teor de corte, contribuindo para maximizar o volume de reservas.

A Mina Pau Branco, situada no Quadrilátero Ferrífero, tem capacidade de produção de 4.2 Mtpa. Os processos atualmente instalados implicam em um teor de corte de 60% Fe

para os granulados (> 12 mm) e 45% Fe para os finos (<6.3 mm). O teor de corte impacta a recuperação dos granulados e a geração de rejeitos. Uma vez que a capacidade de disposição de rejeitos é um gargalo para o processo, a sustentabilidade das operações está limitada pela recuperação de granulados.

No estudo apresentado aqui, amostras de granulados (>16 mm) de itabiritos dolomíticos e silicosos da reserva da Mina Pau Branco foram caracterizados química e mineralogicamente e testadas em *log washer* e jiques pneumáticos. Então, o potencial de ganho econômico pelo aumento de reservas propiciado pela introdução destes processos foi avaliada. Para formar uma base de comparação, os processos industriais atualmente instalados, peneiramento a úmido e *drum scrubber*, foram investigados.

Em todos os testes houve ganhos em teores de Fe obtidos pela eliminação de partículas de argila e quartzo. Além disso, os teores de Al_2O_3 , PPC e finos (<6.3) foram reduzidos. Para os itabiritos dolomíticos, o processamento em *log washer* resultou em degradação das partículas de argila, reduzindo o teor de PPC e finos. Igualmente, pela eliminação das partículas de quartzo, argila e finos foram eliminadas no jigue, por diferenças de peso, aumentando a qualidade dos granulados. Para uma alimentação composta de itabiritos silicosos e dolomíticos, uma combinação dos processos de jigagem e *log washer* é recomendada.

O modelamento geometalúrgico de granulados de minério de ferro foi aplicado à reserva da Mina Pau Branco. Amostras de tipologias presentes na mina foram coletadas, caracterizados e submetidos a testes metalúrgicos para definir o comportamento do minério no processo de beneficiamento em uma planta industrial. Fatores de concentração foram determinados e introduzidos no modelo geometalúrgico. Um plano de produção foi desenvolvido mantendo o teor de Fe no produto acima de 60% e considerando um aumento de 0.5% Al_2O_3 , , comparado com a qualidade atual, nos granulados.

O impacto no custo operacional do ferro gusa devido a esta mudança de qualidade foi calculado usando um modelo desenvolvido por Faleiro et al. (2013). O VPL do sistema foi impactado positivamente em 25.6 M USD, pela redução de custos de operação da

mina e pelos ganhos gerados pelo aumento de 20% da reserva de granulados que é atualmente destinada às pilhas de estéril, contribuindo para o desenvolvimento sustentável da operação da Mina Pau Branco.

6.2 Empilhamento de rejeitos filtrados de minério de ferro

Barragens são a solução convencional para disposição de rejeitos na maioria das minas de ferro no Brasil. No Quadrilátero Ferrífero, a abundância de água e as características geotécnicas são favoráveis à instalação dessas estruturas. De qualquer forma, barragens representam um alto risco de colapso, resultante de erros em projeto, operação, monitoramento e manutenção.

Um processo inovador de desaguamento de rejeitos para a Mina Pau Branco foi avaliado, demonstrando a sua viabilidade técnica e financeira. Rejeitos do processo mineral foram classificados em 45 microns, sendo tratados em espessador, filtro prensa (200 tph) e peneiramento (100 tph), obtendo um produto final com umidade de 15%, adequada para empilhamento a seco.

A solução proposta neste estudo representa vantagens econômicas, ambientais e sociais, comparada com a barragem de rejeitos atualmente em operação na Mina Pau Branco. Considerando a vida útil esperada para a mina, um total de 35M USD seriam necessários para garantir a capacidade da barragem, por alteamentos consecutivos, somando um total referente a sete vezes o CAPEX de 5M USD requeridos para instalar a planta de desaguamento proposta neste estudo, que está em operação desde novembro de 2015, eliminando a necessidade do uso de barragens e seus riscos sócio ambientais.

6.3 Contribuições para o conhecimento

Foram desenvolvidos estudos comprovando a eficiência do tratamento inovador dos granulados de minério de ferro em equipamento tipo *log washer*, estimando os ganhos de reservas potenciais a partir dessa inovação.

Diferentes tipologias de minério de ferro do Quadrilátero Ferrífero foram caracterizadas, sendo obtidos fatores de concentração para cada tipologia. Essas informações alimentaram um modelo geometalúrgico dos granulados, inédito, que foi utilizado em um plano de produção de um sistema mina/siderurgia.

Este plano permitiu a relação entre geometalurgia e VPL do sistema mina/siderurgia.

Foi desenvolvido um estudo onde uma solução única de desaguamento foi testada e se provou viável técnica e financeiramente. Este estudo suportou a instalação de uma planta de tratamento de rejeitos de minério de ferro, a primeira no mundo, utilizando peneiras desaguadoras e filtro prensa, permitindo o empilhamento drenado do rejeito, eliminando o uso de barragens e seus riscos sócio/ambientais.

6.4 Sugestões de trabalhos futuros

Para o futuro, no sentido de buscar o aumento da sustentabilidade de operações de mina, além dos limites atuais, a correta utilização dos rejeitos do processo poderão ser exploradas:

Fabricação de elementos para construção civil, a partir de rejeitos.

Utilização de materiais estéreis como agregados.

Descomissionamento de barragens após instalação de plantas de filtragem de rejeitos de minério de ferro.

7. BIBLIOGRAFIA

Almeida, F. F. M.; Hasui, Y. & Brito Neves, B. B. The Upper Precambrian of South América. Bol. Inst. Geoc. USP, v. 7, p. 45-80, 1976.

Amarante, S.C. Filtragem de minérios de ferro – comparação entre métodos de filtragem de laboratório: testes de folha e de funil de Büchner. Dissertação de Mestrado. Curso de Pós-graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas da Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, Minas Gerais, Brasil. 125 p. 141, 2002.

A. C. Araujo, S. C. Amarante, C. C. Souza & R. R. R. Silva “Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. Mineral Processing and Extractive Metallurgy”, v. 112, n. 1, p. C54-C64, Apr. 2003.

Auty, R.M., Mikesell, R.F. Sustainable Development in Mineral Economies. Clarendon Press, Oxford, UK, 1998

Auty, R.M., Warhurst, A. Sustainable development in mineral exporting economies. Resources Policy 19 (1), 14–29, 1993.

Azam, S. e Imran, S.A. A statistical model for slurry thickening. 12th International Conference of International Association for Computer Methods and Advances in Geomechanics, IACMAG. Goa, India. 71-77 pp, 2008.

Bisco, A.P.R. A influência de algumas variáveis sobre a reologia de polpas minerais. Tese de Mestrado. Curso de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG. 87 p, 2009.

Bottke, H. Gutachten zur Geologie und zu den bauwürdigen Reicherzvorräten der Eisenerzlagstätte Pau Branco der Mannesmann Mineração SA. Belo Horizonte, Minas gerais, Brasilien, 68p., 1969.

Bowker, L. N., Chambers, D. M., “The risk, public liability, & economics of Tailings Storage Facility failures”, Earthwork Action, July 21, 2015

Bridge, G. Contested terrain: mining and the environment. Annual Review of Environment and Resources 29, 205–259, 2004.

Brown, D.S. Minerals and the environment in the 21st century. Nonrenewable Resources 2 (3), 181–186, 1993.

Bulled, D and McInnes, C. Flotation plant design and production planning through geometallurgical modelling, in *Proceedings Centenary of Flotation Symposium*, pp 809-814 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne), 2005.

Capolari, L.; Pinheiro, P.; Ottoni, R. & Vieira, M. B. H. Relação microestrutura-propriedades-desempenho de minérios de ferro na sinterização. In: XXIX SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO - XIII SEMINÁRIO DE CONTROLE QUÍMICO EM METALURGIA - IX SEMINÁRIO DE CARBOQUÍMICOS, Belo Horizonte. Anais..., p. 701-717, 1998.

Carneiro, M. A.; Vidal J. A. N. & Najar, F. J. Avaliação de matérias-primas e sua influência na produtividade da sinterização. Metalurgia. ABM, v.40, n. 321, p. 429-433, 1985.

Castro, L. F. A. Desenvolvimento de um modelo de controle de processo para altos-fornos a carvão vegetal. Belo Horizonte: Escola de Engenharia da UFMG. 155p. (Tese, Doutorado em Engenharia Metalúrgica), 2002.

Chemale Jr., F.; Rosière, C. A. & Endo, I. Evolução tectônica do Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais - Um Modelo. Pesquisas, UFRGS, Porto Alegre, v.18, n. 2, p. 104-127, 1991.

Coe, H.S. and Clevenger, G. H., Methods for determining the capacities of slime thickening tanks. Trans. AIME, 55, 356–384. 1916

Cordani, Umberto G. The role of the earth sciences in a sustainable world. Episodes 33: 3. pp. 155–160, 2000.

Corder, G.D., McLellan, B.C., Green, S., 2010. Incorporating sustainable development principles into minerals processing design and operation: SUSOP_. Miner. Eng. 23, 175–181, 2010.

CSIRO HyLogging Systems [online]. Hyperspectral mineralogical logging and imaging of drill core and chips, 2006. Available from: <<http://www.csiro.au/files/files/py3w.pdf>>.

Da Costa, G M, Barron, V, Ferreira, C M and Torrent, J. The use of diffuse reflectance spectroscopy for the characterisation of iron ores, *Minerals Engineering*, 22:1245-1250, 2009.

Davies, M. Filtered Dry Stacked Tailings – The Fundamentals. Proceedings Tailings and Mine Waste 2011 Vancouver, BC, Nov 2011

Dahlstron, D.A. and Silverblatt, C.E. Continuous vacuum and pressure filtration. In: Purchas, D. B. (ed). Solid/liquid separation and scale up. Croydon Uplands Press. 445–491 1977

David, D. The importance of geometallurgical analysis in plant study, design and operational phases, in *Proceedings Ninth Mill Operators' Conference*, pp 241-247 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne), 2007.

De Mulder, Eduardo F. J. and Umberto Cordani. Geoscience provides assets for sustainable development. *Episodes* 22: 2. pp. 78–83, 1999.

Dikau, R., Brunsten, D., Schrott, L. and Ibsen, M.-L. *Landslide recognition: identification, movement and causes*. John Wiley & Sons, Chichester. 1996.

Dorr, J. V. N. 2nd. Supergene iron ores of Minas Gerais, Brazil. *Econ. Geol.*, 59 (7): 1203 – 1240, 1964.

Dorr, J. V. N. 2nd. Nature and origin of the high grade hematite ores of Minas Gerais, Brazil. *Econ. Geol.*, 60 (1): 1-46, 1965.

Dorr, J. V. N. 2nd. Physiographic, stratigraphic and structural development of the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais. *U. S. Geol. Surv. Prof. Pap.*, 641-A: 110p, 1969.

Druckenthaner, H., Scheidl, J. Schürz, B. VAI blast furnace automation – A powerful solution for highest production economy. In: ANNUAL MEETING, New Orleans. *Proceedings...* IEEE Industry Applications Society, 1997, p.2182-2186, 1997.

Eggert, R. Sustainable Development and the mineral industry. In: Otto, J.M., Cordes, J. (Eds.), *Sustainable Development and the Future of Mineral Investment*, Chapter 2. UNEP, France, 2000.

Espósito, T.J.. Controle geotécnico da construção da barragem de rejeito – Análise da estabilidade de taludes e estudos de percolação. Dissertação de Mestrado em Geotecnia, Departamento de Engenharia Civil, Universidade de Brasília, Brasília, DF, 159 p. 1995.

Espósito, T.J.. Metodologia probabilística e observacional aplicada a barragens de rejeito construída por aterro hidráulico. Tese de Doutorado, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF. 363 p., 2000.

Faleiro, R.;Sampaio, R. “Modelamento estatístico do consumo de carvão vegetal dos altos-fornos da Vallourec Tubos do Brasil em função da produção de ferro-gusa e das cargas ferrosas.” Tese de doutorado. Departamento de Metalurgia, Universidade Federal de Minas Gerais, 2013.

França, A. B., Feiteira, J. F. S., Castro, J. A. Utilização de redes neurais artificiais e modelo CFD como estratégia para tomada de decisões no processo do alto-forno. In: SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO E MATÉRIAS-PRIMAS, 39, 2009, Ouro Preto. *Anais...*São Paulo: ABM, 2009.

Franks, D., Brereton, D., Moran, C.. Managing the cumulative impacts of coal mining on regional communities and environments in Australia. *Impact Assessment and Project Appraisal* 28, 299–312, 2010a.

Franks, D., Cohen, T., McLellan, B., Brereton, D. Technology Futures Discussion Paper: Technology Assessment and the CSIRO Minerals Downunder National Research Flagship. Prepared for CSIRO Minerals Down Under Flagship, Minerals Futures Cluster Collaboration, by the Centre for Social Responsibility in Mining, 2010.

Ferreira, G. E. A competitividade da mineração de ferro no Brasil. Ed. CETEM/MCT. Rio de Janeiro, 54 p. 2001.

Gao, C., Chen, J., Zeng, J., LIU, X., Sun, Y. A chaos-based iterated multistep predictor for blast furnace ironmaking process. *AIChE Journal*, v.55, n.4, p947s-962s, April 2009.

Gomes, R.B. ; De Tomi, G.C. . “Metodologia para estimativa e gestão da produtividade de lavra”. REM. Revista Escola de Minas (Impresso), v. 64, p. 77-83, 2011.

Gomes, R.B., De Tomi, G., Assis, P. Impact of quality of iron ore lumps on sustainability of mining operations in the Quadrilatero Ferrifero Area. *Miner. Eng.* 70, 201–206, 2015.

Gomes, R.B., De Tomi, G.C., Assis, P. “Mine/Mill Production Planning Based on a Geometallurgical Model”. REM. Revista Escola de Minas (Impresso). Publicação aprovada, 2016.

Gomes, R.B., De Tomi, G.C., Assis, P. “Iron Ore Tailings Dry Stacking in Pau Branco Mine, Brazil”. *Journal of Materials Research and Technology*. Publicação aprovada, 2016.

Gomes, R.B., Sustentabilidade da Mina Pau Branco. Belo Horizonte. (Estudo Técnico, 25). Belo Horizonte, Mina Pau Branco. (Estudo Técnico, 102), 2016.

Goodwin, A. M. Distribution and origin of precambrian banded iron formation. *Revista Brasileira de Geociências*, v. 12, n. 1-3, p. 457–462, 1982.

Grossi, J.H., Relatório final de avaliação da reserva da Mina Pau Branco. Belo Horizonte, Mina Pau Branco. (Estudo Técnico, 102), 2005.

Guimarães, N.C. Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando a sua disposição em pilhas. Dissertação de Mestrado, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG, 129 p., 2001.

Guimarães, N.C., Valadão, G.E.S e Peres, A.E.C.. Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando à sua disposição em pilhas. REM: R. Esc. Minas, Ouro Preto, 65(4), 543-548 pp., 2012.

Gy, P M. Sampling of particulate materials: theory and practice, *Developments in Geomathematics 4* (Elsevier), 1982.

Haavisto, O and Kaartinen, J. Multichannel reflectance spectral assaying of zinc and copper flotation slurries, *Int J Miner Process*, 93:187–193, 2009.

Hashizume, B. K. Texturas e microestruturas do minério de ferro da Mina de Brucutu, NE do Sinclinal de Gandarela (MG). 1998. 133p. Dissertação (Mestrado em Geociências) - CPMT, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 1998.

Hensler, A, Hagemann, S., Rosière, C.A. Mineral resources in a sustainable world : [The 13th Biennial SGA Meeting, SGA 2015, 24.08.2015-27.08.2015, Nancy, France], Seiten/Artikel-Nr: 4 Seiten, 2015

Hernandes, H.M.O. Influência do conteúdo de ferro na resistência de rejeitos de minério de ferro. 10º Congresso Brasileiro de Geologia de Engenharia Ambiental, Ouro Preto, Minas Gerais, Brasil. 1-11 pp., 2000.

Hernandez, H.M.O. Caracterização geomecânica de rejeitos aplicada a barragens de aterro hidráulico, Dissertação de Mestrado, Departamento de Engenharia Civil, Universidade de Brasília, Brasília, DF, Brasil. 174 p., 2002.

Hernandez, H.M.O. Ensaio de simulação de deposição hidráulica (ESDH) para a caracterização de rejeitos utilizados em barragens de aterro hidráulico. Tese de Doutorado. Departamento de Engenharia Civil e Ambiental. Universidade de Brasília, Brasília, DF. 186 p., 2007.

Hilson, G., Murck, B., 2000. Sustainable development in the mining industry: clarifying the corporate perspective. *Resource Policy* 26, 227–238, 2000.

Hilson, G.. Pollution prevention and cleaner production in the mining industry: an analysis of current issues. *Journal of Cleaner Production* 8 (2), 119–126, 2000.

Hilson, G., Defining “cleaner production” and “pollution prevention” in the mining context. *Minerals Engineering* 16 (4), 305–321, 2003.

Hoal, K.O, Appleby, S.K., Stammer, J.G. & Palmer, C., 2013. SEM-based quantitative mineralogical analysis of peridotite, kimberlite, and concentrate. *Lithos* 112S 41–46. 2009.

Hodge, R. Anthony., *Assessing Progress Toward Sustainability: Development of a Systemic Framework and Reporting Structure*. Ph.D. dissertation, School of Urban Planning, Faculty of Engineering, McGill University, Montreal, 1995.

Hodge, R.A., *A systemic approach to assessing progress toward sustainability*. Chapter 10 in Dale, A, and J. B. Robinson, 1996. *Achieving Sustainable Development*. Vancouver: UBC Press, 1996.

Hodge, R.A., *Toward a Conceptual Framework for Assessing Progress Toward Sustainability*. *Social Indicators Research* 40: 5-98, 1997.

Hodge, R.A. *Mining: A Study in Sustainability and Change in the Knowledge Economy*. Paper presented at the Conference: *Building Canadian Capacity - Sustainable Production and the Knowledge Economy*. Ottawa, April 4-5, 2001. Ottawa: Carleton Research Unit in Innovation, Science and Environment (CRUISE), Carleton University, 2001a.

Hodge, R.A. *Sustainability and the Proposed Tulsequah Chief Project*. Report prepared for the BC Environmental Assessment Office. Victoria: Anthony Hodge Consultants Inc, 2001b..

Hodge, R.A. *Tracking Progress toward Sustainability: Linking the Power of Measurement and Story*. Paper presented at the Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME) Symposium: *Sustainable Development from the Ground Up: Measuring Progress Toward Sustainable Development* 25 February 2004. Denver, Colorado Victoria, British Columbia and L'Assomption, Quebec: Anthony Hodge Consultants Inc, 2004.

Hodge, R.A., and I Taggart. *Reporting on Sustainability: Human Well being within Ecosystem Well being*. Unpublished Report prepared for the Policy and Research

Committee, Ontario Round Table on Environment and Economy, Toronto, Ontario, 1992.

Hodge, Tony, Susan Holtz, Cameron Smith, and Kelly Hawke Baxter. Pathways to Sustainability: Assessing our Progress. Ottawa: National Round Table on the Environment and the Economy, 1995.

Hotelling, H. Multivariate Quality Control Illustrated by Air Testing of Sample Bombsights”. C. Eisenhart et. Al., p.111-184, 1947.

Hundertmark, A. “Reflexões sobre o desenvolvimento do tratamento de minério de ferro e perspectivas sobre a tecnologia do futuro.” In: I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, Ouro Preto, Anais..., p. 629 – 654, 1996.

James, H. L. Sedimentary facies of iron formation. Economic Geology. v. 49, n. 3, p. 235 – 293, 1954.

James, H. L. & Trendall, A. F. Banded iron formation: Distribution in time and paleoenvironmental significance. In: Holland H.D. & Schidlowski M. (eds.) Mineral deposits and the evolution of the biosphere, Berlin, Springer-Verlag. p. 199-218, 1982.

Kynch, G.J., Trans. Faraday Soc, 48, 166. 1952

Knox, J., Tuncak, B., Brazilian mine disaster: “This is not the time for defensive posturing” – Disponível em <http://www.ohchr.org/en/NewsEvents/Pages/DisplayNews.aspx?NewsID=16803&LangID=E>, Acessado em 15/03/2016

Lamberg, P. Particles – the bridge between geology and metallurgy: Proc. Conference in mineral engineering, Lulea, Sweden, pp. 1-16, 2011.

Lopes, M.C.O. Disposição hidráulica de rejeitos arenosos e influência nos parâmetros e resistência. Dissertação de Mestrado. Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF, Brasil, 157 p., 2000

Lorenzen, L. and Van Deventer, J.S.J. The identification of refractoriness in gold ores by the selective destruction of minerals: *Minerals Engineering*, v. 6, p. 1013-1023. 1993.

Lund, C. Mineralogical, chemical and textural characterisation of the Malmberget iron ore deposit for a geometallurgical model. Doctoral thesis, Department of Civil, Environmental and Natural Resources Engineering, Lulea University of Technology, Sweden, 2013.

Lupo, F. e Hall, P.E. (2010). Dry stack tailings design considerations. Disponível em www.infomine.com/publications/docs/Lupo2010.pdf. Acessado em 15 de outubro de 2015.

Malkawi, A.I.H., Hassan, W.F., and Sarma, S.K. Global search method for locating general slip surfaces using monte carlo techniques. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*. 127, 8, 688–698, Aug 2001.

Mason, L., Lederwasch, A., Daly, J., Prior, T., Buckley, A., Hoath, A., Giurco, D. *Vision 2040: Mining, Minerals and Innovation – A Vision for Australia’s Mineral Future*. Institute for Sustainable Futures, UTS (Sydney) and Curtin University (Perth), 2011.

McAllister, M.L., Scoble, M., Veiga, M. Sustainability and the Canadian mining industry at home and abroad. *CIM Bulletin* 92 (1033), 85–92, 1999.

McKinsey and Company. “An Assessment of the Competitiveness and Health of Peru's Mining “ . Disponível em [Competitiveness%20and%20health%20of%20the%20Peruvian%20Mining%20Sector-vf%20\(1\).pdf](http://www.mckinsey.com/~/media/McKinsey/Industries/Extractives/Peru/Competitiveness%20and%20health%20of%20the%20Peruvian%20Mining%20Sector-vf%20(1).pdf). Visualizado em 25/05/2016

Meadows, D., Randers, J., Meadows, D. *Limits to Growth: the 30 Year Update*. Chelsea Green Publishing Company, Vermont, 2004.

Mendo, J., Desenvolvimento de estudos para elaboração do plano duodecenal (2010 - 2030) de geologia, mineração e transformação mineral. Disponível em

jmendo.com.br/wp-content/uploads/2011/08/P56_RT82_Sustentabilidade.pdf. Acessado em 15 de março de 2016

Mikesell, R., Sustainable development and mineral resources. *Resources Policy* 20, 83–86.

Miller, C.G.. Mining and sustainable development: environmental policies and programmes of mining industry associations. *Industry and Environment* 20 (4), 14–17, 1997.

Mingoti, S. A. Análise de dados através de métodos de estatística multivariada: uma abordagem aplicada. Belo Horizonte: Editora UFMG. 295p, 2005.

Morrell, S. Getting optimum value from ore characterization programs in design and geometallurgical projects associated with comminution circuits, in *Proceedings Tenth Mill Operators' Conference*, pp 167-170 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne), 2009.

Mourão, J. M.; Freitas, G. G.; Gariglio, E. & Klein, M. S. Influência da gênese dos minérios de ferro na etapa de formação de pelotas cruas no processo de pelotização. In: I SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO: CARACTERIZAÇÃO, BENEFICIAMENTO E PELOTIZAÇÃO., Ouro Preto. Anais..., p. 75–93, 1996.

Mudd, G.M. An analysis of historic production trends in Australian base metal mining. *Ore Geology Reviews* 32 (1–2), 227–261, 2007a.

Mudd, G.M. Gold mining in Australia: linking historical trends and environmental and resources sustainability. *Environmental Science & Policy* 10 (7–8), 629–644, 2007b.

Mudd, G.M.. The Sustainability of Mining in Australia: Key Production Trends and their Environmental Implications for the Future, Research Report No RR5 ed, 2007c.

Mudd, G.M., Patterson, J. The rum jungle U–Cu project: a critical evaluation of environmental monitoring and rehabilitation success. *Uranium, Mining and Hydrogeology*, 295–306, 2008.

NRC. Sustainable Development and Minerals and Metals. Minerals Strategy Branch, Minerals and Metals Sector, Natural Resources Canada, Ottawa, 1995.

Passos, A.O.P., proposta de modelo para o desenvolvimento de Projetos minerais sustentáveis no Brasil. Dissertação de Mestrado em Engenharia. Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. 109 p., 2015

Passos, A.O.P., De Tomi, G.F., Nader, B., Trigueiro, W., Rodovalho E., Tichauer, R., Frascino F., FORÇA-TAREFA INSTITUÍDA PELO DECRETO 46885, DE 12/11/2015 COM A FINALIDADE DE DIAGNOSTICAR, ANALISAR E PROPOR ALTERAÇÕES NAS NORMAS ESTADUAIS RELATIVAS À DISPOSIÇÃO DE REJEITOS DE MINERAÇÃO Capítulo Mineração Sustentável. Disponível em http://mineracao.nap.usp.br/images/Políticas_Publicas/Trabalhos_T%C3%A9cnicos/Capitulo_Minerao_Sustentavel.pdf, Acessado em 16/03/2016

Petruk, W. Applied Mineralogy in the Mining: Amsterdam, Elsevier, 268 p., 2000

Philander, C and Rozendaal, A. Geometallurgical challenges of Namakwa Sands - A South African titanium-zirconium heavy minerals mine, in *Proceedings ICAM 2008: Ninth International Congress for Applied Mineralogy*, pp 459-464 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne), 2008.

Philander, C and Rozendaal, A. The hards liberation project of Namakwa Sands, chronicles of a geometallurgical success, *Process Mineralogy '10*, 2010.

Pimenta, H. P.; Pacheco, T. A. & Cardoso, M. B. Caracterização tecnológica de minérios de ferro para sinterização. In: ABM, II Simpósio Brasileiro de de Minérios de Ferro, Anais..., p. 1-21, 2000.

Pimenta, J. The drained stacking of granular tailings: a disposal method for a low degree of saturation of the tailings mass. *Proceedins Tailings and Mine Waste*, Vancouver, BC. 11p., 2011

Pitard, E, Bernhardt, H-J, Catalina, J C, Brea, C, Segundo, F and Castroviejo, R. From spectrophotometry to multispectral imaging of ore minerals in visible and near infrared (VNIR) microscopy, *Proceedings ICAM 2008 – Ninth International Congress for Applied Mineralogy*, pp 57-62 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne), 2008.

Pitard, F F. Pierre Gy's sampling theory and sampling practice, volume I, *Heterogeneity and Sampling* (CRC Press: Boca Raton), 1989a.

Pitard, F F. *Pierre Gy's Sampling Theory and Sampling Practice, Sampling Correctness and Sampling Practice*, volume II (CRC Press: Boca Raton), 1989b.

Placer Dome Inc.. Placer Dome Inc. Sustainability Policy, 1998.

Presotti, E.S. Influência do teor de ferro nos parâmetros de resistência de um rejeito de minério de ferro. Dissertação de Mestrado em Geotecnia. Departamento de Engenharia Civil da Escola de Minas da Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, MG, 153 p., 2002.

Quaresma, L. F. Ferro e Aço. Sumário Mineral. (Ed.) DNPM – Departamento Nacional de Pesquisas Minerais. 22ª Ed. 64-67, 2002.

Reuter, M.A. The simulation of industrial ecosystems. *Miner. Eng.* 11, 891– 918, 1999.

RIBEIRO, J. P.; RIBEIRO, C. H. New-mega-sized wet high intensity magnetic separator a cost-effective solution to reclaim iron ore fines from tailings dams. *Revista Escola de Minas*, v. 66, n. 4, out./dez. 529-533, 2013.

Rico, M., Benito, G., Salgueiro, A.R., Díez-Herrero, A. e Pereira, H.G. Reported tailings dam failures. A review of the European incidentes in the worldwide context. *Journal of Hazardous Materials*. ScienceDirect. Elsevier. 846-852 pp., 2008

Rosière, C. A. & Chemale Jr., F. Textural and structural aspects of iron ores from Iron Quadrangle, Brazil. *Source, Transport and Deposition of Metals*. Pagel & Leroy (Eds), Balkema, Rotterdam, p. 485 – 488, 1991.

Rosière, C. A., Chemale, F. Jr. & Guimarães, M.L.V. Um modelo para a evolução microestrutural dos minérios de ferro do Quadrilátero Ferrífero. Parte I - estruturas e recristalização. *Geonomos*, 1(1): 65-84, 1993.

Rosière, C. A.; Quade, H.; Chemale JR.; F. & Siemens, H. As características mineralógicas, texturais e de anisotropia dos minérios de ferro como parâmetros geometalúrgicos. In: I SIMPÓSIO BRASILEIRO DE MINÉRIO DE FERRO: CARACTERIZAÇÃO, BENEFICIAMENTO E PELOTIZAÇÃO, ABM, Ouro Preto, Anais....., p. 163 – 179, 1996.

Rosière, C. A., Chemale, F. Jr., Vanucci, L. C., Guimarães, M. L. V., Santana, F. C. & Carmo Jr. J. A. A estrutura do Sinclinório de Itabira e a tectônica transcorrente do NE do Quadrilátero Ferrífero. In: Simpósio Nacional de Estudos Tectônicos, 6, Pirenópolis, 225 – 226, 1997

Rosière, C. A.; Vieira, C. B. & Seshadri, V. Caracterização microestrutural e textural de minérios de ferro para controle de processo em altos-fornos com ênfase em geometalurgia e engenharia dos materiais. In:, I SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO, ABM, Santos, Anais....., p. 175 – 189, 1996.

Rosière, C.A., Quade, H., Siemes, H. & Chemale, F. Jr. Fabric, texture and anisotropy of magnetic susceptibility in high-grade iron ores from the Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais, Brazil. Materials Science Forum, 273-275: 693-700, 1998.

Rosière, C. A., Seshadri, V., Lagoeiro, L. E. & Vieira, C. B. Geological characteristics of iron ores from Quadrilátero Ferrífero. In: 1º INTERNATIONAL MEETING ON IRONMAKING, ABM, Belo Horizonte, Anais..., p. 49-55, 2001.

Rosière, C.A., Sanglard, J., Sabadini, R., Hensler, A.-S., S.G.H., Santos, J.O.S., Fletcher, I.R., Iron mineralization in the Quadrilátero Ferrífero: structural control, age and mineral-chemical changes. 12th SGABiennial Meeting — Mineral deposit research for a high-tech world. 2013

Russo, F.M. Comportamento de barragens de rejeito construídas por aterro hidráulico: caracterização laboratorial e simulação numérica do processo construtivo. Tese de Doutorado, Departamento de Engenharia Civil e Ambiental, Universidade de Brasília, Brasília, DF. 295p., 2007

Sammelin-Kontturi, M, Wanhainen, C and Martinsson, O. Gold mineralogy at the Aitik Cu-Au-Ag deposit, Gällivare area, northern Sweden, *GFF*, 133: 1-12, 2011.

Sampaio R. S., Pinheiro P. C. C., Rezende M. E. A. Exigências metalúrgicas para o carvão vegetal em mini altos-fornos e fornos elétricos de redução. In: SEMINÁRIO PRÁTICA, LOGÍSTICA, GERENCIAMENTO E ESTRATÉGIAS PARA O SUCESSO DA CONVERSÃO DA MATÉRIA LENHOSA EM CARVÃO VEGETAL PARA USO EM METALURGIA E INDÚSTRIA, Belo Horizonte, 2006.

Santiago, T. C.; Figueira, R. M. Zavaglia, G.; Castro, L. F. A. & Tavares, R. P. Caracterização química e estrutural do minério de ferro – sinter feed – Avaliação técnica em sinterização piloto utilizando minérios da porção leste do Quadrilátero Ferrífero. In: XXIX SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO - XIII SEMINÁRIO DE CONTROLE QUÍMICO EM METALURGIA – IX SEMINÁRIO DE CARBOQUÍMICOS, ABM, Belo Horizonte, Anais..., p. 199-213, 2000.

Santos, L.D., Brandao, P.R.G., Morphological varieties of goethite in iron ores from Minas Gerais, Brazil. *Miner. Eng.* 16, 1285–1289, 2003.

Schouwstra, R, de Vaux, D, Hey, P, Malysiak, V, Shackleton, N, and Bramdeo, S. Understanding Gamsberg: a geometallurgical study of a large stratiform zinc deposit, *Minerals Engineering*, 23:960–967, 2010.

Sidle R. C. and Ochiai H. 2006, *Landslide Processes, Prediction, and Land use*, Washington DC, American Geophysical Union, 1–312. 2006

Silva Neto, P. P.; Muniz, G. L. F.; Rodrigues, J. C. & Moreira, G. T. P. Evolução das técnicas de avaliação de minério de ferro para sinterização. *Metalurgia. ABM*, v. 4 n. 284, p.373-379, 1981.

Souza, J. B., Kankamby, N. H., Lockwood, F. C. Aplicações da mecânica dos fluidos computacional na indústria siderúrgica. In: SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO E MATÉRIAS-PRIMAS, 39, 2009, Ouro Preto. *Anais...* São Paulo: ABM, 2009.

Souza Neto, A. N.; Capolari, L. & Silva Neto, P. P. Ênfase da pesquisa de minério de ferro no centro de pesquisas da CVRD. In: XXIX SEMINÁRIO DE REDUÇÃO DE MINÉRIO DE FERRO - XIII SEMINÁRIO DE CONTROLE QUÍMICO EM METALURGIA - IX SEMINÁRIO DE CARBOQUÍMICOS, ABM, Belo Horizonte, Anais..., p. 681–687, 1998.

Suazo, C J, Kracht, W and Alruiz, O M. Geometallurgical modelling of the Collahuasi flotation circuit, *Minerals Engineering*, 23:137–142, 2010.

Taggart, A.F. Handbook of Mineral Dressing: Ore and Industrial Minerals. 1954.

Tilton, J. Exhaustible resources and sustainable development. *Resources Policy* 23 (1-2), 91–97, 1996.

Thomsen, E. P. R. Controle do processo de produção do alto-forno por meio de técnicas estatísticas multivariadas. Belo Horizonte: UFMG. 180p. (Dissertação, Mestrado em Estatística), 2005.

Topp, V., Soames, L., Parham, D., Bloch, H. Productivity in the Mining Industry: Measurement and Interpretation. Productivity Commission Staff Working Paper, December, 2008.

Tuazon, D., Corder, G.D., Powell, M., Ziemski, M.A. Practical and rigorous approach for the integration of sustainability principles into the decisionmaking processes at minerals processing operations. *Miner. Eng.* 29, 65–71, 2012.

Tungpalan, K., Manlapig, E., Andrusiewicz, M., Keeney, L., Wightman, E., Mansour, E. An integrated approach of predicting metallurgical performance relating to variability in deposit characteristics. *Miner. Eng.* 71, 49–54. 2015.

Turner, A. Keith, and Schuster, Robert L. Landslides— Investigation and mitigation: National Research Council, Transportation Research Board Special Report 247, National Academy Press, Washington DC, 673. 1996.

Ulrich, B. e Coffin, J. Considerations for tailings facility design and operation using filtered tailings. *Paste 2013* – R.J. Jewell, A.B. Fourie, Caldwell, J. e Pimenta, J. Belo Horizonte, Brasil. 2013.

Vale, 2010. Cadeia de valor do minério de ferro e os benefícios do desenvolvimento do corredor logístico para a região: AMERICAS IRON ORE. In: *The 3rd Annual Americas Iron Ore Conference 9–11 November 2010, Rio de Janeiro, Brazil*. <<http://pt.slideshare.net/FabianoPessanha/apresvale2009>> (acessado 05.05.13).

Vieira, C. B.; Rosière, C. A.; SeshadrI, V.; Assis, P. S.; Coelho, L. H. & Pena H. Q. Geometallurgical approach for quality control of iron ores for agglomeration in iron and steel industry. In: *INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON BENEFICIATION AGGLOMERATION AND ENVIRONMENT – ISBAN, Bhubaneswar, Índia, Proceedings...*, p. 1-7, 2000.

Wallace, R.M. *Geology and Mineral Resources of the Pico de Itabirito District, Minas Gerais, Brazil*. U.S. Geol. Survey Prof. Paper 341-F, 68 p., 1965.

Warhurst, A., Noronha, L. Corporate strategy and viable future land use: planning for closure from the outset of mining. *Natural Resources Forum* 24, 153–164, 2000.

WCED. *Our Common Future*. World Commission on Environment and Development, Oxford University Press, Oxford, UK, 1987.

Weber, D. Research into earth movements in the Barcelonnette basin (Alpes de Haute-Provence, France). In: *Temporal Occurrence and Forecasting of landslides in the European Community*,” final report of EPOCH Contract no90 0025, part II, Vol. I, European Commission, EUR 1580EN, 321–336. 1994.

Xavier, E. M. *Relação entre o processo de redução direta e os atributos estruturais e texturais do minério de ferro da Mina da Mutuca*. 1994. 164p. Dissertação (Mestrado em Geologia) Departamento de Geologia, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 1994.

Zavaglia, G. *Condicionantes geológicos do comportamento dos minérios de ferro do Depósito de Tamanduá (MG) no processo metalúrgico de redução direta*. 1995. 200p.

Dissertação (Mestrado em Geologia) Departamento de Geologia, Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 1995.

APÊNDICE I

Impact of quality of iron ore lumps on sustainability of mining operations in the quadrilatero ferrifero area

ABSTRACT

The quality of lumps may have a significant impact in iron ore mining systems with implications for mineral reserve recovery rates. Improving the quality of lump ore, through a simple yet innovative mineral processing, can maximize recovery of reserves, decrease waste generation, and increase the productivity and sustainability of mines by allowing transition to lower quality iron ores. An example of the application of such principle is described here in which both siliceous and dolomitic banded iron formation rocks (BIFs) were subjected to chemical, physical, and mineralogical characterization before undergoing beneficiation processes in pneumatic jigs and log washer equipment. These processes were found to increase product quality and reduce the levels of contaminants, including SiO₂, Al₂O₃, and fines. The gain in quality led to a reduction in the cut-off grade, from 60% to 58% Fe, while maintaining products specifications. Consequently, a 20% increase in the lump ore reserves was achieved, contributing to the sustainability of the mining system.

1. INTRODUCTION

Economically, a mine can contribute to sustainable development by maintaining or enhancing the wellbeing of the local population. For example, a mine can provide a number of economic benefits to a community, including employing residents, utilizing local services, and contributing funds to regional developmental projects (Hilson and Murck, 2000). Throughout the conceptualization, development, operation, and eventual decommissioning of mineral resources projects, a wide range of opportunities exist to contribute to sustainable development (Corder et al., 2010). In the mining industry, high-level commitments to adopt sustainability have been made as part of the corporate values of mining companies. Accordingly, although mineral products are essential to contemporary societies and economies, simply meeting market demand for mineral

commodities falls far short of meeting society's expectations of the industry (Tauzon et al., 2012). Increased productivity is essential to improve the sustainability of existing operations (Gomes and De Tomi, 2011). In this context, it is important to develop processes that can maximize recovery of existing resources. Moreover, processing plants must be able to beneficiate a variety of ores, ensuring the efficiency of metallurgical processes in three respects: quality, volume, and cost (Reuter, 1999).

The present study investigates the impact of the quality of iron ore lumps on the production process of a mine, focusing on evaluation of the associated gains in reserve. An application of this principle to the Pau Branco mine is presented, providing a clear example of how the introduction of beneficiation methods can impact upon product quality, cut-off grade, and reserve recovery rate, thus improving the sustainability of an operational mining system.

Until the early twenty-first century, iron ore mines developed in Brazil focused primarily on hematite bodies. These ore bodies typically had over 60% Fe and low levels of contaminants (such as Al_2O_3 and SiO_2), and produced lumps (>16 mm) with physical, chemical, and metallurgical properties favorable for extraction. In the Quadrilatero Ferrifero Area (QF), Minas Gerais (MG), Brazil, the typical hematite (i.e., high-Fe) deposits have become depleted, which has led to the exploitation of poor-quality BIFs (Vale, 2010) (Figure 1). Moreover, the increased exploitation of BIFs has necessitated the introduction of new and specific beneficiation processes. For iron ore lumps, this change in source led to increases in the amounts of fines (owing to the greater fragility of BIFs compared to hematite ores) and the contents of Al_2O_3 (owing to the contaminants found in clays), and SiO_2 present in iron ores (Santos and Brandao, 2003). These factors have exerted negative impacts on the steelmaking process.

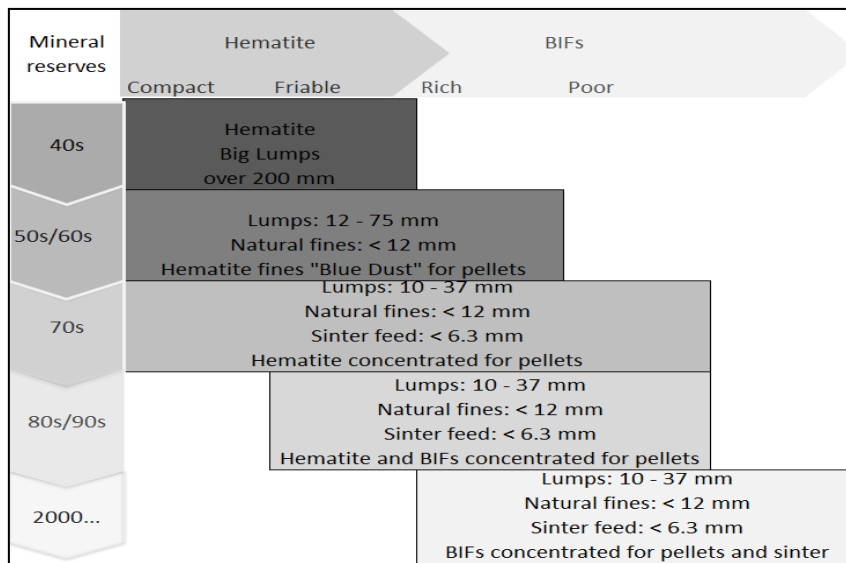


Figure 1. Development of ore types produced in Quadrilatero Ferrifero Area (Vale, 2010). From hematite big lumps in the 40s to present concentrated fines, the iron ore mines in QF Area faced the need of introducing new processes as the percentage of BIFs increased in the composition of the beneficiation plants feeding.

Iron production is a long process that involves knowledge of the ore throughout its life cycle, from the production of pig iron to the final product, steel. To date, great efforts have been focused on improving knowledge of iron ore reserves and iron beneficiation (Souza Neto et al., 1998). This has included (i) improving metallurgical processes, (ii) increasing the quality of iron and steel according to market requirements, (iii) optimizing facilities, and, in particular, (iv) lowering the cost of production (Hundertmark, 1996). Iron constitutes about 5% of the earth's crust, making it the fourth most abundant element. The main iron ores are hematite (Fe_2O_3), magnetite (Fe_3O_4), and BIFs ($\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{SiO}_2$). BIFs from QF, known locally as itabirites, can be subdivided into siliceous, dolomitic, amphibolitic, and hematite rich BIFs; each of these types exhibits specific behaviors during the beneficiation and metallurgical processes (Rosière et al., 2003).

Geological features (particularly the mineralogy and petrogenesis) of iron ores play an important role in defining the most appropriate methods for their processing. Thus, the characterization of minerals is essential for the optimal use of a mineral resource,

because it provides mining engineers with the information required to define the process route. Moreover, such characterization helps to identify inefficiencies and losses associated with existing processes accurately, enabling the optimization of the overall performance of a production system (Araújo et al., 2003).

Improvements in processing methods ensure the continuing competitiveness of the steel industry, minimizing losses in the manufacturing process that occur owing to ore quality changes associated with the transition from hematite to BIFs. Previously, most BIF bodies were considered as waste generated by the production process, resulting in them being rejected and stockpiled throughout the development of operating mines. However, newly developed beneficiation plants are capable of undertaking concentration processes for BIFs. For example, for the fraction between 6.3 mm and 16 mm there are several industrial solutions available, including jigs, drum scrubbers, and log washers. The alternatives to increase recovering metal content from poor iron ore lumps (>16 mm) typically involve grinding: three or four stages of crushing followed by primary and secondary milling stages. These operations imply high energy consumption. Thus, the amount of energy required to produce an iron ore grinded product, suitable for sale as pellet or sinter plant feed is substantially more than an equivalent lump (> 16 mm) project (McNab et al., 2009). Besides energy, other costs impact the grinding and concentration of lumps, such as wear and other consumables, labor and maintenance, tailings handling, filtering or storage costs (David, 2007).

5. EXAMPLE OF APPLICATION: BENEFICIATION OF BIFS LUMPS FROM PAU BRANCO MINE

The methodology adopted in the present study involved the selection of representative samples of dolomitic and siliceous BIFs from the Pau Branco mine; the lump reserves distribution for this mine is presented in Figure 2.

Pau Branco started operation in 1982, running a hematite plant with production capacity of 3,2 Mt, as the pit developed focused on the hematite body exploration, the strip ratio increased to a unsustainable rate, being the bottleneck the hauling fleet and waste deposition capacities. Accordingly, in 2010, a new plant was installed, including concentration circuits for fines (<6.3 mm): jigs, spirals and magnetic concentrators. Currently, based on the mineral processes installed, the Pau Branco mine operation applies a cut-off grade of 60% Fe for the lumps (>16 mm) and 45% Fe for fines (<6.3 mm). Therefore, mine blocks containing lumps with lower grades are stocked in waste

piles. The present study addressed the mineralogical, chemical, and physical characterization of these lumps, in addition to their behavior during processing in jigs, drum scrubbers, and log washers.

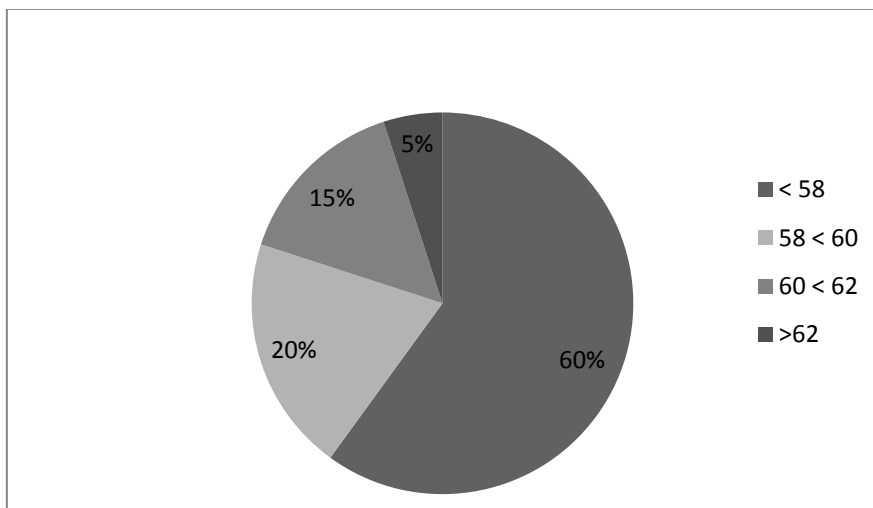


Figure 2. Distribution of reserves of dolomitic and siliceous BIF lumps in the Pau Branco Mine. The lump reserve between 58% and 60% Fe represents 20% of the total.

To perform the characterization and the beneficiation tests, a total of 2000 t of samples was collected, representing each type of ore. These samples were homogenized, quartered and separated in three batches: 1500 t was used for industrial tests, 1 t for laboratory tests, and the remaining amount kept as a reserve. The 1 t samples were crushed in a jaw crusher with a 100 mm gap and screened using 32 mm and 16 mm meshes. The particles with diameter greater than 32 mm were crushed in a closed circuit. After sample preparation was completed, the samples were submitted to a pilot processing plant and processed using both a log washer and a pneumatic jig. The results were compared to industrial-scale tests involving wet screening and a drum scrubber. The pneumatic jig tests were performed at PCM (Processamento e Caracterização Mineral Ltda, Mariana, MG) and the log washer tests at CDE Global (Cookstown, Ireland). A flow sheet of the processes involved in the tests is showed in Figure 03.

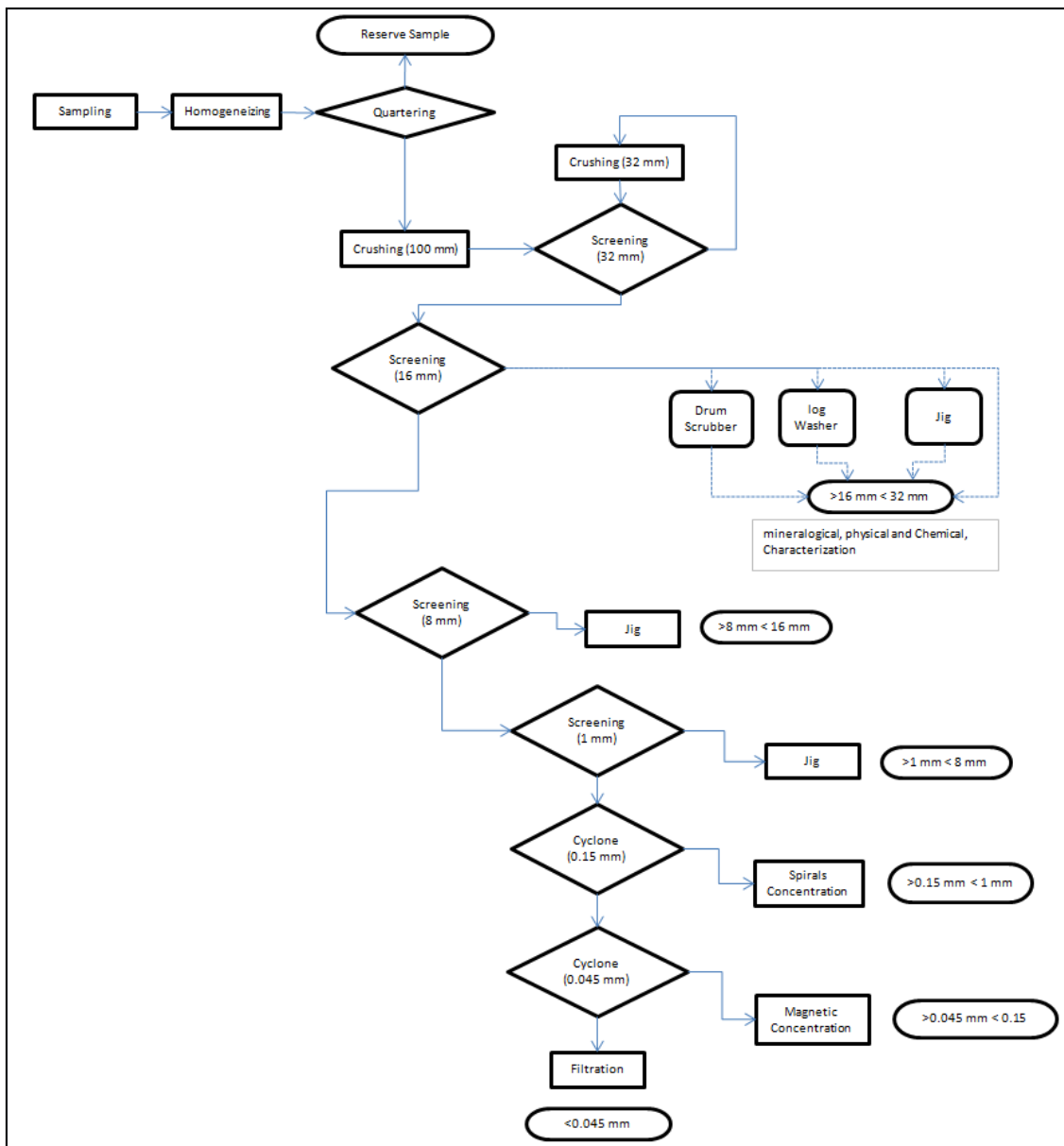


Figure 3. Flow sheet of the processes involved in industrial scale, pilot plant and laboratory tests. The products from +16 mm wet screening, drum scrubber, log washer and jig were submitted to chemical, physical and mineralogical characterization.

The separation of minerals in jigs is based on the stratification of particles in an aqueous medium, where ascending and descending water currents fluidize and compress the grains into relatively homogenous layers. Eventually, the lighter grains become concentrated in the upper layers, whereas the heavier grains tend to settle in the lower layers. For ores with a good liberation grade (i.e. more than 75% of the iron mineral particles are free from contaminants) this concentration method has a high efficiency. Conversely, in log washers and drum scrubbers, beneficiation occurs by attrition of

particles, where attrition is defined as the disintegrating effect promoted by relatively weak forces; these forces are weak compared to the strength of comminuting, but strong enough to break unconsolidated conglomerates such as clays or to break bonds between grains. (Taggart, 1954). The attrition process can be undertaken when the clay content is too high for stratification or when the material to be separated has a high plasticity index. Using those two methods provides the chance to evaluate the two mechanisms, stratification and attrition, defining the benefits of each one, compared to the wet screening and drum scrubber currently in use at Pau Branco mine.

The operational variables tested in the log washer were adjusted to determine the parameters providing the best performance, which were as follows: 12% inclination, 100 rpm to define a residence time of 180 s and the processing water pressure of 0.3 megapascal was used. These parameter values are coherent with the Pau Branco's beneficiation plant capacity and were maintained throughout sample testing. For each type of ore, 15 batches were processed; the results presented are averages of the results for each type.

For the pneumatic jigs, the cut between concentrated and reject was adjusted to a mass recovery of 85% of the material fed, this target was established as a economic premise of the project. Amplitude was set to 30 mm, with a frequency of 1 cycle per second. The width of the filtering layer was set to 100 mm, this value was indicated by preliminary adjustments to meet the required mass recovery rate, higher widths would decrease the mass recovery, probably beneficiating the quality of the concentrated.

The industrial tests for wet screening and the drum scrubber were performed at Pau Branco's beneficiation plants. For the test in the drum scrubber, the feeding rate was maintained at 100 t/h, 70 rpm, and a residence time of 3 min. In the wet screening, the material was fed into a double deck screen with 32 mm and 16 mm mesh, at a rate of 150 t/h to replicate the typical operational variables values of the plant operation.

Mineralogical characterization was performed by point counting, using reflected light microscopy. The preparation of the samples included 1) cutting, trimming and grinding at 0.03 mm, 2) mounting and embedding, 3) grinding and impregnation, 4) regrinding at 0.015 mm, and 5) polishing. A light-reflected microscopy (Leica, model MPS30) with a magnification of 200 times was used for the particles counting. Fractions below and above 325 # were used, and at least 500 particles of each phase were identified and

counted. The volumetric percentages were converted into weight percentages using the theoretical densities of each mineral. The method utilized for the chemical compositional analysis was the X-ray fluorescence [XRF] spectrometry by the fused bead technique. For this analysis, a 0.5 to 1.0 g portion of finely ground and ignited iron ore was mixed with lithium metaborate in the ratio 1:10 (sample:borate) and the mixture was fused and cast into a circular glass bead. The resultant test sample was subsequently subjected to multi-element analysis by XRF spectrometry. Multi-element analysis of iron ore lumps provided the overall concentrations of the main constituents of the product.

6. RESULTS AND DISCUSSION

The dolomitic BIFs, which are composed primarily of hematite and martitic goethite, were found to exhibit lower levels of silica and higher Loss On Ignition (LOI), compared to siliceous BIFs. More abundant clays were observed in the dolomitic samples, associated with the presence of earthy goethite with high levels of LOI (Santos and Brandao, 2003). Moreover, the degree of liberation was found to be high compared to that for siliceous BIFs. Conversely, the siliceous BIFs were found to be predominantly friable, consisting primarily of martitic and granular hematite and quartz, with minor goethite (Rosiere et al., 2003). The mineralogical characterization of the samples is presented in Table 1 below.

Table 1. Mineralogical semi-quantitative analyses, showing degree of liberation of quartz in iron ore samples, defined by optical microscopy

Ore	Siliceous	Dolomitic
Especcular hematite	0.31	0.15
Lamellar hematite	0.4	0.12
Lobular hematite	48.34	0.61
Martitic hematite	15.41	56.17

Magnetite	5.34	13.05
Goethite	19.86	21.8
Earthy Goethite	1.7	2.17
Free quartz	7.23	5.66
Caulinite	0.13	0.12
Gbsite	0.28	0.15
Quartz liberation degree	94.51	99.96

Figures 4 and 5 present photomicrographs of the dolomitic and siliceous BIF samples of the Pau Branco deposit, respectively, illustrating the presence of quartz in siliceous BIFs, in addition to their greater fragility. Moreover, these photomicrographs clearly illustrate the greater amounts of goethite associated with clays in the dolomitic BIFs.

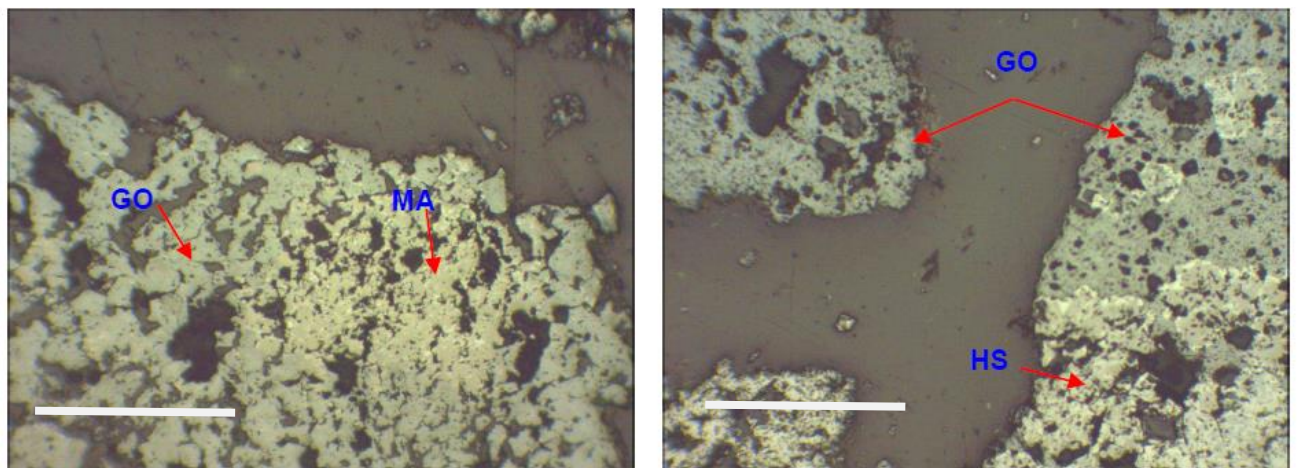


Figure 4. Dolomitic BIFs lumps (>16 mm) from the Pau Branco deposit. Photomicrograph showing MA (martite), GO (goethite), and HS (lobular hematite). Bar scale= 0.2 mm (35 X, crossed Nicols)

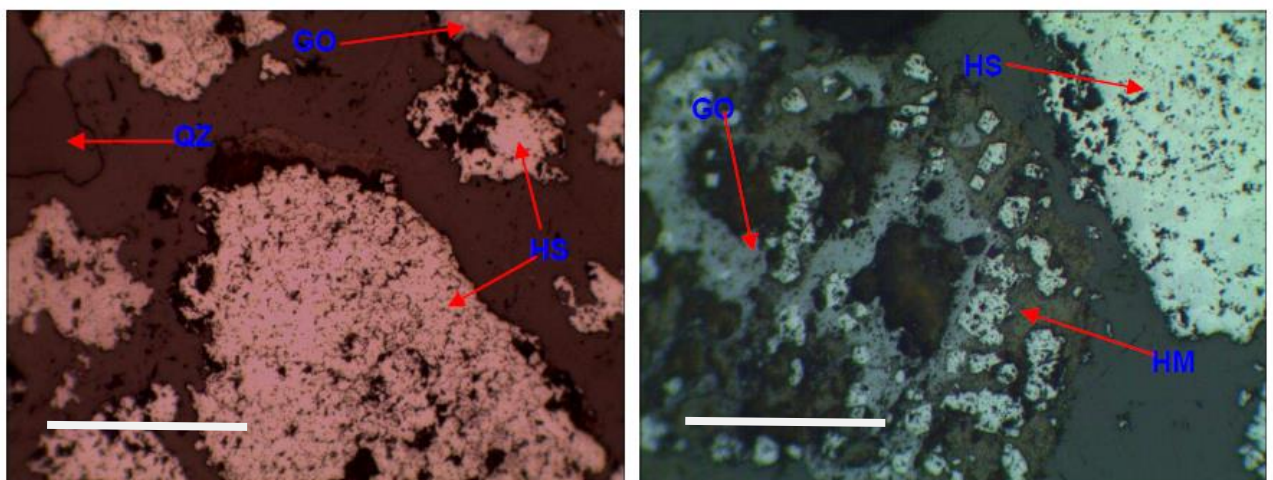


Figure 5. Siliceous BIFs lumps (>16 mm) from the Pau Branco deposit. Photomicrograph showing QZ (quartz), GO (goethite), HS (lobular hematite), and HM (martitic hematite). Bar scale= 0.2 mm (35 X, crossed Nicols)

The results of the chemical analyses are presented in Table 2, and demonstrate the existence of a strong negative correlation between total iron and silica. It is also clear that LOI contents are higher in the dolomitic BIFs owing to the greater presence of goethites and clays.

Table 2. Chemical composition and loss on ignition (LOI) for iron ore samples

Element	Siliceous	Dolomitic
Fe	58.6	62.3
SiO ₂	12.2	3.90
Al ₂ O ₃	0.79	1.11
Mn	0.14	0.09
LOI	2.40	5.90

In the tests conducted in the log washer, total disintegration of clay particles was observed owing to the considerable attrition between particles and between the particles and the blades of the equipment. This is in agreement with the decrease in LOI and Al₂O₃ and the consequent increase in Fe content. The quality of the obtained products is shown in Table 3.

Table 3. Results from tests conducted for siliceous and dolomitic BIFs in wet screening, drum scrubber, pneumatic jig, and log washer

WET SCREENING	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	LOI	<6.3 mm
SILICEOUS	61.95	5.65	1.70	1.69	6.49
DOLOMITIC	61.63	3.40	2.10	5.23	5.95
DRUM SCRUBBER					
SILICEOUS	62.53	5.02	1.31	1.12	5.97
DOLOMITIC	62.49	3.05	1.45	4.19	5.65
PNEUMATIC JIGUE					

SILICEOUS	64.54	4.48	0.99	1.07	5.68
DOLOMITIC	62.97	3.20	0.82	3.91	6.44
LOG WASHER					
SILICEOUS	63.39	4.68	0.84	1.09	4.71
DOLOMITIC	64.03	2.36	0.79	3.71	4.09

In the pneumatic jig, iron content increased owing to the elimination of clay and quartz free particles, which would have had low densities. However, the stratification process, responsible for the concentration of Fe was impacted negatively by the generation of fines from the clay particles. The resulting clay material created a pulp, which hindered the stratification of the particles. This was observed primarily during the processing of dolomitic BIFs, where clay particles were more abundant. Because both sample types exhibited high degrees of liberation (i.e., over 94%), particles with high contents of Al₂O₃, SiO₂, and LOI were eliminated, increasing the Fe content of the final product. In the jig, the final product mass was small compared to that of the feed (i.e., mass recovery was relatively low) because of reject generation. However, it may be possible to grind or crush the rejected material and feed it into another concentration process, such as spirals, flotation, or magnetic concentration.

In all of the tests, increases in Fe content and decreases in Al₂O₃ and LOI were observed owing to the clays present in the ore types investigated; decreases in the percentage of fines (<6.3 mm) were also observed. In the log washer, the fine aggregates were released and washed following extensive attrition. Conversely, in the jig, the fines (i.e., the lighter particles) were separated out as reject. Based on the gains in product quality that could be obtained by introducing the processes analyzed here into existing plants, and considering the quality of the lithologies and reserves examined, the cut-off grade for lump ore could feasibly be lowered from 60% to 58% Fe. Thus, a gain of up to 20% in the volume of lump reserves can be projected for the Pau Branco mine.

A preliminary economic analysis comparing the NPV of two potential alternatives, relative to the base case, where the cut off grade is 60% Fe, is showed in the Table 4 below. Alternative 01, considered the introduction of a typical crushing installation to

reduce the lump size to -16 mm to be treated in jigs, spirals and magnetic concentration, with an estimated cost of 3 USD/t processed. In this case, a mass recovery factor of 70% was considered, meaning that, for each ton fed, 1.4 t of product is generated. The margin contribution of the product was 30 USD/t. Scenario 02, considered the use of a log washer and jig plant to process the lump. In this scenario, a mass recovery of 90%, 0.5 USD/t, and 75 USD/t of margin contribution were estimated. In both scenarios a discount rate of 10% and a lifetime of 5 years were considered.

Table 4. Preliminary economic analysis of alternatives to increase the iron recovery from Pau Branco mine reserves.

	NPV (M USD)	CAPEX (M USD)	Pay Back (years)
Alternative 01 (<16 mm)	-1.17	15.00	-
Alternative 01 (>16 mm)	46.25	5.50	0.20

Other mines, within the QF Area, where the same ore types are present, can benefit from jig and log washer process to also increase their lump reserves and NPV. Thereby, iron ore mines can increase their reserve recovery rate, decreasing the waste generation, contributing to the sustainability of the industry.

7. CONCLUSION

In terms of improving the sustainability of mining operations, maximizing the recovery of reserves represents a great opportunity for today's mining industry. In particular, the introduction of new beneficiation processes offers the opportunity to decrease the cut-off grade of a mine, helping to maximize reserve volume.

Pau Branco mine, a medium sized iron ore mine in the Quadrilatero Ferrifero Area has a production capacity of 4,2 Mt per year. Its currently installed processes imply a cut off grade of 45% Fe for the fines (<6.3 mm), and 60% Fe for the lumps (>12 mm). The cut off grade impacts the recovery of lumps and the generation of waste. As the waste disposition capacity is a bottleneck for the process, the sustainability of the operation is limited by the lump recovery.

In the present study, samples of lumps (>16 mm) of dolomitic and siliceous BIF ores from the Pau Branco mine were mineralogical and chemically characterized and tested in log washers and pneumatic jigs; then, the potential economic gain in reserves offered by the introduction of these processes was evaluated. For comparison, the industrial processes involving wet screening and a drum scrubber were investigated.

In all tests, gains in Fe content were achieved through the elimination of clay particles and quartz. Moreover, the contents of Al_2O_3 , LOI, and fines (<6.3 mm) were reduced. For dolomitic BIFs, log washer processing resulted in degradation of the clay particles, reducing the LOI content and percentage of fines (<6.3 mm). Conversely, in the jig, the clay and silica particles were eliminated in the waste owing to their lower densities. For a mixture composed of both siliceous and dolomitic BIFs, a combination of log washers and jigs is recommended, because these equipment types generated gains in both ore types evaluated.

Based on the gains in product quality found here, a 20% increase in the volume of lumps reserve (>16 mm) can be estimated, assuming reduction of the mining cut-off grade from 60% to 58%. Thus, a percentage of the lump ore that is presently destined to end up on waste piles can, in fact, be processed, consequently increasing the NPV by 46.25M USD, ensuring sustainability of Pau Branco mine operation.

The results presented here will be applied in a project for the geometallurgical characterization of lumps, thus helping to optimize the mine system and achieve gains in sustainability through maximum utilization of reserves, the generation of less waste, and the reduction of environmental impact and production costs of both mineral and metallurgical processes. This project will be presented in a future paper.

REFERENCES

Araujo, A.C., Amarante S. C.; Souza C. C.; Silva R. R. R., 2003. Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. *Miner. Process. Extr. Metall.* 112(1), C54–C64.

Corder, G.D., McLellan, B.C., Green, S., 2010. Incorporating sustainable development principles into minerals processing design and operation: SUSOP®. *Miner. Eng.* 23, 175–181.

David, D., 2007. The importance of geometallurgical analysis in plant study, design and operational phases, in *Proceedings Ninth Mill Operators' Conference 2007*, pp 241-248 (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne).

Golev, A., Corder, G.D., 2012. Developing a classification system for regional resource synergies. *Miner. Eng.* 29, 58–64.

Gomes, R.B., De Tomi, G., 2011. Metodologia para estimativa e gestão da produtividade de lavra. *REM. Revista Escola de Minas (Impresso)* 64, 77–83.

Hilson, G., Murck, B., 2000. Sustainable development in the mining industry: clarifying the corporate perspective. *Resources Policy* 26, 227–238.

Hundertmark, A., 1996. Reflexões sobre o desenvolvimento do tratamento de minério de ferro e perspectivas sobre a tecnologia do future, in: *I Simpósio Brasileiro de Minério de Ferro, Ouro Preto, Anais*, pp. 629–654.

McNab, B, Jankovic, A, David, D, Payne, P. (2009) Processing of Magnetite Iron Ores –
Comparing Grinding Options. *Proceedings of Iron Ore 2009 Conference, Perth, Australia, 27-29 July*, pp. 277-288.

Reuter, M.A., 1999. The simulation of industrial ecosystems. *Miner. Eng.* 11, 891–918.

Rosière, C.A., Seshadri, V., Lagoeiro, L.E., Vieira, C.B., 2003. Geological characteristics of iron ores from Quadrilátero Ferrífero, in: *1st International Meeting On Ironmaking, Abm, Belo Horizonte, Anais*, 49–55.

Santos, L.D., Brandao, P.R.G., 2003. Morphological varieties of goethite in iron ores from Minas Gerais, Brazil. *Miner. Eng.* 16, 1285–1289.

Souza Neto, A.N., Capolari, L., Silva Neto, P.P., 1998. Ênfase da pesquisa de minério de ferro no centro de pesquisas da CVRD, in: XXIX Seminário De Redução De Minério De Ferro—Xiii Seminário De Controle Químico Em Metalurgia - Ix Seminário De Carboquímicos, ABM, Belo Horizonte, Anais, 681–687.

Taggart, A.F., 1954. Handbook of Mineral Dressing: Ore and Industrial Minerals. John Wiley & Sons, Inc., Sydney.

Tuazon, D., Corder, G.D., Powell, M., Ziemski, M.A, 2012. Practical and rigorous approach for the integration of sustainability principles into the decision-making processes at minerals processing operations. Miner. Eng. 29, 65–71.

Vale, 2010. Cadeia de valor do minério de ferro e os benefícios do desenvolvimento do corredor logístico para a região: AMERICAS IRON ORE, The 3rd Annual Americas Iron Ore Conference 9-11 November 2010, Rio de Janeiro, Brazil. <http://pt.slideshare.net/FabianoPessanha/apresvale2009>, Access 05/05/2013

APÊNDICE II

Mine/mill production planning based on a geometallurgical model

Abstract

The Pau Branco mine supplies two blast furnaces with iron ore lumps, and currently, charcoal consumption for pig iron production accounts for 47% of the blast furnaces' operational cost. A geometallurgical model is presented to support an economic study considering reserve volumes, product quality, and operational costs based on the metallurgical performance of different iron ore typologies. Sample analysis provides values required in the model. From the model, an alternative production plan is presented with a positive impact of USD 25.6M over the current net present value of the mining/mill system.

1 Introduction

Higher environmental and socio-economic demands in the exploitation of future mineral resources require comprehensive knowledge of ore bodies even in the early stages of the mining process. Geometallurgy combines geological and mineral processing information to create a spatial model for production planning and management.

Geometallurgy is described as an integration of fundamental economic geology and deposit mineralogy into the process of designing successful mine plans and resource recovery schemes (Hoal, 2008). A geometallurgical model can be established with three sub-models: a geological model, a process model, and a production model. The geological model gives quantitative information about minerals, elemental grades, and lithology. The process model must be capable of receiving the information from the geological model and forecasting the metallurgical response for any given geological

unit (sample, ore block, or geometallurgical domain). These two models are combined into a production model capable of handling the production time frame and different scenarios for ore mining and processing. The production model returns figures such as the amount of final product in a given time, production value, and production costs (Lund et al., 2013, Lamberg, 2011).

Applying the geometallurgical concept improves resource efficiency, reduces operational risks, and helps in optimizing production, consequently enhancing sustainability and socio-economic factors (Gomes et al., 2015).

This paper describes the development of a geometallurgical model for Pau Branco mine iron ore lumps. The model is used to define an alternative production plan, considering impacts on reserve volume, product quality, and mine and beneficiation operational costs. In addition, the impact on charcoal consumption, which is defined as a function of iron lump quality and accounts for about 47% of the cost for pig iron production, is evaluated. An economic study on the mine/mill system net present value (NPV) is also discussed.

2. Materials and Methods

Iron ore lumps produced in Pau Branco supply two blast furnaces for seamless tube production at Vallourec, Brazil: Barreiro and Jeceaba. The raw material quality influences the charcoal consumption in these blast furnaces, which accounts for much of the steel production cost. Faleiro et al. (2013) developed a statistical model to predict charcoal consumption in blast furnaces based on response surface models and linear regression models. This model estimated charcoal consumption and pig iron production cost as functions of raw material quality, including Fe and contaminant content in the iron ore lumps.

A geometallurgical model for the iron ore lumps of Pau Branco mine was developed with the aim of maximizing the economic value of the mine/mill system. This model allows adjustment of the mineral process, better control of mine and plant operation,

decreases the variability of feed quality, and supports an economic study to define the impact of production plans on the NPV of the mine/mill system.

2.1 Geological model

The first step was to define typologies from the Pau Branco geological model, grouping the geometallurgical units based on geological similarities: goethitic, siliceous, and dolomitic banded iron formations (BIFs), (Gomes et al., 2015). A description of the typologies and their participation in the Pau Branco reserve is presented in table 01.

Table 01 – Typologies from Pau Branco geological model: poor BIFs represent 40% of the reserve (Gomes et al., 2015)

Typology	Description	% Weight in Pau Branco Reserve
Goethitic BIF (T1)	high Fe, presence of martitic hematite, and goethite	5%
Rich Siliceous BIF (T2)	medium Fe, low hydratation, high silica. Presence of martite, hematite, and magnetite	25%
Rich Dolomitic BIF (T3)	medium Fe, high hydratation and clay. Presence of martite, goethite, and hematite	30%
Poor Siliceous BIF (T4)	low Fe, low hydratation and low silica. Presence of martite, hematite, and magnetite	20%
Poor Dolomitic BIF (T5)	low Fe and high hydratation and abundant in clay. Presence of martite, goethite, and hematite	20%

For each typology, 06 samples of 33 kg were collected from different locations inside the mine pit, chosen based in geological data, aiming to be representative in terms of metallurgical response. Each sample was homogenized, quartered, and submitted for chemical, and mineralogical characterization (3 kg), and metallurgical tests (30 kg). Figure 1 shows some of the benches from where typologies were taken: goethitic BIFs (T1), rich siliceous BIFs (T2), rich dolomitic BIFs (T3), poor siliceous BIFs (T4), and poor dolomitic BIFs (T5).



Figure 1 - Typologies from Pau Branco mine. For each typology, 6 samples were collected to perform laboratory scale tests.

Chemical analyses of the samples were performed at the Vallourec chemical laboratory. The method utilized for chemical composition analysis was X-ray fluorescence (XRF). Multi-element analysis of iron ore lumps provided overall concentrations of the main constituents (Gomes et al., 2015). Mineral identification was done by point counting using reflected-light microscopy. Figure 2 shows photomicrographs of the typologies, and the minerals present in the samples are compiled in table 2. The chemical analysis of the different typologies is described in table 3.

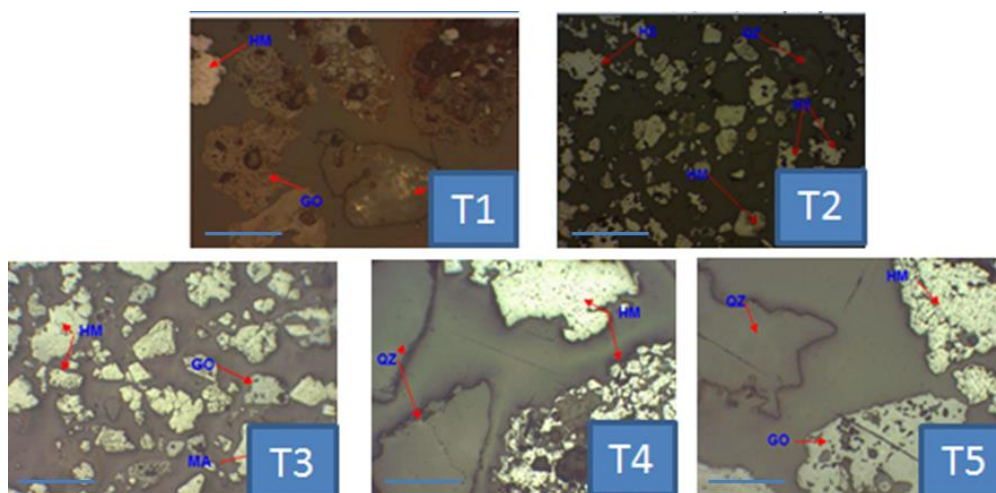


Figure 2 - Photomicrograph showing minerals present in the different typologies. hematite (HS and HM), magnetite (MG), goethite (GO), quartz (QZ). Bar Scale 0.2 mm

Table 2 - Mineralogical semi-quantitative analyses, defined by optical microscopy. The numbers represent the percentage in volume of each mineral

	T1	T2	T3	T4	T5
Hematite	28.71	71.6	56.77	57.32	46.89
Magnetite	1.35	6.24	13.3	5.3	14.27
Goethite	60.02	11.89	23.97	22.3	35.85
Quartz	3.95	9.14	5.66	1.44	2.43
Gypsite	4.44	0.68	0	2.81	0.56

Table 3 – Chemical analysis of five typologies. The typologies were defined based on common geological features.

	Chemical Analysis (%)					
	Fe	Mn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	LOI
T1	61.02	0.13	1.81	8.32	0.08	4.72
T2	54.32	0.21	1.71	1.13	0.06	3.34
T3	48.65	0.05	1.82	5.52	0.07	8.72
T4	63.05	0.05	3.65	1.51	0.07	3.68
T5	58.94	0.08	3.37	4.61	0.06	5.49

2.2 Process model

Six samples of each typology, were treated in a laboratory circuit that replicates the industrial plant: a 100 mm gap primary jaw crusher, 32 mm and 16 mm screening, cone secondary crusher for particles with diameter greater than 32 mm, and a log washer for the particles between 16 mm and 32 mm. In log washers, the attrition of the particles promotes liberation and elimination of alumina, silica and other contaminants. These forces are weak compared to comminuting, but strong enough to break unconsolidated conglomerates such as clays or break bonds between grains. Operational variables in laboratory log washer were adjusted to the same values as for the industrial: 12 % inclination, residence time of 180 seconds, 100 rpm, processing water pressure of 0.3 megapascal. The concentration factors (CFs) were defined for each typology and represent the ratio between the ore and processed product qualities. The CFs were introduced to the geometallurgical model. Figure 3 shows the typologies before and after mineral processing in laboratory.



Figure 3 - Typologies before and after laboratory metallurgical tests. T1, T3 and T5 presented a significant increase in Fe content, due the elimination of LOI, SiO₂, and Al₂O₃ particles. Bar scale (300 mm)

From January to June/2015, industrial tests were performed to calibrate the model, at least 50 batches for each typology. During a batch, the industrial plant feeding was restricted to a specific typology, and the chemical analysis results, both for ore, and product were registered. The expected CF, obtained from the geometallurgical model, considering the typology fed, was compared to the actual CF, obtained from the industrial plant tests. Accordingly, the geometallurgical model was calibrated, and supported a production plan, considering gains and losses in both mine, and blast furnace.

4. Results

The CFs obtained through industrial plant processes were coherent, compared to that obtained in the laboratory, indicating the representativeness of the typologies definition and sampling. Those results are showed in table 4. After this evaluation, the CFs were adjusted for each of the variables (Fe and contaminants SiO₂, Al₂O₃, and LOI) and the geometallurgical model was calibrated.

Table 4 –Industrial performance showed consistent CFs compared to laboratory metallurgical tests.

		T1	T2	T3	T5	T5	Average
Fe	Laboratory	1.05	1.01	1.04	1.02	1.04	1.03
	Industrial	1.07	1.02	1.05	1.03	1.06	1.04
SiO ₂	Laboratory	0.75	0.94	0.62	0.75	0.86	0.8
	Industrial	0.72	0.93	0.61	0.7	0.83	0.77
Al ₂ O ₃	Laboratory	0.47	0.59	0.47	0.58	0.59	0.56
	Industrial	0.43	0.56	0.39	0.57	0.47	0.51
LOI	Laboratory	0.59	0.79	0.9	0.98	0.87	0.87
	Industrial	0.53	0.77	0.8	0.92	0.75	0.81

5. Discussion

Because of the good alumina CF obtained by the processing of T1, T3, and T5, an iron content increase was noted in the final product. This improvement is related to the presence of goethite and its associated clays minerals, over which the log washer has a high efficiency, besides it, the high hydration present in these typologies allows the breakage and liberation of both silica and alumina particles. The same can be observed for LOI in T1. Both clay and LOI particles are eliminated by attrition because of their fragility. In contrast, quartz (SiO₂ particles are not fragile enough to be eliminated, and the best CF for silica is observed in T3 owing to the high hydration and consequent fragility of its particles.

5.1 Production planning

Currently, the contributions of typologies T3 and T5 are limited by the specification of the products. Consequently, a part of these typologies' volume is not considered in the economic reserve; if current percentages are maintained, there will be a residual volume of these typologies beyond the useful life of Pau Branco.

Considering the calibrated geometallurgical model, a mine planning was developed, limiting the blend of typologies to a processed lump quality of 1.62% Al₂O₃, i.e., 0.5% higher compared to the current product specification. This specification change allowed increased participation of typologies T3 and T5 in the blend feeding of the industrial plant from 20% and 15% to 24% and 25%, respectively. This allows recovery of extra reserve volume that was not technically feasible before for quality restrictions. table 5 presents the participation of the typologies composing this mine planning and the expected final product quality based on the geometallurgical model.

Table 5 - Mine planning considering the increase of participation of typologies T3 and T5. Values represent the expected quality for the final product

	T1 (4%)	T2 (23%)	T3 (24%)	T4 (24%)	T5 (25%)	Average
Fe (%)	65.29	55.42	51.09	64.94	62.48	60.62
SiO ₂	1.3	15.91	11.16	2.56	2.8	7.67
Al ₂ O ₃	3.58	0.63	2.15	0.87	2.17	1.62
LOI (%)	2.5	2.57	6.98	3.39	4.12	4.31

5.2 Impact on mine/mill system

Iron ore lump quality affects pig iron production operational cost. Diluting the Fe content decreases the productivity of the blast furnaces; consequently, more charcoal is required to produce the same quantity of pig iron. Additionally, silica and LOI are associated with the generation of fines, which decreases the permeability of the charge and the effectiveness of the process. Higher volumes of alumina raise the fusion point of the slag, implying a higher demand for charcoal in order to raise the temperature of the reactor, avoiding cold runs.

Based on the model developed by Faleiro et al. (2013), among the evaluated variables, Al₂O₃ is the one that affects pig iron operational cost most. While an increase of 1% of Al₂O₃ in iron ore increases the specific consumption of charcoal by 20 kg/t, the same changes in SiO₂ and LOI levels represent increases of only 0.01 kg/t and 0.16 kg/t,

respectively. Conversely, a 1% increase in Fe content decreases the specific charcoal consumption by 4.5 kg/t.

Considering pig iron production of 500 kt per year, an increase of 0.5% Al_2O_3 in iron ore lumps implies 10 kg more charcoal per ton of pig iron produced. This accounts for a production cost increase of USD 1 M per year, or an NPV of USD -4.1M in 10 years with a discount factor of 15%. Conversely, the same change in product quality increases the reserve of iron ore lumps by 15%. This gain in reserve represents an NPV of USD 30M considering the same time horizon and a margin contribution of 30 USD/t for iron ore lumps. table 6 presents a comparison between the two alternatives.

Table 6 - Comparison between two alternatives for iron ore processed lump quality.

		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	LOI	NPV Impact (USD M)
Base Case	Feeding	56.84	10.49	2.72	4.87	0
	Processed ore	58.17	8.25	1.12	3.96	
Scenario 01	Feeding	56.83	10.71	3.56	5.44	25.6
	Processed ore	60.62	7.66	1.62	4.31	

6. Conclusions

Geometallurgical modeling of iron ore lumps was applied to the Pau Branco mine reserve. Samples of the typologies present in the Pau Branco mine were collected, characterized, and submitted to metallurgical tests in order to define the behavior of the ore through beneficiation treatment in an industrial plant. Concentration coefficients were determined and were introduced into the geometallurgical model. A mine plan was developed considering an increase of 0.5% Al_2O_3 in iron ore lumps compared to the current quality.

The impact on pig iron production operational cost due to this change was calculated using a model developed by Faleiro et al. (2013), and a negative NPV impact of USD 4.4M was estimated. Despite this, the gain in iron ore lump reserve and reduction of

mine operational costs summed to an overall positive impact of USD 25.6M in the NPV, indicating the feasibility of the production plan for the mine/mill system.

References

Faleiro, R. and Sampaio, R. 2013 Statistical modeling of charcoal consumption of blast furnaces based on historical data. *J. Mater. Res. Technol.* 2,303-310

Gomes, R., De Tomi, G., Assis, P. 2015. Impact of quality of iron ore lumps on sustainability of mining operations in the Quadrilatero Ferrifero Area. *Miner. Eng.* 70, 201–206.

Hoal, K. O., 2008, Getting the Geo into Geomet: SEG Newsletter (Soc. Economic Geologists), v. Number 73.

Lamberg, P., 2011. Particles – the bridge between geology and metallurgy. In: Conference in Mineral Engineering, 8–9 February, 2011, Luleå, Sweden, 1–16.

Lund, C., Lamberg, P. and Lindberg, T., 2013. Practical way to quantify minerals from chemical assays at Malmberget iron ore operations – An important tool for the geometallurgical program. *Miner. Eng.* 49, 7-16.

APÊNDICE III

Iron ore tailings dry stacking in Pau Branco mine, Brazil

Abstract

The mining industry has seen several significant dam failures in recent years. Dam failures are associated with errors in design, implementation, operation, and monitoring (Azam and Li, 2010). Dewatered stockpiling (dry stacking) is a safer alternative to tailings dams (Rico et al., 2007) for tailings disposal; however, this method has not yet been used in iron ore mines in Brazil, where geotechnical conditions and abundance of water are favorable for the use of tailings dams. This paper describes the results of the study that supported the implementation of an innovative dewatering plant for iron ore tailings in Pau Branco mine, Quadrilatero Ferrifero, Brazil, contributing to improve its sustainability (Gomes et al., 2015). Magnetic concentration rejects (> 45 microns) were feasibly dewatered through high-frequency screenings, and slimes (< 45 microns) were effectively filtered in a horizontal filter press, enabling dry stacking of tailings. A comparison with the current tailings dam structure is presented, demonstrating that Capital Expenditure (CAPEX) for the solution proposed here is significantly lower.

Keywords: dam failures, iron ore, tailings filtering, dry stacking

Introduction

The mining industry has experienced several significant dam failures in recent history. Prior works interpreting the history of tailings storage facility failures have concluded that a lower number of failures and incidents in the two most recent decades evidence the success of modern mining regulation, improved industry practices, and modern technology. Contrariwise, since 1960, a clear trend toward failures of ever-greater environmental consequence has been noted (Bowkers and Chambers, 2015).

Tailings dams are often built using the coarse fraction of tailings from mineral processing installations with steep slopes, thereby, saving on cost. To maintain the stability of these structures is one of the most complex activities in the management of mine wastes (Azam and Li, 2010). Generally, the following reasons are responsible for failures in these structures: (i) use of residual materials from mining operations to construct the embankment; (ii) sequential dam raisings; and (iii) high maintenance costs (Rico et al., 2007).

A good option for ensuring safe tailings management is dried disposal rather than slurry disposal. Dry stacking is being applied to areas that have limited space and water resources, and in areas in which topographic and geotechnical conditions contraindicate conventional impoundments (Davies et al., 2011). This is shown in Fig. 1, which provides a summary of the relative number of dewatered facilities on a global scale.

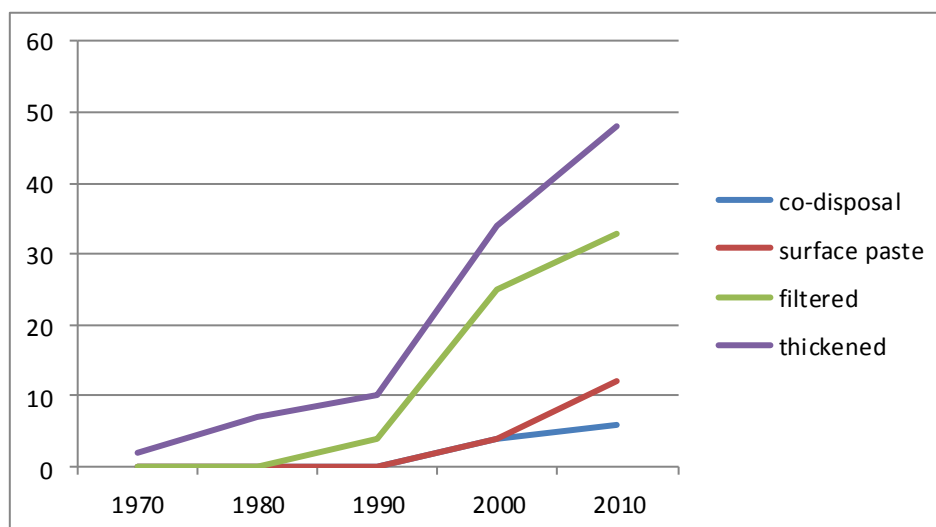


Fig. 1 Trends in use of dewatered tailings in mining: Filtered tailings disposal represents approximately 35% of the method utilized in tailings facilities (Davies et al., 2011).

Although projects have demonstrated the technical feasibility of iron ore tailings filtering (Guimarães et al., 2011), it has not been yet implemented in iron ore mines in Brazil. Some of the reasons include high cost of acquisition and operation, availability of water, and topographical and geotechnical conditions favorable to dam installations. Bibliographic references to studies evaluating dewatering screening for tailings were not found during the development of this study.

This paper describes the tests performed to define the most cost-effective manner of obtaining a dried product to be stacked in a co-disposition structure in Pau Branco mine, Quadrilatero Ferrifero, Minas Gerais, Brazil. The solutions tested include filters, dewatering cyclones and screening for fines (> 45 microns) and slime (< 45 microns). The results from dewatering, compaction, and stability tests support the implementation of a dewatering plant for tailings dry stacking, eliminating the need of a tailings dam, which is currently in use at the mine.

Materials and methods

Vallourec's beneficiation plant produces concentrated iron ore lumps and fines in Pau Branco mine (Gomes et al., 2015). Tailings are composed of both fines (> 45 microns) and ultra-fines (< 45 microns). Ultra-fines are generated from the de-sliming cycloning of the magnetic concentration process, and fines are the rejects of this process. Both fines and ultra-fines are disposed in a tailings dam inside the mine operation area. Thickening, filtering, and dewatering screening tests were performed to demonstrate the feasibility of tailings dry stockpiling and eliminate the need of a tailings dam.

Thickening tests

Thickening tests were performed using laboratory scale thickeners. These tests aimed to define the need of chemical conditioning, maximum overflow rate, and maximum solids percentage.

To evaluate the filtering performance for slimes, a leaf test apparatus was used, as described by Dahlstrom Silverblatt (1977). Cake thickness versus moisture, and filtering rate per unit area were defined. Dewatering of magnetic concentration rejects was evaluated in a high frequency screening, to define the moisture versus time per unit of screening area.

Natural sliming samples, collected from the industrial plant process, indicated 9.8% solids, 7.5 pH, 130 tph dried solids flow rate, and solids density of 3.9 g/cm³. Magnetic

concentration samples indicated 65% solids, 7.5 pH, 250 tph dried solids rate, and solids density $\sim 3.0 \text{ g/cm}^3$. A Beckman PHI 12 PH/ISE meter was used to measure pH.

Initially, to define the most effective flocculant, samples with 5% solids, and 7.5 pH, were collected from the Pau Branco mine industrial plant, representing typical industrial tailings. Anionic flocculant ASH 2620 (Praestol), ASH 2640 (Praestol), A130 (Kemira), A110 (Kemira), RAP115 (Kemira), and RAP125 (Kemira), were tested. A flocculant dosage of 40 g/t was used. Figure 2 illustrates these results.

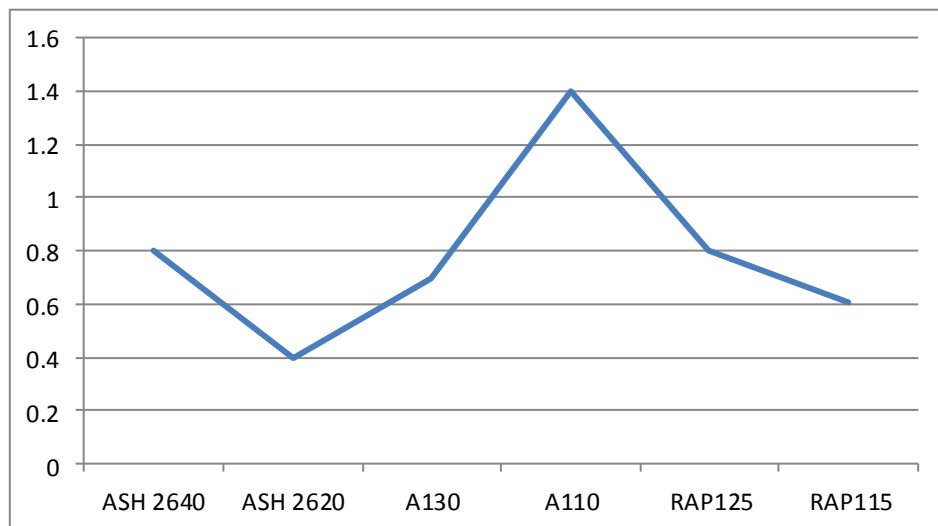


Fig. 2 Solids flow rate for flocculant type.

It can be seen from Figure 2 that flocculant A110 showed the best performance for the evaluated flow rate, but its water clearness was not satisfactory. Accordingly, flocculant RAP 125 was chosen, because of its adequate solids rate and excellent water clearness, which was less than 3 mg/l.

Subsequently, different dosages of flocculants, from 30 to 70 g/t were tried. Figure 3 shows the results.

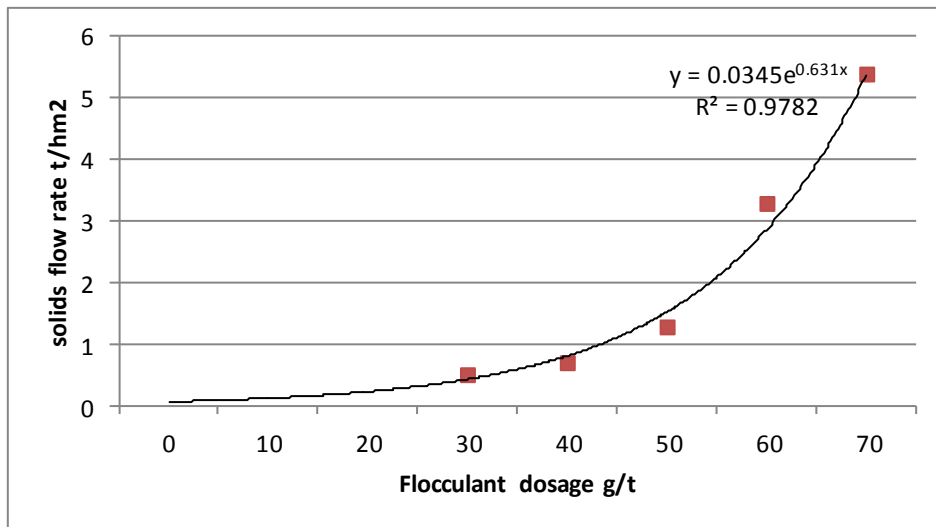


Fig. 3 Solids flow rate versus flocculant dosage.

The optimal flocculant dosage was found to be 50 g/t, as higher dosages formed big flakes that could affect the effectiveness of pumping installations.

Accordingly, considering the optimal dosage, the samples obtained from diluting the original sample with different solids percentage (from 2% to 10% solids) were submitted to thickening tests, to define the optimal solids flow. Figure 4 shows that the best solids percentage is 3%, offering the highest solids underflow.

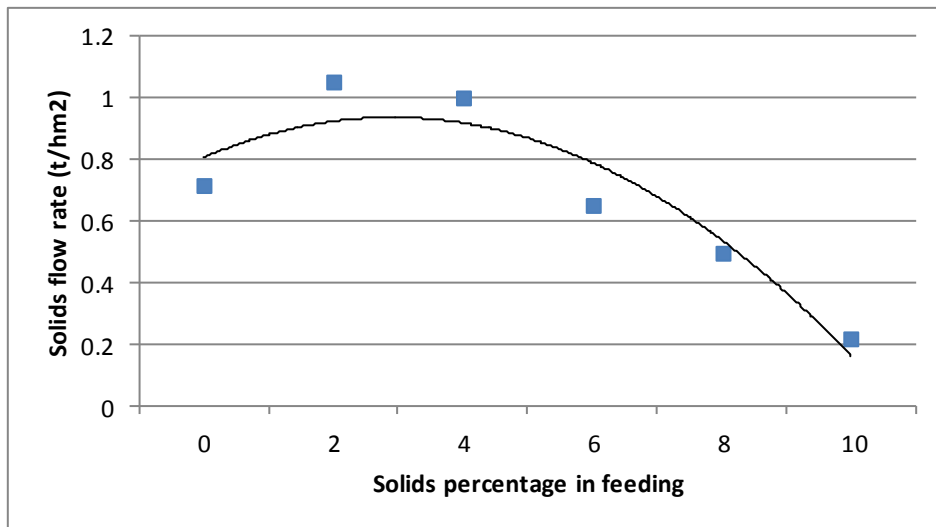


Fig. 4 Solids flow rate versus solids percentage in feeding.

After defining the best flocculant, dosage, and pulp dilution, batch settling experiments (BSE) were performed to determine the overflow rate and the settling curve, which is presented in Figure 5. BSEs were conducted using a 2000 ml graduated beaker, where the original sample with 9.8% solids was fed and diluted to 3% solids. Afterwards, flocculant RAP 125 (Kemira) was added at a dosage of 50 g/t. The slurry was then mixed by three times inversion, turning the beaker upside down, and the initial mudline height was visually measured every 20 s, till 10 min after the initial measurement, where the pulp achieved the point of compression (Kyrch, 1952). After that, a new measurement was taken at 60 minutes.

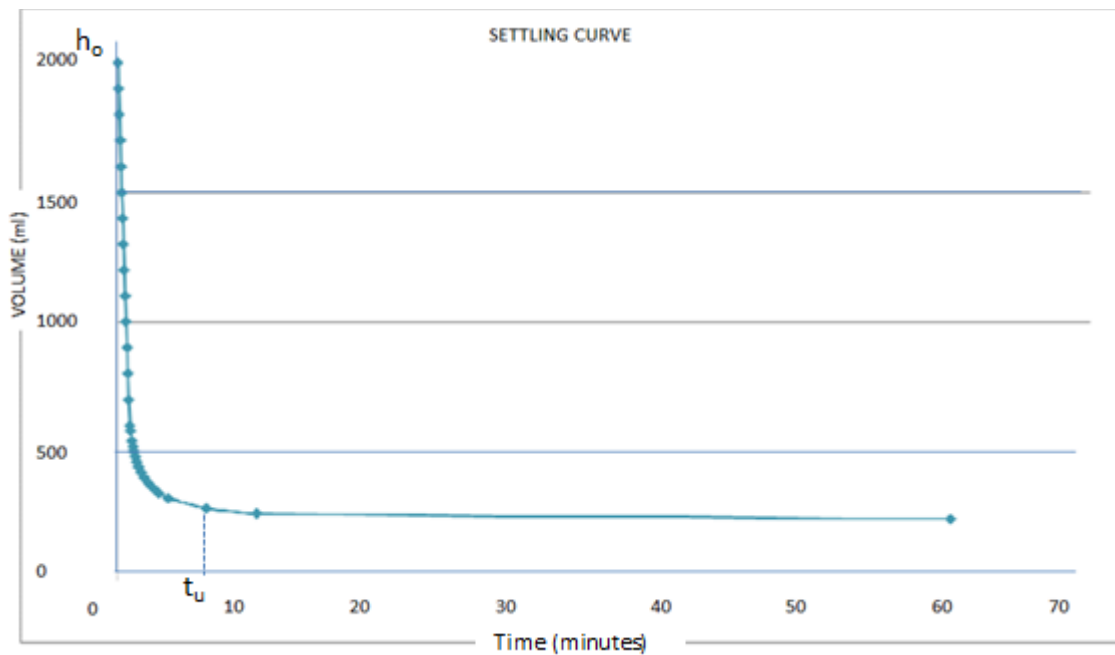


Fig. 5 Settling curve obtained from the BSEs.

Using the methods developed by Kynch (1952) and Coe (1916), where, the unit area requirements are given by:

$$\text{Unit Area (m}^2\text{tpd}^{-1}) = 0.0694 \times t_u / C_o \times h_o$$

where,

t_u : time to meet compression point (min)

C_o : initial pulp concentrates (g/cm^3)

h_o : height of the pulp from beaker base (cm)

Results from the field tests showed that for a solids rate of 130 tpd, and unit area of 0.1 m^2/tpd , a tank with an area of 312 m^2 , equivalent to a thickener with 20 m diameter would be needed.

Slimes filtration tests

Using the thickened sample from the previous test, laboratory leaf filtering tests, as proposed by Dahlstrom and Silverblatt (1977), were performed. The equipment consists of two plates, with an area of 300×300 mm, double faced, chamber thickness of 35 mm, and solids concentration of 34% (underflow of the proposed thickener). The tests are aimed to optimize the cake thickness versus the filtration rate. A premeasured amount of slurry is taken from a recipient through a diaphragm pump into the filter press. Pressure filtration begins and the amount of filtrate versus time is recorded. Figure 6 shows a schematic of the laboratory filter press experiment, and images of the cake obtained from the test are shown in Figure 7. The results from these tests are summarized in Table 1.

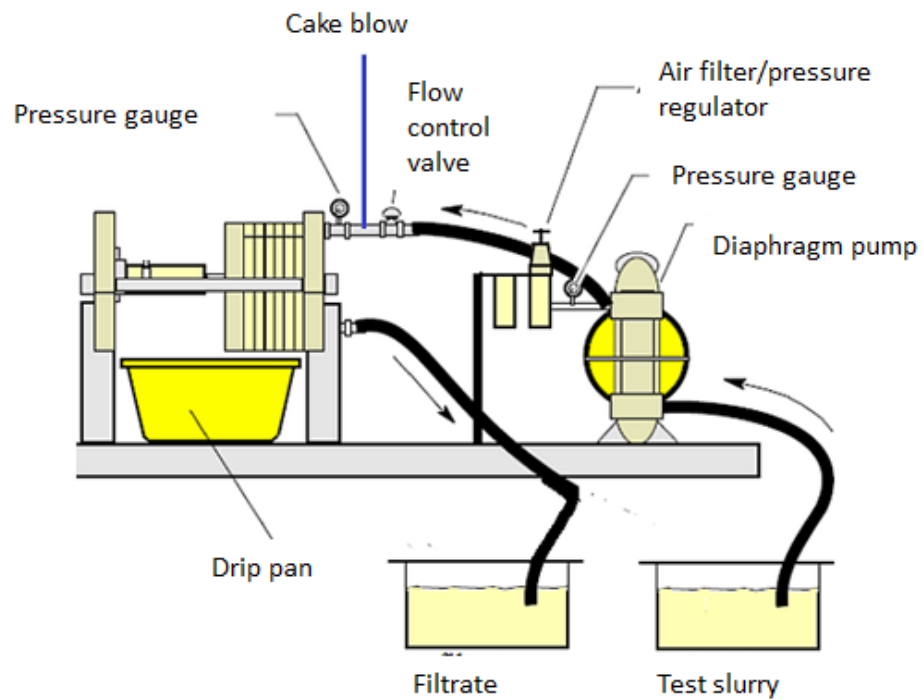


Fig. 6 Pilot filter press schematic, as proposed by Dahlstrom and Silverblatt (1977)



Fig. 7 Images of actual cake obtained from the laboratory filter. The best cake moisture was obtained for a cake thickness of 35 mm.

Table 1. Filter press sizing from laboratory experiment results

% Solids	34%
Cake Thickness	35 mm
Cake moisture	15%
Filtration cycle	20 minutes
<i>PUMP</i>	<i>9.83 minutes</i>
<i>CORE BLOW</i>	<i>0.34 minutes</i>
<i>AIR BLOWING AFTER CAKE WASHING</i>	<i>1.36 minutes</i>
<i>CLOSING / OPENING</i>	<i>3.05 minutes</i>
<i>DISCHARGE</i>	<i>5.42 minutes</i>
Fabric	Andritz 211
Feeding pressure	7 kgf/cm²
Necessary filter area	1306 m²
Cake discharge clog	No
Need of washing	Every 24 hours

Dewatering screening tests on magnetic concentration rejects

Magnetic concentration rejects were tested in a pilot plant: 25 tph pulp, 30% solids feeding a dewatering high-frequency screening with 0.15 mm aperture, and 3 m² of useful area. The underflow feeds a battery of four cyclones with a diameter of 254 mm. The underflow of the cyclones retro-feeds the screening. Screening overflow is stockpiled. The final moisture obtained was 15%, which is appropriate for dry stacking. Figure 8 shows and schematics and Figure 9 shows a picture of the dewatering plant, used in the magnetic concentration rejects dewatering.

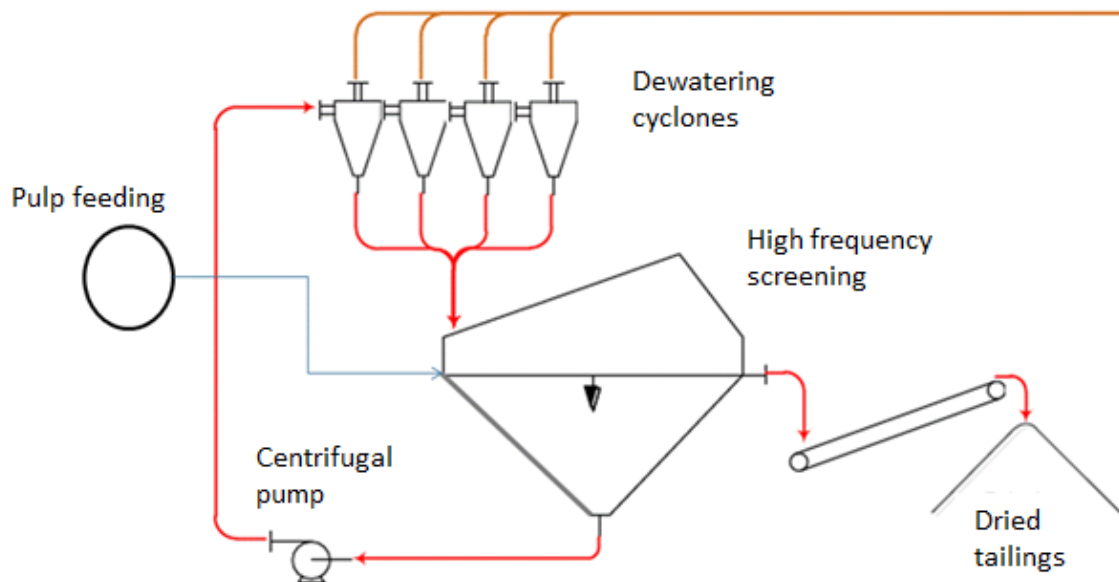


Fig. 8 Schematics of dewatering high-frequency screening

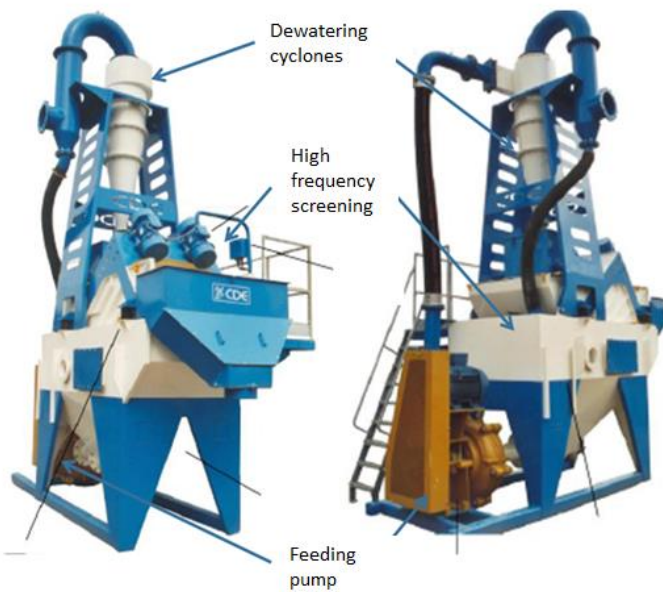


Fig. 9 Front and rear view of the pilot dewatering plant

Discussion

Test results demonstrated the feasibility of dewatering for iron ore tailings from Pau Branco mine, as dried cakes with final moisture content of about 15% for natural slimes (ultrafines, < 45 microns) and 15% for magnetic concentration rejects (granulometry between 150 and 45 microns) were obtained. These results are convenient for dry stacking, for which the maximum recommended moisture is 20–25% (Davies et al., 2011).

A comparison of the results reported by Guimarães et al. (2011) with those obtained in this work is shown in Figure 10; it can be seen that slimes from Pau Branco mine are coarser. This may explain the higher efficiency, both in terms of final moisture (20% against 15%) and unitary filtering rate (100 kg/h.m^2 against 128 kg/h.m^2).

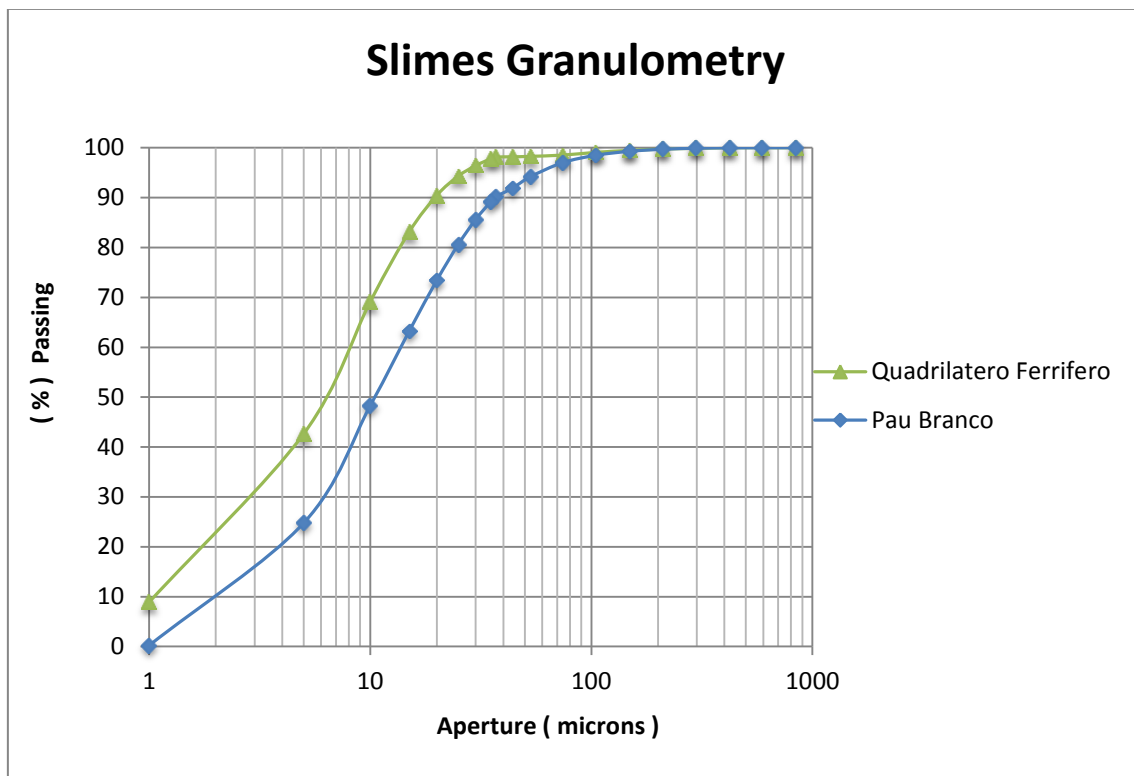


Fig. 10 Comparison between slimes from Pau Branco and other Quadrilatero Ferrifero mines (Guimarães et al. 2011). For Pau Branco slimes, 50% of the grains are retained in a 10 microns aperture, against only 30% for the slimes tested by Guimarães et al. (2011).

Based on the tests results, the following flowsheet was proposed: tailings generated from the industrial plant are classified in a cyclone in 45 microns. Coarse tailings are then treated in dewatering screening, 100 tph, and fine tailings are treated in a thickener to feed a horizontal filter press, 200 tph. Both processes generate a final dried reject with 15% moisture.

On comparing the current cost of acquisition of the equipments, filter press, and high frequency screening dewatering, against the cost registered by Guimarães et al. (2011), a considerable decrease in CAPEX over production capacity ratio can be observed. Such savings can be explained by: (1) a decrease in the filtering unit area cost (USD/m²), probably because of the development of technology and the number of suppliers and unities sold, (2) lower dewatering screening unit area cost (USD/m²), compared with a filter press, and (3) higher unit area rate (kg/h.m²) of both filter press

and dewatering screening of Pau Branco mine materials compared with those tested by Guimaraes et al.

A comparison between these indexes is presented in Table 2.

Table 2. Economic evaluation of Pau Branco tailings dewatering against Guimaraes et al. (2011) results

Slimes QF (Guimaraes et al., 2011)			Pau Branco		
			Slimes Filter Press	Magnetic Concentration Rejects Dewatering Screening	Total Tailings
Capacity (tph)	440		200	100	300
CAPEX M USD	21		4	1.2	5.2
Ratio (M USD/tph)	0.05		0.02	0.01	0.02

The moisture obtained from the process guarantees the dry stacking of the tailings, eliminating the need of the currently used tailings dam. This was confirmed by compaction and stability simulations.

The method of obtaining the stability factor for earth structures, from materials analysis, is explained in the literature (Sidle and Ochiai, 2006, Malkawi, 2001, Turner and Schuster, 1996, Dikau et al. 1996; Weber, 1994). Co-disposition of dried tailings and mine waste will follow the project primarily developed for thickened tailings of Pau Branco mine. Deterministic and probabilistic stability analysis demonstrate a friction angle of 28°, cohesion of 5 kPa, specific weight of 20 kN/m³, average stability factor of 1.765, with 0.0000% probability of failure. This information is presented in Fig. 11.

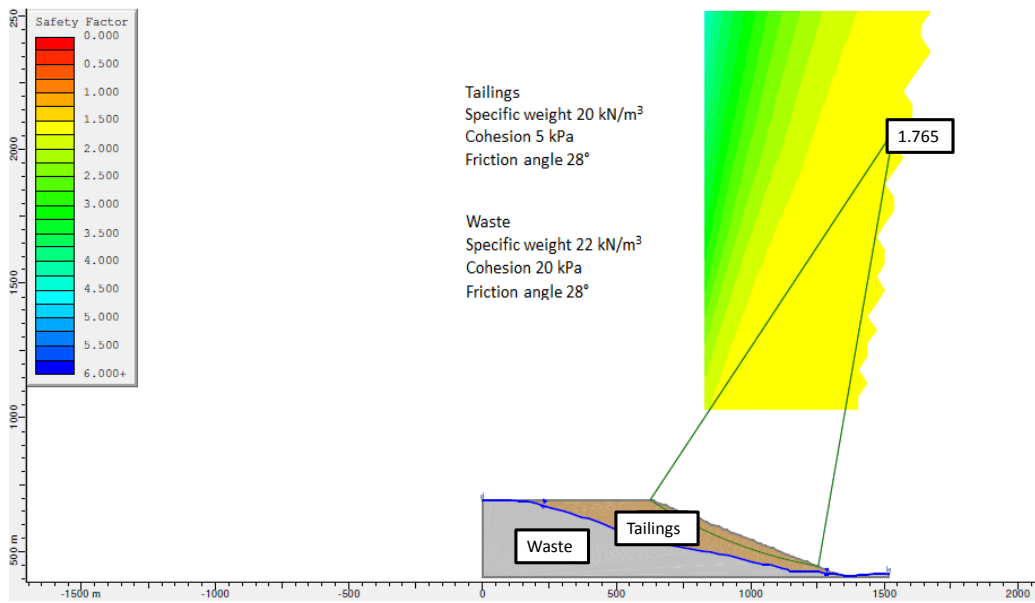


Fig. 11 Stability factor calculation model for Pau Branco mine co-disposal structure.

CAPEX for the dewatering plant project is estimated at a total of USD 5 million, with USD 1 million for dewatering high-frequency screening and USD 4 million for the filter press. Compared with the preliminary project of tailings co-disposal, where a tailings dam would be required, this method represents a safer solution, with the benefits of water recycling capability, lower monitoring and maintenance costs, besides lower environmental and social impact risks.

Pau Branco mine tailings dam has an area of 200,000 m² [400 m (width) × 500 m (length)], and its beneficiation plant generates an annual volume of 1,000,000 m³ of tailings. Considering the current reserve and processes, the expected lifetime of the system is about 20 years. Consequently, at the end of useful life, it will have generated 20,000,000 m³ of tailings, implying the need for 100 m heightening of the dam (10 heightening of 10 m each). For an average dam width of 10 m, a slope angle of 30°, and 400 m in length, the corresponding volume of this heightening will be about 3,500,000 m³. Considering an average cost of heightening of 10 USD/m³, the total CAPEX for the necessary heightening would be USD 35 million, seven times the CAPEX of the proposed dry stacking plant.

Conclusion

Tailings dam are the conventional solution for tailings disposal in most Brazilian iron ore mines. In the Quadrilatero Ferrifero region, abundance of water, and geotechnical features are favorable for the installation of iron ore tailings dams. However, these structures have a high risk of collapse, resulting from errors in their project, operation, monitoring, and maintenance.

An innovative dewatering process for Pau Branco mine was evaluated, demonstrating the technical and economic feasibility of its implementation. Tailings from mineral processing classified in 45 microns are treated in a thickener and horizontal filter press (200 tph, < 45 microns), followed by dewatering screening (100 tph, > 45 microns), and obtaining a final moisture of 15%, which is adequate for dried stockpiling.

The solution proposed in this study presents economic, environmental, and social advantages, compared with the tailings dam currently in operation in Pau Branco. Considering the expected lifetime of the project, a total of 35 million USD would be required to maintain the capacity of the dam, with 10 consecutive dam raisings, which amounts to seven times the CAPEX of 5 million USD required to install the dewatering plant proposed in this study.

References

Azam, S., Li, Q., “Tailings Dam Failures: A Review of the Last 100 Years”, *Geotechnical News*, December 2010

Bowker, L. N., Chambers, D. M., “The risk, public liability, & economics of Tailings Storage Facility failures”, *Earthwork Action*, July 21, 2015

Coe, H.S. and Clevenger, G. H., Methods for determining the capacities of slime thickening tanks. *Trans. AIME*, 55, 356–384 (1916)

Davies, M. Filtered Dry Stacked Tailings – The Fundamentals. Proceedings Tailings and Mine Waste 2011 Vancouver, BC, Nov 2011

Dahlstron, D.A. and Silverblatt, C.E. Continuous vacuum and pressure filtration. In: Purchas, D. B. (ed). Solid/liquid separation and scale up. Croydon Uplands Press. 445–491 (1977)

Dikau, R., Brunsden, D., Schrott, L. and Ibsen, M.-L. Landslide recognition: identification, movement and causes. John Wiley & Sons, Chichester (1996)

Gomes, R., De Tomi, G., Assis, P. 2015. Impact of quality of iron ore lumps on sustainability of mining operations in the Quadrilatero Ferrifero Area. Miner. Eng. 70, 201–206.

Guimarães, N.C. Filtragem de rejeitos de minério de ferro visando a sua disposição em pilhas. Belo Horizonte: UFMG, 114 (Dissertação de Mestrado) (2011)

Kynch, G.J., Trans. Faraday Soc, 48, 166 (1952)

Malkawi, A.I.H., Hassan, W.F., and Sarma, S.K. Global search method for locating general slip surfaces using monte carlo techniques. Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering. 127, 8, 688–698, Aug 2001.

Rico M., Benito G., Salgueiro A.R., Diez-herrero A., and Pereira H.G. Reported Tailings Dam Failures: A Review of the European Incidents in the Worldwide Context. Elsevier, Netherlands (2007)

Sidle R. C. and Ochiai H. 2006, Landslide Processes, Prediction, and Land use, Washington DC, American Geophysical Union, 1–312 (2006)

Turner, A. Keith, and Schuster, Robert L. Landslides— Investigation and mitigation: National Research Council, Transportation Research Board Special Report 247, National Academy Press, Washington DC, 673 (1996)

Weber, D. Research into earth movements in the Barcelonnette basin (Alpes de Haute-Provence, France). In: Temporal Occurrence and Forecasting of landslides in the European Community,” final report of EPOCH Contract no90 0025, part II, Vol. I, European Commission, EUR 1580EN, 321–336 (1994)