

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa De Pós-Graduação Em Engenharia De Minas,

Metalúrgica e de Materiais (PPGE3M)

**DEFINIÇÃO DE ESPAÇAMENTO AMOSTRAL PARA CLASSIFICAÇÃO DE  
RECURSOS MINERAIS BASEADA EM DADOS DE RECONCILIAÇÃO DA  
PRODUÇÃO**

**Roberto Quadros Menin**

Dissertação para obtenção do título de

Mestre em Engenharia

Porto Alegre, RS

2017

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa De Pós-Graduação Em Engenharia De Minas,

Metalúrgica e de Materiais (PPGE3M)

**DEFINIÇÃO DE ESPAÇAMENTO AMOSTRAL PARA CLASSIFICAÇÃO DE  
RECURSOS MINERAIS BASEADA EM DADOS DE RECONCILIAÇÃO DA  
PRODUÇÃO**

**Roberto Quadros Menin**

Dissertação realizada no Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro da Escola de Engenharia da UFRGS, dentro do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGE3M), como parte dos requisitos para a obtenção do Título de Mestre em Engenharia.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral, Ambiental e Metalurgia Extrativa

Porto Alegre, RS

2017

Esta dissertação foi julgada adequada para a obtenção do Título de Mestre em Engenharia e aprovada em sua forma final, pelo Orientador e pela Banca Examinadora do Curso de Pós-Graduação.

Orientador:

Prof. Dr. João Felipe Coimbra Leite Costa

Banca Examinadora:

Geol. Dr. Diniz Tamantini Ribeiro (Vale)

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni (DEMIN/UFRGS)

Prof. Dra. Vanessa Cerqueira Koppe (DEMIN/UFRGS)

Prof. Dr. Carlos Pérez Bergmann

Coordenador do PPGE3M

## Agradecimentos

Ao professor João Felipe Coimbra Leite Costa pela oportunidade de ser meu orientador, por sua confiança e principalmente amizade durante meus estudos, sempre disposto a ajudar, discutir e aconselhar. Sua orientação foi fundamental para este trabalho.

Aos colegas do LPM, tornando o ambiente de trabalho mais agradável para se estar, em especial Marcel pela grande amizade, trabalhos e conversas desenvolvidos diariamente.

Aos amigos João Dirk, Cássio Diedrich e Wellington de Paula pela recepção em Carajás e na Vale, guiando o início da minha carreira profissional, por meio de seus conselhos e inúmeras discussões técnicas, fundamental para desenvolver o meu trabalho nesta companhia.

Aos colegas da Vale Belo Horizonte, pelo apoio prestado durante o desenvolvimento deste estudo. Em especial à Ismael, Falcone e Adilson.

Aos demais colegas da mina do Sossego, pela convivência e amizade desenvolvida dentro do dia-dia da nossa operação.

Aos meus pais Valni e Joseti, por seus esforços incessantes em busca do melhor para mim, me proporcionando a estabilidade necessária para obtenção deste título.

Finalmente, agradeço ao meu Amor Joice. Foste a peça fundamental e mais importante na minha vida, sempre me apoiando nos momentos de desânimo nas horas mais difíceis e inquietantes desta caminhada, me dando força sempre que precisei. A minha companhia, a minha felicidade diária, te amo.

“O cansaço físico, mesmo que suportado forçosamente, não prejudica o corpo. Já o conhecimento imposto à força não pode permanecer na alma por muito tempo.”

**Platão**

## Sumário

Lista de Figuras.....	vii
Lista de Tabelas.....	ix
Resumo.....	xi
Abstract.....	xii
Introdução.....	1
1.1. Meta.....	4
1.2. Objetivos.....	4
1.3. Metodologia.....	4
1.4. Estrutura da dissertação.....	6
Os sistemas internacionais para declaração de Recursos Minerais.....	8
2.1. Códigos de Classificação.....	8
2.2. Classificação de Recursos corrente.....	17
O Processo de reconciliação e a utilização dos fatores de reconciliação ...	23
3.1. Reconciliação.....	23
3.2. Processo de reconciliação aplicado aos depósitos analisados.....	26
Metodologia e análise do processo aplicado para definição do espaçamento amostral.....	34

4.1. Construção dos <i>grids</i> e envoltórias geológicas .....	34
4.2. Interpolação dos modelos de bloco e definição das bases de comparação	41
4.3. Definição das bases de comparação.....	46
4.4. Análise comparativa .....	49
Conclusões e recomendações .....	58
5.1. Conclusão .....	58
5.2. Recomendações.....	59
Referências .....	60

## Lista de Figuras

Figura 1.1 Procedimento para obtenção das malhas amostrais. A esquerda malha (1.1a) densa de curto prazo e a direita (1.1b) malha extraída da primeira para realizar estimativa .....	5
Figura 2.1 Classificação de recursos atualmente empregada para o projeto UGP.....	20
Figura 2.2 Classificação de recursos atualmente empregada para o projeto OPP.....	21
Figura 3.1 Esquema de reconciliação aplicado as cavas C1/C2. Os parâmetros-chave: LP, modelo de longo prazo; CP, modelo de curto prazo; P1, material movimentado mina-estoque; P2, material movimentado mina-britador; P3, material retomado estoque-britador; e PRO material recebido pela planta de processamento.....	28
Figura 3.2 Fatores de reconciliação obtidos através dos resultados para as cavas C1 e C2, considerando os dados de produção em um período global analisado (5 anos).....	32
Figura 4.1 Vista superior dos cenários gerados com variação do espaçamento amostral à partir dos dados exaustivos da cava C1. (a) Dados exaustivos; (b) espaçamento amostral médio 10x10 m; (c) espaçamento amostral médio 20x20 m; (d) espaçamento amostral médio 30x30 m; e (e) espaçamento amostral médio 40x40 m.....	37
Figura 4.2 Vista superior dos cenários criados com variação do espaçamento amostral à partir dos dados exaustivos da cava C2. (a) Dados exaustivos; (b) espaçamento amostral médio 10x10 m; (c) espaçamento amostral médio 30x30 m;	

(d) espaçamento amostral médio 30x40; e (e) espaçamento amostral médio 40x40 m. ....38

Figura 4.3 Vista superior dos sólidos resultantes do processo de extrusão das interpretações geológicas dos planos horizontais da cava C1. (a) Seção horizontal interpretada a partir de uma malha com espaçamento médio de 30x30 m; (b) sólido de extrusão das Interpretações horizontais da malha de 10x10 m; (c) malha de 40x40 m; e (d) malha de 60x60 m. ....40

Figura 4.4 Vista superior dos sólidos resultantes do processo de extrusão das interpretações geológicas dos planos horizontais da cava C2. (a) Seção horizontal interpretada a partir de uma malha de dados exaustivos; (b) sólido de extrusão das interpretações horizontal interpretada a partir de uma malha de dados exaustivos; (b) sólido de extrusão das interpretações horizontais da malha de 10x10 m; (c) malha de 20x20 m; e (d) malha de 50x50 m. ....41

Figura 4.5 Correlogramas experimentais nas 3 direções principais para os dados C1, em ordem decrescente de continuidade: em vermelho (150/-55), verde (150/35) e roxo (60/0).....43

Figura 4.6 Correlogramas experimentais nas 3 direções principais para os dados C2, em ordem decrescente de continuidade: em vermelho (160/-80), verde (160/70) e roxo (70/0).....44

Figura 4.7 – Vista superior de uma seção horizontal geológica interpretada e o modelo de blocos resultante do processo de interpolação para as cavas C1 (a) e C2 (b). Malhas com espaçamento médio de 30x30 m e 10x10, respectivamente. ....46

Figura 4.8 Vista em seção vertical das cavas alinhadas utilizadas para a base de comparação dos períodos de tempo de produção: (a) trimestral, (b) anual e (c) global.....48

## Lista de Tabelas

Tabela 2.1 Países representantes do Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards - CRIRSCO, e seus respectivos comitês. ....	16
Tabela 2.2 Parâmetros de continuidade espacial dos modelos variográficos para o projeto UGP. ....	18
Tabela 2.3 Parâmetros utilizado nas vizinhanças de interpolação praticada para o projeto UGP. ....	19
Tabela 2.4 Parâmetros de continuidade espacial dos modelos variográficos para o projeto OPP. ....	20
Tabela 2.5 Parâmetros de busca usados na interpolação para o projeto OPP. ....	20
Tabela 4.1 Malhas amostrais geradas a partir do banco de dados exaustivos, para análise da influência do espaçamento amostral. ....	35
Tabela 4.2 Estatística básica dos dados exaustivos e de cada uma das malhas criadas. ....	42
Tabela 4.3 Parâmetros utilizados para ajuste do modelo aos correlogramas experimentais. ....	44
Tabela 4.4 Estratégias de busca utilizadas para a estimativa dos teores. ....	44
Tabela 4.5 Distâncias anisotrópicas para cada estratégia de busca, utilizadas na estimativa dos depósitos C1 e C2. ....	45
Tabela 4.6 Resultado estatístico da estimativa das malhas referentes a cava C1. ....	45

Tabela 4.7 Resultado estatístico da estimativa das malhas referentes a cava C2.....	45
Tabela 4.8 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período global de observação para a cava C1, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.....	51
Tabela 4.9 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período global de observação para a cava C2, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.....	51
Tabela 4.10 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período anual de observação para a cava C1, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.....	52
Tabela 4.11 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período anual de observação para a cava C2, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.....	52
Tabela 4.12 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período trimestral de observação para a cava C1, em termos de massa, teor e conteúdo metálico. ....	54
Tabela 4.13 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período trimestral de observação para a cava C2, em termos de massa, teor e conteúdo metálico. ....	55
Tabela 4.14 Malhas médias estabelecidas para suportar cada classe de recurso mineral, considerando o nível de erro aceitável e os volumes de produção estabelecidos. ....	55
Tabela 4.15 Distribuição percentual entre as classes de recursos minerais considerando o método antigo e novo através da metodologia proposta, utilizando reconciliação de dados de produção.....	56

## Resumo

Face à diversidade de depósitos minerais existentes, a indústria de mineração tem continuamente desenvolvido novas metodologias e definições para classificação dos recursos minerais, sem que exista um consenso para a utilização de um único método. Os métodos mais comuns, aplicados na indústria mineral, são variância de krigagem, restrição da vizinhança de busca e simulações condicionais. Esses métodos geralmente não usam as informações de produção, ficando estritamente dependentes da qualidade e quantidade de informações disponíveis à longo prazo ficando a critério da experiência e julgamento do profissional responsável pela declaração dos recursos. Esse trabalho descreve os resultados do estudo baseado em amostras de produção para definir o espaçamento amostral necessário para suportar a classificação de recursos minerais em projetos semelhantes em sua escala de produção e estilo de mineralização, considerando os intervalos de confiança para tonelagem e teor. A definição de uma malha amostral adequada e os resultados detalhados para classificação dos recursos minerais estão demonstradas em um projeto de mina à céu aberto e um projeto subterrâneo adjacente a uma mina em operação. Este estudo considera um depósito sulfetado (Cu-Au) de uma mina em operação, localizada no norte do Brasil, como fonte de informação análoga.

## **Abstract**

The varied types of mineral deposits and geological features around the world have led to the creation of a large number of techniques, methodologies, and definitions for mineral resource classification. The most common methods used in the mineral industry include kriging variance, drilling spacing, neighborhood restriction, and conditional simulations. These methods generally do not use the reconciled production information, only long-term borehole information based on a personal judgment for defining confidence intervals/limits on the mineral resource classification. A drilling spacing back-analysis study for defining mineral resource classification has been completed considering the confidence intervals for tonnages and grades related to its respective production volumes, based on short-term production reconciliation of analog deposits. The definition of adequate drill holes spacing and detailed results for classifying mineral resources are demonstrated at an open pit and an underground project adjacent to an existing mining operation. This study considers a Brazilian sulfide deposit (Cu-Au) operating mine as the analogous source of information.

# Capítulo 1

## Introdução

Com o exponencial crescimento de novas tecnologias e a busca constante pela redução das incertezas intrínsecas aos depósitos minerais, novas metodologias para classificação de recursos minerais estão constantemente sendo desenvolvidas. Entretanto, em razão dos mais diferentes tipos de mineralizações existentes, se torna inviável a definição de uma metodologia padrão de classificação dos recursos. As estimativas de recursos, de um modo geral, levam em consideração o julgamento pessoal do Profissional Qualificado Registrado/*Chartered Professional (QPs/CPs)*. O avaliador de recursos usa na classificação dos recursos critérios que se baseiam, via de regra, em densidade amostral e algum parâmetro derivado dos métodos geoestatísticos aplicados. A validade dos critérios usados para definição desses recursos está sujeita a uma série de hipóteses, sendo que esses parâmetros só podem ser corroborados após ser realizada uma análise da realidade operacional executada, por meio de uma reconciliação completa de produção.

Burmeister (1988) analisou 35 operações de mina de ouro na Austrália, entre os anos de 1984 e 1987. Aproximadamente 70% das operações não alcançaram a meta planejada de produção em seu primeiro ano. Apenas duas delas alcançaram o nível de recuperação de projeto e, nas demais que alcançaram ou excederam o objetivo, a razão para o sucesso foi um desempenho da planta de beneficiamento superior ao esperado em etapa de projeto. As principais razões apontadas para a pobre reconciliação incluíam principalmente (i) a utilização de técnicas de estimativas impróprias, (ii) interpretação geológica inadequada, (iii) análises incertas, seguidas por (iv) excessiva diluição e (v) campanha de sondagem inadequada.

Um estudo apresentado por Harquail (1991), em operações localizadas na América do Norte, demonstrou 39 casos que não obtiveram sucesso em suas

operações. Vinte desses casos ocorreram por questões inerentes a classificação de recursos e classificação de reservas minerais, incluindo erros associados a um inadequado processo de amostragem e também falta de conhecimento da geologia local. As duas principais questões identificadas nestes e outros estudos estão associadas com uma estimativa dos teores e tonelagens incorretas e uma inadequada avaliação da diluição e das perdas de lavra (Souza, 2007).

Silva (2013) resumiu as principais metodologias utilizadas para classificação de recursos através da compilação dos relatórios emitidos publicamente por companhias listadas na bolsa de valores de Toronto. Nesses, a vizinhança de busca, espaço entre as amostras e variância de krigagem as metodologias mais aplicadas entre os 120 relatórios que continham informações suficientemente necessárias para determinar a metodologia usada nestes casos.

Diversos estudos ao longo dos anos dissertam a respeito de boas práticas e recomendações para a classificação dos recursos minerais como Popoff (1966), Yamamoto (1996), entre outros. Froidevaux (1982) cita a pergunta pelo qual o avaliador de recursos tenta responder: qual o grau de certeza de que há metal realmente e em que quantidade? Os mais atuais códigos de classificação de recursos minerais não são prescritivos quanto a regulamentações nem definições de uma técnica exclusiva que deva ser utilizada para a definição dos recursos minerais. Define-se, somente, que as pessoas responsáveis devam prezar essencialmente pelo preceito da transparência, materialidade, cabendo a ela a decisão, por meio de sua experiência declarada, qual abordagem deve ser seguida e utilizada.

Da mesma maneira, os códigos não são prescritivos quanto a definição da metodologia aplicada para classificação dos recursos minerais e, também, quanto a limite de confiança ou precisão relativa para quantificação de recursos e reservas. A sensibilidade dos valores obtidos varia entre os diversos autores, muito em função de suas experiências anteriores, ou conhecimento prévio das características geológicas ou continuidade espacial dos teores dos depósitos em estudo (Souza, 2007).

Vallée e Côte (1992) indicaram que a margem de erro para projetos em etapa de viabilidade deve ser de  $\pm 10\%$ . Harrison (1983) apresentou a metodologia utilizada

pela companhia Exxon Minerals, onde recursos e reservas são separadas em três classes distintas (I, II e III). Associada a estas classes, considerando uma base anual de produção, se associa os níveis de erros relativos de 10%, 20% e 40% respectivamente. Verly *et al.* (2014) considera um alto nível de confiança para recursos medidos,  $\pm 15\%$  de acurácia considerando um intervalo de confiança de 90% em um curto período de tempo (incrementos mensais a trimestrais de produção).

Verly *et al.* (2014), Silva e Boisvert (2014), Alastair *et al.* (2013), Malaki Tehrani *et al.* (2013), Verly *et al.* (2014), entre outros, propõem a utilização de metodologias para classificação de recursos minerais por meio de proposições geoestatísticas, como simulações condicionais, variância de interpolação ou abordagem de indicatrizes. Nenhum dos métodos propostos apresenta uma conexão dos recursos previamente categorizados com a realidade operacional, ou utiliza de comparação por meio de uma completa reconciliação dos resultados para demonstrar sua eficiência. As metodologias citadas não consideram a operacionalização desses recursos, sendo tais atribuições comumente aplicadas para definição de reservas e não recursos. Entretanto, questões como a definição de equipamento e método de lavra, podem auxiliar a tomada de decisões inerentes também à classificação dos recursos. Uma melhor definição da SMU e definição do adensamento da malha amostral tornam-se os pontos fundamentalmente mais afetados. Cabe à pessoa responsável definir, com base na sua experiência, como esses recursos devem ser classificados.

Face ao impacto financeiro que pequenas diferenças entre o que é previsto e o que é produzido podem incorrer, torna-se importante uma correta definição das reservas minerais. Associado a correta definição dos reservas minerais, é peremptório que a densidade de informação existente também seja adequada, evitando erros de classificação e, conseqüentemente, diferenças entre o que é esperado e executado na realidade.

A utilização de dados de produção para definição do espaçamento amostral médio, que suporte as escolhas da parte dos recursos para ser colocado em cada categoria de recursos minerais, é essencial para a otimização das etapas iniciais de execução de projetos minerais. Considerar fatores como reconciliação do modelo de

longo prazo ao concentrado final confere aos recursos a validação necessária por meio de uma realidade operacional. Tal prática, contribui para definição de recursos mais precisas, evitando erros de classificação ao desconsiderar fatores operacionais importantes.

### **1.1. Meta**

Desenvolver uma proposta de classificação de recursos minerais com base em dados de produção e reconciliação para novos depósitos com base em semelhança.

### **1.2. Objetivos**

Para atingir a meta proposta, propõem-se os seguintes objetivos:

- Estudar alternativas para determinar o espaçamento amostral dos furos de sondagem necessários para suportar a classificação dos recursos como recurso medido, indicado e inferido para os alvos analisados;
- Verificar se o espaçamento amostral presente, para ambos os projetos é adequado para suportar a classificação dos recursos atuais;
- Comparar a proposta de classificação com metodologias tradicionais

### **1.3. Metodologia**

Análises químicas do banco de dados exaustivo de furos de produção serão utilizadas para a criação de diversos cenários. Cada cenário irá variar em seu espaçamento médio entre informações, ao longo dos eixos X e Y. Cada cenário será interpretado geologicamente e estimado, de forma independente dos demais.

Os resultados das estimativas são comparados frente à um modelo de referência (modelo de curto prazo original), gerado com dados em uma malha amostral adensada (Figura 1.1(a)). A comparação dos modelos gerados com cada configuração de malha amostral permite quantificar as diferenças relativas entre as estimativas em termos de teor, massa e metal contido.

A obtenção das configurações amostrais apresentada na Figura 1.1 consiste de uma malha gerada (Figura 1.1 b) a partir da malha original de curto prazo com informações adensadas (Figura 1.1 a). Os pontos amarelos representam as amostras dentro do domínio de alto teor, azul as amostras do baixo teor e cinza as de estéril.

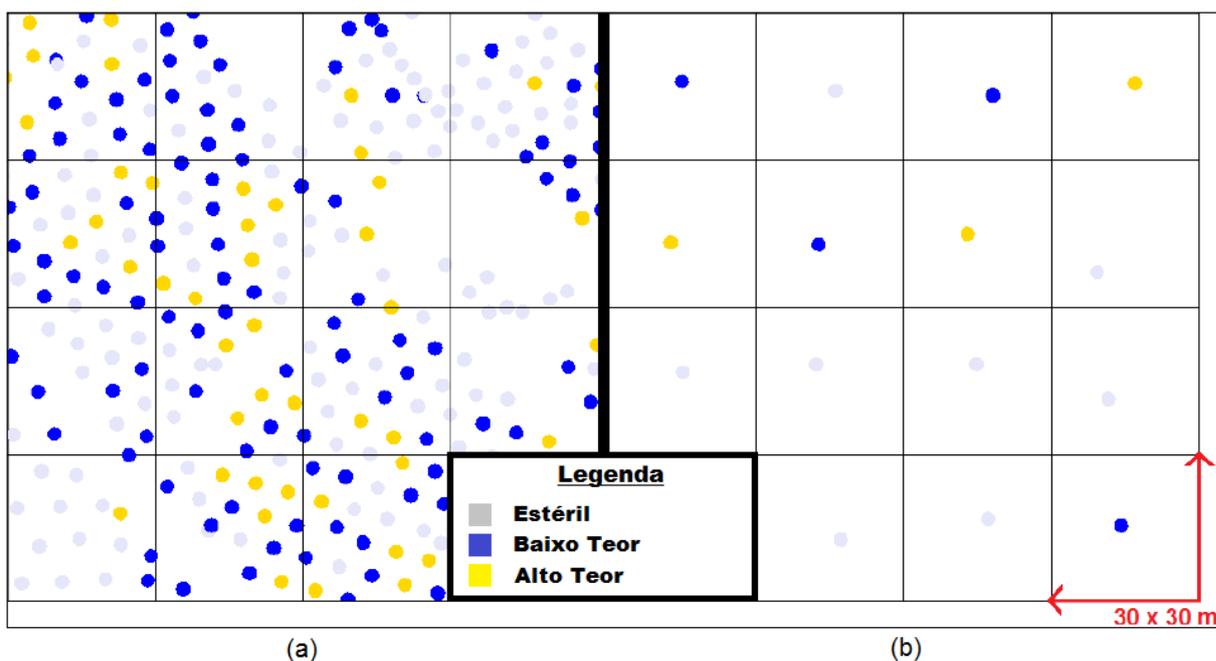


Figura 1.1 Procedimento para obtenção das malhas amostrais. A esquerda malha (1.1a) densa de curto prazo e a direita (1.1b) malha extraída da primeira para realizar estimativa

As seguintes etapas, detalhadas no capítulo 3, serão utilizadas para a execução do trabalho:

- i. *Construção das malhas amostrais:* a partir dos dados exhaustivos de curto prazo, diversos espaçamentos amostrais foram obtidos conservando as coordenadas originais de cada ponto selecionado;
- ii. *Interpretação geológica:* para cada um dos cenários criados no item anterior foram realizadas, independentemente, interpretações geológicas das envoltórias de minério em seções verticais e, posteriormente, em seções horizontais;

- iii. *Interpolação dos modelos de blocos*: para cada malha amostral criada no item (i) (e sua respectiva envoltória mineral) foi realizada a estimativa por krigagem ordinária, no suporte da SMU utilizada na operação;
- iv. *Cubagens*: Para cada um dos cenários criados, em ambos os estudos, foram obtidas as diferenças volumétricas em relação ao modelo de produção considerando as cavas operacionais executadas.

Como mencionado na introdução, diversos autores propuseram limites quantitativos de erro, com base em experiência ou conhecimento prévio do estilo de mineralização a ser classificado. Levando em consideração os resultados de reconciliação e o conhecimento geológico do depósito em estudo, assim como aspectos operacionais relacionados (método de lavra e equipamentos a serem utilizados) foram considerados os seguintes limites para definição das categorias de recursos:

1. Recurso Inferido: intervalo de  $\pm 15\%$  de diferença em termos de produção global (vida da mina) de metal contido, teores e tonelagem;
2. Recurso Indicado: intervalo de  $\pm 15\%$  de diferença em termos de metal contido, teores e tonelagem em uma área, ou volume, correspondente a um ano de produção para um determinado depósito;
3. Recurso Medido: intervalo de  $\pm 15\%$  de diferença em termos de metal contido, teores e tonelagem em uma área, ou volume, correspondente a um trimestre de produção para um determinado depósito ou projeto.

#### **1.4. Estrutura da dissertação**

Os capítulos desta dissertação estão organizados da seguinte maneira:

O **Capítulo 1** apresenta uma abordagem ao tema a ser estudado e uma contextualização da aplicação de métodos de classificação de recursos minerais, assim como estudos anteriores usados para embasar esta dissertação.

O **Capítulo 2** faz uma revisão geral dos principais códigos de mineração existentes, exaltando os principais acontecimentos que levaram à sua criação. Em

seguida aborda as principais características e nomenclaturas vigentes para classificação de recursos minerais e reservas de minério. Por fim, apresenta a classificação de recursos minerais atualmente aplicada aos depósitos objetos desse estudo.

O **Capítulo 3** faz uma breve abordagem e introdução aos métodos de reconciliação difundidos na indústria mineral. Por fim apresenta os resultados do processo de reconciliação aplicado aos depósitos utilizados como base para esta dissertação, demonstrando a acurácia dos dados utilizados como referência.

O **Capítulo 4** apresenta detalhadamente todo desenvolvimento da metodologia e sua aplicação, de forma que seja possível replicar as etapas do trabalho a qualquer novo estudo. Este capítulo apresenta também os resultados das etapas descritas anteriormente na metodologia para cada um dos depósitos estudados e comparação com os projetos alvos deste estudo. Assim, visa-se à definição do espaçamento amostral dos furos de sondagem necessários para suportar a classificação dos recursos minerais nas classes definidas para cada limite de erro admissível.

O **Capítulo 5** inclui as conclusões do presente estudo e recomendações para trabalhos futuros.

## Capítulo 2

### Os sistemas internacionais para declaração de Recursos

#### Minerais

Este capítulo aborda o histórico da evolução dos principais códigos para declaração de resultados de exploração, classificação e declaração de recursos e reservas minerais e a busca pela padronização internacional da declaração de resultados públicos. A seção 2.1 realiza uma retrospectiva e evolução dos acontecimentos internacionais, até a criação do primeiro código internacionalmente reconhecido para a declaração de resultados de exploração, recursos minerais e reservas de minério, o código JORC. Por fim, a Seção 2.2 ilustra a aplicação do método de classificação de recursos atual dos depósitos usados como estudo de caso.

#### 2.1. Códigos de Classificação

Historicamente, há um esforço global para o desenvolvimento de preceitos para a classificação de recursos minerais, sendo o *Australasian Code For Reporting Mineral Resources and Ore Reserves* (JORC Code) precursor dos demais. O código JORC teve sua primeira publicação no ano de 1988 e integrado as normas da bolsa de valores australiana (ASX) no ano posterior, 1989. O IMM (*Institute of Mining and Metallurgy*), durante o ano de 1991, revisou suas regras para declaração de recursos e reservas, tomando como principal base o código JORC.

Em 1994, durante o 15º Congresso do Conselho das Instituições de Mineração e Metalurgia (CMMI), realizado no nordeste da África do Sul, em SunCity, ocorreu uma reunião especificamente para discutir a criação de padrões

internacionais para classificação de recursos. Esse fato, tardiamente, representou o primeiro encontro do grupo CMMI, (*International Resources/Reserves Definitions Group*).

O primeiro grande avanço ocorreu em 1997, durante o encontro do grupo CMMI em Denver, Colorado e o lançamento do Acordo de Denver, um conjunto de definições de recursos e reservas minerais. No final de 1998, em Genebra, Suíça, em um encontro entre o CMMI e a comissão das Nações Unidas (UM-ECE), as definições e padrões do CMMI foram incorporados, com pequenas modificações, ao sistema de classificação das Nações Unidas, dando assim um caráter verdadeiramente internacional às definições do CMMI.

Logo após o encontro de outubro de 1998, Austrália, África do Sul e Estados Unidos iniciaram a atualização dos seus sistemas de classificação de recursos minerais. O código JORC revisado se tornou efetivo no final de 1999, enquanto o código SAMREC (*South African Code for Reporting of Mineral Resources and Mineral Reserves*) foi lançado no início do ano seguinte.

Com o estabelecimento de normas e padrões internacionais, o grupo CMMI estabeleceu a definição das condições para reconhecimento da Pessoa Responsável (RP) além das fronteiras nacionais dos países membros. A responsabilidade pelas estimativas de recursos deve ser claramente atribuída à Pessoa Responsável, sendo este termo originado no código JORC (Souza, 2007).

A maior bolsa de valores do Canadá, TSX (Toronto Stock Exchange) e a agência reguladora OSC (*Ontario Securities Commission*) são responsáveis por administrar e fazer cumprir a legislação de valores mobiliários da província Canadense de Ontário. A partir destes, foi formada uma comissão recomendando um agrupamento de normas a ser seguido, sendo o relatório final publicado no ano de 1999. Além disso, foi recomendado que o CIM (*Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum*) trabalhasse de forma constante com outras instituições internacionais para o melhor desenvolvimento dos padrões internacionais para definição de recursos e reservas minerais.

A classificação de recursos minerais e reservas de minério envolve, de forma generalizada, julgamentos a respeito das diversas incertezas associadas ao

depósito mineral e de seu potencial para extração econômica. Atualmente, a declaração destes bens minerais é guiada por uma série de estatutos, regulamentações e melhores práticas dentro da indústria de mineração. Dentre um vasto número de esquemas, guias, regulamentações e códigos internacionalmente difundidos, se destacam: código JORC (Joint Ore Reserves Committee), a National Instrument 43-101 (NI 43-101) e o código SAMREC (South African Code for the Reporting of Mineral Resources and Mineral Reserves).

O código JORC define os requisitos, diretrizes e as recomendações principais para a confecção de relatórios públicos onde constam resultados de exploração mineral, e estimativa de recursos minerais e reservas de minério na Australásia. Foi criado no ano de 1989, pelos três principais institutos e conselhos da Austrália, o Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists e o Minerals Council of Australia. A National Instrument 43-101 (NI 43-101) é utilizada como referência para divulgação de relatórios referentes a projetos minerais ou empresas que divulgam resultados nas bolsas de valores dentro do Canadá. O código SAMREC (South African Code for the Reporting of Mineral Resources and Mineral Reserves) foi lançado em fevereiro de 2000 e serve como base de padrões mínimos para declaração pública de resultados de exploração, recursos minerais e reservas de minérios na África do Sul. Uma série de outras instituições possuem regulamentações e instruções, entretanto nenhum desses são mais difundidos quanto aos três citados previamente.

Ao longo dos anos, profissionais da indústria de mineração fazem uso de uma série de termos para descrever ou classificar os recursos minerais. Muitos destes termos ganharam ampla aceitação mesmo antes de estarem prescritos em códigos de declaração, embora estas nomenclaturas nem sempre foram utilizadas com o mesmo significado. A imprescindibilidade de se utilizar determinadas terminologias específicas, ao declarar recursos, ficou claro na metade do século XX. Diversas organizações profissionais publicaram definições para o uso de expressões sem que houvesse, entretanto, alguma obrigação de aderir ao uso destas.

Em 1943 o United States Bureau of Mines (USBM) adotou como medida de confiabilidade para estimativas, três diferentes tipos de definições para reservas minerais: reservas de minério medida, reservas de minério indicada e minério

inferido. O USBM foi fundado em 1910 em resposta ao crescente número de vítimas mortais na indústria mineira, para promover melhorias de segurança na mineração. Através de pesquisas e treinamentos foi por praticamente 90 anos o órgão primário do governo americano na condução de pesquisas científicas e disseminação de informação relacionadas a extração, processo uso e conservação de recursos minerais. Em setembro de 1995, o Congresso americano votou por fechar as atividades do USBM, distribuindo suas atividades entre outras agências da esfera federal.

Durante toda a década de 50, uma série de encontros discussões e comitês em diversas partes do mundo foram realizados, buscando discutir e difundir melhores práticas para a declaração de bens minerais. Um comitê foi formado em Londres durante os anos de 1950 e 1954 pelo Instituto de Minas e Metalurgia (atual Institute of Materials, Minerals and Mining/IOM3), visava uma padronização das terminologias utilizadas, sem que uma decisão tenha sido definida por este conselho. Concomitantemente ao conselho realizado em Londres, coordenado pelo IOM3, o conselho formado pela Australasian Institute of Mining and Metallurgy - AusIMM (1953/55), estudava a mesma questão. Nenhum consenso foi estabelecido durante este encontro devido a diversidade de opiniões encontrada entre os membros do conselho. A comissão formada pela SEG (Society of Economic Geologists) durante os anos de 1953/56 recomendou que em operações mineiras os termos tradicionais “provada”, “provável” e “possível” fossem utilizadas. Recomendou-se, também, que os termos “medido”, “indicado” e “inferido” ou termos equivalentes fossem utilizados para avaliar a posição das reservas de uma dada região ou país. A SEG foi formada por representantes da América do Sul, Europa, Estados Unidos, Inglaterra, África, Austrália, América do Norte e Ásia.

Até o início da década de 70, a U.S. Securities Exchange Commission (SEC) havia reconhecido duas categorias para declaração de reservas de minério, “provada” e “provável”. Ao mesmo tempo, a legislação Canadense, proposta à época, inclui em seu escopo a definição das categorias “provadas” e “provável” adicionando também a categoria “possível”. A partir daí diversos relatórios foram divulgados com intuito de boas práticas na declaração de resultados de exploração,

recursos minerais e reservas de minério até que, em 1989, o código JORC foi lançado.

No ano de 1971, o conselho Joint Committee on Ore Reserves (posteriormente JORC) foi criado pelos dois principais institutos ligados a mineração na Austrália, o AusIMM e a Australian Mining Industry Council - A.M.I.C, para discutir a respeito de duas questões principais levantadas pela Melbourne Stock Exchange e pelo Senate Select Committee on Securities and Exchange: uma proposta para utilização dos termos correntes empregados pelo U.S. Bureau of Mines (minério medido, minério indicado e minério inferido) para as empresas de mineração que desejavam reportar seus resultados. A segunda questão tange ao fato que a indústria de mineração Australiana não possuía nenhum tipo de recomendação ou terminologias padrão para a declaração de reservas minerais.

Antes da criação oficial do código JORC, no mês de junho de 1988 e posterior incorporação às normas da bolsa de valores australiana (ASX, julho de 1989), o comitê australiano divulgou diversos relatórios com normas e recomendações de boas práticas para declaração de resultados e recursos minerais, sendo a primeira publicação datada de abril de 1972. Posteriormente, este mesmo relatório foi revisado e publicado novamente, sem nenhuma alteração, em abril de 1975. Na publicação realizada em março de 1981, foram inclusas novas definições de “precisão” e “qualificação”, sendo a segunda para demonstrar se o objeto declarado referia-se a reservas in situ ou reservas recuperáveis. Esta mesma publicação foi novamente divulgada, sem alterações, em junho de 1985.

Em 1988, a pedido dos membros da Sociedade para Mineração, Metalurgia e Exploração, Inc. (SME), o presidente do SME formou o chamado Working Party #79, com a missão de desenvolver diretrizes para a declaração pública de resultados de exploração, recursos e reservas minerais. A Subcomissão foi apontado pelo grupo de trabalho para elaborar estas orientações e de apresentar as recomendações à SME. As recomendações estabelecidas pelo grupo foram publicadas pela SME em abril de 1991. Em janeiro de 1992, o documento conhecido como “A Guide for Reporting Exploration Information, Resources, and Reserves (SME Guide) ” foi publicado. Em 1996, o grupo #79 tornou-se uma comissão permanente, alterando sua filiação para SME Resources and Reserves Committee.

Objetivando promover melhores práticas em declarações internacionais, formou-se ao final de 1994, durante o 15th Council of Mining and Metallurgical Institutions (CMMI) em Sun City-África do Sul o CMMI Mineral Definitions Working Group. Com o objetivo primário de desenvolver definições e padrões internacionalmente estabelecidos para declaração de recursos e reservas. O grupo foi formado inicialmente por cinco países e seus representantes, sendo eles: Austrália (AusIMM), Canadá (CIM), África do Sul (SAIMM), Reino Unido (IMM) e Estados Unidos (SME).

Adicionalmente aos membros que constituíram o primeiro encontro em 2002, até o presente momento, cinco novos membros integram o CRIRSCO (Chile, Rússia, Mongólia e Brasil, Cazaquistão). Em 2007, o Chile divulgou seu primeiro código para certificação de prospectos de exploração, recursos minerais e reservas de minério após ter se tornado oficialmente membro do CRIRSCO, em 2003.

Em 2008, a Rússia assinou um protocolo junto ao CRIRSCO para alinhar as diretrizes entre o sistema do país e a comissão, completando em 2010 esta atividade. Neste mesmo ano, durante o encontro anual da comissão em Moscou, foi assinado um protocolo para desenvolvimento do código do país, alinhado aos padrões do CRIRSCO. Este protocolo foi realizado entre a State Commission on Mineral Reserves (CKZ), a Russian Society of Subsoil Use Experts (OERN) e a CRIRSCO. O National Association for Subsoil Use Auditing (NAEN) foi completado em outubro de 2011.

Semelhante aos procedimentos executados por Chile e Rússia, em 2011 a Mongólia assinou junto ao CRIRSCO um memorando de entendimento para desenvolvimento de padrões compatíveis para declarações em parceria ao Banco Mundial. Tornou-se o oitavo membro oficial, sendo o primeiro asiático, durante o encontro realizado em 2014. O Código da Mongólia para a Divulgação Pública dos Resultados de Pesquisa, Recursos Minerais e Reservas Minerais (The MRC Code) foi oficialmente publicado ao final do ano de 2014, composto pelo principal instituto do país associado as atividades minerárias, o Mongolian Professional Institute of Geosciences and Mining (MPIGM).

Durante o ano de 2015 criou-se, através da junção de grandes associações do setor mineral do Brasil, a Comissão Brasileira de Recursos e Reservas (CBRR). A partir de memorando, entregue no início de 2015, a CBRR visa estabelecer critérios, orientações e definições para a declaração de recursos e reservas na emissão de relatórios públicos no país. Em novembro de 2015 o Brasil foi formalmente aceito como o nono membro a integrar o restrito grupo que compõe o CRIRSCO (*Committee for Mineral Reserves International Reports Standards*). O Guia CBRR para Declaração de Resultados de Exploração, Recursos e Reservas Minerais segue as orientações e recomendações de boas práticas, para declaração de recursos e reservas, estabelecido pelo modelo publicado pelo CRIRSCO

O Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards – CRIRSCO é constituído atualmente de nove países como membros listados. Cada um dos países integrantes possui comitês e associações que compõe seu conselho oficial que, de acordo CRIRSCO, tem influência direta sobre a forma e conteúdo dos códigos de declaração. A tabela a seguir (

Tabela 2.1) apresenta todos os países representantes no CRIRSCO até o momento, bem como as instituições que compõem o seu comitê nacional:

Tabela 2.1 Países representantes do Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards - CRIRSCO, e seus respectivos comitês.

Países		Associações e Comissões Representantes
	Comitê	<i>Joint Ore Reserves Committee (JORC)</i>
Austrália	Membros	<i>Australasian Institute of Mining &amp; Metallurgy (AusIMM)</i> <i>Australian Institute of Geoscientists (AIG)</i> <i>Minerals Council of Australia (MCA)</i>
	Comitê	<i>Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum (CIM)</i>
Canadá	Membros	<i>Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum (CIM)</i>
	Comitê	<i>Mining Commission for the Qualification of Competencies in Mineral Resources and Reserves</i>
Chile	Membros	<i>Mining Council (Consejo Minero)</i> <i>SONAMI (small+medium sized mining companies)</i> <i>Institute of Mining Engineers of Chile</i> <i>Association of Geologists</i> <i>Association of Engineers</i>
	Comitê	<i>Pan European Resources and Reserves Reporting Committee (PERC)</i>
Europa	Membros	<i>European Federation of Geologists (EFG)</i> <i>The Geological Society of London</i> <i>Institute of Materials, Minerals and Mining (IMMM)</i> <i>Institute of Geologists of Ireland (IGI)</i>
	Comitê	<i>South African Mineral Resources Committee (SAMREC)</i>
Africa do Sul	Membros	<i>Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM)</i> <i>South African Council for Natural Scientific Professions (SACNASP)</i> <i>Geological Society of South Africa (GSSA)</i> <i>Geostatistical Association of South Africa (GASA)</i> <i>South African Council for Professional Land Surveyors and Technical Surveyors (PLATO)</i> <i>Association of Law Societies of South Africa</i> <i>Department of Minerals and Energy</i> <i>Johannesburg Stock Exchange (JSE)</i> <i>Council for Geoscience</i> <i>The Banking Association of South Africa</i> <i>The Chamber of Mines of South Africa (CoM)</i>
Estados Unidos	Comitê	<i>Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME)</i>
	Membros	<i>Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME)</i>
Rússia	Comitê	<i>National Association for Subsoil Use Auditing (NAEN)</i>
	Membros	<i>Russian Society of Subsoil Use Experts (OERN)</i>
Mangolia	Comitê	<i>Mongolian Professional Institute for Geosciences and Mining</i>
	Membros	<i>Mongolian Professional Institute for Geosciences and Mining</i>
Brasil	Comitê	Comissão Brasileira de Recursos e Reservas

Membros Associação Brasileira de Empresas de Pesquisa Mineral (ABPM)  
Agência Brasileira de Desenvolvimento Tecnológico da Indústria Mineral (ADIMB)  
Instituto Brasileiro de Mineração (IBRAM)

---

## 2.2. Classificação de Recursos corrente

O método de classificação de recursos atualmente empregado é uma derivação da proposta por Froidevaux (1982), na qual três classes são sugeridas, diferenciadas pela maneira como são selecionadas as amostras, de acordo com o alcance do variograma, no processo de estimativa. Segundo Souza (2007), duas abordagens são geralmente empregadas para classificar os recursos minerais através da utilização da continuidade espacial:

- i. Fazendo uso do alcance do variograma como medida para separar em diferentes categorias de recursos, através de uma subdivisão arbitrária do alcance observado. Como exemplo, todos os blocos que forem estimados com um mínimo de 3 amostras dentro da metade do alcance do variograma poderiam ser classificados como medidos; dentro do raio de influência total como indicado e os blocos que não possuem estes mínimos critérios como inferidos;
- ii. As categorias de recursos minerais seriam definidas a partir de uma subdivisão baseada nos valores do patamar (sill). Por exemplo, os blocos estimados com amostras selecionadas até o alcance do fenômeno correspondente a 50% do valor do patamar poderiam ser classificados como medidos. Aqueles estimados com amostras na distância correspondente a 50-90% do patamar seriam indicados e os demais 10% como inferidos.

Dada a confidencialidade dos dados, os nomes dos projetos aqui usados não serão citados, nem suas localidades. Para facilitar a compreensão dos estudos de caso, serão utilizadas as nomenclaturas UGP (*Underground Project*) e OPP (*Open Pit Project*), projeto de lavra subterrânea e projeto a céu aberto, respectivamente.

O caso *UGP* está situado diretamente abaixo de um depósito mineral atualmente lavrado à céu aberto. Por esta razão, a classificação de recursos atualmente empregada usa das mesmas premissas aplicadas na mina em operação.

Para realizar a estimativa, uma abordagem em quatro buscas anisotrópicas distintas foi aplicada. Em cada busca, distâncias maiores e requisitos de seleção da amostra menos restritivas foram aplicadas. A primeira busca foi delimitada a distância equivalente a 95% do alcance do variograma. A segunda utilizou o valor da primeira, multiplicado por 2. Já, a terceira e quarta busca utilizaram multiplicadores por 4 e 16 vezes, respectivamente, a distância obtida na primeira busca realizada. A utilização de alcances significativamente maiores nas últimas buscas, é realizada para garantir que todos os blocos sejam estimados.

Em termos de definição de contatos para a realização da estimativa, foram utilizados contatos bruscos (*hard boundaries*) para diferenciar os domínios de baixo teor, alto teor e estéril. Para a classificação final de um bloco que esteja em uma zona de transição de domínios, selecionou-se a classificação associada ao domínio com maior percentual no bloco. Por exemplo, se este bloco possui 40% do seu volume total representado pelo domínio de alto teor (classificação indicada) e 30% referente ao domínio de baixo teor (medido), então sua classificação final será de recurso indicado.

A Tabela 2.2 apresenta a estruturação dos variogramas direcionais utilizados para o *UGP*

Tabela 2.2 Parâmetros de continuidade espacial dos modelos variográficos para o projeto *UGP*.

Domínio	Direção (Az / Dip)	Efeito Pepita (C0)	Primeira Estrutura			Segunda Estrutura		
			Sill (C1)	Tipo	Alcance	Sill (C2)	Tipo	Alcance
<b>Baixo Teor/Alto Teor</b>	150 / -55	0.25	0.50	Esférico	53 m	0.25	Esférico	260 m
	150 / 35				22 m			100 m
	60 / 0				26 m			85 m

O tamanho da elipse busca é baseado nas distâncias dos variogramas correspondente a 95% do seu *sill*. O tamanho da busca utilizada e parâmetros de restrição é definido para cada domínio, independentemente. A

Tabela 2.3 apresenta os parâmetros utilizados em cada uma das quatro buscas aplicadas.

Tabela 2.3 Parâmetros utilizado nas vizinhanças de interpolação praticada para o projeto UGP.

	Mín. de amostras	No. de Setores	Máx. de amostras por setor	Discret. do bloco	Distância mín. entre amostras	Distância máx. sem amostras <sup>1</sup>	Orientação (Az / Dip)
<b>1<sup>a</sup> Est.</b>	12	8	2	5x5x4	2 m	50% sill	150/-55 150/35 60/0
<b>2<sup>a</sup> Est.</b>	12	8	2	5x5x4	2 m	100% sill	
<b>3<sup>a</sup> Est.</b>	2	8	2	5x5x4	2 m	-	
<b>4<sup>a</sup> Est.</b>	2	8	2	5x5x4	-	-	

<sup>1</sup> Distância máxima sem amostras permite a busca ser interrompida se nenhuma amostra for encontrada dentro da distância estabelecida em relação ao ponto a ser estimado.

A classificação de recursos empregada foi baseada nos quatro passes realizados durante o processo de estimativa. Os seguintes critérios foram adotados para definir os recursos minerais:

- Recurso Mineral Medido (1): blocos estimados no primeiro passe;
- Recurso Mineral Indicado (2): blocos estimados no segundo passe;
- Recurso Mineral Inferido (3): blocos estimados no terceiro e quarto passes.

Como forma de reduzir os artefatos gerados pela classificação de recursos bloco a bloco (*salt and pepper*), um pós-processamento visando uma suavização dos resultados foi realizado utilizando um filtro de média por janelas móveis. Cada bloco foi reavaliado utilizando uma janela regular de 200 metros em X, Y e Z. Caso o valor do bloco fique abaixo de 1.49 este é considerado como medido. Valor maior que 1,50 e menor que 2,49, indicado. Os demais recursos estimados (valor >2,5), foram considerados inferidos.

O modelo final de recursos é composto por precedência entre cada uma das rodadas de estimativa realizadas, tomando como partida os blocos estimados pelo primeiro passe. A Figura 2.1 apresenta, em seção vertical, o resultado obtido pelo processo de classificação. Por se tratar da mesma mineralização do projeto a céu aberto, o *UGP* segue atualmente a classificação de recursos aplicada.

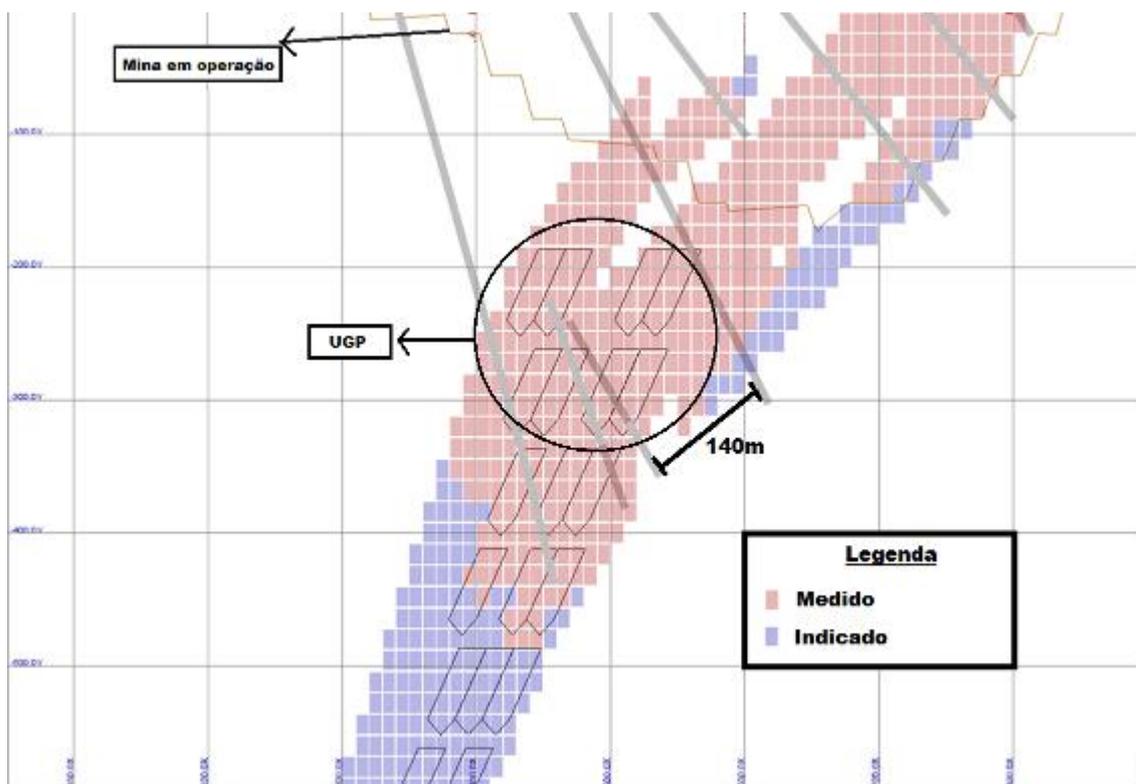


Figura 2.1 Classificação de recursos atualmente empregada para o projeto UGP.

Semelhante a metodologia aplicada descrita anteriormente, o projeto *OPP* também aplica uma derivação do método descrito por Froidevaux (1982). As distâncias foram obtidas durante a interpolação da variável principal (cobre). Na Tabela 2.4 é apresentada a estruturação dos variogramas direcionais utilizados para o caso *UGP*.

Tabela 2.4 Parâmetros de continuidade espacial dos modelos variográficos para o projeto *OPP*.

Domínio	Direção (Az / Dip)	Efeito Pepita (C0)	Primeira Estrutura			Segunda Estrutura		
			Sill (C1)	Tipo	Alcance	Sill (C2)	Tipo	Alcance
<b>Baixo</b>	080 / 65				160 m			560 m
<b>Teor/Alto</b>	170 / 0	0.12	0.38	Esférico	140 m	0.29	Esférico	220 m
<b>Teor</b>	080 / -25				2 m			18 m

Dado a falta de amostras, por se tratar de um projeto em fase de exploração, somente dois passes foram realizados no processo de estimativa. A Tabela 2-5 apresenta um resumo dos parâmetros utilizados em cada passe da estimativa.

Tabela 2.5 Parâmetros de busca usados na interpolação para o projeto *OPP*.

	Mín. de amostras	No. de Setores	Máx. de amostras por setor	Discret. do bloco	Max. Amostras por furo	Orientação (Az / Dip)
1ª Est.	4	8	2	5x5x4	3	080/65 170/0
2ª Est.			Livre			080/-25

Através dos resultados obtidos pelo processo de interpolação, as seguintes premissas foram adotadas para determinar a classificação de recursos minerais final:

- Recurso Mineral Medido: blocos estimados no primeiro passe, restringindo o alcance das amostras ao valor que corresponde à 50% do *sill*;
- Recurso Mineral Indicado: blocos estimados no primeiro passe, considerando a distância que se obtém 95% do valor do *sill*;
- Recurso Mineral Inferido: blocos estimados no segundo passe, dentro da envoltória mineral interpretada;

A **Erro! Fonte de referência não encontrada.** apresenta, em seção vertical, o resultado obtido pelo processo de classificação para o *OPP*.



Figura 2.2 Classificação de recursos atualmente empregada para o projeto *OPP*.

O fato de cada empresa seguir procedimentos e metodologias diferenciadas para definição dos recursos, deve-se aos órgãos regulamentadores não serem prescritivos quanto ao tipo de técnica a ser empregada (Souza, 2007).

A confiança nas estimativas é baseada no julgamento da pessoa responsável, sendo sua validade testada contra resultados de produção por meio de estudos de reconciliação (Morley, 2003). Entretanto, nenhum método aplicado para os projetos considera os níveis de confiança associados a um volume de produção para determinar as classes de recursos (Menin et al., 2016).

As referências citadas não levaram em consideração aspectos importantes, como a comparação de resultados operacionais consolidados em depósitos semelhantes em formação geológica e volumes de produção, para definição de recursos minerais. A comparação destes resultados, por meio de um estudo completo de reconciliação através dos dados de produção, permite analisar se as configurações das malhas de sondagem previamente executadas são suficientes para que os limites aceitáveis de diferença em termos de teor, massa e metal contido sejam respeitados.

Os capítulos a seguir detalham a aplicação dos métodos de reconciliação aplicado aos dados de operação apresentados, e a metodologia desenvolvida para a definição da configuração da sondagem necessária, usando os resultados obtidos na reconciliação de depósitos análogos em operação, considerando escalas de produção, modo de operação e aspectos geológicos semelhantes.

## Capítulo 3

### O Processo de reconciliação e a utilização dos fatores de reconciliação

Este capítulo aborda de forma sucinta os aspectos relacionados ao processo de reconciliação, A seção 3.1 apresenta um breve histórico do desenvolvimento e evolução do uso da reconciliação em operações de mineração. Apresenta também, a definição dos fatores de reconciliação aplicados durante o estudo. A seção 3.2 demonstra a aplicação dos métodos de reconciliação apresentado na seção anterior, detalhando os resultados obtidos utilizando estes métodos e conferindo aderência aos dados, que serão utilizados como referência na definição do espaçamento amostral necessário para classificação dos recursos minerais dos estudos de caso.

#### 3.1. Reconciliação

A utilização de fatores de reconciliação é amplamente empregada em grande parte das empresas do setor de mineração. Inúmeros profissionais devotam horas em frente a planilhas comparando reservas planejadas ao resultado que realmente foi produzido. Os desvios entre o planejado e o realizado é geralmente corrigido usando um grupo de fatores, que são aplicados a estimativas futuras na tentativa de melhor prever como a operação poderá ser executada (*Morley, 2003*).

Qualquer estudo de reconciliação deve ser baseado em um conjunto claro de critérios e objetivos. Também deve ser executado através de uma abordagem lógica e por etapas. Os procedimentos devem ser simples, robustos e especificamente

adaptados a cada tipo de operação. Os dados de reconciliação devem ser confiáveis e os procedimentos devem incluir, se possível, um completo fluxo de produção (modelos, mina, processamento, instalações e comparações do produto final). Portanto, o processo pode envolver vários modelos previstos (modelos de longo e de curto prazo), diferentes minas a céu aberto e subterrâneas, pilhas de estoques e múltiplos fluxos de processo (*Rossi & Deutsch, 2014*).

Tais estudos, rotineiramente aplicados na indústria são, todavia, pouco publicados, e, mesmo quando publicados, os detalhes normalmente não são fornecidos em sua íntegra para que se possa realizar uma avaliação dos métodos aplicados. Estudos de caso envolvendo um comparativo das técnicas de estimativa de recursos e de produção são uma importante fonte de informações sobre a validade dos procedimentos executados pelas operações mineiras (*Diedrich, 2012*).

*Morley (2003)* lista uma série de benefícios obtidos através da utilização dos processos de reconciliação. Esses benefícios incluem:

- Melhoria na recuperação do minério na planta como resultado do aumento na capacidade de prever as características do material alimentado;
- Melhoria nas tomadas de decisões devido o acesso aos dados em tempo real, estes validados de forma eficiente;
- Redução do manuseio inadequado do material lavrado devido a calibração constante das informações do sistema de controle de movimentação (despacho), modelo de controle de teores e planta de beneficiamento; e
- Melhoria na precisão do modelo de recursos, como resultado da comparação regular dos resultados reais com previstos.

Dentre os procedimentos existentes para a aplicação da reconciliação, comuns à toda indústria mineral, este trabalho se baseou nos fatores de reconciliação propostos por *Parker (2006)*.

O formato proposto inicialmente pelo autor é composto por uma combinação de três fatores principais. Segundo Parker (2006), a reconciliação é um processo-chave que permite determinar a capacidade de uma operação de mineração para produzir a tonelagem, o teor e o conteúdo metálico que foi estimado na reserva de minério.

Os fatores são, em sua essência, a análise em termos de relação entre o que é estimado e o que é realizado. As duas principais fontes de erros, citadas pelo autor, consideradas para a determinação dos fatores são:

- Falta de acurácia na estimativa de recursos minerais e/ou reservas de minério (modelo de longo prazo); e
- Ineficiência no processo de lavra para separar minério do estéril como planejado (modelo de curto prazo) pela equipe de controle.

Os três fatores de reconciliação foram inicialmente propostos por *Parker (2006)* são:

- **F1** – Modelo de Curto Prazo / Modelo de Longo Prazo.

O fator **F1** apresenta a razão de massa, teor e conteúdo metálico entre a resultante da estimativa do modelo de curto prazo e de longo prazo, podendo esta razão pode ser obtida dentro de qualquer período de tempo executado;

- **F2** – Material Recebido na Planta / Material Entregue a Planta.

O fator **F2** apresenta a razão entre massa, teor e conteúdo metálico entre o material recebido na planta de beneficiamento, geralmente registrado por meio de um sistema de balanças instaladas em correias transportadoras ou em britadores/moinhos, e o material registrado através de balanças embarcadas nas frotas de carregamento e transporte, registrada em um sistema automático (sistema de despacho);

- **F3** – O produto dos dois fatores anteriores ( $F1 * F2$ ).

O fator **F3** permite uma razão direta entre o material recebido na planta de beneficiamento e o material previsto pelo modelo de longo prazo, em termos de massa, teor e conteúdo metálico. O fator F3 permite verificar a realização das reservas estimadas pelo modelo de longo prazo.

Diversas operações e companhias de mineração adotaram a metodologia proposta por *Parker* (2006) em seu processo de controle de produção e reconciliação. Cada uma adaptou a sua realidade operacional para incluir múltiplos elementos, diferentes processos de beneficiamento e estoque de material. A seção seguinte descreve o esquema de reconciliação ajustado e empregado para os estudos de caso nas cavas *C1* e *C2*, assim como os resultados obtidos deste processo.

### **3.2. Processo de reconciliação aplicado aos depósitos analisados**

Orientada e adaptada a realidade operacional encontrada, a reconciliação serve de método objetivo para avaliar a validade dos pressupostos operacionais, comparando os resultados (produção) com as previsões em modelos estimados (longo/curto prazo). Os fatores de reconciliação permitem analisar diferenças entre massas, teores e conteúdo metálico por meio de uma relação direta entre cada um dos pontos chave analisados nestes fatores. As comparações podem ser realizadas em quaisquer volumes e períodos de tempo, de acordo com o pressuposto analisado.

O processo de reconciliação é executado, através da coleta de uma série de informações de longo prazo, curto prazo, operação e processo. Entretanto, comparações em espaços de tempo maiores são necessárias para observação de alguma forma de viés nos resultados, para porções do depósito operados em menor escala de produção. Segundo *Rossi & Deustch* (2014), a estimativa de valores médios de volumes maiores de dados (períodos) é mais fácil do que para períodos menores, podendo ser necessários períodos mais longos se a operação lidar com um número significativo de estoques, uma vez que é difícil medir com precisão a tonelagem e os teores movimentados em estoques.

Para chegar aos resultados finais da reconciliação, uma série de informações necessitam ser coletadas e analisadas. As comparações são consolidadas em

períodos diversos de tempo, através da utilização de quantidades das informações coletadas nos seguintes pontos:

- **Modelo de Longo Prazo (LP)** – O modelo de longo prazo é obtido através da cubagem volumétrica do modelo de blocos. Este modelo contém a estimativa dos teores de longo prazo. Os valores podem ser obtidos, geralmente, através da utilização de superfícies topográficas coletadas no início e no fim do período de observação;
- **Modelo de Curto Prazo (CP)** - O modelo de curto prazo é obtido através da cubagem volumétrica do modelo de blocos. Este modelo utiliza para estimativa somente as análises químicas do pó das perfuratrizes do material que será desmontado. Os valores podem ser obtidos através da utilização de superfícies topográficas, coletadas no início e no fim do período de observação;
- **Movimentação de Mina (P1/P2/P3)** – Dados de movimentação da mina registrados através de um sistema eletrônico de despacho. O *P1* representa o material lavrado na mina e enviado as pilhas de estoque (estéril/minério); *P2* representa o material enviado da mina diretamente ao britador; e, *P3* o material retomado das pilhas de estoque (minério) e enviado ao britador; e
- **Processo (PRO)** – Material recebido pela planta de beneficiamento, resultante da coleta de amostras no material alimentado nos moinhos, por meio de um sistema de balanças de alta precisão instaladas na correia de entrada do moinho (tipo SAG).

A Figura 3.1 apresenta um resumo esquemático das fontes utilizadas para consolidação dos fatores de reconciliação.

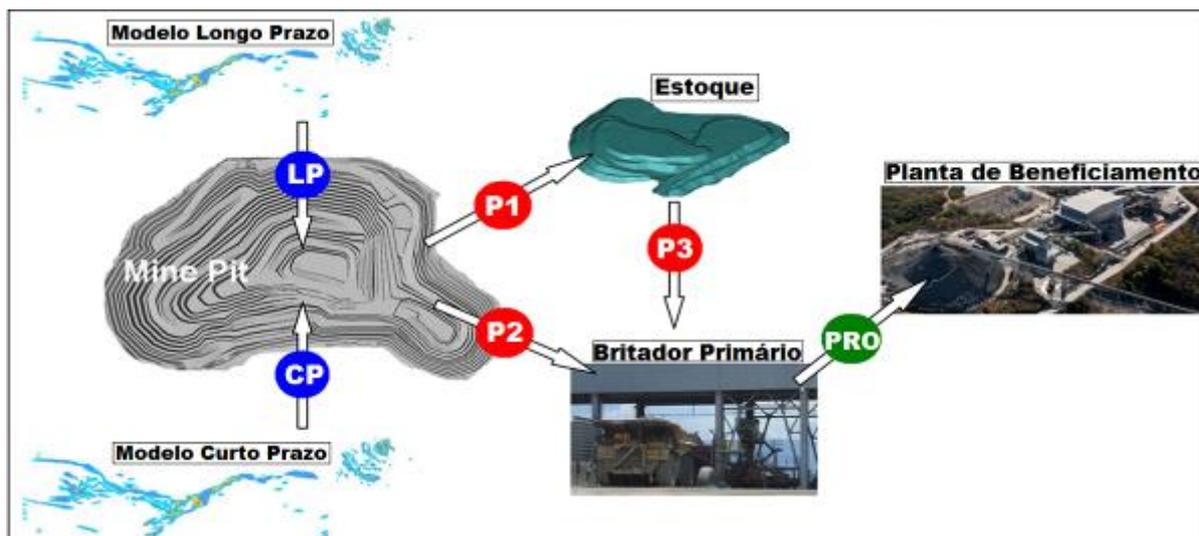


Figura 3.1 Esquema de reconciliação aplicado as cavas C1/C2. Os parâmetros-chave: LP, modelo de longo prazo; CP, modelo de curto prazo; P1, material movimentado mina-estoque; P2, material movimentado mina-britador; P3, material retomado estoque-britador; e PRO material recebido pela planta de processamento.

A consolidação dessas informações permite uma observação completa do percurso que o minério realiza, desde sua estimativa do modelo de longo prazo até sua entrega na forma de minério contido em concentrado. Os fatores de foram adaptados e aplicados à realidade do processo operacional, e são apresentados da seguinte maneira:

- **F1** – Modelo de Curto Prazo (**CP**) / Modelo de Longo Prazo (**LP**)

Definido entre topografias dos períodos de observação selecionados, e a envoltória do corpo de minério definido pelo longo prazo para verificação das estimativas de longo prazo. O fator *F1* reconcilia o corpo de minério planejado pelo longo prazo, ou seja, o minério “previsto” a partir dos dados de sondagem diamantada com o minério “executado” a partir da análise do pó de furos de perfuração (*blastholes*). Ele representa a acurácia das estimativas do modelo de longo prazo, em termos de qualidade e tonelagem, relativos às estimativas de curto prazo.

- **F2** – Produção (**P1+P2**) / Modelo de Curto Prazo (**CP**)

Permite analisar as diferenças do material que foi movimentado pela mina em relação ao que é fornecido pela estimativa do modelo de curto prazo, o modelo estimado em última instância. As estimativas de curto prazo são

realizadas somente com informações da análise química do pó de perfuratriz na malha de desmonte. O fator  $F2$  é o fator que demonstra como ocorreu a destinação do minério durante o processo de lavra. O acompanhamento é feito através de um sistema de controle de posicionamento (GPS) de alta precisão, instalado nas pás carregadeiras e escavadeiras, e um sistema de menor precisão instalada nos equipamentos de transporte. O basculamento do minério proveniente da mina e estoques de minério é feito em um britador primário que alimenta diretamente a planta de processo por meio de uma correia transportadora. Os teores dos pontos  $P1$  e  $P2$  são obtidos através da estimativa dos teores médios de poligonais que serão desmontadas, utilizando as informações do pó de perfuratriz. Utilizando krigagem ordinária, o resultado final atribui um teor médio estimado à cada poligonal. Este teor servirá para alimentar o registro de cada movimentação realizada dos equipamentos de carregamento e transporte. Por sua vez, a massa é registrada por balanças instaladas em cada um dos equipamentos de transporte.

- **$F3$**  – Processo (***PRO***) / Produção ( **$P2+P3$** )

O fator  $F3$  analisa o material produzido e movimentado pela mina, registrado por um sistema de despacho eletrônico, permitindo registrar e separar os diferentes tipos de minério/estéril, e aquele que é enviado ao britador da usina, medido através de um sistema de balanças diferenciais de alta precisão na correia de entrada do moinho SAG. O resultado do fator  $F3$  serve como forma de validação ao material registrado no sistema de despacho, podendo também refletir a acurácia, ou a falta desta do sistema de balança das frotas de transporte. O teor anotado ao ponto  $P3$ , por se tratar de material retomado do estoque, é fornecido através da média ponderada das massas e teores que compuseram o estoque ( $P1$ ) do qual provém o material. Os teores que compõe o estoque são oriundos dos polígonos de desmonte, estes obtidos com as informações do pó de perfuratriz e estimados por krigagem ordinária.

Como descrito por *Rossi & Deustch* (2014), quando analisado em curtos períodos de tempo, o fator  $F3$  fica suscetível a variação dos teores que compõe o

material das pilhas de estoque (*P1*) a serem retomados. Esta diferença existe, pois, o material retomado é assumido com teor de acordo com o teor médio da pilha no momento exato do carregamento. Considerando a alta variabilidade dos teores que compõe a pilha, o teor médio do material retomado não reflete o teor do material alimentado na planta ao longo da retomada da pilha. Assim sendo, se tem como boas práticas analisar o fator *F3* em períodos de tempo maiores, onde o material estocado seja consumido em sua grande parte, reduzindo o impacto da variabilidade destes teores.

Segundo Parker (2012), em operações de metais base, geralmente aceita-se, como bons resultados de reconciliação, diferenças entre mina e usina (fator *F3*)  $\pm 5\%$  de diferença. Parker (2012) cita que para cada percentual de diferença entre o que é previsto na mina e realizado na usina, pode incorrer em diferenças de três (3%) e cinco por cento (5%) no fluxo de caixa e no valor presente líquido (NPV), respectivamente. Sendo assim, uma pequena diferença negativa pode ocasionar a não obtenção das metas de fluxo de caixa, estabelecidas pela companhia.

Para realização deste estudo de reconciliação, se considerou um período de tempo de aproximadamente cinco anos de produção, simultaneamente em cada uma das cavas em questão. A Figura 3.2 apresenta o resultado gráfico do processo de reconciliação dentro do período global observado. Por analogia, o projeto *UGP* tem como referência a cava **C1**, da mesma forma cava **C2** serve de analogia para o projeto *OPP*. A análise do fator **F3** torna-se possível uma vez que as cavas *C1* e *C2* compuseram 100% do material alimentado na planta de beneficiamento. As linhas pretas ( $\pm 15$ ) representam os limites de diferenças aceitáveis de diferença nos resultados de reconciliação.

O resultado encontrado para o fator *F2*, em ambos casos, se encontra dentro dos limites estabelecidos. Para a cava *C1*, uma diferença relativa de +2% para a massa total (t) e +3% de teor de cobre, resultou em uma diferença de +5% para a quantidade (t) de metal realizado, em relação ao que foi estimado pelo modelo de curto prazo. Demonstra-se, em termos globais de comparação, uma alta confiança em relação a estimativa realizada através dos dados de curto prazo e ao controle estabelecido durante a lavra.

O fator F2 associado a cava C2, semelhante ao encontrado na cava C1, demonstra grande confiança no modelo estimado e no controle do material movimentado. Uma diferença de +6% na quantidade (t) de massa total movimentada associado a uma diferença de -5% para o teor de cobre resultou em uma diferença positiva de 1% na quantidade de metal contido (t). Essa diferença maior encontrada na massa é explicada pelas características da mineralização encontrada na cava C2, ocorrendo de forma disseminada em vênulos de menor espessura, resultando em uma maior diluição do material nos polígonos desmontados. Esta diluição acaba gerando uma massa maior e, conseqüentemente, teores menores do que o estimado *in situ*.

A utilização do período de tempo simultâneo para as cavas permitiu que o fator F3 também fosse considerado, uma vez que o material alimentado na usina de beneficiamento foi composto por uma mistura dos diferentes materiais. Dentro do período analisado, as diferenças encontradas foram de +2% na quantidade (t) de massa alimentada na usina, em relação ao entregue e registrado pelo sistema de despacho. Esse erro encontrado na quantidade de massa é associado, principalmente, aos erros de balança dos equipamentos de transporte por serem um sistema de baixa precisão.

A diferença de +1% no teor de cobre, e uma diferença de +3% na quantidade (t) de metal produzido, está associada, em sua totalidade, a diferença de teor apontado pelo sistema de despacho do material retomado pelas pilhas de estoque de minério. Essa diferença associada à retomada ocorre, geralmente, pois o material destinado a pilha de estoque com seu teor não é homogeneizado com os que lá estão estocado. Uma porção de material destinado com um teor de 0.8% de cobre pode formar uma pilha com teor médio de 1,5% de cobre, pela média dos teores que já constam na pilha. Ao ser retomada, este mesmo material, agora será como 1,5% a usina. Para reduzir este tipo de diferença, toma-se períodos de tempos maiores para observação dos resultados.

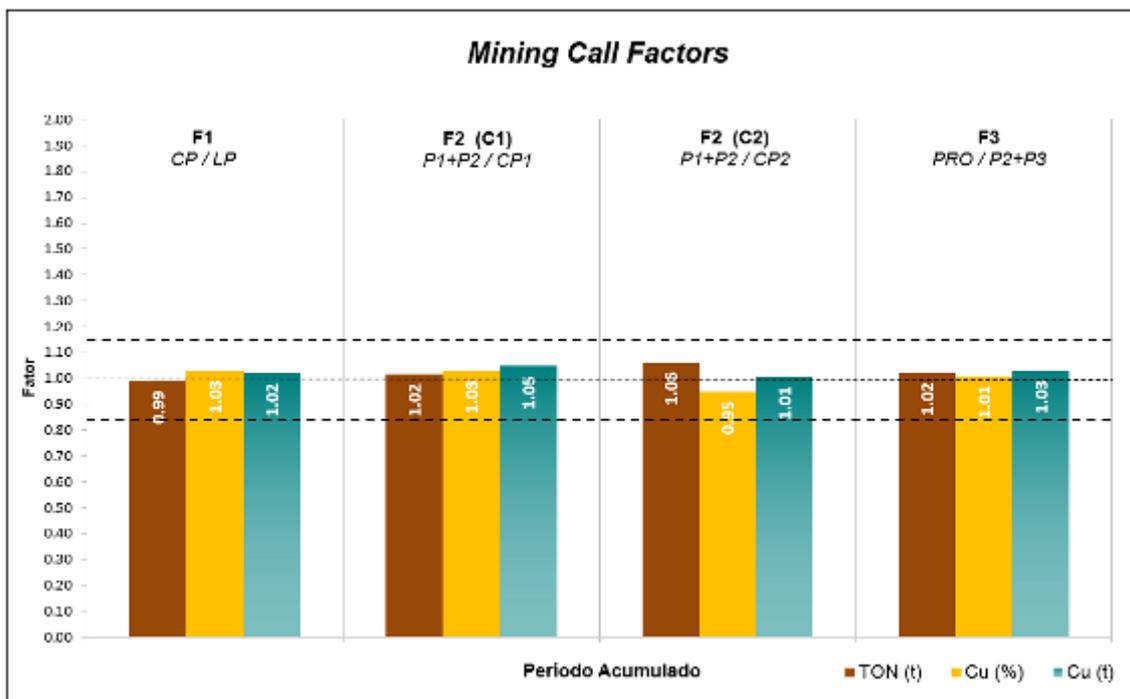


Figura 3.2 Fatores de reconciliação obtidos através dos resultados para as cavas C1 e C2, considerando os dados de produção em um período global analisado (5 anos).

Considerando o período global de comparação, equivalente a cinco anos de operação das cavas analisadas, os resultados apresentados na Figura 3.1 garantem confiança entre o material que foi previsto nos modelos de longo prazo e curto prazo e aquele apontado nos resultados de produção de mina e usina em termos de massa, teor e conteúdo metálico.

A baixa diferença percentual na massa, em ambos os fatores F2 apresentados, demonstra de forma global um bom controle operacional do minério movimentado. Entende-se como um bom controle operacional a ausência de erros de classificação entre minério e estéril e erros de destinação de material, pelos equipamentos de carregamento e transporte. Este tipo de controle operacional tem por objetivo aumentar a seletividade do material de interesse, e evitar possíveis contaminações (diluição) do minério por inclusão de estéril.

O período analisado também apresentou uma reduzida variabilidade do material registrado na planta de beneficiamento, em relação ao material registrado como entregue pelo sistema de despacho, consolidado através do fator F3. Essa pequena diferença confere uma confiabilidade das massas e teores estimados nos polígonos de desmonte refletindo com baixa variabilidade em relação as leituras na

planta de beneficiamento. De forma geral, além de garantir a acuracidade e precisão das análises químicas e do processo de estimativa realizado para obtenção dos teores dos polígonos de desmonte constatado pela baixa diferença entre os teores, estas diferenças entre os pontos de análise do processo de reconciliação certificam que o controle operacional deste material foi satisfatório. Este controle pode ser observado na baixa diferença entre as massas entregues registradas no sistema de despacho e na massa registrada pela balança dinâmica instalada na planta de beneficiamento da usina.

Os resultados de reconciliação permitiram demonstrar que os dados e os modelos utilizados possuem, dentro do período de cinco anos analisado, uma excelente acurácia. Dessa forma, considera-se viável, tendo como modelo de referência os dados de produção reconciliados e apresentados ao longo deste capítulo. Pode-se testar novas disposições amostrais e os seus respectivos impactos em relação ao executado.

O capítulo a seguir apresentará a metodologia proposta para definição do espaçamento amostral. Com base nestas novas configurações de espaçamento amostral, verificar-se-á aquela que se mantém dentro dos limites aceitáveis de diferença proposta, de acordo com o período analisado.

## Capítulo 4

### Metodologia e análise do processo aplicado para definição do espaçamento amostral

Este capítulo apresenta a metodologia aplicada para definição do espaçamento médio da malha amostral, necessária para classificação de recursos minerais dos projetos *UGP* e *OPP*. A *seção 4.1* introduz os primeiros passos realizados na seleção dos dados para cada caso, e o desenho das envoltórias geológicas independentes para cada conjunto de dados. A *seção 4.2* apresenta o processo de estimativa realizado e a definição das bases temporais de volume de produção, utilizadas na comparação dos dados. A *seção 4.3* apresenta as bases volumétricas tomadas para obtenção dos resultados e, por fim, a *seção 4.4* apresenta o resultado obtido em cada uma das etapas anteriormente descritas. Cada etapa da metodologia foi analisada de forma que foi possível não apenas avaliar a variabilidade dos parâmetros considerados dentro dos períodos de produção, visando estabelecer a distância mínima entre as amostras, que suporte cada categoria de recursos minerais. Para tal, considerou-se a resposta operacional dos cenários, ou seja, a correspondência de cada conjunto de dados, suas interpretações geológicas e modelo de estimativa, comparado ao modelo de referência de curto prazo obtido através dos dados exaustivos, já analisado e reconciliado no capítulo anterior.

#### 4.1. Construção dos *grids* e envoltórias geológicas

As fontes de informação, dentro de operações mineiras, são obtidas através dos mais diversos métodos, desde a sua amostragem *in situ* até o método de

análise em laboratórios. Uma das metodologias aplicadas refere-se a análise química da coluna de pó resultante da perfuração dos furos de desmonte. Não é objetivo deste estudo avaliar as metodologias aplicada para obter representatividade em cada informação, nem os processos de controle de qualidade associados às análises químicas.

O banco de dados original utilizado é composto por mais de 180.000 amostras, analisadas quimicamente para uma vasta gama de elementos, todavia somente as análises de cobre serão consideradas. As informações estão dispostas em malha com espaçamento médio de 5 a 7 metros no plano horizontal (XY) e a cada 16 m ao longo do eixo Z (tamanho da bancada utilizada). O suporte amostral de 16 m é considerado como representativo de todo o banco à ser lavrado. A disposição do espaçamento entre amostras possui variações de sua média, em função das configurações utilizadas no desmonte específicas para cada tipo de material detonado. Cada uma das cavas estudadas *C1/UGP* e *C2/OPP*, foi analisada de forma independente. Mesmo sendo parte de uma única operação, distinguem-se entre si pelo tipo de mineralização e nos volumes de produção executados em cada setor/fase.

Buscando analisar o impacto da distância entre a informação em relação ao modelo de referência, uma série de malhas amostrais foram estipuladas, baseadas no banco de dados exaustivos utilizada pelo modelo de curto prazo, com diferentes distâncias. A Tabela 4.1 a seguir resume as malhas estipuladas para serem utilizadas no decorrer deste estudo:

Tabela 4.1 Malhas amostrais geradas a partir do banco de dados exaustivos, para análise da influência do espaçamento amostral.

Malhas Amostrais – Dados de Produção exaustivos	
<b><i>C1/UGP</i></b>	<b><i>C2/OPP</i></b>
10 x 10m	10 x 10m
20 x 20m	20 x 20m
30 x 30m	30 x 30m
40 x 40m	30 x 40m
60 x 60m	40 x 40m
80 x 80m	50 x 50m
	80 x 80m

Em nenhum dos casos *UGP* e *OPP*, o espaçamento atual da malha existente é, em média, superior a 80 metros. Sendo assim, malhas com espaçamento superior a estas configurações não serão apresentadas.

As

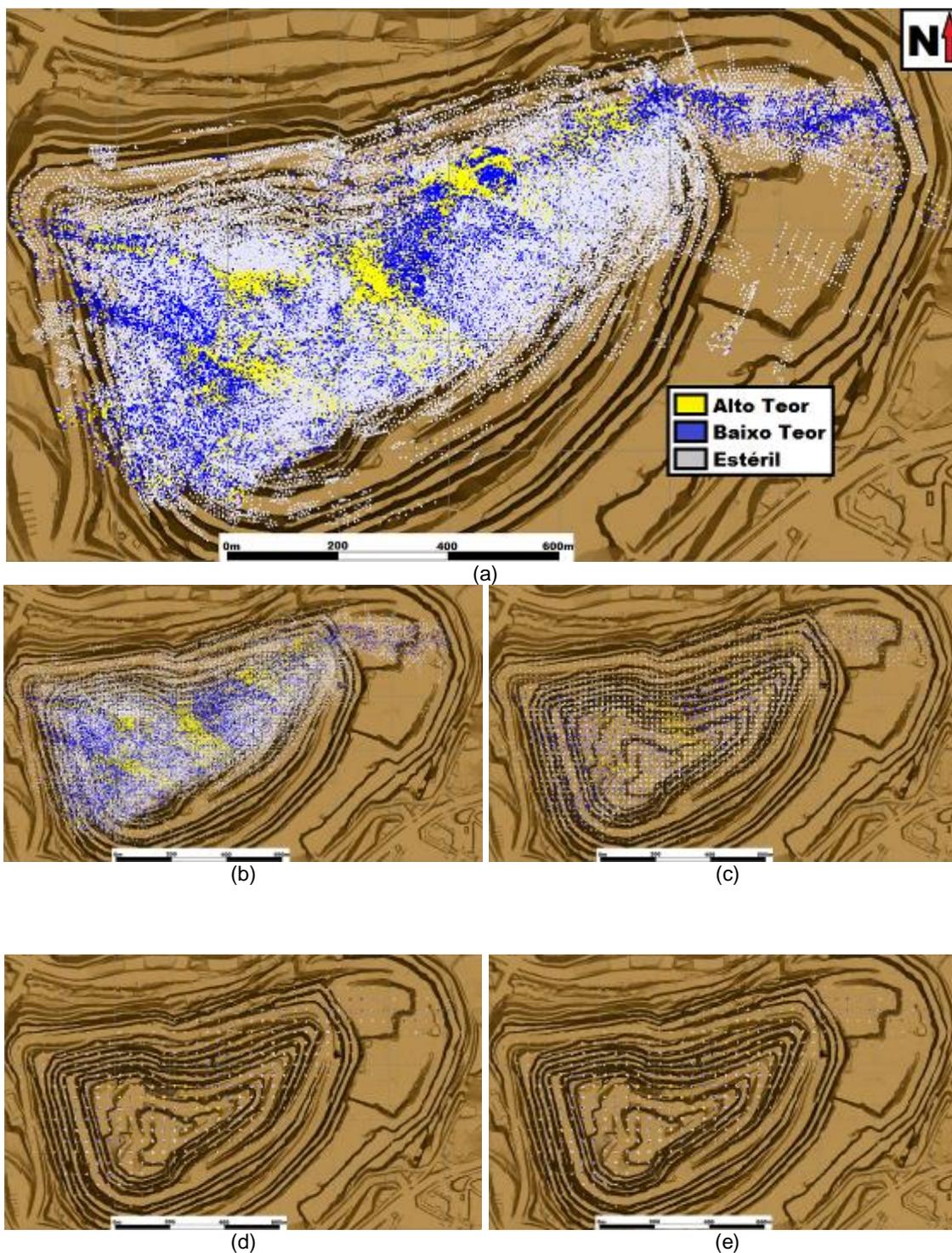


Figura 4.1 e Figura 4.2 apresentam uma vista superior da malha exaustiva em cada uma das cavas *C1* e *C2*, respectivamente. Nas mesmas figuras, são

exemplificadas, também, alguns resultados das configurações pré-definidas e apresentadas na Tabela 4.1.

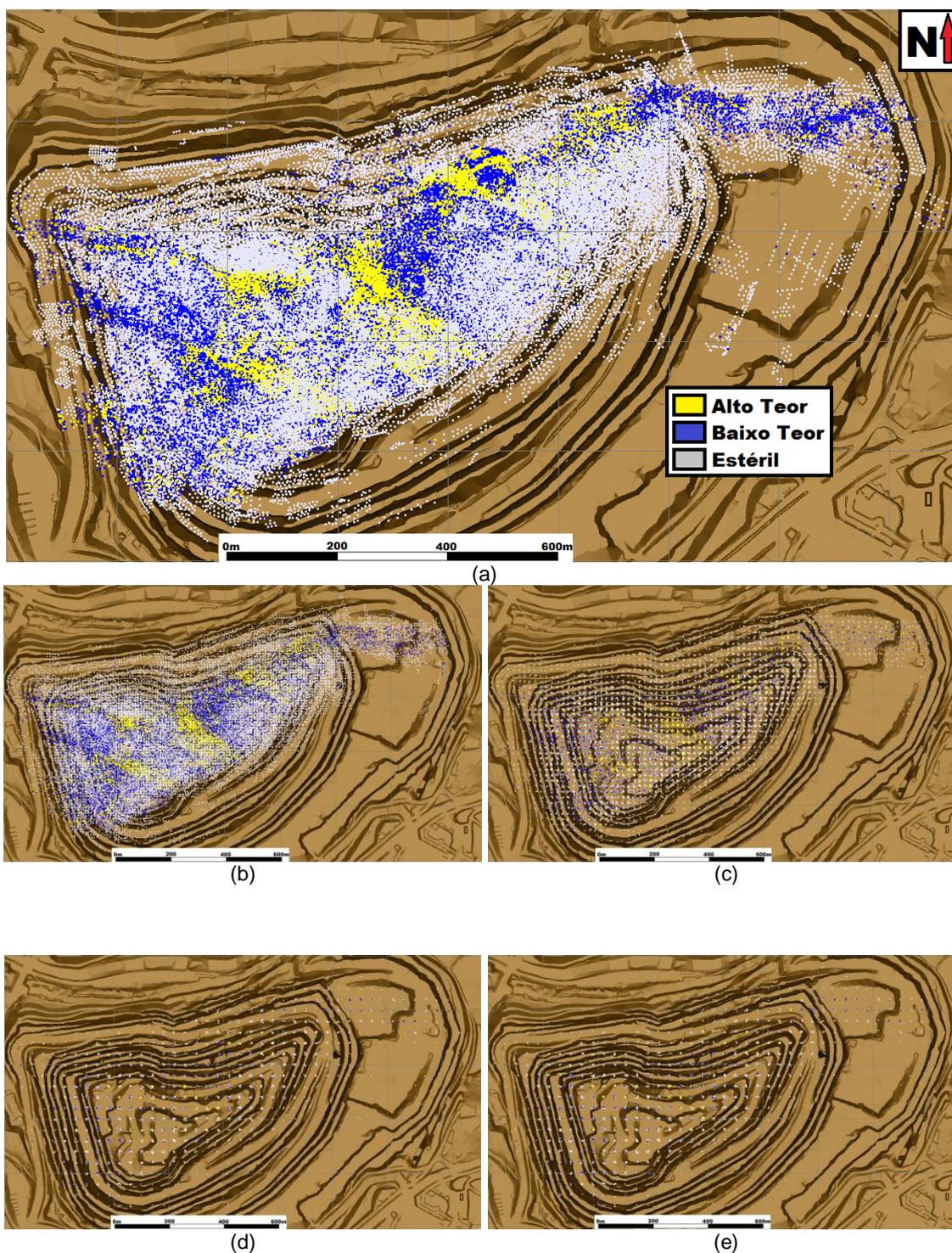


Figura 4.1 Vista superior dos cenários gerados com variação do espaçamento amostral à partir dos dados exaustivos da cava C1. (a) Dados exaustivos; (b) espaçamento amostral médio 10x10 m; (c) espaçamento amostral médio 20x20 m; (d) espaçamento amostral médio 30x30 m; e (e) espaçamento amostral médio 40x40 m.

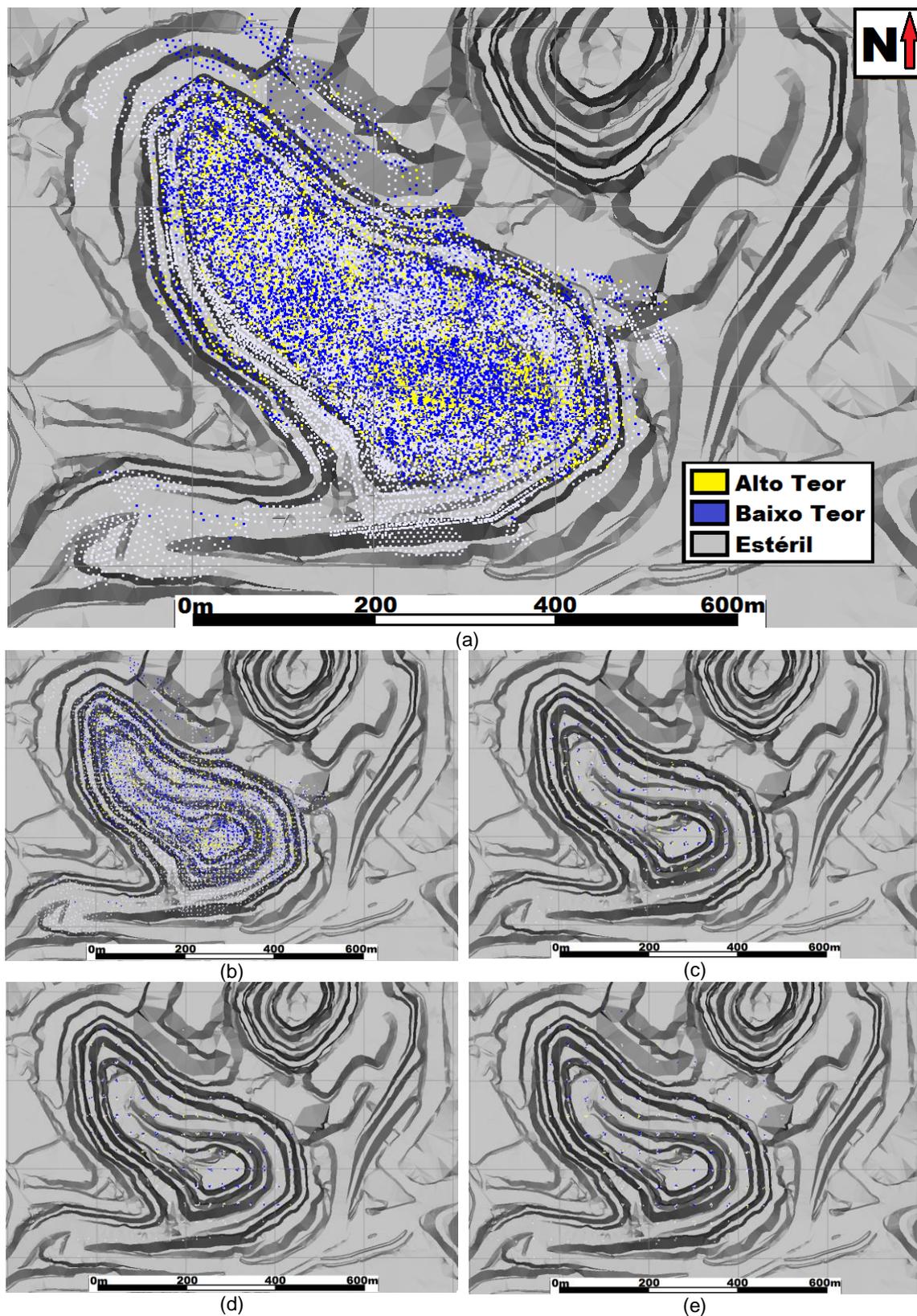
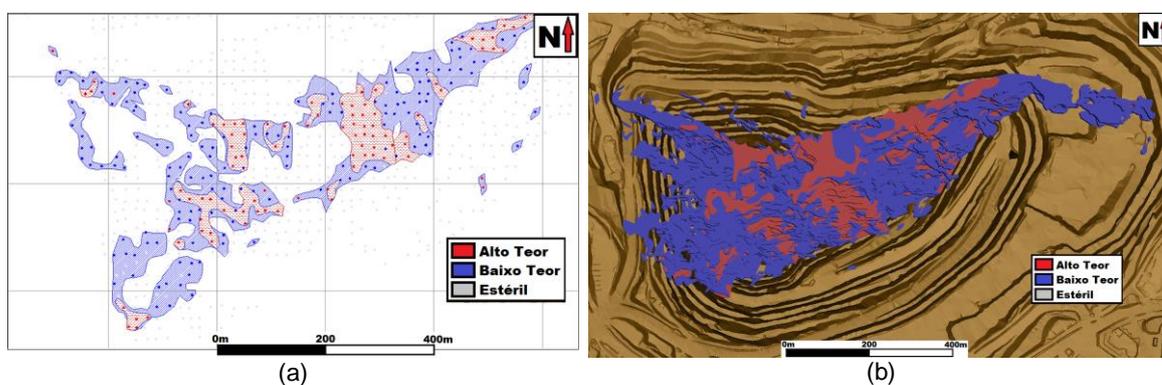


Figura 4.2 Vista superior dos cenários criados com variação do espaçamento amostral à partir dos dados exaustivos da cava C2. (a) Dados exaustivos; (b) espaçamento amostral médio 10x10 m; (c) espaçamento amostral médio 30x30 m; (d) espaçamento amostral médio 30x40; e (e) espaçamento amostral médio 40x40 m.

Cada uma das malhas amostrais apresentadas nas figuras acima, foi obtida a partir do banco de dados exaustivo. Um algoritmo do método de vizinho mais próximo foi utilizado em modelo de blocos regulares, variando de acordo com o espaçamento da malha selecionada, captando somente a amostra mais próxima ao centroide de cada bloco. As coordenadas originais de cada ponto selecionado foram mantidas, evitando distorções nas interpretações geológicas e que possam alterar a continuidade espacial original do fenômeno.

Uma etapa importante, visando a declaração dos recursos minerais, consiste de uma robusta interpretação geológica dos dados existentes. Cada um dos bancos de dados, nas cavas C1 e C2, foram interpretados geologicamente em seções verticais e planos horizontais, paralelos entre si. A extrusão ao longo do eixo Z dos planos horizontais, contendo a interpretação geológica de cada um dos conjuntos de dados, foi realizada para obtenção dos sólidos da mineralização. Para a cava C1, um total de 53 seções verticais (orientação N-S) e 21 planos horizontais (eixo Z) foram interpretados. As distâncias entre cada seção variaram de 10 a 40 m nas seções verticais e 16 m para as seções horizontais.

A Figura 4.3 demonstra graficamente as interpretações geológicas e o resultado do processo de extrusão destas seções. Este processo extrusivo cria um sólido em cada nível/seção horizontal que contém a interpretação. A seção interpretada com a mineralização, a partir do seu nível de referência, é expandida oito metros acima e oito metros abaixo, criando um sólido de 16 metros em cada nível. A unificação de cada um dos sólidos, compõe o sólido final, este representativo do conjunto de dados em questão.



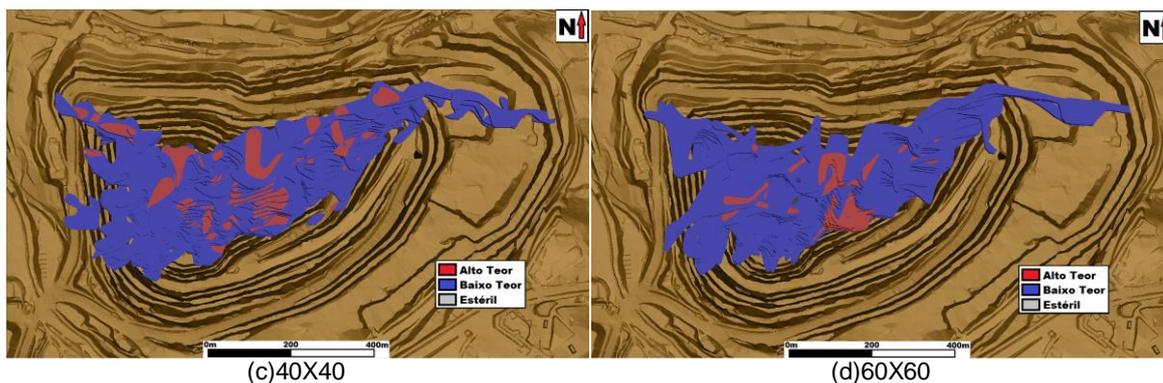
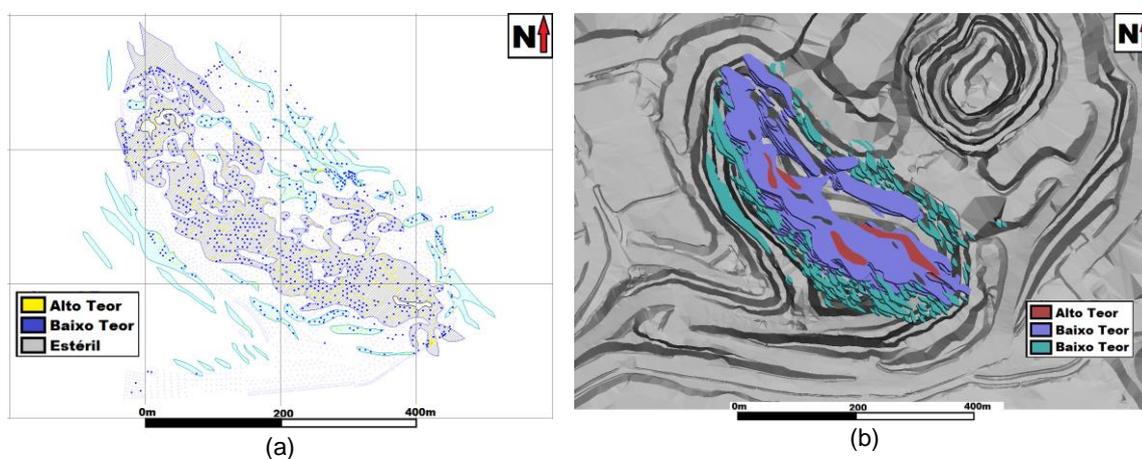


Figura 4.3 Vista superior dos sólidos resultantes do processo de extrusão das interpretações geológicas dos planos horizontais da cava C1. (a) Seção horizontal interpretada a partir de uma malha com espaçamento médio de 30x30 m; (b) sólido de extrusão das Interpretações horizontais da malha de 10x10 m; (c) malha de 40x40 m; e (d) malha de 60x60 m.

À medida que o espaçamento amostral médio aumenta perde-se em resolução para delinear as formas geológicas. Principalmente, em malhas amostrais com espaçamento superior a 50 m, dada a redução de amostras disponíveis em cada nível interpretado, a continuidade espacial do domínio de alto teor fica menos evidente.

A Figura 4.4 apresenta o resultado da interpretação geológica e construção dos sólidos para a cava C2. Para este conjunto de dados, 21 seções verticais com orientação *NE-SO* e 9 planos horizontais foram interpretados, com distâncias entre seções variando de 10 a 20 e 16 m, respectivamente. Para as malhas com espaçamento amostral médio é superior ao espaçamento entre planos, somente os planos com informações foram modelados.



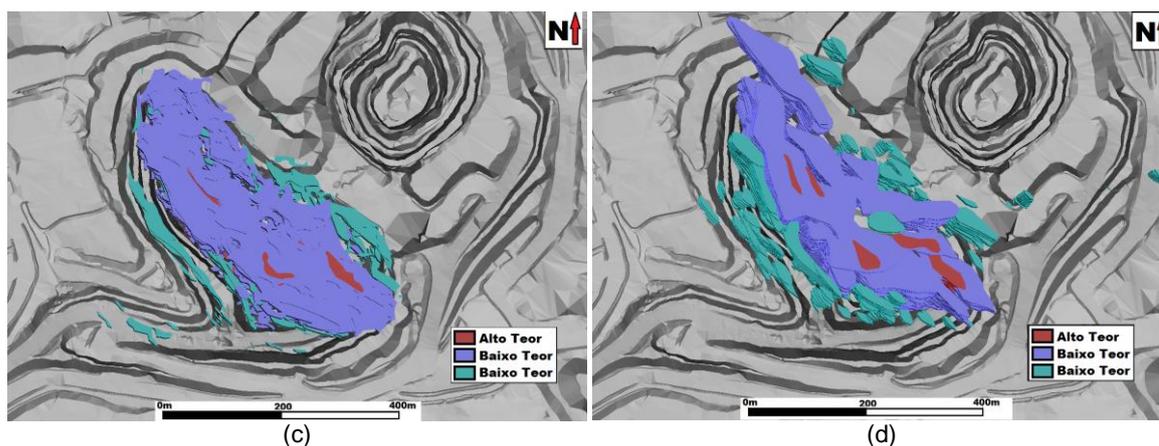


Figura 4.4 Vista superior dos sólidos resultantes do processo de extrusão das interpretações geológicas dos planos horizontais da cava C2. (a) Seção horizontal interpretada a partir de uma malha de dados exaustivos; (b) sólido de extrusão das interpretações horizontal interpretada a partir de uma malha de dados exaustivos; (b) sólido de extrusão das interpretações horizontais da malha de 10x10 m; (c) malha de 20x20 m; e (d) malha de 50x50 m.

A seleção de amostras é considerada aleatória pois, a partir do modelo de blocos criado com a dimensão do espaçamento médio desejado, retém-se somente a amostra no ponto mais próximo ao centroide de cada bloco, evitando julgamento pessoal na seleção das amostras. Sendo assim, por diversas vezes, o processo reteve amostras de estéril em zonas que originalmente foram interpretadas como minério dado o caráter disseminado dessa formação.

Evitou-se qualquer tipo de pós processamento dos sólidos, ou a utilização de conhecimento prévio da formação original (pelos dados exaustivos), pois entende-se que o modelo resultante é consequência do espaçamento amostral definido, somado ao caráter do processo de gênese do depósito. As zonas de formação em vênulas (azul claro) ao redor da porção principal central perderam completamente a sua estruturação ao longo do eixo de maior continuidade (sub-vertical).

#### **4.2. Interpolação dos modelos de bloco e definição das bases de comparação**

A partir dos 13 conjuntos de sólidos obtidos no processo anterior, passa-se a etapa de estimativa dos teores de cada modelo para após, comparar o impacto da densidade amostral sobre os teores dos blocos estimados em relação ao de referência. Em termos de processo de interpolação, este estudo utilizou duas

abordagens utilizando o método de krigagem ordinária (Matheron, 1963). A base da teoria da krigagem, proposta por Matheron, é amplamente discutida por diversos autores, David (1977), Journel & Huijbregts (1978), David (1988), Isaaks & Srivastava (1989), Goovaerts (1997a), Armstrong (1998) entre outros.

As abordagens consideradas foram:

- Considerando uma interpretação geral da mineralização, desconsiderando qualquer controle geológico na definição do domínio estatístico (baixo/alto teor), somente separando amostras de estéril do minério;
- Considerando uma interpretação da mineralização separada em um domínio de alto e um de baixo teor, bem como a separação do domínio mineralizado em relação ao estéril. O percentual de cada domínio foi calculado bloco-a-bloco para definição do teor final. Para blocos que possuíam percentuais de estéril, minério de alto e baixo teor, o teor final foi obtido através da ponderação dos teores da estimativa individuais de cada um dos domínios mineralizados (estéril com teor igual a zero) e suas massas, em razão do valor percentual de cada um dos domínios representativos no bloco.

#### 4.2.1. Análise estatística dos dados

A Tabela 4.2 apresenta a estatística básica de cada uma das malhas amostrais pode ser observada através do seu resumo.

Tabela 4.2 Estatística básica dos dados exaustivos e de cada uma das malhas criadas.

<b>C1 / UGP</b>					<b>C2 / OPP</b>				
<b>Malhas</b>	<b>No. de amostras</b>	<b>Média Cu (%)</b>	<b>Mín.</b>	<b>Máx.</b>	<b>Malhas</b>	<b>No. de amostras</b>	<b>Média Cu (%)</b>	<b>Mín.</b>	<b>Máx.</b>
Exaustivo	108,668	0,56	0,01	14,32	Exaustivo	30,384	0,53	0,01	20,17
10 x 10m	46,329	0,52	0,01	11,84	10 x 10m	24,461	0,52	0,01	18,79
20 x 20m	13,658	0,49	0,01	7,58	20 x 20m	8,059	0,49	0,01	14,05
30 x 30m	6,060	0,49	0,01	8,45	30 x 30m	4,726	0,53	0,01	9,12
40 x 40m	3,383	0,49	0,01	8,45	30 x 40m	3,678	0,51	0,01	13,11
60 x 60m	1,523	0,50	0,01	5,54	40 x 40m	2,007	0,49	0,01	13,48
80 x 80m	868	0,46	0,01	11,67	50 x 50m	987	0,54	0,01	14,27
					40 x 80m	522	0,47	0,01	5,74

O percentual de dados da malha com maior espaçamento é aproximadamente 2% dos dados utilizados pelo modelo de curto prazo (exaustivo)

para a cava C2. As médias, de forma geral, reduziram ou se mantiveram em valores próximos mesmo com o decréscimo significativo de informação.

#### 4.2.2. Desagrupamento amostral

Como as malhas criadas, bem como o banco de dados exaustivos, encontram-se regularmente espaçados ao longo dos eixos X,Y e Z, nenhum método de desagrupamento amostral foi aplicado.

#### 4.2.3. Análise de continuidade espacial

A análise de continuidade espacial foi realizada por meio de correlogramas experimentais, devido a análise feita por meio de variogramas apresentar-se muito ruidosa. Da mesma forma, visando reduzir o ruído dos correlogramas experimentais, os domínios de baixo teor e alto teor foram unificados gerando uma melhor estruturação espacial do conjunto de dados, em relação ao modelo individual de cada domínio estatístico. As Figura 4.6 e Figura 4.6 apresentam os correlogramas experimentais nas três direções principais de maior, média e menor continuidade para C1 e C2, respectivamente. Para cada um dos correlogramas experimentais apresentados, estão incluídos os modelos variográficos ajustados nas três direções principais de continuidade espacial.

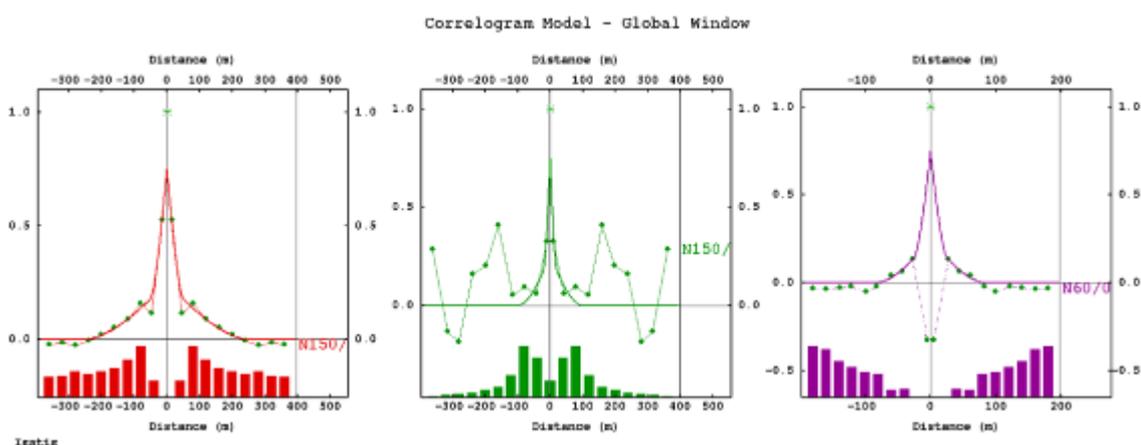


Figura 4.5 Correlogramas experimentais nas 3 direções principais para os dados C1, em ordem decrescente de continuidade: em vermelho (150/-55), verde (150/35) e roxo (60/0).

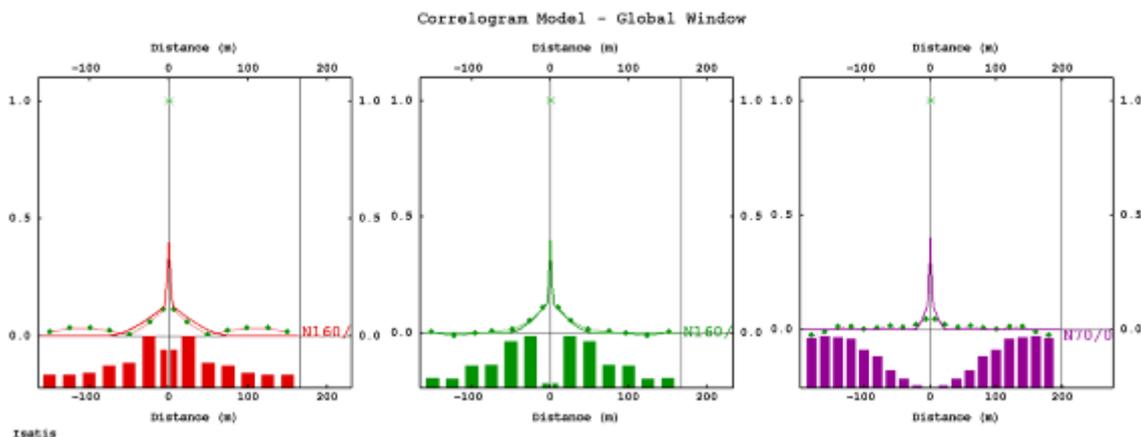


Figura 4.6 Correlogramas experimentais nas 3 direções principais para os dados C2, em ordem decrescente de continuidade: em vermelho (160/-80), verde (160/70) e roxo (70/0).

A tabela 4.3 define os modelos ajustados aos correlogramas experimentais das duas variáveis, *C1* e *C2* nas principais direções de continuidade espacial.

Tabela 4.3 Parâmetros utilizados para ajuste do modelo aos correlogramas experimentais.

Domínio	Direção (Az / Dip)	Nugget Effect (C0)	Primeira Estrutura			Segunda Estrutura		
			Sill (C1)	Tipo	Alcance	Sill (C2)	Tipo	Alcance
<b>C1/UGP</b>	150 / -55	0.25	0.50	Esférico	53 m	0.25	Esférico	260 m
	150 / 35				22 m			100 m
	60 / 0				26 m			85 m
<b>C2/OPP</b>	160 / -80	0.45	0.38	Esférico	8 m	0.17	Esférico	165 m
	160 / 10				16 m			75 m
	70 / 0				6 m			42 m

#### 4.2.4. Estimativa dos teores

A estimativa de cada uma das malhas foi realizada por meio de krigagem ordinária em um tamanho de bloco igual ao utilizado pelo modelo de referência (10x10x16m). Esta escolha do tamanho do bloco foi usada para minimizar diferenças associadas a suporte distintos dos modelos. Foram utilizadas três estratégias de buscas, com uma ordem decrescente de restrição do número de amostras utilizadas para estimar cada bloco. A Tabela 4.4 define os parâmetros de busca para a realização das estimativas, em cada uma das estratégias utilizadas.

Tabela 4.4 Estratégias de busca utilizadas para a estimativa dos teores.

Passo	Mínimo de Amostras	Número de setores angulares	Número máximo de amostras por setor	Discretização do bloco	Distância máxima sem amostras
-------	--------------------	-----------------------------	-------------------------------------	------------------------	-------------------------------

	1°	12	8	2		78m / 54
<b>C1/ C2</b>	2°	4	8	2	5x5x8	78m / 54
	3°	2	8	2		-

As distâncias anisotrópicas utilizadas para realizar a estimativa estão apresentadas na Tabela 4.5, para cada um dos três passes utilizados. Foi considerado o alcance da anisotropia referente a 95% do valor total do sill de cada correlograma para a primeira busca. A segunda e terceira busca utilizaram fatores multiplicadores de duas e quatro vezes o valor utilizado para a primeira busca.

Tabela 4.5 Distâncias anisotrópicas para cada estratégia de busca, utilizadas na estimativa dos depósitos C1 e C2.

	Direção (Az / Dip)	Alcance 95% - Sill (m)	Primeiro Passe 1x alcance			Segundo Passe 2x alcance			Terceiro Passe 4x alcance		
			Maior (m)	Média (m)	Menor (m)	Maior (m)	Média (m)	Menor (m)	Maior (m)	Média (m)	Menor (m)
<b>C1</b>	150 / -55	157									
	150 / 35	61	157	61	52	314	122	104	628	243	208
	60 / 0	52									
<b>C2</b>	160 / -80	54									
	160 / 10	37	54	37	17	108	74	34	216	148	68
	70 / 0	17									

As Tabela 4.6 e Tabela 4.7 apresentam os resultados estatísticos obtidos por meio do processo de krigagem ordinária, após a união de cada um dos passes distintos. Não houve viés significativo entre a média dos blocos em relação à média das amostras em cada uma das malhas dos depósitos.

Tabela 4.6 Resultado estatístico da estimativa das malhas referentes a cava C1.

Malhas C1/UGP	No, de Blocos	Mínimo	Máximo	Média	Desvio Padrão	Variância	Dif, (%) dados vs, krigagem
<b>Exaustivo</b>	51303	0,02	8,04	0,56	0,68	0,46	<b>-0,90%</b>
<b>10 x 10m</b>	56783	0,02	6,67	0,52	0,63	0,40	<b>0,76%</b>
<b>20 x 20m</b>	62407	0,03	5,22	0,48	0,56	0,32	<b>-2,51%</b>
<b>30 x 30m</b>	61629	0,02	5,72	0,48	0,53	0,28	<b>-1,24%</b>
<b>40 x 40m</b>	61604	0,04	4,67	0,50	0,50	0,25	<b>1,21%</b>
<b>60 x 60m</b>	61965	0,02	4,024	0,50	0,50	0,25	<b>0,20%</b>
<b>80 x 80m</b>	61281	0,02	6,35	0,48	0,53	0,28	<b>4,17%</b>

Tabela 4.7 Resultado estatístico da estimativa das malhas referentes a cava C2.

Malhas C2/OPP	No, de Blocos	Mínimo	Máximo	Média	Desvio Padrão	Variância	Dif, (%) dados vs, krigagem
<b>Exaustivo</b>	8808	0,01	4,19	0,51	0,48	0,23	<b>-2,45</b>
<b>10 x 10m</b>	8380	0,02	3,45	0,49	0,40	0,16	<b>-5,58</b>
<b>20 x 20m</b>	9049	0,02	5,05	0,45	0,41	0,17	<b>-7,96</b>
<b>30 x 30m</b>	9451	0,02	5,36	0,53	0,54	0,29	<b>0,57</b>
<b>30 x 40m</b>	8506	0,02	4,17	0,52	0,43	0,18	<b>1,37</b>
<b>40 x 40m</b>	8506	0,01	3,74	0,46	0,42	0,18	<b>-5,92</b>
<b>50 x 50m</b>	8506	0,02	5,29	0,56	0,51	0,26	<b>4,07</b>
<b>40 x 80m</b>	8506	0,02	4,21	0,46	0,32	0,10	<b>-1,28</b>

O segundo processo, com utilização de domínios específicos para alto e baixo teor, caracterizou de melhor forma as diferenças resultantes para a definição das envoltórias de alto teor. As duas metodologias representaram bem os contatos estéril/minério. A separação das amostras de estéril tem impacto principalmente em regiões de borda dos depósitos onde a influência de amostras de fora do domínio causam maior impacto ao teor final do bloco. A Figura 4.7 apresenta uma validação visual do processo de interpolação nas cavas C1 (4.7(a)) e C2 (4.7(b)).

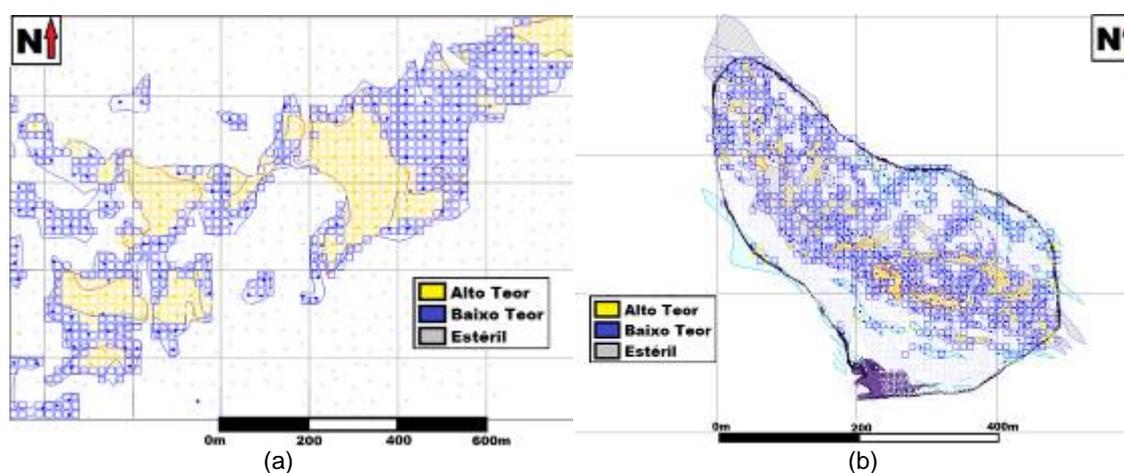


Figura 4.7 – Vista superior de uma seção horizontal geológica interpretada e o modelo de blocos resultante do processo de interpolação para as cavas C1 (a) e C2 (b). Malhas com espaçamento médio de 30x30 m e 10x10, respectivamente.

### 4.3. Definição das bases de comparação

Para comparação da eficiência das estimativas de cada uma das malhas amostrais, em relação ao modelo de referência para o propósito de classificação de recursos, levou-se em conta a produção de minério em bases volumétricas trimestrais, anuais e globais, de acordo o volume de produção esperado para os projetos, associado a classe de recurso mineral.

Em relação ao projeto *UGP*, com base na cava *C1*, se considerou um volume correspondente a aproximadamente 3.4 milhões de toneladas em uma base anual de produção de minério. O projeto *OPP*, utilizando a cava *C2* como referência, considera uma movimentação de 4 milhões de toneladas de minério em sua base anual de produção. Sendo assim, as superfícies topográficas selecionadas são ajustadas de forma independente para cada um dos estudos de caso para equivaler ao volume de produção similar ao esperado em seu depósito análogo.

A Figura 4.8 apresenta uma perspectiva das cavas alinhadas em bases trimestrais (a), anuais (b) e global (c) para a cava *C2*. Estes períodos de tempo especificados servirão de base para a comparação na definição da categoria mineral como recursos medido, indicado e inferido, respectivamente. Considerar-se-á os limites aceitáveis de diferença entre os modelos estimados e o modelo de referência, descritos no capítulo 1.

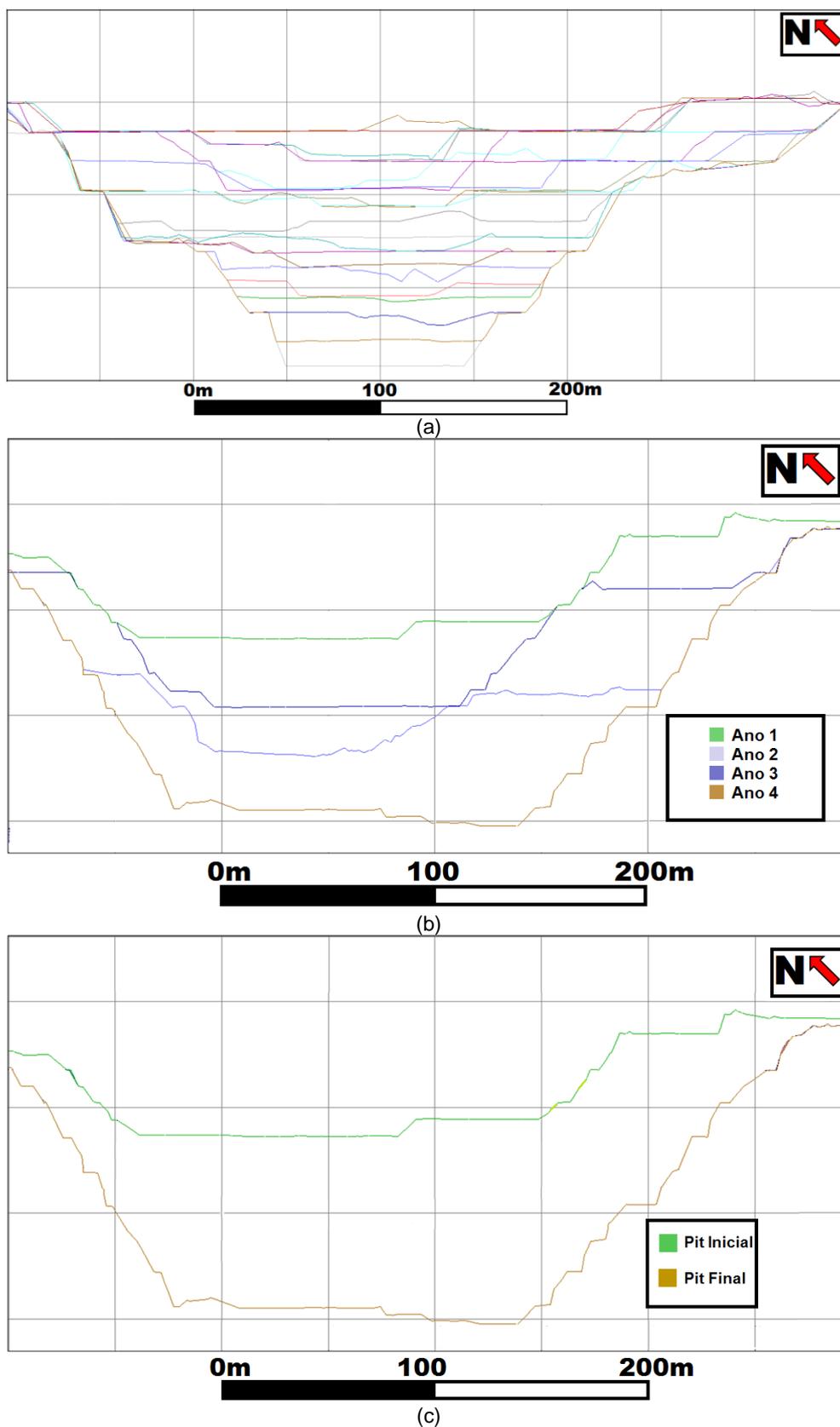


Figura 4.8 Vista em seção vertical das cavas alinhadas utilizadas para a base de comparação dos períodos de tempo de produção: (a) trimestral, (b) anual e (c) global.

Nota-se que em algumas situações, há porções de cava de um período posterior acima de cavas mais antigas, geralmente quando observado em pequenos períodos de tempo (ex: bases trimestrais, figura 4.8(a)). Isto ocorre em decorrência de alguma estrutura temporária executada para auxiliar no dia-a-dia operacional. Estas estruturas podem ser associadas a rampas, acessos temporários, estruturas para estações de bombeamento de água ou pilhas temporárias de estéril/minério.

O material resultante das estruturas temporárias é desconsiderado no cálculo do volume analisado. Esta exclusão acontece de forma automática pois considera-se o processo de precedência temporal das superfícies topográficas para obtenção dos volumes. Considera-se somente o material que está abaixo da superfície inicial e acima da superfície final. Como as estruturas constam na superfície final, são automaticamente excluídas.

#### **4.4. Análise comparativa**

A utilização de cartas gráficas, proposto por Koppe *et al.* (2016), faz uso da medição de variabilidade local através do uso do coeficiente de variação por meio de um cenário simulado. A obtenção de diferentes cenários de espaçamento médio foi feita pelo autor e definiu o espaçamento ótimo necessário na estimativa dos teores. Harrison (1983), Vallée e Côte (1992), Verly *et al.* (2014) propuseram limites quantitativos de erro para definição das classes de recursos, baseados em experiência ou no conhecimento prévio do estilo de mineralização aplicado.

O uso de resultados de reconciliação e do conhecimento geológico de depósito já minerados, permite analisar o caminho dos recursos minerais, a partir de sua previsão em modelos estimados de longo prazo, ao seu resultado final obtido nas plantas de beneficiamento. O resultado final leva em consideração todos os aspectos operacionais deste processo, possibilitando a análise em cada ponto de observação das diferenças, entre o que é previsto e o que é realizado.

Para seleção das classes de recursos minerais, levando em consideração as diferenças entre os modelos baseado nos *grids* apresentados nas seções anteriores, e os modelos de referência, os seguintes limites foram considerados:

- Recurso Medido: intervalo de  $\pm 15\%$  de diferença em termos de metal contido, teores e tonelagem em uma área, ou volume, correspondente a um trimestre de produção para um determinado depósito ou projeto.
- Recurso Indicado: intervalo de  $\pm 15\%$  de diferença em termos de metal contido, teores e tonelagem em uma área, ou volume, correspondente a um ano de produção para um determinado depósito;
- Recurso Inferido: intervalo de  $\pm 15\%$  de diferença em termos de produção global (vida da mina) de metal contido, teores e tonelagem;

Cada um dos projetos possui um volume de produção previamente estabelecido, considerando estudos de viabilidade. O projeto *UGP* prevê uma movimentação de minério anual em torno de 3.4 milhões de toneladas após o período de *ramp-up* (3 anos). Outro aspecto considerado além dos volumes de produção, foi o teor de corte igual à 0,75% de cobre aplicado no minério estimado, especificamente para suportar o grau de seletividade esperado em um projeto do tipo subterrâneo.

O projeto *OPP* prevê uma movimentação média anual de 4 milhões de toneladas de minério. A produção executada na cava *C2*, utilizada como análoga, variou entre 3,5 e 5 milhões de toneladas de minério anualmente dentro do período estudado. Em termos de equipamentos de carregamento e transporte utilizados, os projetos também possuem semelhança.

Os valores percentuais descritos nas tabelas abaixo referem-se à quantidade de cenários dentro dos limites definidos para a classe de recurso e o período de tempo em questão. Para cada um dos estudos de caso, as duas metodologias de estimativas foram utilizadas na base de comparação, descritas na seção anterior. As duas metodologias se diferenciam por uma considerar somente a interpretação da mineralização, sem distinção entre os domínios estatísticos, e a interpretação de cada domínio estatístico (baixo teor e alto teor) em adição a interpretação das zonas mineralizadas.

Cada um dos cenários e malhas abaixo, utiliza como base o modelo de referência em termos de metal contido, massa e teor. Para os casos de análise de

recurso inferido (global), por exemplo, onde há dois cenários de estimativa para cada projeto, caso os dois cenários fiquem dentro do limite estabelecido de  $\pm 15\%$  de diferença, o percentual de resposta será de 100%.

As Tabela 4.8 e Tabela 4.9 apresentam os resultados obtidos em uma base global de comparação para os projetos *UGP* e *OPP*, respectivamente. O período global de comparação é utilizado para definir o espaçamento necessário para suportar a classificação dos recursos minerais como *inferido*.

Tabela 4.8 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período global de observação para a cava C1, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.

<b>Malha Amostral (m)</b>	<b>Metal Contido</b>	<b>Massa</b>	<b>Teor</b>
10 x 10	100%	100%	100%
20 x 20	100%	100%	100%
30 x 30	100%	100%	100%
40 x 40	100%	100%	100%
60 x 60	100%	100%	100%
80 x 80	50%	50%	100%

Tabela 4.9 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período global de observação para a cava C2, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.

<b>Malha Amostral (m)</b>	<b>Metal Contido</b>	<b>Massa</b>	<b>Teor</b>
10 x 10	100%	100%	100%
20 x 20	100%	100%	100%
30 x 30	100%	100%	100%
30 x 40	100%	100%	100%
40 x 40	100%	100%	100%
50 x 50	100%	100%	100%
40 x 80	100%	100%	100%

No depósito *C1*, foram lavradas 27 milhões de toneladas no período global com teor médio 1,4% de Cu, considerando o teor de corte adotado de 0,75% de cobre. Dentre os cenários estudados somente um resultado, referente a malha com 80 metros de espaçamento médio ficou fora dos limites de erro estabelecidos. Neste cenário, a massa resultante ficou abaixo do limite de 15% de diferença em comparação com o modelo de referência. Conseqüentemente, por ser produto da massa pelo teor, os valores de metal contido deste cenário ficaram fora dos limites. A razão para uma drástica redução na massa, é a dificuldade de manter conectividade espacial do domínio de alto teor para malhas mais espaçadas.

Com uma movimentação global de 30 milhões de tonelada de minério de cobre à um teor médio de 0,70%, a cava C2 serviu de analogia ao projeto *OPP*. Dentro das malhas estabelecidas, todos os cenários apresentados ficaram dentro do limite aceitável de  $\pm 15\%$  de diferença em relação ao modelo de comparação. Dessa forma, considerando uma definição de recursos minerais *inferido*, as malhas suportam esta classe baseado no volume de produção esperado.

De acordo com as premissas estabelecidas anteriormente, para a classificação de recursos minerais na categoria *indicado*, são aceitáveis diferenças de até  $\pm 15\%$  em termos de massa, teor e metal contido dentro de um período igual a um ano de produção de minério. As Tabela 4.10 e

Tabela 4.11 apresentam a comparação dos modelos em relação aos resultados de referência. Os cenários globais de C1 e C2 utilizados foram divididos em 5 e 4 incrementos anuais pra *UGP* e *OPP*, respectivamente.

Tabela 4.10 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período anual de observação para a cava C1, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.

Malha Amostral (m) C1	Metal Contido	Massa	Teor
10 x 10	100%	100%	100%
20 x 20	100%	100%	100%
30 x 30	80%	90%	100%
40 x 40	40%	80%	80%
60 x 60	40%	80%	60%
80 x 80	0%	0%	50%

Em C1, para malhas amostrais com espaçamento superior a 80 metros, as porções de alto teor do depósito se tornaram muito difíceis de serem mapeadas, em uma base de comparação anual com uma produção média de 4 milhões de toneladas de minério. Para a malha com 40 metros de espaçamento, três cenários ficaram ligeiramente fora dos limites estabelecidos para metal contido, entretanto somente um destes cenários obteve massas fora do limite aceitável. Notou-se, que a malha de 40 metros diversas vezes obteve-se amostras de estéril e baixo teor, em regiões onde havia corpos mineralizados de alto teor, ocasionando maiores diferenças nas porções de interesse.

Tabela 4.11 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período anual de observação para a cava C2, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.

<b>Malha Amostral (m) C2</b>	<b>Metal Contido</b>	<b>Massa</b>	<b>Teor</b>
10 x 10	100%	100%	100%
20 x 20	100%	100%	100%
30 x 30	100%	100%	100%
30 x 40	100%	75%	100%
40 x 40	75%	75%	75%
40 x 80	25%	75%	50%
50 x 50	50%	100%	50%

Dado o caráter disseminado da mineralização encontrado na cava C2, semelhante ao que se espera no projeto *OPP*, a capacidade de mapear corretamente estes corpos com informações com espaçamento superiores a 40 metros fica extremamente comprometida.

Conforme se estabelece períodos menores de comparação, o erro tende a ser maior dada incapacidade de identificar estruturação da mineralização com dados mais espaçados. Para a malha com espaçamento regular de 40x80 metros, somente um dos cenários analisados conseguiu manter a quantidade de metal contido dentro dos limites aceitáveis para uma base anual de produção.

Para obter volumes de produção que equivalham a uma base trimestral dos projetos objetos de estudo, as cavas C1 e C2 foram divididas em 20 e 15 incrementos, respectivamente. Um dos incrementos obtidos para a cava C2 não foi utilizado pois o volume obtido em massa foi muito inferior ao que se espera executar em seu projeto análogo, evitando que seu resultado tenha influência na decisão final de qual deva ser o espaçamento amostral necessário para classificação dos recursos minerais como *medido*.

Abaixo, as

Tabela 4.12 e

Tabela 4.13 apresentam os resultados percentuais considerando os limites de diferença aceitáveis para uma base trimestral de comparação. Os projetos variaram em produção entre 0,8Mt até 1,4Mt para C1 e entre 0,75Mt até 1,5Mt para C2, de acordo com os volumes esperados.

Tabela 4.12 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período trimestral de observação para a cava C1, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.

<b>Malha Amostral (m) C1</b>	<b>Metal Contido</b>	<b>Massa</b>	<b>Teor</b>
10 x10	100%	100%	100%
20 x 20	95%	100%	100%
30 x 30	70%	85%	80%
40 x 40	35%	65%	50%
60 x 60	45%	70%	70%
80 x 80	15%	10%	75%

Em C1, os valores de massa e conteúdo metálico resultantes dos modelos construídos a partir das malhas com espaçamento de 60x60 e 80x80 metros são substancialmente diferentes comparado ao modelo de produção, considerando o teor de corte selecionado. Como mencionado previamente, é mais difícil estabelecer a conexão espacial para os dados disponíveis com o aumento do espaçamento entre as amostras, reduzindo significativamente os volumes em algumas porções do depósito, dada a falta de informação para interpretação da mineralização.

Nos cenários de espaçamento de 30x30m, apenas alguns intervalos de produção trimestrais ficaram fora dos limites aceitáveis de conteúdo metálico para suportar recursos minerais como medidos. No cenário de espaçamento amostral igual a 40x40m, grande parte dos cenários de produção trimestrais ficaram fora dos limites aceitáveis de tonagem e de conteúdo metálico.

Pequenas diferenças nas massas e teores foram observadas no estudo de caso da cava C2, para espaçamento entre amostras de 30x30m. Estes foram verificados principalmente em cenários com os menores volumes de produção utilizados. Os resultados demonstram que para distâncias entre amostras superiores a 40x40m não se consegue prever, dentro de um limite de confiança aceitável, as massas, teores e conteúdo metálico para uma base de produção trimestral.

Tabela 4.13 apresenta os resultados associados a cava C2.

Tabela 4.13 Valor percentual referente ao número de cenários dentro dos limites de diferença estabelecidos no período trimestral de observação para a cava C2, em termos de massa, teor e conteúdo metálico.

<b>Malha Amostral (m) C2</b>	<b>Metal Contido</b>	<b>Massa</b>	<b>Teor</b>
10 x10	93%	100%	93%
20 x 20	86%	100%	86%
30 x 30	71%	86%	79%
30 x 40	50%	43%	71%
40 x 40	57%	71%	86%
40 x 80	36%	79%	64%
50 x 50	50%	79%	57%

Como dito anteriormente, testes com espaçamentos médios superiores a 80 metros não foram testados, uma vez que a configuração atual dos dados utilizados não possui espaçamento médio superior a esta configuração. Sendo assim, valores praticados para a categoria inferido ficaram restritos à maior malha testada.

A Tabela 4.14 sintetiza os resultados obtidos através da metodologia proposta no capítulo 4. Assim, define-se qual será o espaçamento médio necessário em cada projeto visando suportar as classes de recursos minerais em medido, indicado e inferido baseado nos volumes de produção de cada um dos projetos analisados nesta dissertação.

Tabela 4.14 Malhas médias estabelecidas para suportar cada classe de recurso mineral, considerando o nível de erro aceitável e os volumes de produção estabelecidos.

<b>Malhas Finais</b>	<b>Medido</b>	<b>Indicado</b>	<b>Inferido</b>
<i>UGP</i>	30 x 30m	40 x 40m	80 x 80m
<i>OPP</i>	30 x 30m	40 x 40m	40 x 80m

Entende-se que a configuração final da sondagem não fica restrita à uma única configuração de malha, por exemplo medido 30x30m para o OPP. A malha assumida deverá se adaptar aos percentuais estabelecidos em cada etapa de projeto. Por exemplo, em casos de etapa de viabilidade que demandam somente recursos inferidos, a malha executada poderá ser a mínima proposta. Já para casos em que demandem mais confiabilidade, por exemplo: 50% dos recursos como medido mais 30% dos recursos indicado e 20% inferido, a malha poderá ser variável se adaptando ao volume total de recursos minerais.

As configurações estabelecidas são adequadas somente para os projetos estudados, não servindo de base para outros projetos. Tal assumpção só pode ser feita entre depósitos semelhantes em volumes de produção e características da gênese de sua mineralização.

Considerando as bases de comparação anuais, percebeu-se que as malhas com espaçamento superior a 40 metros perderam grande parte de sua capacidade de mapear a conectividade espacial dos teores, e conseqüente capacidade de modelagem geológica principalmente dos corpos de alto teor, estes ocorrendo em menor quantidade e volumes.

A partir da definição do espaçamento amostral requerido em cada classe de recurso mineral, os projetos foram reavaliados em termos de sua classificação de recursos. A Tabela 4.15 representa a mudança em termos percentuais absolutos de recursos entre os resultados obtidos através da aplicação da metodologia proposta nessa dissertação e a classificação aplicada anteriormente nos projetos. Os resultados são apresentados em termos percentuais de metal contido em cada classe de recursos. Ou seja, não houve reavaliação da estimativa, somente dos critérios de classificação de recursos.

Tabela 4.15 Distribuição percentual entre as classes de recurso minerais considerando o método antigo e novo através da metodologia proposta, utilizando reconciliação de dados de produção.

Recursos Minerais	Inicial			Final		
	Medido	Indicado	Inferido	Medido	Indicado	Inferido
UGP	48%	43%	9%	3%	10%	87%
OPP	2%	30%	68%	0%	0%	100%

Por se tratarem de projetos em etapa de viabilidade e dada sua confidencialidade, somente foram apresentados os percentuais respectivos de cada classe de recurso mineral, omitindo dados de massa e teor de cada projeto.

A malha atual do projeto OPP é regular em 80x80m. Sendo assim o projeto *OPP* não apresentou perdas ou ganhos na sua massa de metal contido inicial, somente uma migração de massa existente entre as classes de recursos. Os recursos minerais previamente classificados como medido e indicado foram reavaliados como 100% inferidos, dada a configuração amostral atual do projeto.

O projeto *UGP* sofreu uma perda de aproximadamente 7% do seu metal contido total. Ocorre que para os níveis mais inferiores do projeto, não há informação suficiente para que se classifique os recursos minerais, ao menos como inferido. Os recursos remanescentes foram reclassificados de acordo com a distância média entre amostras apresentada na Tabela 4.14.

Baseado nos resultados descritos nessa seção, o capítulo a seguir irá apresentar as conclusões e discussões em torno das decisões tomadas, visando definir o espaçamento amostral médio necessário para suportar as classes de recursos minerais apresentadas.

## Capítulo 5

### Conclusões e recomendações

Neste capítulo, será apresentado o conjunto de conclusões obtidas sobre a meta e objetivos traçados. Avalia-se a metodologia proposta e sua aplicabilidade. Também, são apresentadas algumas recomendações de trabalhos futuros.

#### 5.1. Conclusão

A utilização de dados de produção e estudos de reconciliação, demonstrou a importância de considerar os volumes de produção esperados para definição de recursos minerais dos alvos em estudo. A utilização de informação de depósitos análogos em sua forma de operação e características geológicas, quando disponíveis, tende a reduzir as incertezas associadas ao espaçamento da informação necessária. A correta definição da densidade da informação é fundamental para que as diferenças em termos de massa, teor e metal contido permaneçam dentro de limites aceitáveis de erro entre o que é previsto e o material de fato lavrado.

As características e estilos de mineralização de um determinado depósito não podem definir por si o espaçamento amostral necessário para caracterizar a incerteza. Volumes reais de produção podem ser considerados na avaliação do espaçamento necessário para suportar essas classes. Sendo assim, comparações de volumes de produção podem ser obtidos através da utilização de depósitos análogos, quando existentes, onde informações de produção estão disponíveis de forma exhaustiva. Para casos em que não há dados disponíveis de curto prazo para realização deste tipo de análise, é possível utilizar métodos de simulação estocástica a partir dos dados existentes do depósito em estudo, gerando um banco de dados exhaustivo de curto prazo (Pilger, 2000).

Este comparativo permitiu avaliar e demonstrar que não devem existir predefinições da quantidade e espaçamento da informação necessária para recursos minerais, somente considerando o tipo de bem mineral em questão.

Volumes maiores de produção, independente da classe de recursos, permitem aplicar espaçamentos maiores sem que o limite aceitável de erro seja alterado. Da mesma forma, quanto menor o volume de operação desejado, onde se deseja medir a incerteza de massas e teores, maior será a quantidade de informação necessária, e conseqüente menor espaço entre elas, para que os limites de diferença possam ser respeitados dentro dos períodos considerados.

## **5.2. Recomendações**

Recomenda-se em estudos posteriores a consideração de outros aspectos associados à realidade operacional de projetos mineiros. A definição correta do tamanho do SMU, utilizando e o grau de seletividade considerado dos equipamentos de carregamento e transporte. Uma aproximação do SMU aos polígonos de desmonte, ou painéis de lavra permite uma maior compreensão da real diluição do depósito e seu conseqüente impacto nos recursos e reservas minerais.

Sugere-se a comparação dos resultados obtidos nesta dissertação a outros tipos de métodos utilizados para analisar o espaço de incerteza entre o que é previsto e o que é realizado. Um dos métodos em alternativa é o uso de simulação geoestatística de dados de longo prazo, para gerar dados com diversas configurações de espaçamento e assim verificar a diferença com o modelo de referência. Poder-se-ia comparar os resultados obtidos na realidade por meio de dados de produção, com os obtidos por meio de geração de cenários equiprováveis baseados em dados de longo prazo do projeto.

## Referências

ARIK, A., 1999. **An Alternative Approach to Resource Classification Proceedings**. 28<sup>th</sup> International Symposium on Computer Applications in the Mineral Industries, Colorado U.S.A., p. 45-53.

ARIK, A., 2002. **Comparison of Resource Classification Methodologies with a New Approach**. Proceedings, 30<sup>th</sup> International Symposium on Computer Applications in the Mineral Industries, Arizona, U.S.A., pp. 57-64.

AusIMM. **Australasian Code for Reporting of Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code)**. Joint Ore Reserves Committee of The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Australian Institute of Geoscientists and Minerals Council of Australia. 1999. Disponível em <<http://www.jorc.com>>. Acesso em: 11 nov. 2016.

BURMEISTER, B. B., 1988. **From Resource to reality: A critical review of the achievements of new Australian gold mining projects during the period January 1983 to September 1987**. M.Sc. Thesis, Macquarie University, Australia.

CBRR. **Guia CBRR Para Declaração de Resultados de Exploração, Recursos e Reservas Minerais**. Comissão Brasileira de Recursos e Reservas. 2016. Disponível em <<http://www.cbrr.org.br/docs/estatuto.pdf>> Arquivo capturado em março de 2017.

CHIEREGATI, A. C., DELBONI, H., COSTA, J. F. C. L., CARNEIRO, F. B., 2008. **Reconciliação Pró-Ativa em empreendimentos mineiros**. Revista Escola de Minas, 61(3), p. 297-302.

CIM. **National Instrument 43-101 Standards of Disclosure for Mineral Projects. Canadian Securities Administrators (CSA)**. 2011. Disponível em <<http://web.cim.org/standards/menupage.cfm?sections=177,181&menu=229>> Acessado em: 11 nov. 2016.

CLOW, G., 1991. **Why Gold Mines Fail**. Northern Miner Magazine, 6(2), p. 31-34.

CORNAH, A., VANN, J., DRIVER, I., 2013. **Comparison of three geostatistical approaches to quantify the impact of drill spacing on resource confidence for a coal seam (with a case example from Moranbah North, Queensland, Australia).** International Journal of Coal Geology, 112, p. 114-124.

CRAWFORD, G. D., 2004. **Reconciliation of reserves: part 2.** Pincock Perspectives, 50, p. 1-4.

CRIRSCO. **International Reporting Template for the Public Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves.** The Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards. 2013. Disponível em: <<http://www.crirSCO.com/welcome.asp>> Acesso em: 14 nov. 2016.

DIEDRICH, C., 2012. **Incorporação da variabilidade dos teores para análise de risco de recursos minerais e sequenciamento de lavra.** Dissertação de mestrado. Programa de Pós-graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica, e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 187 p.

DIEDRICH, C., REUWSAAT, J. D., MENIN, R., & PAULA, W. F., 2016. **Selection of operational mining unit (OMU) size.** Quantitative Geology and Geostatistics: Geostatistics Valencia 2016. Springer, p. 179-196.

DIMITRAKOPOULOS, R., GODOY, M., & CHOU, C., 2009., **Resource/reserve classification with integrated geometric and local grade variability measures.** Proceedings orebody modelling and strategic mine planning, The australasian institute of mining and metallurgy. Melbourne, Austrália, p. 207-214.

FROIDEVAUX, R., 1982. **Geostatistics and Ore Reserve Classification.** The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 75(843), p. 77-83.

GOOVAERTS, P., 1997. **Geostatistics for Natural Resource Evaluation.** Oxford University Press, New York, 483 p.

HARQUAIL, D., 1991. **Investing in Junior Mining Companies.** Proceedings, 6<sup>th</sup> mineral economics symposium of CIM, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Montreal, Canada, 10 p.

ISAAKS, H. E., SRIVASTAVA, M. R., 1989. **Applied Geostatistics**. Oxford University Press, New York, 561 p.

JARA, R. M., COUBLE, A., EMERY, X., VARELA, E. M., E ORTIZ, J. M., 2006. **Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning**. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, p. 205-211.

JOURNEL, A. G., HUIJBREGTS, C. J., 1978. **Mining Geostatistics**. Academic Press, London, 600 p.

ISAAKS, E., 2004. **The kriging oxymoron: a conditionally unbiased and accurate predictor**. Proceedings of Geostatistics Banff, Quantitative Geology and Geostatistics, Springer, p. 363-374.

LA ROSA, D., THORNTON, D., 2011. **Blast movement modelling and measurement**. The 35<sup>th</sup> APCOM Symposium. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Melbourne, Australia, p. 297-310.

KHOSROSHAHI, S., SHAW, W. J., 2001. **Conditional simulation for resource characterization and grade control - principles and practice**. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy Guide to Good Practice. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, p. 285-292.

KNOLL, K., 1989. **And Now the Bad News**. Northern Miner Magazine, 4, 48-52.

KOPPE, V. C., RUBIO, R. H., COSTA, J. F. C. L., 2016. **A chart for Judging Optimal Sample Spacing for Ore Grade Estimation**. Natural Resources Research, 26(2), 191-199.

KOPPE, V. C., COSTA, J. F. C. L., PERONI, R. L., KOPPE, J. C., 2011. **Choosing Between Two Kind of Sampling Patterns Using Geostatistical Simulation: Regularly Spaced or at High Uncertainty Locations?** Natural Resources Research, 20(2), 131-142.

LEUANGTHONG, O., NEUFELD, C., DEUTSCH, C. V., 2003. **Optimal selection of selective mining unit (smu) size**. CCG Paper 2003-116, Centre for Computational Geostatistics, University of Alberta. Edmonton, Alberta, Canada. 16 p.

MENIN, R., DIEDRICH, C., REUWSAAT, J. D., PAULA, W. F., 2016. **Drilling grid analysis for defining open pit and underground mineral resources classification**. Quantitative Geology and Geostatistics: Geostatistics Valencia 2016. Springer, p. 271-285.

MORLEY, C., 2003. **Beyond reconciliation: a proactive approach to using mining data**. Large Open Pit Mining Conference. Kalgoorlie, WA, p. 185-192.

MORRISON, R. D., 2008. **An Introduction to Metal Balancing and Reconciliation**, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland. Brisbane, Austrália, 618 p.

PARKER, H. M., 2012. **Reconciliation principles for the mining industry**. Mining Technology. vol. 121, p. 160-176.

PERC. 2013. **Pan-European Standard for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Reserves (The PERC Reporting Standard)**. The Pan-European Reserves and Resources Reporting Committee. Disponível em: <<http://www.percstandard.eu/>> Acesso em: 12 nov. 2016.

PILGER, G. G., 2000. **Critérios para Locação Amostral Baseados em Simulação Estocástica**. Dissertação de Mestrado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 127p.

PITARD, F. F., 1993. **Pierre Gy's Sampling Theory and Sampling Practice. Heterogeneity, Sampling Correctness, and Statistical process Control**. 2<sup>nd</sup> edition. CRC Press, 488 p.

POPOFF, C. C., 1966. **Computing Reserves Of Mineral Deposits: Principles And Conventional Methods**. U.S. Department of the Interior. Bureau of Mines. Washington, United States, 113 p.

REUWSAAT, J. D., DIEDRICH, C., MENIN, R., PAULA, W. F., 2016. **Operational SMU definition at a brazilian copper operation**. Quantitative Geology and Geostatistics: Geostatistics Valencia 2016. Springer, p. 319-328.

RIBEIRO, D., GUIMARAES, M., ROLDAO, D. E MONTEIRO, C., 2010. **An indicator geostatistical approach to support mineral resource classification.** Proceedings, 4<sup>th</sup> International Conference on Mining Innovation. Santiago, Chile, p. 471-478.

SAMREC. **South African Code for the Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves (The SAMREC Code).** The South African Mineral Resource Committee and South African Institute of Mining and Metallurgy. 2016. Disponível em: <<http://www.samcode.co.za/>>. Acesso em: 12 nov. 2016.

SCHOFTELD, N. A., 2001. **The myth of mine reconciliation, in mineral resource and ore reserve estimation.** The AusSIM Guide to Good Practice. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Melbourne, Australia, p. 601-610.

SHAW, W. J., KHOSROSHAHI, S., BERTINSHAW, R. G., WEEKS, A., & CHURCH, P., 2002. **Beyond grade control: broken links in the chain of value.** Value tracking symposium. Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Brisbane, Australia, p. 85-89.

SHAW, W. J., WEEKS, A., GODOY, M. C., 2013. **Reconciliation – delivering on promises.** Proceedings, 36<sup>th</sup> International Symposium Applications of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (APCOM'13). Porto Alegre, Brazil, p. 278-287.

SHAW, W. J., GODOY, M. C., MÜLLER, G. & LARRONDO, P., 2006. **An approach to more objective classification of mineral resources.** Proceedings, 6<sup>th</sup> International Mining Geology Conference. Darwin, Australia, p. 85-89.

SIDDALL, G. B., AND BAXTER, K. G., 1990. **Does the mill control the grade? Strategies for Grade Control.** Australian Institute of Geoscientists Bulletin. 10, p. 77-82.

SILVA, D. S. F, AND BOISVERT, J. B., 2013. **Mineral Resource Classification (NI 43-101): An Overview and a New Evaluation Technique.** CCG Paper 2013-307, Centre for Computational Geostatistics, University of Alberta. Edmonton, Alberta, Canadá, 10p.

SILVA, D. S. F. AND BOISVERT, J. B., 2014. **Mineral resource classification: a comparison of new and existing techniques.** Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, p. 265–273.

SINCLAIR, A. J., BLACKWELL, G. H., 2002. **Applied mineral inventory estimation.** Cambridge, Cambridge University Press.

SNOWDEN, V., 1993. **Comparative 3-D resource modeling approaches at Macraes deposit in New Zealand and their reconciliation with production.** Applications of Computers in the Mineral Industry. University of Wollongong, New South Wales, Australia, p. 42-45.

SOUZA, L. E., 2007. **Preposição Geoestatística Para Quantificação do Erro em Estimativas de Tonelagens e Teores.** Tese de Doutorado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica, e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 193 p.

STEPHENSON, P., 1998. **The JORC code, 1987-1997, in Geology of Australian and Papua New Guinean Mineral Deposits.** Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Melbourne, Austrália, p. 44-52

VERLY, G., POSTOLSKI, T., PARKER, H. 2014. **Assessing Uncertainty with Drill Hole Studies - Applications to Mineral Resources.** Proceedings Orebody Modelling and Strategic Mine Planning Symposium. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Perth, Austrália, 10 p.

WOBER, H. A., 1993. **Classification of ore reserves based on geostatistical and economic parameters.** The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 86, p. 73-76.