

UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO
ESCOLA POLITÉCNICA

LUIZ EDUARDO CAMPOS PIGNATARI

**Operacionalização dos recursos, reservas e reconciliação em uma mina de
ouro com mineralização em veios estreitos**

**São Paulo
2020**

LUIZ EDUARDO CAMPOS PIGNATARI

Operacionalização dos recursos, reservas e reconciliação em uma mina de ouro com mineralização em veios estreitos

Dissertação apresentada ao Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, para obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Pesquisa Mineral

Orientadora: Prof^a. Dr^a. Ana Carolina Chierigati

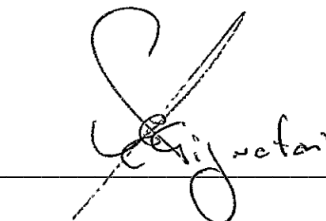
**São Paulo
2020**

Autorizo a reprodução e divulgação total ou parcial deste trabalho, por qualquer meio convencional ou eletrônico, para fins de estudo e pesquisa, desde que citada a fonte.

Este exemplar foi revisado e corrigido em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, 9 de abril de 2020.

Assinatura do autor:



Assinatura do orientador:



Catálogo-na-publicação

Pignatari, Luiz Eduardo Campos

Operacionalização dos recursos, reservas e reconciliação em uma mina de ouro com mineralização em veios estreitos / L. E. C. Pignatari – versão corrigida – São Paulo, 2020.

93 p.

Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo.

1. Reconciliação. 2. Veios estreitos. 3. Ouro. 4. Modelagem. 5. Reservas minerais. 6. Operacionalização. I. Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo II. t.

AGRADECIMENTOS

À Aura Minerals, pela a oportunidade de realizar este trabalho.

Aos profissionais envolvidos no projeto, engenheiros Alexandre Reple e Maurício Dompieri.

E, principalmente, à minha orientadora, Prof^a. Dr^a. Ana Carolina Chierigati.

RESUMO

Com o aumento significativo do preço internacional do ouro, a partir de 2003, grande número de projetos com mineralização em veios estreitos foram concebidos e implantados, por vezes sem uma interpretação adequada dos indicadores tecnológicos de lavra em minas subterrâneas. As dificuldades operacionais da sondagem do corpo mineral em grandes profundidades implicam em reduzido conhecimento da mineralização e baixa assertividade na produção, com elevado nível de imprecisão e diluição. Estas avaliações preliminares e pouco detalhadas ocasionaram o insucesso de inúmeros projetos no Brasil e no mundo, resultantes das imprevisibilidades quando os corpos minerais foram lavrados, com as premissas incorretas adotadas na conversão dos recursos em reservas, com a inadequada definição dos métodos de lavra e inserção dos demais fatores modificadores. A pesquisa realizada neste projeto foi desenvolvida em uma mina subterrânea localizada no sudoeste do Mato Grosso e conhecida como Pau a Pique. Após um início de operação muito difícil em 2011, a operação desenvolveu trabalhos voltados para a evolução do conhecimento da jazida e, mesmo com a paralisação da empresa em final de 2014 e com a venda do projeto e posterior retomada em 2017, atingiu uma operação superavitária, com um programa de produção viável para o triênio de 2018 a 2020, o que foi demonstrado por meio dos resultados reconciliados na operação da mina em 2018 e 2019, bem como na análise do orçamento de produção e custos de 2020. Comprovou-se que somente é possível operacionalizar o recurso mineral e torná-lo mais representativo, se o conhecimento do comportamento do corpo mineral “in loco” for incrementado, através do desenvolvimento de diversas técnicas para melhoria da qualidade da informação para tomada de decisões estratégicas. O objetivo principal deste trabalho foi estabelecer uma sequência de estudos para adensar o conhecimento sobre o maciço rochoso, a mineralização, o comportamento estrutural e geotécnico, os procedimentos de amostragem e demais aspectos tecnológicos. Para tanto, foi proposta a implantação de um sistema de planejamento e operação da mina subterrânea, com a revisão dos modelos de médio e curto prazos, dos desenhos dos realces, das diluições planejadas e operacionais, do sequenciamento da mina e da reconciliação da operação, baseado em amostragem sistemática e criteriosa das galerias de desenvolvimento, com definição da massa mínima representativa de amostras e otimização do protocolo de preparação de amostras no laboratório. Quanto ao planejamento da mina, este trabalho propõe uma sequência para a elaboração dos modelos de longo e médio prazo e para o modelo de curto prazo, com uso de um sólido operacionalizado para cada modelo, que será a base da operação e reconciliação da produção da mina. O resultado efetivo do trabalho proposto é aumentar a segurança durante o processo produtivo, para reduzir ao mínimo a diluição planejada e operacional, além de garantir aderência ao orçamento da mina.

Palavras-chave: Recursos minerais. Reservas minerais. Reconciliação. Operacionalização. Veios estreitos. Ouro.

ABSTRACT

With the significant increase in the international gold price since 2003, a large number of narrow-vein mineralization projects have been designed and implemented, sometimes without proper interpretation of the underground mine technology indicators. The operational difficulties of drilling the mineral body at great depths imply low knowledge of mineralization and low production assertiveness, with high level of inaccuracy and dilution. These preliminary and inaccurate assessments have led to the failure of numerous projects in Brazil and around the world, resulting from unpredictability when mineral bodies were mined, with incorrect assumptions made in converting resources into reserves, and with inadequate definition of mining methods and other modifying factors insertion. The research in this project was carried out at an underground mine located in southwestern Mato Grosso and known as Pau a Pique. After a very difficult start-up in 2011, the operation carried out work focused on the evolution of the deposit knowledge and, even with the company's shutdown in late 2014 and the sale of the project and subsequent resumption in 2017, reached a surplus operation, with a viable production program for the triennium from 2018 to 2020, which was demonstrated through the reconciled results of the mine's operation in 2018 and 2019, as well as the analysis of the 2020 production budget and costs. It was proved that it is only be possible to operationalize the mineral resource and make it more representative, if the knowledge of the mineral body's behavior "in loco" is increased, through the development of several techniques to improve the quality of information for strategic decision making. The main objective of this work was to establish a sequence of studies to increase knowledge about the rock mass, mineralization, structural and geotechnical behavior, sampling procedures and other technological aspects. To this end, it was proposed to implement an underground mine planning and operation system, reviewing medium and short term models, stope drawings, planned and operational dilutions, mine sequencing and operation reconciliation, based on systematic and judicious sampling of the development galleries, defining the minimum representative mass of samples and optimizing the sample preparation protocol in the laboratory. As for mine planning, a sequence for the long and medium-term models and for the short-term model elaboration was proposed, using an operationalized solid for each model, which will be the basis for the mine's operation and production reconciliation. The effective result of the proposed work is to increase assertiveness during the production process, minimizing planned and operational dilution and ensuring adherence to the mine budget.

Keywords: Mineral resources. Mineral reserves. Reconciliation. Operationalization. Narrow veins., Gold.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

| | | |
|-------------|--|----|
| Figura 1 - | Localização da área de estudo..... | 15 |
| Figura 2 - | Esboço geológico do depósito Pau a Pique..... | 17 |
| Figura 3 - | Representação de modelo tridimensional de blocos..... | 21 |
| Figura 4 - | Modelo de blocos conceitual..... | 21 |
| Figura 5 - | Seção de um modelo de blocos..... | 22 |
| Figura 6 - | Relação entre resultados de exploração, recursos e reservas minerais..... | 24 |
| Figura 7 - | Classificação de recursos minerais, Pau a Pique 2016..... | 25 |
| Figura 8 - | Ilustração esquemática da sequência de lavra pelo método AVOCA..... | 31 |
| Figura 9 - | Esquema dos fatores de diluição..... | 32 |
| Figura 10 - | Bancada de mina a céu aberto com diferentes tipos de diluição..... | 33 |
| Figura 11 - | Ilustração esquemática da diluição planejada e não planejada..... | 33 |
| Figura 12 - | Variáveis que influenciam na reconciliação..... | 37 |
| Figura 13 - | Representação teórica do processo de reconciliação..... | 38 |
| Figura 14 - | Ilustração das etapas do modelo de reconciliação proativa... | 39 |
| Figura 15 - | Ilustração do método de lavra inicial (<i>shrinkage</i>)..... | 41 |
| Figura 16 - | Ilustração do método de lavra AVOCA..... | 41 |
| Figura 17 - | Amostragem da frente de lavra, galeria de desenvolvimento. | 42 |
| Figura 18 - | Seleção dos fragmentos no teste de heterogeneidade..... | 43 |
| Figura 19 - | Ilustração esquemática da amostragem de canal em galerias..... | 44 |
| Figura 20 - | Mapeamento geológico da galeria de desenvolvimento..... | 45 |
| Figura 21 - | Mapeamento geológico (destaque para faixa alterada do sericita-xisto)..... | 45 |
| Figura 22 - | Mapeamento geológico da galeria de desenvolvimento..... | 45 |
| Figura 23 - | Plano de sondagem para o nível 362..... | 46 |
| Figura 24 - | Leques de sondagem, com espaçamento de 25 metros..... | 47 |
| Figura 25 - | Leque padrão de sondagem..... | 47 |
| Figura 26 - | Distribuição dos teores em modelos de blocos..... | 50 |
| Figura 27 - | Domínios geotécnicos..... | 51 |
| Figura 28 - | Cabeamento das galerias de desenvolvimento..... | 53 |
| Figura 29 - | Efeito do cabeamento na estabilidade da parede do realce... | 53 |

| | |
|--|----|
| Figura 30 - Concepção do modelo de longo e médio prazo..... | 55 |
| Figura 31 - Construção do modelo de curto prazo..... | 57 |
| Figura 32 - Estimativa do fator constante de heterogeneidade IHL..... | 60 |
| Figura 33 - Ilustrações dos protocolos de amostragem anterior e otimizado..... | 63 |
| Figura 34 - Recomendação de inserção de controles – QA/QC..... | 64 |
| Figura 35 - Mina subterrânea com veios sub-verticais..... | 65 |
| Figura 36 - Modelo geológico da mina Pau a Pique..... | 66 |
| Figura 37 - Definição de RMU..... | 66 |
| Figura 38 - Recurso operacional para desenho da reserva..... | 67 |
| Figura 39 - Memorial de cálculo do RMU..... | 67 |
| Figura 40 - Modelamento pau a pique..... | 68 |
| Figura 41 - Modelo de longo prazo, espaçamento da malha de 25 m..... | 69 |
| Figura 42 - Modelo de médio prazo, espaçamento da malha de 12,5 m... | 69 |
| Figura 43 - Acompanhamento dos resultados a cada desmonte (3,5 m).. | 70 |
| Figura 44 - Ilustração da diluição no Perfil A-A'..... | 71 |
| Figura 45 - Ilustração da diluição, nas diversas etapas e datas..... | 71 |
| Figura 46 - Ilustração da diluição horizontal..... | 72 |
| Figura 47 - Reconciliação realizada em 2012..... | 73 |
| Figura 48 - Planejado x realizado (231NW)..... | 74 |
| Figura 49 - Plano trienal (2018-2019-2020)..... | 76 |
| Figura 50 - Indicadores de reconciliação para os realces..... | 77 |
| Figura 51 - Indicadores de reconciliação para o desenvolvimento..... | 78 |
| Figura 52 - Diluições e recuperações dos realces..... | 79 |
| Figura 53 - Diluições e recuperações no desenvolvimento..... | 80 |
| Figura 54 - Esquema de planejamento e operação implantado na mina Pau a Pique..... | 87 |

LISTA DE TABELAS

| | | |
|-------------|---|----|
| Tabela 1 - | Valores das classes de recursos minerais, Pau a Pique 2016..... | 26 |
| Tabela 2 - | Valores dos parâmetros que compõem a classificação geomecânica RMR..... | 28 |
| Tabela 3 - | Resumo da base de dados de sondagens..... | 49 |
| Tabela 4 - | Indicadores para modelagem por domínio geotécnico..... | 52 |
| Tabela 5 - | Resultados do teste de heterogeneidade – conjunto de dados 1..... | 60 |
| Tabela 6 - | Resultados do teste de heterogeneidade – conjunto de dados 2..... | 61 |
| Tabela 7 - | Protocolo de amostragem anterior..... | 61 |
| Tabela 8 - | Protocolo de amostragem otimizado..... | 62 |
| Tabela 9 - | Reconciliação parcial – desenvolvimento..... | 74 |
| Tabela 10 - | Base de cálculo da reconciliação..... | 75 |
| Tabela 11 - | Matriz de Reconciliação..... | 75 |
| Tabela 12 - | Dados de produção dos realces..... | 81 |
| Tabela 13 - | Produção total..... | 82 |
| Tabela 14 - | Custos variáveis..... | 82 |
| Tabela 15 - | Custos Fixos..... | 83 |
| Tabela 16 - | Variáveis do projeto..... | 83 |
| Tabela 17 - | Fluxo de Caixa..... | 84 |
| Tabela 18 - | Análise do VPL do projeto (R\$ mil)..... | 85 |

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

CBRR – Comissão Brasileira de Recursos e Reservas

CP – Curto Prazo

CRIRSCO – *Committee for Mineral Reserves International Reporting Standards*

EPP – Mina Ernesto Pau a Pique – Aura Gold

JORC – *Joint Ore Reserve Committee*

LP – Longo Prazo

MCF – *Mine Call Factor*

MM – *Mine Model*

MO – *Mine Operation*

MP – Médio Prazo ou *Mine Planning*

MR – *Mine Reconciliation*

NI 43-101 – *National Instrument 43-101*

PERC – *Pan European Resources and Reserves Reporting Committee*

PR – *Plant Reconciliation*

QA/QC – *Quality Assurance/Quality Control*

RMR – *Rock Mass Rating*

RMU – *Reconcilable Mining Unit*

RQD – *Rock Quality Designation*

SAMREC – *South African Mineral Resource Committee*

SME – *Society of Mining, Metallurgy and Exploration, Inc.*

SMU – *Selective Mining Unit*

SUMÁRIO

| | | |
|--------------|---|-----------|
| 1 | INTRODUÇÃO E OBJETIVOS..... | 13 |
| 1.1 | ÁREA DE ESTUDO..... | 15 |
| 2 | REVISÃO DA LITERATURA..... | 16 |
| 2.1 | O DEPÓSITO PAU A PIQUE..... | 16 |
| 2.2 | CONCEITOS DE AMOSTRAGEM..... | 18 |
| 2.2.1 | Heterogeneidade..... | 19 |
| 2.3 | ESTIMATIVA DE RECURSOS..... | 20 |
| 2.4 | CLASSIFICAÇÃO DE RECURSOS MINERAIS..... | 23 |
| 2.4.1 | Classificação de recursos (2016)..... | 25 |
| 2.5 | GEOTECNIA..... | 27 |
| 2.5.1 | Sistema RMR..... | 27 |
| 2.6 | PLANEJAMENTO DE LAVRA..... | 29 |
| 2.6.1 | Operacionalização de recursos..... | 29 |
| 2.6.2 | Métodos de lavra..... | 29 |
| 2.6.2.1 | Lavra por recalque (<i>shrinkage stoping</i>)..... | 30 |
| 2.6.2.2 | Lavra AVOCA (<i>benching stoping</i>)..... | 30 |
| 2.6.2.3 | Diluição de teores..... | 31 |
| 2.6.2.4 | Seletividade e recuperação da lavra..... | 34 |
| 2.7 | RECONCILIAÇÃO..... | 35 |
| 3 | METODOLOGIA..... | 40 |
| 3.1 | AVALIAÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA UTILIZADO..... | 40 |
| 3.2 | TESTE DE HETEROGENEIDADE..... | 42 |
| 3.3 | REVISÃO DO PROGRAMA DE SONDAAGEM, AMOSTRAGEM E ESTIMATIVA DE RECURSOS..... | 43 |
| 3.3.1 | Preparação de amostras de sondagem..... | 47 |
| 3.3.2 | Estimativa de recursos oficiais..... | 48 |
| 3.4 | GEOTECNIA..... | 50 |
| 3.5 | OPERACIONALIZAÇÃO..... | 54 |
| 4 | RESULTADOS..... | 59 |
| 4.1 | AMOSTRAGEM E HETEROGENEIDADE..... | 59 |
| 4.2 | RECURSO OPERACIONALIZADO..... | 65 |
| 4.2.1 | Modelagem..... | 68 |

| | | |
|--------------|--|-----------|
| 4.2.2 | Diluição de teores..... | 70 |
| 4.3 | RECONCILIAÇÃO..... | 73 |
| 4.3.1 | Reconciliação 2018 e 2019..... | 76 |
| 4.3.1.1 | Reconciliação para os realces..... | 77 |
| 4.3.1.2 | Reconciliação das galerias de desenvolvimento..... | 78 |
| 4.3.1.3 | Diluição e recuperação..... | 79 |
| 4.4 | ORÇAMENTO 2020 E ANÁLISE ECONÔMICO FINANCEIRA..... | 80 |
| 4.4.1 | Dados do plano de produção e orçamento 2020..... | 80 |
| 4.4.2 | Análise econômico financeira..... | 83 |
| 5 | DISCUSSÃO E RECOMENDAÇÕES..... | 86 |
| 6 | CONCLUSÕES..... | 89 |
| | REFERÊNCIAS..... | 90 |
| | ANEXO – DEFINIÇÕES PADRONIZADAS DE TERMOS DOS CÓDIGOS INTERNACIONAIS..... | 93 |

1. INTRODUÇÃO E OBJETIVOS

A partir de 2003 houve um aumento significativo do preço internacional do ouro, resultando na implantação de um grande número de projetos com mineralização em veios estreitos, por vezes sem uma interpretação adequada dos indicadores tecnológicos de lavra em minas subterrâneas. Nestes casos, foram utilizados modelos geológicos, basicamente de teores, com avaliação geoestatística e determinação de parâmetros geotécnicos preliminares, em uma malha de sondagem adequada apenas à definição de recursos indicados, conforme a classificação internacional de recursos e reservas.

O insucesso de inúmeros projetos no Brasil e no mundo foi consequência dessas avaliações preliminares e pouco detalhadas. As dificuldades operacionais da sondagem do corpo mineral em grandes profundidades, tanto do ponto de vista da execução do furo de sonda, quanto pelos custos elevados e baixos rendimentos, implicam em reduzido conhecimento da mineralização e baixa assertividade na produção, com elevado nível de imprecisão e diluição. Com a pouca qualidade de informação disponível, é possível apenas o estabelecimento de modelos de recursos indicados, com malhas de sondagens e amostragens que permitem quantificar o conteúdo metálico, porém insuficientes para delimitar adequadamente a espessura do corpo e a variabilidade dos teores.

Em geral, os inúmeros insucessos dos projetos foram resultantes das surpresas e imprevisibilidades quando os corpos minerais foram lavrados, uma vez que muitas premissas adotadas na conversão dos recursos em reservas, com a definição dos métodos de lavra e inserção dos demais fatores modificadores, não foram compatíveis com o processo de extração, bem como estimativas de teores e massas que não se confirmaram.

Dentre as principais questões que fomentaram o desenvolvimento deste projeto estão:

- Qual seria a saída para desenvolver um projeto que já tem um recurso dimensionado, mas não está maduro do ponto de vista da representatividade deste recurso para um cálculo mais preciso da reserva e de sua conseqüente extração?

- Por que, em muitos casos, não foram aproveitadas as informações obtidas durante o processo de pesquisa para estudar diversos aspectos tecnológicos, fundamentais para a definição da operação futura, mapeamento geotécnico detalhado, amostragem sistemática de cada avanço da galeria, mapeamento da face destes avanços, cálculo da heterogeneidade do minério, cálculo da representatividade das amostras e variabilidade do corpo quanto a teores e espessura?

Somente é possível operacionalizar, de fato, os recursos e torná-los mais representativos, se o conhecimento do comportamento do corpo mineral for incrementado, através do desenvolvimento de galerias exploratórias acompanhando ou cortando a mineralização, e de diversas outras técnicas para melhoria da qualidade da informação para tomada de decisões estratégicas, desde as etapas de exploração e pesquisa mineral.

A pesquisa técnico-científica realizada neste projeto de mestrado se baseou em um estudo de caso em uma mina subterrânea de mineralização de ouro em veios estreitos, localizada no sudoeste do Mato Grosso e conhecida como Pau a Pique, que após um início de operação muito difícil em 2011, desenvolveu trabalhos voltados para a evolução do conhecimento da jazida, com o estabelecimento de um caminho seguro para a viabilização do projeto. A operação foi paralisada no final de 2014, com a venda do projeto pela empresa proprietária da época, com posterior retomada em 2017 e a incorporação dos conhecimentos adquiridos no passado. Em 2018 atingiu uma operação superavitária, com um programa de produção viável para o triênio 2018 | 2019 | 2020. Os resultados operacionais entre 2018 e 2019 foram muito expressivos, atestado pelos bons indicadores de reconciliação obtidos no período, o que garante uma operação rentável para o orçamento de 2020.

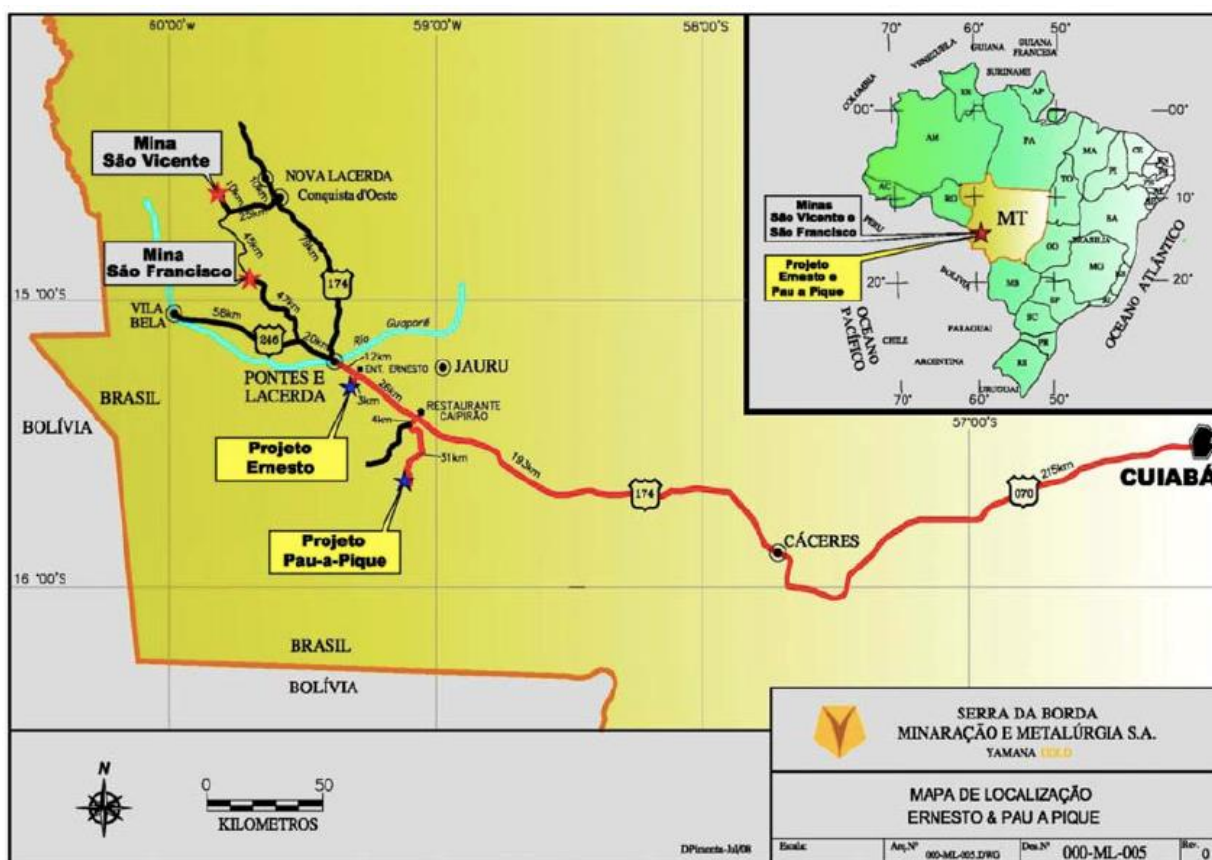
O objetivo principal deste trabalho foi estabelecer uma sequência de estudos a serem desenvolvidos sistemática e iterativamente para agregar novos conhecimentos do maciço rochoso, da mineralização, do comportamento estrutural e geotécnico e demais aspectos tecnológicos. Para tanto, foi proposta a implantação de um sistema de planejamento e operação da mina subterrânea, com a revisão dos modelos de médio e curto prazos, dos desenhos dos realces, das diluições planejadas e operacionais, do sequenciamento da mina, dos procedimentos de amostragem e da reconciliação da operação.

1.1 ÁREA DE ESTUDO

O projeto denominado EPP, originalmente de titularidade da Yamana Gold (Serra da Borda Mineração e Metalurgia S/A), consiste em três depósitos – Lavrinha, Ernesto e Pau a Pique – e se localiza próximo ao município de Pontes e Lacerda, a cerca de 450 km a oeste de Cuiabá, MT, ilustrado na Figura 1. Os depósitos de Ernesto e Lavrinha são contíguos e estão cerca de 2 km de Pontes e Lacerda. O depósito está localizado a aproximadamente 47 km a sudoeste de Ernesto e pode ser alcançado por uma estrada de terra paralela à BR-174. Atualmente, o Projeto EPP é de propriedade da Aura Minerals.

As pesquisas deste trabalho se concentraram apenas na área de Pau a Pique.

Figura 1 – Localização da área de estudo



Fonte: P&E Mining (2016)

2. REVISÃO DA LITERATURA

O levantamento da literatura disponível sobre os temas de abrangência desta dissertação foi realizado utilizando serviços internacionais de bibliotecas integradas e bases de dados de universidades e instituições de pesquisa técnico-científicas, bem como anais de congressos e eventos relacionados, além de acervo técnico de trabalhos internos de empresas de mineração de ouro.

A seguir são apresentados os resultados da pesquisa bibliográfica, com a definição de conceitos que basearam os desenvolvimentos da metodologia aplicada neste trabalho e os resultados obtidos.

2.1 O DEPÓSITO PAU A PIQUE

O ouro foi descoberto na região por colonos portugueses no século XVIII, por volta de 1734, e foi extraído de depósitos coluvionares e aluvionares. A mineração de ouro moderna começou em 1984 durante uma segunda corrida do ouro na Província de Ouro Alto Guaporé, por garimpeiros que descobriram vários depósitos primários de ouro perto da cidade de Pontes e Lacerda. Aproximadamente 6.000 garimpeiros realizaram um grande número de pequenas operações (incluindo garimpo, pequenos trabalhos subterrâneos e usinas de processo de pequena escala) na região, com produção estimada em 5 a 6 toneladas de ouro entre 1990 e 1995 (P&E Mining, 2016).

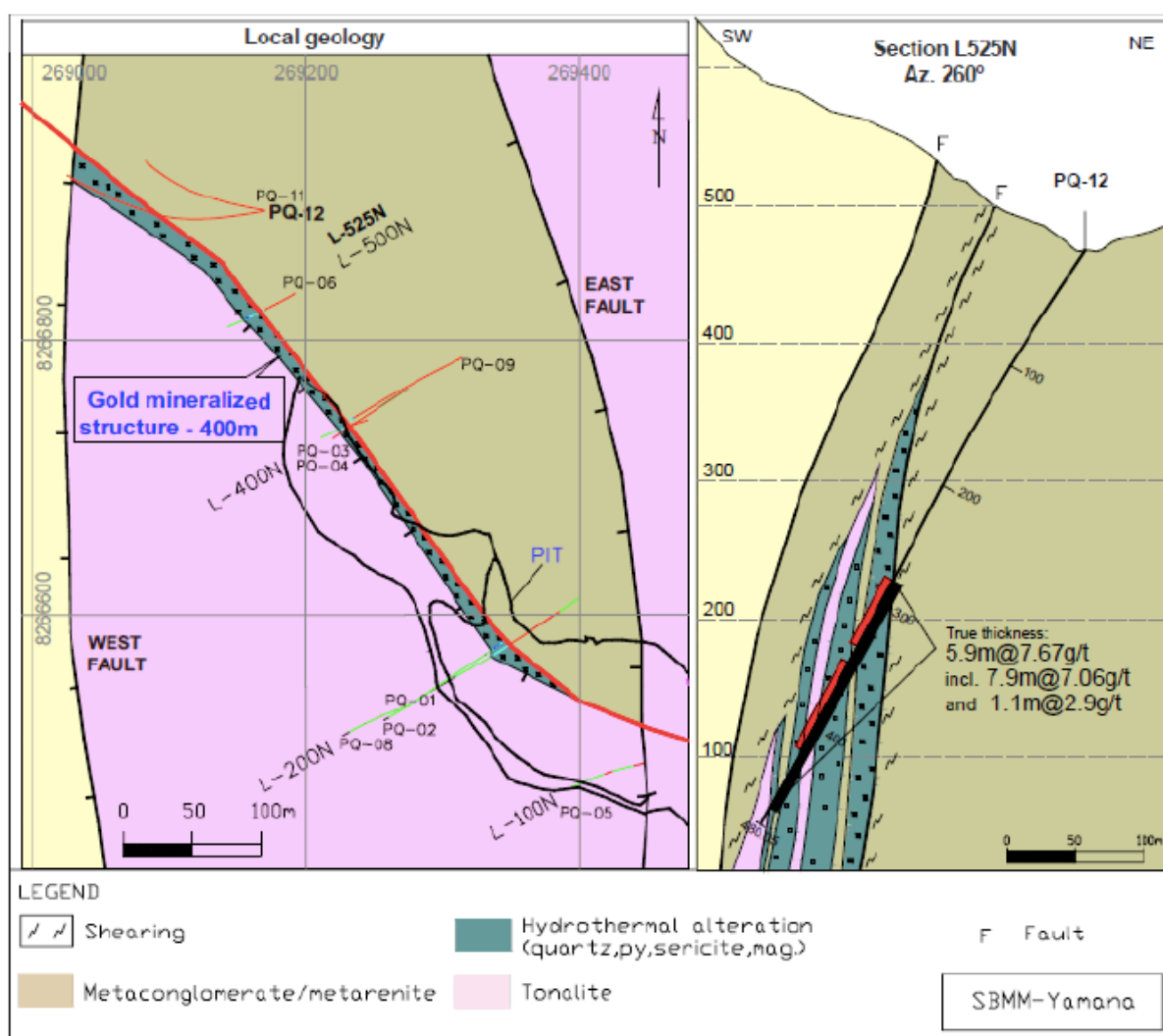
Especificamente na área de Pau a Pique, houve exploração garimpeira já no século XVIII, tendo atividades reiniciadas na década de 1980, nos aluviões e coluviões em torno do depósito, atividade que ocorre até hoje em pequena escala, na forma de cooperativa. Na década de 90, a Mineração Itapuã desenvolveu um poço e algumas pequenas galerias. A exploração foi realizada pela Yamana durante o período de 2005-2006, incluindo amostragem geológica, de canal e de face de zonas mineralizadas expostas por garimpeiros.

O depósito de Pau a Pique está situado no Cinturão Aguapeí do Médio Proterozóico (cerca de 1 bilhão de anos - GERALDES *et al.* 2001 *apud* P&E MINING, 2016) e é ilustrado na Figura 2.

O Grupo Aguapeí na área de Pau a Pique é estruturalmente marcado por falhas reversas, dobras isoclinais e forte clivagem axial, muitas vezes crenuladas. O depósito

ocorre em estreita associação com o contato do embasamento metatonalítico e os metassedimentos do Grupo Aguapeí sobrejacentes. O tonalito é metamorfoseado com uma estrutura folheada, mas preservando a textura original ígnea. Forte alteração hidrotermal e mineralização de ouro ocorre em associação com o menor contato do Grupo Aguapeí com o embasamento subjacente.

Figura 2 – Esboço geológico do depósito Pau a Pique



Fonte: Ausenco (2010 *apud* P&E MINING, 2016)

Na parte superior do depósito, há uma maior concentração de estruturas pegmatíticas de quartzo-albita-clorita, onde estão localizados os mais altos teores de ouro. O xisto tem uma forte lineação de alongamento orientada a N20-50W que controla a forma de mineralização do depósito e da subsuperfície. Biotita-xistos

ocorrem no contato cisalhado entre metassonalidades e metatonalitos do Grupo Aguapeí e dentro dos metatonalitos e não são mineralizados.

A mineralização de ouro de Pau a Pique está associada com a intensidade da alteração hidrotermal. Observa-se ocorrência de pirita, alteração de sulfetos, veios de quartzo e sericitização, sendo que em níveis mais profundos, a alteração hidrotermal mais comum com o enriquecimento de ouro é em veios de quartzo albita, associados a cloritização e pirita. Nos níveis mais superficiais, a alteração está associada à silicificação, representada pela forte injeção de veios de quartzo com enriquecimento de ouro mais fraco. O contato entre os metassedimentos Aguapeí e o tonalito são considerados os guias prospectivos para o depósito, onde a ocorrência de ouro é confinada (P&E MINING, 2016, p. 64).

O estudo de caso deste trabalho, como será abordado mais a frente, concentra-se nas mineralizações de ouro em veios estreitos.

2.2 CONCEITOS DE AMOSTRAGEM

Para refletir as características dos materiais de todo o processo mineiro, utilizam-se procedimentos de amostragem representativos nas diversas etapas do empreendimento, desde as fases iniciais de exploração, do adensamento destas pesquisas para estimativa de recursos e reservas minerais, por campanhas de sondagem específicas, nos controles de teores durante a lavra, até o beneficiamento de minérios e a expedição.

As amostragens são realizadas desde as etapas iniciais das campanhas de exploração até as tarefas rotineiras de controle de qualidade da produção, sendo cada momento destes caracterizado por níveis de investimentos, representatividade, confiança e qualidade diferentes. Para atingir os objetivos de qualidade das amostras, utiliza-se na indústria da mineração, com sucesso, a Teoria da Amostragem de Pierre Gy, com o foco principal em:

- conhecer o erro fundamental (que é gerado em cada etapa de amostragem e considerado o menor erro existente para uma amostra coletada em condições ideais);
- estimar a massa mínima representativa das amostras;

- otimizar os protocolos de amostragem e de preparação de amostras, definindo os protocolos padrões para os laboratórios físicos.

Segundo Gy (1998), o objetivo da amostragem é reduzir a massa de um lote até a massa adequada de uma amostra sem inserir mudanças significativas em suas outras propriedades, sendo que dificilmente a amostra apresentará características idênticas àquelas do material de onde foi selecionada, devido aos erros que surgem no decorrer das operações de amostragem, e que se dão, unicamente, pela existência de heterogeneidade em um lote de material (CHIEREGATI, 2007).

A teoria da amostragem presta-se a controlar esses erros, através do entendimento das propriedades das amostras, em função do processo de seleção de amostras e do material amostrado, com indicação dos melhores equipamentos e procedimentos que permitam eliminar os erros sistemáticos e minimizar os erros aleatórios.

Os erros de estimativa estão presentes, conforme Chieregati (2018), principalmente nas etapas:

- (1) amostragem primária ou seleção da amostra;
- (2) amostragem secundária ou preparação da amostra; e
- (3) análise química da amostra.

Na amostragem de mineralizações de ouro, avalia-se rigorosamente os erros aleatórios associados às heterogeneidades de constituição e de distribuição, após eliminação de erros sistemáticos durante seleção e preparação das amostras, uma vez que tais erros determinam a efetiva representatividade das amostras e a confiabilidade dos resultados.

Para tanto, são estabelecidos planos de amostragens adequados, de forma a conciliar a precisão requerida no projeto e etapa com o orçamento disponível da empresa, uma vez que estes elementos são diretamente proporcionais (FERREIRA, 1989).

2.2.1 Heterogeneidade

Pitard (1993) destaca que o conceito de homogeneidade é matemático e abstrato, não sendo encontrado na natureza. Chieregati (2007), por sua vez, conceitua a homogeneidade como um conceito relativo, e cita como exemplo que se uma pilha de areia for observada a uma certa distância, poderá ser dito que ela é homogênea;

porém, ao ser observada com uma lupa, percebe-se que não há homogeneidade, mas sim uma grande heterogeneidade quando se examina cada grão individualmente: diferentes tamanhos, cores, composições, formas, densidades, durezas, etc. Portanto, a autora comenta que a heterogeneidade nula é uma condição inatingível.

Com isso, deve-se admitir que nos trabalhos de amostragem há apenas materiais heterogêneos e, na tentativa de medir a heterogeneidade de um lote de material, faz sua diferenciação em duas categorias:

- **Heterogeneidade Constitucional** - propriedade relativa aos fragmentos de um lote, a um determinado grau de cominuição, intrínseca do lote e não variável, a não ser que seja realizada outra etapa de cominuição. Por definição, o valor zero de heterogeneidade constitucional seria um lote constituído por fragmentos idênticos em forma, tamanho, densidade, etc. Sua importância pode ser secundária para a maior parte dos constituintes, porém, normalmente ela se torna maior para os constituintes que ocorrem em menor quantidade, e muito maior para os elementos-traço contidos em materiais de alta pureza ou para os metais preciosos de baixo teor.
- **Heterogeneidade Distribucional** - dependente de três fatores: (i) da heterogeneidade constitucional, (ii) da distribuição espacial dos constituintes e (iii) da forma do lote. A forma do lote é um fator muito importante, visto que a heterogeneidade de um lote é muito influenciada pelas forças gravitacionais atuantes. Essas forças gravitacionais introduzem uma alta anisotropia na heterogeneidade distribucional de um lote.

Para determinação do grau de heterogeneidade dos materiais são realizados testes específicos, tema a ser detalhado na metodologia deste trabalho.

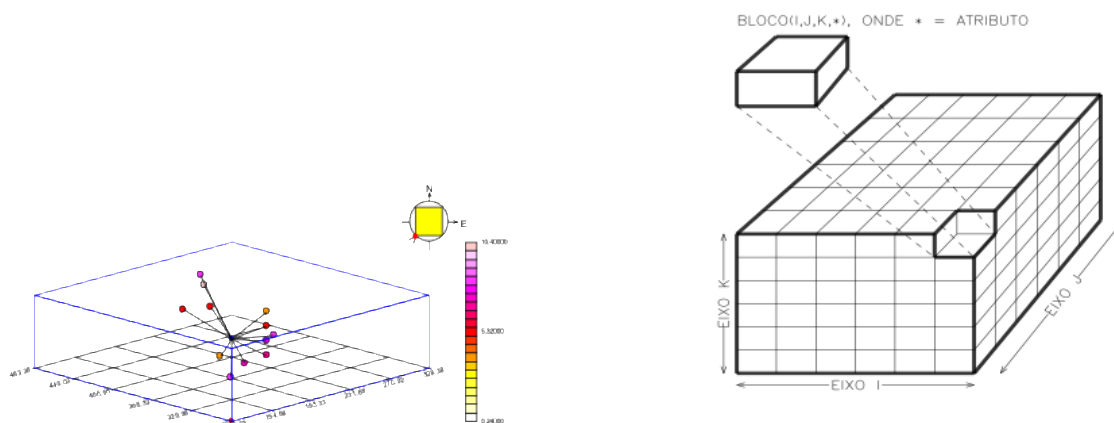
2.3 ESTIMATIVA DE RECURSOS

Uma vez realizada a adequada amostragem dos materiais de interesse, é feita a avaliação dos recursos minerais, através da interpretação e modelagem geológica, de diversos dados e atributos (teores, litologias, densidade, etc.) que permitam compreender o comportamento das mineralizações, resultando na definição de domínios geológicos.

Para tanto, as informações são sintetizadas em modelos tridimensionais de blocos, para variáveis contínuas ou categóricas, modelo este considerado a melhor

representação da realidade e é obtido com base na amostragem disponível, localizada espacialmente (YAMAMOTO, 2017). Exemplos de modelos de blocos são ilustrados nas Figuras 3, 4 e 5.

Figura 3 – Representação de modelo tridimensional de blocos



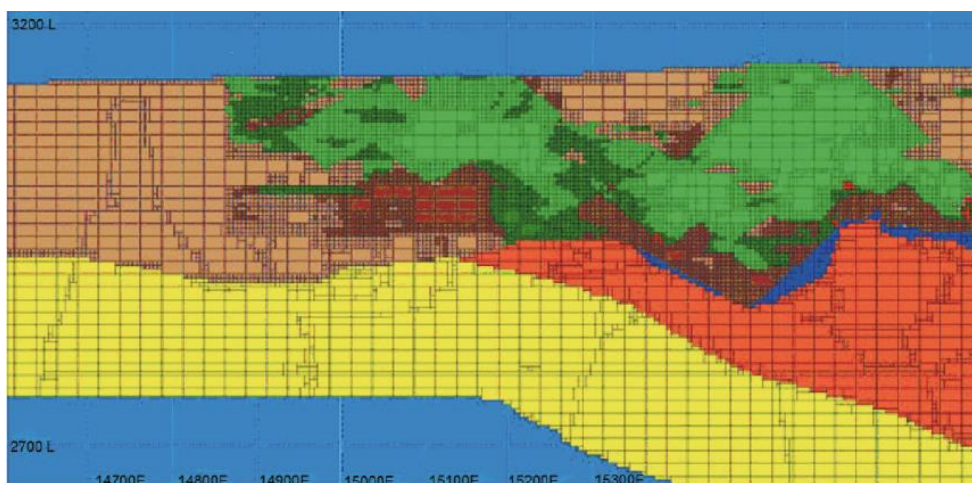
Fonte: Yamamoto (2017)

Figura 4 – Modelo de blocos conceitual



Fonte: Horan (2018)

Figura 5 – Seção de um modelo de blocos



Blocos de 2 5x 25 x 15m e sub-blocos, com a representação das cores relacionadas aos diferentes tipos de mineralização

Fonte: Rossi, Deustch (2014)

O modelo de blocos é a base do planejamento de lavra, com a busca da melhor representatividade de propriedades e características do depósito mineral, através de algoritmos e *softwares* para determinação dos melhores processos de extração mineral, para maximizar as reservas minerais. Às informações coletadas, atribuem-se as interpretações geológicas, que adicionadas aos parâmetros de viabilidade (fatores modificadores) torna-se possível “carimbar” cada bloco através da utilização de uma função benefício de interesse, com atribuição de cada bloco do modelo a um valor (positivo ou negativo).

São considerados na rotina de planejamento de lavra os seguintes conceitos:

- I. **Modelo de recursos:** modelo pelo qual se estimam as variáveis (massa e teor) da jazida, para um período de médio a longo prazo, geralmente elaborados por meio de krigagem das amostras de furos de sondagem. Apresenta estimativas razoáveis de massas e teores de minério a serem processados na usina;
- II. **Modelo de reservas:** aos recursos são adicionadas as variáveis da viabilidade de todos os fatores modificadores (lavra, beneficiamento, metalurgia, economicidade, infraestrutura, mercado, aspectos legais, ambientais, sociais, governamentais); e
- III. **Modelo de controle de teor:** modelo que define os limites entre minério e estéril na frente de lavra, tendo uma importância maior para o curto

prazo; geralmente gerado a partir de amostras com menor qualidade (perfuratriz / furos de desmonte) ou de furos especialmente executados para o controle de teor.

2.4 CLASSIFICAÇÃO DE RECURSOS MINERAIS

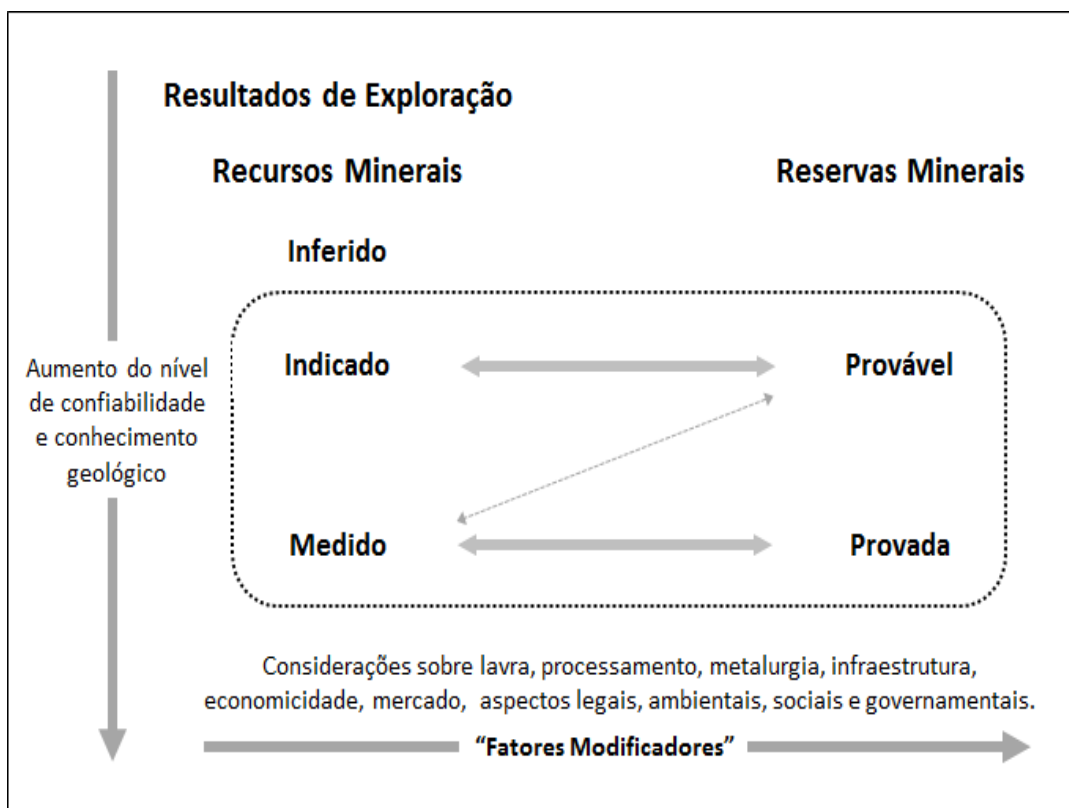
Os códigos internacionais de classificação são instrumentos que apresentam as orientações e recomendações de boas práticas para a declaração pública de resultados de exploração, recursos e reservas minerais, para projetos que se capitalizam em bolsas de valores ou como bases para negociação com investidores privados.

A padronização destes códigos – iniciada pela conjunção dos códigos JORC, NI 43-101, SAMREC, PERC e SME, através do CRIRSCO – é uma das grandes vantagens da adoção desta metodologia e sistematização, o que torna equivalente e dinâmica sua aplicação e adequação em todo o globo, conforme Cuchierato (2018).

Com a padronização é possível a comparação entre projetos similares e estabelecimento de *benchmarking*, pela mesma abordagem apresentada, com alta qualidade de informações, cada vez mais requerida por investidores e mercado financeiro. A autora sintetiza as definições dos códigos internacionais de classificação de recursos e reservas, conforme CRIRSCO (2012), traduzidos no Guia CBRR (CBRR, 2015), onde a estimativa de recursos minerais ou reserva mineral depende do nível de confiança nas informações geológicas disponíveis sobre o depósito mineral, da qualidade e da quantidade de dados disponíveis no depósito, do nível de detalhe das informações técnicas e econômicas geradas sobre o depósito e da interpretação dos dados e informações.

Os termos definidos internacionalmente são listados no Anexo A e ilustrados na Figura 6, que apresenta a relação formal/oficial entre as classes.

Figura 6 – Relação entre resultados de exploração, recursos e reservas minerais



Fonte: CBRR (2015).

O conceito mais relevante a discutir é que o avanço na classificação de recursos – de inferidos para indicados e medidos – somente ocorre com o aumento de conhecimento geológico e confiança nas informações e que sua conversão para reservas minerais se dá com a inserção de todos os parâmetros e fatores modificadores – lavra, beneficiamento, metalurgia, infraestrutura, economicidade, mercado, aspectos legais, sociais, ambientais e governamentais.

Apesar dos códigos somente recomendarem as boas práticas padronizadas a serem adotadas, existe um padrão da indústria para os limites de corte entre as classes, tal como abordado por Parker e Dohn (2014). Estes autores, que setorizam a classificação com base no espaçamento da malha de sondagem, na posição espacial das amostras interpretada pelos alcances dos variogramas, na continuidade geológica da mineralização e na qualidade dos dados, utilizam os componentes: período de tempo ou incremento de produção, intervalo de confiança/probabilidade dentro do intervalo e magnitude. Com estes critérios, definem que:

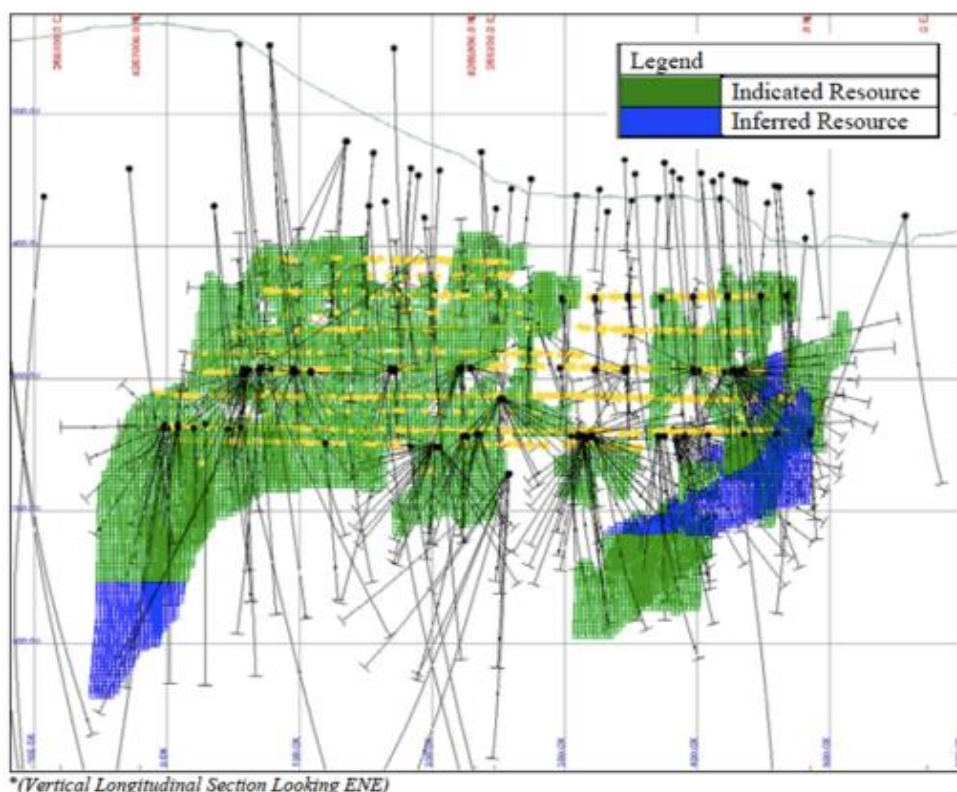
- a) **Recurso inferido:** conhecimento geológico insuficiente para estabelecer níveis de confiança;

- b) **Recurso indicado:** +/-15% de precisão com 90% de confiança sobre aumento da produção anual – sendo que aumentos de produção anuais são tipicamente utilizados para fluxos de caixa de pré-viabilidade e viabilidade;
- c) **Recurso Medido:** +/-15% de precisão com 90% de confiança sobre aumento da produção trimestral ou mensal. Os incrementos de produção trimestrais ou mensais são normalmente usados para os fluxos de caixa do orçamento (*budget*) operacional. Se o erro for menor que 15%, normalmente se pode refazer o plano de lavra e evitar uma perda.

2.4.1 Classificação de recursos (2016)

A classificação de recursos de Pau a Pique foi baseada em uma revisão de parâmetros relacionados à densidade das informações resultantes da malha de sondagem e amostragem, métodos de interpolação, alcances de variograma, confiança nos resultados analítico e na interpretação das zonas e continuidade dos teores. Com estas premissas, classificou-se bloco a bloco como Indicado ou Inferido (Figura 7 e Tabela 1), não havendo confiança suficiente para definir a classe de recursos medidos.

Figura 7 – Classificação de recursos minerais, Pau a Pique 2016



Fonte: P&E MINING (2016)

Tabela 1 – Valores das classes de recursos minerais, Pau a Pique 2016

| Zone | Indicated | | | Inferred | | |
|--------------|----------------|-------------|-----------------|----------------|-------------|-----------------|
| | Tonnes (t) | Au (g/t) | Contained Au oz | Tonnes (t) | Au (g/t) | Contained Au oz |
| P1 | - | - | - | 31,000 | 3.26 | 3,300 |
| P2 Main Zone | 438,000 | 4.16 | 58,600 | 54,000 | 5.92 | 10,400 |
| P3 | 27,000 | 3.33 | 2,900 | 24,000 | 3.11 | 2,300 |
| P4 | 54,000 | 3.51 | 6,100 | 8,000 | 2.93 | 700 |
| Total | 519,000 | 4.05 | 67,600 | 117,000 | 4.45 | 16,700 |

- (1) CIM Definitions were followed for Mineral Resources.
- (2) The Qualified Person for this Mineral Resource Estimate is: Richard Routledge M.Sc. (Applied), P. Geo.
- (3) Mineral Resources are estimated from surface and underground diamond drilling and core sampling and underground chip sampling by conventional 3D block modelling based on wireframing at a 1.5 g/t Au cut-off grade and ordinary kriging grade interpolation.
- (4) For the purpose of resource estimation, assays were capped at 50 g/t Au and composites >25 g/t Au were restricted to 12.5 m area of influence.
- (5) The mineral resource estimate is based on a Cut-Off Grade of 1.5 g/t Au derived from a Au price: US\$1,275 /oz, costs of US\$29/t for mining, US\$11/t for processing, US\$10/t for G&A and US\$7/t for mill feed surface transportation, at a 93% process recovery.
- (6) A bulk density model based on rock type was used for volume to tonnes conversion with resources averaging 2.77 tonnes/m³.
- (7) Mineral Resources are estimated from the 410 m EL to the 65 m EL, or from approximately 30 m depth to 500 m depth from surface.
- (8) Mineral Resources are classified as Indicated and Inferred based on drill hole spacing, interpreted geologic continuity and quality of data.
- (9) Mineral Resources, which are not mineral reserves, do not have demonstrated economic viability. The estimate of Mineral Resources may be materially affected by environmental, permitting, legal, title, taxation, socio-political, marketing, or other relevant issues.
- (10) The quantity and grade of reported Inferred Resources in this estimation are uncertain in nature and there has been insufficient exploration to define these Inferred Resources as an Indicated or Measured Mineral Resource and it is uncertain if further exploration will result in upgrading them to an Indicated or Measured Mineral Resource category.

Fonte: P&E MINING (2016)

2.5 GEOTECNIA

Uma das principais variáveis a serem modeladas, de grande importância para a mineração de ouro subterrânea, com mineralizações em ambientes de falhas, em veios pouco espessos, é a classificação geomecânica dos maciços rochosos, cujas informações são coletadas, principalmente, através de testemunhos de sondagens rotativas diamantadas orientadas, planejadas com esta finalidade, com atribuição de parâmetros qualitativos e quantitativos.

A classificação geomecânica é utilizada como principal parâmetro para dimensionamento de túneis e galerias subterrâneas, com o objetivo principal de transformar as características geológicas, geomecânicas e geotécnicas do maciço rochoso em números, de forma a caracterizar a qualidade da rocha e o seu potencial para autossustentação, para dimensionamento de suporte do maciço para estabilização das escavações subterrâneas na mineração (ZINGANO, 2002).

Dentre os sistemas de classificação existentes, os mais utilizados são o RQD (*Rock Quality Designation*) de Deere (1963) e aqueles que utilizam o RQD como parâmetro para o cálculo de seus índices de qualidade - Sistema RMR (*Rock Mass Rating*) de Bieniawski (1973), com grande aceitação internacional na área de estabilidade de escavações em rocha e o Sistema Q, de Barton *et al.* (1974), também com ampla aceitação e correlação com o Sistema RMR, com a vantagem exclusiva nos casos onde as tensões são o mecanismo predominante de ruptura.

A classificação sistemática do maciço rochoso durante os processos de escavação da rocha, tanto em galerias como realces, é vital para a economicidade do projeto, pois está diretamente ligada com a diluição planejada de cada escavação.

2.5.1 Sistema RMR

Aplicado para definição de domínios de unidades uniformes que contenham características estruturais e geológicas semelhantes, o Sistema RMR utiliza cinco parâmetros principais para classificação do maciço rochoso, com critérios e valores estão apresentados na Tabela 2:

- Resistência à compressão uniaxial da rocha;
- RQD (*Rock Quality Designation*);

- Espaçamento entre descontinuidades;
- Qualidade das descontinuidades;
- Presença de água no maciço rochoso.

Com a determinação dos índices dos parâmetros, com grande importância para a adequada valoração das descontinuidades, em espaçamento e frequência, resultam em um valor básico, que é posteriormente ajustado, classificando geomecanicamente o maciço em: I (muito bom), II (bom), III (fraco), IV (pobre), V (muito pobre).

Tabela 2 – Valores dos parâmetros que compõem a classificação geomecânica RMR

| A. Parâmetros de classificação e seus índices | | | | | | | | |
|--|-------------------------------|---|---|--|---|--|---|----------|
| Parâmetro | | Valores | | | | | | |
| 1 | Resistência da rocha | Índice de carga pontual (MPa) | >10 | 4-10 | 2-4 | 1-2 | Valores baixos, recomendado compressão uniaxial | |
| | | Compressão uniaxial (MPa) | >250 | 100-250 | 50-100 | 25-50 | 5-25 | 1-5 |
| Índice | | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| 2 | <i>RQD</i> (%) | 90-100 | 75-90 | 50-75 | 25-50 | <25 | | |
| | Índice | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 | | |
| 3 | Espaçamento médio (m) | >2 | 0,6-2 | 0,2-0,6 | 0,06-0,2 | <0,06 | | |
| | Índice | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 | | |
| 4 | Condição das descontinuidades | Superfície muito rugosa, não contínua, sem separação e sem intemperismo | Superfície levemente rugosa, separação <1 mm, levemente intemperizada | Superfície levemente rugosa, separação <1 mm, forte intemperismo | Superfícies planas ou preenchimento <5 mm ou abertura entre 1-5 mm contínua | Preenchimento >5 mm ou abertura >5 mm contínua | | |
| | | Índice | 30 | 25 | 20 | 10 | 0 | |
| 5 | Presença de água | Fluxo de água por 10 m de galeria (l/min) | Sem ocorrência de água | <10 | 10-25 | 25-125 | >125 | |
| | | Razão pressão da água na junta pela tensão principal | 0 | <0,1 | <0,1 | 0,1-0,2 | >0,5 | |
| | Condições gerais | Seco | Pingos | Molhado | Gotejamento | Fluxo contínuo | | |
| | Índice | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 | | |
| B. Ajustes para orientação das descontinuidades em relação a escavação | | | | | | | | |
| Direção e mergulho das descontinuidades | | Muito favorável | Favorável | Fraco | Desfavorável | Muito desfavorável | | |
| Índices | Galerias | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 | | |
| | Fundações | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 | | |
| | Taludes | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 | | |
| C. Classificação geomecânica | | | | | | | | |
| Escore | | 100-80 | 80-61 | 60-41 | 40-21 | <20 | | |
| Classe | | I | II | III | IV | V | | |
| Descrição do maciço | | Muito bom | Bom | Fraco | Pobre | Muito pobre | | |
| D. Significado da Classificação geomecânica | | | | | | | | |
| Classificação | | I | II | III | IV | V | | |
| Tempo de auto sustentação/vão (m) | | 20 anos p/ 15 m | 1 ano p/ 10 m | 1 semana p/ 5 m | 10 horas p/ 2,5 m | 30 min p/ 1 m | | |
| Coesão (kPa) | | >400 | 300-400 | 200-300 | 100-200 | <100 | | |
| Ângulo de atrito (°) | | >45 | 35-45 | 25-35 | 15-25 | <15 | | |

Fonte: Bieniawski (1989, apud ZINGANO, 2002)

2.6 PLANEJAMENTO DE LAVRA

O termo “planejamento de lavra” pode ser melhor definido como “engenharia para viabilização da extração do corpo mineral”, ou seja, qual a engenharia necessária para o projeto efetivo da lavra: furação e desmonte de rocha, projeto da escavação, diluições assumidas, equipamentos necessários, método(s) de(s) lavra, projeto de suporte geotécnico e segurança da escavação e dos equipamentos/pessoal.

2.6.1 Operacionalização de recursos

Uma vez classificados adequadamente os recursos minerais, considera-se a operacionalização a ação de segmentar os blocos definidos em unidades factíveis de serem extraídas do corpo mineral, considerando-se suas condições geológicas, geotécnicas, geométricas e de teores do minério e das rochas encaixantes, com compreensão do melhor método de lavra a ser empregado.

Além destas ações, consideradas pré-requisitos para a definição do método de lavra a ser adotado em cada domínio geológico, principalmente quando o bem mineral é o ouro e o depósito mineral é formado por veios estreitos, também é fundamental para a construção de um modelo economicamente confiável e viável para a definição das reservas minerais.

2.6.2 Métodos de lavra

Para a mineralização de ouro em veios estreitos, objeto deste estudo, foi selecionada a lavra subterrânea em função da geometria do corpo (inclinação e espessura) e das características de resistência e estabilidade dos maciços que constituem o minério e suas encaixantes.

Foram avaliadas duas variações para abertura de poços, túneis e galerias nos maciços das encaixantes, com a função de suporte: recalque (*shrinkage*) e AVOCA (*benching stoping*).

2.6.2.1 Lavra por Recalque (*shrinkage stoping*)

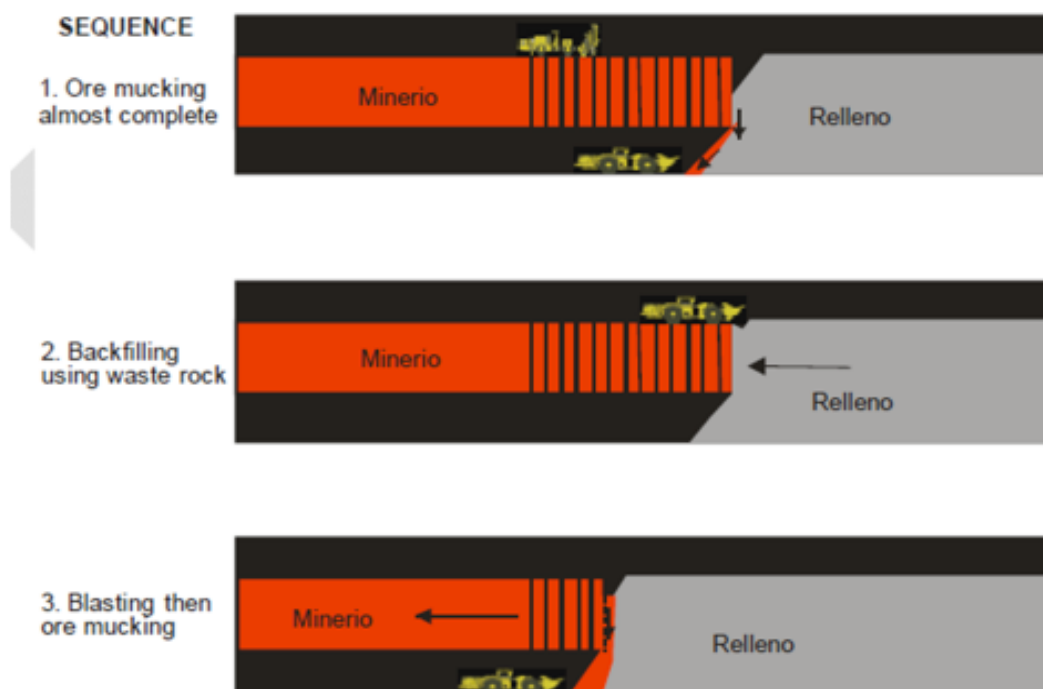
Este é um método de lavra ascendente (*overhand mining*), com extração por tiras horizontais, em que o minério desmontado é mantido temporariamente no interior do realce, servindo de suporte para as encaixantes e de plataforma de trabalho para a perfuração, geralmente manual. Não é um método muito usual quando mecanizado, pois há limitação de dimensões das sondas possíveis de serem utilizadas, devido às espessuras e inclinação da camada de minério, para que seja possível a operação dos equipamentos no seu interior. Isto ocasiona menor produtividade, com desmontes menores, maior número de operações conjugadas e dificuldade de manuseio do minério em recalque ou enchimento, e por isto este método vem caindo em desuso, também porque o retorno financeiro é demorado.

2.6.2.2 Lavra AVOCA (*benching stoping*)

O *benching stoping* AVOCA é um método que utiliza acesso ao bloco de minério através de uma extremidade, com o equipamento de carga realizando a limpeza pelo nível inferior, enquanto que o vão livre gerado pela detonação é preenchido pelo acesso do nível superior, como ilustrado na Figura 8. Neste método os desmontes são confinados e o vão livre gerado fica aberto por menos tempo. O eixo de desenvolvimento é direcionado diretamente para o preenchimento dos vazios da mina subterrânea.

Os realces são lavrados em recuo, dos subníveis inferiores para os superiores. O minério desmontado é transportado internamente por equipamentos adaptados para trabalhos em ambientes subterrâneos, preferencialmente controlados por controle remoto. O transporte do minério até a superfície é realizado por caminhões, com formação de pilhas.

Figura 8 – Ilustração esquemática da sequência de lavra pelo método AVOCA



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

2.6.2.3 Diluição de teores

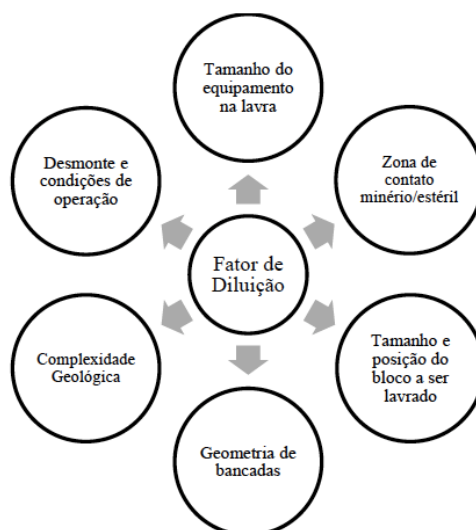
Durante a operação mineira, é comum que materiais de baixos teores ou sem interesse (estéril) sejam lavrados juntamente com o minério e também porções de estéril impregnadas no minério ou inclusões, onde a separação física é impraticável, e estes materiais são enviados à usina de beneficiamento, causando diluição. A diluição aumenta a tonelagem de minério enquanto diminui seu teor.

Segundo Ebrahimi (2013), algumas medidas podem ser tomadas para reduzir a diluição ou perdas de minério, através de compreensão dos parâmetros físicos do corpo, distribuição de teores, condições de mina e questões operacionais, ainda que não possam ser completamente evitadas. Os fatores que afetam a diluição (Figura 9) podem ser divididos como relacionados ao depósito e relacionados à operação de lavra.

Os fatores relacionados ao depósito são características inerentes ao recurso e compreendem litologia, geologia estrutural, mergulho, espessura e forma geral do depósito. À medida que coletamos mais informações sobre o depósito e suas características, pode-se esperar um melhor desempenho em todos os aspectos da operação e planejamento, incluindo a redução da diluição. Uma das causas dos problemas de reconciliação em minas é a informação inadequada

sobre o modelo de recursos. Os fatores relacionados à operação da lavra incluem o método, a geometria da mina, a direção, o tamanho do equipamento e a habilidade dos operadores. Esses fatores podem ser ajustados e controlados pelos mineiros. Para minimizar a diluição no estágio de projeto da mina, precisamos entender os recursos do modelo e otimizar os fatores para combiná-los (EBRAHIMI, 2013, p. 5).

Figura 8 – Esquema dos fatores de diluição



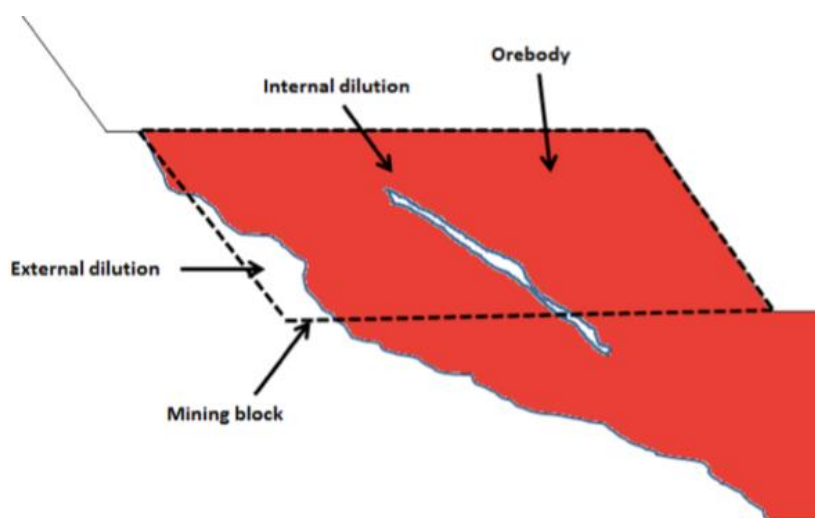
Fonte: Câmara (2013)

Relativamente ao posicionamento dos blocos a serem lavrados, definidos pelo planejamento de lavra, a diluição ocorre em duas áreas diferentes (ilustradas nas Figuras 10 e 11):

- **Diluição interna:** porções dentro de um bloco, com inclusões de estéril ou bolsões de minério de baixo teor que não podem ser separados e são inevitavelmente extraídos conjuntamente. A diluição interna é difícil, senão impossível, de evitar e a quantidade varia em diferentes tipos de depósitos. Litologia, densidade amostral e distribuição/continuidade do depósito são fatores importantes na diluição interna, que pode ser causada por uma demarcação inadequada dos limites entre minério e estéril ou também quando a lavra não consegue separar precisamente o contato, no momento da extração; e
- **Diluição externa:** refere-se ao estéril externo ao corpo de minério que é extraído com o minério, e varia com a geologia, geometria, técnicas de sondagem e desmonte, escala de produção e tamanho dos

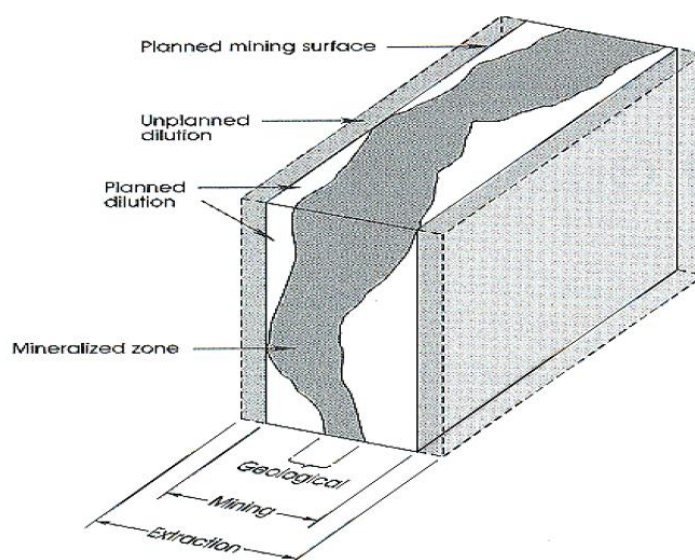
equipamentos, bem como controles operacionais de posicionamento da operação mineira. Pode ser controlada usando equipamentos adequados e práticas de lavra corretas. Em geral, a diluição externa é função do método de lavra escolhido, bem como da irregularidade do contato do minério com o estéril e da largura mínima operacional, do tamanho e da posição do bloco a ser lavrado.

Figura 10 – Bancada de mina a céu aberto com diferentes tipos de diluição



Fonte: Ebrahimi (2013)

Figura 11 – Ilustração esquemática da diluição planejada e não planejada



Fonte: Dominy *et al.* (1997)

De uma forma geral, é muito difícil controlar o estéril presente no minério, com controles em níveis aceitáveis, principalmente em minas subterrâneas. Diluição e perdas ocorrem durante muitas fases do projeto, desde a definição geológica do corpo de minério, na definição do teor de corte, na escolha do método de lavra e no beneficiamento do minério (ELBROND, 1994 *apud* CÂMARA, 2013).

2.6.2.4 Seletividade e recuperação da lavra

Define-se a Unidade Seletiva de Lavra (SMU - *Selective Mining Unit*) como o menor bloco no qual a seleção como minério ou estéril é comumente feita (SINCLAIR; BLACKWELL, 2002). Estes autores comentam que o tamanho de uma SMU geralmente é determinado a partir de restrições associadas ao método de lavra escolhido e à escala das operações, e que a matriz tridimensional de SMUs é comumente a base fundamental para estudos de viabilidade.

Leuangthong et al. (2004) discutem que o tamanho do SMU depende de fatores diversos, como a dimensão dos equipamentos, a direção, continuidade e ambiente deposicional do corpo de minério, bem como as restrições associadas ao método de lavra. Neste trabalho, apresentam uma definição não convencional da SMU como sendo o tamanho do modelo de blocos que prevê corretamente as toneladas de minério, toneladas de estéril e o teor de corte diluído que a usina receberá. O tamanho dos blocos deve estar relacionado com a capacidade dos equipamentos na seleção dos materiais de interesse, nos dados disponíveis para classificação (furos de desmonte ou furos de amostragem para controle de teores), nos procedimentos usados para converter esses dados para limites de escavação, e a eficiência de lavra dos equipamentos.

Sempre haverá mais de uma maneira para se lavrar um corpo mineralizado dependendo do grau de seletividade a ser praticado. O objetivo da seletividade da lavra, segundo Thomas e Snowden (1990), é reduzir a quantidade de diluição na usina, advinda do aumento de massa causado pela adição de estéril no minério. Os controles para a seletividade na lavra incluem os seguintes parâmetros:

- a complexidade geológica ou estrutural do corpo mineral;
- o teor de corte aplicado;
- o grau de continuidade do material de minério acima do teor de corte;

- o tamanho e a precisão do equipamento de lavra; e
- a taxa de produção.

Câmara (2013) reforça que a escolha de uma SMU e suas dimensões deve ser feita cuidadosamente, pois são dependentes de fatores inter-relacionados, como o espaçamento da malha do desmonte, as diversas especificações do equipamento e as características gerais de desmonte do local.

Jara *et al.* (2006), no trabalho sobre a seleção do tamanho dos blocos e seu impacto em planejamento de lavra, concluem que há grande importância do efeito de suporte amostral, gerando uma perda de seletividade à medida que o tamanho do bloco aumenta, e avaliam diversas dimensões de blocos. Também discutem que o cálculo da diluição do limite dos blocos varia em função do tamanho da SMU assumido, e que os resultados devem combinar os critérios de diluição/perda de minério e os erros de posicionamento do equipamento de carga.

Reple (2017) destaca que:

A determinação de um SMU de grandes proporções em um local de alta complexidade geológica resultará em um alto grau de diluição interna e operacional. A relação entre volume e variância demonstra que o teor de corte deve ser aplicado no SMU e não em blocos menores, uma vez que o teor do SMU representa o teor diluído e realmente capaz de ser recuperado. O grau de continuidade do minério aumenta à medida que se reduz o teor de corte. Portanto, a seleção do SMU está relacionada diretamente com o teor de corte operacional (REPLE, 2017, p. 36).

2.7 RECONCILIAÇÃO

A reconciliação pode ser uma das melhores ferramentas para realizar a contabilidade adequada da produção mineira e avaliar os modelos geológicos, desde que baseada em um conjunto claro de critérios e objetivos e preferencialmente seja executada por meio de uma abordagem lógica, com procedimentos simples, robustos e especificamente adaptados à operação em questão. Para sua eficiência, os dados devem ser necessariamente confiáveis, e os procedimentos devem incluir, se possível, o fluxo total de produção (modelo, lavra, beneficiamento e produtos finais), podendo, portanto, envolver vários modelos preditivos (modelos de longo, médio e

curto prazo), diferentes cenários da operação, estoques e múltiplos fluxos de processamento.

A reconciliação mineira é definida como a comparação entre uma **estimativa** (modelo de recursos, modelo de reservas, modelo de controle de teores) e uma **medição** (produção oficial da usina de beneficiamento ou do processo metalúrgico), segundo Chierigati (2007). Noppé (2004) resume o conceito de reconciliação em três palavras: “medir, controlar e melhorar” e enfatiza a importância da amostragem de qualidade, pois qualquer incerteza nos dados da amostra afetará a capacidade de tirar as conclusões corretas e tomar a melhor decisão estratégica.

Conceitualmente, a reconciliação compara as estimativas dos modelos (massa e teor médio de minério) com a produção registrada na usina, em determinados períodos de tempo. Dificilmente os valores estimados coincidem com os valores produzidos efetivamente. Portanto, uma prática comum, mas reativa, é dividir o teor de metal produzido pelo teor estimado pelos modelos e calcular o fator MCF (*Mine Call Factor*), que é aplicado a futuras estimativas do modelo visando a melhorar a previsão de desempenho da operação. Apesar de ambos os valores – o previsto e o registrado – serem calculados a partir de amostras, os valores registrados na usina, em geral, são considerados mais acurados (BANKES *et al.*, 2003 e CRAWFORD, 2004), e é por isto que o MCF é aplicado às estimativas dos modelos e não aos valores registrados na usina.

Diversas são as causas que influenciam na reconciliação, e são indicadas na Figura 12.

Figura 12 – Variáveis que influenciam na reconciliação

| CAUSAS | VARIÁVEIS |
|------------------|---|
| MODELO GEOLÓGICO | <ul style="list-style-type: none"> • efeito pepita <i>in situ</i> real • erros de amostragem e sub-amostragem • erros analíticos |
| | <ul style="list-style-type: none"> • erros de estimativa • rejeição excessiva de <i>outliers</i> • resultados da metodologia de estimativa • suposições da densidade do minério • definição dos limites do minério |
| | <ul style="list-style-type: none"> • efeito pepita <i>in situ</i> • erros de amostragem e sub-amostragem • erros analíticos |
| | <ul style="list-style-type: none"> • furos de desmonte paralelos à mineralização • resultados da metodologia de krigagem e cálculo da média • contorno do teor do minério • métodos de amostragem não acurados |
| | <ul style="list-style-type: none"> • modelo de lavra paralelo para cruzar a mineralização • deslocamento dos limites da mineralização sobre desmonte • métodos de amostragem não acurados • métodos de transporte por caminhão não acurados • perda de finos • estimativa de massa • diluição |
| | <ul style="list-style-type: none"> • retenção de metal dentro do moinho • métodos de análise não acurados • ciclos do processo desconhecidos ou mal interpretados • calibração dos medidores de massa e de fluxo • sub-amostragem de laboratório inadequada • reconciliação calculada para períodos muito curtos de tempo |
| | USINA |

Fonte: Pitard (2001 *apud* CHIEREGATI, 2007).

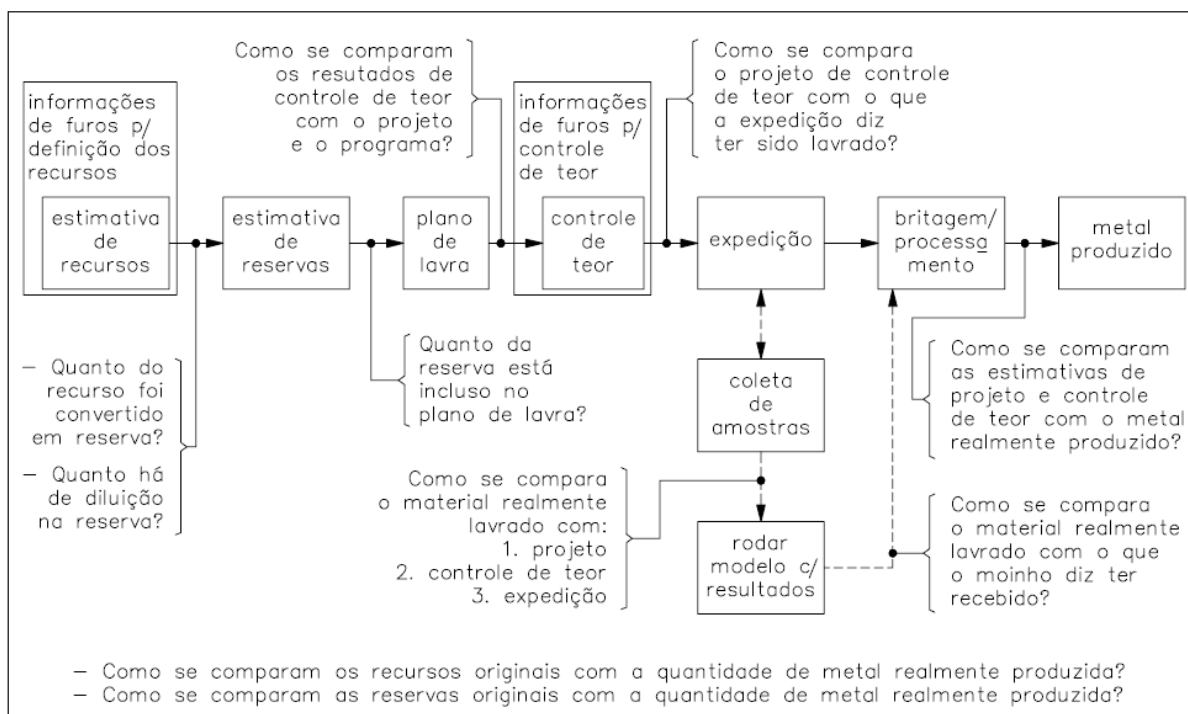
A prática de reconciliação com o emprego do MCF foi nomeada **reconciliação reativa** por Chierigati *et al.* (2011), por entenderem que essa prática é reativa e não resolve os problemas de reconciliação. O principal objetivo de qualquer sistema não deveria ser gerar fatores de correção estimativas, mas sim permitir ajustes nos processos de modo que os resultados estejam sempre dentro de limites aceitáveis, verificando e corrigindo as falhas no processo.

Morley (2003), quando dos primeiros trabalhos enfatizando a necessidade da proatividade em reconciliação, ilustra o processo na Figura 13 e destaca como principais objetivos de um sistema correto de reconciliação:

- Medir o desempenho da operação com base nas metas iniciais;
- Garantir uma avaliação acurada dos ativos minerais;

- Confirmar a eficiência das estimativas de massa e teor; e
- Fornecer indicadores de desempenho (em especial para o controle de teores).

Figura 13 – Representação teórica do processo de reconciliação



Fonte: Morley, 2003 (*apud* CHIEREGATI, 2007, adaptada).

Morley denominou esta prática **reconciliação proativa**, que consiste na coleta e análise de dados críticos, usados para melhorar as estimativas em um processo iterativo (MORLEY, 2003). O autor se baseou na divisão da reconciliação em etapas, o que permite a detecção de problemas em cada etapa da operação e, conseqüentemente, a melhoria dos procedimentos de amostragem e de estimativa de produção visando melhorar a previsibilidade dos modelos. Neste caso, cada variável da Figura 12 é analisada individualmente, com ações corretivas para minimizar a diferença entre os valores estimados e os valores reais, sendo as estimativas consideradas previsões ou prognósticos, podendo ser usadas como base para a tomada de decisões e elaboração de cenários futuros.

Chierigati *et al.* (2011) esquematizaram o modelo de reconciliação proativa e os fatores associados, ilustrado na Figura 14. Neste sistema, os fatores de reconciliação funcionam como indicadores de controle ou desempenho de cada etapa

individual do empreendimento mineiro. A reconciliação proativa se baseia na correção das metodologias de coleta de dados e de modelagem e não simplesmente na aplicação de fatores de correção nas estimativas dos modelos, tornando-se uma ferramenta poderosa para a detecção de problemas nas operações mineiras e fornecendo um possível diagnóstico para sua resolução.

Figura 14 – Ilustração das etapas do modelo de reconciliação proativa



MCF (Mine Call Factor): indica a previsibilidade do modelo de longo prazo | MM (Mine Model): indica a consistência do modelo de longo prazo | MP (Mine Planning): indica a utilidade do modelo de curto prazo para o planejamento | MO (Mine Operation): indica o desempenho da operação de lavra | MR (Mine Reconciliation): indica a qualidade das estimativas do modelo de longo-prazo | PR (Plant Reconciliation): indica o desempenho da operação de beneficiamento.

Fonte: Chierigati et al. (2011).

Entende-se que a reconciliação pode ser vista como um poderoso método de validação das estimativas dos modelos de reservas e de controle de teores, permitindo o replanejamento das práticas inadequadas de amostragem, modelagem e planejamento e lavra, e o desenvolvimento de estratégias que visem aumentar a eficiência das operações, com a consequente redução de custos dos diversos processos relacionados.

3. METODOLOGIA

A metodologia adotada neste projeto foi compatível com os objetivos iniciais de estabelecer uma sequência de estudos de modo sistemático e iterativo para adensar o conhecimento da jazida e estabelecer as ações necessárias e os parâmetros relevantes para a implantação de um sistema confiável de planejamento e operação da mina subterrânea, com a revisão dos modelos de médio e curto prazos e demais etapas do planejamento e operação envolvidas.

Para isto, dados da operação da mina Pau a Pique foram utilizados, com a realização das seguintes atividades:

- a) Avaliação do método de lavra utilizado inicialmente;
- b) Teste de heterogeneidade para avaliar a variabilidade do minério;
- c) Definição do programa de sondagem e amostragem;
- d) Avaliação do sistema e dos resultados da reconciliação;
- e) Avaliação da operacionalização da lavra: modelagem (curto e médio prazos), controle geotécnico, sequenciamento.

3.1 AVALIAÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA UTILIZADO

Os trabalhos desenvolvidos acompanharam todas as etapas da mina, desde o início em 2011 até janeiro de 2018, com verificação da evolução da operação e do conhecimento tecnológico da jazida.

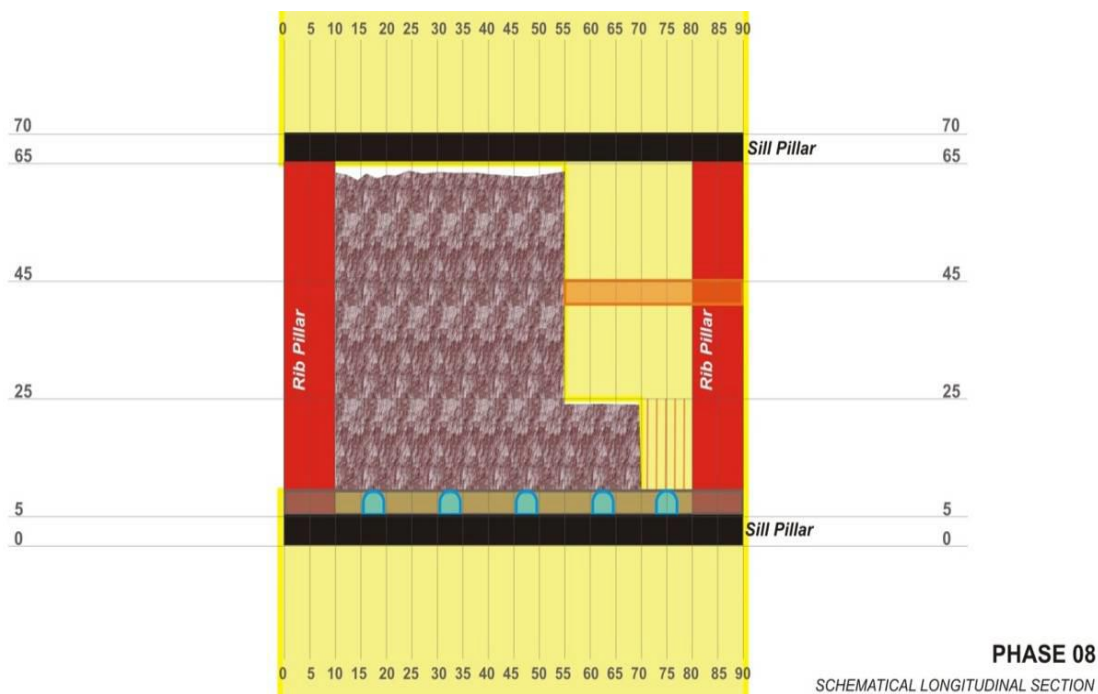
Inicialmente, o método de lavra escolhido, para grandes volumes de produção, foi o *shrinkage* com painéis de lavra de 70 metros de altura. A lavra era realizada em todo o corpo mineralizado, composto por rocha milonítica com alteração hidrotermal. Foi constatado, entretanto, que o método era inadequado devido às condições geotécnicas do maciço e à alta variabilidade dos teores de ouro na direção de lavra do corpo. A Figura 15 ilustra o método de lavra *shrinkage*.

Em 2012, a diretoria da empresa tomou a decisão de alterar o método de extração, com aumento da seletividade de lavra, através da criação de painéis (realces) geotecnicamente mais estáveis. Nesse momento se optou pelo método de lavra *bench and fill*, método conhecido como AVOCA e ilustrado na Figura 16.

Foram definidos painéis de 10 metros de altura, entre galerias de 4 x 4 metros, com lavra e enchimento concomitantes. O método escolhido, embora tecnicamente

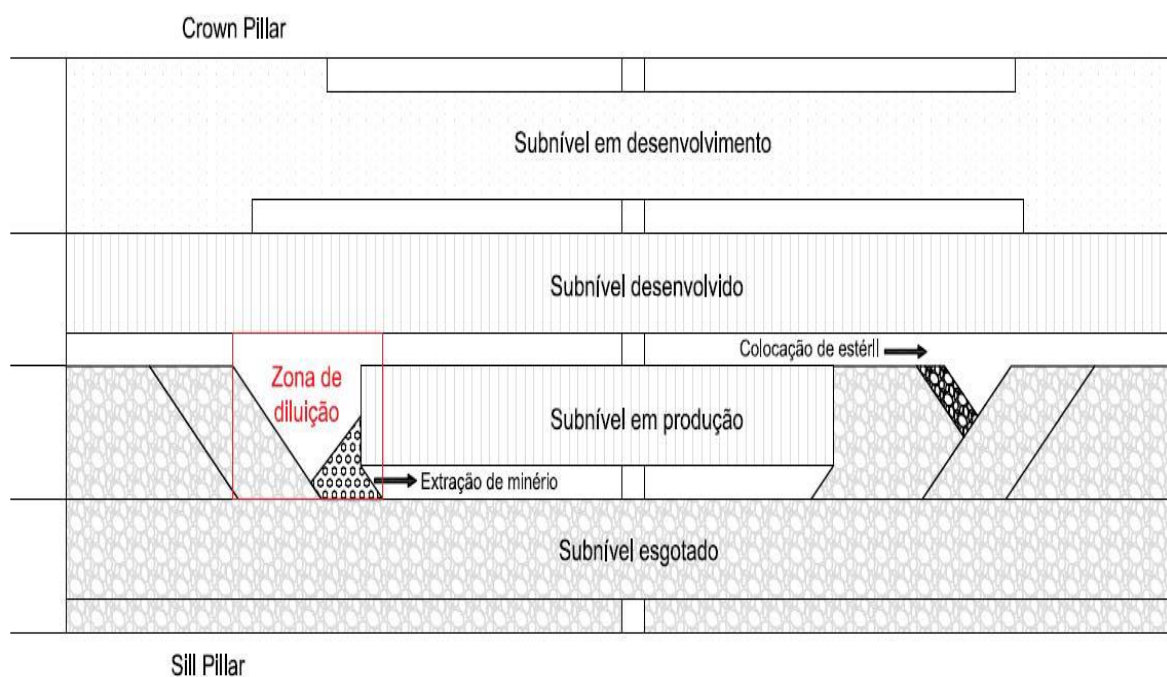
muito diferente do anterior e com custos operacionais muito mais elevados, foi considerado mais adequado às condições existentes.

Figura 15 – Ilustração do método de lavra inicial (*shrinkage*)



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 16 – Ilustração do método de lavra AVOCA



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

3.2 TESTE DE HETEROGENEIDADE

Concomitantemente com a avaliação de alteração do método de lavra, foi estudada a heterogeneidade do minério, para melhor conhecimento da variabilidade da jazida e como ferramenta de auxílio para a avaliação das estimativas usadas nos cálculos de reconciliação e nos modelos, bem como para o planejamento correto das etapas de trabalho posteriores (amostragem, operação, planejamento), garantindo que amostras representativas fossem coletadas em todas as etapas do processo iterativo de melhoria.

O teste de heterogeneidade foi realizado em dezembro de 2011, com o objetivo de se calcular o erro fundamental de amostragem, estimar a massa mínima das amostras e otimizar os protocolos amostragem e de preparação de amostras, definindo o protocolo padrão para o laboratório físico das operações. O material selecionado para o teste foi o minério proveniente de canaletas na frente de lavra (Figura 17).

Figura 17 – Amostragem da frente de lavra, galeria de desenvolvimento



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

O teste de heterogeneidade foi realizado de acordo com os seguintes passos:

- a) Seleção de uma amostra de 500 kg de minério;
- b) Britagem do material e peneiramento nas malhas do teste:
 - $-25,4 + 12,7$ mm
 - $-12,7 + 4,76$ mm
 - $-6,35 + 3,36$ mm

- c) Seleção, para cada fração granulométrica, de 50 grupos de 100 fragmentos cada, coletados um a um aleatoriamente (Figura 18);
- d) Cálculo da massa e do teor de Au de cada grupo de fragmentos;
- e) Cálculo da média das massas e a média ponderada do teor de ouro;
- f) Cálculo da estimativa do fator IH_L (fator de heterogeneidade intrínseca do minério) para cada fração granulométrica; e
- g) Cálculo de massas mínimas de amostras representativas e minimização do erro fundamental de amostragem em cada etapa do protocolo.

Figura 18 – Seleção dos fragmentos no teste de heterogeneidade



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Com a definição do erro fundamental de amostragem em cada etapa do processo, foram revisados e otimizados os protocolos de amostragem e de controle de qualidade em todas as etapas da operação.

3.3 REVISÃO DO PROGRAMA DE SONDAGEM, AMOSTRAGEM E ESTIMATIVA DE RECURSOS

No mesmo período, foi iniciada a revisão dos programas de sondagem e amostragem para detalhamento do corpo mineralizado para operação da lavra, desenvolvidos pela equipe de geologia de mina. Foram executadas as seguintes atividades:

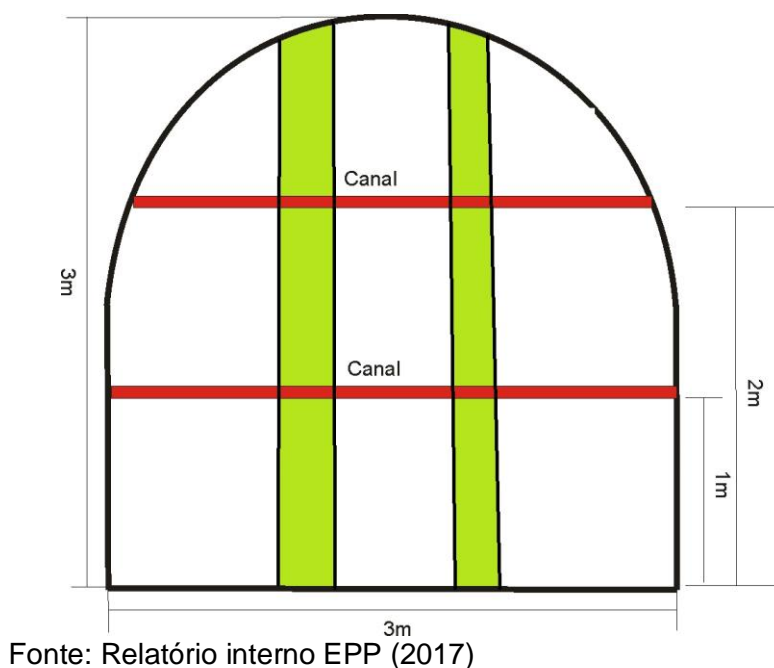
- a) Amostras de canal e em pilha (BOS);
- b) Controle do estoque de minério;

- c) Mapeamento geológico;
- d) Direcionamento das galerias de minério;
- e) Sondagem rotativa.

A amostragem em canal no subsolo (Figura 19) consistiu em:

- Lavagem da frente para melhor visualização dos contatos litológicos.
- Delimitação dos contatos litológicos com tinta *spray* de cor amarela pelo técnico amostrador;
- Marcação dos canais perpendiculares ao mergulho da camada quando esse for frente de lavra, e canais horizontais próximo à linha de grade quando for nas rampas e travessas. As espessuras das amostras podem variar de 50 cm a 1 m, levando em consideração feições geológicas observadas em cada amostra.
- Descrição dos canais marcados; e
- Solicitação do levantamento topográfico do canal.

Figura 19 – Ilustração esquemática da amostragem de canal em galerias



As Figuras 20, 21 e 22 exemplificam os trabalhos realizados.

Figura 20 – Mapeamento geológico da galeria de desenvolvimento



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 21 – Mapeamento geológico (destaque para faixa alterada do sericita-xisto)



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 22 – Mapeamento geológico da galeria de desenvolvimento



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

As sondagens foram feitas com os objetivos de:

- Liberação dos primeiros painéis de lavra (Ano 1 e Ano 2);
- Entender os reais limites do corpo mineralizado, com detalhamento das diversas zonas;
- Prover informações geomecânicas visando às definições referentes ao *layout* da mina, bem como à verificação dos limites verdadeiros; e
- Converter os recursos indicados em medidos.

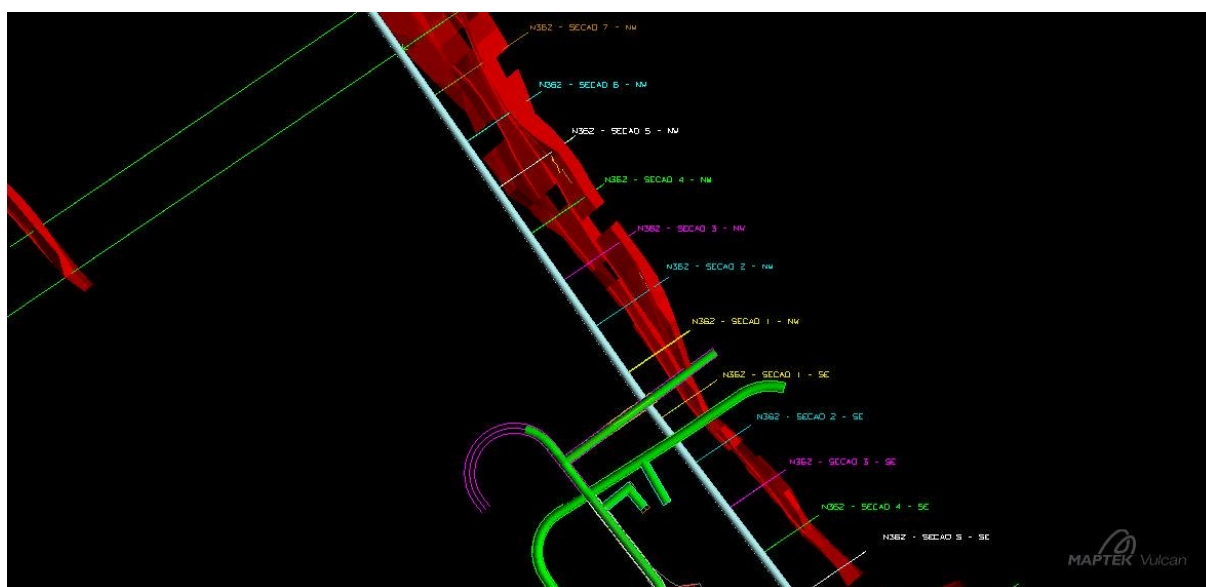
Foi feita programação de 7500 metros de sondagens, diâmetro de 2", malha de 25 m x 10 m, com média de 10 furos por seção.

No total foram realizados:

- Furos programados: 133
- Média de furos por seção: 10,2
- Metragem total: 7142,60 m
- Comprimento máximo: 110,70m
- Comprimento mínimo: 27,40m
- Comprimento médio dos furos: 53,70 m

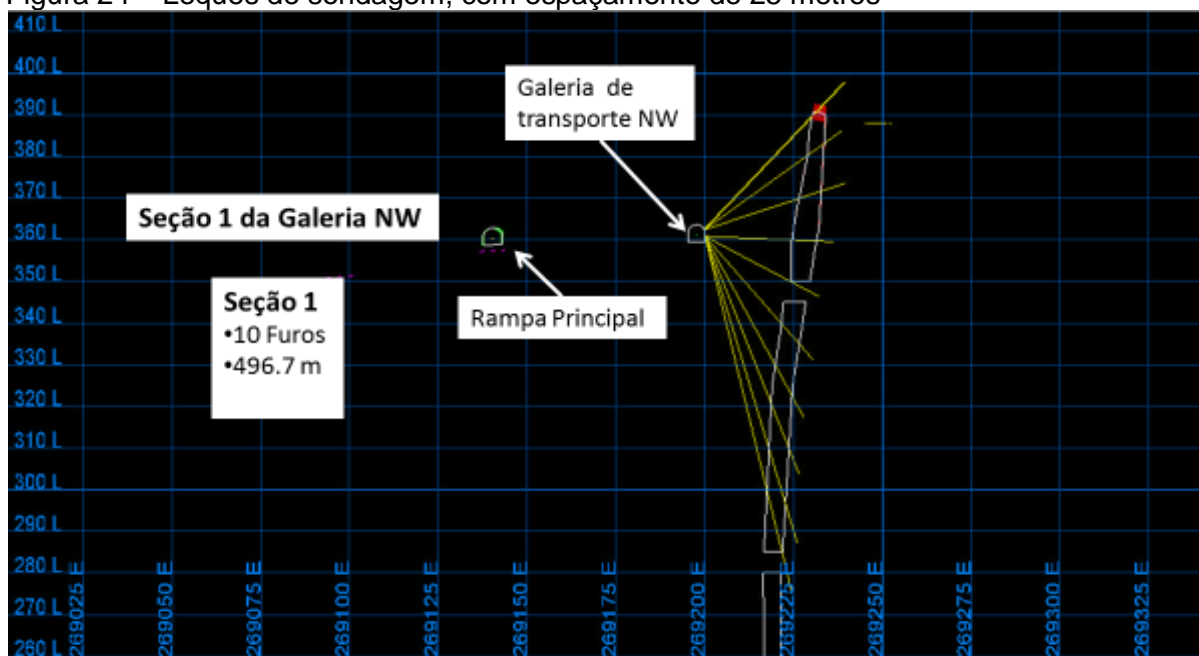
As Figuras 23, 24 e 25 exemplificam a metodologia de sondagem das galerias.

Figura 23 – Plano de sondagem para o nível 362



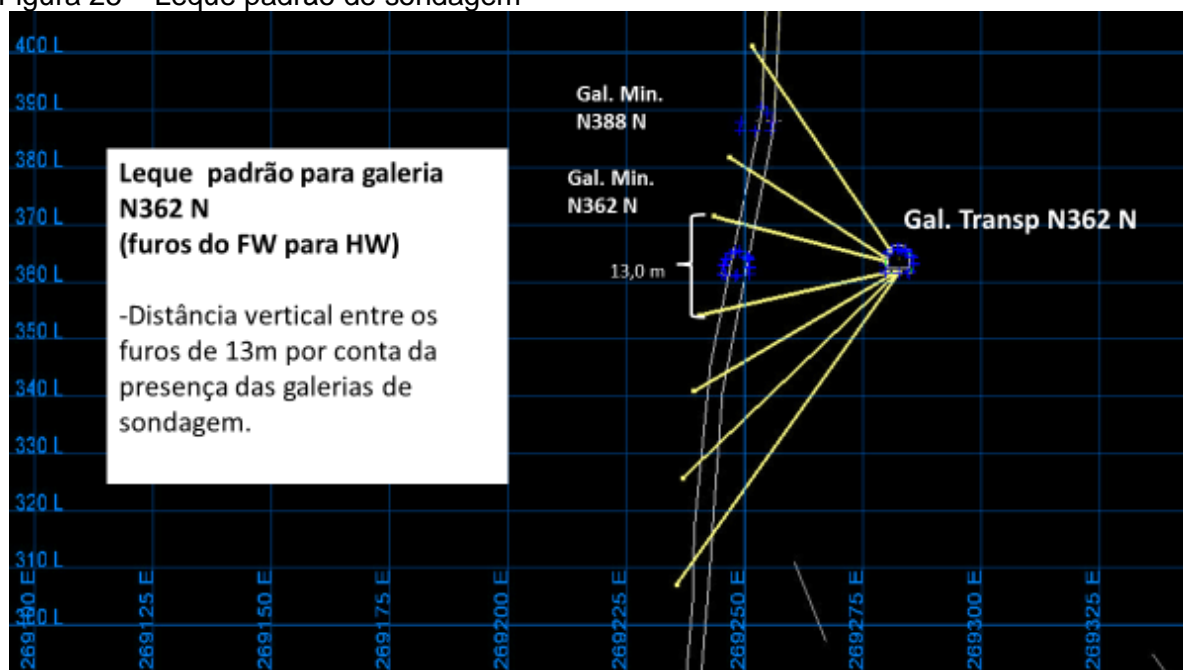
Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 24 – Leques de sondagem, com espaçamento de 25 metros



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 25 – Leque padrão de sondagem



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

3.3.1 Preparação de amostras de sondagem

O procedimento de descrição e amostragem se inicia com a serragem dos testemunhos, com a amostragem de metade de cada intervalo mineralizado, e com o armazenamento da outra metade para fins de auditoria. Os intervalos foram descritos pelos geólogos, com as observações sobre litologia, mineralização e estruturas.

Todas as amostras mineralizadas foram analisadas pelo método *fire assay* de análise química de ouro, no laboratório da Mina São Francisco, com cerca de 16% das amostras controladas externamente no laboratório SGS de Belo Horizonte.

No relatório original ("*Feasibility Study and Technical Report on the EPP Project, Mato Grosso, Brazil*"), datado de julho de 2016 (P&E Mining, 2016), não foram mencionados os trabalhos realizados para garantia da representatividade da tomada de amostras. O capítulo relacionado à validação dos dados e QA/QC (Garantia e Controle de Qualidade) concluiu, baseado na amostragem realizada na *Due Diligence* da empresa de consultoria, que os dados têm qualidade para Estimativa de Recursos Minerais, com a recomendação de que campanhas de sondagem e amostragem futuras incluam abordagem mais consistente em controle de qualidade para as amostras enviadas, com maior inserção de controles (padrões, duplicatas e brancos) antes do envio dos lotes para análises.

3.3.2 Estimativa de recursos oficiais

A mineralização de ouro de Pau a Pique consiste, em grande parte, de ouro livre, acompanhado de sulfetos hospedados em milonita, xisto muscovita, biotita xisto, veios de quartzo, que ocorrem ao longo e adjacentes a contatos cortados entre metatonalito e metaconglomerado. A mineralização é epigenética, de origem hidrotérmica e é estruturalmente controlada. Há 40% de ouro gravimétrico com pepitas e altos teores podem ser encontrados em áreas de dimensões restritas.

As definições para a estimativa de recursos minerais são baseadas em:

- 32.554,05 m de sondagens (Tabela 3);
- 313 furos, amostragem de testemunhos de sondagens, *chips*, amostras de canal, análises físico-químicas, totalizando 2.428 amostras;
- Teor de corte Au de 1,5 g/t ao longo de uma mineração horizontal mínima de 3 m largura;
- O preço do ouro usado para a estimativa de recursos é de US \$ 1.275/oz;
- As premissas de recuperação de ouro são de 93%;
- Interpolação de grau de krigagem ordinária;

- Estimativas alternativas, usando os métodos do inverso do quadrado da distância e do vizinho mais próximo, para validar o método de krigagem ordinária.

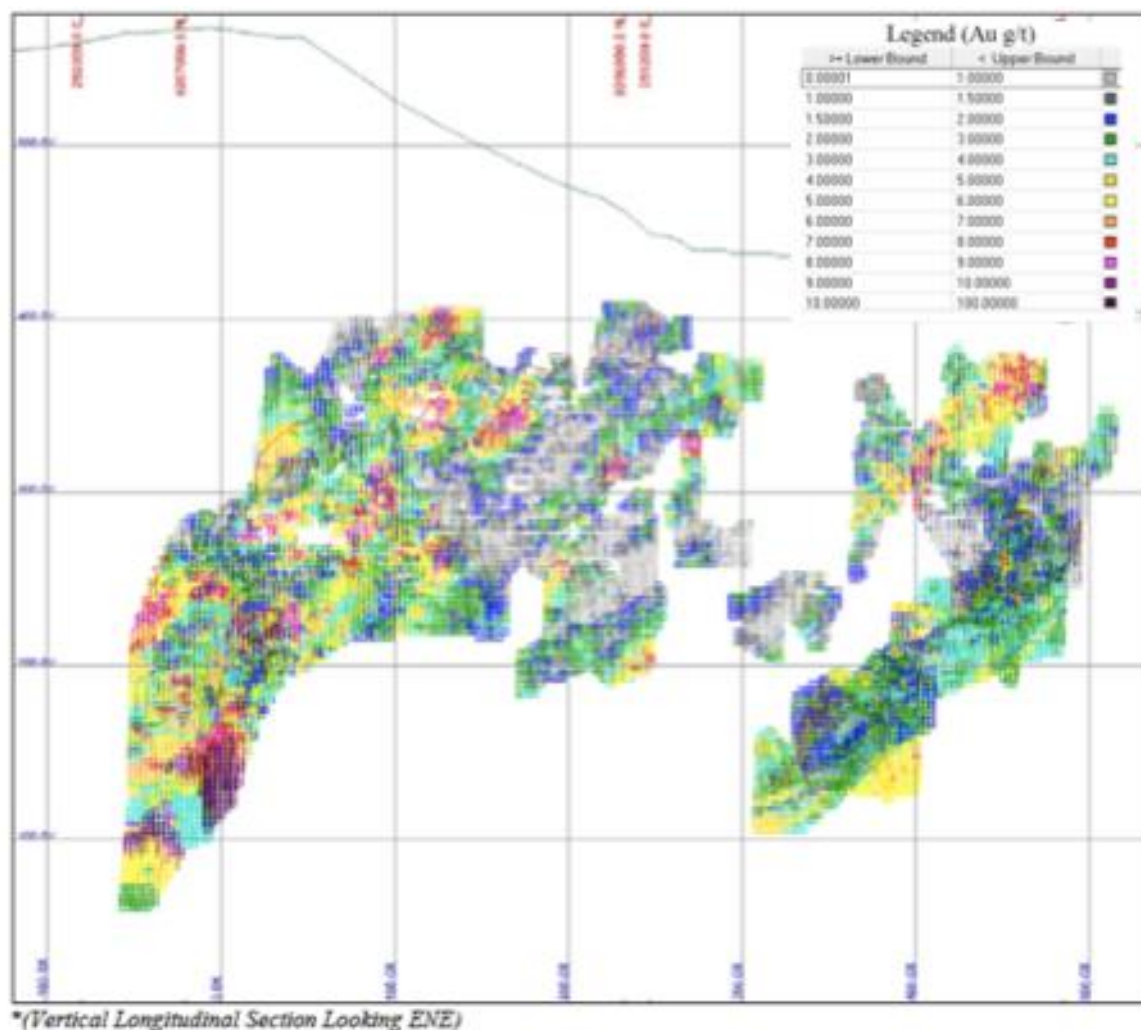
Tabela 3 – Resumo da base de dados de sondagens

| Drill Hole Database | Count | Length (m) | % (by m) |
|---|--------------|-------------------|-----------------|
| Database | 528 | 60,365.99 | 100% |
| Holes with No Assays, No Surveys | 17 | 2,509.76 | 4% |
| Exploration Holes Testing Other Targets | 20 | 4,378.02 | 7% |
| PPQ Deposit Exploration | 491 | 53,478.21 | 100% |
| PPQ Surface | 57 | 18,249.45 | 34% |
| PPQ Underground | 434 | 35,228.76 | 66% |
| PPQ Fill-in 2016 | 28 | 3,211.44 | 6% |
| PPQ Resource | 313 | 32,554.05 | 61% |

Fonte: P&E MINING (2016)

Por sugestão do autor, foi feito um modelo de blocos (Figura 26) com blocos de 3 m, representando tamanho viável para métodos de mineração seletiva e calculadas as larguras das zonas mineralizadas, com aproximadamente $\frac{1}{4}$ do espaçamento da malha de sondagem densidade com seção de 12,5 m, uma prática comum na indústria.

Figura 26 – Distribuição dos teores em modelos de blocos



Fonte: P&E MINING (2016)

3.4 GEOTECNIA

Conforme descrito no item 2.5, dentre os parâmetros avaliados para determinação do RMR (resistência à compressão uniaxial da rocha, RQD, espaçamento entre descontinuidades, qualidade das descontinuidades e presença de água no maciço rochoso), os quatro primeiros podem ser calculados, ou estimados, com base nos testemunhos de sondagem. Já a condição de água no maciço rochoso deve ser avaliada com base em estudos, ou em considerações, sobre a hidrogeologia do local da mina.

As medições dos ângulos entre descontinuidades e dos eixos de testemunhos, que não fazem parte do sistema RMR, também foram levantadas para possibilitar a

determinação do número de famílias de descontinuidades nos setores sondados, o que pode ser útil para a estimativa das atitudes das famílias dominantes.

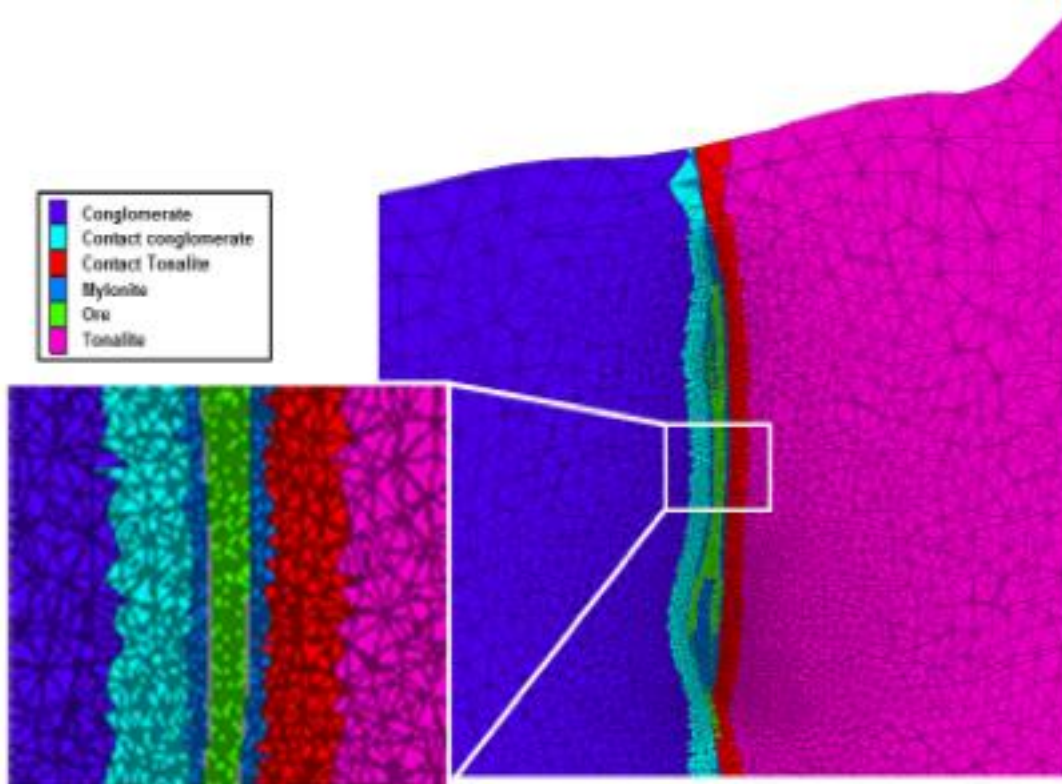
As avaliações dos parâmetros do RMR foram feitas tomando como base os intervalos definidos em cada manobra de sondagem. Quando duas litologias estavam presentes em uma mesma manobra, as mesmas foram individualizadas em seus intervalos específicos. Com o objetivo de aumentar o conhecimento sobre o número de conjuntos de dados e as atitudes de descontinuidades presentes nos maciços rochosos, foi recomendado que também fosse feita a medição dos ângulos que os planos das descontinuidades formam com o eixo dos testemunhos.

Após o levantamento dos parâmetros, fez-se o a modelagem geotécnica, com a definição clara dos domínios na rocha mineralizada e nas rochas encaixantes. A construção dos modelos geotécnicos parte da descrição detalhada dos testemunhos de sondagem (Figura 27 e Tabela 4). Utilizando o *software* Vulcan®, foram elaborados os sólidos representativos de cada domínio e interligados para compor todo o universo das rochas de minério e estéril presentes.

Esta classificação é fundamental para:

- Definição das dimensões seguras das escavações;
- Previsão do nível de diluição do minério extraído;
- Estimativa dos custos de contenção, utilizando-se de equipamentos e ferramental para o suporte das escavações; e
- Definição do método de extração e do projeto da escavação de galerias e realces, em função da segurança e custos.

Figura 27 – Domínios geotécnicos



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

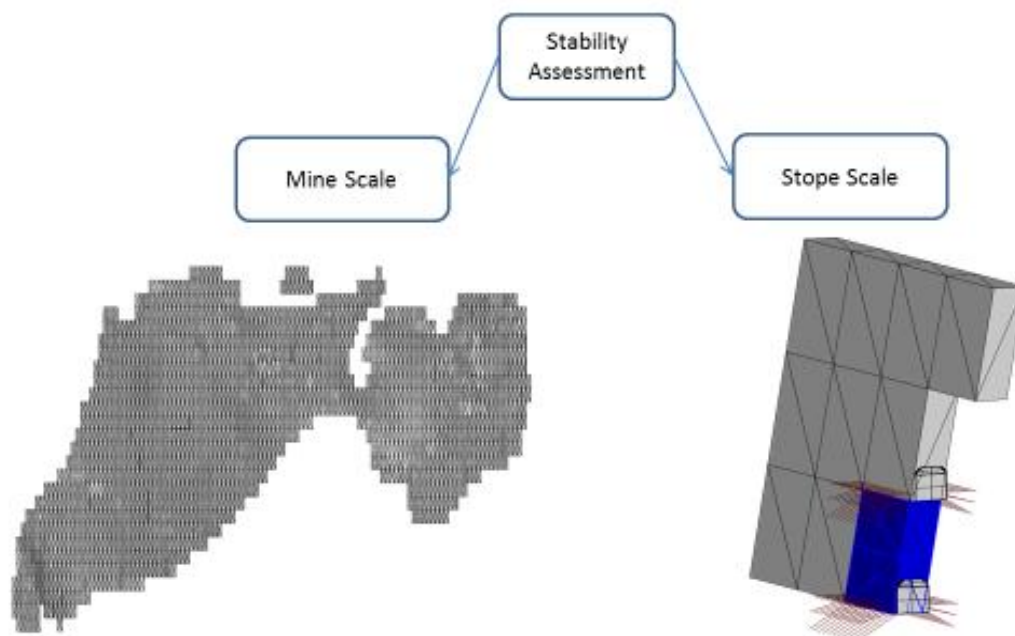
Tabela 4 – Indicadores para modelagem por domínio geotécnico

| Rock Unit | Density (t/m ³) | E _i (GPa) | UCS (MPa) | GSI | m _i | Rock Mass | | | | |
|----------------------|-----------------------------|----------------------|-----------|-----|----------------|---------------|-----------------------|-----------------|------------|-------------|
| | | | | | | Tensile (kPa) | E _{rr} (GPa) | Poisson's ratio | Bulk (GPa) | Shear (GPa) |
| Tonalite | 2.8 | 50 | 170 | 51 | 18 | 235 | 16.5 | 0.19 | 8871 | 6900 |
| Contact Tonalite | 2.8 | 55 | 150 | 47 | 18 | 153 | 14.0 | 0.22 | 8300 | 5750 |
| Conglomerate | 2.8 | 65 | 200 | 55 | 21 | 320 | 26.5 | 0.13 | 12,000 | 11,700 |
| Contact Conglomerate | 2.8 | 12 | 45 | 51 | 21 | 53 | 3.9 | 0.1 | 1650 | 1800 |
| Mylonite | 2.8 | 6.4 | 15 | 25 | 8 | 7 | 0.4 | 0.23 | 250 | 160 |
| Sericite (ore) | 2.8 | 10 | 25 | 30 | 12 | 11 | 0.8 | 0.23 | 500 | 330 |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

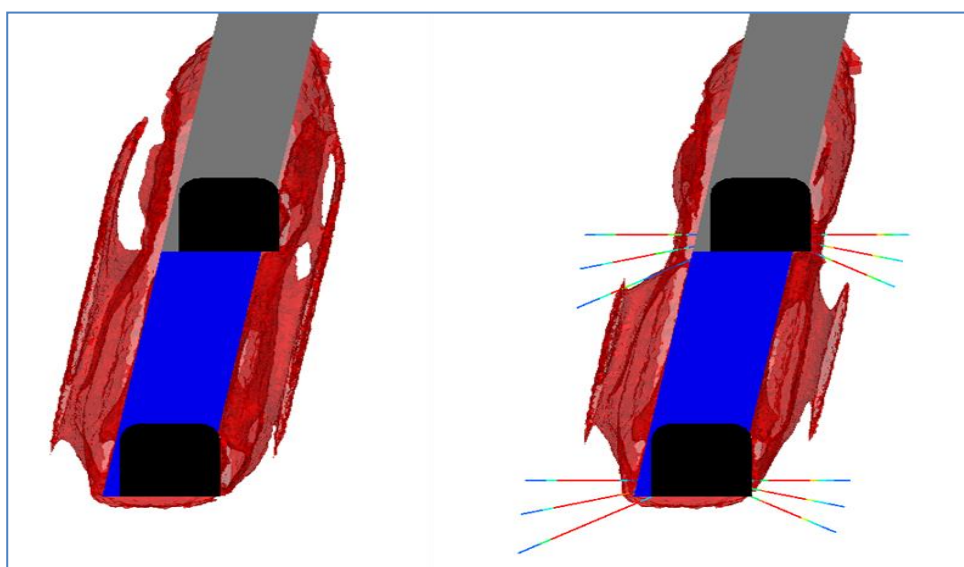
Com essa avaliação, é realizado o planejamento do melhor cenário para cabeamento das galerias de desenvolvimento, vital para a estabilidade das paredes do realce no processo de extração e enchimento (Figuras 28 e 29).

Figura 28 – Cabeamento das galerias de desenvolvimento



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 29 – Efeito do cabeamento na estabilidade da parede do realce



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

As dificuldades encontradas durante a operação na mina Pau a Pique, especialmente quanto à priorização da extração realizada de forma segura, causaram extrapolação dos custos orçamentários inicialmente previstos, com a necessidade de revisão completa do projeto e do método de lavra, conforme anteriormente mencionado.

Também para a avaliação geotécnica, houve necessidade da revisão, realizada com a elaboração de dois modelos geotécnicos:

- Longo/médio prazo: com o aprimoramento das classificações de forma mais ampla e com a interface com o modelo estrutural (contendo grandes estruturas); e
- Curto prazo: realizado concomitantemente com o desenvolvimento das galerias, com todas as estruturas integradas e mapeamento sistemático para classificação bem detalhada dos avanços e projeto dos suportes.

Além destes estudos, verificou-se ser fundamental o monitoramento topográfico sistemático, com indicação das deformações do maciço rochoso, e tomada de providências para ajustes da operação, de forma ágil e segura.

3.5 OPERACIONALIZAÇÃO

Neste trabalho, conceitua-se pela primeira vez a Unidade Reconciliável de Lavra – RMU (*Reconcilable Mining Unit*), definida como um ***sólido contendo o corpo mineral segmentado, diluído com rochas estéreis, de acordo com as condições tecnológicas e indicadores técnicos e econômicos assumidos, passível de ser lavrado e reconciliado com as demais etapas do sistema de reconciliação.*** O conceito de RMU é a base para a operacionalização dos recursos, e esta porção do corpo mineral passa a ser a célula de controle do processo de planificação e extração do minério. A determinação de uma RMU de grandes proporções em um local de alta complexidade geológica resultará em um alto grau de diluição interna e externa.

Neste trabalho, pelo conceito desenvolvido pelo autor, optou-se por utilizar o termo RMU a partir deste ponto, que pode, por vezes, coincidir com o SMU (definido no item 2.6.4), mas se destaca por ser o RMU uma unidade compatível com os parâmetros tecnológicos da lavra e não simplesmente com o teor do minério, cujas dimensões serão, na verdade, as maiores possíveis para que uma operação seja economicamente viável e reconciliável.

O primeiro passo para a operacionalização é dividir o depósito mineral em domínios tecnológicos (de acordo com sua classificação geotécnica, tipologia de minério, geometurgia, teores, etc.). Em cada região delimitada por estes domínios, as dimensões dos RMU e dos indicadores de lavra serão distintas, podendo indicar métodos de lavra diferentes por região (domínio) da mina. Em cada domínio é

imperativo amostrar o minério típico, caracterizar sua heterogeneidade, distribuição do ouro e mineralogia, bem como avaliar as condições geotécnicas.

Este processo é pré-requisito para a definição do método de lavra a ser adotado em cada domínio, necessário para a construção de um modelo economicamente confiável para a definição das reservas, principalmente quando o bem mineral é ouro e o depósito mineral é formado por veios estreitos, que é o caso do depósito desta pesquisa.

Após a concepção do RMU, foram implantados os modelos de longo e médio prazo, seguindo o fluxo apresentado na Figura 30, como proposta para incorporação das etapas na sistemática de planejamento da mina, para obtenção de um “*Strategic Life of Mine*” (SLOM) e de um “*budget*” com alta assertividade.

Figura 30 – Concepção do modelo de longo e médio prazo



Fonte: Elaborado pelo autor

A proposta do autor descrita na figura anterior incorpora diversos estudos em cada etapa do processo de viabilização do empreendimento, iniciando pelo modelo de recursos. Esta etapa não se restringe ao modelo geoestatístico de teores, sendo complementado com outros modelos essenciais no conhecimento do corpo mineral (geológico, geotécnico, estrutural, geoestatístico e de caracterização mineralógica). Quando a alternativa de lavra é uma mina subterrânea, como o caso estudado, a

construção de um modelo geotécnico regionalizado por domínios litoestruturais é imperativo na análise, como o é, também, a caracterização mineralógica associada aos tipos de minério presentes na jazida.

A etapa seguinte é a da revisão do corpo mineral, pelos domínios especificados e estudados no modelo de recursos, no tocante à sua viabilização econômica. Nesta etapa, define-se a reserva mineral, com uma análise criteriosa dos riscos inerentes às condições técnicas, econômicas, ambientais e de segurança industrial.

Além dos estudos para definição da rota de processo geometalúrgico, foram realizados amplos estudos dos domínios especificados na jazida, à luz da teoria e prática de amostragem, com aplicação de teste de heterogeneidade, acrescidos ao processo de viabilização e cálculo da reserva. No caso da mina Pau a Pique, a análise da heterogeneidade do minério, com realização de amostragem sistemática das galerias de desenvolvimento, indicou a necessidade de revisão do modelo de recursos, e como consequência, a adequação da viabilização da mina e de sua reserva.

À medida que a reserva tenha sido definida, com todos os estudos listados na Figura 34, com o “*Life of Mine*” (LOM) e o fluxo de caixa assegurados através um plano de longo prazo (LP), inicia-se um novo processo, a elaboração de um plano de extração do minério de médio prazo (MP), com horizonte de 3 anos (*budget*). Neste plano de médio prazo, o recurso a ser lavrado será reestudado através de uma campanha de sondagem mais adensada no espaço (*infill*). O objetivo principal da geração de dados pelo adensamento de malha é garantir a eficácia do plano e sua aderência quando da efetiva produção. Este processo deve ser repetido anualmente, incorporando conhecimento sistemático ao modelo de recursos.

A fase seguinte é a operacionalização dos recursos, definindo-se um novo RMU, uma vez que o nível de detalhe do conhecimento do corpo mineral a ser lavrado, principalmente em relação à sua espessura e condições geotécnicas, foi revisto. Como resultado, estabelece-se o SLOM, que é o LOM contendo a conversão de recursos inferidos, que não fazem parte da reserva, em indicados e medidos, os quais necessitam de estudos para incorporação futura e ampliação da vida útil da mina.

Após esta sequência, foi implantado também o modelo de curto prazo, com o fluxo descrito na Figura 31, para inclusão na estratégia de planejamento da mina e controle de teores.

Figura 31 – Construção do modelo de curto prazo



Fonte: Elaborado pelo autor

O modelo de curto prazo deve conter o máximo de informações possível, obtidas durante o processo de desenvolvimento operacional da mina, bem como durante a extração do corpo mineral. O período sugerido para a revisão deste modelo é de três meses, com horizonte de pelo menos seis meses adiantado.

Na etapa de modelagem e planejamento de curto prazo (CP), parte-se do projeto da mina definida no plano de médio prazo (MP), com o horizonte do *budget*. Neste ponto, o objetivo do plano e modelagem de CP é converter todos os recursos, no momento em que forem lavrados, em recurso medido, para correção no ajuste mensal do orçamento, sendo a base para o processo de reconciliação.

Os primeiros pontos-chave para o processo de modelagem de CP são o cálculo da adequada malha de sondagem representativa, a definição do processo de amostragem das frentes de lavra e o método de preparação de amostra. No caso da mina Pau a Pique, há dois processos para a definição do recurso medido a ser lavrado: leque de sondagem diamantada a cada 12,5 m e mapeamento e amostragem das galerias de avanço do desenvolvimento a cada 3,5 m.

Com as novas informações obtidas, um novo modelo de blocos foi elaborado, com reavaliação geoestatística e incorporação do mapeamento das frentes de lavra.

Com isto, foi concebido um novo RMU operacional. No caso de Pau a Pique, esse RMU é de 5 m x 12,5 m x espessura real do corpo. Faz parte do plano de CP a avaliação geotécnica de cada avanço, que, no caso estudado, coincide com o desmonte de rocha padrão para a operação dos realces. Esta avaliação geotécnica indica qual o suporte necessário para cada avanço, tanto no teto como do cabeamento das paredes das galerias.

4. RESULTADOS

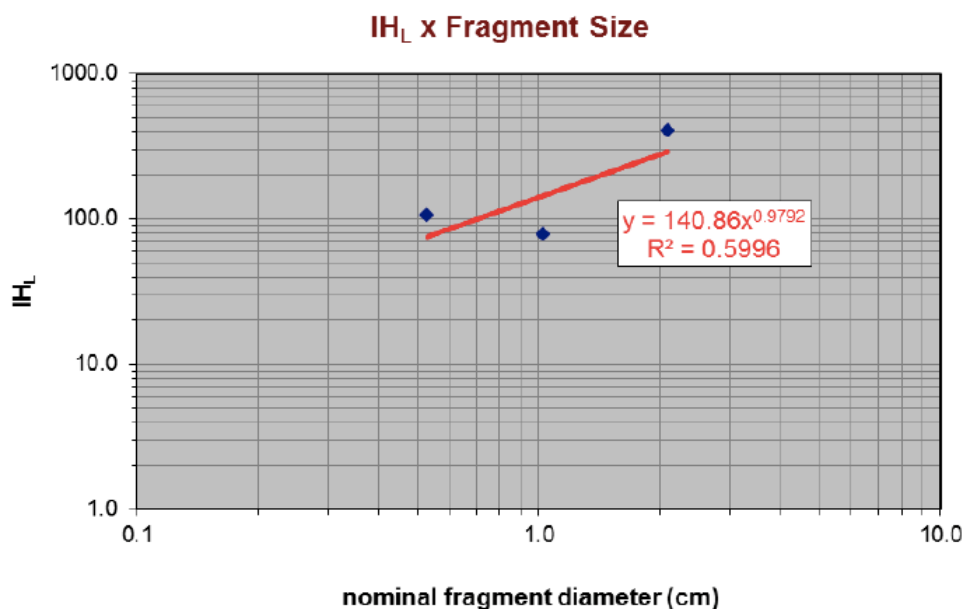
Nesta etapa dos trabalhos de pesquisa, em conjunto com a avaliação dos resultados obtidos pelo desenvolvimento da metodologia descrita no item anterior, foram também verificados, revisados e estabelecidos:

- Padrões formais de planejamento de lavra, incluindo todo o processo de planejamento de mina, como análise de risco, ventilação, geologia, geotecnia, topografia, perfuração e desmonte, suporte amostral, etc.;
- Formulários e documentos padronizados de acompanhamento de produção;
- Índices de produtividade e taxas de avanço das galerias, com definição de metas mensais;
- Plano para implantação do projeto, com acompanhamento integral do planejamento e operação de mina; e
- Reconciliação de todas as etapas da operação.

4.1 AMOSTRAGEM E HETEROGENEIDADE

Como resultado do teste de heterogeneidade, foi constatada uma alta variabilidade do minério, implicando na alteração de todo o processo de preparação e análise no laboratório, bem como na definição da massa mínima de amostra representativa de cada etapa do processo.

Os resultados do teste de heterogeneidade para o minério de Pau a Pique, divididos em dois conjuntos de 25 amostras por fração granulométrica cada, mostraram que a heterogeneidade é elevada relativamente a outras jazidas de ouro da região. O gráfico da Figura 32 mostra a correlação entre a estimativa do fator constante de heterogeneidade intrínseca (IH_L) e o tamanho nominal dos fragmentos (d) para o minério e foi construído a partir dos resultados das Figuras 37 e 38. No gráfico apresentado, “y” representa o IH_L e “x” representa o diâmetro nominal dos fragmentos. Maiores detalhes sobre o teste de heterogeneidade, o procedimento experimental e o tratamento dos resultados podem ser encontrados em Pitard (1993).

Figura 32 – Estimativa do fator constante de heterogeneidade IH_L 

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Tabela 5 – Resultados do teste de heterogeneidade – conjunto de dados 1

| size fraction | -25.4 +12.7 mm | | | -12.7 +4.76 mm | | | -6.35 +3.36 mm | | |
|---------------|----------------|----------|----------|----------------|----------|----------|----------------|----------|----------|
| # sample | ID | mass (g) | Au (g/t) | ID | mass (g) | Au (g/t) | ID | mass (g) | Au (g/t) |
| 1 | 200 | 691.5 | 2.94 | 100 | 165.1 | 2.66 | 500 | 33.1 | 7.90 |
| 2 | 201 | 544.3 | 1.25 | 101 | 137.2 | 7.33 | 501 | 41.4 | 4.29 |
| 3 | 202 | 733.2 | 3.25 | 102 | 150.1 | 0.98 | 502 | 32.9 | 9.32 |
| 4 | 203 | 479.9 | 2.89 | 103 | 150.7 | 3.54 | 503 | 38.6 | 1.27 |
| 5 | 204 | 419.0 | 1.03 | 104 | 134.1 | 2.40 | 504 | 37.6 | 4.40 |
| 6 | 205 | 602.8 | 3.69 | 105 | 146.8 | 9.08 | 505 | 31.7 | 1.17 |
| 7 | 206 | 661.8 | 2.93 | 106 | 122.6 | 7.58 | 506 | 33.6 | 7.35 |
| 8 | 207 | 415.4 | 0.99 | 107 | 133.0 | 2.79 | 507 | 30.7 | 0.58 |
| 9 | 208 | 306.4 | 2.37 | 108 | 142.0 | 1.75 | 508 | 38.7 | 0.31 |
| 10 | 209 | 534.5 | 4.78 | 109 | 144.1 | 2.49 | 509 | 35.0 | 1.16 |
| 11 | 210 | 634.6 | 0.21 | 110 | 141.0 | 2.35 | 510 | 36.9 | 7.53 |
| 12 | 211 | 475.4 | 1.41 | 111 | 126.5 | 1.01 | 511 | 29.6 | 0.37 |
| 13 | 212 | 446.4 | 4.53 | 112 | 118.8 | 9.74 | 512 | 26.9 | 6.41 |
| 14 | 213 | 708.6 | 5.48 | 113 | 127.6 | 4.98 | 513 | 27.8 | 23.86 |
| 15 | 214 | 487.9 | 1.29 | 114 | 135.4 | 1.58 | 514 | 25.5 | 5.36 |
| 16 | 215 | 455.3 | 2.24 | 115 | 145.0 | 7.40 | 515 | 28.2 | 47.19 |
| 17 | 216 | 560.3 | 2.96 | 116 | 140.0 | 9.45 | 516 | 27.3 | 1.31 |
| 18 | 217 | 396.8 | 2.04 | 117 | 162.4 | 1.44 | 517 | 29.1 | 1.85 |
| 19 | 218 | 561.6 | 1.28 | 118 | 142.2 | 6.03 | 518 | 26.9 | 0.05 |
| 20 | 219 | 500.8 | 1.29 | 119 | 151.1 | 2.53 | 519 | 24.7 | 7.21 |
| 21 | 220 | 451.1 | 1.67 | 120 | 148.1 | 1.55 | 520 | 25.1 | 8.81 |
| 22 | 221 | 682.6 | 3.62 | 121 | 145.2 | 2.59 | 521 | 27.0 | 1.44 |
| 23 | 222 | 637.7 | 1.26 | 122 | 143.0 | 3.80 | 522 | 28.1 | 2.05 |
| 24 | 223 | 378.3 | 1.80 | 123 | 139.3 | 4.56 | 523 | 26.1 | 1.96 |
| 25 | 224 | 421.2 | 0.41 | 124 | 147.0 | 3.07 | 524 | 25.0 | 0.63 |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Tabela 6 – Resultados do teste de heterogeneidade – conjunto de dados 2

| # sample | size fraction | -25.4+12.7 mm | | | -12.7+4.76 mm | | | -6.35+3.36 mm | | |
|----------|---------------|---------------|----------|-----|---------------|----------|-----|---------------|----------|--|
| | ID | mass (g) | Au (g/t) | ID | mass (g) | Au (g/t) | ID | mass (g) | Au (g/t) | |
| 1 | 250 | 541.2 | 0.56 | 150 | 139.4 | 1.40 | 550 | 28.5 | 6.68 | |
| 2 | 251 | 555.1 | 1.24 | 151 | 112.9 | 0.73 | 551 | 27.7 | 0.31 | |
| 3 | 252 | 392.2 | 2.56 | 152 | 122.0 | 0.34 | 552 | 34.1 | 0.73 | |
| 4 | 253 | 430.0 | 0.36 | 153 | 109.4 | 0.86 | 553 | 26.4 | 56.60 | |
| 5 | 254 | 426.1 | 0.22 | 154 | 131.0 | 3.19 | 554 | 31.8 | 1.52 | |
| 6 | 255 | 485.7 | 1.41 | 155 | 113.8 | 3.46 | 555 | 27.2 | 7.61 | |
| 7 | 256 | 505.9 | 2.24 | 156 | 123.2 | 1.33 | 556 | 26.8 | 1.66 | |
| 8 | 257 | 399.8 | 0.54 | 157 | 106.1 | 2.02 | 557 | 32.9 | 18.15 | |
| 9 | 258 | 374.2 | 3.55 | 158 | 114.7 | 5.89 | 558 | 28.4 | 5.74 | |
| 10 | 259 | 427.3 | 2.01 | 159 | 111.4 | 10.14 | 559 | 31.4 | 2.30 | |
| 11 | 260 | 516.0 | 6.70 | 160 | 127.4 | 1.32 | 560 | 29.8 | 4.06 | |
| 12 | 261 | 446.5 | 21.94 | 161 | 133.4 | 6.62 | 561 | 30.7 | 5.09 | |
| 13 | 262 | 427.1 | 0.62 | 162 | 122.2 | 1.63 | 562 | 29.1 | 1.11 | |
| 14 | 263 | 447.8 | 2.44 | 163 | 124.8 | 2.46 | 563 | 28.4 | 6.03 | |
| 15 | 264 | 462.6 | 3.01 | 164 | 120.1 | 3.28 | 564 | 38.1 | 0.17 | |
| 16 | 265 | 427.5 | 11.40 | 165 | 124.9 | 0.97 | 565 | 34.3 | 2.35 | |
| 17 | 266 | 488.4 | 1.97 | 166 | 129.4 | 5.92 | 566 | 35.6 | 1.34 | |
| 18 | 267 | 398.5 | 0.36 | 167 | 108.2 | 3.81 | 567 | 29.9 | 0.69 | |
| 19 | 268 | 487.8 | 1.69 | 168 | 102.8 | 3.65 | 568 | 34.2 | 122.50 | |
| 20 | 269 | 449.6 | 0.76 | 169 | 132.3 | 1.16 | 569 | 32.3 | 1.10 | |
| 21 | 270 | 408.4 | 0.92 | 170 | 116.4 | 3.77 | 570 | 36.8 | 4.79 | |
| 22 | 271 | 383.0 | 2.32 | 171 | 108.2 | 24.85 | 571 | 28.2 | 0.65 | |
| 23 | 272 | 503.2 | 1.26 | 172 | 121.5 | 3.11 | 572 | 27.7 | 2.54 | |
| 24 | 273 | 450.9 | 1.11 | 173 | 126.1 | 8.73 | 573 | 26.8 | 26.46 | |
| 25 | 274 | 498.2 | 1.22 | 174 | 121.5 | 7.50 | 574 | 32.4 | 2.92 | |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Com base nos resultados obtidos (Figura 36 e Tabelas 5 e 6), foi avaliado o protocolo de amostragem e preparação de amostras existente para as amostras de canaleta (Tabela 7) e um novo protocolo otimizado foi proposto (Tabela 8). As tabelas mostram, para cada etapa do protocolo, as massas dos lotes (*initial mass*), as massas das amostras (*final mass*), o diâmetro nominal dos fragmentos (dn), o fator de heterogeneidade intrínseca (IHL), as variâncias e os desvios padrão relativos do erro fundamental de amostragem, $s^2(\text{FSE})$ e $s(\text{FSE})$, respectivamente.

Tabela 7 – Protocolo de amostragem anterior

| stage | initial mass (g) | final (g) mass (g) | dn (cm) | IHL | rel var $s^2(\text{FSE})$ | rel dev $s(\text{FSE})$ rel |
|-----------------------------------|------------------|--------------------|---------|--------|---------------------------|-----------------------------|
| 1. Primary sampling | 200000 | 10000 | 2.0 | 312.75 | 0.0297 | 17.2% |
| 2. Crushing | 10000 | 10000 | 0.2 | 6.56 | 0.0000 | 0.0% |
| 3. Quartering | 10000 | 500 | 0.2 | 6.56 | 0.0125 | 11.2% |
| 4. Pulverization | 500 | 500 | 0.0106 | 0.047 | 0.0000 | 0.0% |
| 5. Selection of analytical sample | 500 | 50 | 0.0106 | 0.047 | 0.0009 | 2.9% |
| TOTAL | | | | | 0.0430 | 20.7% |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Tabela 8 – Protocolo de amostragem otimizado

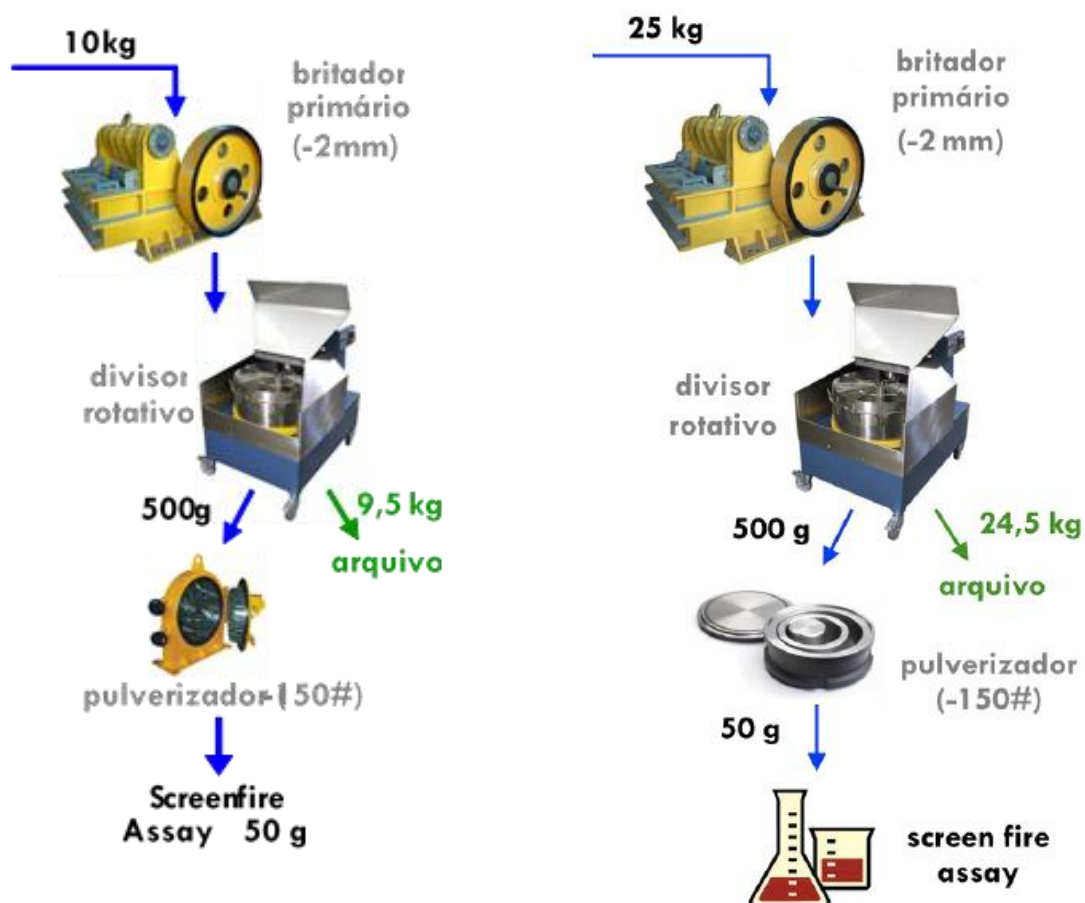
| stage | initial mass (g) | final (g) mass (g) | dn (cm) | IH _L | rel var s ² (FSE) | rel dev s(FSE) rel |
|-----------------------------------|------------------|--------------------|---------|-----------------|------------------------------|--------------------|
| 1. Primary sampling | 1.5E+10 | 25000 | 2.0 | 312.75 | 0.0125 | 11.2% |
| 2. Crushing | 25000 | 25000 | 0.2 | 6.56 | 0.0000 | 0.0% |
| 3. Quartering | 25000 | 500 | 0.2 | 6.56 | 0.0129 | 11.3% |
| 4. Pulverization | 500 | 500 | 0.0106 | 0.047 | 0.0000 | 0.0% |
| 5. Selection of analytical sample | 500 | 50 | 0.0106 | 0.047 | 0.0009 | 2.9% |
| TOTAL | | | | | 0.0262 | 16.2% |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

O cálculo da variância do erro fundamental para o protocolo anterior de amostragem mostrou que a etapa crítica do protocolo era a etapa de coleta da amostra primária na frente de lavra, na galeria de desenvolvimento. Selecionando-se uma massa maior da amostra primária (25 kg em vez de 10 kg), garantiu-se um desvio total menor que 16%, valor este recomendado por Pitard (1993). Recomendou-se, portanto, que a massa da amostra primária fosse de, no mínimo, 25 kg, e que as amostras fossem analisadas por *screen fire assay* em vez de *fire assay*, visto que, para minérios com ouro grosso, a técnica de *fire assay* pode mascarar o teor real da amostra, pois as pepitas de ouro podem ser perdidas durante a seleção da amostra analítica.

Os fluxogramas do protocolo de amostragem anterior e do protocolo otimizado são apresentados na Figura 33.

Figura 33 – Ilustrações dos protocolos de amostragem anterior e otimizado



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

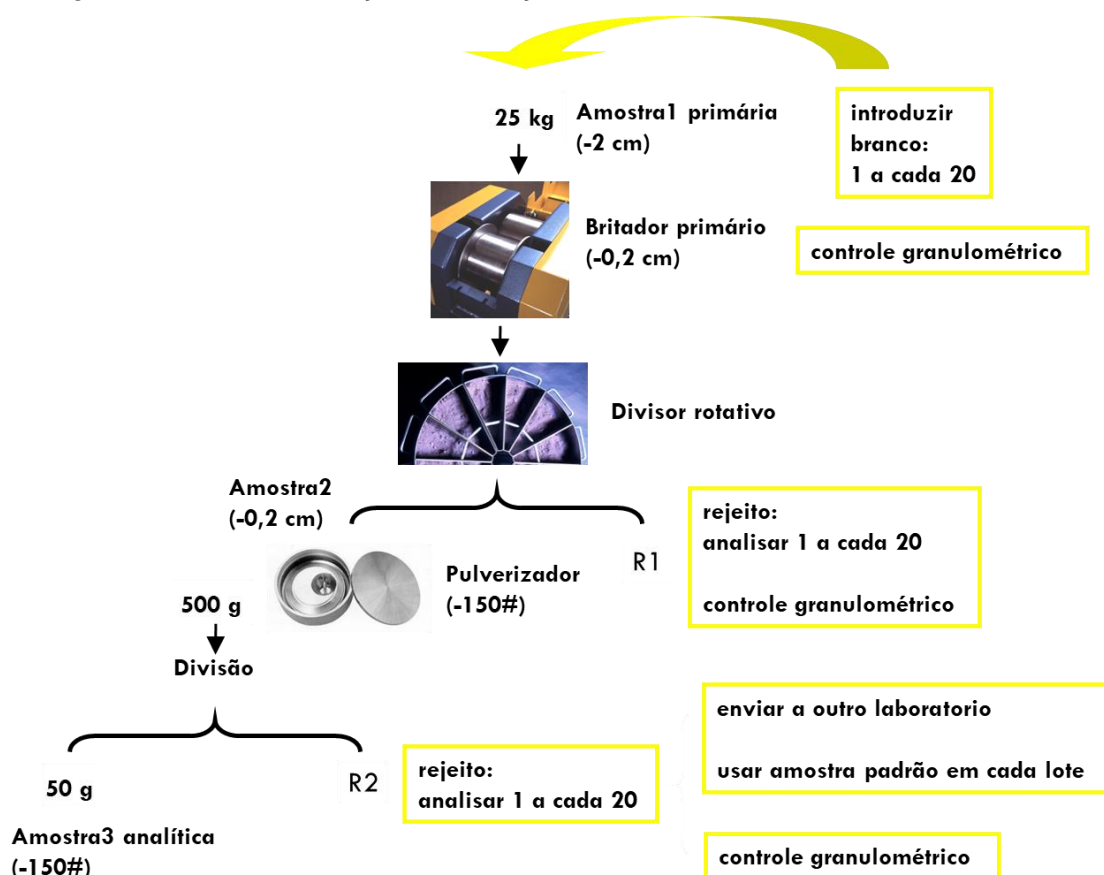
Dentre as informações obtidas pela análise dos testemunhos da sondagem de curto prazo, amostragem de canaletas e mapeamento geológico das frentes de lavra, verificou-se a existência de dois domínios da mineralização dentro do corpo considerado minério e delimitado no modelo de recursos, em quase todas as seções mapeadas e amostradas ao longo das galerias de desenvolvimento da mina. Concluiu-se que a alta heterogeneidade advém da mistura desses domínios nas amostras coletadas como minério, domínios estes que não foram separados ou previstos no método da lavra proposto pelo estudo de viabilidade e, portanto, houve mistura de ouro grosso e ouro fino nas amostras usadas no teste.

Outra conclusão feita foi a de que as amostras de canaleta, coletadas para representar a seção da galeria de desenvolvimento, não tinham a qualidade necessária para a elaboração dos modelos de curto-prazo e consequente preparação do planejamento de curto-prazo, o que é fundamental para a elaboração dos planos de produção. Também é de grande importância a realização sistemática do

mapeamento das frentes de avanço das galerias, para a correta delimitação do corpo mineralizado e dos domínios da mineralização.

A revisão do programa de amostragem e a realização do teste de heterogeneidade foram determinantes para o sucesso da operação futura da mina, tendo sido revisto o processo de mapeamento e tomada da amostra da galeria de desenvolvimento antes de cada desmote. Foram revistos, também, os procedimentos de QA/QC na preparação de amostras no laboratório, com a recomendação ilustrada pela Figura 34.

Figura 34 – Recomendação de inserção de controles – QA/QC



Fonte: Elaborado por Chierigati (2016)

Outra alteração realizada no processo foi a técnica de análise química. Verificou-se que existia um erro sistemático significativo (+25,5%) entre as técnicas de *fire assay* padrão e *screen fire assay*, indicando enviesamento da técnica de *fire assay*. Pitard e Stevens (2011) sugerem que, para jazidas que apresentam partículas de ouro maiores que 80 μm , somente a técnica de *screen fire assay* deve ser utilizada

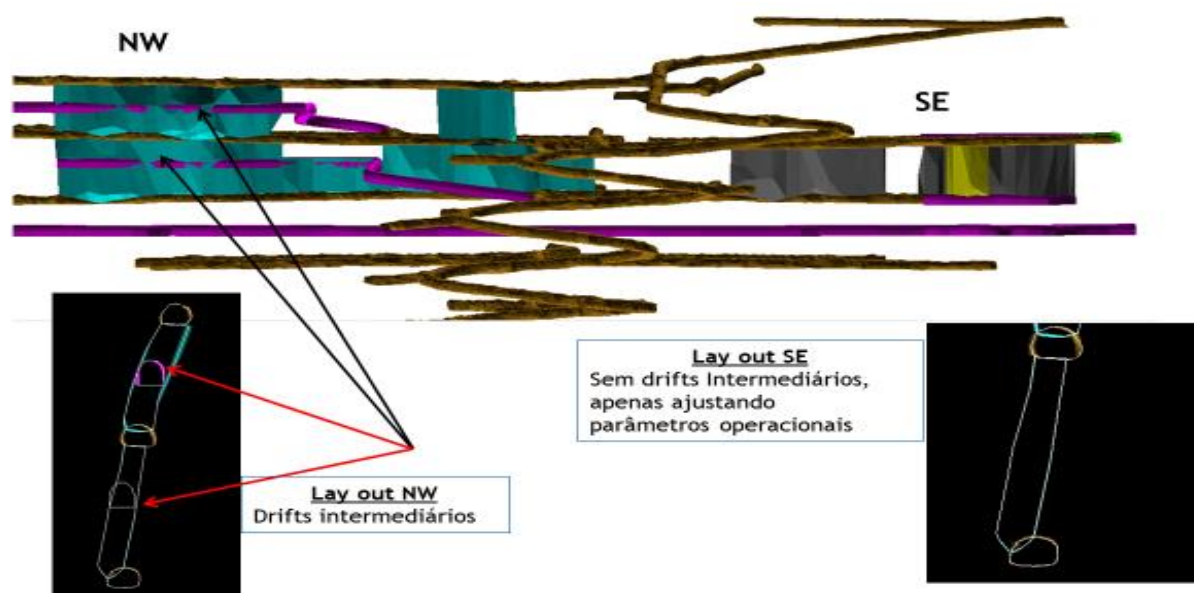
para a estimativa de teores. Com a previsão de liberação das frentes produtivas com ouro grosso e devido à alta heterogeneidade do corpo mineral, esta técnica é imperativa para a correta estimativa e a previsibilidade de produção de ouro na jazida de Pau a Pique.

4.2 RECURSO OPERACIONALIZADO

Com base na metodologia descrita para a operacionalização dos recursos, foi implantado em 2014 na mina Pau a Pique um novo processo, com a elaboração dos modelos de médio e curto prazos, sequenciamento da lavra, definição de RMU operacional e implantação de novas técnicas quanto ao controle geotécnico no processo de extração do minério.

A Figura 35 mostra o *layout* da mina, com veio estreito variando entre 1,0 e 3,0 metros de espessura.

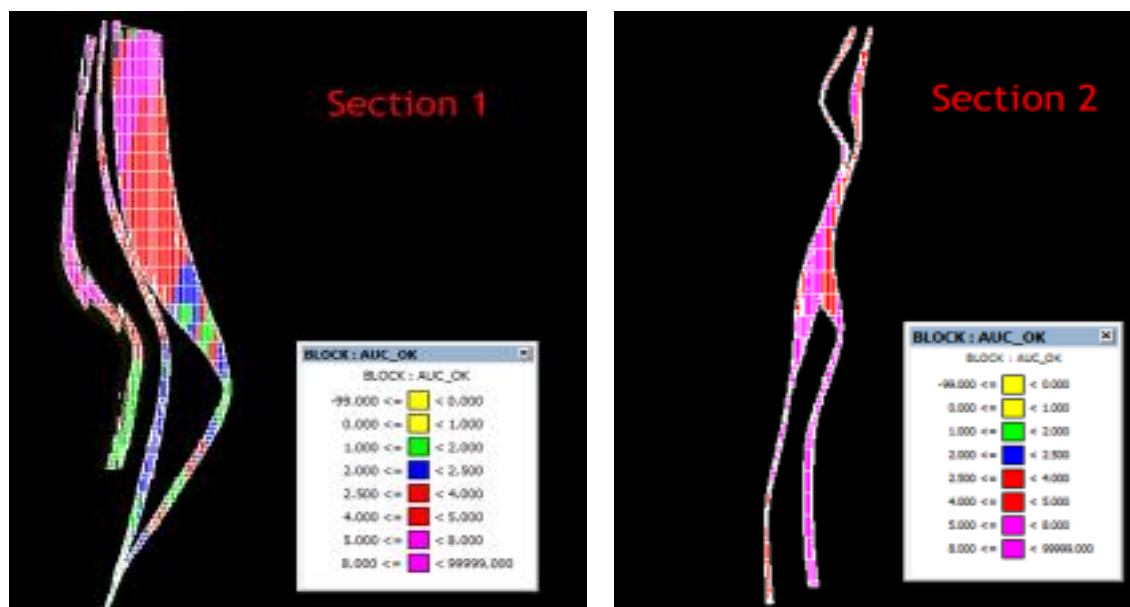
Figura 35 – Mina subterrânea com veios sub-verticais



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

A Figura 36 mostra a irregularidade do corpo mineralizado, o que torna a operação mineira um grande desafio para realizar uma lavra rentável.

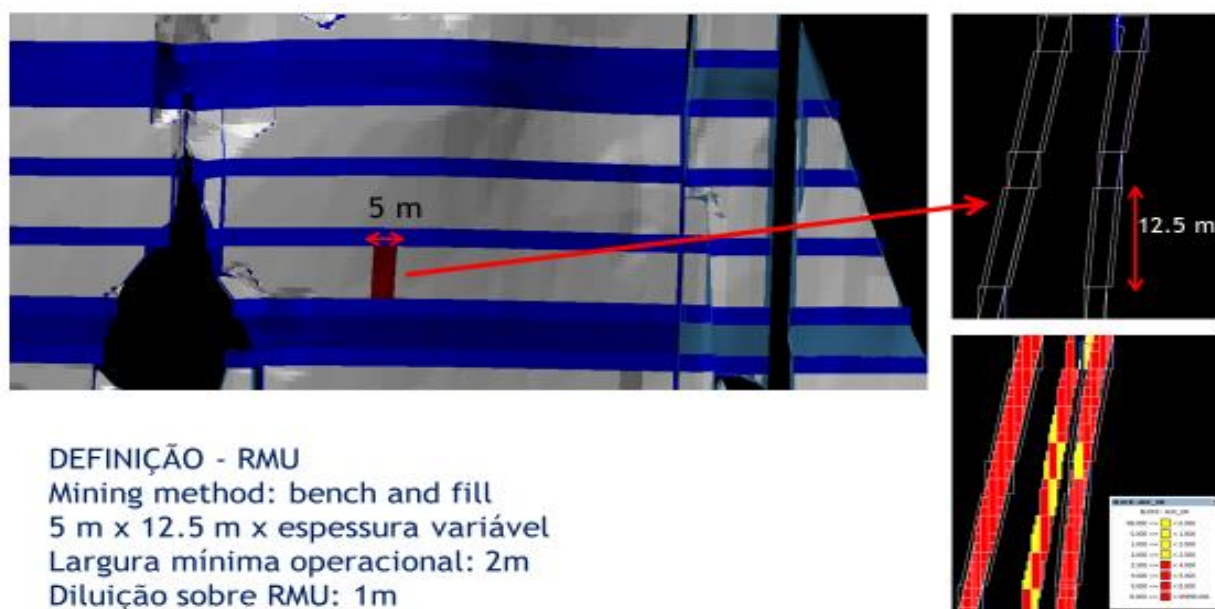
Figura 36 – Modelo geológico da mina Pau a Pique



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Conforme ilustrado na Figura 37, as dimensões dos RMU foram estabelecidas, em função da espessura real do corpo e das condições geotécnicas das rochas encaixantes.

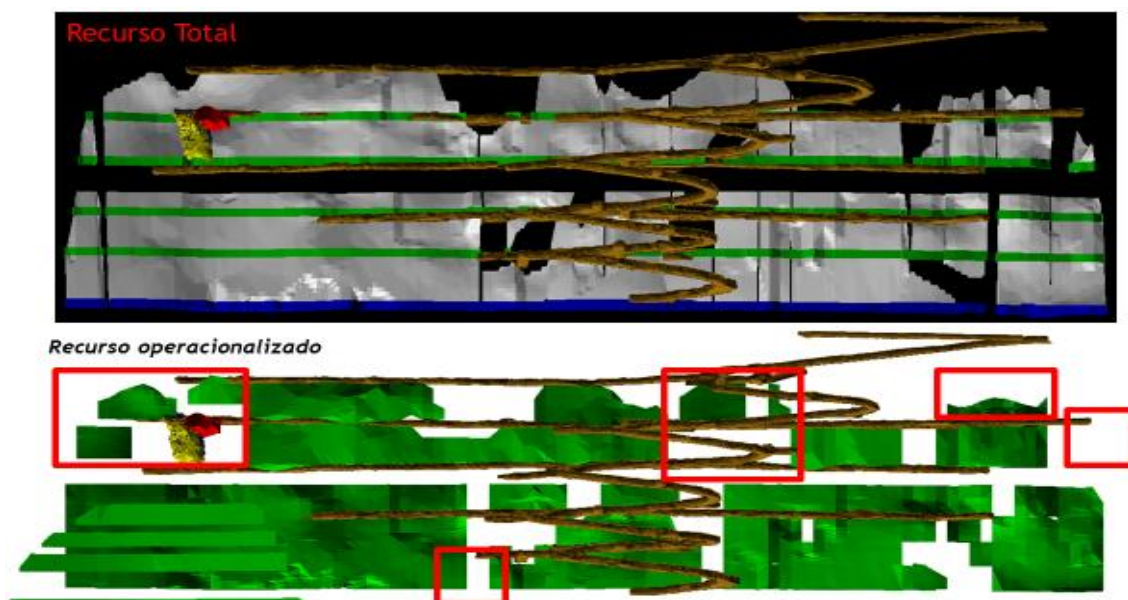
Figura 37 – Definição de RMU



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Na Figura 38, o modelo de recurso operacionalizado é comparado com o modelo de recurso de longo prazo preparado pela equipe de exploração.

Figura 38 – Recurso operacional para desenho da reserva



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

A Figura 39 detalha o memorial de cálculo (fluxo de processo RMU), desde a origem do modelo de recursos, com posterior desconto da recuperação na lavra (pilares), com cálculo do recurso liberado para desenho. Após esta etapa foram desenhados os RMU e os realces liberados, com diluição estimada.

Figura 39 – Memorial de cálculo do RMU

| | Resources (1) | Mineable Stope (2) | RMU (3) | | | |
|----------------------------|------------------------|-------------------------------|----------------------------|-----------------------|------------|-----------------------------------|
| Tonnes | 1.821.048 | 1.726.952 | 1.321.970 | | 69% | 62% |
| Grade (g/t) | 4,98 | 3,84 | 4,72 | | | |
| Au (oz) | 291.719 | 213.062 | 200.562 | | | |
| | 13% | 0,02% | 87% | | | |
| Modelo geológico | | | | | | |
| | Pillar (layout) | Resource over roof 404 | resource for design | Mineable Stope | RMU | RMU(including mine factor) |
| Tonnes | 231.361 | 524 | 1.589.163 | 1.726.952 | 1.321.970 | 1.321.970 |
| Grade (g/t) | 5,05 | 3,21 | 4,97 | 3,84 | 4,72 | 4,28 |
| Au (oz) | 37.550 | 54 | 254.115 | 213.062 | 200.562 | 182.016 |
| | | | | 84% | 85% | 91% |
| Recuperações/Perdas | | | | | | |
| | | | | | 72% | |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Conforme Figura 39, no resultado final foi calculado o MCF obtido da reconciliação mina x usina, e chegou-se a um resultado preocupante, verificando que apenas 62% do conteúdo de ouro, em onças, estimado no recurso liberado para desenho foram realmente aproveitados para o plano de produção de longo prazo (LOM). Todo este processo foi feito após um ano de operação, com economicidade negativa da operação mineira e levando à necessidade de uma revisão completa do projeto, adequando-o à realidade. Os processos de cálculo do RMU e da reconciliação proativa mina x usina foram vitais para a elaboração de um novo plano de produção efetivamente confiável.

4.2.1 Modelagem

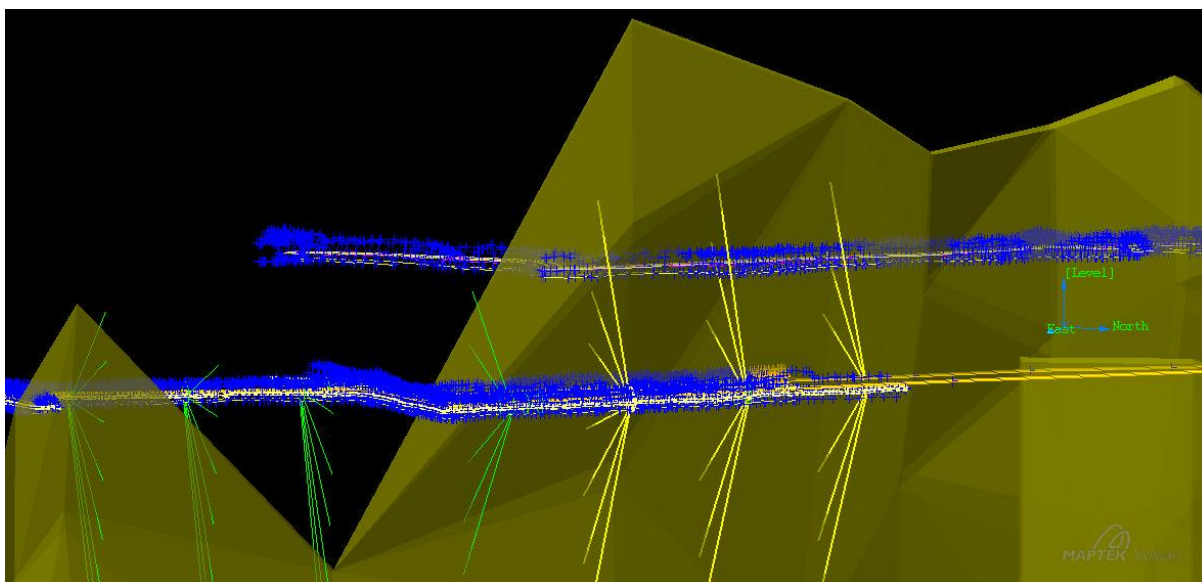
A equipe de geologia de mina implementou o conceito de modelo integrado entre longo prazo (Figura 41), médio prazo (Figura 42) e curto prazo, incorporando os resultados das análises das amostras de canaleta nas galerias de desenvolvimento (Figura 43). Os modelos utilizaram os seguintes parâmetros:

Figura 40 – Modelamento pau a pique

| | Longo Prazo | Médio Prazo | Curto Prazo |
|--------------------------|--------------------|--------------------|----------------------|
| • Espaçamento da malha: | 25m | 12,5m x 15m | 12,5m x 15m + canais |
| • Elipsóide de busca: | 28m x 14m x 4m | 14m x 7m x 2m | 14m x 7m x 2m |
| • Blocos: | 3m x 3m x 3m | 1m x 1m x 1m | 1m x 1m x 1m |
| • Compósito: | | | 1m por amostra |
| • <i>Capping</i> 30 g/t: | | | 3% das amostras |

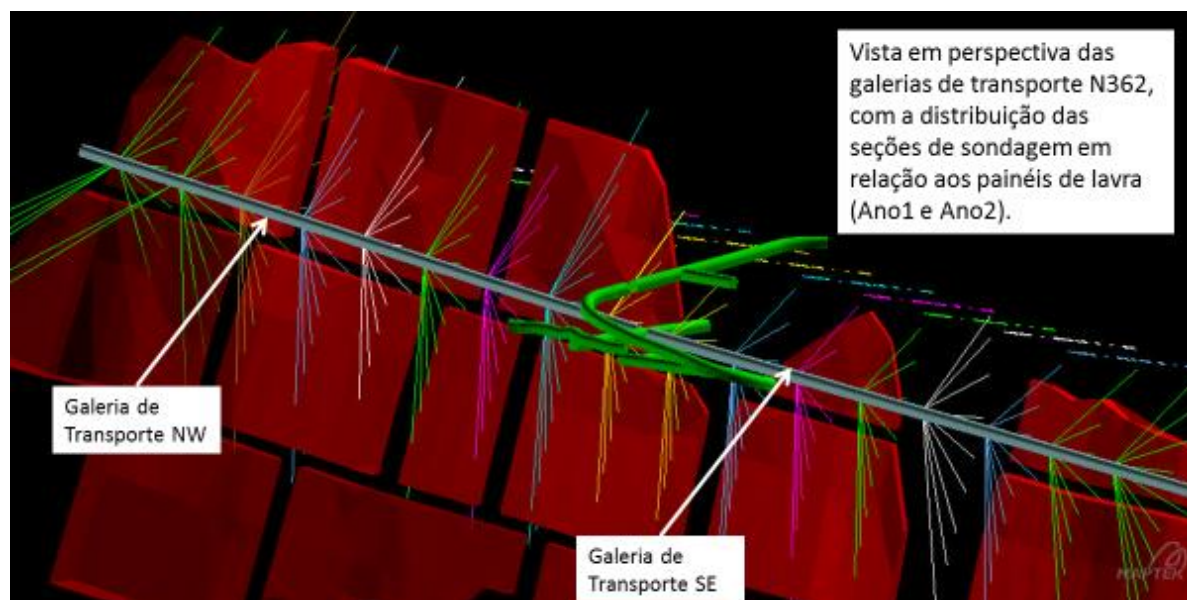
Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 41 – Modelo de longo prazo, espaçamento da malha de 25 m



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 42 – Modelo de médio prazo, espaçamento da malha de 12,5 m



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 43 – Acompanhamento dos resultados a cada desmote (3,5 m)



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

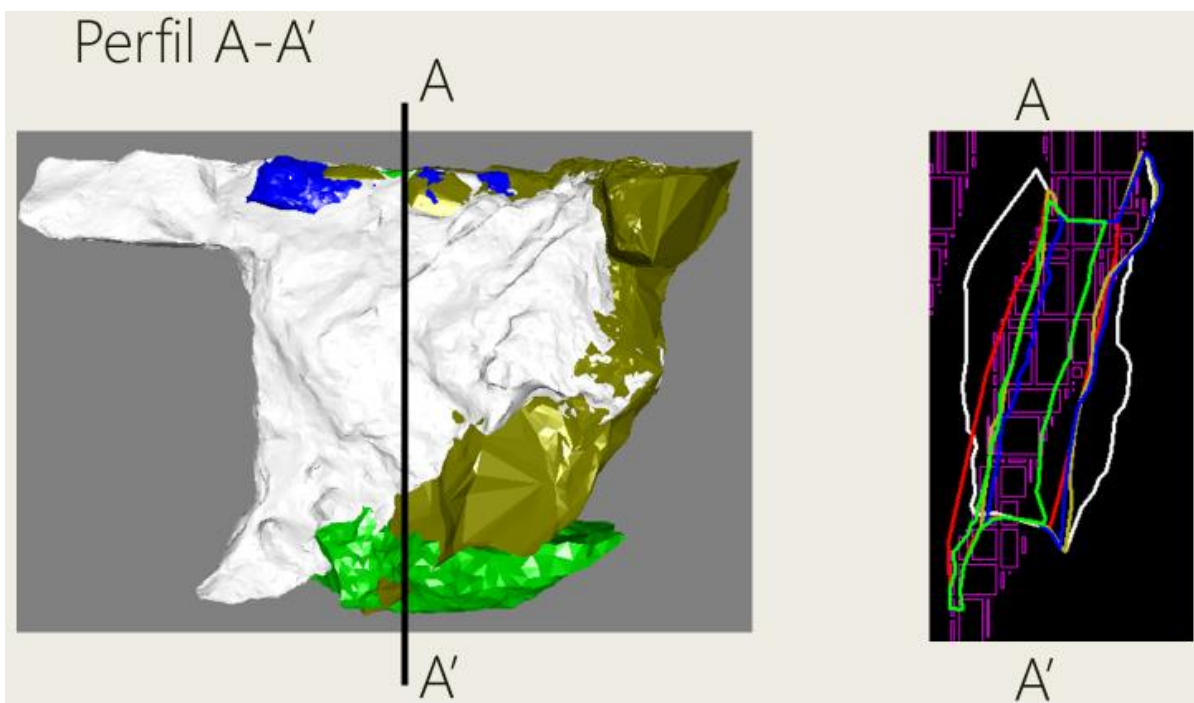
Este trabalho demandou grande intensidade das equipes, com processamento diário das informações obtidas no controle da lavra, além da revisão mensal dos modelos de teores e geotécnico. Este processo assegurou uma alta precisão no desenho das galerias e dos realces, elaborados pela equipe de planejamento.

4.2.2 Diluição de teores

Verificou-se que o enchimento dos realces deve ocorrer concomitantemente à extração, uma vez que o realce não suporta esta abertura por muito tempo e que o *stand up time* (tempo para início do enchimento) para esta mina, em realces maiores que 20 metros, é de poucas horas.

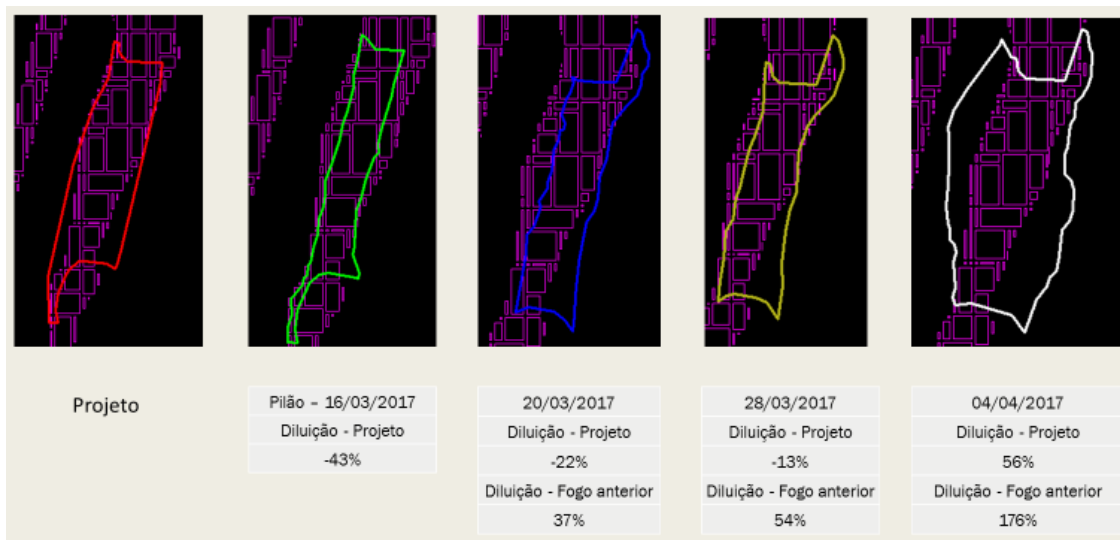
As Figuras 44, 45, 46 mostram a dificuldade de se controlar a diluição no processo produtivo tanto no realce quanto nas galerias de desenvolvimento dentro do corpo mineralizado.

Figura 44 – Ilustração da diluição no Perfil A-A'



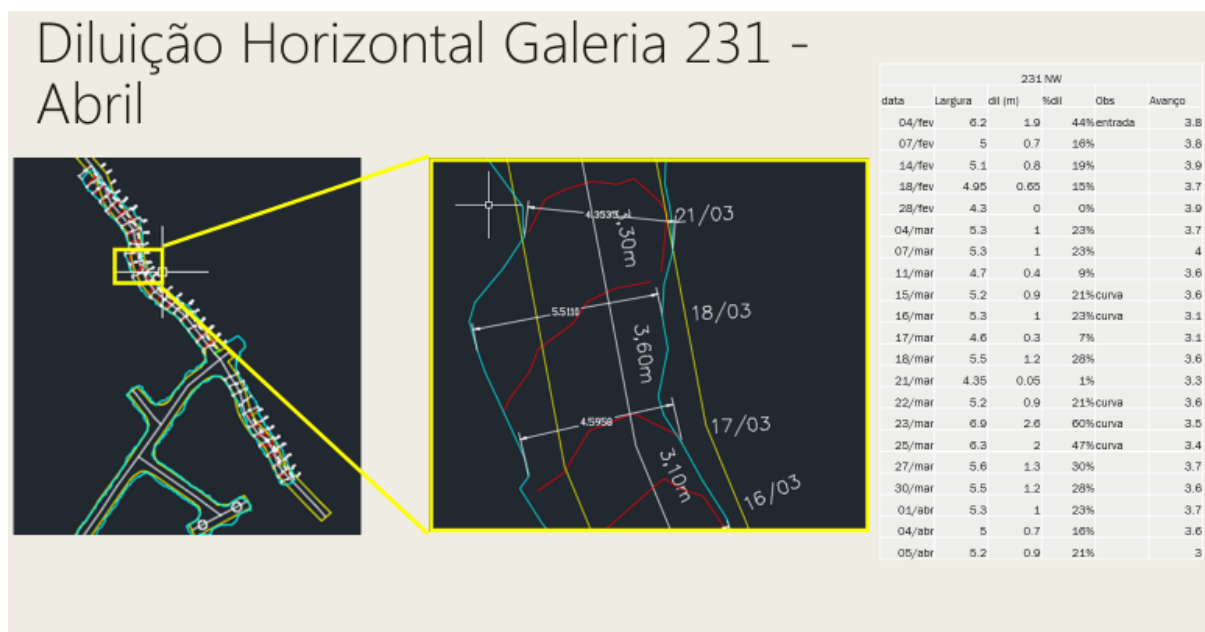
Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 45 – Ilustração da diluição, nas diversas etapas e datas



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 46 – Ilustração da diluição horizontal



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

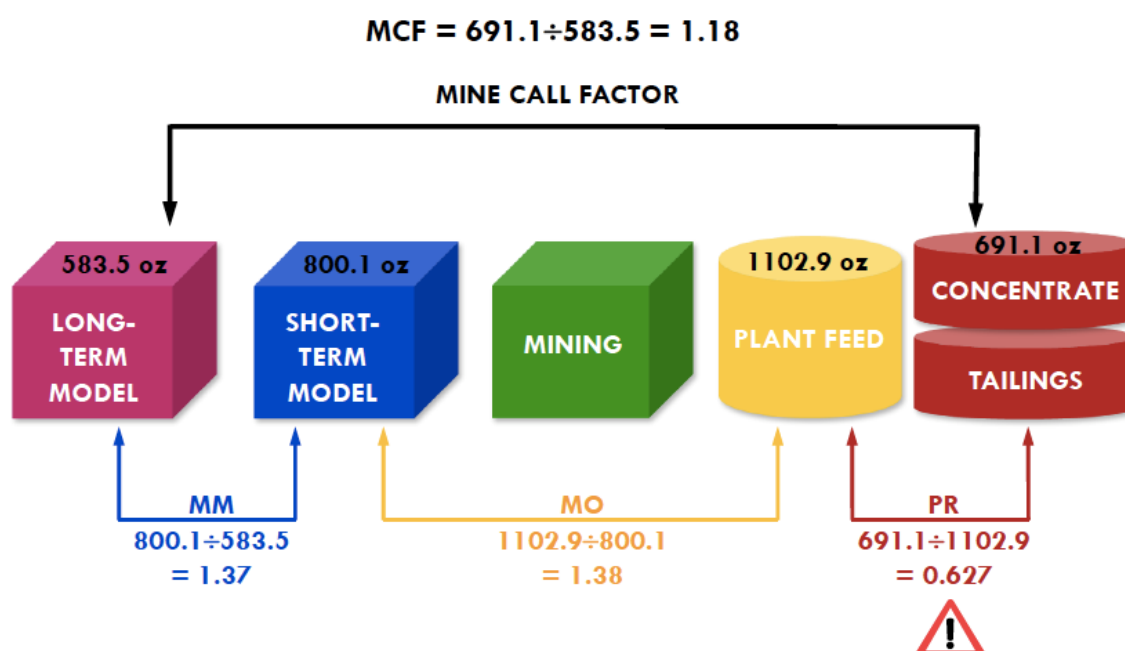
Desta forma, percebeu-se que o controle da diluição poderá ser minimizado através dos seguintes procedimentos:

- Os desmontes devem ser trabalhados de forma a garantir uma baixa razão de carga, assim como uma baixa carga máxima por espera, a fim de minimizar as vibrações;
- Os diâmetros de perfuração devem ser de no máximo 2";
- Devem ser feitas as medidas de desvios (topograficamente ou com inclinômetros) para que o carregamento possa ser ajustado à condição do projeto;
- Os painéis devem estar cabeados no HW (*Hang Wall*) e FW (*Foot Wall*), para controlar deslocamentos das encaixantes;
- Nenhuma lavra será executada se não houver cabos instalados no HW e FW, e para todas as outras partes da mina, deve ser incluída uma galeria intermediária;
- O teor de corte de lavra deve ser de 2 g/t; e
- A diluição mínima operacional deve ser planejada em 15%, além da diluição das encaixantes presentes na SMU (0,5 m para FW e 0,5 m para HW).

4.3 RECONCILIAÇÃO

A reconciliação da operação do ano 2012 indicou alta diluição e grandes surpresas em relação aos teores planejados *versus* os teores alimentados na usina, como mostra a Figura 47, com base na Figura 14 apresentada anteriormente (pág.37).

Figura 47 – Reconciliação realizada em 2012



Fonte: Elaborado pelo autor, adaptado de Chieregati (2013)

Em 2013 o processo de reconciliação indicou uma baixa conversão dos recursos em reserva efetiva (62%). Foi realizado um novo trabalho de amostragem na mina e na usina, indicando a necessidade de adensamento da malha de sondagem para espaçamento de 12,5 metros.

Os resultados apresentados nas Tabela 9 e Figura 48 foram obtidos entre setembro e outubro de 2017, quando do início da retomada da operação dos realces.

Tabela 9 – Reconciliação parcial - desenvolvimento

| Níveis | Longo prazo P&E | | | Curto prazo (12,5x12,5) | | | Realizado (MCP) | | | Movimentação Mina | | |
|--------|-----------------|------|-------|-------------------------|------|-------|-----------------|------|-------|-------------------|------|-------|
| | massa | teor | oz | massa | teor | oz | massa | teor | oz | Total | Teor | oz |
| 231 | 1181.5 | 2.8 | 106.9 | 1181.6 | 2.5 | 96.1 | 1439.2 | 2.4 | 110.3 | 1404 | 3.0 | 133.8 |
| 214 | 1519.1 | 1.8 | 87.2 | 1519.1 | 2.1 | 102.0 | 2065 | 1.9 | 124.0 | 1728 | 1.6 | 88.2 |
| 201 | 843.9 | 1.7 | 47.2 | 1012.9 | 2.8 | 92.7 | 1091.7 | 2.8 | 97.6 | 1188 | 3.5 | 135.2 |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 48 – Planejado x realizado (231NW)



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Os indicadores de reconciliação foram muito bons, tanto no avanço das galerias quanto da lavra primária dos realces, cujos resultados são mostrados nas Tabelas 10 e 11. O indicador MM (*Mine Model*) foi positivo, indicando um modelo LP mais aderente à realidade. Nas reconciliações anteriores o MM sempre foi inferior a 75%. Quanto ao MO (*Mine Operation*), a evolução da qualidade da escavação foi muito grande, de 100%, o que representa uma ótima engenharia no projeto do realce e operação bastante aderente.

Tabela 10 – Base de cálculo da reconciliação

| Blocos de origem | Cubagem do bloco no Modelo de longo Prazo (P&E) | | | Cubagem do bloco no Modelo de Médio Prazo (PPQ) | | | Cubagem do bloco no Modelo de Curto Prazo (PPQ) | | | MM 1 (curto/ longo) | MM 2 (curto/medio) | MM 3 (medio/longo) |
|------------------|---|------------|-------|---|------------|-------|---|------------|-------|------------------------|-----------------------|-----------------------|
| | Minério | | | Minério | | | Minério | | | | | |
| | Massa (t) | Teor (g/t) | Oz. | Massa (t) | Teor (g/t) | Oz. | Massa (t) | Teor (g/t) | Oz. | | | |
| Stope1N214 | 1,379.7 | 8.0 | 354.4 | 3,116.0 | 4.0 | 402.7 | 3,754.0 | 4.3 | 515.4 | 145% | 128% | 114% |
| Stope2N201 | 1,883.0 | 2.8 | 169.5 | 3,342.0 | 2.1 | 221.3 | 3,342.0 | 2.6 | 283.7 | 167% | 128% | 131% |

| Stope Planejado | | | | | | Diluição planejada | MP | Stope Executado | | | | |
|-----------------|------------|-------|-----------|------------|----------------|--------------------|------------|-----------------|-----------|-------|---------|-------------|
| Minério | | | Estéril | Teor Médio | Massa total(t) | | | Minério | | | Estéril | Massa Total |
| Massa (t) | Teor (g/t) | Oz. | Massa (t) | (g/t) | | Massa (t) | Teor (g/t) | Oz. | Massa (t) | (t) | (g/t) | |
| 3,577.5 | 4.0 | 477.8 | 1,096.3 | 3.2 | 4,673.8 | 21% | 93% | 6,626.0 | 2.3 | 492.1 | 6,626.0 | 2.3 |
| 1,736.6 | 3.4 | 220.1 | 947.8 | 2.6 | 2,684.4 | 24% | 78% | 2,922.0 | 2.2 | 206.7 | 2,922.0 | 2.2 |

| Overbreak | | | | Underbreak | | | | Diluição Operacional | Recuperação Oz. | Diluição Total | oz. Esperadas | MO | MCFr | | |
|-----------|------------|---------|------------|------------|-----------|------------|------------|----------------------|-----------------|----------------|---------------|-----|-------|------|--------|
| Minério | | Estéril | Teor Médio | Minério | | Estéril | Teor Médio | | | | | | | | |
| Massa (t) | Teor (g/t) | Oz. | Massa (t) | (g/t) | Massa (t) | Teor (g/t) | Oz. | Massa (t) | (g/t) | | | | | | |
| | | | 2254.0 | 0.3 | | | 7.8 | 302.00 | 0.8 | 38% | 103% | 43% | 444.4 | 103% | 138.8% |
| | | | 680.0 | 0.5 | 425.40 | 2.20 | 30.1 | | | 16% | 94% | 35% | 204.7 | 94% | 121.9% |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Tabela 11 – Matriz de Reconciliação

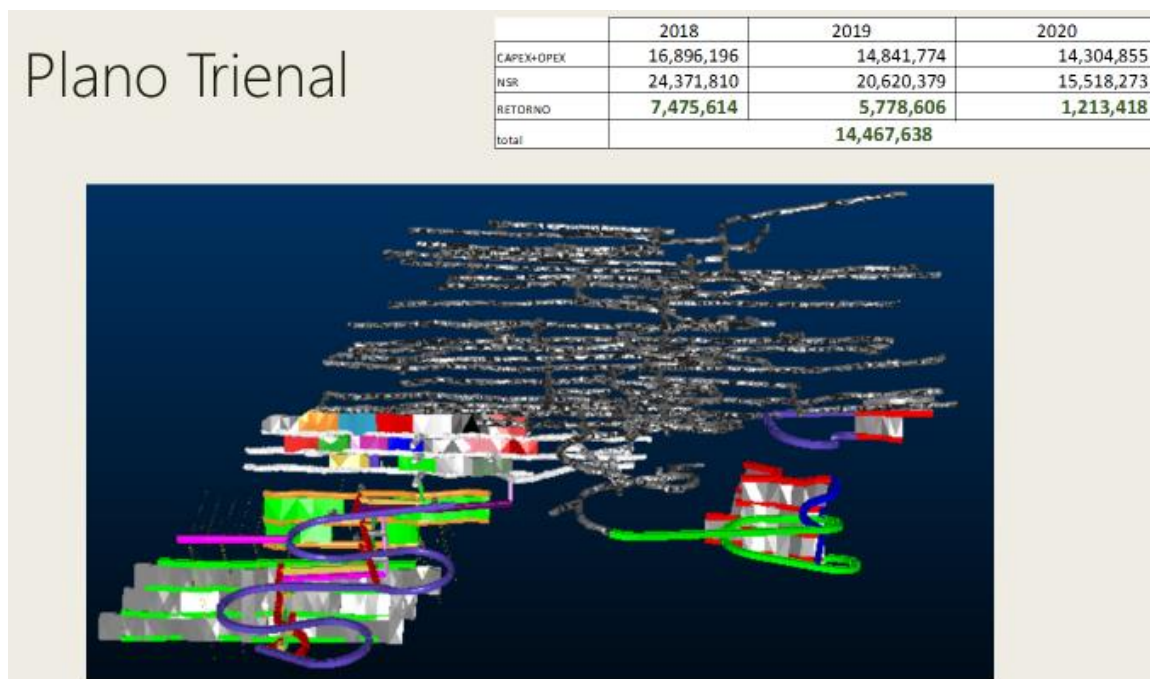
| Reconciliation Matrix | | | | |
|---------------------------|--------------------|----------------------|----------|-------------|
| | Reserv Mid term | Reserv Short term | Planning | Operation |
| | | | | MCF |
| | | | | 112% |
| Indicators (%) | | | MM | MP |
| | | | 128% | 87% |
| Grade (g/t) | 3.01 | 3.50 | 2.95 | 2.28 |
| Ore Mass (t) | 6,458 | 7,096 | 7,358 | 9,548 |
| Metal Content (oz) | 624 | 799 | 698 | 699 |
| Dilution (%) | | | 15.8% | 22.8% |
| Total Dilution (%) | | | | 35.0% |
| OZ. Recover (%) | | | | 100.1% |

Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Usando-se como base a Figura 14, foram reconciliados completamente dois realces, com o indicador MM positivo, ou seja, houve um maior conteúdo metálico no modelo de CP e uma ótima recuperação de lavra, comparado com o que havia sido planejado, com uma diluição parcial de 15,8%. A diluição total foi de 35%, compatível com o valor orçado e com o método de extração do minério.

Após a constatação de resultados semelhantes na alimentação da usina, foi concebido um plano de produção para o triênio 2018, 2019 e 2020, com previsão de resultados econômicos auspiciosos, representados na Figura 49.

Figura 49 – Plano trienal (2018-2019-2020)



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

4.3.1 Reconciliação 2018 e 2019

Como procedimento padrão da empresa, são feitas planilhas diárias de dados de produção. Estes dados são agrupados e registram mensalmente a quantidade compreendida para cada realce, atribuindo um código específico para cada. Elas também são classificadas pela sua finalidade (desenvolvimento da galeria ou realce). A planilha fornecida pela empresa engloba todas as etapas de mineração:

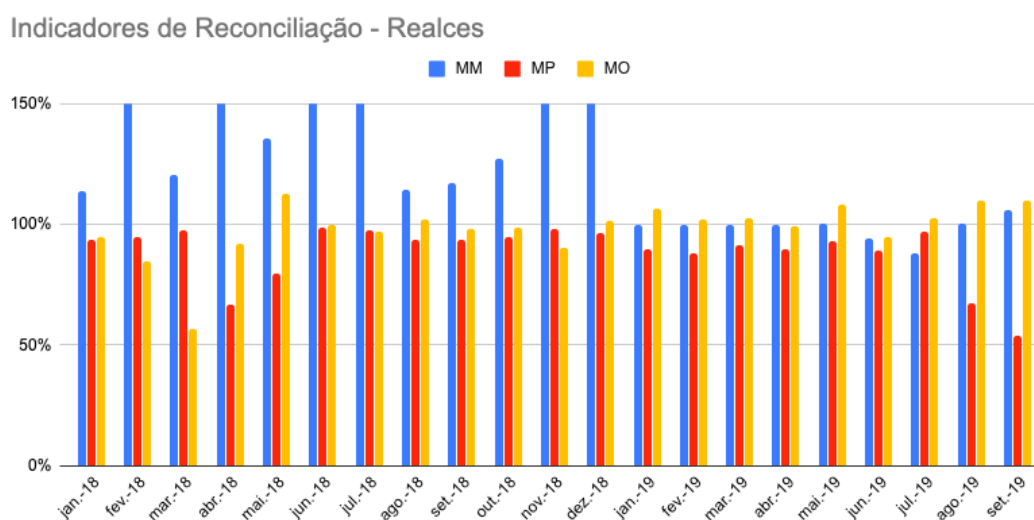
- Recurso de longo prazo (ou modelo de longo prazo);
- Recurso de curto prazo (ou modelo de curto prazo);
- Planejado (ou planejamento);
- Lavrado (ou alimentação da usina); e
- Planta (ou produção da usina).

Para cada uma das etapas da mineração, foi registrado o valor da tonelagem de minério, a quantidade de onças de ouro e o teor do minério. Esses dados foram formatados, processados e organizados tanto para a lavra dos realces como para o desenvolvimento das galerias de acesso ao corpo mineralizado.

4.3.1.1 Reconciliação para os realces

O realce é a parte que contém o bloco de minério a ser lavrado. Por esta razão, é esperado um comportamento mais consistente dos seus indicadores em relação às galerias de desenvolvimento. Os indicadores de reconciliação foram calculados utilizando os fatores MM (*Mine Model*), MP (*Mine Planning*) e MO (*Mine Operation*), com o intuito de se avaliar a eficiência na lavra do ouro.

Figura 50 - Indicadores de reconciliação para os realces



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

A partir do gráfico apresentado, é possível observar diversos valores do indicador MM extrapolando 100% nos meses de 2018. Isto mostra que o modelo de longo prazo foi subestimado naquele ano em relação ao modelo de curto prazo, apresentando valores inferiores de conteúdo metálico de ouro.

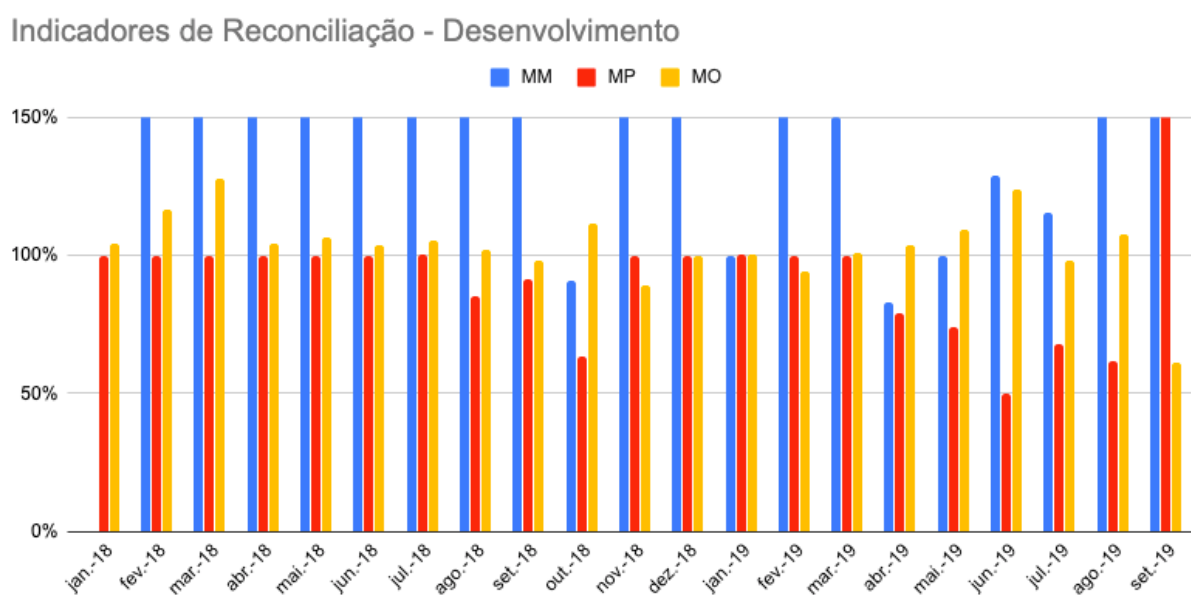
De uma maneira geral, os indicadores MP e MO possuem um comportamento relativamente constante ao longo dos meses, mantendo os seus valores em torno de 100%. A constância no indicador MP mostra uma ótima engenharia na planificação

dos realces, enquanto o indicador MO mostra um desempenho da operação dentro do que foi planejado.

4.3.1.2 Reconciliação das galerias de desenvolvimento

Na Figura 51, os indicadores de reconciliação foram calculados utilizando-se o modelo de longo prazo, o mapeamento da face de cada desmonte e a amostragem do corpo mineral para definição do teor de ouro.

Figura 51 - Indicadores de reconciliação para o desenvolvimento



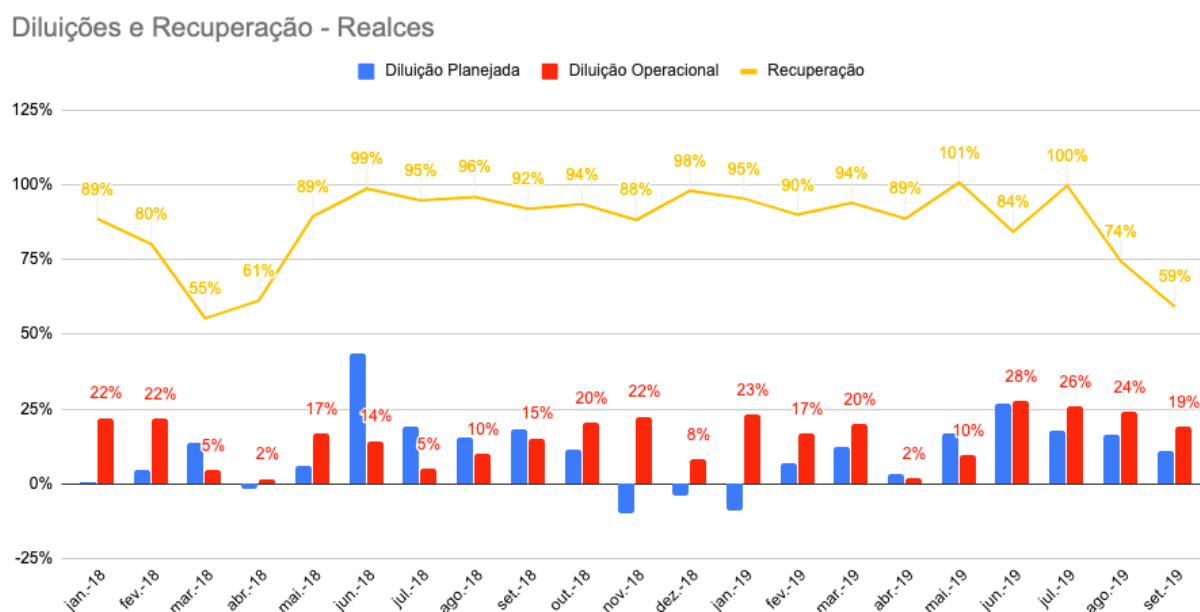
Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Também para as galerias de desenvolvimento observou-se que os conteúdos metálicos de ouro do modelo de longo prazo, em sua maioria, possuem valores muito inferiores aos seus respectivos modelos de curto prazo. Por essa razão, há inúmeros registros do indicador MM extrapolando 150%. Apesar de alguns indicadores de MP ficarem baixos, um ponto forte em todo o período analisado é um ótimo indicador para MO, próximo de 100%, ou seja, praticamente todo o ouro planejado foi efetivamente extraído.

4.3.1.3 Diluição e recuperação

As análises das reconciliações das seções anteriores têm como objetivo avaliar o desempenho da operação em relação ao conteúdo metálico de ouro lavrado. Além da reconciliação, é preciso também complementar essas informações com análises em relação aos teores de ouro efetivamente extraídos e enviados à usina de beneficiamento, calcular as diluições e a recuperação do minério no processo da lavra. As Figuras 52 e 53 mostram as recuperações e as diluições nos realces e no desenvolvimento.

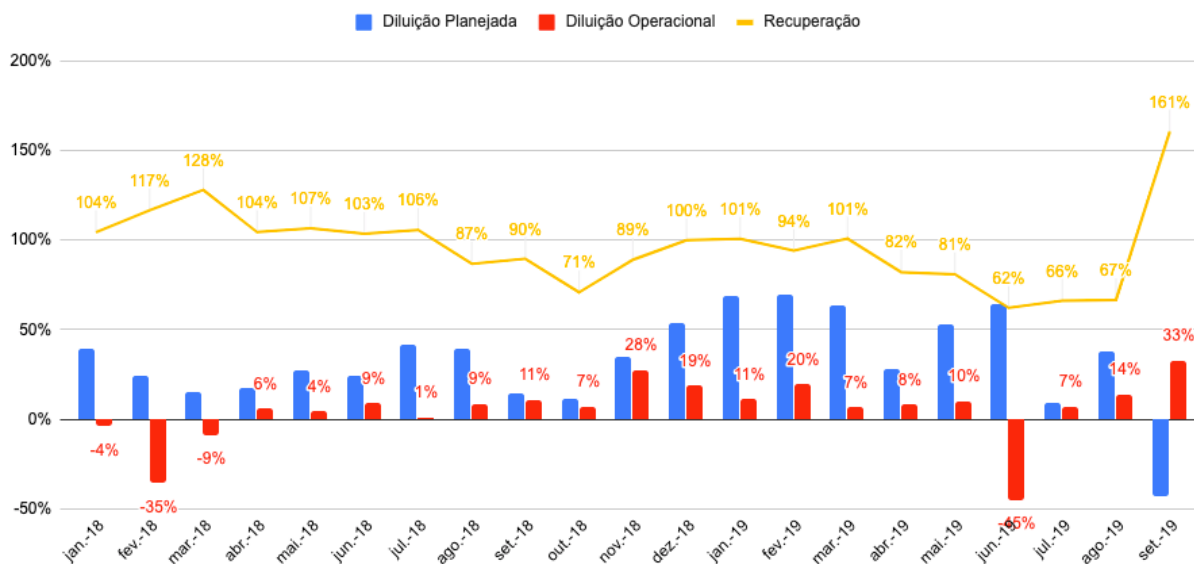
Figura 52 - Diluições e recuperações dos realces



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Figura 53 - Diluições e recuperações no desenvolvimento

Diluições e Recuperação - Desenvolvimento



Fonte: Relatório interno EPP (2017)

Em relação às recuperações, os valores obtidos nos realces (Figura 62) são, em sua maioria, próximos de 100%, o que mostra uma boa precisão da previsibilidade do modelo de curto prazo em relação ao que foi efetivamente lavrado. Além disso, a mineração também apresentou longos períodos com diluições extremamente controladas, o que é um dos indicativos de uma operação com bons indicativos de resultado econômico.

4.4 ORÇAMENTO 2020 E ANÁLISE ECONÔMICO FINANCEIRA

O objetivo deste tópico foi verificar a viabilidade econômica da operação da mina Pau a Pique no ano de 2020, com base nos dados econômico-financeiros de orçamento e previsão de produção nos modelos de planejamento disponibilizados pela empresa.

4.4.1 Dados do plano de produção e orçamento 2020

Antes de descrever o projeto, faz-se necessário pontuar que o presente tópico não estuda os dados fornecidos pela empresa, mas sim, usa-os como premissas. Os dados que compõem o orçamento (produção, custos, duração, etc.) são assumidos

como premissas para estudar a viabilidade econômica do projeto e não são objeto de estudo deste trabalho.

O projeto em questão compreende a expansão da operação já existente na mina. O orçamento disponibilizado determina uma duração de 14 meses a partir do início das operações de expansão. A empresa forneceu o orçamento com os dados de produção e custos estimados.

O cenário base do orçamento considera 20% de diluição nas regiões de desenvolvimento e 30% de diluição nos realces (15% diluição planejada e 15% diluição operacional). Os dados de produção se encontram nas tabelas a seguir:

Tabela 12 - Dados de produção dos realces

| Data | Realces | | |
|--------------|----------------|-------------|---------------|
| | Minério (t) | Teor (g/t) | Ouro (ozt) |
| jan/20 | - | - | - |
| fev/20 | - | - | - |
| mar/20 | - | - | - |
| abr/20 | - | - | - |
| mai/20 | - | - | - |
| jun/20 | - | - | - |
| jul/20 | 6.521 | 4,91 | 1.029 |
| ago/20 | 8.301 | 4,32 | 1.152 |
| set/20 | 11.666 | 3,20 | 1.199 |
| out/20 | 12.555 | 3,67 | 1.482 |
| nov/20 | 15.448 | 3,30 | 1.637 |
| dez/20 | 20.238 | 1,91 | 1.241 |
| jan/21 | 23.253 | 1,73 | 1.292 |
| fev/21 | 19.431 | 2,68 | 1.673 |
| Total | 117.412 | 2,84 | 10.704 |

Fonte: Elaborado pelo autor a partir de dados fornecidos pela empresa

Tabela 13 - Produção total

| Data | Total (Realces + Desenvolvimento) | | |
|--------------|-----------------------------------|-------------|---------------|
| | Minério (t) | Teor (g/t) | Ouro (ozt) |
| jan/20 | 3.296 | 1,86 | 197 |
| fev/20 | - | - | - |
| mar/20 | - | - | - |
| abr/20 | 415 | 2,36 | 32 |
| mai/20 | 2.417 | 1,33 | 104 |
| jun/20 | 1.483 | 3,49 | 166 |
| jul/20 | 8.439 | 4,14 | 1.125 |
| ago/20 | 13.738 | 3,36 | 1.484 |
| set/20 | 20.325 | 2,69 | 1.760 |
| out/20 | 23.232 | 2,69 | 2.006 |
| nov/20 | 17.909 | 3,06 | 1.763 |
| dez/20 | 20.238 | 1,91 | 1.241 |
| jan/21 | 23.253 | 1,73 | 1.292 |
| fev/21 | 19.431 | 2,68 | 1.673 |
| Total | 154.175 | 2,59 | 12.842 |

Fonte: Elaborado pelo autor a partir de dados fornecidos pela empresa

As estimativas de custos do projeto são apresentadas nas tabelas a seguir:

Tabela 14 - Custos variáveis

| Descrição | Unidade | R\$/Unidade |
|----------------------------|---------|-------------|
| Desenvolvimento Primário | m | 3.649,66 |
| Desenvolvimento Secundário | m | 6.390,99 |
| Realce | t | 57,66 |
| Planejamento/Topografia | t | 3,11 |
| Outros custos | oz | 187,60 |
| Custos da Planta | t | 38,22 |
| Equipamentos Auxiliares | t | 7,51 |
| <i>Backfill</i> | t | 2,24 |
| Bombeamento | t | 4,33 |
| Ventilação | t | 11,60 |

Fonte: Elaborado pelo autor a partir de dados fornecidos pela empresa

Tabela 15 - Custos Fixos

| Descrição | Unidade | R\$/unidade |
|------------------|----------------|--------------------|
| G&A | t | 12,03 |
| SSMA | t | 6,70 |
| Manutenção | t | 16,57 |
| <i>Overhead</i> | t | 3,59 |

Fonte: Elaborado pelo autor a partir de dados fornecidos pela empresa

Onde G&A (*General and Administrative*) são custos gerais e administrativos, SSMA são os custos relacionados a Saúde, Segurança e Meio Ambiente e *Overhead* são outros custos indiretos.

4.4.2 Análise econômico financeira

A seguir é apresentado o cálculo do fluxo de caixa (Tabela 6) baseado nos dados. Primeiramente, é apresentado o fluxo de caixa baseado nos valores estimados de preço do ouro, taxa de câmbio e diluição, conforme Tabela 5.

Tabela 16 - Variáveis do projeto

| | |
|---------------------------|----------|
| Preço do ouro (US\$/ozt) | 1.300,00 |
| Taxa de câmbio (R\$/US\$) | 3,80 |
| Diluição | |
| Desenvolvimento | 20% |
| Realces | 30% |

Fonte: Elaborado pelo autor

Tabela 17 - Fluxo de Caixa

| <i>Valores em R\$ mil</i> | jan/20 | fev/20 | mar/20 | abr/20 | mai/20 | jun/20 | jul/20 | ago/20 | set/20 | out/20 | nov/20 | dez/20 | jan/21 | fev/21 |
|----------------------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Receita Bruta | 856 | 0 | 0 | 137 | 451 | 723 | 4.889 | 6.450 | 7.653 | 8.720 | 7.665 | 5.394 | 5.617 | 7.273 |
| Imposto | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) | (60) |
| Custo Fixo | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) | (428) |
| G&A | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) | (132) |
| SSMA | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) | (74) |
| Manutenção | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) | (182) |
| Overhead | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) | (40) |
| Custo Variável | (1.371) | (884) | (925) | (941) | (1.299) | (1.245) | (2.235) | (2.985) | (3.958) | (4.266) | (2.961) | (2.728) | (3.112) | (2.699) |
| Desenvolvimento Primário | (570) | (884) | (925) | (859) | (765) | (765) | (654) | (376) | (184) | (45) | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Desenvolvimento Secundário | (548) | 0 | 0 | (50) | (355) | (353) | (453) | (964) | (1.449) | (1.609) | (579) | 0 | 0 | 0 |
| Realce | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | (376) | (479) | (673) | (724) | (891) | (1.167) | (1.341) | (1.120) |
| Planejamento/Topografia | (10) | 0 | 0 | (1) | (8) | (5) | (26) | (43) | (63) | (72) | (56) | (63) | (72) | (60) |
| Outros custos | (33) | 0 | 0 | (5) | (17) | (27) | (186) | (245) | (291) | (331) | (291) | (205) | (213) | (276) |
| Custos da Planta | (126) | 0 | 0 | (16) | (92) | (57) | (323) | (525) | (777) | (888) | (684) | (773) | (889) | (743) |
| Equipamentos Auxiliares | (25) | 0 | 0 | (3) | (18) | (11) | (63) | (103) | (153) | (174) | (134) | (152) | (175) | (146) |
| Backfill | (7) | 0 | 0 | (1) | (5) | (3) | (19) | (31) | (46) | (52) | (40) | (45) | (52) | (44) |
| Bombeamento | (14) | 0 | 0 | (2) | (10) | (6) | (37) | (59) | (88) | (101) | (78) | (88) | (101) | (84) |
| Ventilação | (38) | 0 | 0 | (5) | (28) | (17) | (98) | (159) | (236) | (269) | (208) | (235) | (270) | (225) |
| Fluxo de Caixa | (1.003) | (1.372) | (1.413) | (1.292) | (1.336) | (1.010) | 2.166 | 2.977 | 3.207 | 3.966 | 4.216 | 2.178 | 2.017 | 4.086 |

Fonte: Elaborado pelo autor

A Tabela 18 apresenta o valor presente dos fluxos de caixa mensais e o VPL acumulado ao longo do projeto.

Tabela 18 - Análise do VPL do projeto (R\$ mil)

| Data | Valor Presente do fluxo de caixa | VPL acumulado |
|-------------|---|----------------------|
| jan/20 | (992) | (992) |
| fev/20 | (1.341) | (2.332) |
| mar/20 | (1.364) | (3.697) |
| abr/20 | (1.234) | (4.930) |
| mai/20 | (1.261) | (6.191) |
| jun/20 | (942) | (7.133) |
| jul/20 | 1.997 | (5.136) |
| ago/20 | 2.712 | (2.424) |
| set/20 | 2.888 | 464 |
| out/20 | 3.530 | 3.993 |
| nov/20 | 3.709 | 7.702 |
| dez/20 | 1.894 | 9.596 |
| jan/21 | 1.734 | 11.330 |
| fev/21 | 3.471 | 14.801 |

Fonte: Elaborado pelo autor

Analisando o valor presente dos fluxos de caixa, é possível notar que os primeiros meses de operação são críticos. De janeiro a junho de 2020 o projeto é deficitário, ou seja, será necessário realizar investimentos até esse mês. Além disso, analisando o VPL acumulado, nota-se que o projeto possui VPL negativo até agosto de 2020.

Contudo, ao final dos 14 meses de operação, o projeto apresenta um VPL de R\$ 14,8 milhões. Logo, segundo o critério de análise pelo VPL o projeto pode ser aprovado.

5. DISCUSSÃO E RECOMENDAÇÕES

Quando uma mina de ouro é operada em lavra subterrânea, em veios estreitos e com características geotécnicas desfavoráveis, o trabalho para a elaboração dos planos de curto prazo é intenso no dia-a-dia da operação, porém imperativo para seu sucesso.

O resultado efetivo do trabalho proposto pelo autor foi aumentar a segurança durante o processo produtivo, para reduzir ao mínimo a diluição planejada e operacional e garantir aderência ao orçamento da mina. Para tanto, o autor recomenda um processo de reconciliação proativa, utilizando-se de indicadores comparativos dos modelos de longo e médio prazos com o modelo de curto prazo, como ferramenta para auxiliar no cálculo da efetiva utilização dos recursos minerais no planejamento da lavra e na comparação do ouro real produzido com o planejado.

A mina estudada neste trabalho somente está em operação devido ao detalhado conhecimento do corpo mineralizado que se desenvolveu durante o primeiro período de lavra, entre 2012 e 2013. A partir de 2017 houve grande evolução na interpretação do corpo mineralizado, quanto ao modelo de recursos de longo prazo e ao modelo de recursos de curto prazo, não só pelo adensamento dos leques de sondagem, bem como pela amostragem sistemática do avanço das galerias de desenvolvimento. Estas amostragens foram validadas para comporem o banco de dados dos modelos de recursos, de curto e longo prazos.

Os indicadores de reconciliação de 2018 e 2019 mostram o estágio de maturidade da operação na mina Pau a Pique, com os índices de diluição planejada e operacional, dentro do orçado pelo setor de planejamento de lavra.

Fica claro, portanto, que grande parte desse conhecimento poderia ter sido obtido em uma fase anterior à posta em marcha do projeto, ou seja, na fase de consolidação do seu processo de viabilidade.

A Figura 54 ilustra as etapas recomendadas pelo autor para melhor sucesso nas atividades de planejamento e operação em casos similares, conforme os objetivos propostos neste trabalho.

Figura 54 – Esquema de planejamento e operação implantado na mina Pau a Pique



Fonte: Elaborado pelo autor

O primeiro ponto a ser analisado é a classificação dos recursos medido e indicado, que dão origem ao quadro de reservas provada e provável. Na experiência do autor, para projetos de ouro em veios estreitos, a malha de sondagem para classificação do recurso indicado não pode ser superior a 30 metros no sentido do “*strike* do corpo mineral. O recurso medido somente poderia ser classificado de fato após a abertura de galerias de exploração ou de desenvolvimento e com malha de, no mínimo, 15 metros.

Para a melhoria da assertividade na classificação do recurso medido, a amostragem sistemática de todas as galerias de desenvolvimento deve ser realizada de forma muito criteriosa, especialmente quando estas acompanham ou cortam o corpo mineral. O mapeamento geológico de cada avanço das galerias, com definição precisa das características, espessura e localização exata do corpo mineralizado, é essencial para a qualidade dos resultados.

A variabilidade do corpo, atestada pela alta heterogeneidade, levou a equipe de planejamento da mina a utilizar o indicador RMU de 5 metros para efeito da análise econômica dos blocos acima ou abaixo do teor de corte, ou seja, definição do que é minério ou estéril. Sendo assim, o projeto dos leques de desmonte dentro dos realces respeitam esta dimensão do RMU.

Outro tema de suma importância é a elaboração, além do modelo de longo prazo, dos modelos de médio e curto prazos, responsáveis pela definição do LOM, do

“*budget*” de 3 anos e planos trimestrais e mensais da mina. Uma prática que o autor recomenda é a concepção de um modelo único. Este modelo integrado facilita, em muito, o processo de sequenciamento das operações de mina nos *softwares* tradicionais de mineração. Este conceito deve ser aplicado também ao modelo geotécnico e geometalúrgico.

As etapas sugeridas pelo autor para um programa de pesquisa, caracterização do minério e planejamento de lavra no processo de viabilidade e no início da operação da mina de ouro em veios estreitos são descritas a seguir:

- a) Pesquisa com sondagem para definição de recurso indicado (malha de 30 m);
- b) Caracterização física, química e mineralógica por domínio;
- c) Descrição geotécnica de todos os furos de sonda usando o padrão RMR;
- d) Abertura de galeria exploratória ou de desenvolvimento, com mapeamento geológico e amostragem em cada avanço;
- e) Avaliação do modelo geotécnico por avanço;
- f) Elaboração do teste de heterogeneidade usando amostragem típica dos avanços das galerias;
- g) Avaliação granuloquímica, identificando o percentual de ouro gravimétrico por fração granulométrica;
- h) Elaboração do modelo de curto prazo na região desenvolvida;
- i) Cálculo do *MINE MODEL* (curto prazo/longo prazo);
- j) Operacionalização do recurso, com criação do RMU por domínio;
- k) Revisão do método de extração e avaliação da efetiva recuperação na lavra;
- l) Cálculo da diluição planejada dos realces iniciais; e
- m) Reavaliação das perdas ou ganhos na reserva calculada inicialmente.

Em síntese, projetos de mina subterrânea com mineralização de ouro em veios estreitos, devem, desde os estudos de viabilidade, trabalhar os temas listados concomitantemente à evolução do projeto, para redução significativa dos riscos de insucesso do empreendimento mineiro.

6. CONCLUSÕES

A principal conclusão deste trabalho consiste na constatação prática de que um projeto de mineração de ouro em veios estreitos somente será viável, de forma segura, se o corpo mineral for acessado durante a fase de exploração e estudado tecnicamente na sequência proposta pelo autor.

O ponto chave não é um estudo sofisticado de geoestatística, mas principalmente a validação da continuidade do(s) veio(s) e sua(s) espessura(s), parâmetro fundamental para o projeto e planejamento de lavra e para o cálculo da massa mineralizada.

No acesso ao corpo mineralizado, deve ser avaliado *in loco* o comportamento geotécnico do maciço e a melhor técnica de suporte para assegurar estabilidade às escavações de uma mina subterrânea.

Para o avanço das galerias de desenvolvimento da mina, deve ser feito um trabalho detalhado com base na teoria de amostragem, com definição da massa mínima de amostra representativa para o mapeamento das frentes e o melhor protocolo de preparação das amostras no laboratório.

Conforme proposto nos objetivos do trabalho, foi estabelecida uma sequência de estudos a serem desenvolvidos de forma sistemática e iterativa para adensar o conhecimento do maciço rochoso, da mineralização, do comportamento estrutural e geotécnico e demais aspectos tecnológicos. O autor propôs uma sequência para a elaboração dos modelos de longo prazo e para os modelos de curto prazo e, com base nesses modelos, recomendou o uso de um sólido operacionalizado para cada modelo, o qual será a base da operação e reconciliação da produção da mina (RMU).

Sabe-se que o sucesso do empreendimento só pode ser garantido com a efetiva interligação tecnológica das diversas técnicas e ciências envolvidas em um estudo de viabilidade: geologia, geologia estrutural, geotecnia, amostragem, engenharia econômica, modelagem geológica, projeto de mina subterrânea, planejamento de lavra e processo geometalúrgico. A síntese de todos estes temas, estudados e executados de forma correta, leva a um conhecimento detalhado e adequado da jazida e, conseqüentemente, a uma lavra eficiente, previsível e assertiva.

REFERÊNCIAS

- BANKES, P.; BULLIS, R.; GOW, N.; HAYSTEAD, B.; HILLS, A.; JURAS, S.; LEGAULT, M.; OLSON, P.; SAMIS, A.; SEVERIN, P. & SPRING, V. Estimation of mineral resources and mineral reserves: best practice guideline. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, CIM, Canada. 2003.
- BARTON, N.R.; LIEN, R.; LUNDE, J. 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mech.* 6(4), 189-239.
- BIENIAWSKI, Z.T. 1973. Engineering classification of jointed rock masses. *Trans S. Afr. Inst. Civ. Engrs* 15, 335-344.
- CÂMARA, T. R. Sistematização do cálculo de diluição e perdas operacionais para reconciliação de teores e massas em lavra a céu aberto. Rio Grande do Sul: Universidade Federal do Sul, 2013. 89p. (Dissertação).
- CBRR. Guia CBRR para Declaração de Resultados de Exploração, Recursos e Reservas Minerais. Brasília: 2015. Disponível em: www.cbrr.org.br/docs/guia_declaracao.pdf. Acesso em: 09 mar. 2018.
- CHIEREGATI, A.C. Reconciliação pró-ativa em empreendimentos mineiros. Tese de doutorado. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, Escola Politécnica da USP, São Paulo, Brasil, 2007. 201 p.
- CHIEREGATI, A.C. The many facets of mine reconciliation. In: *World Conference on Sampling and Blending, 6th. WCSB6: Proceedings, Gecamin, Lima*, p. 133-150. 2013.
- CHIEREGATI, A.C. Amostragem. In: *Tratamento de Minérios – 6ª Edição, CETEM*. Capítulo 2 p.27-65, 2018.
- CHIEREGATI, A.C. Controle de Qualidade e Reconciliação na Indústria Mineral. PMI-5033, disciplina de pós-graduação do Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo, Escola Politécnica da USP, São Paulo, Brasil, 2016.
- CHIEREGATI, A.C.; PIGNATARI, L.E.C.; DELBONI JR, H. Novo modelo de reconciliação para a indústria do ouro. *REM: R. Esc. Minas, Ouro Preto*, 64(2), 237-243, abr. jun. 2011.
- CRAWFORD, G. D. Reconciliation of reserves: part 2. *Pincock Perspectives, Dilution and ore Recovery*, n. 50. p. 1-4, jan. 2004.
- CUCHIERATO, G., O valor da qualidade da informação no processo de declaração de recursos minerais. 100 f. Exame de Qualificação (Tese de Doutorado em Engenharia de Minas). Departamento de Engenharia de Minas e do Petróleo da Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2018.
- DEERE, D.U. Technical description of rock cores for engineering purposes. In: *Rock mechanics and engineering geology* 1(1): 18. Vienna: Springer. 1963.

DOMINY, S.; ANNELS, A.E.; CAMM, G.; BARR, S.P.; WHEELER, P. Geology in the resource and reserve estimation of narrow vein deposits. *Exploration and Mining Geology*, Vol. 6, No. 4, pp 317-333. 1997.

EBRAHINI, A. The importance of dilution factor for open pit mining projects. 2013. Disponível em: <www.srk.com.au/files/File/papers/dilution_factor_openpit_a_ebrahimi.pdf> Acesso em: 09 mar. 2018.

EPP. Relatório interno. EDEM Engenharia; Kalium Engenharia. Novembro, 2017.

HORAN, S. Estimating Block Grades. In: *A practical guide to the fundamentals of mineral resource estimation*. PDAC Short Course, Toronto. 2018. p. 148.

JARA, R.M; COUBIE, A.; EMERY, X.; MAGRI, E.J.; ORTIZ, J.M. Block size selection and its impact on open-pit design and mine planning. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, v. 100, 205-212, March, 2006.

LEUANGTHONG, O.; NEUFELD, C.; DEUTSCH, C. V. Optimal Selection of Selective Mining Unit (SMU) Size. *International Conference on Mining Innovation (MININ)*. Santiago, Chile, 2004, p. 1 – 16.

MORLEY, C. Beyond reconciliation: a proactive approach to using mining data. In: *Large Open Pit Mining Conference, 5th, AusIMM*, p. 185-192, Kalgoorlie, Australia. 2003.

NOPPÉ, M. Reconciliation: importance of good sampling and data QA-QC. In: *Mining and Resource Geology Symposium, XYZ, Queensland, Australia*. EGRU Contribution No 62, 2004, 7p.

PARKER, H. M.; DOHN, C. Evolution of Mineral Resource Classification from 1980 to 2014 and Current Best Practice. *FINEX 2014 Conference*, London, 2014. Disponível em: <www.criusco.com/docs/H_Parker_Finex.pdf>. Acesso em: 03 dez. 2017.

PITARD, F.F. *Pierre Gy's sampling theory and sampling practice: heterogeneity, sampling correctness, and statistical process control*. 2nd ed., CRC Press, Boca Raton. 1993. 488 p.

PITARD, F.F.; STEVENS, D. The development of a solution to the sample preparation of coarse gold samples, in *Proceedings Fifth World Conference on Sampling and Blending 2011*, pp. 331-344 (Gecamin, Santiago).

PITARD, F.F. A strategy to minimize ore grade reconciliation problems between the mine and the mill. In: *Mineral Resource and Ore Reserve Estimation: the AusIMM Guide to Good Practice*, p. 557-566, Ed. A.C. Edwards, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, Australia. 2001.

REPLE, A.C. da S. Bulk ore sorter: um estudo de caso na mina de Phu Kham. *Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2017*.

ROSSI, M.E.; DEUSTCH, C.V. *Mineral Resource Estimation*. SPRINGER, 2014. 332p.

SINCLAIR, A.; BLACKWELL, G. Applied Mineral Inventory Estimation. Cambridge University Press, United Kingdom, 2002.

THOMAS, M., SNOWDEN, V. Improving Reconciliation and Grade Control by Statistical and Geostatistical Analysis. Strategies for grade control, AIG Bulletin 10, Australia. p. 49 - 59, 1990. Disponível em: <<http://www.snowdengroup.com/Files/>>. Acesso em: 03 dez. 2017.

YAMAMOTO, J.K. Geoestatística: Fundamentos e Aplicações. Apostila de curso, Geokrigagem. 2017.

ZINGANO, A.C. Modelamento Geomecânico para dimensionamento de pilares de carvão. Tese de Doutorado. UFRGS, Porto Alegre. 2002. 245p.

ANEXO A – DEFINIÇÕES PADRONIZADAS DE TERMOS DOS CÓDIGOS INTERNACIONAIS

| Termo | Definição oficial |
|---------------------------|--|
| Fatores Modificadores | São considerações usadas para converter Recursos Minerais em Reservas Minerais. Esses incluem, mas não se limitam a considerações sobre: a lavra, o processamento, a metalurgia, a infraestrutura, a economicidade, o mercado, os aspectos legais, ambientais, sociais e governamentais. |
| Recurso Inferido | Parte de um Recurso Mineral para o qual a quantidade e o teor ou a qualidade são estimados com base em evidências geológicas e amostragens limitadas. Evidências geológicas são suficientes para sugerir, mas não para atestar a continuidade geológica e o teor ou qualidade. Tem um nível de confiabilidade mais baixo do que aquele que se aplica a um Recurso Mineral Indicado e não deve ser convertido para Reserva Mineral. É razoável esperar que a maioria dos Recursos Minerais Inferidos possa ser convertida em Recursos Minerais Indicados com a continuidade da exploração. |
| Recurso Indicado | Parte de um Recurso Mineral para o qual a quantidade, o teor ou qualidade, a densidade, a forma e as características físicas são estimadas com confiabilidade suficiente para permitir a aplicação de Fatores Modificadores em detalhe suficiente para embasar o planejamento de mina e a avaliação da viabilidade econômica do depósito. Evidências geológicas são derivadas de exploração, amostragem e testes com detalhamento adequado e são confiáveis e suficientes para assumir a continuidade geológica e o teor ou qualidade entre os pontos de observação. Recurso Mineral Indicado tem um nível mais baixo de confiabilidade do que o aplicado a um Recurso Mineral Medido e pode ser convertido apenas em Reserva Mineral Provável. |
| Recurso Medido | Parte de um Recurso Mineral para a qual a quantidade, o teor ou qualidade, as densidades, as formas e as características físicas são estimadas com confiança o suficiente que permitam a aplicação dos Fatores Modificadores para embasar o planejamento de mina detalhado e uma avaliação final de viabilidade econômica do depósito. Evidências geológicas são derivadas de exploração, amostragem e testes detalhados e confiáveis e são suficientes para confirmar a continuidade geológica e o teor ou qualidade entre os pontos de observação. Recurso Mineral Medido tem um nível mais alto de confiabilidade do que aquele aplicado tanto a um Recurso Mineral Indicado quanto a um Recurso Mineral Inferido. Ele pode ser convertido em Reserva Mineral Provada ou em Reserva Mineral Provável. |
| Reserva Mineral | Parte economicamente lavrável de um Recurso Mineral Medido e/ou Indicado. Isso inclui diluição e perdas que podem ocorrer quando o material é lavrado ou extraído e é definido apropriadamente pelos estudos nos níveis de Pré-Viabilidade ou de Viabilidade que incluem a aplicação de Fatores Modificadores. Tais estudos demonstram que, no momento da declaração, sua extração pode ser adequadamente justificada. Deve-se demonstrar o ponto de referência no qual as Reservas são definidas. Normalmente é o ponto onde o minério é entregue na planta de beneficiamento. É importante, em todas as situações onde esse ponto de referência é diferente, tal como para um produto vendável, que um esclarecimento seja incluído para garantir que o leitor esteja totalmente informado sobre o que está sendo declarado. |
| Reserva Provável | Parte economicamente lavrável de um Recurso Mineral Indicado e, em algumas circunstâncias, de um Recurso Mineral Medido. A confiabilidade nos Fatores Modificadores aplicados a uma Reserva Mineral Provável é mais baixa do que nos fatores aplicados a uma Reserva Mineral Provada. |
| Reserva Provada | Parte economicamente lavrável de um Recurso Mineral Medido. Uma Reserva Mineral Provada implica em um alto grau de confiança nos Fatores Modificadores. |
| Estudo Conceitual | Estudo de ordem de magnitude técnica e econômica da potencial viabilidade de Recursos Minerais que inclui avaliação adequada de Fatores Modificadores realisticamente considerados junto com quaisquer outros fatores operacionais relevantes que sejam necessários para demonstrar no momento da declaração que a progressão para Estudos de Pré-Viabilidade pode ser satisfatoriamente justificada. |
| Estudo de Pré-Viabilidade | Estudos abrangentes de uma gama de opções para viabilidade técnica e econômica de um projeto mineral que tenha atingido um estágio em que um método preferencial de lavra, no caso de mina subterrânea, ou uma configuração de cava, no caso de mina a céu aberto, tenha sido estabelecido e um método efetivo de processamento mineral tenha sido definido. Isso inclui uma análise financeira baseada em premissas razoáveis sobre os Fatores Modificadores e a avaliação de quaisquer outros fatores relevantes que sejam suficientes para um Profissional Qualificado determinar, razoavelmente, se todo ou parte do Recurso Mineral pode ser convertido em Reserva Mineral no momento da declaração. Estudos de Pré-Viabilidade estão em um nível mais baixo de confiabilidade do que os Estudos de Viabilidade. |
| Estudo de Viabilidade | Estudos técnicos e econômicos abrangentes da opção de desenvolvimento selecionada para o projeto mineral que inclui avaliações detalhadas e adequadas de Fatores Modificadores aplicáveis junto com quaisquer outros fatores operacionais e análises financeiras detalhadas, que sejam necessárias para demonstrar, no momento da declaração, que a extração é satisfatoriamente justificada (economicamente lavrável). Os resultados do estudo podem servir de forma razoável como base para uma decisão final de um proponente ou instituição financeira para proceder com ou financiar o desenvolvimento do projeto. O nível de confiabilidade do estudo será mais elevado do que aquele dos Estudos de Pré-Viabilidade. |

Fonte: CBRR (2015)