

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
Programa de Pós-Graduação em Engenharia
Metalúrgica, Materiais e de Minas

Dissertação de Mestrado

Extração de Ouro Contido em Minério de Baixo
Teor Empregando Pilhas de Lixiviação com
Cianeto

Autora: Fernanda Sofia Finco Roenick
Orientador: Prof. Afonso Henriques Martins

Fevereiro/2013

Fernanda Sofia Finco Roenick

Extração de Ouro Contido em Minério de Baixo Teor
Empregando Pilhas de Lixiviação com Cianeto

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas da Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito parcial para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas.

Área de Concentração: Tecnologia Mineral.

Orientador: Prof. Afonso Henriques Martins.

Belo Horizonte
Universidade Federal de Minas Gerais
Escola de Engenharia
2013

*Dedico este trabalho ao meu
melhor amigo e ao grande amor
da minha vida... Helmuth*

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos aqueles que de alguma forma me ajudaram na condução deste trabalho e em especial a:

Pedro Jonatas, pelo empenho, dedicação e pela amizade.

Luiza Christofaro Silva, pela ajuda na amostragem e pelos ensinamentos de Geologia.

Todos os colaboradores dos laboratórios Físico, Químico e Metalúrgico da Mineração Apoená S.A.

Mineração Apoená S.A., pela oportunidade.

Afonso Henriques Martins, pela orientação e pelo incentivo.

Antonio Eduardo Clark Peres, pelo apoio.

SUMÁRIO

1.	INTRODUÇÃO	1
2.	OBJETIVOS	4
2.1.	Objetivo Geral.....	4
2.2.	Objetivos Específicos.....	4
3.	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	6
3.1.	Ouro	6
3.1.1.	Características dos Depósitos de Ouro.....	7
3.1.2.	Rotas de Processo.....	9
3.2.	Beneficiamento	12
3.2.1.	Cominuição	14
3.2.1.1.	Britagem Primária	14
3.2.1.2.	Britagem Secundária e Terciária.....	15
3.2.1.3.	Moagem.....	16
3.3.	PILHAS DE LIXIVIAÇÃO.....	17
3.3.1.	Considerações Preliminares	17
3.3.2.	Montagem da Base.....	20
3.3.3.	Empilhamento	22
3.3.4.	Sistema de Dosagem da Solução de Alimentação.....	24
4.	MINA SÃO VICENTE.....	26
4.1.	Geologia e Mineralização do Ouro	26
4.1.1.	Geologia da Propriedade	26
4.1.2.	Mineralização.....	28
4.2.	Planta de Processamento	32
4.2.1.	Geral.....	32
4.2.2.	Britagem – Minério de Alto Teor.....	33
4.2.2.1.	Circuito da Britagem Primária	34
4.2.2.2.	Circuito da Britagem Secundária	35
4.2.2.3.	Circuito da Britagem Terciária.....	36
4.2.3.	Circuito Gravimétrico – Minério de Alto Teor	37
4.2.3.1.	Circuito da Jigagem.....	38

4.2.3.2.	Hidrociclones de Classificação e de Desaguamento	40
4.2.3.3.	Mesas Vibratórias.....	41
4.2.3.4.	Concentrador Centrífugo.....	42
4.2.3.5.	Unidade de Cianetação Intensiva	43
4.2.4.	Pilhas de Lixiviação – Todas as Fontes de Minério.....	44
4.2.4.1.	Configuração das Pilhas de Lixiviação	44
4.2.4.2.	Aplicação da Solução de Lixiviação	45
4.2.5.	Planta de Recuperação do Ouro	46
4.2.5.1.	Circuito Primário de Carvão Ativado em Coluna	47
4.2.5.2.	Circuito de Limpeza do Carvão Ativado em Coluna	48
4.2.5.3.	Dessorção do Carvão Ativado.....	48
4.2.5.4.	Eletrólise	49
4.2.5.5.	Forno de Fundição.....	49
5.	METODOLOGIA	51
5.1.	Amostras	51
5.2.	Unidades Piloto	51
5.2.1.	Colunas Gigantes	51
5.2.2.	Colunas Pequenas.....	54
5.2.3.	Garrafões	56
5.3.	Materiais e Equipamentos para os Testes	58
5.3.1.	Amostragem	58
5.3.2.	Colunas Gigantes	58
5.3.3.	Colunas Pequenas.....	59
5.3.4.	Garrafões	60
5.4.	Produtos e Reagentes Químicos para os Testes	61
5.4.1.	Colunas Gigantes	61
5.4.2.	Colunas Pequenas.....	61
5.4.3.	Garrafões	61
5.5.	Materiais e Equipamentos para as Análises	62
5.5.1.	Amostra Líquida.....	62
5.5.1.1.	Análise de Ouro em Solução.....	62
5.5.1.2.	Análise de Cianeto em Solução.....	63
5.5.1.3.	Medição de pH.....	65

5.5.2.	Amostra Sólida.....	65
5.5.2.1.	Análise de Ouro em Minério.....	65
5.5.2.2.	Análise de Ouro em Carvão Ativado	67
5.6.	Procedimento	69
5.6.1.	Colunas Gigantes	69
5.6.1.1.	Amostragem	69
5.6.1.2.	Homogeneização da Amostra.....	69
5.6.1.3.	Quarteamento da Amostra.....	70
5.6.1.4.	Enchimento das Colunas Gigantes.....	71
5.6.1.5.	Parâmetros Analisados	73
5.6.2.	Colunas Pequenas.....	74
5.6.2.1.	Amostragem, Homogeneização e Quarteamento	74
5.6.2.2.	Parâmetros Analisados	74
5.6.3.	Garrafões.....	75
5.6.3.1.	Amostragem, Homogeneização e Quarteamento	75
5.6.3.2.	Parâmetros Analisados	76
5.6.4.	Diagrama de Blocos dos Testes	77
6.	RESULTADOS E DISCUSSÃO	79
6.1.	Amostras de Cabeça das Colunas Gigantes	79
6.1.1.	Coluna Gigante 1.....	79
6.1.2.	Coluna Gigante 2.....	82
6.1.3.	Coluna Gigante 3.....	84
6.1.4.	Coluna Gigante 4.....	87
6.2.	Amostra de Cabeça das Colunas Pequenas	89
6.2.1.	Colunas Pequenas - 1 a 4	89
6.2.2.	Colunas Pequenas - 5 a 8	92
6.2.3.	Colunas Pequenas - 9 a 12	94
6.2.4.	Colunas Pequenas - 13 a 16	96
6.3.	Amostra de Cabeça dos Garrafões	99
6.4.	Resultados das Colunas Gigantes.....	100
6.5.	Resultados das Colunas Pequenas.....	104
6.5.1.	Colunas Pequenas – 1 a 4.....	104
6.5.2.	Colunas Pequenas – 5 a 8.....	109

6.5.3.	Colunas Pequenas – 9 a 12.....	114
6.5.4.	Colunas Pequenas – 13 a 16.....	119
6.5.5.	Resumo dos Resultados das Colunas Pequenas	124
6.6.	Resultados dos Garrafões.....	126
6.6.1.	Garrafões – Coluna Gigante 1.....	126
6.6.2.	Garrafões – Coluna Gigante 2.....	127
6.6.3.	Garrafões – Coluna Gigante 3.....	129
6.6.4.	Garrafões – Coluna Gigante 4.....	130
6.6.5.	Resumo dos Resultados dos Garrafões	131
7.	CONCLUSÕES	133
8.	SUGESTÃO PARA TRABALHOS FUTUROS	135
9.	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	136

LISTA DE FIGURAS

Figura 3.1 – Variação do preço do ouro na última década (Kitco Metals Inc.).	7
Figura 3.2 - Fluxograma típico do beneficiamento (adaptado de Luz e Lins, 2004).	13
Figura 3.3 - Representação esquemática do sistema tradicional de lixiviação em pilhas.	19
Figura 3.4 - Desenho esquemático em vista superior da tubulação central e dos canaflex.	21
Figura 4.1 - Mina São Vicente: seção transversal L-700 mostrando domínios estruturais (figura cedida pela Mina São Vicente, Mineração Apoena S.A.).	30
Figura 4.2 - Projeto São Vicente: seção transversal L-850 mostrando a escavação do túnel e os domínios estruturais (figura cedida pela Mina São Vicente, Mineração Apoena S.A.).	32
Figura 5.1 - Fluxograma esquemático descritivo do sistema das colunas gigantes.	53
Figura 5.2 – Foto das colunas gigantes utilizadas para os testes de lixiviação.	53
Figura 5.3 – Foto do sistema interno de dosagem e armazenamento das soluções rica e pobre.	54
Figura 5.4 - Fluxograma esquemático descritivo do sistema de colunas pequenas.	55
Figura 5.5 – Foto das colunas pequenas utilizadas nos testes de lixiviação.	56
Figura 5.6 - Representação esquemática do sistema de garrafões.	57
Figura 5.7 – Foto do sistema de garrafões utilizado nos testes de lixiviação.	57
Figura 5.8 – Foto da homogeneização do material utilizado nos testes de lixiviação.	70
Figura 5.9 – Foto do enchimento da caçamba com o auxílio da retroescavadeira.	72
Figura 5.10 – Foto do enchimento da coluna gigante com o auxílio do guindaste.	72
Figura 5.11 - Diagrama de blocos descritivo dos testes.	78
Figura 6.1 – Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 1.	81
Figura 6.2 – Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	81
Figura 6.3 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 2.	83
Figura 6.4 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	84
Figura 6.5 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 3.	86
Figura 6.6 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	86
Figura 6.7 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 4.	88
Figura 6.8 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	89
Figura 6.9 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 1 a 4.	91
Figura 6.10 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	91
Figura 6.11 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 5 a 8.	93
Figura 6.12 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	94
Figura 6.13 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 9 a 12.	95
Figura 6.14 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	96
Figura 6.15 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 13 a 16.	98
Figura 6.16 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.	99
Figura 6.17 – Gráfico da extração de ouro por dias de lixiviação das colunas gigantes.	102
Figura 6.18 – Gráfico do consumo de cianeto livre por dias de lixiviação das colunas gigantes.	102

Figura 6.19 – Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 1 em função do tempo de lixiviação.	105
Figura 6.20 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 2 em função do tempo de lixiviação.	106
Figura 6.21 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 3 (teor calculado) em função do tempo de lixiviação.	107
Figura 6.22 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena	108
Figura 6.23 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena	109
Figura 6.24 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena	111
Figura 6.25 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena	112
Figura 6.26 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena	113
Figura 6.27 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena	114
Figura 6.28 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena	116
Figura 6.29 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 10 em função do tempo de lixiviação.	117
Figura 6.30 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 11 em função do tempo de lixiviação.	118
Figura 6.31 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 12 em função do tempo de lixiviação.	119
Figura 6.32 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 13 em função do tempo de lixiviação.	121
Figura 6.33 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 14 em função do tempo de lixiviação.	122
Figura 6.34 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 15 em função do tempo de lixiviação.	123
Figura 6.35 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 16 em função do tempo de lixiviação.	124

LISTA DE TABELAS

Tabela IV.1 - Medições das características da rocha realizadas pela Metso (tabela cedida pela Mina São Vicente, Mineração Aipoena S.A.).....	34
Tabela IV.2 – Parâmetros utilizados nas pilhas de lixiviação (tabela cedida pela Mina São Vicente, Mineração Aipoena S.A.)	46
Tabela V.1 - Resumo dos parâmetros analisados.....	73
Tabela V.2 - Resumo dos parâmetros analisados.....	75
Tabela V.3 - Resumo do parâmetro analisado	77
Tabela VI.1 – Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 1	80
Tabela VI.2 - Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 2	82
Tabela VI.3 - Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 3	85
Tabela VI.4 - Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 4	87
Tabela VI.5 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 1 a 4	90
Tabela VI.6 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 5 a 8	92
Tabela VI.7 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 9 a 12	95
Tabela VI.8 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 13 a 16	97
Tabela VI.9 – Teores de cabeça das amostras dos ensaios de garrafão	99
Tabela VI.10 – Resumo das principais informações das colunas gigantes	101
Tabela VI.11 – Resumo das principais informações das colunas pequenas	104
Tabela VI.12 - Resumo das principais informações das colunas pequenas	110
Tabela VI.13 - Resumo das principais informações das colunas pequenas	115
Tabela VI.14 - Resumo das principais informações das colunas pequenas	120
Tabela VI.15 - Resumo dos principais resultados das colunas pequenas	125
Tabela VI.16 - Resumo das principais informações dos garrafões	127
Tabela VI.17 - Resumo das principais informações dos garrafões	128
Tabela VI.18 - Resumo das principais informações dos garrafões	129
Tabela VI.19 - Resumo das principais informações dos garrafões	130
Tabela VI.20 - Resumo dos principais resultados dos garrafões	132

RESUMO

Os resultados obtidos no processamento industrial das pilhas de lixiviação de minério de ouro de baixo teor da Mina São Vicente (MT), pertencente à Mineração Aipoena S.A., mostraram um elevado consumo de cianeto. Além disso, revelaram certa imprevisibilidade nos valores para a recuperação de ouro. Essa dissertação de mestrado apresenta os resultados experimentais para a extração de ouro a partir de testes de lixiviação com cianeto, em três unidades de escala piloto: colunas gigantes, colunas pequenas e garrafões em rolos.

Os parâmetros estudados nos testes em colunas foram a concentração de cianeto (ppm) na solução de alimentação e a razão de aplicação ($L.h^{-1}.m^{-2}$) da solução de alimentação. Nos testes de garrafões também foi avaliada a quantidade de hidróxido de cálcio dosada no minério para a determinação do consumo de cianeto e do impacto na extração de ouro.

A realização desses testes também permitiu a determinação das condições de operação consideradas ótimas para a concentração de cianeto na solução de alimentação e da razão de aplicação da solução nas pilhas objetivando, principalmente, a redução dos custos. Com os resultados obtidos, foi calculado o consumo de cianeto e o percentual de extração de ouro para cada teste e, assim, os parâmetros otimizados foram determinados: dosagem de 1,5 quilogramas de hidróxido de cálcio por tonelada de minério, razão de aplicação da solução de alimentação de $6 L.h^{-1}.m^{-2}$ e concentração de 200 ppm de cianeto.

ABSTRACT

The results obtained in the heap leach industrial processing of low grade gold ore from São Vicente Mine (MT), owned by Mineração Apoena S.A., showed high cyanide consumption. In addition, revealed some unpredictability in the gold recovery. This dissertation presents the experimental results for the gold extraction from cyanide leaching tests on three pilot scale units: giant columns, small columns and bottle on rolls.

The parameters studied in the column tests were the cyanide concentration (ppm) in the feed solution and the application rate ($\text{L}\cdot\text{h}^{-1}\cdot\text{m}^{-2}$) of the feed solution. In the bottle roll tests was also evaluated the amount of calcium hydroxide dosed in the ore for determining the cyanide consumption and the impact on gold extraction.

The performance of these tests also allowed the determination of operating conditions considered optimal for the cyanide concentration in the feed solution and the application rate of the feed solution of the heap leach aiming, mainly, at reducing the costs. With the obtained results, the cyanide consumption and the percentage of gold extraction were calculated for each test, and thus, the optimized parameters were determined: dosage of 1.5 kilogram of calcium hydroxide per tonnage of ore, application rate of feed solution of $6 \text{ Lh}^{-1}\cdot\text{m}^{-2}$ and concentration of 200 ppm of cyanide.

1. INTRODUÇÃO

A extração de ouro a partir do minério é uma prática exercida há séculos. Concentração gravítica, amalgamação, lixiviação com cianeto, precipitação com a adição de zinco e adsorção em carvão ativado, são algumas técnicas para a extração e recuperação do ouro. As combinações dessas técnicas permanecem como base para a maioria dos fluxogramas atuais para a recuperação de ouro (Marsden e House, 2006).

O conhecimento das características mineralógicas do minério a ser extraído é de fundamental importância para o desenvolvimento da melhor rota de extração e concentração do ouro. Dimensão e liberação da partícula, teor do minério, solubilidade em cianeto, são algumas das características que devem ser levadas em conta na escolha do processo de extração.

As principais rotas do beneficiamento do ouro incluem a cominuição em britadores e moinhos, separação e concentração em equipamentos gravíticos, flotação e lixiviação com cianeto em tanques e em pilhas.

A escolha da rota de processamento deve ser economicamente viável. É preciso avaliar se, com a maior recuperação alcançada, os lucros obtidos serão maiores que os custos de extração e recuperação metálica.

A extração de ouro por lixiviação de minérios em pilhas encontra-se nesse panorama. Alguns depósitos não possuem teor alto o suficiente para ter sua extração e recuperação

realizada por métodos como concentração gravítica, flotação e cianetação em tanques de lixiviação.

A lixiviação em pilhas com cianeto é um método considerado mais eficiente e relativamente menos oneroso do que outros métodos de lixiviação, onde a extração de ouro alcançada pelo processamento do minério de baixo teor paga os custos e gera lucros.

A concentração ótima de cianeto a ser aplicada, a melhor quantidade de hidróxido de cálcio a ser dosada no minério, a melhor razão de aplicação da solução de alimentação e o cálculo da recuperação atingida são questões que foram exaustivamente estudadas em testes pilotos de lixiviação (Heck, 2012; e Villas Bôas *et al.*, 2002). Porém, a realização constante de testes pilotos é necessária para otimização contínua dos parâmetros envolvidos no processo de lixiviação em pilhas com cianeto.

Essa dissertação de mestrado visou determinar a concentração de cianeto na solução aquosa de alimentação mais adequada e a razão de aplicação da mesma no minério de baixo teor DLO (*Dump Leach Ore*) da Mina São Vicente, pertencente à Mineração Apoená S.A. (Mato Grosso-MT). Com os resultados obtidos foram calculadas a extração de ouro atingida, através de testes de lixiviação em colunas gigantes, em colunas pequenas e em garrações.

Testes piloto de lixiviação em colunas gigantes representam melhor a realidade das pilhas de lixiviação. São testes relativamente longos (2 meses, aproximadamente), onde

os principais parâmetros envolvidos na lixiviação em pilhas foram testados em uma grande quantidade de minério (25 toneladas, aproximadamente). Após a finalização dos testes e com os resultados obtidos, foi possível efetuar a otimização dos parâmetros analisados.

Com os parâmetros otimizados nos testes realizados, a equipe de controle operacional da Mina São Vicente poderá fazer a correlação com os dados reais das pilhas de lixiviação.

Nos testes pilotos de lixiviação em colunas pequenas foi possível analisar os principais parâmetros das pilhas de lixiviação de forma mais rápida (1 mês, aproximadamente) e em menor quantidade de minério (177 quilogramas, aproximadamente). Com os resultados obtidos, foi possível fazer a correlação com os resultados dos testes das colunas gigantes.

Com os parâmetros otimizados nos testes realizados, a equipe de controle operacional da Mina São Vicente poderá fazer a correlação com os dados reais das pilhas de lixiviação.

Com os testes de lixiviação em garrações foi possível analisar a dosagem de hidróxido de cálcio no minério e a extração do minério de ouro de forma relativamente rápida (120 horas), e em pequena quantidade de minério (2,7 quilogramas).

2. OBJETIVOS

2.1. Objetivo Geral

O objetivo dessa dissertação de mestrado foi determinar a concentração considerada ótima de cianeto na solução aquosa de alimentação e a melhor razão de aplicação da mesma, avaliando-se o consumo de cianeto livre e o percentual de extração de ouro do minério de baixo teor, DLO (*Dump Leach Ore*), da Mina São Vicente (MT), Mineração Apoena S.A., nas pilhas de lixiviação com solução cianetada.

2.2. Objetivos Específicos

- Obter os resultados de consumo de cianeto livre e de extração de ouro com a lixiviação de DLO, em testes de colunas gigantes, os quais foram determinados e avaliados variando-se a concentração de cianeto na solução aquosa de alimentação e razão de aplicação da solução de alimentação.
- Obter os resultados de consumo de cianeto livre e de extração de ouro com a lixiviação de DLO britado a 80 % passante em 50 milímetros, em testes de colunas pequenas, os quais foram determinados e avaliados variando-se a concentração de cianeto na solução aquosa de alimentação e razão de aplicação da solução de alimentação.
- Obter os resultados de consumo de cianeto livre, de extração de ouro e da concentração de hidróxido de cálcio dosada no DLO britado a 80 % passante em

2 milímetros, os quais foram determinados e avaliados através de testes de lixiviação em garrações.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1. Ouro

O ouro é um elemento nativo, com dureza entre 2 ½ e 3 na escala de Mohs, peso específico de 19.3 g/cm³, brilho metálico e superfície de fratura rugosa (Pellant, 2000).

O ouro encontra-se normalmente em estado puro e em forma de pepitas. É o mais maleável e o mais dúctil dos metais, permitindo obter até 2.000 metros de fio com apenas um grama de metal. É ótimo condutor de calor e eletricidade (PORMIN, 2008).

O ouro é solúvel em água régia e em solução contendo cianetos.

A pureza do ouro pode ser medida em quilates. O ouro puro tem 24 quilates, sendo mole demais para ser usado em joalherias. Para tal fim, mistura-se o ouro a um ou mais metais como, por exemplo, a prata e o cobre, garantindo, assim, a durabilidade e o brilho à joia.

Por ser um ótimo condutor elétrico, o ouro também é utilizado como circuito elétrico nos microprocessadores. É, ainda, utilizado na fabricação de moedas, peças odontológicas, e na forma coloidal para dar cor a vidros e cerâmicas (Rojas, 2009).

Mais importante, ouro é utilizado como reserva monetária das nações mundiais.

Segundo Luz e Lins (2004), o ouro é conhecido desde a antiguidade, sendo recuperado pelos egípcios em depósitos aluvionares 400 anos antes da Era Cristã, através de processos gravíticos.

No fim do século XVII, com a crise da produção açucareira, a Coroa começou a estimular os habitantes a explorarem terras ainda desconhecidas em busca de ouro e pedras preciosas. Esta corrida transformou o interior do Brasil em um lugar muito agitado e perigoso. A região onde mais cresciam garimpos compreendia Minas Gerais e as províncias vizinhas de Goiás e Mato Grosso.

Nos últimos 10 anos, o preço do ouro variou de forma assustadora, subindo de aproximadamente 250 dólares americanos por onça troy para até 1.900 dólares. A figura 3.1 mostra o gráfico ilustrativo da variação do preço do ouro na última década.

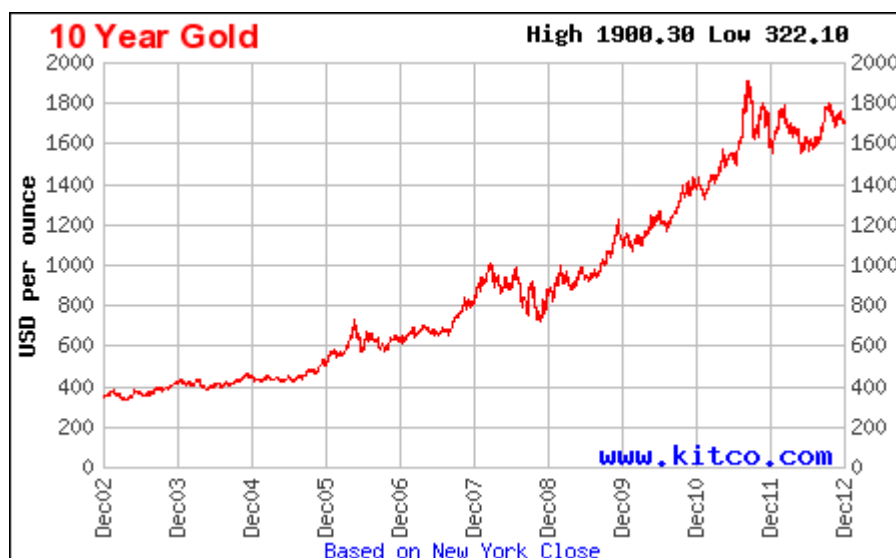


Figura 3.1 – Variação do preço do ouro na última década (Kitco Metals Inc.).

3.1.1. Características dos Depósitos de Ouro

As características do depósito do minério, juntamente com suas associações minerais, irão determinar os métodos de extração e concentração do ouro. Segundo Marsden e House (2006), cada depósito mineral é único, devido às variações que seguem:

- Modo mineralógico de ocorrência do ouro;
- Distribuição do grão de ouro;
- Tipo de mineral de ganga e mineral hospedeiro;
- Distribuição granulométrica dos grãos do mineral de ganga e mineral hospedeiro;
- Associações minerais;
- Alterações minerais;
- Variações dos itens citados acima dentro de um depósito e com o tempo.

Os minerais de ouro possuem cinco classificações distintas (Marsden e House, 2006):

- Ouro nativo: com um peso específico de $19,3 \text{ g/cm}^3$, pode ser facilmente separado por processos gravíticos de seus minerais de ganga, que possuem peso específico entre 2,7 a $3,5 \text{ g/cm}^3$ (quartzo e outros silicatos, por exemplo). Possui formato arredondado, conhecido como *nugget*.
- *Electrum*: é uma liga natural de ouro e prata, com porcentagem de prata entre 25 % e 55 %. Possui um peso específico entre 13 e 16 g/cm^3 , e uma coloração amarelo pálido. Por esse motivo, é também conhecido como ouro branco. O *electrum* também é produzido artificialmente.
- Teluretos de ouro: a química dos teluretos de ouro é relativamente complexa. Os compostos mais comuns são a silvanita ($(\text{Au,Ag})_2\text{Te}_4$), calaverita (AuTe_2) e a petzita (Ag_3AuTe_2). Os teluretos de ouro estão associados com ouro livre e sulfetos. Seu peso específico está entre 8 e 10 g/cm^3 , e sua coloração é variante de um tom menos distintivo de branco, cinza e preto.

- Outros minerais de ouro: o ouro ocasionalmente ocorre com o bismuto no mineral maldonita (Au_2Bi). Possui um peso específico de $15,5 \text{ g/cm}^3$ e uma coloração variando entre cobre vermelho, branco avermelhado, preto e prata branca. É pouco solúvel em soluções contendo cianeto.
- Ouro com sulfetos: os minerais sulfetados compõem, provavelmente, o maior grupo de refratários que existem, onde quantidades de partículas ultrafinas de ouro estão presentes dentro de grãos de sulfeto (Mendes, 1999). O teor de ouro foi medido dentro das estruturas dos minerais sulfetados:
 - Arsenopirita: $<0,2$ a 15.200 g/t ;
 - Pirita: $<0,2$ a 132 g/t ;
 - Calcopirita: $<0,2$ a $7,7 \text{ g/t}$.

3.1.2. Rotas de Processo

A rota de processo escolhida para a extração do ouro depende da mineralogia do minério, entre outros fatores concorrentes. A melhor escolha do método de extração depende do conhecimento da formação do depósito e de quais são os outros minerais.

De acordo com as características do minério, tais como teor, solubilidade em cianeto, dimensão e grau de liberação da partícula, a melhor rota deverá ser escolhida.

Os processos mais comumente empregados na extração do ouro são:

- Concentração gravítica: processo onde partículas de diferentes densidades, formas e tamanhos são separadas através da ação de forças da gravidade ou

forças centrífugas (Lins, 2004). Equipamentos como o jigge, hidrociclone, concentrador espiral, concentrador centrífugo, mesa vibratória, caixa *sluice*, separam o ouro de outros minerais. A separação gravítica pode gerar o concentrado final, que segue para a fundição, ou gerar um concentrado que ainda passará por outra rota de extração.

- Flotação: processo onde as partículas são separadas através da geração de bolhas de ar e pela hidrofobicidade e/ou hidrofiliçidade das partículas na polpa. A maioria das espécies minerais tem afinidade pela fase líquida apresentando, assim, o comportamento hidrofílico. Entretanto, é possível alterar esse comportamento com a adição de substâncias específicas na polpa; é a chamada hidrofobicidade seletiva (Chaves e Leal Filho, 2004). A espécie mineral onde a hidrofobicidade seletiva é aplicada se junta às bolhas de ar, em um caminho ascendente, enquanto as outras seguem em um caminho descendente junto à fase líquida.
- Cianetação: a extração e recuperação de ouro são realizadas em duas etapas distintas. Na etapa da extração, o ouro é solubilizado pela solução contendo cianeto; na etapa de recuperação, o ouro dissolvido na solução de cianeto é recuperado através da precipitação ou cementação com zinco (processo Merrill-Crowe) ou através da adsorção no carvão ativado (Lottermoser, 2010). Os dois processos mais utilizados na extração de ouro por cianetação são: pilhas de lixiviação (*heap leach*) e cuba/tanque de lixiviação (*vat/tank leach*). Os três processos mais utilizados na recuperação do ouro através do carvão ativado são: carvão em polpa (CIP), carvão em lixiviação (CIL) e carvão em coluna (CIC).

- Pilhas de lixiviação: o minério é empilhado em pátios impermeabilizados por mantas e lixiviado por uma solução contendo baixa concentração cianeto. A solução de cianeto e ouro segue para as colunas contendo carvão ativado (CIC).
- Cuba/tanque de lixiviação: após passar pelo processo de cominuição, o minério é lixiviado em solução contendo cianeto em grandes tanques fechados, estacionários ou agitados.
- Carvão em polpa (CIP): a solução contendo ouro e cianeto flui por gravidade por tanques de agitação mecânica, passando em contra corrente pelo carvão ativado. O primeiro estágio, que contém o carvão mais rico em ouro, entra em contato com a polpa mais rica. Em contrapartida, o último estágio contém o carvão menos carregado de ouro e a polpa de menor concentração. A transferência do carvão é feita em bateladas. O carvão rico é transferido para a etapa de dessorção e eletrólise, para posterior fundição do ouro.
- Carvão em lixiviação (CIL): o processo de carvão em lixiviação é uma variação do processo de carvão em polpa. No processo CIL, a lixiviação do ouro e a adsorção do ouro pelo carvão ativado ocorrem simultaneamente em um mesmo tanque. Esse processo é utilizado quando o minério apresenta substâncias capazes de adsorver o ouro da solução cianetada. Tais substâncias são chamadas de *preg-robbers* e normalmente são matérias carbonosas que competem pelo ouro com o carvão ativado (Freitas e Costa, 2002). O carvão rico é transferido para a etapa de dessorção e eletrólise, para posterior fundição do ouro.

- Carvão em coluna (CIC): quando o processo de lixiviação em pilhas é empregado, a recuperação do ouro da solução de cianeto é realizada através do processo de carvão em coluna. Segundo Freitas e Costa (2002), existem duas configurações para esse processo:
 - Leito fixo: a solução de cianeto contendo ouro flui por gravidade através de um ou mais tanques estacionários de carvão, dispostos lado ao lado com elevação decrescente.
 - Leito fluidizado: a solução de cianeto contendo ouro flui de baixo para cima em colunas contendo carvão ativado, com velocidade suficiente para proporcionar a adsorção do ouro pelo carvão ativado. O carvão é transferido em batelada em contra corrente à solução rica; o carvão rico segue para a etapa de dessorção e eletrólise, para posterior fundição do ouro.

3.2. Beneficiamento

Beneficiamento é a parte da mineração que faz o tratamento do minério até a retirada do concentrado. O componente de interesse é o mineral-minério, que se encontra associado a outros minerais sem valor econômico - minerais de ganga (Sampaio e Tavares, 2005).

O tratamento de minérios consiste de operações visando modificar a granulometria, a concentração relativa das espécies minerais presentes ou a forma (Luz e Lins, 2004). Existem diferentes tratamentos que podem ser aplicados, todos eles visando à separação do mineral-minério dos minerais de ganga.

Segundo Luz e Lins (2004), em um fluxograma típico do beneficiamento, as operações são assim classificadas:

- 1) Cominuição: britagem e moagem.
- 2) Peneiramento – separação por tamanhos, e classificação: cicloneagem, classificador espiral.
- 3) Concentração gravítica, magnética, eletrostática, por flotação.
- 4) Desaguamento: espessamento ou filtração.
- 5) Secagem: secador rotativo, secador de leito fluidizado.
- 6) Disposição do rejeito.

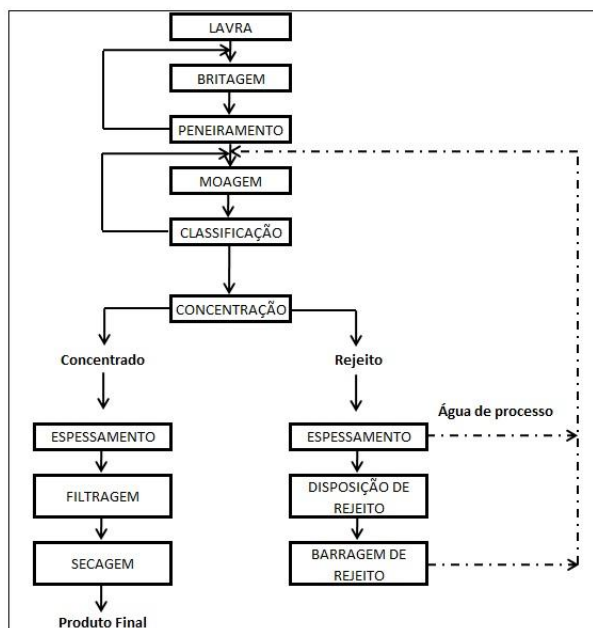


Figura 3.2 - Fluxograma típico do beneficiamento (adaptado de Luz e Lins, 2004).

O beneficiamento do minério de ouro apresenta algumas particularidades que o distingue de outros tratamentos. O processo pode simplesmente se restringir a uma

adequação granulométrica às etapas posteriores de hidrometalurgia ou envolver também estágios de concentração (Peres *et al.*, 2002).

Para a lixiviação em pilhas do minério de ouro de alto teor faz-se necessária a cominuição do material até a granulometria adequada. Para o minério de baixo teor, ocorre apenas a detonação do minério na mina e seu transporte até o local de empilhamento. Esse último é chamado *Dump Leach Ore* (DLO).

3.2.1. Cominuição

A operação de cominuição visa à redução do tamanho do minério até a granulometria adequada para as etapas posteriores do beneficiamento. Nessa operação encontram-se os estágios de britagem e de moagem.

A britagem pode ser dividida em três etapas: britagem primária, britagem secundária e britagem terciária. Em algumas plantas de beneficiamento, onde o teor de ouro é alto, pode-se ainda empregar a britagem quaternária, para a maior liberação do minério.

3.2.1.1. Britagem Primária

A britagem é a fase grosseira da operação de cominuição dos minerais. O processo consiste basicamente na quebra do material pela força de compressão, aplicada através do movimento periódico de aproximação e afastamento de uma superfície de britagem móvel com outra fixa (Fábrica de Aços Paulista, 1994).

A britagem primária é a etapa que recebe o minério desmontado da mina. Assim, os britadores primários devem ser de grande porte, tanto para suportar a descarga de material robusto quanto para manter a produtividade da linha. Os britadores mais utilizados nessa etapa são os de mandíbulas e os giratórios.

O britador de mandíbulas compõe-se basicamente de uma mandíbula fixa e uma móvel, ligada ao excêntrico, que fornece o movimento de aproximação e afastamento entre elas. Desta maneira, o material descarregado no britador vai descendo entre as mandíbulas enquanto recebe o impacto responsável pela fragmentação (Figueira *et al.*, 2004).

O britador giratório é utilizado quando a produção de minério a ser fragmentado é alta, pois, além de receber material de qualquer lado da sua circunferência, possui uma capacidade de armazenamento no seu interior. A sua capacidade de produção é muito maior que a do britador de mandíbulas. O britador giratório é composto por um cone central e uma carcaça invertida. O movimento circular do cone, de aproximação e distanciamento da carcaça, resulta na fragmentação do material.

3.2.1.2. Britagem Secundária e Terciária

As etapas de britagem secundária e terciária são utilizadas na fragmentação do minério no tamanho ideal para as etapas seguintes do beneficiamento.

Normalmente o circuito é fechado com a utilização de peneiras para o escalpe do material grosseiro, que retorna ao britador. O britador mais utilizado nessas etapas é o cônico.

O funcionamento do britador cônico é semelhante ao do britador giratório; porém, o cone do britador cônico é paralelo à carcaça do mesmo, proporcionando um maior período de retenção do material. A descarga do material se dá através do movimento vertical do cone, o qual é condicionado através de dispositivos hidráulicos (Figueira *et al.*, 2004).

3.2.1.3. Moagem

A moagem é a última etapa da operação de cominuição. O material é fragmentado entre duas superfícies móveis que não possuem qualquer movimento mecânico entre si (Fábrica de Aços Paulista, 1994). Tal fragmentação é realizada através da combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito (Figueira *et al.*, 2004).

Os moinhos cilíndricos são os mais comumente usados. Eles podem possuir corpos moedores em forma de barras, bolas (de ferro ou aço) ou seixos. O corpo do moinho é de ferro e revestido por aço ou borracha. Ele situa-se em cima de mancais que promovem a rotação do moinho.

Através da rotação do moinho ocorre a movimentação dos corpos moedores juntamente com o minério. Quando esse movimento gera a queda do material em forma de cascata,

a fragmentação ocorre por impacto. Se o movimento gerar o escorregamento do material, a fragmentação ocorre por atrito.

3.3. PILHAS DE LIXIVIAÇÃO

3.3.1. Considerações Preliminares

Os minérios de ouro que não possuem um teor alto o suficiente para serem economicamente tratados por processos gravíticos, flotação ou tanques de lixiviação, são encaminhados para a etapa de lixiviação em pilhas.

O minério pode ser britado e, em seguida, empilhado e lixiviado; ou, após a detonação na mina, o minério é empilhado e lixiviado, sem passar pela etapa de cominuição.

O processo de lixiviação em pilhas é muito simples de ser executado; porém, as suas variáveis operacionais e o cálculo da recuperação do ouro extraído ainda são temas complexos e de difícil compreensão.

O sistema global do método de extração do ouro por lixiviação em pilhas é composto pelas seguintes áreas:

- Pilhas de lixiviação: área composta pela base impermeabilizada, pelo minério empilhado, pelas tubulações centrais e secundárias, pelas trincheiras impermeabilizadas.

- Reservatórios de armazenamento: são necessários reservatórios para armazenar a solução rica em ouro, a solução com teor intermediário, a solução pobre em ouro, a água da chuva, a solução que será neutralizada e, ainda, um reservatório de segurança. Esses reservatórios devem ser revestidos de manta de PEAD (Polietileno de Alta Densidade).
- Colunas de adsorção: a solução rica é bombeada para as colunas para adsorção do ouro pelo carvão ativado.
- Coluna de dessorção: o carvão rico é transferido para a coluna de dessorção, onde a recuperação do ouro é feita com a eletrólise.
- Preparação do cianeto: o cianeto pode ser utilizado na forma líquida ou na forma sólida (briquetes). Ambos deverão ser descarregados na área específica de armazenamento e preparação da solução.

A figura 3.3 mostra uma representação esquemática do método tradicional de extração de ouro por lixiviação em pilhas.

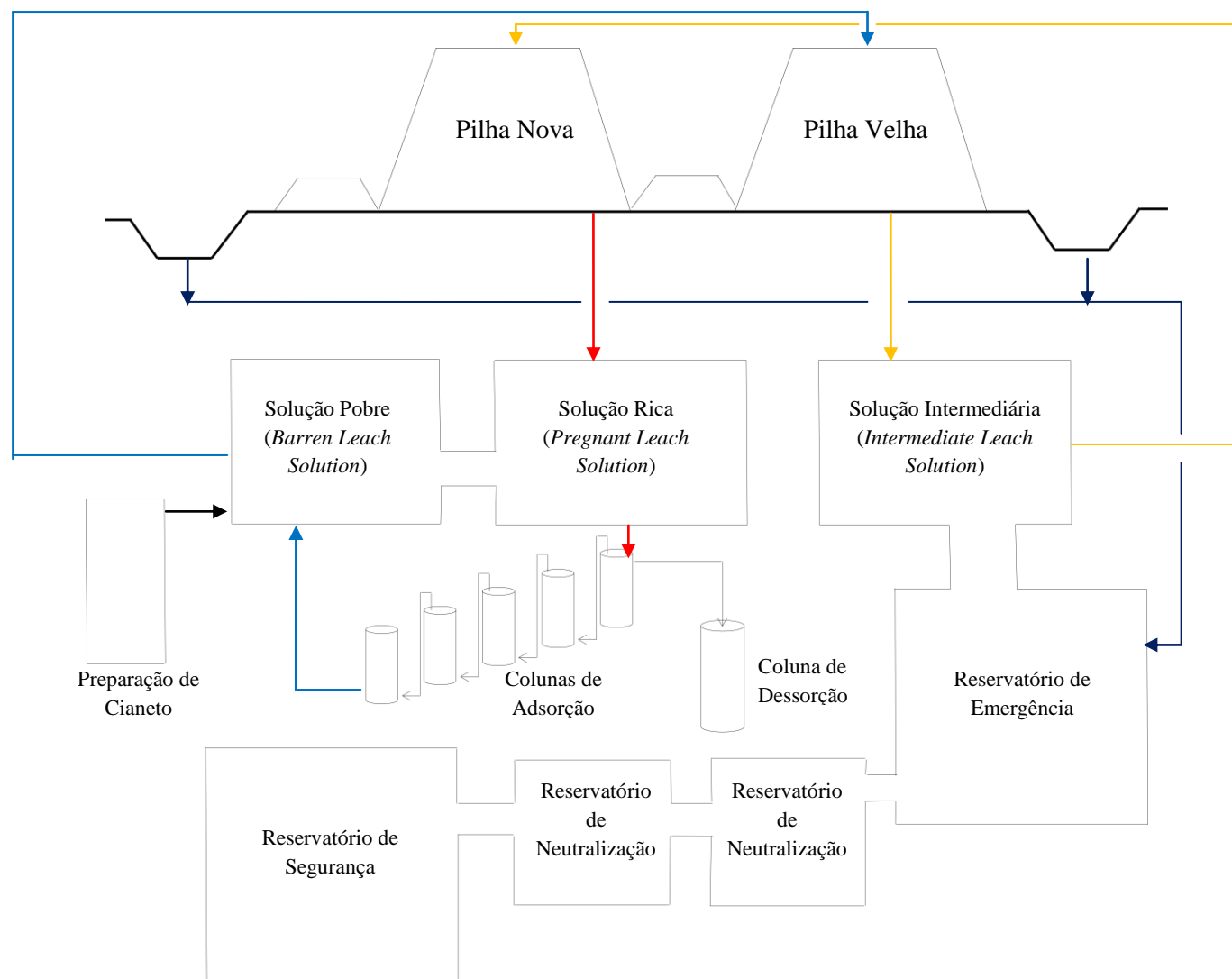


Figura 3.3 - Representação esquemática do sistema tradicional de lixiviação em pilhas.

A solução aquosa de cianeto é preparada na concentração entre 200 e 500 ppm; é desejável que a concentração ótima seja alcançada em testes piloto de colunas de lixiviação. A solução preparada com cianeto é acrescentada no reservatório de solução pobre. A solução do reservatório pobre alimenta as pilhas velhas, que possuem mais de dois meses de lixiviação. A solução que sai das pilhas velhas segue para o reservatório de solução intermediária. A solução desse reservatório alimenta as pilhas novas, as quais possuem até dois meses de lixiviação. A solução que sai das pilhas novas, rica em ouro, segue para o reservatório de solução rica, o qual alimenta as colunas de adsorção. Após a solução passar pela última coluna de adsorção, ela segue para o reservatório de solução pobre, reiniciando novamente o ciclo. O carvão rico em ouro é transferido da primeira coluna de adsorção para a coluna de dessorção.

Os reservatórios são interligados para não haver transbordo em épocas de chuva. A água da chuva que sai das trincheiras da parte lateral das pilhas de lixiviação segue para o reservatório de emergência. Havendo necessidade de neutralização da solução, a solução é bombeada para os reservatórios de neutralização, onde atingem os limites legais de pH e de concentração de cianeto. A solução, então, segue para o reservatório de segurança, podendo ou não ser descartada no meio ambiente.

3.3.2. Montagem da Base

A base da pilha de lixiviação deve ter uma pequena inclinação para o deslocamento da solução rica em ouro, podendo sofrer ou não terraplanagem. O solo deve ser revestido de argila e compactado e, após, coloca-se uma manta impermeável de PEAD. Este

procedimento é realizado para assegurar que não haverá contaminação do terreno e do lençol freático pela solução de cianeto.

Sobre a manta, coloca-se a tubulação central, que irá direcionar a solução contendo ouro e cianeto para os reservatórios de armazenamento. À tubulação central, são conectadas várias tubulações furadas, chamadas de canaflex, no formato de espinha de peixe. A figura 3.4 mostra o desenho esquemático da tubulação central e dos canaflex na base das pilhas de lixiviação.

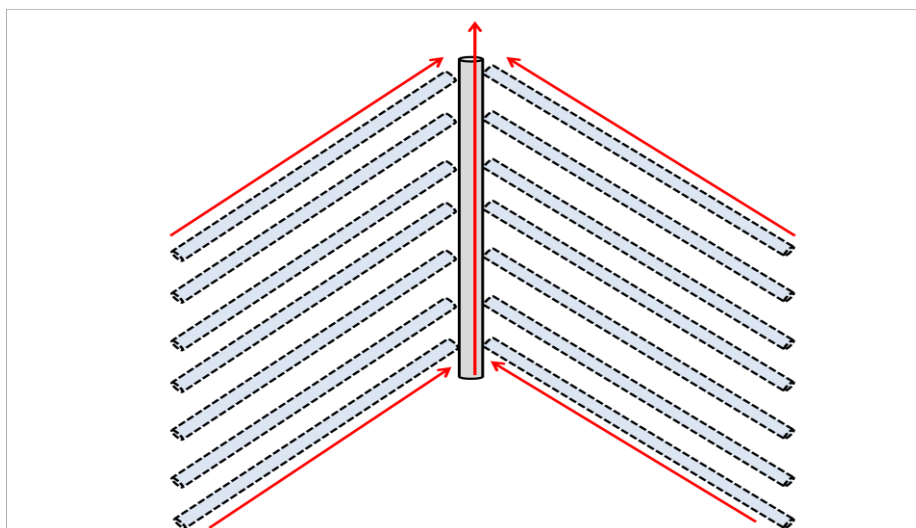


Figura 3.4 - Desenho esquemático em vista superior da tubulação central e dos canaflex.

Sobre a tubulação central e os canaflex, é colocada uma camada de material inerte e com alta permeabilidade como, por exemplo, a areia. Essa camada varia de 0,3 a 1,0 metros. O minério começa a ser empilhado em cima da base permeável, formando o primeiro nível da pilha de lixiviação. Cada nível pode atingir de 6 a 12 metros de altura, dependendo da produção de lavra do minério e do espaço destinado ao empilhamento.

Ao redor da área de empilhamento, são escavadas trincheiras para a drenagem da água da chuva. Essas trincheiras devem ser revestidas de PEAD e a solução é direcionada para reservatórios de emergência. Sem essas trincheiras de escoamento, os reservatórios receptores da solução rica em ouro poderiam transbordar e extravasar, havendo perda econômica e ambiental para o projeto.

3.3.3. Empilhamento

Após a preparação da base das pilhas e da camada de material permeável, o empilhamento pode começar. Quando o minério passa pelo circuito de cominuição, pode-se empilhar de duas maneiras:

- Correias transportadoras: o minério sai do circuito de cominuição através de correias transportadoras e segue até a área das pilhas. Correias transportadoras móveis fazem o empilhamento na área designada.
- Caminhões: após o circuito de cominuição, o minério é estocado em um silo que abastece os caminhões. Os caminhões seguem até a área das pilhas e basculam o minério, fazendo o empilhamento.

Quando o minério empilhado é apenas detonado, sem passar por fragmentação, o empilhamento é realizado apenas por caminhões.

Durante o empilhamento, é necessária a dosagem do hidróxido de cálcio (Ca(OH)_2), que é um modificador de pH da solução aquosa. O pH deverá ser elevado e deverá permanecer entre 10,5 e 11,5 para prevenir a hidrólise do íon cianeto e formação do

cianeto de hidrogênio (HCN), que é altamente tóxico. A proporção ótima de hidróxido de cálcio dosado por tonelada de minério empilhada deve ser alcançada através de testes pilotos de colunas de lixiviação e de lixiviação em garrafões. Taxas típicas de adição de cal variam de 0,7 a 1,5 quilogramas por tonelada de minério (Stange, 1999). A experiência profissional de colaboradores da Mina São Vicente relata a dosagem de aproximadamente 1 quilograma de hidróxido de cálcio por tonelada de minério.

A dosagem de hidróxido de cálcio pode ser realizada das seguintes maneiras:

- Silo: silos contendo hidróxido de cálcio descarregam uma dosagem sobre a correia transportadora que contém o minério que será empilhado; ou descarregam uma dosagem sobre os caminhões que contêm o minério a ser empilhado.
- Carretas: carretas adaptadas contendo hidróxido de cálcio seguem pela pilha que está sendo formada fazendo a dosagem homogênea pelo minério.
- *Big bags*¹: *big bags* contendo hidróxido de cálcio são abertos e descarregados em cima da pilha que está sendo formada com o auxílio de um caminhão munck. Este procedimento não é seguro para os operadores que estão trabalhando nas pilhas e tão pouco é eficiente, já que a dosagem não é homogênea e há muita perda de hidróxido de cálcio pela ação do vento.

¹ Saco em tecido de polipropileno, de fundo fechado, com quatro alças de suspensão, para transporte de produtos.

3.3.4. Sistema de Dosagem da Solução de Alimentação

Após o empilhamento e dosagem do hidróxido de cálcio, é preciso colocar a tubulação que irá trazer a solução de alimentação com cianeto e o sistema de dosagem da solução pela pilha. A razão de aplicação da solução de alimentação na área da pilha é de extrema importância para a maior extração e recuperação do ouro. Esse valor deverá ser alcançado através de testes piloto de colunas de lixiviação. As taxas típicas de aplicação da solução variam de 5 a 75 galões por pés quadrados por dia (8 a 127 litros por metro quadrado por hora) de superfície de área (Heinen *et al.*, 1978). A experiência profissional de colaboradores da Mina São Vicente relata um valor de, aproximadamente, $10 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$.

Todas as áreas da pilha devem ser igualmente lixiviadas para não haver geração de caminhos preferenciais e a não lixiviação de alguma parte da pilha. A dosagem da solução de alimentação na pilha é normalmente realizada de duas maneiras:

- **Aspersor:** tubulações secundárias são conectadas à tubulação central que contém a solução de alimentação. Essa solução é transportada até os aspersores, que jorram a solução em áreas específicas da pilha. Esse sistema não é adequado em regiões de alta taxa de evaporação, pois a solução evapora antes de alcançar o minério na pilha, e onde a ação do vento é muito forte, pois a solução acaba lixiviando mais áreas do que outras. Porém, o sistema de aspersor é o melhor método para lixiviar os taludes das pilhas.
- **Gotejador:** tubulações secundárias, com furos entre 30 e 30 centímetros, são conectadas à tubulação central que contém a solução de alimentação. Quando a solução passa pelas tubulações secundárias ela vai gotejando em áreas

específicas da pilha. O entupimento das tubulações secundárias provoca a não lixiviação de algumas áreas da pilha. O calor da região pode provocar rachaduras nas tubulações secundárias, fazendo com que a solução de alimentação concentre-se em apenas algumas regiões das pilhas.

Para a melhor lixiviação das pilhas, é preciso avaliar a região onde o projeto está instalado. Muitas vezes, a extração e recuperação do ouro não são alcançadas pois o sistema de dosagem da solução de alimentação não está adequado, havendo grande quantidade de solução em algumas áreas, e quantidade insuficiente em outras.

4. MINA SÃO VICENTE

As informações deste capítulo têm como referência relatórios internos da Mina São Vicente, Mineração Aipoena S.A.

4.1. Geologia e Mineralização do Ouro

4.1.1. Geologia da Propriedade

O conhecimento da geologia do depósito de São Vicente é baseado em 43.619 metros de perfuração (281 furos de sondagem) e exposições na mina a céu aberto. A perfuração, que foi principalmente perfuração diamantada, inclui 318 metros de perfuração de circulação reversa.

As rochas hospedeiras locais compreendem meta-arenitos da Formação Fortuna (a unidade basal do Grupo Aguapeí). Os meta-arenitos são estreitos, com mergulho profundo e dobrados isoclinalmente, formados predominantemente por grãos de quartzo finos a areia com uma pequena porcentagem de sericita intersticial recristalizada, muscovita e clorita, os produtos de alteração de uma matrix argilosa. Estratificação cruzada é comumente observada.

Intercalados com os meta-arenitos estão os metaconglomerados medindo até várias centenas de metros ao longo do mergulho e de espessura de até 10 ou 30 metros, especialmente onde os conglomerados formam as unidades basais de ciclos de

deposição. Os metaconglomerados são compostos por quartzo mal classificados, subangulares a arredondados e seixos de quartzito onde era geralmente uma massa argilosa.

Corpos lenticulares de metapelitos finos (com espessura de centímetros a decímetros), de cor púrpura, com extensão de área limitada, também são intercalados nas unidades de meta-arenitos, particularmente na porção superior dos ciclos de deposição.

O embasamento do Grupo Aguapeí compreende uma sequência Proterozóica baixa a média de metassedimentos finos (xistos sericita), metatufos ácidos, formação ferrífera bandada, filitos e quartzitos, intrudidos por granitoides e rochas máficas.

Ambas as sequências foram submetidas a três grandes eventos deformacionais que resultaram progressivamente em dobras, falhas e cisalhamentos e, finalmente, fratura das rochas. Esses eventos foram relacionados às forças nordeste-sudoeste de compressão e encurtou e bloqueou as massas de rochas ao longo do cinturão chamado de Frente Tectônica Aguapeí.

A deformação resultou inicialmente em grandes dobras anticlinais-sinclinais com planos axiais atingindo 150° e mergulho para o noroeste. As dobras são simétricas e podem ser seguidas de centenas de metros. A foliação do plano axial é proeminente. Ao longo dos membros da dobra, planos axiais subverticais estreitos com dobras de metros apresentam grau e orientação similares às dobras maiores.

Uma compressão progressiva resultou na ruptura dos flancos das dobras e na formação de grandes zonas de cisalhamento milonitizadas com até 60 metros de espessura que podem ser rastreadas por centenas de metros em uma direção noroeste-sudeste, paralela aos eixos da dobra. Esse evento gerou filões verticais de minério de sulfeto e quartzo, principalmente nas fronteiras das paredes dos conglomerados, em locais reológicos favoráveis.

O episódio final foi a formação do plano extensivo às fraturas com mergulho gentil que permitiu a colocação dos veios de quartzo com zonas silicificadas de alto teor aurífero.

Durante a orogênese, as rochas da Formação Fortuna foram submetidas ao metamorfismo de baixo teor (fácies baixas de xisto verde). O metamorfismo era evidente na recristalização dos grãos de quartzo e na alteração da matriz mineral argilosa na montagem muscovita-sericita.

4.1.2. Mineralização

Em São Vicente, a mineralização de ouro ocorre durante mais de 1.000 metros em duas zonas de cisalhamento paralelas convergentes, que tendem ao noroeste: a Zona Mineralizada Leste e a Zona Mineralizada Oeste. Essas zonas são localizadas dentro de uma área regional de cisalhamento maior (10 quilômetros de comprimento por 2 a 10 quilômetros de largura) e caracteristicamente próximos às maiores zonas regionais de cisalhamento.

A Zona Mineralizada Leste (ZML) atinge paralelamente um corpo conglomerado perto da fronteira entre as rochas do Grupo Aguapé e as rochas do embasamento. Suas larguras variam de alguns metros a 100 metros e o grau de alteração hidrotermal é geralmente baixo. A mineralização de ouro da zona é caracterizada por uma combinação de dois principais grupos de veios de quartzo: mergulhando suavemente para o nordeste e veios de cisalhamento mergulhando abruptamente.

A Zona Mineralizada do Oeste (ZMO) segue a porção externa do membro oeste da anticlinal São Vicente. É a zona mais mineralizada, atinge paralelamente a Zona Oeste e mostra o mesmo padrão dos veios de quartzo. Os veios de quartzo nordestes mergulhando suavemente centímetros a metros para noroeste, seguindo o mergulho do eixo anticlinal de São Vicente, é o mais importante em termos de volume. Um ângulo alto de veios cisalhantes ocorre em níveis mais profundos em locais favoráveis, principalmente perto da parede do conglomerado no núcleo da anticlinal de São Vicente, como mostra a figura 4.1.

Dez domínios estruturais são reconhecidos e mostrados nas figuras 4.1 e 4.2. Nesses domínios, a litologia, a competência da rocha e o esforço durante a deformação variaram. Esses são os controles de mineralização de ouro que dão origem a concentrações de ouro quando a fraturação é intensa, incluindo alguns *stockworks*², bem como cisalhamentos tabulares estreitos e estruturas de veios.

² Sistema de veios estruturalmente ou aleatoriamente controlados.

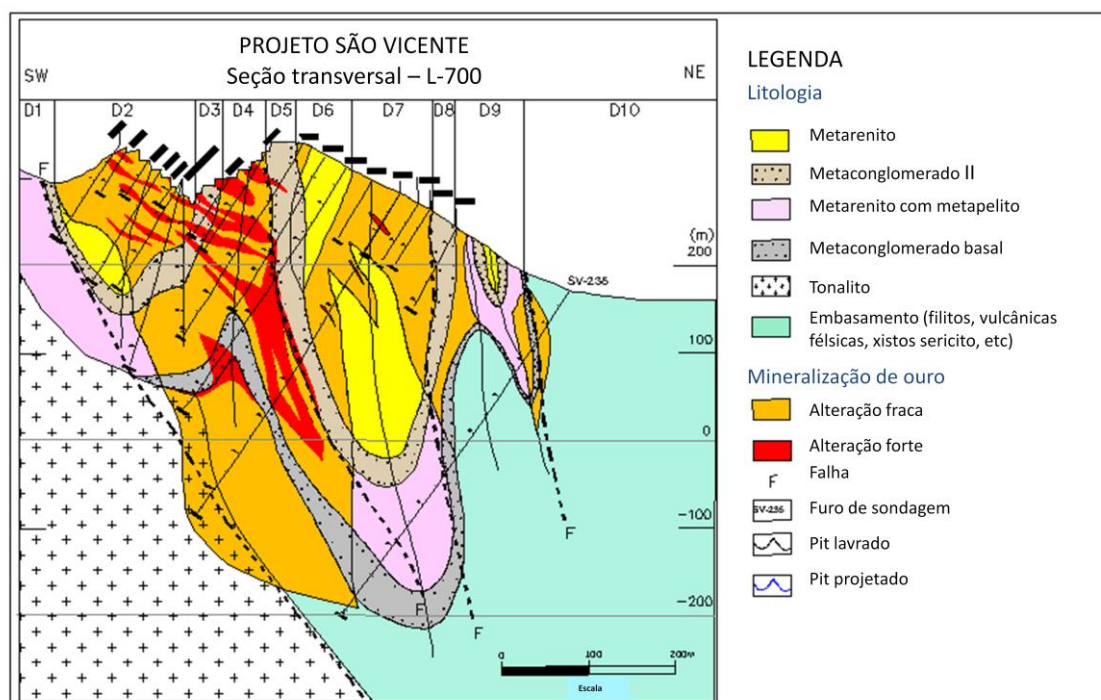


Figura 4.1 - Mina São Vicente: seção transversal L-700 mostrando domínios estruturais (figura cedida pela Mina São Vicente, Mineração Apoena S.A.).

Esses domínios estruturais estão alinhados ao longo do mergulho subvertical. Do sudoeste para o noroeste eles são os seguintes:

- D-1: domínio dobrado assimetricamente com meta-arenitos não alterados; estéril.
- D-2: domínio com cerca de 150 metros de largura, ligado por uma falha para oeste. Meta-arenito com a maior incidência de ouro em planos deitados de veios/filões de quartzo e zonas de sericita. Ambas a pirita e a arsenopirita ocorrem dentro dos filões de quartzo e em rochas hospedeiras em torno do quartzo. O ouro é, na maior parte, grosso. Silicificação forte.

- D-3: domínio de metaconglomerado com matriz pelítica com cerca de 20 a 40 metros de largura. Mineralização mergulhando suavemente nos veios de quartzo.
- D-4: domínio de meta-arenito intercalado com metapelitos com cerca de 40 a até 100 metros de largura. Dobras menores estreitas e fortemente cisalhadas. Alteração irregular. Mineralização em veios planos e veios verticais cisalhados; veios/filões fortemente mineralizados em lugares favoráveis, principalmente perto das paredes dos conglomerados. Mistura de pirita fresca e oxidada.
- D-5: domínio de metaconglomerado com matriz pelítica com cerca de 20 a 40 metros de largura. Não mineralizado.
- D-6: domínio de meta-arenitos dobrados estreitamente com cerca de 70 metros. Não alterado, não mineralizado.
- D-7: domínio de meta-arenitos cisalhados e dobrados com cerca de 10 a 80 metros de largura. Fraca mineralização em veios planos de quartzo e zonas de sericita/milonita. Sulfeto (pirita) está completamente oxidado. Contém principalmente ouro grosso livre.
- D-8: domínio de conglomerado com cerca de 10 a 20 metros de largura. Fortemente cisalhado. Veios verticais cisalhados de centímetros a decímetros próximos às paredes.
- D-9: domínio de meta-arenitos cisalhados com cerca de 80 a até 100 metros de largura. Alteração fraca, principalmente quartzo e sericita.
- D-10: domínio de embasamento com mais de 100 metros. Vulcânicas félsicas e metasedimentos finos, fortemente folheados. Mineralização restrita ao contato com sedimentos.

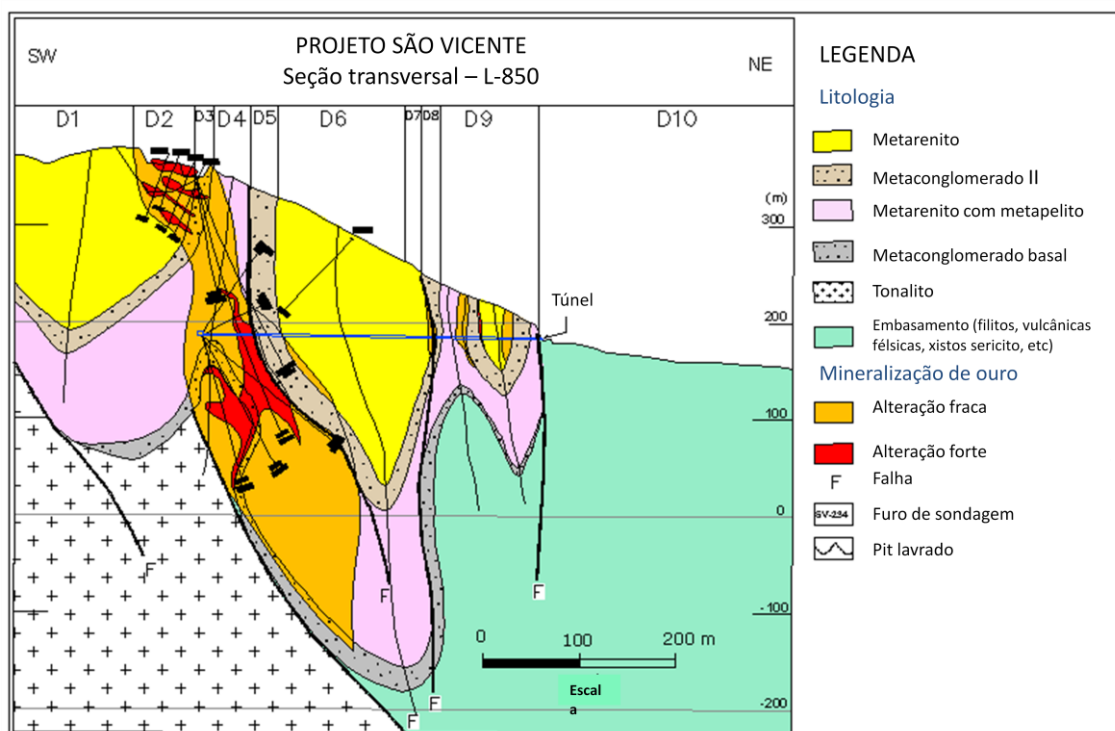


Figura 4.2 - Projeto São Vicente: seção transversal L-850 mostrando a escavação do túnel e os domínios estruturais (figura cedida pela Mina São Vicente, Mineração Aipoena S.A.).

4.2. Planta de Processamento

4.2.1. Geral

O circuito adotado para tratar o minério de alto teor, incluindo britagem e concentração gravítica, foi projetado para ter um rendimento anual nominal de 1.800.00 toneladas. A operação foi programada para 360 dias por ano, o equivalente a um rendimento diário de minério britado de 5.000 toneladas. As operações de mina foram programadas para seis dias por semana.

O minério de baixo teor, processado como *Dump Leach Ore* (DLO) nas pilhas de lixiviação, tem sua produção anual variável ao longo do tempo. Ela está sujeita à mesma programação do minério britado, de 360 dias por ano e seis dias por semana.

4.2.2. Britagem – Minério de Alto Teor

O minério apresenta um índice de trabalho de impacto (*Crush Work Index - CWi*) entre 15 e 19 kWh/t, uma vez que na maior parte corresponde a um quartzito. Esta gama reflete a valores referenciados já que não foram realizados testes para medições de dureza. Os valores referenciados de índice de abrasividade (*Ai*) para o quartzito estão entre 0,55 e 0,80.

As determinações do índice de trabalho de moinho de barras (*Rod Mill Work Index - RWi*), do índice de abrasividade (*Ai*) e do peso específico foram realizadas pela Metso³ em várias amostras fornecidas. Os valores são mostrados na tabela IV.1.

A última amostra na tabela IV.1 foi apontada como a mais representativa do conjunto do depósito. O valor correspondente de *Ai* foi, portanto, utilizado como representante de 85% das reservas lavráveis, como o componente “suave” do minério, com 15% de minério “duro” indexado na extremidade mais elevada da gama *Ai* testada e avaliada, de 0,80. Esses valores foram, por sua vez, utilizados para estimar as taxas de desgaste dos revestimentos dos britadores.

³ Fornecedor global de tecnologia e serviços aos clientes das indústrias de processos, incluindo mineração, construção, papel e celulose, e energia.

Tabela IV.1 - Medições das características da rocha realizadas pela Metso (tabela cedida pela Mina São Vicente, Mineração Aipoena S.A.)

Amostra	Peso específico⁴ (t/m³)	Ai	Rwi (kWh/t)
Arenito (estéril)	2,44	0,54	10,7
Minério de ouro	2,50	0,80	12,3
Meta-arenito silicificado (minério #1)	2,56	0,58	10,9
Meta-arenito silicificado (minério #2)	2,58	0,63	11,0
Meta-arenito silicificado (minério #3)	2,54	0,63	11,2

A densidade média do minério, tal como medida a partir de amostras dos testemunhos, foi estimada como 2,69 t/m³, para uma densidade aparente de 1,61 t/m³.

4.2.2.1. Circuito da Britagem Primária

O minério de alto teor é entregue da mina em caminhões de 27 toneladas. São consideradas vinte horas de utilização líquida por dia, contando com espera de caminhão no britador. Considerando a programação da mina de seis dias por semana, uma taxa de utilização de 71% é considerada para o circuito de britagem primária. Um fator de rendimento máximo de 1,2 é utilizado para fins de projeto, levando a um valor de 412 t/h e a uma média operacional de 343 t/h.

⁴ Refletindo peso específico por imersão em água e não por picnômetro.

Os caminhões descarregam sua carga em uma moega que fica acima de uma grelha alimentadora vibratória. As barras da grelha de 1,2 metros de largura e 4,25 metros de comprimento permitem que o material mais fino que 125 milímetros não passe pelo britador primário enquanto o material mais grosso alimenta o britador.

O britador primário de mandíbulas, modelo C110 da Metso, possui uma abertura na posição aberta (APA) de 110 milímetros.

A descarga combinada do britador primário e do *undersize* da grelha alimentadora vibratória segue por uma correia transportadora até uma pilha de estocagem em formato cônico, chamada de pilha pulmão.

4.2.2.2. Circuito da Britagem Secundária

A pilha pulmão anterior à britagem secundária foi dimensionada para fornecer 3.600 toneladas de capacidade, ou apenas metade do dia de operação para os próximos estágios de britagem, representando suas taxas de disponibilidade e utilização, ambas de 85%. Esporadicamente, quando a pilha pulmão está sem minério sobre os alimentadores, uma pá carregadeira empurra o material para os mesmos, e mantém o equilíbrio da britagem ativo quando a mina estiver inoperante e durante qualquer parada não programada do circuito da britagem primária.

O material da pilha pulmão é recuperado através de três alimentadores vibratórios MVS-35090 da Metso. Apenas dois são suficientes para manter um rendimento de projeto de 317 t/h.

O material originário da pilha pulmão segue para uma peneira vibratória de dois decks, de 1,8 metros de largura e 4,25 metros de comprimento. O *deck* superior possui telas resistentes de 75 milímetros de abertura, protegendo as telas do *deck* inferior com abertura de 19 milímetros de largura. O *oversize* dos dois *decks* segue para o britador secundário.

O britador secundário é um britador cônico cabeça padrão (*standard head*), modelo HP300 da Metso, equipado com revestimento extra grosseiro (*extra coarse*) e com motor de 200 kW. Ele opera com uma abertura na posição fechada (APF) de 27 milímetros e em circuito aberto com a peneira primária.

4.2.2.3. Circuito da Britagem Terciária

O material originário do britador secundário (combinação do *undersize* do *deck* inferior da peneira primária e do produto do britador secundário) segue para uma segunda peneira vibratória de dois *decks*. O *deck* superior é equipado com telas de abertura de 16 milímetros de largura e o *deck* inferior com telas de 3,5 milímetros de abertura. A peneira opera com pulverizadores de água para aumentar a eficiência de operação.

O material *undersize* do *deck* inferior, menor que 6,3 milímetros, é o produto final e segue para uma caixa de bomba que alimenta o circuito gravimétrico. O material *oversize* do *deck* superior, maior que 25 milímetros, retorna ao britador secundário; enquanto que o material *oversize* do *deck* inferior, menor que 25 milímetros e maior que 6,3 milímetros, segue para o silo de estocagem que alimenta os caminhões que descarregam nas pilhas de lixiviação.

O britador terciário opera em circuito fechado com a peneira secundária. O produto do britador terciário se junta ao produto do britador secundário e ao *undersize* da peneira primária em uma correia transportadora que alimenta a peneira secundária. O britador terciário opera com apenas a alimentação nova do circuito, ou seja, 243 t/h.

Um silo com capacidade de 15 minutos está situado acima do britador para permitir a manutenção do mesmo sem que toda a linha tenha que parar.

O britador terciário é um britador cônico cabeça curta (*short head*), modelo HP300 da Metso, equipado com revestimento grosseiro (*coarse*) e motor de 200 kW. Ele opera com abertura na posição fechada (APF) de 18 milímetros.

4.2.3. Circuito Gravimétrico – Minério de Alto Teor

Esse circuito foi projetado para receber 38% da massa processada na britagem e recuperar 60% do ouro contido no minério britado, com uma recuperação geral de 65%.

O circuito gravimétrico compreende quatro subcircuitos principais:

- Circuito da jigagem;
- Circuito dos hidrociclones de classificação e de desaguamento;
- Circuito do concentrador gravimétrico; e
- Circuito da unidade de lixiviação intensiva.

4.2.3.1. Circuito da Jigagem

O circuito da jigagem compreende três estágios de concentração, incluindo um grosseiro ou *rougher* (primário), um de limpeza ou *cleaner* (secundário) e um de relimpeza ou *releaner* (terciário).

O produto dos circuitos de britagem secundária e terciária, menor que 6,3 milímetros, segue para uma caixa de bomba onde é adicionada água de processo para que o material seja bombeado para os jigues primários.

No circuito da jigagem, o concentrado de cada jigue alimenta o jigue subsequente por gravidade. Os rejeitos de ambos os jigues secundários e terciários são bombeados e recirculam para a alimentação do jigue primário. Os rejeitos dos jigues primários são os rejeitos finais desse estágio. Eles são transferidos para uma caixa de bomba que alimenta os hidrociclones de classificação. O concentrado do jigue terciário é o produto final do circuito da jigagem, o qual é depositado em um tanque cônico de estocagem.

O estágio primário ou *rougher* recebe uma alimentação fresca média de 202 t/h da planta de britagem. Adicionando os rejeitos recirculados dos jigues dos próximos

estágios tem-se uma alimentação de 244 t/h. A exigência de proporcionar flexibilidade operacional e capacidade de apoio promoveu a seleção de oito jigues Pan-Americanos retangulares de 2,2 m² cada um, dispostos em quatro unidades paralelas, sendo que seis jigues estão em operação e dois são sobressalentes.

Os concentrados dos jigues primários, produzidos com uma taxa de projeto de 25,2 t/h, fluem para um cone desaguador antes de alimentarem os jigues secundários. O espessamento é para garantir que a porcentagem de sólidos de 45% seja alcançada antes de alimentar os jigues.

Os rejeitos dos jigues primários caem em uma caixa que irá alimentar os hidrociclones de classificação.

O estágio secundário ou *cleaner* recebe os concentrados do estágio primário como alimentação. A área requerida para o jigue é de 2,5 m². Dois jigues do tipo Pan-Americano, com duas células de 42" x 48" estão instalados, mas apenas um jigue está em operação e o outro é sobressalente.

O estágio terciário ou *re-cleaner* é alimentado com o concentrado do estágio secundário, com uma taxa de projeto de 2,5 t/h. A área equivalente calculada para o jigue é de 0,25 m². Dois jigues do tipo Denver Mineral com células individuais de 12" x 18" estão instalados, mas apenas um está em operação e o outro é sobressalente.

O concentrado do jigue terciário é o produto final do circuito da jigagem. Ele é armazenado em um tanque cônico e fica a espera de uma futura limpeza na área das mesas vibratórias.

O rejeito do estágio secundário se junta ao rejeito do estágio terciário e ambos recirculam e alimentam os jigues primários.

4.2.3.2. Hidrociclones de Classificação e de Desaguamento

Os rejeitos do estágio primário do circuito da jigagem são enviados para uma caixa de bomba e bombeados por uma bomba centrífuga para uma bateria de três hidrociclones de fundo plano de alta eficiência de 660 milímetros de diâmetro. Dois hidrociclones estão em operação e um é sobressalente.

Os hidrociclones de classificação são usados para dividir os rejeitos dos jigues primários em uma granulometria de corte de aproximadamente 1 milímetro. A fração fina (*overflow* do ciclone) segue para outra caixa de bomba e, depois, para os hidrociclones de desaguamento. A fração grossa (*underflow* do ciclone) segue para uma peneira desaguadora.

A fração fina dos hidrociclones de classificação é bombeada para uma bateria de quatro hidrociclones de 500 milímetros de diâmetro, incluindo um hidrociclone sobressalente. Estes hidrociclones operam com uma granulometria de corte de 57 micrometros. O *overflow* diluído representa as lamas contidas no minério e produzidas no processo do

circuito da britagem. A fim de evitar problemas de percolação nas pilhas de lixiviação, esta fração segue para o espessador de rejeitos e, após o espessamento, é descartada na barragem de rejeitos.

O *underflow* dos hidrociclones de desaguamento, nominalmente entre 57 micrometros e 1 milímetro, alimenta um concentrador centrífugo para recuperação do ouro fino livre.

A peneira desaguadora recebe o *underflow* dos hidrociclones de classificação, ou seja, recebe a fração grosseira dos rejeitos dos jigues primários. A peneira garante que o produto *oversize* mantenha uma umidade controlada não superior a 15%. Este produto é transportado para o silo de estocagem que recebe também o material intermediário do circuito da britagem e alimenta os caminhões que descarregam nas pilhas de lixiviação.

A peneira recebe também o rejeito do concentrador centrífugo. A tonelada de projeto da peneira é de 205 t/h. Ela é uma peneira vibratória de um *deck* instalada com um ângulo de -5° , para aumentar a capacidade de desaguamento. Possui uma área requerida de 42 m^2 com uma abertura de deck de 0,5 milímetros de largura. A fração *undersize* da peneira, que contém aproximadamente 5% da tonelada de alimentação da peneira, é recirculada para a caixa de bomba de alimentação dos hidrociclones de desaguamento.

4.2.3.3. Mesas Vibratórias

O estágio das mesas vibratórias é um sistema de batelada alimentado por tanque cônico de 28 m^3 de polpa.

Nominalmente, a frequência das bateladas é uma por dia. As mesas foram dimensionadas para serem capazes de completar a operação dentro de um turno, ou dez horas de utilização. Com um processamento de projeto de aproximadamente 720 kg/h, duas mesas Gemini do modelo GT1000-MK2 funcionam em paralelo. Cada mesa é tipicamente capaz de lidar com 450 kg/h da alimentação.

As mesas produzem três produtos. O concentrado é armazenado em uma caixa de segurança e entregue à fundição para produção da barra de ouro. Os rejeitos das mesas seguem para a alimentação dos jigues primários, como carga recirculante. O material intermediário é enviado para a unidade de cianetação intensiva para lixiviação e eletrólise do ouro recuperado.

4.2.3.4. Concentrador Centrífugo

Os rejeitos dos jigues, classificados em um tamanho máximo de aproximadamente 1 milímetro pelos hidrociclones de classificação e deslamados pelos hidrociclones de desaguamento, seguem para um concentrador centrífugo usado para recuperar, pela gravidade, o ouro fino livre que os jigues não puderam recuperar.

Para processar uma vazão de 38,6 t/h, é utilizado um concentrador modelo KC-CD20 da marca Knelson, com sistema automático e central de descarga do concentrado.

O rejeito do concentrador é enviado para uma caixa de bomba e bombeado por uma bomba centrífuga para a peneira desaguadora. O concentrado é bombeado para um tanque vertical de estocagem, até seguir para a unidade de cianetação intensiva.

4.2.3.5. Unidade de Cianetação Intensiva

A unidade de cianetação intensiva (UCI) é um sistema modular de batelada que permite uma rápida recuperação do ouro grosso através da cianetação. A cinética da reação é aumentada pela adição de um auxiliar no processo de lixiviação (*leach aid*).

A unidade é capaz de dissolver 98% do ouro alimentado dentro de um período de lixiviação de 16 horas. A unidade é operada diariamente.

Após o processo de lixiviação, a solução rica segue para o circuito de eletrólise empregado na recuperação do ouro. O material lixiviado é retirado da unidade e empilhado nas pilhas de lixiviação.

Além de receber o concentrado do concentrador Knelson, a UCI também lixivia o material intermediário recuperado pelas mesas vibratórias. A UCI é um reator Acacia modelo CS2000, nominalmente capaz de lidar com até duas toneladas por batelada.

4.2.4. Pilhas de Lixiviação – Todas as Fontes de Minério

As pilhas de lixiviação de minério de alto teor são formadas com o material intermediário do circuito da britagem e do rejeito do circuito gravimétrico. As pilhas de lixiviação de minério de baixo teor são formadas com o material detonado na mina sem passar por qualquer tipo de cominuição ou de tratamento, denominado *Dump Leach Ore* (DLO).

O minério de alto teor é empilhado através de caminhões basculantes que carregam o material no silo de estocagem após a peneira secundária. O minério de baixo teor é empilhado através de caminhões basculantes que carregam o material diretamente da mina.

4.2.4.1. Configuração das Pilhas de Lixiviação

As pilhas de lixiviação são formadas pela descarga dos caminhões e pelo espalhamento do material por um trator de esteira. Os caminhões seguem por um corredor estreito de acesso ao longo da parte lateral da célula do pátio de lixiviação, a fim de minimizar a compactação resultante. O trator, então, empurra o minério para cobrir toda a área da célula.

Uma vez que uma seção da pilha é concluída, a área que recebeu o trânsito de caminhões é escarificada por uma escavadeira hidráulica, até uma profundidade mínima de 1,2 metros, para recuperar as características apropriadas de percolação. Toda a

superfície da pilha é escarificada pela escavadeira em um padrão quadrado, para prevenir a formação de poças ou caminhos preferenciais pela solução de lixiviação.

As pilhas de lixiviação são construídas em níveis de 6 metros, até uma altura total de 36 metros. Cada nível é dividido em células individuais de 50 metros de largura por 350 metros de comprimento. A extensão final das células do minério britado empilhado alcançará 700 metros de largura por 350 metros de comprimento, enquanto as células do DLO empilhado alcançarão 600 metros de largura por 350 metros de comprimento, considerando as densidades aparentes de $1,61 \text{ t/m}^3$ para o minério britado e de $1,80 \text{ t/m}^3$ para o DLO.

4.2.4.2. Aplicação da Solução de Lixiviação

A dissolução efetiva dos valores de ouro contidas no minério empilhado nas pilhas de lixiviação requer a aplicação suficiente de volume da solução, com uma quantidade apropriada de cianeto para dissolver o ouro, e um período de tempo suficientemente longo para atingir a máxima recuperação do ouro que pode ser esperada a partir do minério.

Testes de colunas gigantes realizados no passado mostram indicativos de um período de lixiviação pela recuperação do minério, cianeto esperado e consumo de hidróxido de cálcio, percolação e característica de sedimentação. Os parâmetros utilizados na lixiviação de minério britado e DLO são baseados nos dados obtidos no passado, assim

como por práticas estabelecidas industrialmente. A tabela IV.2 mostra os parâmetros utilizados nas pilhas de lixiviação.

O minério processado pela britagem, mesmo depois de submetido à separação gravimétrica, possui um teor médio de ouro de 1,01 g/t. Esse minério, combinado com o rejeito do circuito gravimétrico, possui teor médio de 0,58 g/t. Isso porque o rejeito do circuito gravimétrico possui teor de 0,39 g/t. O DLO possui teor médio de ouro de 0,267 g/t, bem abaixo do minério britado e abaixo do material combinado.

Tabela IV.2 – Parâmetros utilizados nas pilhas de lixiviação (tabela cedida pela Mina São Vicente, Mineração Aipoena S.A.)

Fonte de Minério	Ciclo de Lixiviação	Solução Aplicada	Duração do Ciclo (dias)	Razão de Aplicação (L.h⁻¹.m⁻²)
Minério Britado	Primário	Solução Intermediária	50	10
	Secundário	Soluções Intermediária e Pobre	100	6
	Enxágue	Solução Pobre	15	4
DLO	Primário	Solução Intermediária	70	10
	Secundário	Solução Pobre	140	6

4.2.5. Planta de Recuperação do Ouro

A planta de recuperação do ouro compreende um circuito primário de carvão ativado em coluna (CIC) que trata a solução rica de lixiviação, um circuito CIC de limpeza fornecido para tratamento da solução de lixiviação em excesso vinda dos reservatórios

de solução, um circuito de dessorção do carvão ativado, um circuito de eletrólise da solução rica e um forno de fundição usado para fundir os catodos da eletrólise e o produto concentrado do circuito gravimétrico em barras de ouro.

4.2.5.1. Circuito Primário de Carvão Ativado em Coluna

O circuito primário de adsorção de carvão ativado em coluna consiste em cinco colunas de aço dispostas em série. Para uma vazão volumétrica de projeto de 385 m³/h e uma carga hidráulica de 60 m³/h/m² requerida para fluidificar devidamente o carvão com granulometria de 8 x 16 *mesh* (2,38 x 1,19 milímetros) adicionado nas colunas, a área transversal de cada coluna é de 6,4 m², obtendo-se um diâmetro retido de 2,86 metros e uma altura de 2,75 metros.

Uma peneira vibratória de alta frequência, equipada com um *deck* de 600 micrometros, foi instalada antes da primeira coluna de carvão para remover os detritos da solução rica.

À medida que o carvão da primeira coluna atinge o objetivo de carga de ouro, o carvão de cada coluna é movido por eductores de ar em contracorrente ao fluxo de solução rica que avança por gravidade. Diariamente, em média, uma batelada de aproximadamente 1,09 toneladas de carvão é deslocada, com a última coluna recebendo uma quantidade equivalente de carvão novo ou regenerado, ou de transferência do circuito CIC de limpeza. A quantidade equivalente de carvão carregado extraído da primeira coluna

passa por uma peneira desaguadora vibratória antes de chegar ao silo de estocagem de carvão carregado, à espera da extração.

4.2.5.2. Circuito de Limpeza do Carvão Ativado em Coluna

Uma vazão variável e esporádica de solução em excesso é bombeada do reservatório de emergência para o circuito CIC de limpeza. As colunas de limpeza foram dimensionadas para a mesma carga hidráulica do circuito primário CIC, de $60 \text{ m}^3/\text{h}/\text{m}^2$.

O circuito de limpeza de adsorção de carvão ativado em coluna consiste em dois tanques em aço dispostos em série. As colunas possuem altura de 2,03 metros e diâmetro de 2,11 metros.

4.2.5.3. Dessorção do Carvão Ativado

O carvão ativado carregado coletado diariamente da primeira coluna de adsorção do circuito primário CIC passa pelo circuito de dessorção duas vezes por semana. Cada batelada contém, em média, 3,47 toneladas de carvão ativado.

O carvão carregado é transferido para a coluna de dessorção por uma bomba centrífuga de rotor recuado. A coluna é feita de aço inoxidável e ostenta uma camada espessa de isolamento. Ela possui um diâmetro de 1,7 metros e uma altura de parede lateral reta de 4,5 metros, levando a um comprimento total de 5,5 metros com as extremidades arredondadas a 60° .

4.2.5.4. Eletrólise

A solução rica contendo ouro dessorvido do carvão ativado carregado entra nas células eletrolíticas para deposição do ouro dissolvido nos catodos. A solução rica da unidade de cianetação (UCI) intensiva também segue a mesma rota.

O processo eletrólito é realizado em células de fibra de vidro onde os catodos, feitos de lâ de aço macio, são colocados em cestos de PVC (Policloreto de Vinila). Os catodos são conectados eletricamente a um circuito de corrente contínua, fornecido por um retificador de 0 a 1500 ampere e de 0 a 6 volts. Tipicamente, uma corrente de 600 ampere e uma tensão de 3,6 volts são submetidas ao circuito da célula de eletrólise. Isso induz os íons de ouro presentes no eletrólito (solução rica) a migrarem para a superfície dos catodos, onde são reduzidos e ali se depositam sob a forma metálica.

A circulação das soluções ricas da dessorção e da UCI continua por 12 horas. O circuito de eletrólise é composto por duas células em paralelo, que foram dimensionadas para proporcionar um tempo de retenção de 30 minutos por passagem, possuindo 1 metro de largura por 1 metro de profundidade e 2,75 metros de comprimento.

4.2.5.5. Forno de Fundição

Os catodos de lâ de aço macio das células eletrolíticas são colhidos após o final de cada batelada de dessorção e eletrólise. Eles são digeridos por ácido sulfúrico, filtrados, lavados e filtrados novamente, resultando em uma lama com 100% de ouro. A torta é

seca em estufa antes de ser armazenada em um cofre e preparada para a fusão. O concentrado final do circuito gravimétrico também é armazenado no cofre antes de ser preparado para a fusão.

A mistura dos fundentes para alimentação do forno de fundição deve conter aproximadamente 25% de nitrato, 25% de carbonato, 25% de bórax, 12,5% de sílica e 12,5% de cinza. A carga total de material a ser fundido é de 60 quilogramas (mistura fundente mais concentrados).

5. METODOLOGIA

5.1. Amostras

A fim de representar o DLO que compõe a Mina São Vicente, foram realizadas amostragens coletadas de caminhões de transporte nas seguintes regiões:

- 1) Banco Norte, 220/210: intercalação de metapelito sericitizado e meta-arenito (com mais de 50% de metapelito), com a presença de veios de quartzo discordantes e sulfetos frescos e oxidados.
- 2) Banco Sul, 270/260: intercalação de metapelito sericitizado e meta-arenito (com 50% de metapelito), com a presença de sulfetos, principalmente oxidados.
- 3) Banco Oeste, 270/260: formado por meta-arenito dobrado e fraturado, com a presença de metapelito na foliação da rocha (20% de metapelito), rocha sericitizada, com a presença de pirita e arsenopirita e veios de quartzo concordantes e discordantes. Sulfetação mais intensa próximo aos veios de quartzo.

5.2. Unidades Piloto

5.2.1. Colunas Gigantes

As colunas gigantes utilizadas nos experimentos e disponíveis na Mineração Apoená S.A., Mina São Vicente (MT), possuem 6 metros de altura e 1,9 metros de diâmetro. As colunas foram construídas com chapas de aço de $\frac{3}{4}$ de polegada de espessura, fixadas por soldas e parafusos. Na parte inferior possuem uma janela de visita, que foi utilizada

tanto para a colocação da tubulação no fundo da coluna quanto para a retirada do material após o término do teste.

A solução de alimentação foi preparada e mantida em *containers* de 1 m^3 , e foi bombeada para o topo das colunas gigantes através de bombas dosadoras. Após a solução ter passado por toda a coluna lixiviando o minério, ela saiu da coluna como solução rica, sendo também armazenada em *containers* de 1 m^3 .

A solução aquosa, agora rica, foi bombeada através de bombas dosadoras para as colunas de carvão ativado para adsorção do ouro pelo carvão. As colunas possuem 788 milímetros de altura e 98 milímetros de diâmetro e são de PVC.

A solução aquosa, agora pobre (esgotada em ouro), foi armazenada em *containers* de 1 m^3 para o ajuste da concentração de cianeto e posteriormente bombeada como solução de alimentação das colunas, formando um circuito fechado.

A figura 5.1 mostra o fluxograma esquemático do sistema de testes das colunas gigantes. As figuras 5.2 e 5.3 mostram as colunas gigantes e o sistema de bombeamento e armazenamento, respectivamente.

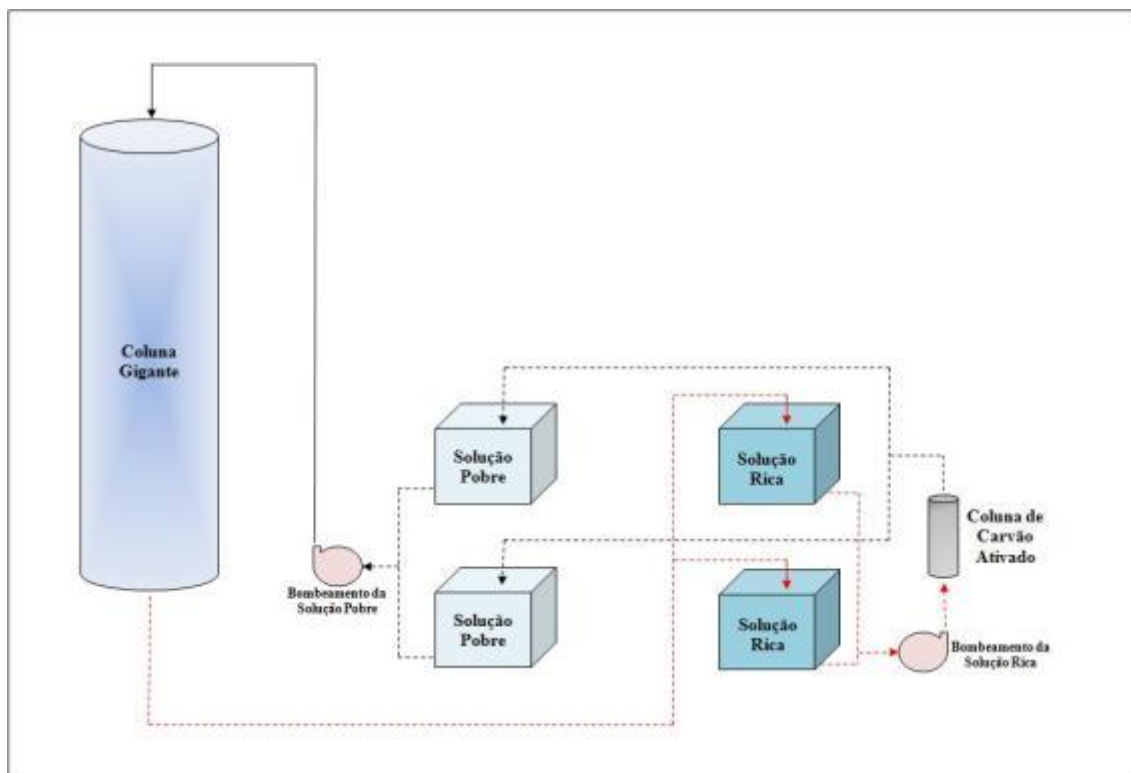


Figura 5.1 - Fluxograma esquemático descritivo do sistema das colunas gigantes.



Figura 5.2 – Foto das colunas gigantes utilizadas para os testes de lixiviação.



Figura 5.3 – Foto do sistema interno de dosagem e armazenamento das soluções rica e pobre.

5.2.2. Colunas Pequenas

As colunas pequenas utilizadas nos experimentos e disponíveis na Mineração Aipoena S.A., Mina São Vicente (MT), possuem 1,6 metros de altura e 0,3 metros de diâmetro e são de PVC. A solução de alimentação foi preparada e mantida em barriletes de 100 litros de capacidade nominal, e foi bombeada para o topo das colunas pequenas através de bombas dosadoras. Após a solução aquosa ter percolado toda a coluna lixiviando o minério, saiu da coluna como solução rica e foi alimentada em um balde graduado receptor.

A solução rica foi estocada em *containers* de 1 m³ até o final do teste, quando foi bombeada através de bombas dosadoras para as colunas de carvão ativado para

adsorção do ouro. As colunas possuem 788 milímetros de altura e 98 milímetros de diâmetro e são de PVC.

A figura 5.4 mostra o fluxograma esquemático descritivo do sistema de testes em colunas pequenas e a figura 5.5 mostra as colunas pequenas.

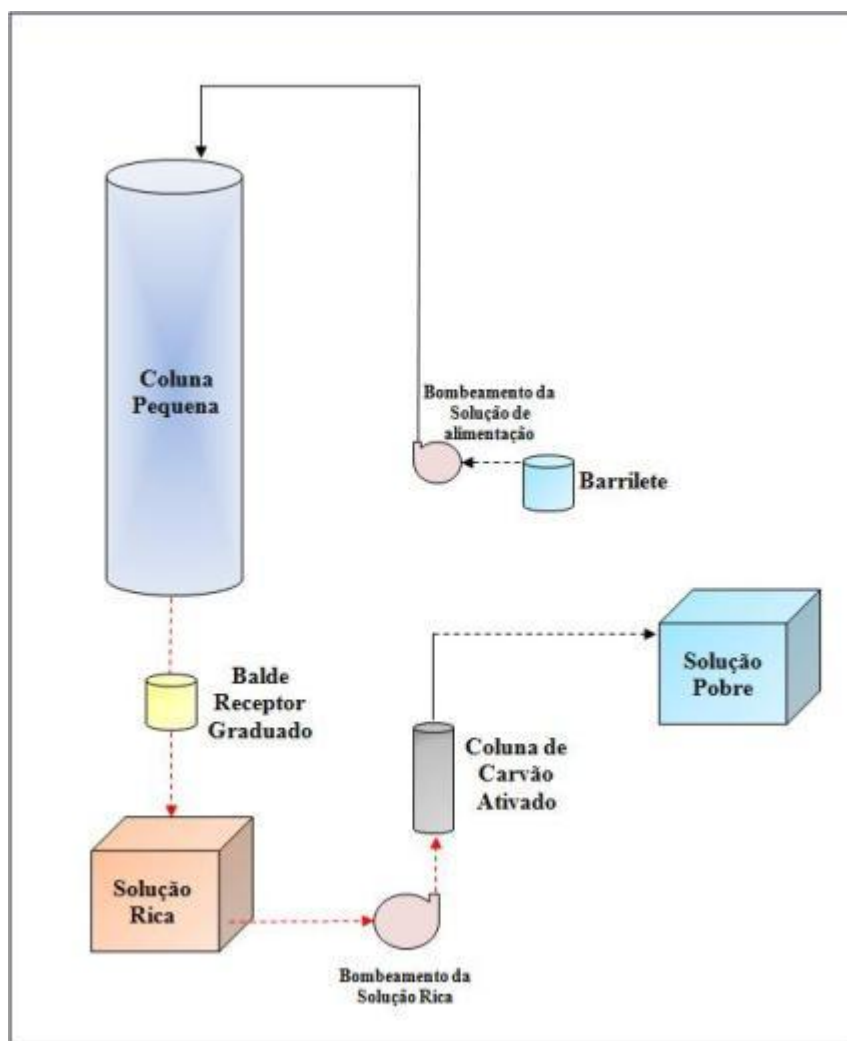


Figura 5.4 - Fluxograma esquemático descritivo do sistema de colunas pequenas.



Figura 5.5 – Foto das colunas pequenas utilizadas nos testes de lixiviação.

5.2.3. Garrafões

Nos testes de garrafões foram utilizados galões de plástico de 20 litros, inicialmente utilizados para a comercialização de água mineral. A rotação dos garrafões foi realizada por rolos impulsionados por um motor, com rotação entre 40 e 50 rpm. Os rolos comportavam, ao máximo, 10 garrafões.

A figura 5.6 mostra uma representação esquemática do sistema de testes em garrafões e a figura 5.7 mostra o sistema de garrafões.



Figura 5.6 - Representação esquemática do sistema de garrafões.



Figura 5.7 – Foto do sistema de garrafões utilizado nos testes de lixiviação.

5.3. Materiais e Equipamentos para os Testes

5.3.1. Amostragem

- Escavadeira da marca Caterpillar modelo 320C;
- Pá carregadeira da marca Caterpillar modelo 950G;
- Caminhão da marca Mercedes Benz modelo Actros 4144k/42 8x4;
- Balança rodoviária da marca Toledo modelo 8540 série 1022930, capacidade máxima de 80 toneladas;
- Manta de PEAD (Polietileno de Alta Densidade).

5.3.2. Colunas Gigantes

- Pá carregadeira da marca Caterpillar modelo 950G;
- Retro escavadeira da marca Caterpillar modelo 416E;
- Balança da marca da marca Toledo modelo 9096 série AT001254-AT, capacidade máxima de 1 tonelada;
- Balança da marca Toledo, capacidade máxima de 30 quilogramas e mínima de 1 quilograma;
- Caçamba de metal de 80 x 80 x 80 centímetros de chapas de aço de $\frac{3}{4}$ de polegada;
- Guindaste da marca Volkswagen modelo Constellation MD 600, capacidade máxima de 60 toneladas;
- Trena de 1 metro;

- Bomba dosadora da marca Bomax do Brasil;
- Cronômetro da marca Technos Water Resistant;
- Béquer plástico de 1 litro;
- *Container* de 1 m³;
- Canaflex;
- Mangote de 3 polegadas de diâmetro;
- Mangueira de 3/8 de polegada de diâmetro;
- Braçadeira de 3/8 de polegada de diâmetro;
- Cola da marca 3M;
- Cola da marca Super Bonder;
- Proveta de 500 mililitros;
- Pote de coleta de 30 mililitros.

5.3.3. Colunas Pequenas

- Britador de mandíbulas da marca Rocklabs modelo MK III série 1275;
- Peneiras granulométricas das marcas Bronzinox e Bertel;
- Peneirador automático da marca Bertel série 0609;
- Forno mufla da marca Quimis modelo Q318M;
- Balança da marca Toledo, capacidade máxima de 120 quilogramas e mínima de 4 quilogramas;
- Balança da marca Geraka, capacidade máxima de 1.000 gramas e mínima de 0,05 gramas;
- Bomba dosadora da marca Stenner Pump Company, 25 psi/1,72 Bar;

- Cronômetro da marca Technos Water Resistant;
- *Container* de 1 m³;
- Barrilete de 100 litros;
- Balde de 1 litro;
- Mangueira de 3/8 de polegada de diâmetro;
- Braçadeira de 3/8 de polegada de diâmetro;
- Cola da marca 3M;
- Cola da marca Super Bonder;
- Proveta de 250 mililitros;
- Pote de coleta de 30 mililitros.

5.3.4. Garrafões

- Britador de mandíbulas da marca Rocklabs modelo MK III série 1275;
- Peneiras granulométricas das marcas Bronzinox e Bertel;
- Peneirador automático da marca Bertel série 0609;
- Rolos giratórios;
- Forno mufla da marca Quimis modelo Q318M;
- Balança da marca Toledo, capacidade máxima de 30 quilogramas e mínima de 1 quilograma;
- Galão de água mineral de 20 litros;
- Pote de coleta de 30 mililitros.

5.4. Produtos e Reagentes Químicos para os Testes

5.4.1. Colunas Gigantes

- Cianeto de sódio (NaCN), número CAS (*Chemical Abstracts Service*) 143-33-9;
- Hidróxido de cálcio (Ca(OH)₂), número CAS 1305-62-0;
- Carvão ativado, número CAS 7440-44-0, granulometria 8 x 16 *mesh* (2,38 x 1,19 milímetros).

5.4.2. Colunas Pequenas

- Cianeto de sódio (NaCN), número CAS (*Chemical Abstracts Service*) 143-33-9;
- Hidróxido de cálcio (Ca(OH)₂), número CAS 1305-62-0;
- Carvão ativado, número CAS 7440-44-0, granulometria 8 x 16 *mesh* (2,38 x 1,19 milímetros).

5.4.3. Garrafões

- Cianeto de sódio (NaCN), número CAS (*Chemical Abstracts Service*) 143-33-9;
- Hidróxido de cálcio (Ca(OH)₂), número CAS 1305-62-0.

5.5. Materiais e Equipamentos para as Análises

5.5.1. Amostra Líquida

5.5.1.1. Análise de Ouro em Solução

- Balança de precisão;
- Espectrofotômetro de absorção atômica da marca Varian Inc modelo 50B;
- Espátula em polietileno ou metálica;
- Repipetador;
- Porta funis;
- Pisseta de 500 mililitros;
- Transferidor bico de papagaio;
- Provetas graduadas de 1.000 mililitros e 2.000 mililitros;
- Béquer de 250 mililitros;
- Balão volumétrico de 25 mililitros;
- Funil de vidro analítico;
- Tubos de ensaio de aproximadamente 25 mililitros;
- Galerias para tubos de ensaio;
- Ácido clorídrico P.A. (pureza HCl 36,5% a 38%);
- Ácido nítrico P.A. (pureza HNO₃ 65%);
- Cianeto de sódio P.A. (pureza 95%);
- Hidróxido de cálcio (Ca(OH)₂);
- Hidróxido de sódio P.A. (NaOH).

A concentração de ouro em solução aquosa foi determinada pelo método de espectrofotometria de absorção atômica (EAA), que consiste em submeter uma solução que contém íons de um metal a uma chama (de ar-acetileno) com o objetivo de formar um vapor rico em átomos do metal no estado fundamental.

5.5.1.2. Análise de Cianeto em Solução

- Medidor de pH micro processador;
- Bureta digital;
- UV/VIS;
- Balança analítica da marca Marte modelo AM 220;
- Manta aquecedora;
- Bomba de vácuo;
- Erlenmeyer de 250 mililitros;
- Pipeta volumétrica;
- Pipeta graduada;
- Repipetador;
- Proveta graduada;
- Béquer de 50 mililitros;
- Balão de fundo redondo com cinco bocas;
- Condensador;
- Cubeta em vidro;
- Balão volumétrico;
- Bureta de vidro;

- Kit Microquant Merck para determinação de cianetos;
- Hidróxido de sódio P.A. (pureza 97%);
- Nitrato de prata P.A. (pureza 95-99%);
- Rodanina (pureza 98%);
- Iodeto de potássio (pureza 85 - 95 %);
- Cromato de potássio (pureza K_2CrO_4 98%);
- Cloreto de sódio P.A. (pureza 96-98%);
- Papel Peroxid Test;
- Acetato de chumbo P.A.;
- Carbonato de cádmio P.A.;
- Zinco metálico granulado (20 *mesh* – 0,841 milímetros);
- Cloreto de mercúrio P.A. (pureza 97%);
- Cloreto de magnésio P.A. (pureza 90-95%);
- Ácido orto-fosfórico P.A. (pureza 35-37%);
- Cloramina T P.A (pureza 95-98%);
- Ácido barbitúrico P.A. (pureza 98%);
- Piridina P.A. (pureza 98%);
- Ácido clorídrico P.A. (pureza 35-36%).

A concentração de cianeto livre e cianeto total em solução aquosa foi determinada pelos métodos colorimétrico e titulométrico. No método titulométrico utiliza-se o nitrato de prata e a rodanina; já no método colorimétrico, utiliza-se a cloramina T, a piridina e o ácido barbitúrico.

5.5.1.3. Medição de pH

- Solução tampão pH 4,01, 7,01 e 10,01;
- Água destilada;
- Papel toalha;
- Solução de KCl 3M;
- Medidor de pH digital da marca Digimed modelo DM 22.

5.5.2. Amostra Sólida

5.5.2.1. Análise de Ouro em Minério

- Bandeja em alumínio;
- Espátula em polietileno ou metálica;
- Repipetador;
- Concha em polietileno;
- Gancho para cadinho de zirconita;
- Coquilha;
- Bigorna;
- Marreta;
- Porta botões de chumbo;
- Garfo para copelas;
- Pinça metálica;
- Bandeja para cadinhos de porcelana;

- Porta funis;
- Pisseta;
- Balança analítica capacidade máxima 500 gramas;
- Fornos de fusão e copelação;
- Chapa aquecedora;
- Bomba de vácuo;
- Forno mufla da marca Quimis modelo Q318M;
- Espectrofotômetro de absorção atômica da marca Varian Inc modelo 50B;
- Cadinho de porcelana;
- Transferidor bico de papagaio;
- Provetas graduadas de 1.000 mililitros e 2.000 mililitros;
- Béquer de 250 mililitros;
- Balão volumétrico de 25 mililitros;
- Funil de vidro analítico;
- Tubos de ensaio de aproximadamente 25 mililitros;
- Galerias para tubos de ensaio;
- Fluxo fundente;
 - Balde plástico;
 - Saco plástico 60 x 90 centímetros;
 - Pá;
 - Caneta para retro-projetor;
 - Carbonato de sódio ($\text{Na}_2(\text{CO})_3$) comercial;
 - Bórax ($\text{NaB}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$) comercial;
 - Óxido de chumbo (Litargírio - PbO) comercial;

- Fubá (C) comercial;
- Sílica em pó (SiO_2) comercial;
- Cloreto de sódio (NaCl comercial).
- Sílica em pó (SiO_2);
- Farinha de osso em pó;
- Ácido clorídrico P.A. (pureza HCl 36,5 % a 38,0%);
- Ácido nítrico P.A. (pureza HNO_3 65%);
- Nitrato de prata P.A. (pureza AgNO_3 63,5%);
- Hidróxido de amônia (pureza NH_4OH 28 a 30%);
- Saco plástico de baixa resistência 17 x 30 centímetros;
- Cadinho de zirconita de 250 mililitros; e
- Copela de magnesita.

5.5.2.2. Análise de Ouro em Carvão Ativado

- Balança analítica da marca Marte modelo AM 220;
- Forno de fusão e copelação;
- Chapa térmica;
- Bomba de vácuo da marca Stenner modelo 100JL2BISTAA;
- Forno mufla da marca Quimis modelo Q318M;
- Espectrofotômetro de absorção atômica da marca Varian Inc modelo 50B;
- Bandeja em alumínio;
- Espátula em polietileno ou metálica;
- Repipetador;

- Concha em polietileno;
- Gancho para cadinho de zirconita;
- Coquilha;
- Bigorna;
- Marreta;
- Porta botões de chumbo;
- Garfo para copela;
- Pinça metálica;
- Bandeja para cadinhos de porcelana;
- Porta funis;
- Pisseta de 500 mililitros;
- Cadinho de porcelana de aproximadamente 14 mililitros;
- Transferidor bico de papagaio;
- Proveta graduada de 1.000 mililitros e 2.000 mililitros;
- Béquer de 250 mililitros;
- Balão volumétrico;
- Funil de vidro analítico;
- Tubo de ensaio de aproximadamente 25 mililitros;
- Galeria para tubos de ensaio;
- Fluxo fundente (idem item 5.4.2.1.);
- Sílica em pó (SiO_2);
- Farinha de osso em pó;
- Ácido clorídrico P.A. (pureza HCl 36,5 % a 38,0%);
- Ácido nítrico P.A. (pureza HNO_3 65%);

- Nitrato de prata P.A. (pureza AgNO_3 63,5%);
- Hidróxido de amônia (pureza NH_4OH 28 a 30%);
- Saco plástico de baixa resistência 17 x 30 centímetros;
- Cadinho de zirconita de 250 mililitros;
- Copela de magnesita.

5.6. Procedimento

5.6.1. Colunas Gigantes

5.6.1.1. Amostragem

A amostragem de caminhões foi realizada seguindo a proporção de cada tipo de DLO na mina. Foram amostrados doze caminhões, de trinta e três toneladas, com a seguinte distribuição: cinco caminhões do banco 270/260 sul, com teor de 0,280 g/t; quatro caminhões do banco 220/210 norte, com teor de 0,340 g/t; e três caminhões do banco 270/260 oeste, com teor de 0,306 g/t. O teor médio ponderado calculado para o material foi de 0,3065 g/t.

5.6.1.2. Homogeneização da Amostra

O material foi depositado em um pátio limpo, formando uma grande pilha. Esta pilha foi homogeneizada com o auxílio de uma pá carregadeira. A pilha foi montada e desmontada totalmente por quatro vezes.

A figura 5.8 mostra a homogeneização do material com o auxílio da pá carregadeira.



Figura 5.8 – Foto da homogeneização do material utilizado nos testes de lixiviação.

5.6.1.3. Quarteamento da Amostra

A pilha foi quarteada em quatro porções com o auxílio de uma pá carregadeira. A pá carregadeira enchia a concha e despejava em uma porção; após, seguindo a circunferência da pilha, enchia a concha e despejava em outra porção. Este sistema foi realizado continuamente até que a pilha estivesse vazia e quatro novas porções de igual tamanho estivessem formadas. Cada porção foi utilizada para encher uma coluna gigante para o teste de lixiviação.

5.6.1.4. Enchimento das Colunas Gigantes

O enchimento das quatro colunas gigantes foi realizado com o auxílio de uma retro escavadeira e de um guindaste. A retro escavadeira colocou o material das porções quarteadas dentro de uma caçamba, que estava sobre uma balança. O hidróxido de cálcio foi adicionado ao material da caçamba, de acordo com a proporção de 1 quilograma de hidróxido de cálcio por tonelada de minério.

O guindaste elevou a caçamba até o topo da coluna. A caçamba foi aberta por um operador e o material preencheu o interior da coluna. A cada quatro caçambas que alimentaram a coluna, uma foi retirada para compor a amostra de cabeça. Foi realizada a análise granulométrica e a análise de ouro por faixa granulométrica deste material.

Cada coluna gigante foi preenchida com aproximadamente 25 toneladas de minério.

As figuras 5.9 e 5.10 mostram, respectivamente, o enchimento da caçamba com o auxílio da retroescavadeira e o enchimento da coluna gigante com o auxílio do guindaste.



Figura 5.9 – Foto do enchimento da caçamba com o auxílio da retroscavadeira.



Figura 5.10 – Foto do enchimento da coluna gigante com o auxílio do guindaste.

5.6.1.5. Parâmetros Analisados

Foram realizados quatro testes de lixiviação nas colunas gigantes. Os parâmetros analisados foram a concentração de cianeto na solução de alimentação e a razão de aplicação da solução de alimentação.

Baseando-se nos valores de testes preliminares realizados com a concentração cianeto de aproximadamente 350 ppm e a razão de aplicação da solução de alimentação de $10 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$, foram analisadas nos testes a alta e a baixa concentração de cianeto com razões de aplicação de alimentação alta e baixa. Assim, foi possível verificar os resultados com o máximo de concentração e o máximo de aplicação, bem como a interação dos dois.

A tabela V.1 mostra o resumo dos parâmetros analisados.

Tabela V.1 - Resumo dos parâmetros analisados

Coluna	CN⁻ (ppm)	Razão de aplicação de alimentação ($\text{L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$)
1	500	12
2	500	6
3	200	12
4	200	6

O pH da solução de alimentação foi mantido constante e acima de 10,5 em todos os testes.

5.6.2. Colunas Pequenas

5.6.2.1. Amostragem, Homogeneização e Quarteamento

O minério utilizado nos testes de lixiviação das colunas pequenas foi amostrado das amostras de cabeça dos testes das colunas gigantes.

Depois de amostrado, o material foi homogeneizado e quarteado em lona, formando cinco porções de igual tamanho. Cada porção, de aproximadamente 177 quilogramas, foi britada em 80% passante em 50 milímetros, que corresponde a 1/6 do diâmetro da coluna, de 300 milímetros.

Quatro porções foram utilizadas para preencher as colunas pequenas; a quinta porção foi utilizada como amostra de cabeça para análise granulométrica e análise de teor de ouro por faixa granulométrica.

5.6.2.2. Parâmetros Analisados

Para cada amostra de cabeça das colunas gigantes foram geradas cinco porções para os testes de colunas pequenas, totalizando vinte porções. Os parâmetros analisados nas colunas gigantes também foram analisados nas colunas pequenas. A tabela V.2 mostra o resumo dos parâmetros analisados.

O pH da solução de alimentação foi mantido constante e acima de 10,5 em todos os testes. A concentração de hidróxido de cálcio dosado foi de 1 grama por 1 quilograma de minério.

Tabela V.2 - Resumo dos parâmetros analisados

Coluna gigante	Coluna pequena	CN⁻ (ppm)	Razão de aplicação de alimentação (L.h⁻¹.m⁻²)
1	1	500	12
	2	500	6
	3	200	12
	4	200	6
2	5	500	12
	6	500	6
	7	200	12
	8	200	6
3	9	500	12
	10	500	6
	11	200	12
	12	200	6
4	13	500	12
	14	500	6
	15	200	12
	16	200	6

5.6.3. Garrafões

5.6.3.1. Amostragem, Homogeneização e Quarteamento

O minério utilizado nos testes de lixiviação de garrafões foi amostrado das amostras de cabeça dos testes das colunas pequenas.

Depois de amostrado, o material foi homogeneizado e quarteado em lona, formando onze porções de igual tamanho. Cada porção, de aproximadamente 3 quilogramas, foi britada em 80% passante em 2 milímetros. Dez porções foram utilizadas para realizar os testes de garrafões; a décima primeira porção foi utilizada como amostra de cabeça para análise de teor de ouro.

5.6.3.2. Parâmetros Analisados

Para cada amostra de cabeça das colunas pequenas foram geradas onze porções para os testes de garrafões, totalizando quarenta e quatro porções. O parâmetro analisado nos testes de garrafões foi a concentração de hidróxido de cálcio na dosagem do minério.

A solução lixiviante foi mantida com pH acima de 10,5 e com concentração de cianeto de 200 ppm. Para cada amostra retirada da amostra de cabeça das colunas pequenas foram realizados cinco testes, em duplicata. A tabela V.3 mostra o resumo da dosagem de hidróxido de cálcio que foi aplicada em cada teste de garrafão.

Tabela V.3 - Resumo do parâmetro analisado

Teste	Duplicata	Ca(OH)₂ (g)
1	1	5
	2	5
2	1	4
	2	4
3	1	3
	2	3
4	1	2
	2	2
5	1	1
	2	1

5.6.4. Diagrama de Blocos dos Testes

A figura 5.11 mostra o diagrama de blocos descritivo dos testes realizados.

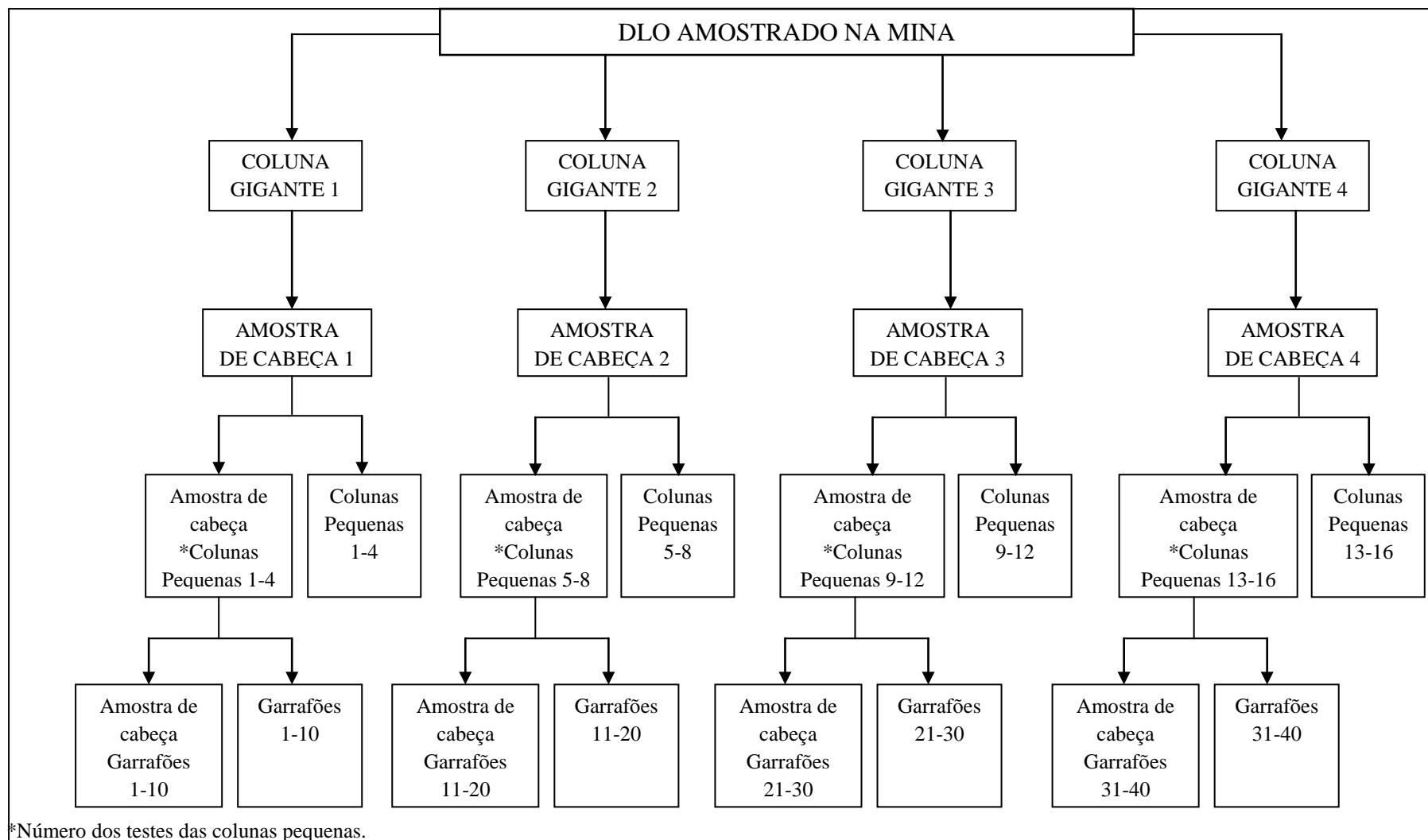


Figura 5.11 - Diagrama de blocos descritivo dos testes.

6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

6.1. Amostras de Cabeça das Colunas Gigantes

6.1.1. Coluna Gigante 1

A amostra de cabeça da coluna gigante 1 somou 1,15 toneladas e apresentou umidade de 4,25%. Foi realizada a análise de teor de ouro químico⁵ e de ouro gravimétrico⁶ por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.1 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

O material alimentado na coluna gigante 1 apresentou teor total médio ponderado de 0,323 g/t.

A figura 6.1 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 1, que apresentou granulometria 80% inferior a 80 mm.

A figura 6.2 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que em todas as faixas granulométricas há uma maior quantidade de ouro químico, compatível com a mineralização do DLO. Ocorreu um pico de maior concentração de ouro nas faixas

⁵ Ouro químico está disseminado na matriz da rocha e é solubilizado por uma solução contendo cianeto.

⁶ Ouro gravimétrico é liberado da rocha em etapas de cominuição e é concentrado em equipamentos gravíticos.

granulométricas inferiores a 1 milímetro; após, a concentração manteve-se estável até a granulometria de, aproximadamente, 30 milímetros.

Tabela VI.1 – Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 1

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	300,00	28,34	0,010	0,000	0,000
2	200,00	42,12	0,000	0,000	0,000
3	100,00	26,60	0,160	0,040	0,042
4	80,00	130,89	0,020	0,000	0,000
5	50,00	186,44	0,000	0,000	0,000
6	40,00	63,46	0,000	0,010	0,010
7	35,00	49,28	5,360	0,320	0,348
8	31,70	47,02	2,550	0,240	0,364
9	25,00	49,36	2,763	0,180	0,190
10	19,10	56,86	0,990	0,120	0,137
11	15,00	57,48	0,890	0,040	0,054
12	12,70	20,02	0,490	0,300	0,302
13	9,52	33,78	2,910	0,240	0,244
14	6,35	41,06	39,840	0,210	0,455
15	4,00	48,00	0,010	0,070	0,066
16	2,00	54,30	2,160	0,190	0,311
17	1,00	38,50	0,350	0,190	0,199
18	0,425	53,78	75,160	3,150	3,922
19	0,212	35,48	1,440	1,250	1,254
20	-0,212	85,00	1,610	0,900	0,911
	Total	1.147,77	2,375	0,273	0,323

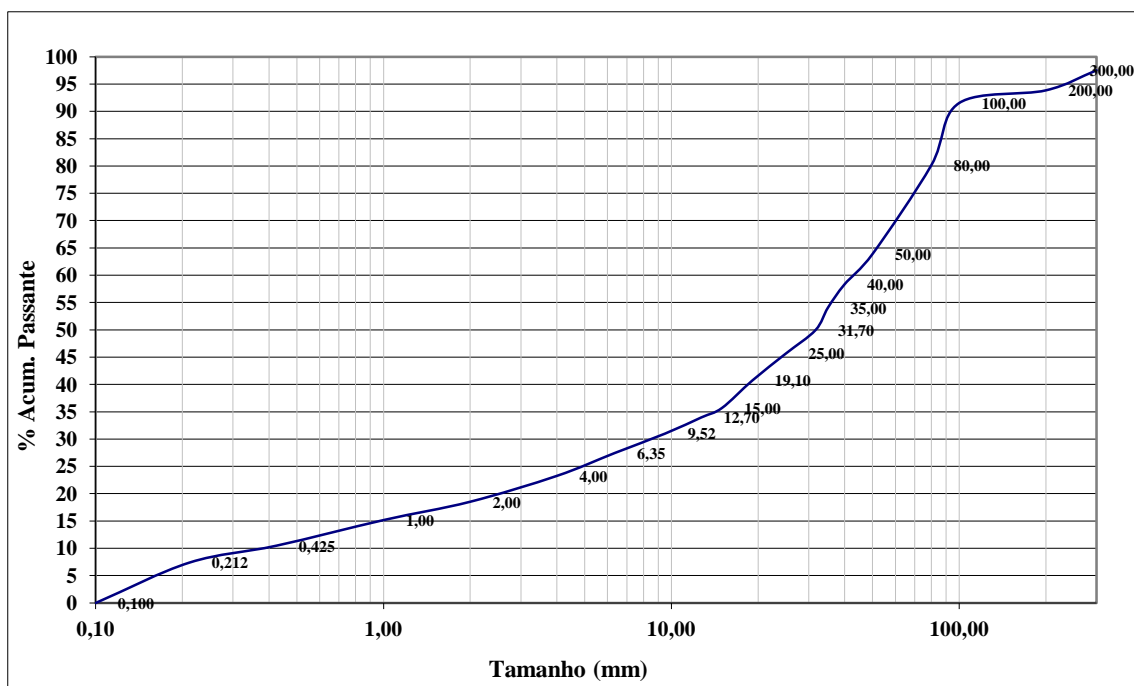


Figura 6.1 – Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 1.

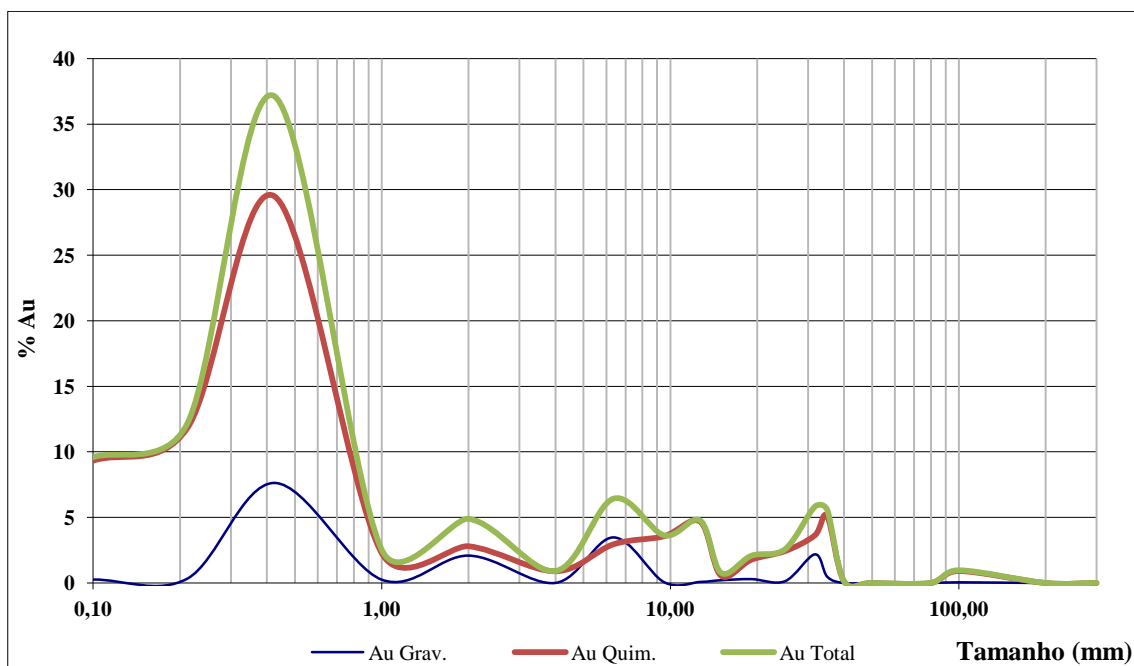


Figura 6.2 – Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.1.2. Coluna Gigante 2

A amostra de cabeça da coluna gigante 2 somou 1,19 toneladas e apresentou umidade de 5,02%. Foi realizada a análise de teor de ouro químico e de ouro gravimétrico por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.2 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

Tabela VI.2 - Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 2

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	400,00	48,60	0,040	0,010	0,011
2	300,00	27,52	0,010	0,060	0,059
3	200,00	20,94	0,000	0,030	0,029
4	100,00	140,62	0,080	0,090	0,090
5	80,00	130,04	2,120	0,130	0,193
6	50,00	157,46	0,380	0,160	0,163
7	40,00	55,68	0,480	0,110	0,114
8	35,00	41,80	0,170	0,190	0,189
9	31,70	24,46	2,770	0,080	0,123
10	25,00	54,16	0,080	0,050	0,051
11	19,10	41,46	2,040	0,070	0,111
12	15,00	28,50	0,480	0,160	0,165
13	12,70	32,56	0,100	0,090	0,090
14	9,52	33,62	0,030	0,050	0,049
15	6,35	38,20	0,230	0,180	0,181
16	4,00	36,76	0,000	0,040	0,039
17	2,00	38,12	0,210	0,080	0,082
18	1,00	49,18	0,000	0,160	0,157
19	0,425	57,44	0,940	0,160	0,175
20	0,212	40,48	11,770	0,330	0,476
21	-0,212	89,40	0,250	0,750	0,738
	Total	1.187,00	0,770	0,122	0,136

O material alimentado na coluna gigante 2 apresentou teor total médio ponderado de 0,136 g/t.

A figura 6.3 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 2, que apresentou granulometria 80% inferior a 100 milímetros.

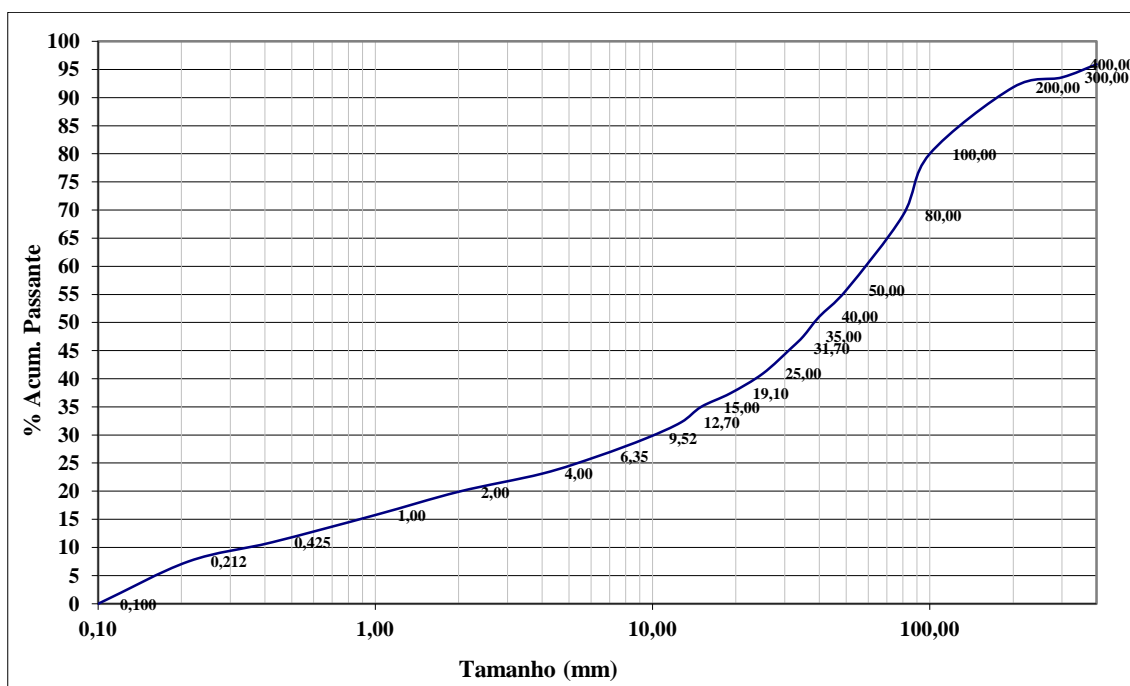


Figura 6.3 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 2.

A figura 6.4 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que em todas as faixas granulométricas há uma maior quantidade de ouro químico, compatível com a mineralização do DLO. Ocorreu um pico de maior concentração de ouro nas faixas granulométricas inferiores a 0,50 milímetros; após, a concentração de ouro gravimétrico manteve-se praticamente nula até a granulometria de aproximadamente 10 milímetros e após a granulometria de 100 milímetros.

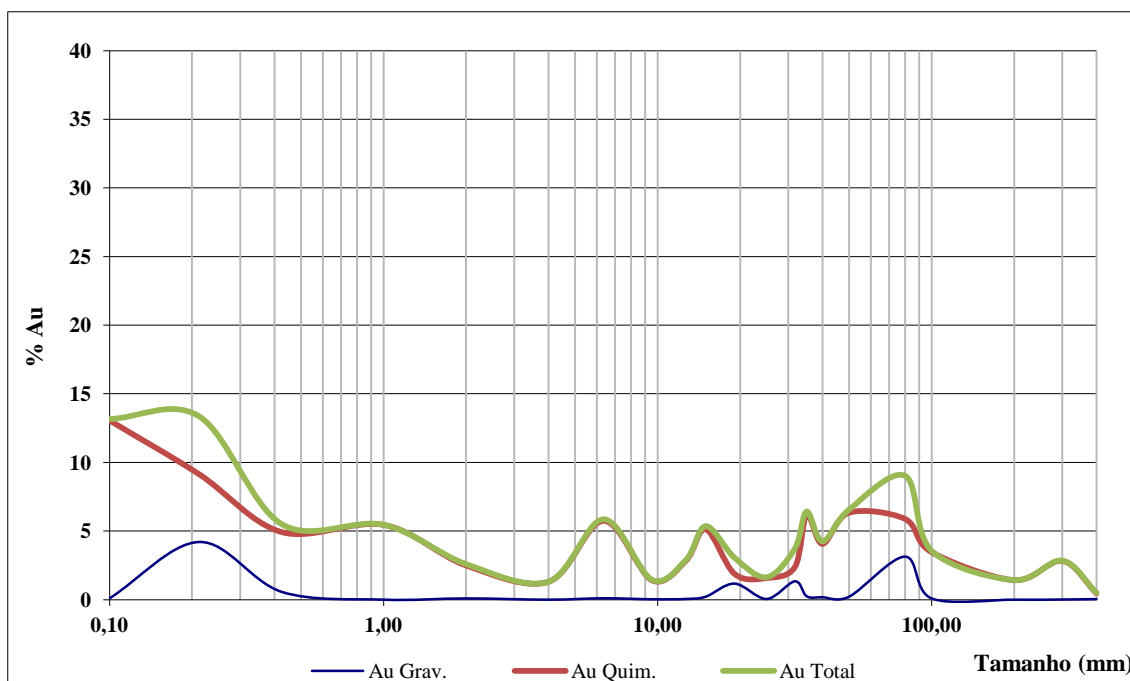


Figura 6.4 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.1.3. Coluna Gigante 3

A amostra de cabeça da coluna gigante 3 somou 1,11 toneladas e apresentou umidade de 2,93%. Foi realizada a análise de teor de ouro químico e de ouro gravimétrico por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.3 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

O material alimentado na coluna gigante 3 apresentou teor total médio ponderado de 0,159 g/t.

A figura 6.5 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 3, que apresentou granulometria 80% inferior a 90 milímetros.

A figura 6.6 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que em todas as faixas granulométricas há uma maior quantidade de ouro químico, compatível com a mineralização do DLO. Ocorreu um pico de maior concentração de ouro na faixa granulométrica de, aproximadamente, 10 milímetros.

Tabela VI.3 - Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 3

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	400,00	44,42	0,000	0,010	0,009
2	300,00	23,92	0,000	0,020	0,019
3	200,00	33,08	0,000	0,000	0,000
4	100,00	70,64	0,010	0,010	0,010
5	80,00	98,10	0,000	0,020	0,019
6	50,00	137,88	1,010	0,040	0,097
7	40,00	28,58	0,070	0,080	0,080
8	35,00	75,00	0,040	0,160	0,153
9	31,70	32,32	0,000	0,050	0,047
10	25,00	53,48	0,080	0,050	0,052
11	19,10	52,86	0,020	0,120	0,116
12	15,00	29,30	0,020	0,060	0,058
13	12,70	40,56	0,030	0,040	0,039
14	9,52	33,00	23,760	0,710	1,286
15	6,35	43,06	1,330	0,100	0,139
16	4,00	38,34	0,070	0,070	0,070
17	2,00	46,10	0,050	0,060	0,060
18	1,00	47,58	0,150	0,200	0,196
19	0,425	48,76	6,460	0,180	0,452
20	0,212	36,52	0,540	0,180	0,203
21	-0,212	97,22	0,270	0,450	0,437
	Total	1.110,72	1,108	0,114	0,159

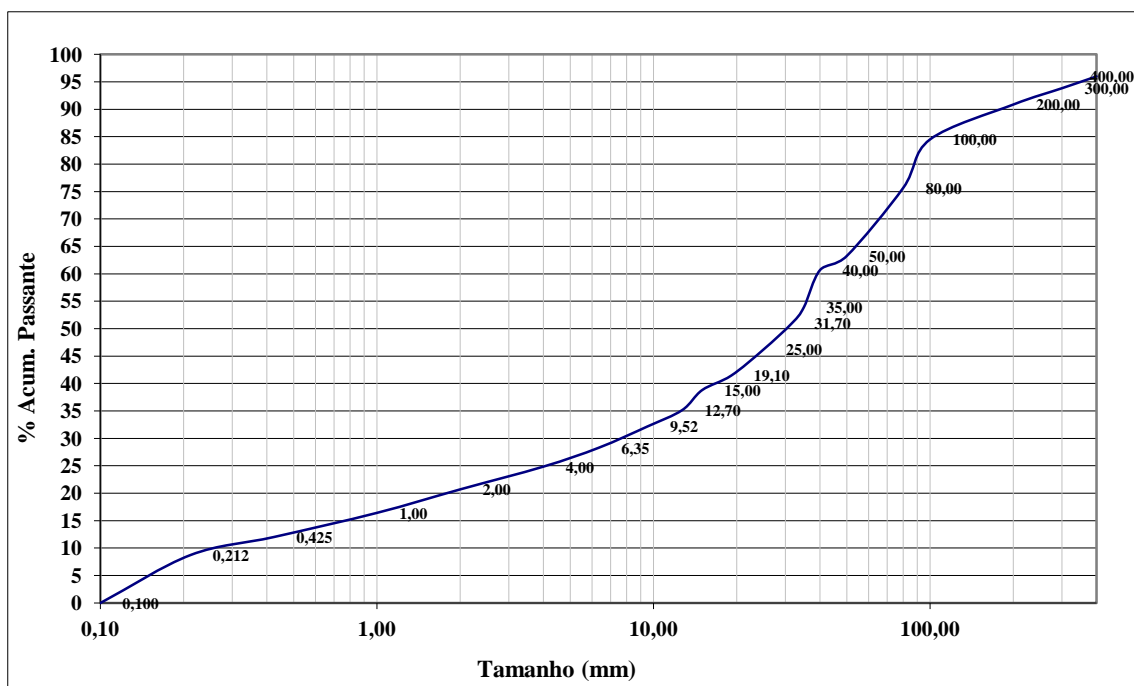


Figura 6.5 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 3.

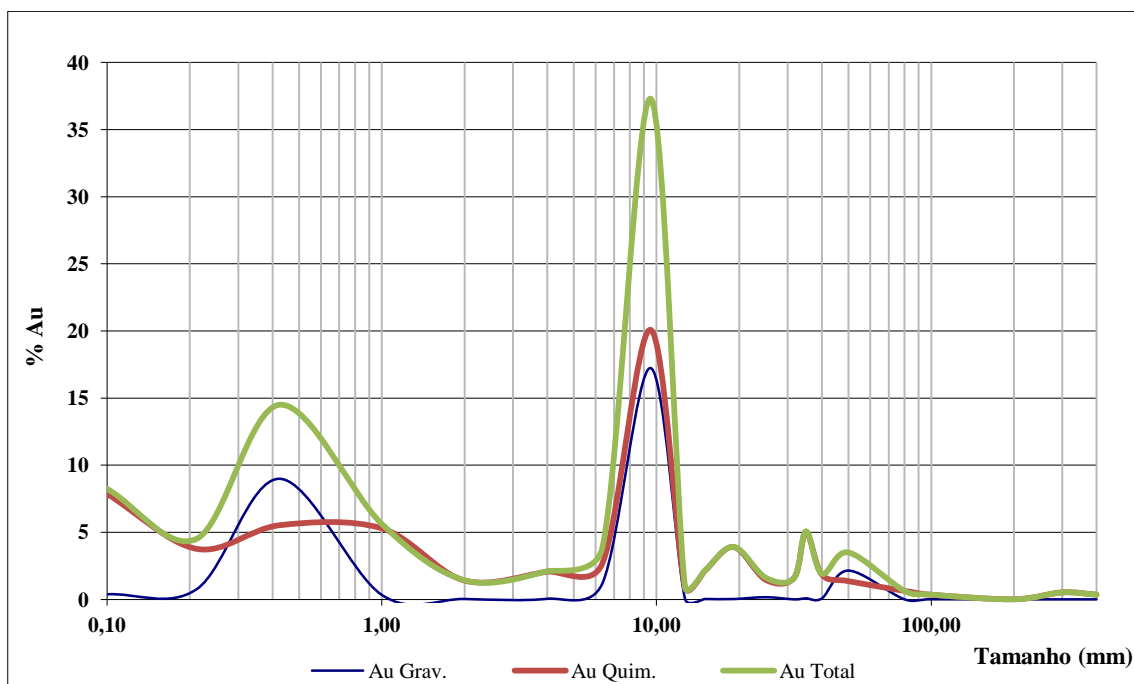


Figura 6.6 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.1.4. Coluna Gigante 4

A amostra de cabeça da coluna gigante 4 somou 1,03 toneladas e apresentou umidade de 1,85%. Foi realizada a análise de teor de ouro químico e de ouro gravimétrico por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.4 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

Tabela VI.4 - Análise da amostra de cabeça da coluna gigante 4

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	400,00	48,40	0,010	0,010	0,010
2	300,00	91,00	0,050	0,030	0,030
3	200,00	99,72	2,020	0,060	0,088
4	100,00	106,60	0,080	0,030	0,031
5	80,00	177,94	0,010	0,050	0,048
6	50,00	99,98	0,030	0,030	0,030
7	40,00	22,36	0,020	0,020	0,020
8	35,00	45,96	0,040	0,050	0,050
9	31,70	18,82	0,220	0,090	0,091
10	25,00	23,74	0,040	0,060	0,059
11	19,10	30,84	0,090	0,060	0,060
12	15,00	18,28	0,040	0,090	0,089
13	12,70	22,76	0,030	0,150	0,149
14	9,52	18,38	0,010	0,050	0,048
15	6,35	24,32	0,070	0,040	0,040
16	4,00	20,28	0,020	0,050	0,049
17	2,00	23,40	0,030	0,050	0,050
18	1,00	28,32	0,070	0,080	0,080
19	0,425	28,64	0,110	0,110	0,110
20	0,212	23,58	0,550	0,210	0,251
21	-0,212	55,72	1,340	0,440	0,465
	Total	1.029,04	0,197	0,075	0,078

O material alimentado na coluna gigante 4 apresentou teor total médio ponderado de 0,078 g/t.

A figura 6.7 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 4, que apresentou granulometria 80% inferior a 250 milímetros.

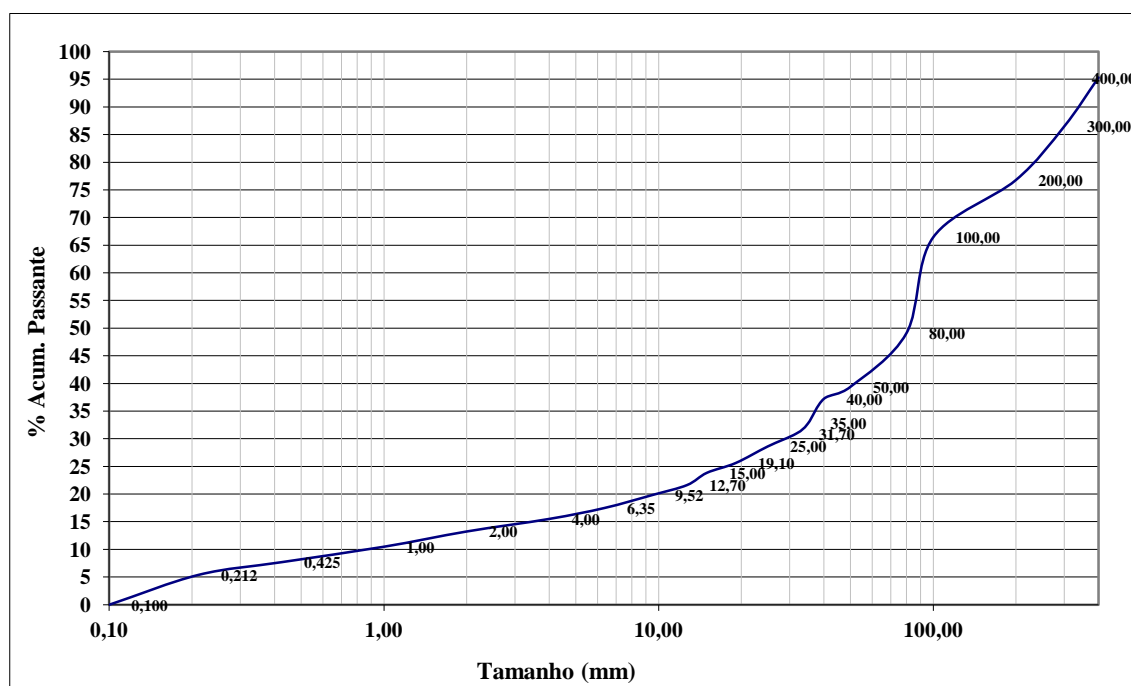


Figura 6.7 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça da coluna gigante 4.

A figura 6.8 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que em todas as faixas granulométricas há uma maior quantidade de ouro químico, compatível com a mineralização do DLO. Ocorreu um pico de maior concentração de ouro na faixa granulométrica inferior a 0,10 milímetros. A concentração de ouro gravimétrico foi praticamente nula entre as faixas granulométricas de 0,50 milímetros e 100 milímetros.

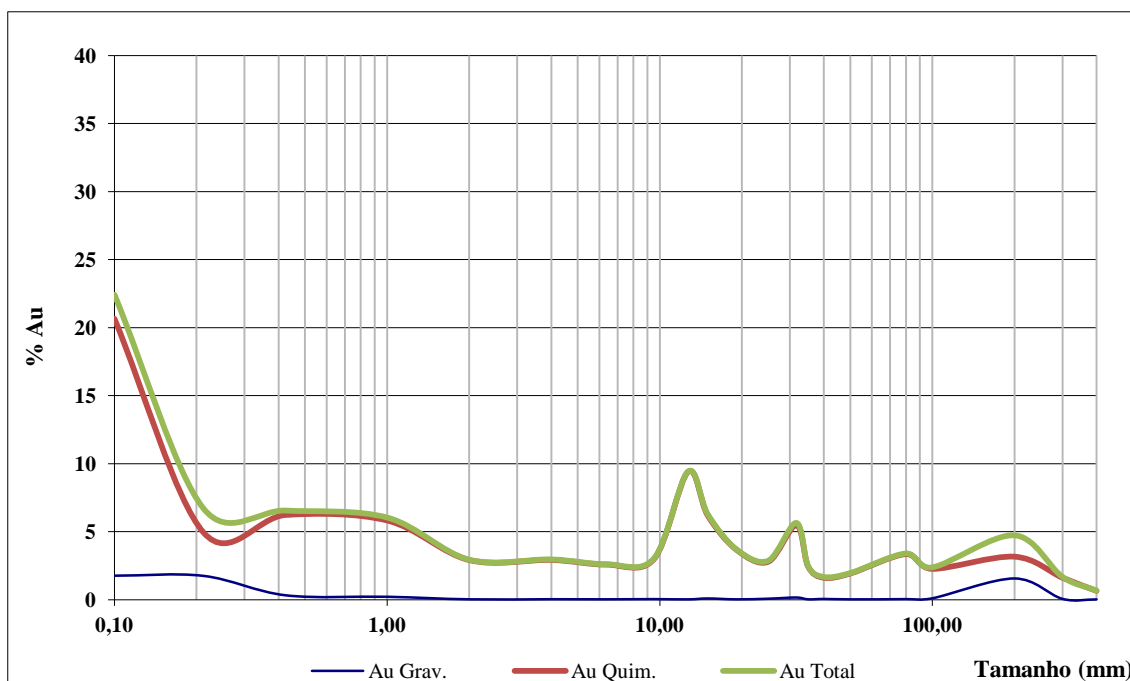


Figura 6.8 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.2. Amostra de Cabeça das Colunas Pequenas

6.2.1. Colunas Pequenas - 1 a 4

A amostra de cabeça referente às colunas pequenas de 1 a 4 somou 178 quilogramas. Foi realizada a análise de teor de ouro químico e de ouro gravimétrico por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.5 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

Tabela VI.5 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 1 a 4

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	50,00	13,98	0,000	0,040	0,037
2	44,40	5,04	0,000	0,010	0,009
3	37,50	15,42	0,490	0,790	0,768
4	31,70	19,14	0,020	0,090	0,084
5	25,00	14,20	0,040	0,080	0,077
6	19,00	16,70	0,030	0,440	0,420
7	15,90	6,76	2,380	1,200	1,234
8	12,10	7,76	0,540	0,040	0,076
9	9,52	7,42	0,160	0,150	0,151
10	6,35	8,66	0,040	0,050	0,050
11	4,00	9,94	1,560	0,060	0,132
12	2,00	9,02	3,820	0,060	0,220
13	1,00	12,32	0,730	0,220	0,243
14	0,425	11,30	0,100	0,330	0,310
15	0,212	6,84	0,000	0,000	0,130
16	-0,212	13,84	0,200	0,440	0,426
	Total	178,34	0,414	0,283	0,291

O material alimentado nas colunas pequenas de 1 a 4 apresentou teor total médio ponderado de 0,291 g/t.

A figura 6.9 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 1 a 4, que apresentou granulometria 80% inferior a 37 milímetros.

A figura 6.10 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que em todas as faixas granulométricas houve uma maior quantidade de ouro químico, compatível com a mineralização do DLO. Ocorreram dois picos de maior concentração de ouro nas faixas granulométricas de 16 milímetros e 37 milímetros.

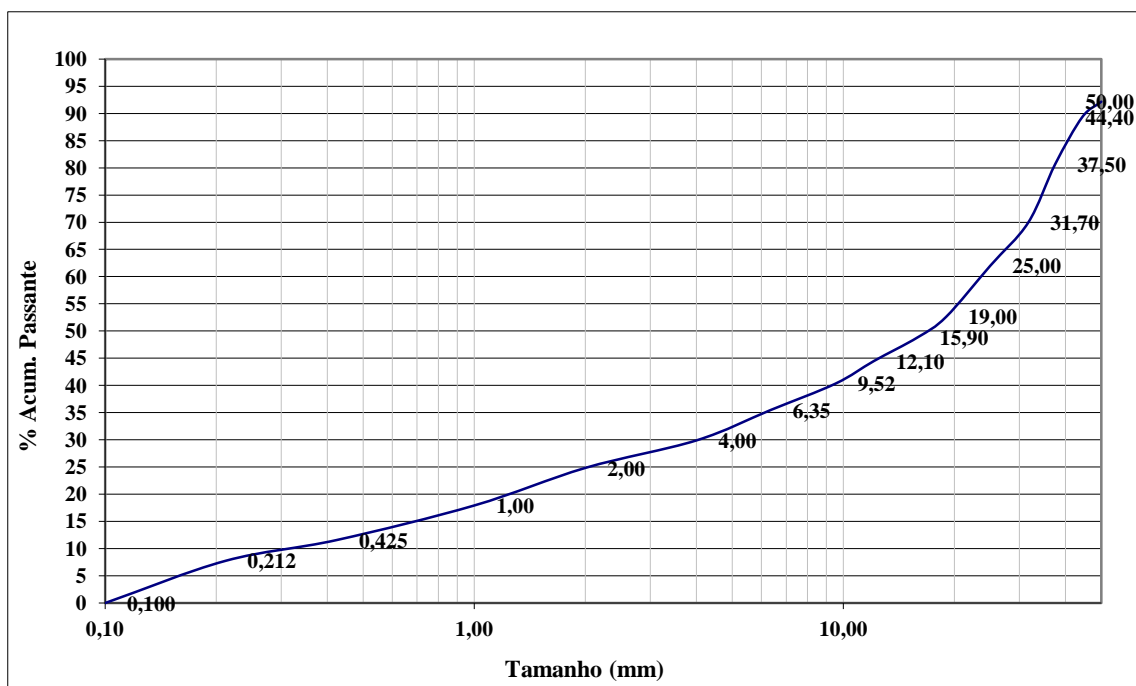


Figura 6.9 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 1 a 4.

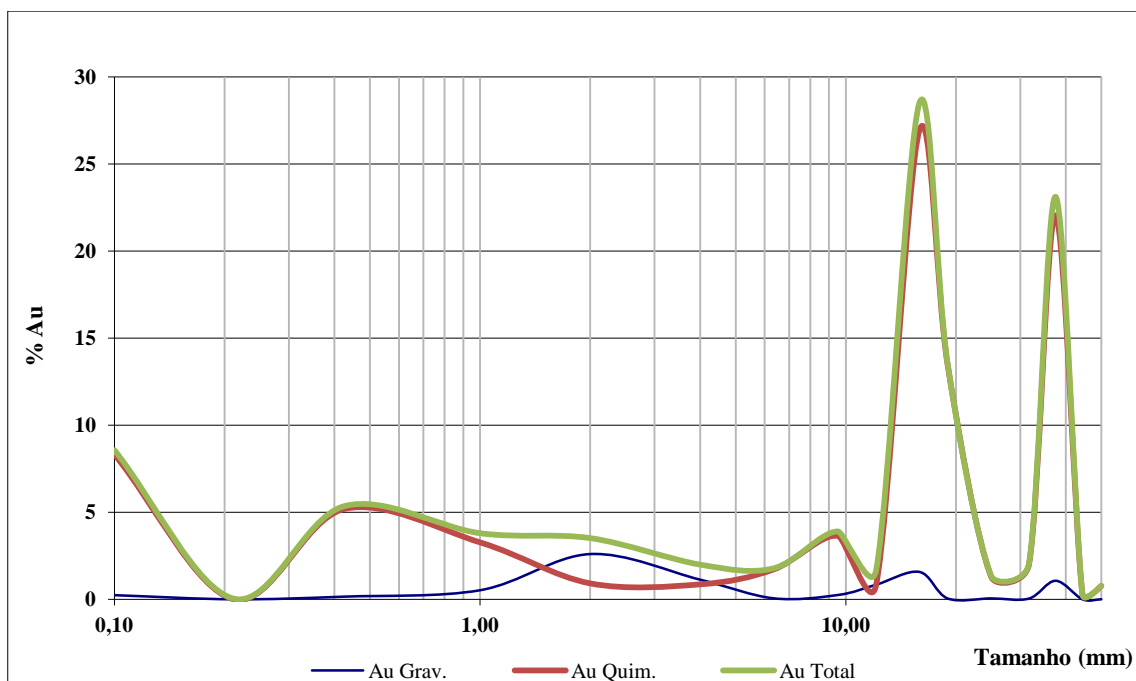


Figura 6.10 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.2.2. Colunas Pequenas - 5 a 8

A amostra de cabeça referente às colunas pequenas de 5 a 8 somou 180 quilogramas. Foi realizada a análise de teor de ouro químico e de ouro gravimétrico por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.6 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

TabelaVI.6 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 5 a 8

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	50,00	12,32	0,010	0,050	0,049
2	44,40	6,64	0,010	0,020	0,019
3	37,50	29,54	0,020	0,030	0,029
4	31,70	25,14	27,390	0,600	1,165
5	25,00	22,74	0,050	0,050	0,050
6	19,00	19,92	0,040	0,030	0,030
7	15,90	4,90	0,010	0,030	0,029
8	12,10	8,08	33,250	0,350	1,330
9	9,52	6,28	0,180	0,040	0,044
10	6,35	6,78	7,230	0,100	0,328
11	4,00	5,06	0,070	0,090	0,089
12	2,00	5,50	0,190	0,040	0,050
13	1,00	6,80	0,130	0,070	0,070
14	0,425	6,00	3,720	0,250	0,362
15	0,212	4,14	1,210	0,210	0,304
16	-0,212	10,22	0,880	0,640	0,646
Total		180,06	3,015	0,149	0,266

O material alimentado nas colunas pequenas de 5 a 8 apresentou teor total médio ponderado de 0,266 g/t.

A figura 6.11 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 5 a 8, que apresentou granulometria 80% inferior a 40 milímetros.

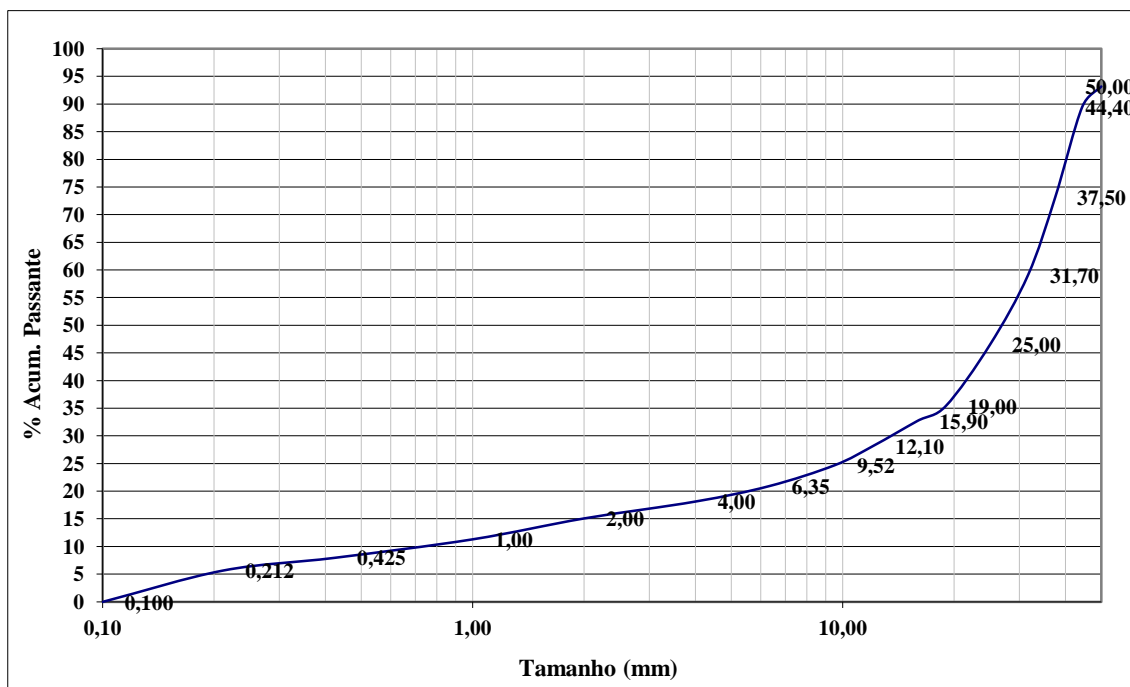


Figura 6.11 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 5 a 8.

A figura 6.12 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que entre as faixas granulométricas de 5 milímetros e 12 milímetros houve uma maior quantidade de ouro gravimétrico. Nas outras faixas granulométricas, a concentração de ouro químico foi superior à de ouro gravimétrico. Ocorreram dois picos de maior concentração de ouro nas faixas granulométricas de 12 milímetros e 32 milímetros.

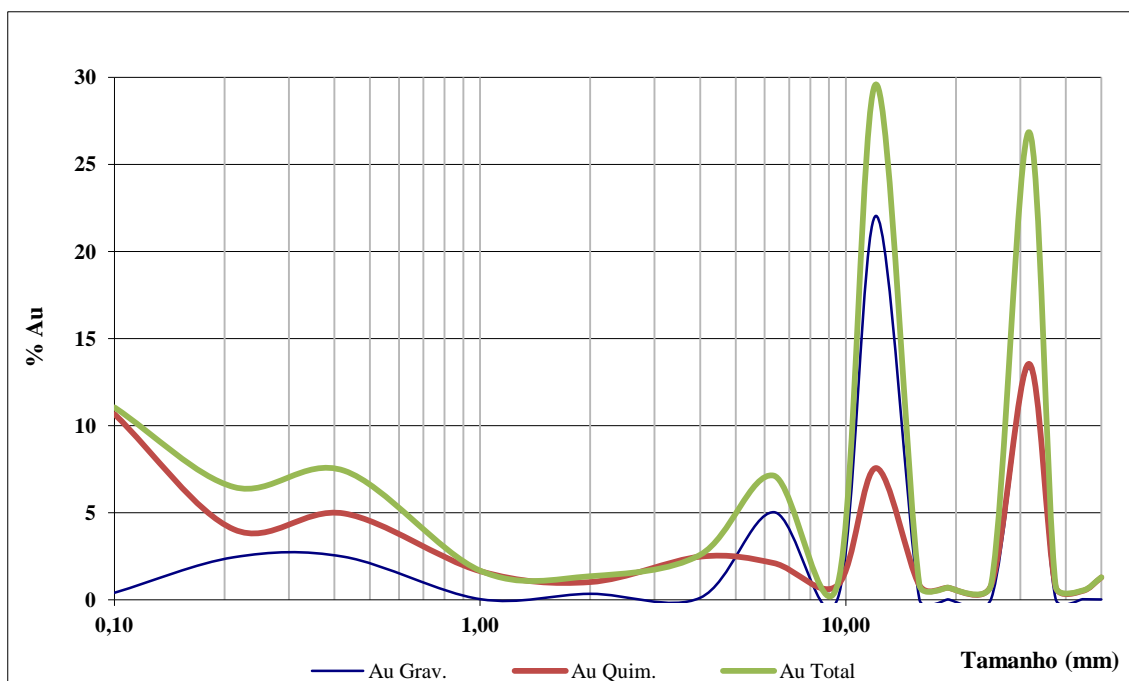


Figura 6.12 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.2.3. Colunas Pequenas - 9 a 12

A amostra de cabeça referente às colunas pequenas de 9 a 12 somou 87 quilogramas. Foi realizada a análise de teor de ouro químico e de ouro gravimétrico por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.7 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

O material alimentado nas colunas pequenas de 9 a 12 apresentou teor total médio ponderado de 0,102 g/t.

A figura 6.13 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 9 a 12, que apresentou granulometria 80% inferior a 40 milímetros.

TabelaVI.7 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 9 a 12

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	50,00	5,72	0,020	0,000	0,001
2	44,40	1,88	0,040	0,010	0,011
3	37,50	14,08	0,130	0,020	0,023
4	31,70	12,38	0,110	0,250	0,244
5	25,00	9,00	0,100	0,110	0,110
6	19,00	8,46	0,150	0,020	0,023
7	15,90	2,24	0,040	0,040	0,040
8	12,10	4,00	0,160	0,010	0,014
9	9,52	2,30	0,780	0,160	0,189
10	6,35	2,96	0,070	0,030	0,032
11	4,00	2,50	0,300	0,030	0,042
12	2,00	2,26	0,360	0,090	0,099
13	1,00	4,44	0,140	0,100	0,101
14	0,425	4,46	1,190	0,070	0,108
15	0,212	3,40	2,200	0,200	0,304
16	-0,212	7,10	1,040	0,380	0,418
	Total	87,18	0,419	0,089	0,102

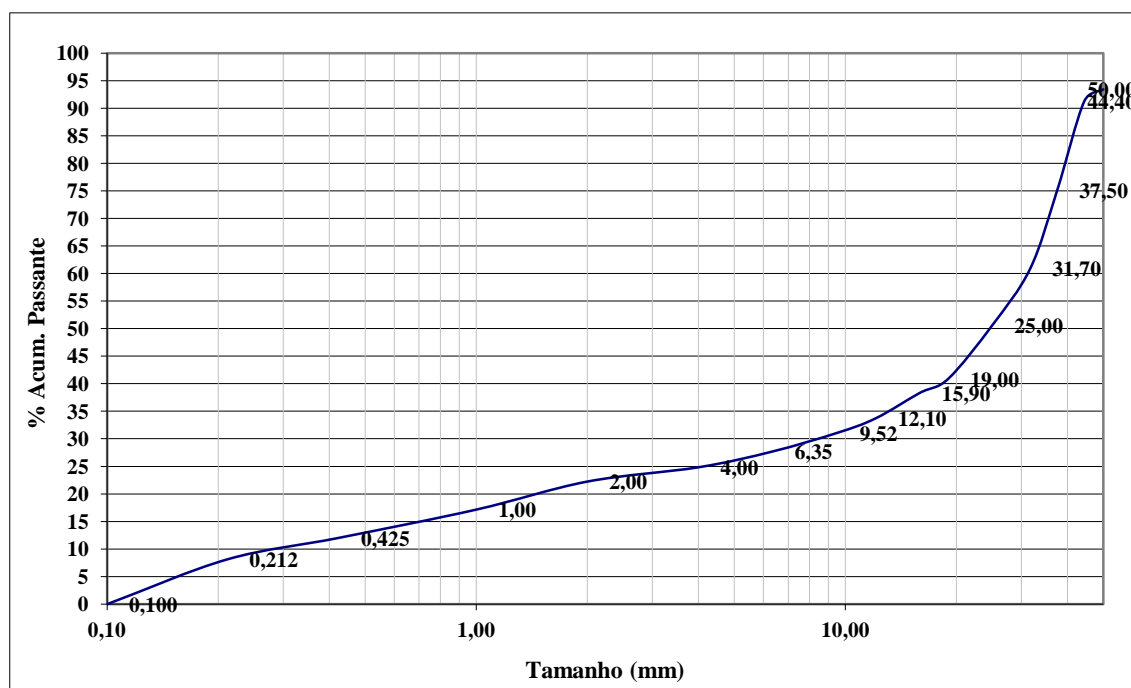


Figura 6.13 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 9 a 12.

A figura 6.14 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que em todas as faixas granulométricas houve uma maior quantidade de ouro químico, compatível com a mineralização do DLO. Ocorreram três picos de maior concentração de ouro: nos finos e nas faixas granulométricas de 9 milímetros e 12 milímetros.

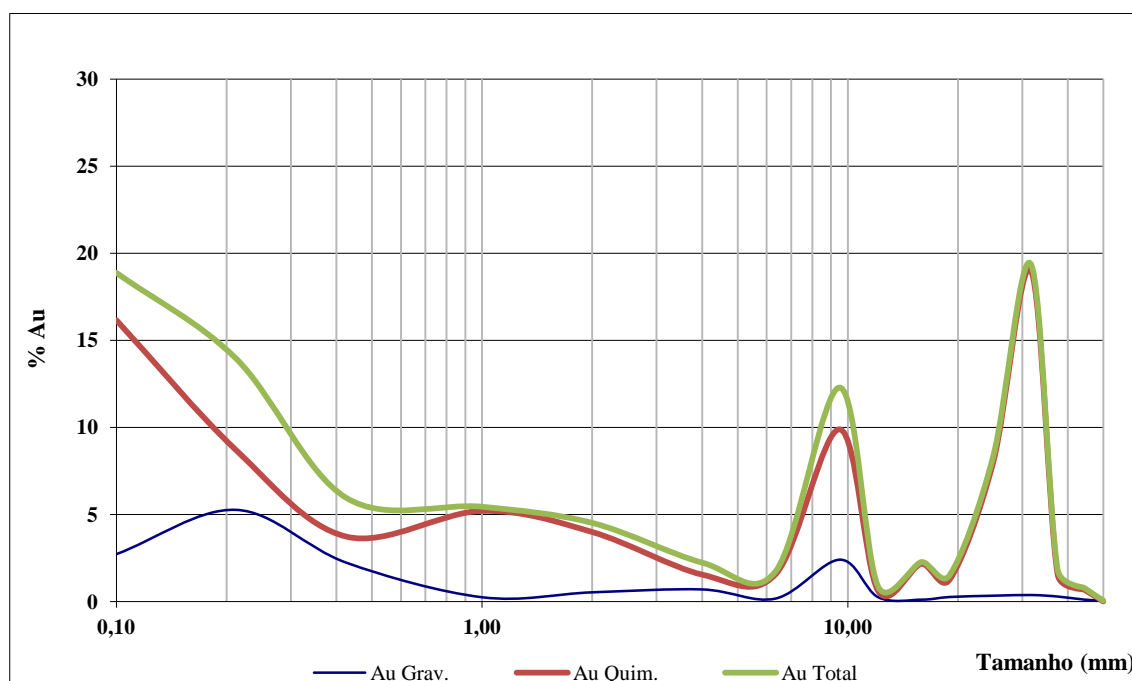


Figura 6.14 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.2.4. Colunas Pequenas - 13 a 16

A amostra de cabeça referente às colunas pequenas de 13 a 16 somou 132 quilogramas. Foi realizada a análise de teor de ouro químico e de ouro gravimétrico por faixa granulométrica dessa amostra. A tabela VI.8 mostra as frações da distribuição granulométrica com suas respectivas massas e teores químico e gravimétrico e, também, o teor de ouro total da amostra de cabeça.

TabelaVI.8 - Análise da amostra de cabeça das colunas pequenas de 13 a 16

Sub Amostras	Tamanho (mm)	Massa (kg)	Au Grav. (g/t)	Au Quim. (g/t)	Au Total (g/t)
1	50,00	27,10	0,050	0,020	0,021
2	44,40	8,62	0,030	0,040	0,040
3	37,50	21,40	0,740	0,050	0,058
4	31,70	12,68	0,040	0,020	0,021
5	25,00	10,60	0,030	0,010	0,011
6	19,00	7,74	21,800	0,150	0,420
7	15,90	3,58	0,140	0,040	0,044
8	12,10	4,56	0,550	0,040	0,055
9	9,52	3,46	0,130	0,150	0,150
10	6,35	4,80	0,020	0,080	0,078
11	4,00	3,82	2,600	0,070	0,119
12	2,00	3,28	0,070	0,060	0,060
13	1,00	4,96	0,050	0,180	0,176
14	0,425	4,54	0,110	0,090	0,090
15	0,212	3,26	0,580	0,150	0,171
16	-0,212	7,62	0,490	0,390	0,399
	Total	132,02	0,843	0,088	0,111

O material alimentado nas colunas pequenas de 13 a 16 apresentou teor total médio ponderado de 0,111 g/t.

A figura 6.15 mostra a distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 13 a 16, que apresentou granulometria 80% inferior a 50 milímetros.

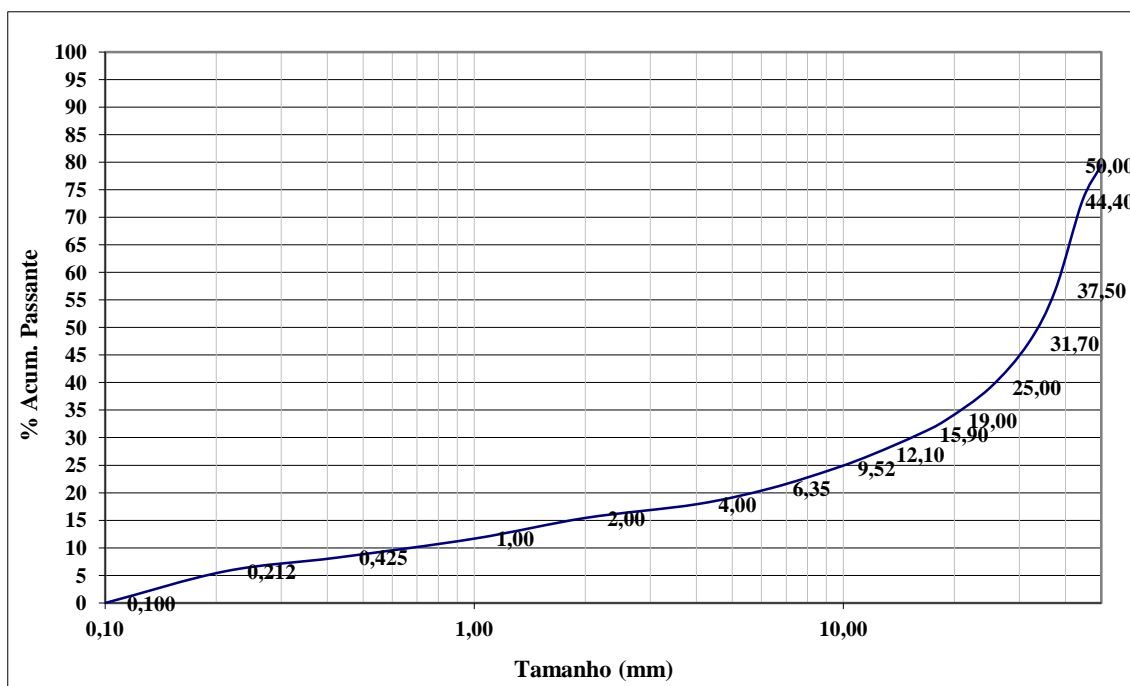


Figura 6.15 - Distribuição granulométrica da amostra de cabeça das colunas pequenas de 13 a 16.

A figura 6.16 mostra a porcentagem de ouro gravimétrico e de ouro químico sobre o ouro total contido em cada faixa granulométrica. Pode-se observar que em todas as faixas granulométricas houve uma maior quantidade de ouro químico, compatível com a mineralização do DLO. Ocorreram dois picos de maior concentração de ouro: nos finos e na faixa granulométrica de 19 milímetros. A concentração de ouro gravimétrico foi praticamente nula entre as faixas granulométricas de 0,40 milímetros e 2 milímetros e entre as faixas 6 milímetros e 10 milímetros.

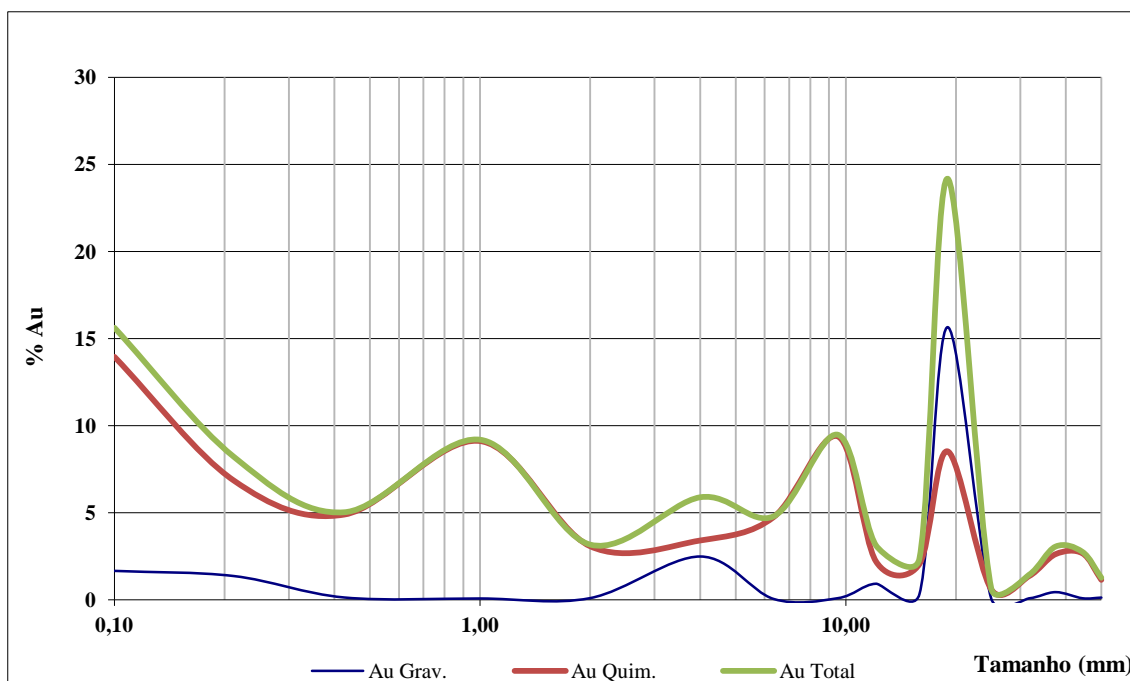


Figura 6.16 - Distribuição da concentração de ouro por faixa granulométrica.

6.3. Amostra de Cabeça dos Garrafões

Foi realizada a análise de ouro químico e gravimétrico nas amostras de cabeça dos ensaios de garrafão. A tabela VI.9 apresenta os teores de cabeça para cada de grupo de ensaios de garrafão realizados.

TabelaVI.9 – Teores de cabeça das amostras dos ensaios de garrafão

Coluna Gigante	Coluna Pequena	Garrafões	Teor da Amostra de Cabeça dos Garrafões (g/t)
1	1 - 4	1 - 10	0,37
2	5 - 8	11 - 20	1,04
3	9 - 12	21 - 30	0,13
4	13 - 16	31 - 40	0,16

6.4. Resultados das Colunas Gigantes

Após 60 dias de lixiviação, o minério das colunas gigantes foi lavado até total neutralização. O material foi descarregado das colunas conforme procedimento explicado anteriormente, processado na britagem primária da planta industrial e transportado para a planta piloto presente na mina vizinha, Mina São Francisco, também pertencente à Mineração Aipoena S.A.

O minério lixiviado foi processado na planta piloto para análise do teor de ouro residual. As quatro colunas gigantes apresentaram um alto teor de ouro no resíduo, o que indica a contaminação do minério lixiviado durante a cominuição na britagem primária com minério de alto teor.

Os cálculos de extração de ouro foram realizados com base no teor de cabeça. A tabela VI.10 apresenta o resumo dos principais resultados da lixiviação do minério DLO em coluna gigante.

A figura 6.17 mostra o gráfico da extração de ouro por dia de lixiviação. As colunas 2, 3 e 4 apresentaram um alto pico de extração (em torno de 50%) nos primeiros dias de lixiviação e a extração segue até atingir a estabilização. A coluna 1 apresentou um baixo pico de extração (em torno de 10%) nos primeiros dias de lixiviação seguido de uma rápida estabilização da extração.

A figura 6.18 mostra o gráfico de consumo acumulado de cianeto livre por dia de lixiviação. A coluna gigante 1 apresentou um consumo muito maior que as outras colunas (451 g/t), que apresentaram uma média de consumo de 86,8 gramas de cianeto por tonelada de minério.

TabelaVI.10 – Resumo das principais informações das colunas gigantes

Coluna	1	2	3	4
Amostra Seca (kg)	20.607,23	24.771,46	25.573,52	26.752,30
Altura inicial da amostra (mm)	570	567	535	595
Altura final da amostra (mm)	750	710	770	820
Subsidência (mm)	180	143	235	225
Densidade inicial (t/m³)	1,34	1,61	1,65	1,75
Densidade final (t/m³)	1,38	1,65	1,72	1,82
Concentração (ppm)	500	500	200	200
Razão de aplicação de alimentação (L.h⁻¹.m⁻²)	12	6	12	6
Dias lixiviados	60	60	60	60
Teor de cabeça (g/t)	0,32	0,14	0,16	0,08
Au Extraído (%)	23,09	99,43	87,04	136,84
Consumo de CN (g/t)	450,70	97,76	74,26	88,34

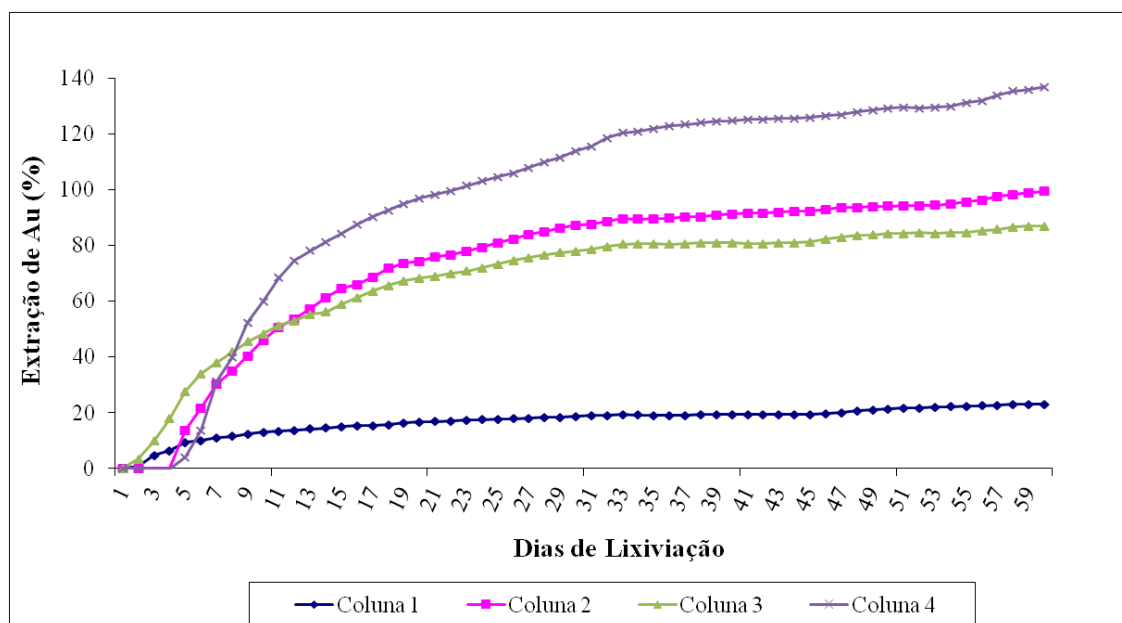


Figura 6.17 – Gráfico da extração de ouro por dias de lixiviação das colunas gigantes.

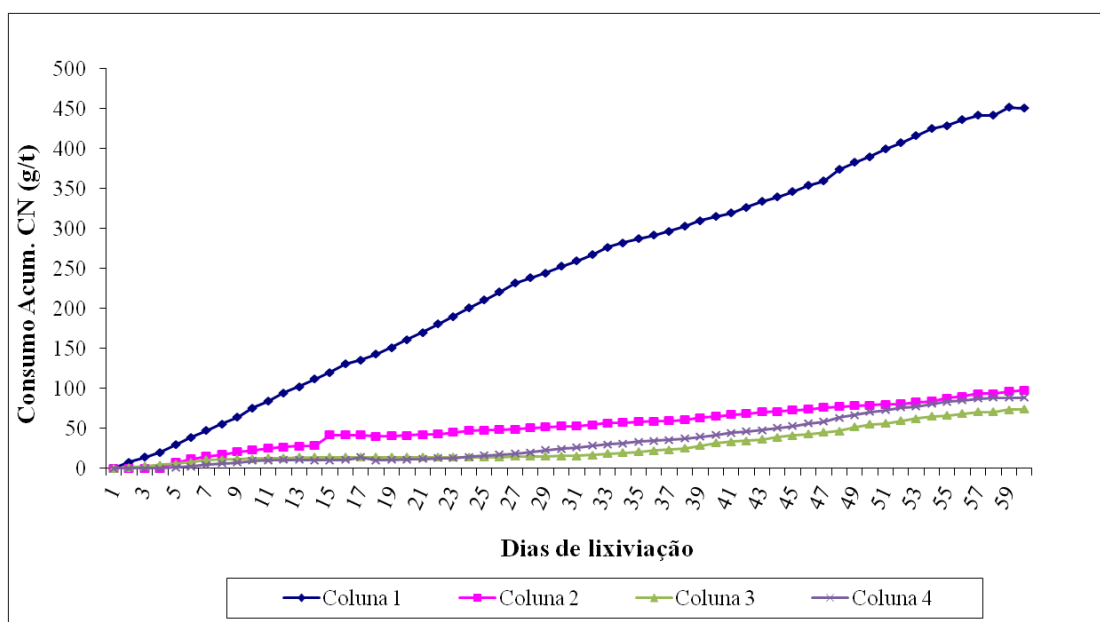


Figura 6.18 – Gráfico do consumo de cianeto livre por dias de lixiviação das colunas gigantes.

A densidade média do minério das colunas gigantes, antes e após a lixiviação, foi de 1,59 t/m³ e de 1,65 t/m³, respectivamente. A subsidência⁷ média do minério foi de 196 milímetros.

Pode-se observar que, com exceção da coluna gigante 1, todas as colunas apresentaram um ótima extração de ouro, acima de 85%, com um consumo razoável de cianeto livre, abaixo de 100 gramas de cianeto por tonelada de minério. Não há nenhum indício que explique o motivo pelo qual a coluna gigante 1 apresentou uma extração de ouro muito baixa (23,09%) e um alto consumo de cianeto (450,70 g/t). Pode-se especular que o material lixiviado na coluna gigante 1 apresente maior quantidade de mineral consumidor de oxigênio que as demais colunas gigantes. O consumo de oxigênio por parte desses minerais teria prejudicado a lixiviação do minério de ouro.

A coluna gigante 4 apresentou a maior extração de ouro (136,84%), seguida da coluna gigante 2 (99,43%). Ambas foram lixiviadas com razão de aplicação da solução de alimentação de 6 L.h⁻¹.m⁻². A alta extração pode ser explicação pela baixa razão de aplicação da solução de alimentação, permitindo um maior contato entre a solução contendo cianeto e o minério a ser lixiviado.

A coluna gigante 3 apresentou o menor consumo de cianeto livre (74,26 g/t), seguida pela coluna gigante 4 (88,34 g/t). Ambas foram lixiviadas com solução de alimentação com concentração de cianeto de 200 ppm.

⁷ Segundo a Geotecnia, subsidência é o movimento vertical descendente, relativamente lento, de afundamento do terreno.

6.5. Resultados das Colunas Pequenas

6.5.1. Colunas Pequenas – 1 a 4

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 1 também foi analisado em teste de lixiviação em colunas pequenas. O teor de cabeça analisado foi de 0,29 g/t.

A tabela VI.11 apresenta o resumo dos principais resultados da lixiviação do minério nas colunas pequenas 1, 2, 3 e 4.

Tabela VI.11 – Resumo das principais informações das colunas pequenas

Coluna	1	2	3	4
Amostra (kg)	181,06	180,07	180,30	181,30
Altura inicial da amostra (mm)	55	100	75	105
Altura final da amostra (mm)	93	160	141	175
Subsidência (mm)	38	60	66	70
Densidade inicial (t/m³)	1,66	1,70	1,67	1,72
Densidade final (t/m³)	1,70	1,77	1,75	1,80
Concentração (ppm)	500	500	200	200
Razão de alimentação (L.h⁻¹.m⁻²)	12	6	12	6
Dias lixiviados	37	36	25	36
Au Extraído (%)	83,26	83,50	51,58	82,48
Consumo de CN (g/t)	284,49	211,43	81,49	120,46

O material da coluna pequena 1 foi lixiviado por 37 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de 12 L.h⁻¹.m⁻². Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,04 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 1 apresentou um teor calculado de 0,22 g/t, uma extração acumulada de ouro de 82,36% e um consumo de cianeto livre de 284,49 g/t.

A figura 6.19 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

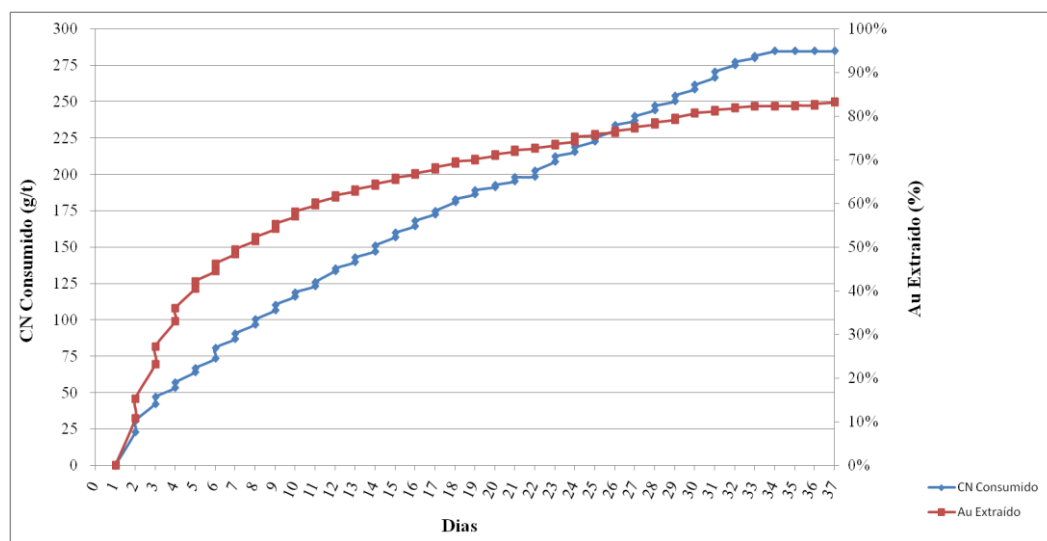


Figura 6.19 – Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 1 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 2 foi lixiviado por 36 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,03 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 2 apresentou um teor calculado de 0,21 g/t, uma extração acumulada de ouro de 83,50% e um consumo de cianeto livre de 211,43 g/t.

A figura 6.20 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

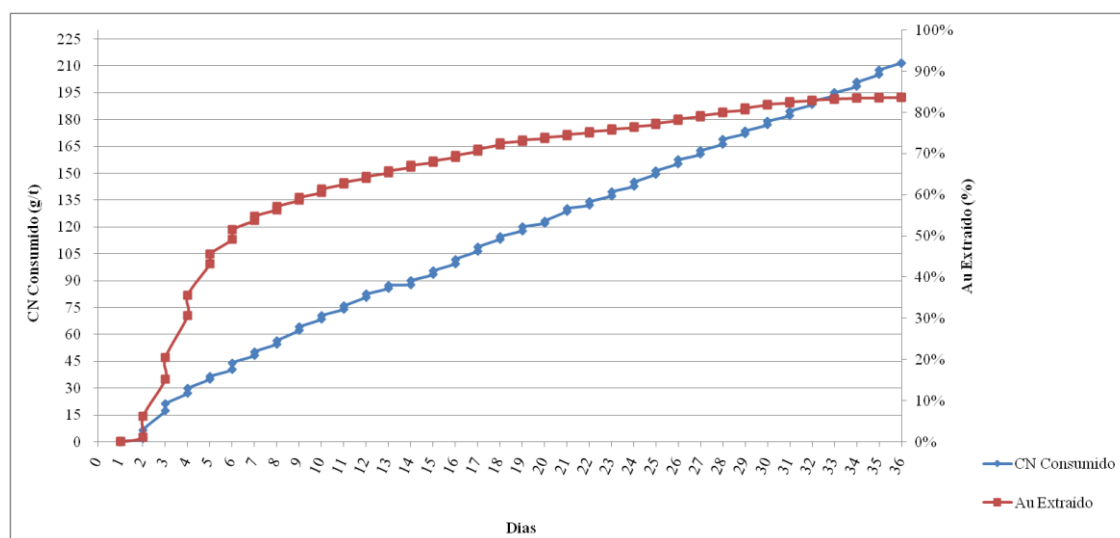


Figura 6.20 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 2 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 3 foi lixiviado por 25 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro total de 1,03 g/t, sendo o teor de ouro químico de 0,03 g/t e o teor de ouro gravimétrico de 1,11 g/t.

O teor de ouro no resíduo sólido apresentou um valor extremamente alto, muito maior que o próprio teor de cabeça. Como o valor de ouro gravimétrico compreende a maior

parte do teor total de ouro, pode-se acreditar que ocorreu um efeito pepita⁸ no material analisado.

O minério lixiviado na coluna pequena 3 apresentou um teor calculado de 1,23 g/t e uma extração acumulada de ouro de 12,14%. Considerando-se o teor de cabeça de 0,29 g/t para o cálculo da extração acumulada de ouro, tem-se um valor de 51,58%. O consumo de cianeto livre foi de 81,49 g/t

As figuras 6.21 e 6.22 apresentam os gráficos de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação, com base no teor calculado e no teor de cabeça, respectivamente.

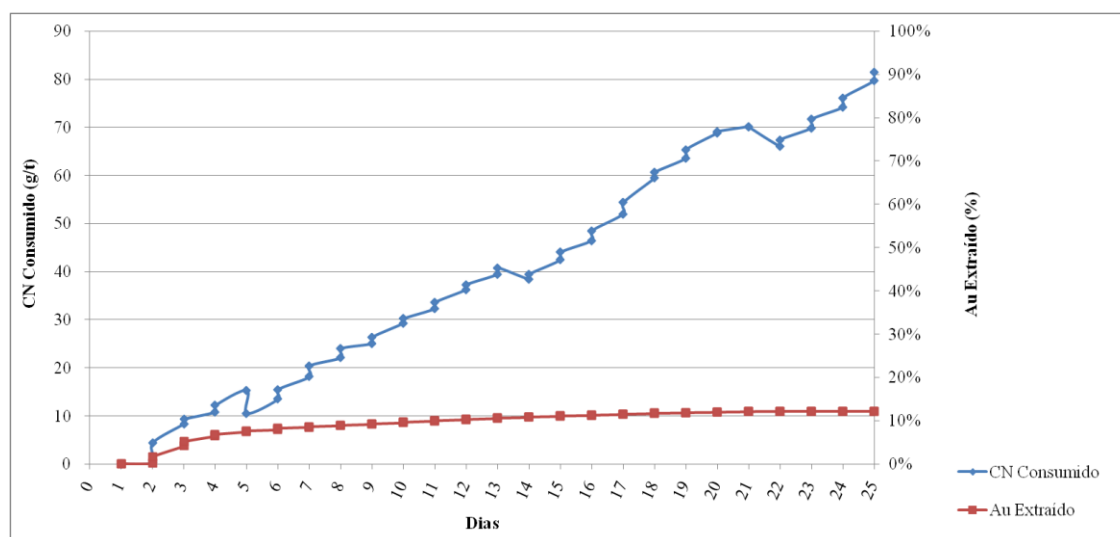


Figura 6.21 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 3 (teor calculado) em função do tempo de lixiviação.

⁸ O efeito pepita ocorre quando uma amostra retirada de um minério possui uma pepita de ouro, elevando o teor da amostra e levando a crer que todo o material amostrado possui um alto teor de ouro.

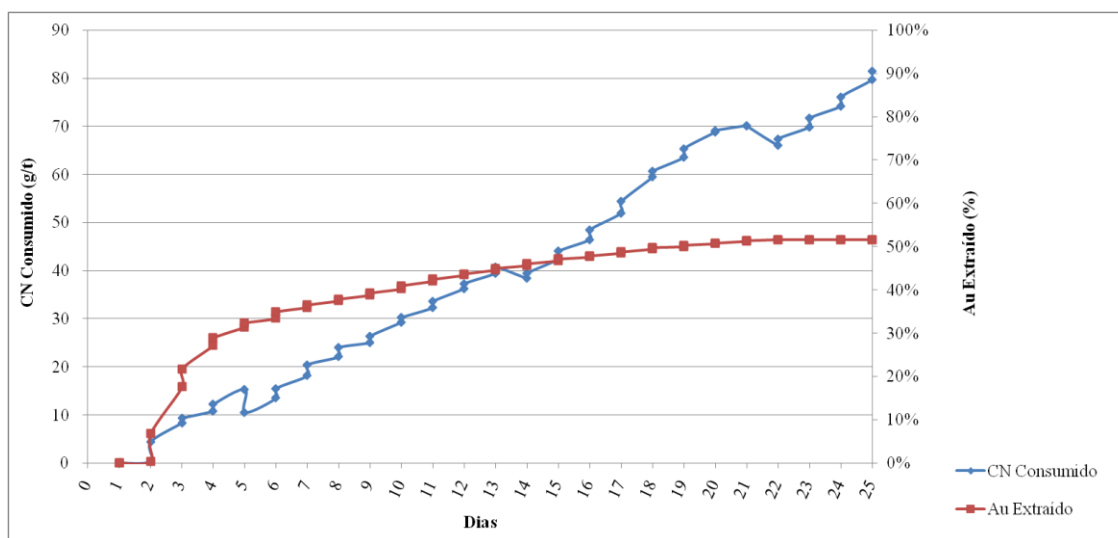


Figura 6.22 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 3 (teor de cabeça) em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 4 foi lixiviado por 36 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,04 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 4 apresentou um teor calculado de 0,22 g/t, uma extração acumulada de ouro de 82,48% e um consumo de cianeto livre de 120,46 g/t.

A figura 6.23 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

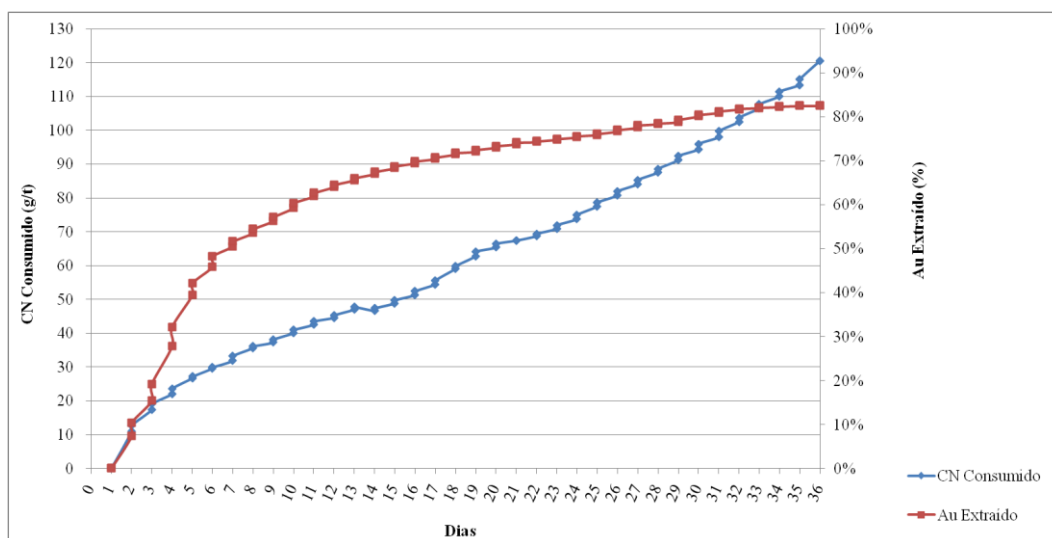


Figura 6.23 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 4 em função do tempo de lixiviação.

A densidade média do minério das colunas pequenas de 1 a 4, antes e após a lixiviação, foi de $1,69 \text{ t/m}^3$ e de $1,75 \text{ t/m}^3$, respectivamente. A subsidência média do minério foi de 58,5 milímetros.

6.5.2. Colunas Pequenas – 5 a 8

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 2 também foi analisado em teste de lixiviação em colunas pequenas. O teor de cabeça analisado foi de 0,27 g/t.

A tabela VI.12 apresenta o resumo dos principais resultados da lixiviação do minério nas colunas pequenas 5, 6, 7 e 8.

Tabela VI.12 - Resumo das principais informações das colunas pequenas

Coluna	5	6	7	8
Amostra (kg)	172,16	175,01	173,00	178,00
Altura inicial da amostra (mm)	30	35	35	90
Altura final da amostra (mm)	40	45	58	170
Subsidência (mm)	10	10	23	80
Densidade inicial (t/m³)	1,55	1,58	1,56	1,67
Densidade final (t/m³)	1,56	1,59	1,59	1,76
Concentração (ppm)	500	500	200	200
Razão de aplicação de alimentação (L.h⁻¹.m⁻²)	12	6	12	6
Dias lixiviados	29	29	33	34
Au Extraído (%)	92,70	64,21	58,02	82,56
Consumo de CN (g/t)	201,53	108,91	176,51	123,49

O material da coluna pequena 5 foi lixiviado por 29 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de 12 L.h⁻¹.m⁻². Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,01 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 5 apresentou um teor calculado de 0,10 g/t, uma extração acumulada de ouro de 92,70% e um consumo de cianeto livre de 201,53 g/t.

A figura 6.24 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

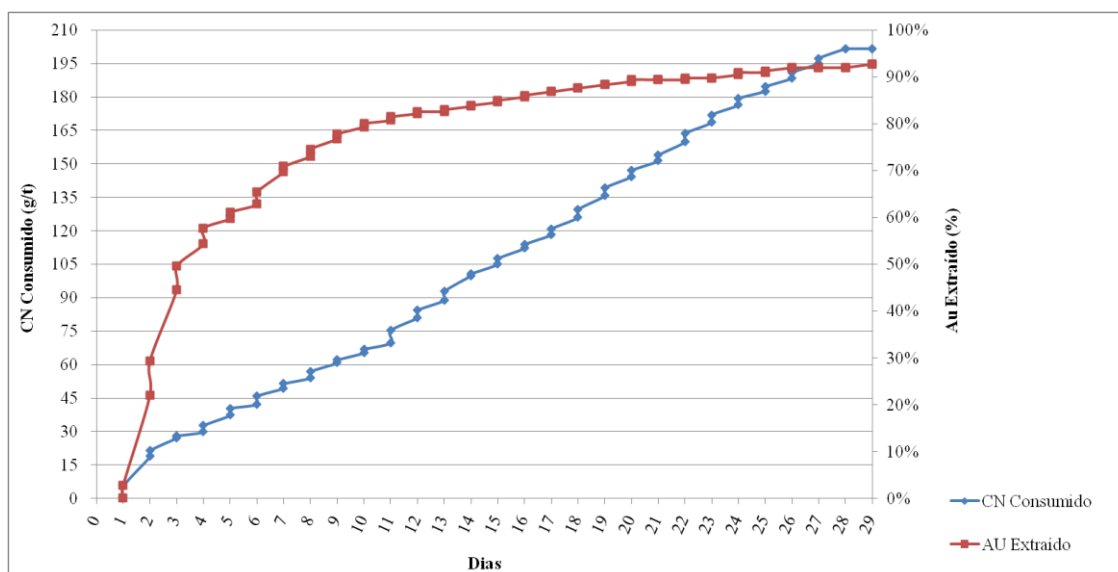


Figura 6.24 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 5 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 6 foi lixiviado por 29 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,05 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 6 apresentou um teor calculado de 0,14 g/t, uma extração acumulada de ouro de 64,21% e um consumo de cianeto livre de 108,91 g/t.

A figura 6.25 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

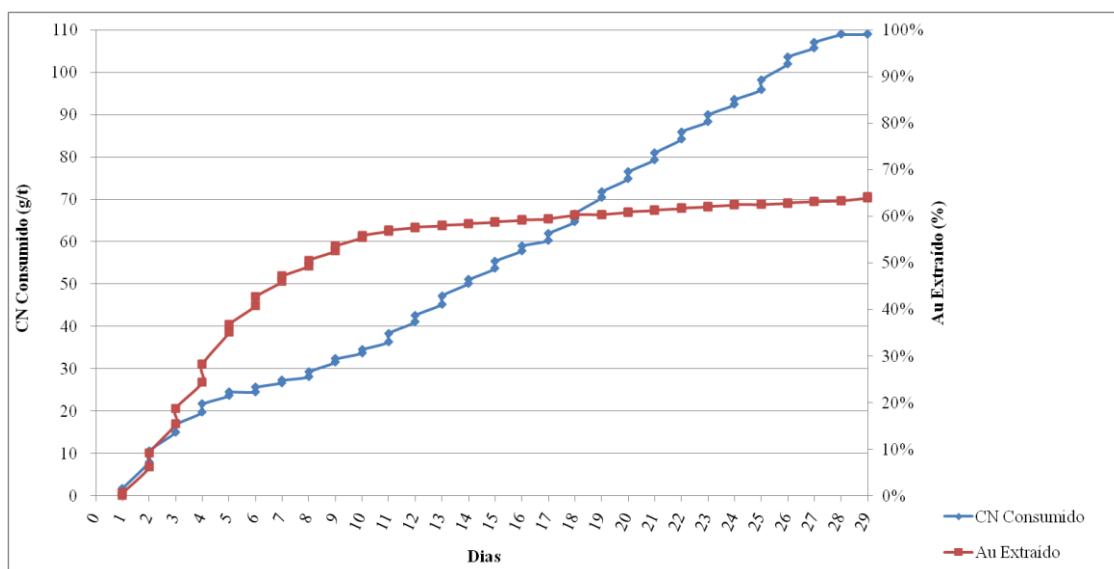


Figura 6.25 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 6 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 7 foi lixiviado por 33 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,08 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 7 apresentou um teor calculado de 0,19 g/t, uma extração acumulada de ouro de 58,02% e um consumo de cianeto livre de 176,51 g/t.

A figura 6.26 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

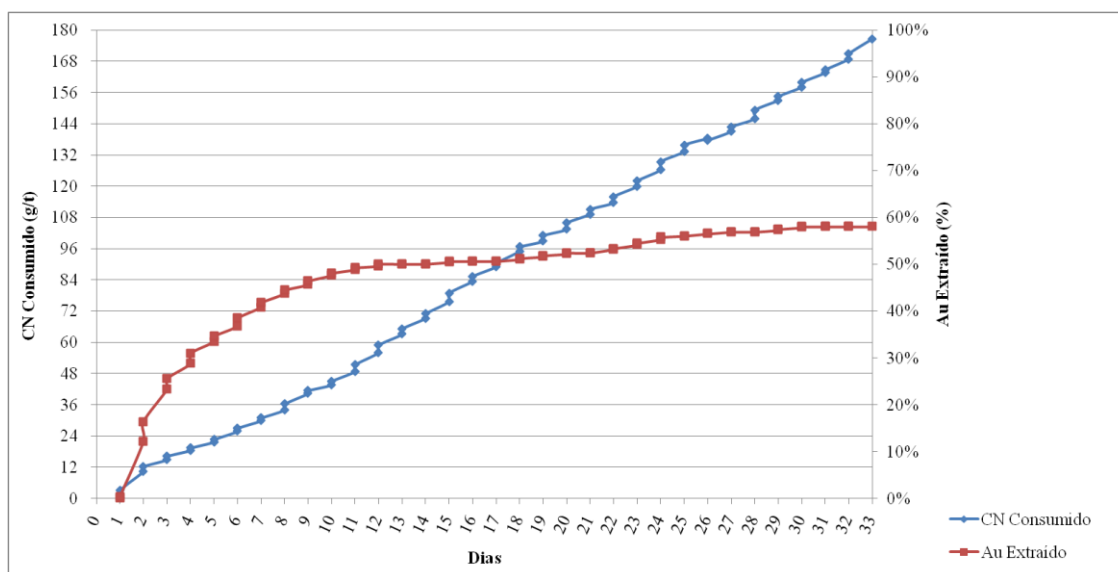


Figura 6.26 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 7 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 8 foi lixiviado por 34 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,03 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 8 apresentou um teor calculado de 0,19 g/t, uma extração acumulada de ouro de 82,56% e um consumo de cianeto livre de 123,49 g/t.

A figura 6.27 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

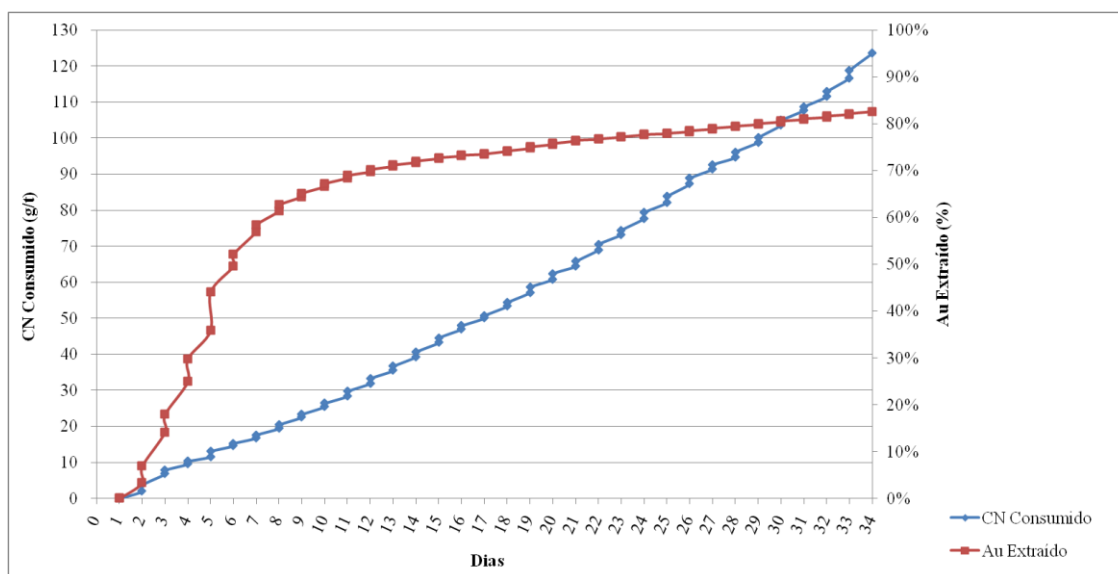


Figura 6.27 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 8 em função do tempo de lixiviação.

A densidade média do minério das colunas pequenas de 5 a 8, antes e após a lixiviação, foi de $1,59 \text{ t/m}^3$ e de $1,73 \text{ t/m}^3$, respectivamente. A subsidência média do minério foi de 30,8 milímetros.

6.5.3. Colunas Pequenas – 9 a 12

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 3 também foi analisado em teste de lixiviação em colunas pequenas. O teor de cabeça analisado foi de 0,10 g/t.

A tabela VI.13 apresenta o resumo dos principais resultados da lixiviação do minério nas colunas pequenas 9, 10, 11 e 12.

Tabela VI.13 - Resumo das principais informações das colunas pequenas

Coluna	9	10	11	12
Amostra (kg)	181,00	182,00	182,00	181,00
Altura inicial da amostra (mm)	110	72	50	49
Altura final da amostra (mm)	145	115	85	76
Subsidência (mm)	35	43	35	27
Densidade inicial (t/m³)	1,72	1,69	1,66	1,65
Densidade final (t/m³)	1,76	1,73	1,70	1,68
Concentração (ppm)	500	500	200	200
Razão de aplicação de alimentação (L.h⁻¹.m⁻²)	12	6	12	6
Dias lixiviados	20	20	20	20
Au Extraído (%)	86,35	51,06	86,85	52,28
Consumo de CN (g/t)	111,09	74,94	107,43	54,21

O material da coluna pequena 9 foi lixiviado por 20 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de 12 L.h⁻¹.m⁻². Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,02 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 9 apresentou um teor calculado de 0,16 g/t, uma extração acumulada de ouro de 86,35% e um consumo de cianeto livre de 111,09 g/t.

A figura 6.28 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

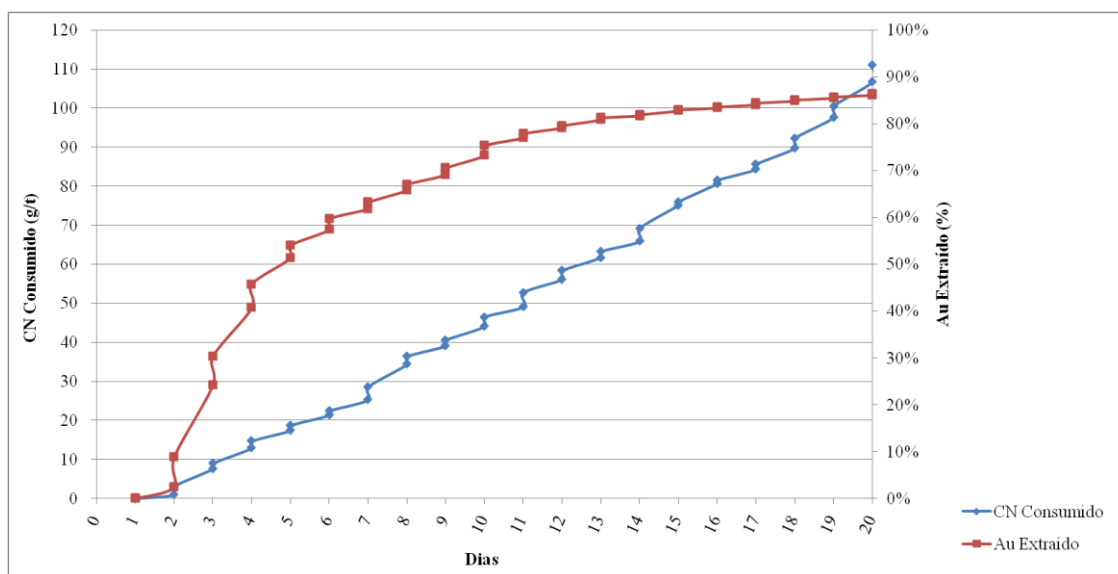


Figura 6.28 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 9 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 10 foi lixiviado por 20 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,10 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 10 apresentou um teor calculado de 0,21 g/t, uma extração acumulada de ouro de 51,06% e um consumo de cianeto livre de 74,94 g/t.

A figura 6.29 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

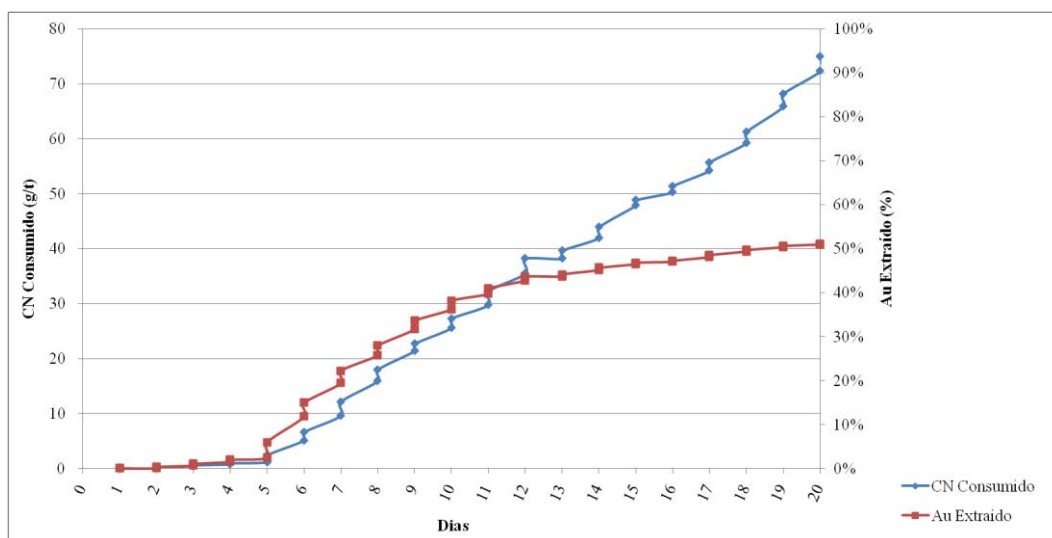


Figura 6.29 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 10 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 11 foi lixiviado por 20 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,02 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 11 apresentou um teor calculado de 0,18 g/t, uma extração acumulada de ouro de 86,85% e um consumo de cianeto livre de 107,43 g/t.

A figura 6.30 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

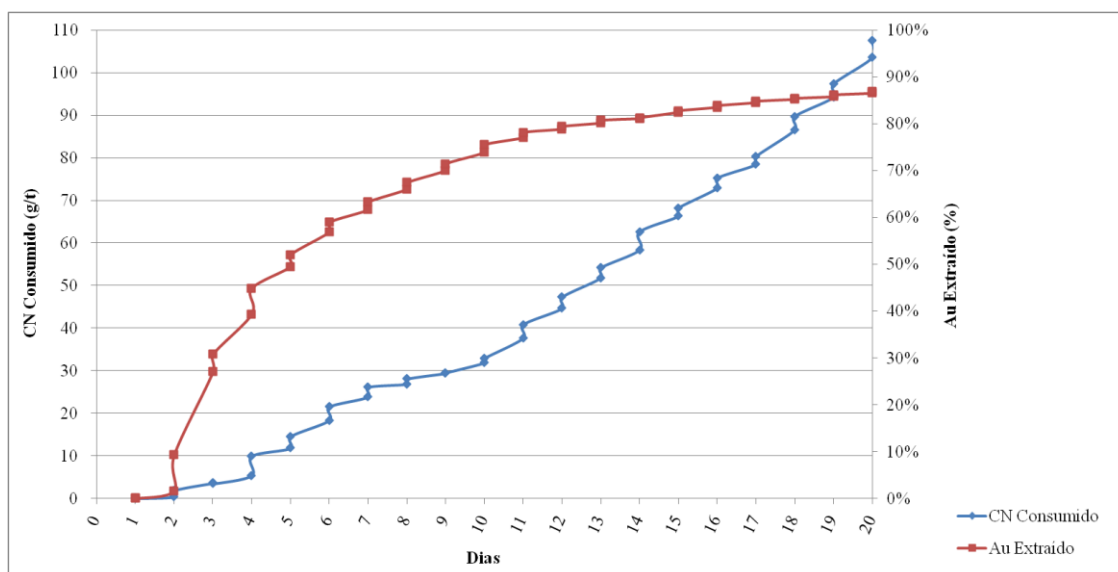


Figura 6.30 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 11 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 12 foi lixiviado por 20 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,10 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 12 apresentou um teor calculado de 0,21 g/t, uma extração acumulada de ouro de 52,28% e um consumo de cianeto livre de 54,21 g/t.

A figura 6.31 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

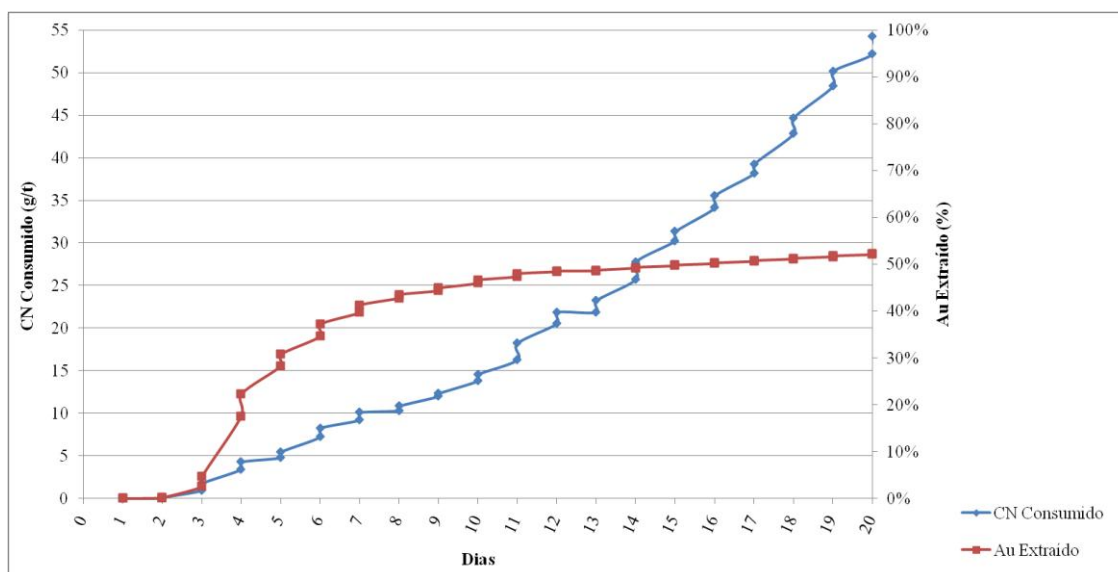


Figura 6.31 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 12 em função do tempo de lixiviação.

A densidade média do minério das colunas pequenas de 9 a 12, antes e após a lixiviação, foi de $1,68 \text{ t/m}^3$ e de $1,72 \text{ t/m}^3$, respectivamente. A subsidência média do minério foi de 35 milímetros.

6.5.4. Colunas Pequenas – 13 a 16

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 4 também foi analisado em teste de lixiviação em colunas pequenas. O teor de cabeça analisado foi de 0,11 g/t.

A tabela VI.14 apresenta o resumo dos principais resultados da lixiviação do minério nas colunas pequenas 13, 14, 15 e 16.

Tabela VI.14 - Resumo das principais informações das colunas pequenas

Coluna	13	14	15	16
Amostra (kg)	166,68	167,74	168,00	176,00
Altura inicial da amostra (mm)	25	45	70	75
Altura final da amostra (mm)	35	63	90	96
Subsidência (mm)	10	18	20	21
Densidade inicial (t/m³)	1,50	1,53	1,55	1,63
Densidade final (t/m³)	1,51	1,54	1,57	1,66
Concentração (ppm)	500	500	200	200
Razão de aplicação de alimentação (L.h⁻¹.m⁻²)	12	6	12	6
Dias lixiviados	14	19	26	28
Au Extraído (%)	72,94	61,97	36,08	64,17
Consumo de CN (g/t)	74,69	86,09	137,49	75,36

O material da coluna pequena 13 foi lixiviado por 14 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de 12 L.h⁻¹.m⁻². Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,02 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 13 apresentou um teor calculado de 0,07 g/t, uma extração acumulada de ouro de 72,94% e um consumo de cianeto livre de 74,69 g/t.

A figura 6.32 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

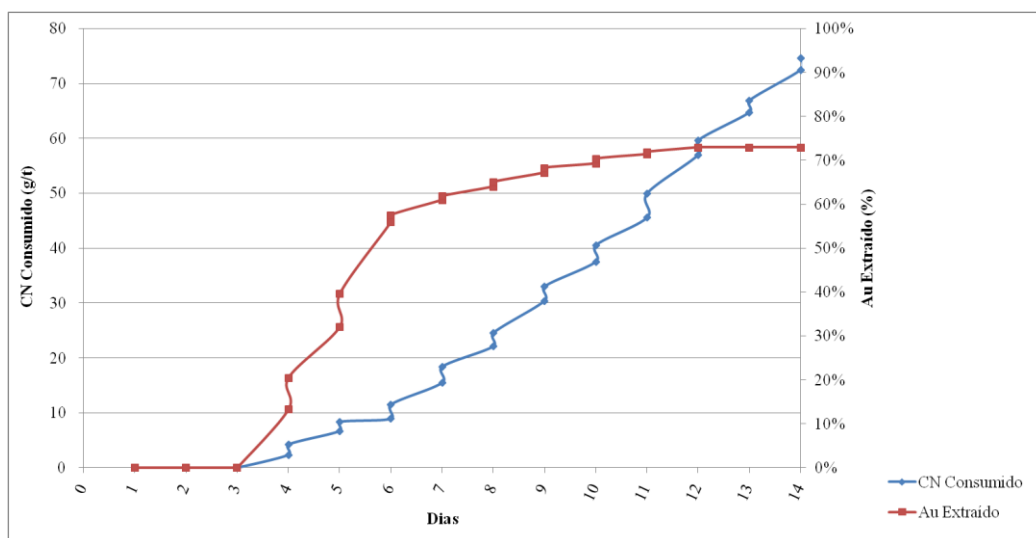


Figura 6.32 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 13 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 14 foi lixiviado por 19 dias com uma solução de concentração de 500 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,04 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 14 apresentou um teor calculado de 0,10 g/t, uma extração acumulada de ouro de 61,97% e um consumo de cianeto livre de 86,09 g/t.

A figura 6.33 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

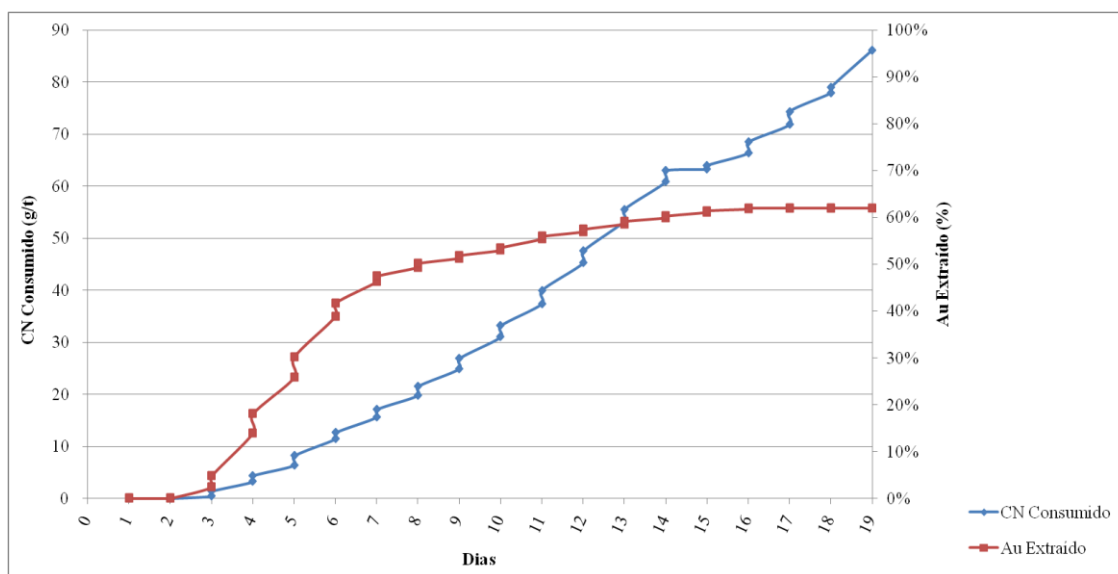


Figura 6.33 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 14 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 15 foi lixiviado por 26 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,17 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 15 apresentou um teor calculado de 0,27 g/t, uma extração acumulada de ouro de 36,08% e um consumo de cianeto livre de 137,49 g/t.

A figura 6.34 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

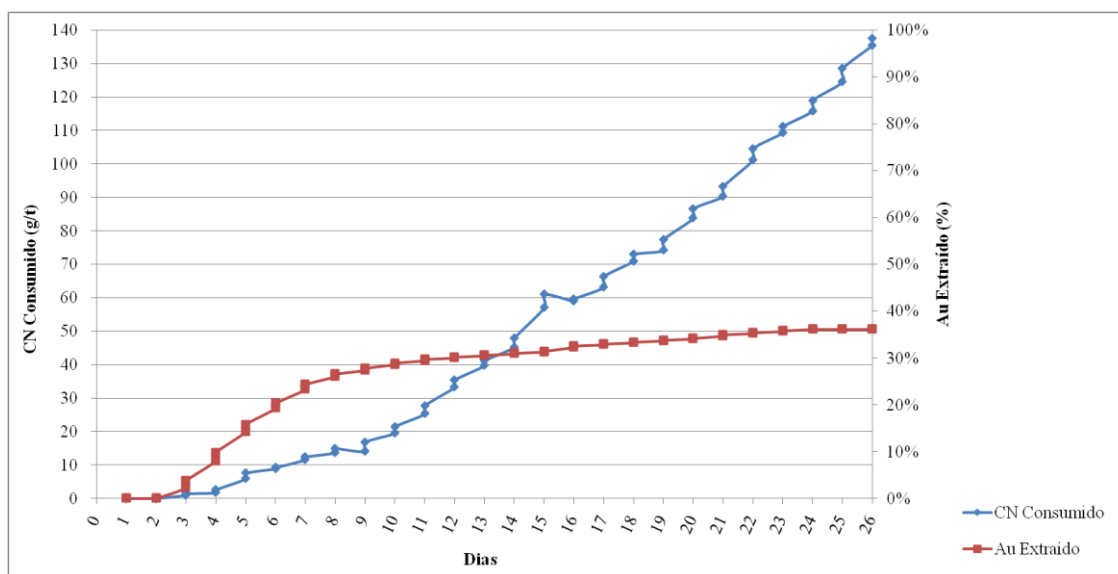


Figura 6.34 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 15 em função do tempo de lixiviação.

O material da coluna pequena 16 foi lixiviado por 28 dias com uma solução de concentração de 200 ppm de cianeto e com uma razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Após a lixiviação do minério, o mesmo foi lavado com água até sua total neutralização. O resíduo sólido foi analisado e apresentou teor de ouro de 0,06 g/t.

O minério lixiviado na coluna pequena 16 apresentou um teor calculado de 0,16 g/t, uma extração acumulada de ouro de 64,17% e um consumo de cianeto livre de 75,36 g/t.

A figura 6.35 apresenta o gráfico de extração de ouro e consumo de cianeto em função do tempo de lixiviação.

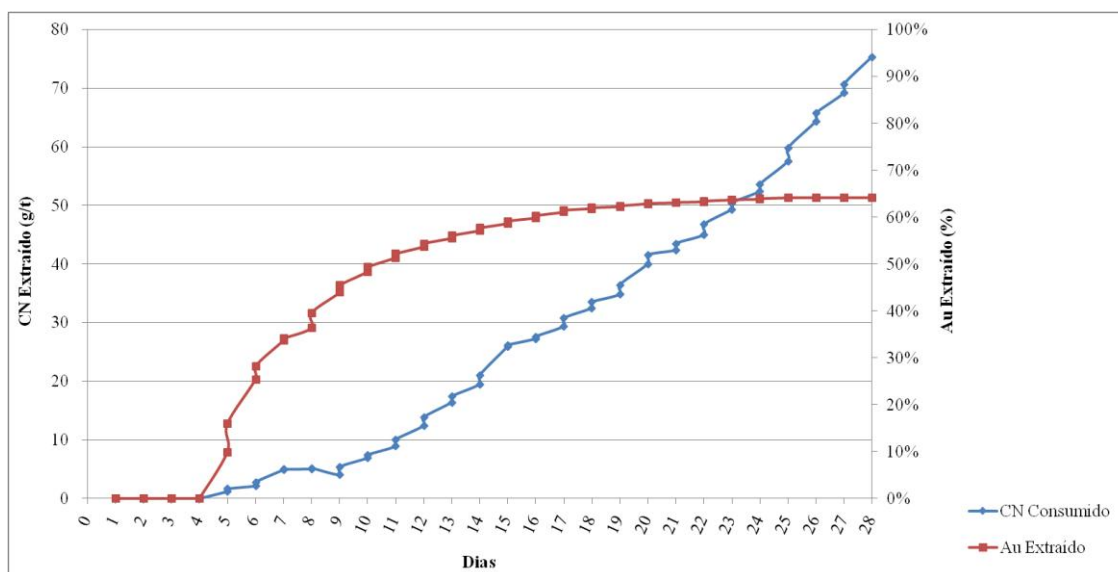


Figura 6.35 - Gráfico da extração de ouro e do consumo de cianeto da coluna pequena 16 em função do tempo de lixiviação.

A densidade média do minério das colunas pequenas de 13 a 16, antes e após a lixiviação, foi de $1,55 \text{ t/m}^3$ e de $1,57 \text{ t/m}^3$, respectivamente. A subsidência média do minério foi de 17,3 milímetros.

6.5.5. Resumo dos Resultados das Colunas Pequenas

A tabela VI.15 apresenta os principais resultados dos testes de colunas pequenas.

A coluna pequena 5 apresentou a maior extração de ouro (92,70%), seguida da coluna pequena 11 (86,85%). Ambas foram lixiviadas com razão de aplicação da solução de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. Não há nenhum indício que explique porque essas colunas pequenas, que lixiviaram com razão de aplicação maior, tenham atingido uma maior extração de ouro.

Tabela VI.15 - Resumo dos principais resultados das colunas pequenas

Teste	Teor de Cabeça (g/t)	Concentração (ppm)	Razão de alimentação (L.h ⁻¹ .m ⁻²)	Au Extraído (%)	Consumo de CN (g/t)
Coluna Pequena 1	0,29	500	12	83,26	284,49
Coluna Pequena 2	0,29	500	6	83,50	211,43
Coluna Pequena 3	0,29	200	12	51,58	81,49
Coluna Pequena 4	0,29	200	6	82,48	120,46
Coluna Pequena 5	0,27	500	12	92,70	201,53
Coluna Pequena 6	0,27	500	6	64,21	108,91
Coluna Pequena 7	0,27	200	12	58,02	176,51
Coluna Pequena 8	0,27	200	6	82,56	123,49
Coluna Pequena 9	0,10	500	12	86,35	111,09
Coluna Pequena 10	0,10	500	6	51,06	74,94
Coluna Pequena 11	0,10	200	12	86,85	107,43
Coluna Pequena 12	0,10	200	6	52,28	54,21
Coluna Pequena 13	0,11	500	12	72,94	74,69
Coluna Pequena 14	0,11	500	6	61,97	86,09
Coluna Pequena 15	0,11	200	12	36,08	137,49
Coluna Pequena 16	0,11	200	6	64,17	75,36
Média das Colunas Pequenas		500	12	83,81	167,95
		500	6	65,19	120,34
		200	12	58,13	125,73
		200	6	70,37	93,38

A coluna pequena 12 apresentou o menor consumo de cianeto (54,21 g/t), seguida pela coluna pequena 13 (74,69 g/t). A coluna pequena 12 foi lixiviada com solução de alimentação com concentração de cianeto de 200 ppm; já a coluna pequena 13 lixiviou com solução com concentração de cianeto de 500 ppm. Não há nenhum indício que explique porque a coluna pequena 13, que lixiviou com solução com concentração de cianeto de 500 ppm, tenha atingido um menor consumo de cianeto.

As médias das colunas lixiviadas com os mesmos parâmetros foram calculadas para fins de análise. As colunas pequenas com solução de alimentação com concentração de

500 ppm e razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$ e com concentração de 200 ppm e razão de aplicação de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$ apresentaram os piores resultados de extração de ouro (65,19% e 58,13%, respectivamente).

As colunas pequenas com concentração de 500 ppm e razão de aplicação de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$ apresentaram maior extração de ouro (83,81%), mas com maior consumo de cianeto livre (167,95 g/t). As colunas com concentração de 200 ppm e razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$ apresentaram a segunda maior extração de ouro (70,37%), com um consumo menor de cianeto livre (93,38 g/t).

6.6. Resultados dos Garrafões

6.6.1. Garrafões – Coluna Gigante 1

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 1 também foi analisado em teste de lixiviação em garrafões, durante 120 horas com uma solução com concentração de cianeto de 200 ppm. O teor de cabeça analisado foi de 0,37 g/t.

A tabela VI.16 apresenta o resumo das principais informações dos testes de garrafões, que foram realizados em duplicata, com o material da coluna gigante 1.

O teste que apresentou a melhor extração de ouro foi o número 3, com uma extração média das duplicatas de 89,33%; já o teste que apresentou o menor consumo de cianeto foi o número 2, com um consumo médio das duplicatas de 124,79 g/t.

TabelaVI.16 - Resumo das principais informações dos garrafões

Teste	1		2		3		4		5	
	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Amostra	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Cal (g)	5	5	4	4	3	3	2	2	1	1
Cal (g/kg)	1,9	1,9	1,5	1,5	1,1	1,1	0,7	0,7	0,4	0,4
Extração (%)	96	77	59	85	96	83	84	79	86	86
Consumo CN (g/t)	252	36	171	78	166	130	130	139	144	130
Teor de Rejeito (g/t)	0,07	0,02	0,15	0,02	0,03	0,04	0,05	0,05	0,03	0,09
Teor Calculado (g/t)	1,59	0,09	0,36	0,16	0,75	0,23	0,32	0,24	0,22	0,62
Extração Média (%)	86,47		72,21		89,33		81,78		85,70	
Consumo CN Médio (g/t)	143,62		124,79		148,01		134,76		136,68	

No teste que apresentou maior extração de ouro (89,33%) foram dosados 1,1 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério e no teste que apresentou menor consumo de cianeto (124,79 g/t) foram dosados 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério.

6.6.2. Garrafões – Coluna Gigante 2

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 2 também foi analisado em teste de lixiviação em garrafões, durante 120 horas com uma solução com concentração de cianeto de 200 ppm. O teor de cabeça analisado foi de 1,04 g/t.

Com elevado teor apresentado pela amostra de cabeça pode-se acreditar que ocorreu o efeito pepita. O teor gravimétrico da amostra foi de 16,64 g/t enquanto o teor químico foi de 0,54 g/t. O teor ponderado da amostra resultou em 1,04 g/t.

A tabela VI.17 apresenta o resumo das principais informações dos testes de garrafões, que foram realizados em duplicata, com material da coluna gigante 2.

TabelaVI.17 - Resumo das principais informações dos garrafões

Teste	1		2		3		4		5	
Amostra	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Cal (g)	5	5	4	4	3	3	2	2	1	1
Cal (g/kg)	1,9	1,9	1,5	1,5	1,1	1,1	0,7	0,7	0,4	0,4
Extração (%)	68	81	73	75	77	61	80	70	80	76
Consumo CN (g/t)	153	165	134	107	139	128	163	120	362	147
Teor de Rejeito (g/t)	0,09	0,05	0,05	0,07	0,04	0,07	0,04	0,09	0,04	0,05
Teor Calculado (g/t)	0,28	0,26	0,18	0,28	0,18	0,18	0,20	0,30	0,20	0,21
Extração Média (%)	74,33		74,18		68,97		75,25		78,21	
Consumo CN Médio (g/t)	158,62		120,37		133,47		141,23		254,48	

O teste que apresentou a melhor extração de ouro foi o número 5, com uma extração média das duplicatas de 78,21%; já o teste que apresentou o menor consumo de cianeto foi o número 2, com um consumo médio das duplicatas de 120,37 g/t.

No teste que apresentou maior extração de ouro (78,21%) foram dosados 0,4 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério e no teste que apresentou menor consumo de cianeto (120,37 g/t) foram dosados 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério.

6.6.3. Garrafões – Coluna Gigante 3

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 3 também foi analisado em teste de lixiviação em garrafões, durante 120 horas com uma solução com concentração de cianeto de 200 ppm. O teor de cabeça analisado foi de 0,13 g/t.

A tabela VI.18 apresenta o resumo das principais informações dos testes de garrafões, que foram realizados em duplicata, com material da coluna gigante 3.

TabelaVI.18 - Resumo das principais informações dos garrafões

Teste	1		2		3		4		5	
	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Amostra	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Cal (g)	5	5	4	4	3	3	2	2	1	1
Cal (g/kg)	1,9	1,9	1,5	1,5	1,1	1,1	0,7	0,7	0,4	0,4
Extração (%)	78	85	79	100	85	78	73	79	74	52
Consumo CN (g/t)	108	91	102	113	108	122	118	103	71	86
Teor de Rejeito (g/t)	0,04	0,02	0,03	0,00	0,02	0,04	0,06	0,03	0,04	0,12
Teor Calculado (g/t)	0,17	0,13	0,14	0,11	0,13	0,17	0,22	0,14	0,15	0,26
Extração Média (%)	81,06		89,34		81,20		76,11		62,66	
Consumo CN Médio (g/t)	99,44		107,59		115,06		110,25		78,22	

O teste que apresentou a melhor extração de ouro foi o número 2, com uma extração média das duplicatas de 89,34%; já o teste que apresentou o menor consumo de cianeto foi o número 5, com um consumo médio das duplicatas de 78,22 g/t.

No teste que apresentou maior extração de ouro (89,34%) foram dosados 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério e no teste que apresentou menor

consumo de cianeto (78,22 g/t) foram dosados 0,4 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério.

6.6.4. Garrafões – Coluna Gigante 4

O material analisado no teste de lixiviação da coluna gigante 4 também foi analisado em teste de lixiviação em garrafões, durante 120 horas com uma solução com concentração de cianeto de 200 ppm. O teor de cabeça analisado foi de 0,16 g/t.

A tabela VI.19 apresenta o resumo das principais informações dos testes de garrafões, que foram realizados em duplicata, com material da coluna gigante 4.

Tabela VI.19 - Resumo das principais informações dos garrafões

Teste	1		2		3		4		5	
	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Amostra	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Cal (g)	5	5	4	4	3	3	2	2	1	1
Cal (g/kg)	1,9	1,9	1,5	1,5	1,1	1,1	0,7	0,7	0,4	0,4
Extração (%)	79	69	91	74	67	82	-	55	62	57
Consumo CN (g/t)	29	20	25	11	53	60	-	30	39	25
Teor de Rejeito (g/t)	0,03	0,06	0,01	0,04	0,07	0,03	-	0,07	0,05	0,08
Teor Calculado (g/t)	0,14	0,20	0,12	0,15	0,20	0,16	-	0,15	0,13	0,19
Extração Média (%)	73,87		82,65		74,52		54,77		59,80	
Consumo CN Médio (g/t)	24,23		18,08		56,61		30,13		32,00	

O garrafão do teste 4 (amostra 1) partiu ao meio durante o teste, perdendo-se parte da solução com minério, e o mesmo teve que ser descartado. Assim, foram considerados os resultados de sua duplicata, a amostra 2.

O teste que apresentou a melhor extração de ouro e o menor consumo de cianeto foi o número 2, com uma extração média das duplicatas de 82,65% e com um consumo médio das duplicatas de 18,08 g/t.

No teste que apresentou maior extração de ouro (82,65%) e menor consumo de cianeto (18,08 g/t) foram dosados 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério.

6.6.5. Resumo dos Resultados dos Garrafões

A tabela VI.20 apresenta os principais resultados dos testes de garrafões.

O garrafão que apresentou a maior extração de ouro foi o teste 2 da coluna gigante 3 (89,34%), seguido pelo garrafão do teste 3 da coluna gigante 1 (89,33%). O primeiro teve uma dosagem de 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério, enquanto o segundo teve uma dosagem de 1,1 gramas por quilograma de minério.

O garrafão que apresentou o menor consumo de cianeto foi do teste 2 (18,08 g/t), seguido do teste 1 (24,23 g/t), ambos da coluna gigante 4. O primeiro teve uma dosagem de 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério, enquanto o segundo teve uma dosagem de 1,9 gramas por quilograma de minério.

As médias dos garrafões lixiviados com os mesmos parâmetros foram calculadas para fins de análise. Pode-se observar que os testes realizados com dosagem de hidróxido de cálcio de 4 gramas, ou seja, 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de

minério, apresentaram a maior extração de ouro (79,59%) com o menor consumo de cianeto livre (92,71 g/t).

TabelaVI.20 - Resumo dos principais resultados dos garrafões

Coluna	Garrafão	Teor de Cabeça (g/t)	Cal (g)	Dosagem de Cal (g/kg)	Au Extraído (%)	Consumo de CN (g/t)
Coluna Gigante 1	Teste 1	0,37	5	1,9	86,47	143,62
	Teste 2	0,37	4	1,5	72,21	124,79
	Teste 3	0,37	3	1,1	89,33	148,01
	Teste 4	0,37	2	0,7	81,78	134,76
	Teste 5	0,37	1	0,4	85,70	136,68
Coluna Gigante 2	Teste 1	1,04	5	1,9	74,33	158,62
	Teste 2	1,04	4	1,5	74,18	120,37
	Teste 3	1,04	3	1,1	68,97	133,47
	Teste 4	1,04	2	0,7	75,25	141,23
	Teste 5	1,04	1	0,4	78,21	254,48
Coluna Gigante 3	Teste 1	0,13	5	1,9	81,06	99,44
	Teste 2	0,13	4	1,5	89,34	107,59
	Teste 3	0,13	3	1,1	81,20	115,06
	Teste 4	0,13	2	0,7	76,11	110,25
	Teste 5	0,13	1	0,4	62,66	78,22
Coluna Gigante 4	Teste 1	0,16	5	1,9	73,87	24,23
	Teste 2	0,16	4	1,5	82,65	18,08
	Teste 3	0,16	3	1,1	74,52	56,61
	Teste 4	0,16	2	0,7	54,77	30,13
	Teste 5	0,16	1	0,4	59,80	32,00
	Teste 1		5	1,9	78,93	106,48
	Teste 2		4	1,5	79,59	92,71
	Teste 3		3	1,1	78,50	113,28
	Teste 4		2	0,7	71,98	104,09
	Teste 5		1	0,4	71,59	125,34

7. CONCLUSÕES

A análise individual de cada teste permitiu realizar as seguintes conclusões:

a) Colunas Gigantes

- a. No grupo das colunas gigantes a que apresentou a maior extração de ouro foi a coluna gigante 4 (136,84%), seguida pela coluna gigante 2 (99,43%). As duas colunas foram testadas com razão de aplicação da solução de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$, o que permitiu maior tempo de contato entre a solução contendo cianeto e o minério de ouro a ser lixiviado. Isso permitiu a maior extração alcançada.
- b. A coluna gigante que apresentou o menor consumo de cianeto foi a coluna gigante 3 (74,26 g/t), seguida pela coluna gigante 4 (88,34 g/t). Ambas as colunas foram testadas com concentração de solução de alimentação de 200 ppm. Os resultados de consumo de cianeto das colunas gigantes comprovaram que a lixiviação com concentração de solução de 500 ppm promove um maior consumo do reagente.

b) Colunas Pequenas

- a. Diferentemente do grupo das colunas gigantes, no grupo das colunas pequenas a que apresentou a maior extração de ouro foi a coluna pequena 5 (92,70%), seguida pela coluna pequena 11 (86,85%). Ambas foram testadas com razão de aplicação da solução de alimentação de $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$.
- b. A coluna pequena que apresentou o menor consumo de cianeto foi a coluna pequena 12 (54,21 g/t), seguida pela coluna pequena 13

(74,69 g/t). A primeira coluna foi testada com solução com concentração de 200 ppm de cianeto; a segunda coluna com concentração de 500 ppm de cianeto.

c) Garrafões

- a. No grupo dos garrafões o teste que apresentou a maior extração de ouro foi o teste 2 da coluna gigante 3 (89,34%), que teve uma dosagem de 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério, seguido do teste 3 da coluna gigante 1 (89,33%), com uma dosagem de 1,1 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério.
- b. Os testes que apresentaram o menor consumo de cianeto foram os testes 2 (18,08 g/t) e 1 (24,23 g/t) da coluna gigante 4. O primeiro teve uma dosagem de 1,5 gramas de hidróxido de cálcio por quilograma de minério, enquanto o segundo teve uma dosagem de 1,9 gramas por quilograma de minério.

Após análise dos resultados dos testes de colunas gigantes, colunas pequenas e de garrafões, pode-se concluir que a melhor estratégia para a maior extração de ouro com o menor consumo de cianeto é a dosagem de 1,5 quilogramas de hidróxido de cálcio por tonelada de minério durante o empilhamento, e a dosagem da solução com razão de aplicação de alimentação de $6 \text{ L.h}^{-1} \cdot \text{m}^{-2}$ e concentração de 200 ppm de cianeto.

8. SUGESTÃO PARA TRABALHOS FUTUROS

Em razão dos resultados experimentais obtidos, recomenda-se que alguns testes complementares de lixiviação em pilhas, envolvendo colunas gigantes, sejam realizados. Assim, deveriam ser realizados os testes de lixiviação com o minério de ouro e com razão de aplicação da solução de alimentação decrescente, de modo que ela varie entre $12 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$ e $6 \text{ L.h}^{-1}.\text{m}^{-2}$. A concentração da solução de alimentação poderia ser estudada e variaria entre 200 e 500 ppm de cianeto. Deveria ser aplicada a dosagem de hidróxido de cálcio otimizada, de 1,5 quilogramas por tonelada de minério. O objetivo seria aumentar ainda mais o percentual de extração de ouro com menor consumo de cianeto.

9. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. CHAVES, A.P.; LEAL FILHO, L.S.L. *Flotação*. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; ALMEIDA, S.L.M. *Tratamento de Minérios*. 4 ed. Rio de Janeiro. CETEM/MCT, 2004. n.10, p. 411 – 455.
2. FÁBRICO DE AÇOS PAULISTA S.A. *Manual de Britagem*. 5 ed. São Paulo. FAÇO, 1994. 418 p.
3. FIGUEIRA, H.V.O.; ALMEIDA, S.L.M.; LUZ, A. B. *Cominuição*. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; ALMEIDA, S.L.M. *Tratamento de Minérios*. 4 ed. Rio de Janeiro. CETEM/MCT, 2004. n. 4, p. 113 - 194.
4. FREITAS, L.R.; COSTA, R.S. *Recuperação do Ouro Dissolvido*. TRINDADE, R.B.E.; FILHO, O.B. *Extração de Ouro: Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente*. Rio de Janeiro. CETEM/CNPq, 2002. n.4, p. 87 – 125.
5. HECK, N.C. *ENG06631 - Metalurgia Extrativa dos Metais Não-Ferrosos I-A*. UFRGS, DEMET. Disponível em: <<http://www.ct.ufrgs.br/ntcm/graduacao/ENG06631/Lixiviacao.pdf>>. Acesso em: 22 jan. 2012.
6. HEINEN, H.J.; PETERSON, D.G.; LINDSTROM, R.E. *Processing Gold Ores Using Heap Leach-Carbon Adsorption Methods*. U.S. Dept. of the Interior, Bureau of Mines. Washington, Estados Unidos. 1978. 21 p.
7. KITCO METALS Inc. Disponível em:< <http://www.kitco.com/>>. Acesso em: 18 dez. 2012.
8. LINS, F.A.F. *Concentração Gravítica*. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; ALMEIDA, S.L.M. *Tratamento de Minérios*. 4 ed. Rio de Janeiro. CETEM/MCT, 2004. n. 6, p. 241 – 268.

9. LOTTERMOSER, B.G. *Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts*. 3 ed. Springer. Austrália, 2010. 400 p.
10. LUZ, A.B. E LINS, F.A.F. *Introdução ao Tratamento de Minérios*. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.A.; ALMEIDA, S.L.M. *Tratamento de Minérios*. 4 ed. Rio de Janeiro. CETEM/MCT, 2004. n. 1, p. 3 – 16.
11. MARSDEN, J.O.; HOUSE C.I. *The Chemistry of Gold Extraction*. 2 ed. Littleton, Colorado, Estados Unidos. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2006. 651 p.
12. MENDES, F.D. *Tratamento do Minério da Mina de Igarapé Bahia através de Lixiviação Sulfúrica seguida de Cianetação*. Belo Horizonte. Escola de Engenharia da UFMG, 1999. 116 p. (Dissertação de Mestrado, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).
13. MINA SÃO VICENTE, Mineração Apoena S.A.
14. PELLANT, C. *Rocks and Minerals – Dorling Kindersley Handbooks*. Londres. Dorling Kindersley Limitada, 2000. 256 p.
15. PERES, A.E.C.; CHAVES, A.P.; LINS, F.A.F.; TOREM, M.L. *Beneficiamento de Minérios de Ouro*. In: TRINDADE, R.B.E.; FILHO, O.B. *Extração de Ouro: Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente*. Rio de Janeiro. CETEM/CNPq, 2002. n. 2, p. 15 - 50.
16. PORMIN – Portal de Apoio ao Pequeno Produtor Mineral. Ministério de Minas e Energia. 2008. Disponível em: http://www.pormin.gov.br/informacoes/arquivo/ouro_propriedades_aplicabilidade_ocorrencias.pdf>. Acesso em: 15 nov. 2011.

17. ROJAS, C.E.B. *Reciclagem de Sucata de Jóias para a Recuperação Hidrometalúrgica de Ouro e Prata*. Belo Horizonte. Escola de Engenharia da UFMG, 2009. 166 p. (Dissertação de Mestrado, Mestrado em Engenharia Metalúrgica e de Minas).
18. SAMPAIO, C.H.; TAVARES, L.M.M. *Beneficiamento Gravimétrico: uma Introdução aos Processos de Concentração Mineral e Reciclagem de Materiais por Densidade*. 1 ed. Porto Alegre. Editora da UFRGS, 2005. 603 p.
19. STANGE, W. *The process design of gold leaching and carbon-in-pulp circuits*. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 1999. p. 13 - 26.
20. VILLAS BÔAS, R.C.; LIMA, L.R.P.A.; KOHLER, H.M. *Modelagem e Simulação do Processo de Lixiviação em Pilhas de Minérios Auríferos Voltados ao Desenvolvimento de Critérios de Sustentabilidade*. In: VILLAS BÔAS, R.C.; BEINHOFF, C. *Indicadores de Sostenibilidad para La Industria Extractiva Mineral*. Rio de Janeiro. CNPq/CYTED, 2002. p. 241 – 261. Disponível em: <<http://www.cetem.gov.br/publicacao/CTs/CT2002-123-00.pdf>>. Acesso em: 22 jan. 2012.