

UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA QUÍMICA

ANDRÉS GONZALO REYES UNDA

Lixiviação em pilhas de minérios de ouro de baixo teor incorporada ao processo de tanques agitados, “*Carbon in leaching*”, uma alternativa econômica no norte do Uruguai.

Belo Horizonte

Maio de 2016

ANDRÉS GONZALO REYES UNDA

Lixiviação em pilhas de minérios de ouro de baixo teor incorporada ao processo de tanques agitados, “*Carbon in leaching*”, uma alternativa econômica no norte do Uruguai.

Tese apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Química da Universidade Federal de Minas Gerais, como requisito para obtenção do título de Doutor em Engenharia Química.

Área de concentração: Engenharia Química

Orientadora: Vanessa de Freitas Cunha Lins

Co-orientadora: Sônia Denise Ferreira Rocha

Belo Horizonte

Universidade Federal de Minas Gerais

Escola de Engenharia

Maio de 2016

VERSO FOLHA DE ROSTO

FICHA CATALOGRÁFICA

Reyes Unda, Andres Gonzalo

Lixiviação em pilhas de minérios de ouro de baixo teor incorporada ao processo de tanques agitados, “*Carbon in leaching*”, uma alternativa econômica no norte do Uruguai.

Belo Horizonte Maio de 2016

Nº de páginas: 140

Área de concentração: Engenharia Química

Orientador: Vanessa de Freitas Cunha Lins

Tese de Doutorado – Engenharia Química, Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, MG

FOLHA DE APROVAÇÃO

Dedico este trabalho aos grandes
amores da minha vida: Alessandra
minha esposa e meus filhos
Carlos Eduardo e Clara Fernanda.

AGRADECIMENTOS

Nesta página, gostaria de agradecer a todos que ajudaram na realização deste trabalho.

Em especial ao meu Pai Carlos Reyes que tornou possível este sonho dando-me a oportunidade de aprender na prática alguns ensinamentos de Engenharia, além do trato de igual para igual com todas as pessoas durante o trabalho desenvolvido.

A minha Mãe, Luisa Unda, que sempre confiou em mim, ajudou-me nos primeiros passos desde criança, na minha formação pessoal e profissional, obrigado de coração.

Aos meus irmãos, Jimena, Paula, Daniel e Adriana que de uma forma ou de outra se fazem presentes na minha vida.

Ao meu querido e estimado sogro Ivan e minha sogra Eliane que sempre me ajudaram, seja na distância, não medindo esforços quando necessitei do apoio deles aqui no Brasil.

A minha tia Daisy Clarke que me acolheu com carinho no Chile e adotou minha esposa como filha e meus filhos como neto, “*Gracias*” tia.

Ao meu amigo Antônio Claret de Oliveira que sempre me incentivou a seguir buscando o conhecimento e também de “solucionar problema e ir em busca da causa raiz, primeiro limpar o leite derramado depois solucionar porque derramou”.

A Vallourec & Sumitomo que acreditou e confiou no meu potencial e além de aprovar internamente o meu projeto, incentivou-me a realizar o Doutorado na Engenharia Química, disponibilizando uma carta de indicação redigida pelo ex-presidente Tancredo Martins e pela cordial Assessora de Sustentabilidade e Meio Ambiente Sra. Grace Garbaccio.

A Orosur Minin Ing. pela oportunidade de aprendizado com os profissionais do laboratório de análises químicas e metalúrgicas, com os quais aprendi que o povo Uruguaio é gentil, amável, trabalhador e disposto a ensinar e aprender.

A Professora Dra. Vanessa Lins, pela orientação desde os primeiros passos na graduação em corrosão e demais disciplinas, incentivo, confiança e amizade, meu sincero muito obrigado!

A Professora Dra. Sônia Rocha, que aceitou o convite a participar da minha formação como engenheiro e agora com todo seu apoio na área metalúrgica de processamento de ouro.

A Alessandra, secretaria da Pós que oportunamente convidou-me a participar do processo de seleção do Doutorado em 2010.

A Deus pelo dom da vida e pelas pessoas que colocou e colocará em meu caminho.

EPIGRAFE

A única forma de chegar ao impossível,
é acreditar que é possível.

(LEWIS CARROLL)

Lixiviação em pilhas de minérios de ouro de baixo teor incorporada ao processo de tanques agitados, “*Carbon in leaching*”, uma alternativa econômica no norte do Uruguai.

RESUMO

Este trabalho foi realizado com a intenção de obter uma rota alternativa de lixiviação de ouro para minerais de baixo teor para uma planta industrial que produz ouro, atualmente pelo processo Carbon in Leaching, localizada na região da Ilha Cristalina de Rivera, no Uruguai. Foram realizados testes com soluções de cianeto de sódio em concentrações de 1000 mg/L utilizando a técnica *rolling bottle*, alcançando recuperações da ordem de 93,5 % de ouro enquanto em colunas de 3 metros extrações da ordem de 77,5 % foram obtidas. Estes resultados permitiram estabelecer critérios de operação, dimensionamento, fluxograma de processo resultando em um custo de investimento de US\$ 23.471.251 e custo de operação de US\$ 6.373.056 para uma planta de lixiviação em pilhas permanentes operando com o processamento de 1.000.000 de toneladas de minério por ano de minério de baixo teor (0,45 - 0,659) g/ton. A granulometria do minério utilizado foi 80% passante a 12,8 mm e com produção anual podendo alcançar cerca de 455 kg de ouro, correspondente a um incremento de cerca de 24% da produção atual. Para a análise de viabilidade considerou-se as linhas de produção existentes associadas à etapa de lixiviação avaliada, quais sejam: adsorção, dessorção, eletrólise e fundição. O projeto apresenta viabilidade econômica com um VPL (Valor Presente Líquido) de 8.649.276US\$, uma TIR (Taxa Interna de Retorno) de 31,21 % e payback descontado de 2,14 anos operando durante 3 anos.

Palavras-chave: Lixiviação em pilhas, Projeto de processo, Estimativa de Custos, Minérios de Ouro de Baixo Teor, Viabilidade Econômica.

Heap Leaching of gold ores low content incorporated into the process Carbon in leaching, agitated tanks, an economic alternative in northern Uruguay

ABSTRACT

This work was carried with the intention of obtaining an alternative to gold leaching route for low-grade minerals to an industrial plant that adsorbs gold actually by the Carbon in Leaching process in the Rivera Crystalline Island region, in Uruguay. The tests were carried out with sodium cyanide solutions in concentrations of 1000 mg / L using the rolling technique in vials bottle of 20 liters achieving recovery of 93.5% gold order and in columns 3 meters achieving extractions of order 77 5% where the gold was quantified by the loss fire method to followed by atomic absorption spectrometry. These results allowed to establish operating criteria, design, process flow diagram, investment cost of US \$ 23,471,251 and cost of operation of US \$ 6,373,056 for a heap leaching plant in permanent to treat 1,000,000 tons of ore per year of low-grade ore of (0.45 to 0.659) grams per ton with a particle size passing 80% of 12.8 mm and annual production can reach about 455 kg of gold, corresponding to an increase of about 24% of production actually. For feasibility analysis considered existing production lines which are: adsorption, desorption, electrolysis and casting. The project has economic viability with a Net Present Value of US\$ 8.649.276, an Internal Rate of Return of 31.21% and discounted payback period of 2.10 year operating for three years.

Keywords: Heap Leaching, Process design, Cost estimation, gold ore low grade, Economic viability.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 – Sistema sanja – canal utilizado pelos Portugueses “Lusitanos” Fonte: HOOVER e HOOVER, 1959	1
Figura 2 – Linha do tempo de obtenção do Ouro. Fonte: GAGNONE,2014; BARRAGÁN E ESCÁRCEGA, 2010; MARSDEN E HOUSE, 2006; FAHRENWALD,1932; e MAC MILLAN,1931	8
Figura 3 – Evolução do preço do ouro desde janeiro de 2011 a 29 de abril de 2016. Fonte: Extraído de COCHILCO, 2016.	9
Figura 4 – Fluxograma simplificado para as possíveis rotas de processo de produção de ouro. (Fonte: adaptado de EUGENE e MUJUMDAR, 2009)	19
Figura 5 – Fluxograma típico do beneficiamento de minérios (Fonte: adaptado de LUZ e LINS, 2010)	21
Figura 6 – Faixa de redução de tamanho e potência para alguns tipos de moinhos. (Fonte: Adaptado de METSO, 2005)	25
Figura 7 – Custos de Moagem para moinhos AG, SAG e de bolas (primário e secundário). Fonte: METSO, 2005.	27
Figura 8 – Tipos de equipamento de desagumamento em função do tamanho de partícula a ser separada. Fonte: adaptado de METSO MINERALES, 2005.	32
Figura 9 – Custo da operação unitária para desagumamento em função do tamanho das partículas presentes na polpa. Fonte: adaptado de METSO MINERALES, 2005.	33
Figura 10 – Fluxograma possível para lixiviação em Pilhas. Fonte: ROENICK, 2013; CAGNONE, 2014 E OROSUR MINING ING., 2014	40
Figura 11 – Efeito da Aglomeração. Fonte: MILLER et al.,2013.	43
Figura 12 – Vista típica da secção transversal de uma Pilha de Lixiviação. Fonte: Extraído de SOLMAX INTERNATIONAL, 2012.	45
Figura 13 – Curva típica para a dissolução de ouro a 25°C. Efeito da pressão de oxigênio e concentração de cianeto de potássio na velocidade de dissolução. Fonte: MAÚRTUA, 2013, modificado.	47
Figura 14 – Representação esquemática das reações para produção de ouro. Fonte: PAYANO, 2011, modificado	48
Figura 15 – Diagrama Eh(v) versus pH para o sistema CN-H ₂ O a 25°C HSC (5.1).	49
Figura 16 – Diagrama Eh(v) versus pH para o sistema Au-CN-H ₂ O a 25°C.	50
Figura 17 –Especiação do Cianeto e Ácido Cianídrico em função do pH.	51
Figura 18 – Distribuição da atividade de mineração na região de Minas de Corrales. Fonte: BOSSI, 1969, modificado.	60
Figura 19 – Esquema da produção de ouro Mina San Gregorio durante o período de 1890 a 1914. Fonte: BOSSI, 1969 modificado.	61
Figura 20 – Mapa com localização da Ilha Cristalina de Rivera (ICR). Fonte: Imagem modificada de HOLT, 2009.	63
Figura 21 – Localização das explorações da Mineração Orosur na Ilha Cristalina (ICR) – Uruguai. Fonte: Adaptado da apresentação de janeiro 2015 de Orosur (OROSUR REPORT, 2015)	64
Figura 22 – Minera Orosur Mining: Fonte: OROSUR MINING Ing. , 2014	64
Figura 23 – Mineração Orosur Mining: Fonte: OROSUR MINING Ing., 2014.	65
Figura 24 – Vista isométrica Mina Arenal Deeps. Fonte: (CAGNONE, 2014).	66
Figura 25 – Mapa geológico do distrito de San Gregorio. Fonte: RISTORCELLI e RONNING, 2010.	67
Figura 26 – Diagrama ternário para os elementos Ouro-Prata-Cobre (wt%) indicando o ouro nativo e o ouro electrum.	68
Figura 27 – Fotomicrográfica (N//) com detalhe de Electrum (Elc) preenchendo fratura em pirita (Py). Fonte: LIMA, 2005.	69
Figura 28 – Fotomicrográfica (N//) com inclusões de galena (Ga) junto ao Electrum (Elc) em grãos de pirita (Py). Fonte: LIMA, 2005.	69
Figura 29 – Micrografia obtida por MEV com elétrons retroespalhados em grão electrum, com análise semi-quantitativa por EDS, sendo os teores: na porção branca (1) Ag= 56,70% e Au=42,77%; na porção cinza clara (2) Ag=61,04% y Au=38,01%. Fonte: LIMA, 2005	70

<i>Figura 30 – Vista oblíqua, olhando de Noroeste, da Mina de Arenal Deeps com os teores de Ouro. Fonte: PASARI e PURUSHOTHAMAN, 2013.</i>	71
<i>Figura 31 – Vista isométrica das canaletas dos níveis 182 e 157. Fonte: CAGNONE, 2014</i>	72
<i>Figura 32 – Fluxograma simplificado do Ensaio Fusão – Copelação - Espectrometria de absorção atômica para determinação do teor de ouro no minério. Fonte HOLT, 2009</i>	78
<i>Figura 33 – Fluxo de amostragem, homogeneização e caracterização de minério para ensaios metalúrgicos.</i>	79
<i>Figura 34 – Imagem da granulometria do minério recebido e da granulometria utilizada nos testes em colunas.</i>	80
<i>Figura 35 - Montagem utilizada para as provas metalúrgicas em colunas.</i>	88
<i>Figura 36 – Sistema utilizado para carregar as colunas com minério aglomerado.</i>	90
<i>Figura 37 – Resultados dos ensaios de lixiviação de ouro em frascos do minério A realizados na 1ª etapa de ensaios. A abcissa apresenta para o minério A: as três granulometrias utilizadas (75, 106 e 150) μm; a concentração de sólidos (I - $61,7 \pm 1,40$ e II $47,40 \pm 2,90$) %; os teores de cabeça de ouro variando de (0,45 a 0,90) g/t e os teores de cabeça de prata variando de 1 a 4 g/t.</i>	96
<i>Figura 38 – Curva de extração de ouro em função do tempo para amostra 13 do minério A.</i>	97
<i>Figura 39 – Variação do teor de cabeça do minério em função do tempo, amostra 13</i>	98
<i>Figura 40 – Resultados dos ensaios em frascos dos minerais B, C e D realizados na 1ª etapa. A abcissa apresenta: os minérios B, C e D; nas granulometrias (Gran.) de (75, 106 e 150) μm; os teores de cabeça de ouro variando de 0,45g/t a 1,00 g/t, os teores de cabeça de prata variando de 1g/t a 2,5 g/t. Todos com sólido na faixa $61,7\% \pm 1,40$ %.</i>	100
<i>Figura 41 – Distribuição granulométrica da amostra de minério A.</i>	102
<i>Figura 42 – Distribuição granulométrica dos teores de prata e ouro da amostra de minério A.</i>	103
<i>Figura 43 – Distribuição granulométrica do minério selecionado nos ensaios de lixiviação nas colunas 1, 2, 3 e 6</i>	105
<i>Figura 44 – Curva da extração de ouro em função do tempo para as colunas 1, 2, 3 e 6.</i>	106
<i>Figura 45 – Curva da extração de ouro em função da dosagem de solução de cianeto nas colunas 1, 2,3 e 6.</i>	107
<i>Figura 46 – Distribuição granulométrica da amostra de minério A para ensaios metalúrgicos colunas 4 e 5.</i>	108
<i>Figura 47 – Distribuição granulométrica dos teores de prata e ouro da amostra de minério A.</i>	109
<i>Figura 48 – Distribuição granulométrica do minério selecionado para os ensaios metalúrgicos colunas 4 e 5.</i>	110
<i>Figura 49 – Curva da extração de ouro em função do tempo para ensaios de lixiviação nas colunas 4 e 5.</i>	112
<i>Figura 50 – Curva da extração de ouro em função da dosagem de solução de cianeto nas colunas 4 e 5.</i>	113
<i>Figura 51 – Fluxograma proposto para a Área Seca. Recepção de minério, britagem primária, secundária, terciária e aglomeração.</i>	119
<i>Figura 52 – Área de úmidos. Esquema de lixiviação em pilhas a ser utilizado para minérios de ouro de baixo teor.</i>	122

LISTA DE TABELAS

<i>Tabela 1 – Métodos mais frequentes empregados na lixiviação de minérios (HECK, 2012).</i>	2
<i>Tabela 2 – Oferta de ouro, em toneladas, desde 2004 até 1º trimestre de 2014. Fonte: COCHILCO, 2014.</i>	10
<i>Tabela 3 – Produção de ouro das 10 maiores empresas produtoras de 2013. Fonte: COCHILCO, 2014.</i>	10
<i>Tabela 4 – Dez maiores países produtores de ouro em 2013. Fonte COCHILCO, 2014.</i>	11
<i>Tabela 5 – Principais minerais e ligas metálicas com presença de ouro.</i>	13
<i>Tabela 6 – Teor de ouro encontrado em minerais sulfetados.</i>	14
<i>Tabela 7 – Outros minerais de ouro. Fonte (BRANCO, 2008). (*Não possui informação sobre tal propriedade)</i>	15
<i>Tabela 8 – Solubilidade de alguns sulfetos em cianeto de sódio (QUIROGA,2012; CIMINELLI e GOMES, 2002)</i>	17
<i>Tabela 9 – Classificação dos estágios de fragmentação.</i>	22
<i>Tabela 10 – Principais tipos de britadores e suas características. Fonte: CARVALHO, 2012</i>	23
<i>Tabela 11 – Algumas características de moagem a úmido e a seco.</i>	25
<i>Tabela 12 – Tipos de classificadores em função do mecanismo e do fluido utilizado. Fonte: CORREIA, 2010 ..</i>	28
<i>Tabela 13 – Principais métodos de concentração de minérios. Fonte: LINS, 2010; CAMPOS et al., 2010; SAMPAIO et al., 2010; MONTE e PERES, 2010.</i>	30
<i>Tabela 14 – Principais reagentes alternativos ao cianeto para metalurgia extrativa do ouro. Fonte: TRINDADE e FILHO, 2002.</i>	35
<i>Tabela 15 – Velocidade (taxa) inicial para a dissolução de ouro sob algumas condições. Fonte: TORRES, 2010; LI e MILLER, 2006.</i>	35
<i>Tabela 16 – Métodos utilizados na adsorção de ouro. Fonte: FREITAS E COSTA, 2002.</i>	36
<i>Tabela 17 – Métodos utilizados na eluição de ouro. Fonte: FREITAS e COSTA, 2002; AURA MINERALS Inc., 2014.</i>	37
<i>Tabela 18 – Algumas plantas industriais nos Estados Unidos da América, que utilizam o processo dump leaching e lixiviação em pilhas. Fonte: EUGENE e MIJUMDAR, 2009</i>	41
<i>Tabela 19 – Resumo dos sistemas de aglomeração mais comuns para plantas de ouro e prata. Fonte: ESCALONA, 2007.</i>	44
<i>Tabela 20 – Tabela com parâmetros de lixiviação em pilhas de minerais de ouro de baixo teor em 4 pilhas na mineração YANACocha - Lima - Peru. Fonte: MANRIQUE, 2005.</i>	53
<i>Tabela 21 – Tabela com alguns materiais utilizados pelo ser humano e os seus teores de cianeto. Fonte: AKCIL e KUYUCAK, 2013.</i>	54
<i>Tabela 22 – Parâmetros legais para o cianeto presente no descarte de efluentes. Fonte: MVOTMA, 2012; CONAMA, 2011; LEGISLACIÓN CHILENA, 2001.</i>	55
<i>Tabela 23 – Tabela com os principais métodos de oxidação do cianeto. Fonte: JOHNSON, 2015; AKCIL E KUYUCAK, 2013; LEIVA, 2012, PARGA & COCKE, 2001.</i>	56
<i>Tabela 24 – Tabela com outros métodos utilizados de oxidação do cianeto: Fonte: JOHNSON, 2015; AKCIL E KUYUCAK, 2013; LEIVA, 2012, PARGA & COCKE, 2001.</i>	57
<i>Tabela 25 – Parâmetros considerados para uma planta industrial de lixiviação de minérios de ouro de baixo teor em Nevada, USA. Fonte: STAR GOLD Inc., 2014.</i>	59
<i>Tabela 26 - Produção de ouro 2003-2014 OROSUR MINING Inc. Fonte: OROSUR MINING Ing., 2014.</i>	62
<i>Tabela 27 – Composição mineralógica amostras da mina Arenal Deeps. Fonte: HOLT, 2009; CAGNONE, 2014.</i>	68
<i>Tabela 28 – Mineralizações dos minérios escolhidos para os ensaios em de frascos. Fonte: HOLT 2009.</i>	75
<i>Tabela 29 – Equipamentos principais utilizados nas provas pilotos de lixiviação em frascos e colunas.</i>	83
<i>Tabela 30 – Condições de operação dos ensaios de frascos realizados na mesa de rolos.</i>	84
<i>Tabela 31 – Condições de operação dos ensaios em coluna.</i>	86
<i>Tabela 32 – Tempos de coleta das amostras para os ensaios em coluna.</i>	86
<i>Tabela 33 – Parâmetros considerados para a planta industrial de lixiviação de minerais de ouro de baixo teor em pilhas dinâmicas.</i>	91
<i>Tabela 34 – Critérios para a composição do Capex para planta industrial de lixiviação em pilhas</i>	92
<i>Tabela 35 – Dados iniciais, operacionais e resultados para as colunas 1, 2, 3 e 6.</i>	104

<i>Tabela 36 – Dados iniciais, operacionais e resultados para as colunas 4 e 5.</i>	111
<i>Tabela 37 – Custos de instalação das plantas de lixiviação em pilhas</i>	114
<i>Tabela 38 – Custos de operação da planta industrial de lixiviação em pilhas.</i>	115
<i>Tabela 39 – Valores monetários da planta industrial de lixiviação em pilhas.</i>	116
<i>Tabela 40 – Valores monetários da planta industrial de lixiviação em pilhas, considerando preço do ouro de 34,6585 U\$/g.</i>	117

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

AG	Autógeno;
BCN	Biblioteca del Congreso Nacional de Chile
Capex	Capital expenditure;
CIL	Carbon in Leaching;
CA	Carvão Ativado
COCHILCO	Comisión Chilena del Cobre;
CONAMA	Conselho Nacional do Meio Ambiente
ICR	Ilha Cristalina de Rivera;
EW	Eletrólise
MC	Merrill Crowe
MVOTMA	Ministerio de Vivienda Ordenamiento Territorial y Medio Ambiente
Opex	Operational expenditure;
PEAD	Polietileno de Alta Densidade
D ₈₀	Granulometria passante menor que 80 %
ROM	Rum of Mine
SAG	Semi Autógeno;
TIR	Taxa Interna de Retorno;
VPL	Valor Presente Líquido;
UGI	Unidade Geológica
UME	Uruguay Mineral Exploration Inc

LISTA DE SÍMBOLOS

Ag	Prata
Au	Ouro
US\$	Dólar americano
%	Porcentagem
Ozt	Onça Troy
\$	Peso chileno
Kg	Kilograma
mg/L	Miligramas por litro
g/t	Gramas por tonelada
mL	Mililitros
g	Gramas
t	Toneladas
mm	Milímetros
L	Litros
µm	Micrômetro
h	horas
Cu	Cobre
Te	Telúrio
Bi	Bismuto
Pd	Paládio
Pb	Chumbo
Sb	Antimônio
Pt	Platina

S	Enxofre
Fe	Ferro
Ni	Níquel
N	Nitrogênio
As	Arsênio
O	Oxigênio
Na	Sódio
H	Hidrogênio
C	Carbono

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	1
2	OBJETIVO	5
2.1	OBJETIVO GERAL	5
2.2	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	5
3	REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	6
3.1	OURO	6
3.2	MINERALOGIA DOS DEPÓSITOS DE OURO	11
3.3	MINERAIS DE OURO	16
3.4	OPERAÇÕES UNITÁRIAS - ROTAS DE PROCESSOS	19
3.4.1	<i>Processos Físicos - Beneficiamento</i>	20
3.4.1.1	Cominuição	21
3.4.1.1.1	Britagem.....	22
3.4.1.1.2	Moagem.....	24
3.4.1.2	Controle de Tamanho	27
3.4.1.3	Concentração.....	29
3.4.1.4	Desaguamento	31
3.4.1.5	Disposição e tratamento de rejeitos	33
3.4.2	<i>Processos Químicos – extração por lixiviação</i>	34
3.4.3	<i>Processos Químicos – Precipitação, adsorção e desorção /Eluição</i>	36
3.5	LIXIVIAÇÃO EM PILHAS	38
3.5.1	<i>Histórico</i>	38
3.5.2	<i>Tipos de lixiviação em pilhas</i>	39
3.5.3	<i>Área Seca</i>	41
3.5.4	<i>Área Úmida</i>	42
3.5.4.1	Subárea de Aglomeração.....	42
3.5.4.2	Subárea de Lixiviação	44
3.5.5	<i>Cianetação, aspectos termodinâmicos e cinéticos</i>	46
3.5.6	<i>Cianetação, aspectos ambientais, de saúde e segurança</i>	53
3.6	AVALIAÇÃO ECONÔMICA DE PROJETOS	59
4	PRODUÇÃO DE OURO NO URUGUAI	60
5	MATERIAIS E MÉTODOS	74
5.1	ENSAIOS DE LIXIVIAÇÃO	74
5.1.1	<i>Mineralizações das amostras</i>	74
5.1.2	<i>Preparação das amostras de minério</i>	76
5.1.2.1	Preparação das amostras para ensaio em frascos	76
5.1.2.2	Preparação das amostras para ensaio em colunas	78
5.1.3	<i>Preparação das soluções:</i>	81
5.1.4	<i>Ensaio Metalúrgico Rolling Bottles Test</i>	84
5.1.5	<i>Ensaio de Lixiviação em Colunas</i>	86
5.2	AVALIAÇÃO ECONÔMICA DO PROJETO	90
5.2.1	<i>Custos de Inversão Capex</i>	92
5.2.2	<i>Custos de Operação – Opex</i>	93
6	RESULTADOS E DISCUSSÃO	94

6.1	ENSAIOS DE LIXIVIAÇÃO	94
6.1.1	<i>Ensaio Rolling Bottles Test</i>	94
6.1.2	<i>Ensaio de Lixiviação em Colunas</i>	101
6.2	AVALIAÇÃO ECONÔMICA DO PROJETO	114
6.2.1	<i>Custos de Instalação</i>	114
6.2.2	<i>Custos de Operação</i>	115
6.2.3	<i>Descrição das Instalações</i>	117
6.3	CONSIDERAÇÕES FINAIS DO PROJETO	123
7	CONCLUSÕES	125
8	SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS	126
9	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	127
	ANEXO I – RESULTADOS TESTES LIXIVIAÇÃO EM FRASCOS	134
	ANEXO II – PLANILHA DE VERIFICAÇÃO DAS COLUNAS PARA INÍCIO DOS TESTES	135
	ANEXO III – SISTEMA DE CARGA DE MINÉRIO ÀS COLUNAS DE LIXIVIAÇÃO	136
	ANEXO IV – PLANILHA PARA QUANTIFICAÇÃO DE NACN, AU E AG TESTES EM COLUNA	137
	ANEXO V – PLANILHA PARA CÁLCULO DA RECUPERAÇÃO DE AU, AG E CONSUMO DE NACN PARA OS TESTES EM COLUNA	138
	ANEXO VI – GRÁFICO EXTRAÇÃO DE PRATA TESTES EM COLUNAS 1, 2, 3 E 4	139

1 INTRODUÇÃO

Na história da humanidade, desde tempos remotos, o ouro tem sido um metal de grande demanda utilizado principalmente como matéria prima de jóias e objetos ornamentais.

Tornava-se simples minerar ouro, pois este brotava nos rios e terras e sua extração parecia ser simples. Havia abundância de minérios de alto teor, hoje considerado como superior a 3g/t.

A Figura 1 apresenta o processo de filtração e coleta do minério de ouro através de um sistema chamado de Sanja – Canal (HOOVER e HOOVER, 1959). O pequeno leito de água (A - arroio) fluía com um minério com teores de ouro decantando em pequenas cavidades (B-fosas). Este decantava e era extraído, graças ao fluxo contínuo, através da corrente de água (C), o minério era removido e a extração seguia. Em D era feita a limpeza de material coletado (minério concentrado).

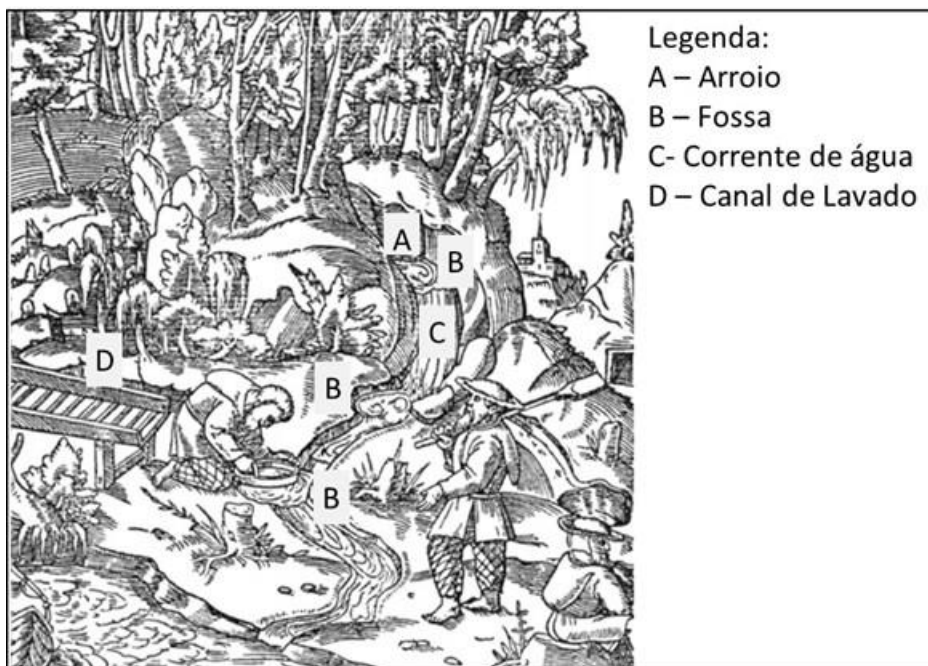


Figura 1 – Sistema sanja – canal utilizado pelos Portugueses “Lusitanos” Fonte: HOOVER e HOOVER, 1959

Dentre os métodos de extração de ouro pode-se enumerar a concentração gravítica, amalgamação, flotação, lixiviação e biolixiviação.

No caso da lixiviação, atualmente, utilizam-se agentes lixiviantes como cianeto de sódio, tiuréia, tiosulfato, tiocianato, dentre outros. Uma vez lixiviado o ouro, a próxima etapa é a de

extração ou recuperação que pode utilizar as seguintes tecnologias: adsorção em carvão ativado ou resinas de troca iônica, cementação e eletrorecuperação.

O processo de lixiviação vem sendo utilizada na maioria das empresas que processam minérios de ouro no mundo, seja “in situ” (*Dump Leaching*), lixiviação em pilhas (*Heap Leaching*), lixiviação em tanque/cuba por percolação (*Vat Leaching*) ou lixiviação em tanques agitados.

A caracterização mineralógica do minério é etapa fundamental para a determinação da melhor rota de processo. Uma boa qualidade de sondagem com a estimativa dos teores de ouro, quantidade de minério disponível, tamanho de liberação, extração do ouro por soluções de cianeto, acidez do minério, dentre outras características, devem ser levadas em conta na escolhas das operações unitárias que irão compor o processo de lixiviação industrial.

Grande parte dos processos seguem a rota de lavra (mina), cominuição (britagem e moagem), separação e concentração por gravimetria, flotação e extração do ouro por lixiviação. A tabela 1 indica alguns parâmetros que devem ser considerados para a escolha do método a ser utilizado em projetos de processos de lixiviação.

Tabela 1 – Métodos mais frequentes empregados na lixiviação de minérios (HECK, 2012).

Método	Diâmetro da Partícula	Conversão	Tempo de conversão	Custos	
				Capital	Operacional
Lixiviação minério ROM	Rocha fragmentada, tal qual lavrada	50%	1 a 2 anos	Baixo	Baixo
Lixiviação em Pilhas	Britado (6,35 – 19)mm	50 a 70%	45 a 120 dias	Baixo	Baixo
Lixiviação em Tanque por percolação	< 10 mm	80%	7 dias	alto	-
Lixiviação em Tanque agitados	< 0,5 mm	90 a 95 %	24 horas	alto	alto

A lixiviação em tanques com agitação é indicada para minérios de alto teor devido à grande recuperação em menor tempo apesar do maior custo de operação, sendo, portanto, rentável.

Devido à crescente exploração de minérios a disponibilidade dos minérios de alto teor tornaram-se reduzidos e até escassos em alguns países, tais como Brasil, Chile, Uruguai, dentre outros. Com isso tem-se viabilidade a utilização da lixiviação em pilhas tornando-a atrativa e viável para minérios de baixo teor.

As concentrações de melhor desempenho dos reagentes cianeto de sódio e hidróxido de cálcio adicionados ao minério, a taxa de alimentação e o cálculo da recuperação atingida são questões que foram estudadas em ensaios pilotos de lixiviação de minérios de baixo teor (ROENICK,2013; HECK, 2012; VILLAS BOAS et al., 2002). Entretanto, o ouro pode ocorrer de variadas formas e associado a diferentes minerais, o que impede a implementação de uma rota de projeto padrão, diferentemente dos metais cobre e zinco, cuja ocorrência é bem conhecida. A definição de uma metodologia para os ensaios metalúrgicos e a realização constante de ensaios piloto possibilita reduzir as incertezas e permite estimar os valores dos parâmetros ótimos do processo em questão, uma vez que cada depósito mineral é único (MARSDEN e HOUSE, 2006).

A redução nos teores de ouro nos minérios trouxe o inconveniente da necessidade de processar maiores quantidades desse material requerendo equipamentos de maior porte devido aos grandes volumes de material estéril. Além disso, o uso de equipamentos mais sofisticados se tornou necessário, o que em conjunto eleva substancialmente os custos de operação e de capital para novos projetos/processos. Isto confere um papel fundamental e de suma importância para os setores de desenvolvimento e engenharia ao projetar equipamentos e operações unitárias que, como retorno, alcancem máximas recuperações de ouro, maiores extrações (lixiviação, adsorção/dessorção) e, assim, maior produtividade. Em paralelo a esta situação, tem-se, ainda, as restrições ambientais e sociais que a cada dia são aplicadas as empresas com o objetivo de resguardar o meio ambiente e a comunidade.

Nesse contexto, no cenário econômico uruguaio, destaca-se a Orosur Minig Inc., empresa produtora de ouro, localizada ao norte desse país e que produz ouro atualmente pelo processo de lixiviação em tanques com agitação pelo processo *Carbon in Leaching* (CIL), com recuperações da ordem de 94,5% e produção de 1.874,64 Kg de ouro, dados de 2014. A planta industrial de Orosur foi projetada para processar minérios de ouro de alto teor e para operar durante sete anos. Porém, esta encontra-se em operação a 17 anos, devido à qualidade satisfatória das explorações e novas minas encontradas até o momento.

Durante as extrações, além de minérios de alto teor de ouro também se encontraram outros de baixo teor, em média de 0,45g/t a 0,65g/t. Isso motivou a avaliação de alternativas para recuperação do ouro desses minérios, aproveitando o circuito de adsorção, dessorção e fundição já existente na planta industrial atual.

Neste trabalho foi estudada uma rota alternativa de extração de ouro para minérios de baixo teor a partir de ensaios de lixiviação em ensaios de laboratorio com a finalidade de

aumentar o tempo de vida da planta industrial com aproveitamento máximo das unidades existentes.

Além disso foi projetada uma planta de lixiviação dinâmica, ou *pads on-off*, para processar 1.000.000 de toneladas de minério de baixo teor por ano, com teores da ordem de 0,65 gramas de ouro por tonelada de minério, pelo período de três anos levando-se em conta custos de capital (Capex) e de operação (Opex) calculados e uma taxa de desconto anual de 8%.

2 OBJETIVO

2.1 Objetivo Geral

Este trabalho objetiva estudar uma rota alternativa economicamente viável para a produção de ouro. Definir as condições operacionais para uma planta industrial de lixiviação em pilhas de minérios de baixo teor, no norte do Uruguai, incorporada ao processo existente CIL, aproveitando as unidades já existentes de adsorção, dessorção e fundição. Visa-se também verificar a viabilidade econômica para a operação durante três anos, indicando os parâmetros de operação tais como concentração da solução de cianeto e taxa de alimentação, dosagem de cal, tempo de ciclo e altura da pilha. Por fim, propor um fluxograma de processo da nova planta industrial.

2.2 Objetivos Específicos

- Identificar os parâmetros ótimos de recuperação de ouro, sistema “*roling bottles*” utilizando minérios de quatro minas distintas com granulometrias correspondentes a 80% passante de 75 μ m, 100 μ m e 150 μ m. Definir o minério e melhor condição operacional para ser analisado em ensaios pilotos em coluna;
- Obter os parâmetros ótimos de recuperação de ouro em colunas de 3 metros utilizando granulometrias de 80% passante a (12,7mm); (9,52mm) e (6,35mm) para definir parâmetros de operação da lixiviação em pilhas;
- Identificar os custos de capital (Capex) para a implantação de uma planta de lixiviação em pilhas para processar 1.000.000 de toneladas de minério de baixo teor por ano durante três anos de operação;
- Calcular os custos de operação (Opex) para a implantação de uma planta de lixiviação em pilhas para processar 1.000.000 de toneladas de minério de baixo teor por ano;
- Elaborar um fluxograma de processo para uma planta de lixiviação em pilhas dinâmicas que seja economicamente viável para processar 1.000.000 de toneladas de minérios de ouro de baixo teor por ano.

3 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

3.1 Ouro

O ouro é um elemento químico de número atômico 79 situado no grupo II da tabela periódica cujo símbolo é Au (latim – aurum que significa “brilhante amanhecer”). Possui elevado ponto de fusão de 1.063°C, baixa dureza na escala Mohs¹ de 2,5 a 3, peso específico de 19,3 g/cm³. É um metal de transição normalmente encontrado no estado nativo, em aluviões e veios de quartzo associados a rochas intrusivas ácidas, meteoritos, teluretos e ligas naturais, que normalmente contém prata (BRANCO, 2008). É um metal muito denso, além de ser ótimo condutor de calor e eletricidade, sua condutividade elétrica é de 43,5 S.m/mm², apresenta limite de elasticidade de 4 kg/mm² e sua carga de ruptura alcança valores de 13 kg/mm².

Metal muito maleável e dúctil, com apenas 28 gramas de ouro podem ser feitos fios de 0,65 mm que podem atingir até 75.000 metros (BARRAGÁN e ESCÁRCEGA, 2010). Sua configuração eletrônica é [Xe] 4f¹⁴ 5d¹⁰ 6s¹ e seus estados de oxidação mais importantes são +1 e +3. O ouro não reage com muitos produtos químicos, porém em presença de cianeto de sódio, mercúrio e água régia apresenta reação com velocidade considerável.

Indícios revelam que objetos decorativos de ouro foram usados pela primeira vez por volta de 4.000 anos antes da Era Cristã, na cultura trácia que habitou no que hoje é Bulgária, na Europa Oriental (BARRAGÁN e ESCÁRCEGA, 2010). Paredes egípcias, que datam de aproximadamente 1450 anos antes da Era Cristã, também demonstram extrações de ouro possivelmente de rochas (ADAMS, 2005).

Por volta de 1300 anos antes da Era Cristã começaram os primeiros desenvolvimentos na mineração de ouro. As primeiras minas alcançavam cerca de 90 metros de profundidade e com diâmetro de 500 metros. O ouro era, então, recuperado pelo que hoje é denominado de concentração gravítica (MARSDEN E HOUSE, 2006).

Em 1869, foi formada a primeira empresa de mineração no Uruguai, denominada Companhia de Minas de Oro de Cunapirú (MAC MILLAN, 1931), com o objetivo de trabalhar principalmente nos veios de ouro aflorantes nas encaixantes graníticas e aluviões (QUADROS, 2000).

¹ Em 1813, um geólogo austríaco, Mohs, classificou os minerais de acordo a sua dureza individual.

Em janeiro de 1997, a empresa Uruguai Goldfields Inc. (UGI) iniciou o comissionamento de uma planta industrial utilizando o processo CIL (*Carbon in Leaching*) para extração de ouro de minério de alto teor (2,5 g/t), que atualmente pertence a Minera Orosur Mining. A Figura 2 apresenta uma linha no tempo sobre a evolução dos processos de obtenção de ouro e algumas mudanças ocorridas na planta industrial do Uruguai. A mina a céu aberto de Arenal ou a primeira mina subterrânea mecanizada do Uruguai, Arenal Deeps, iniciou sua operação em fevereiro de 2011.

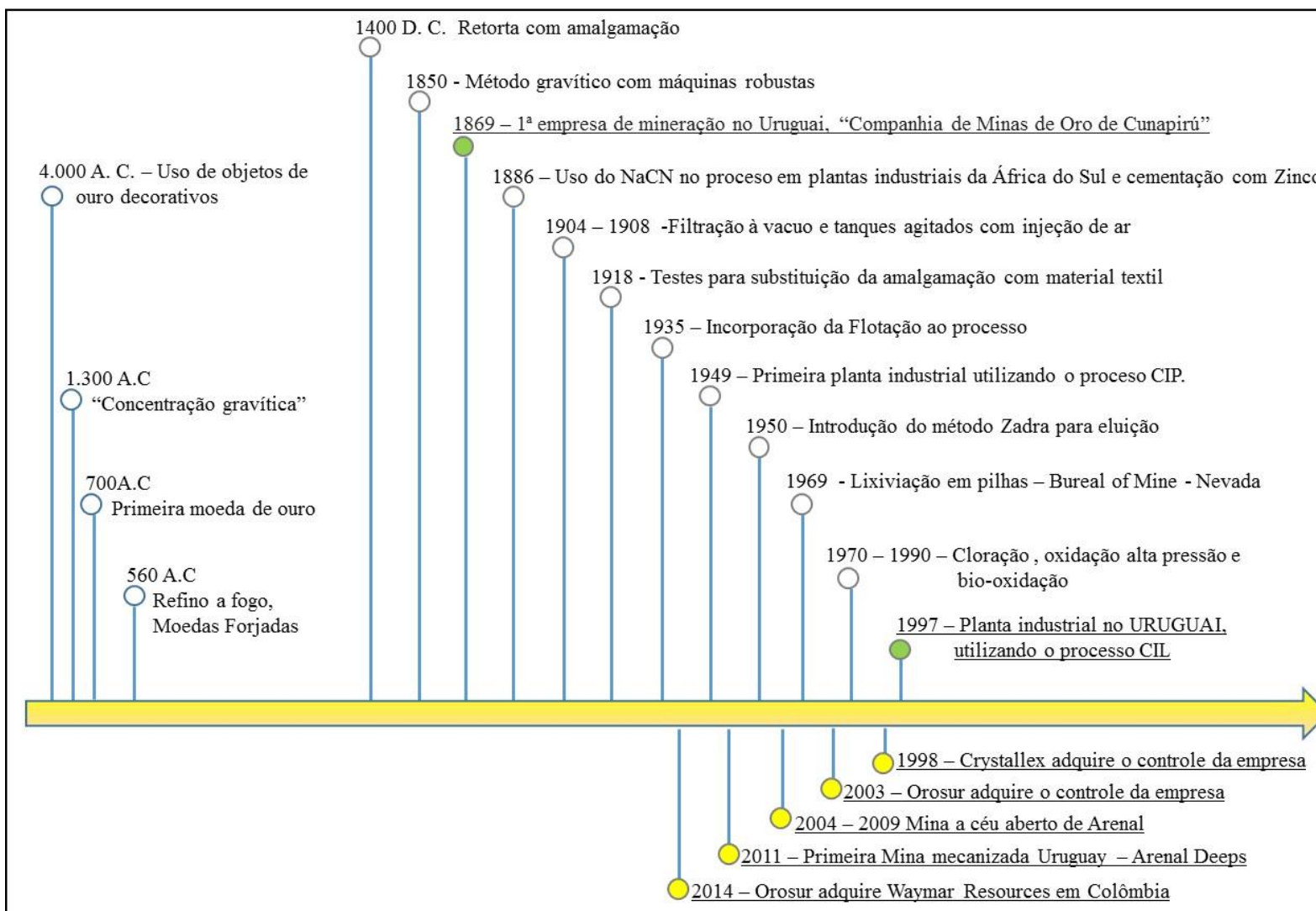


Figura 2 – Linha do tempo de obtenção do Ouro. Fonte: GAGNONE,2014; BARRAGÁN E ESCÁRCEGA, 2010; MARSDEN E HOUSE, 2006; FAHRENWALD,1932; e MAC MILLAN,1931

No mercado do ouro, em geral, este é comercializado em onças Troy (Ozt) e esta unidade corresponde a 31,1034768 gramas. No período de janeiro de 2011 a O preço do ouro atingiu seu maior valor em setembro de 2011, atingindo o valor de US\$ 1.896,5 dólares americanos por onças troy e desde então apresentou declives e acíves como pode ser visto na Figura 3.

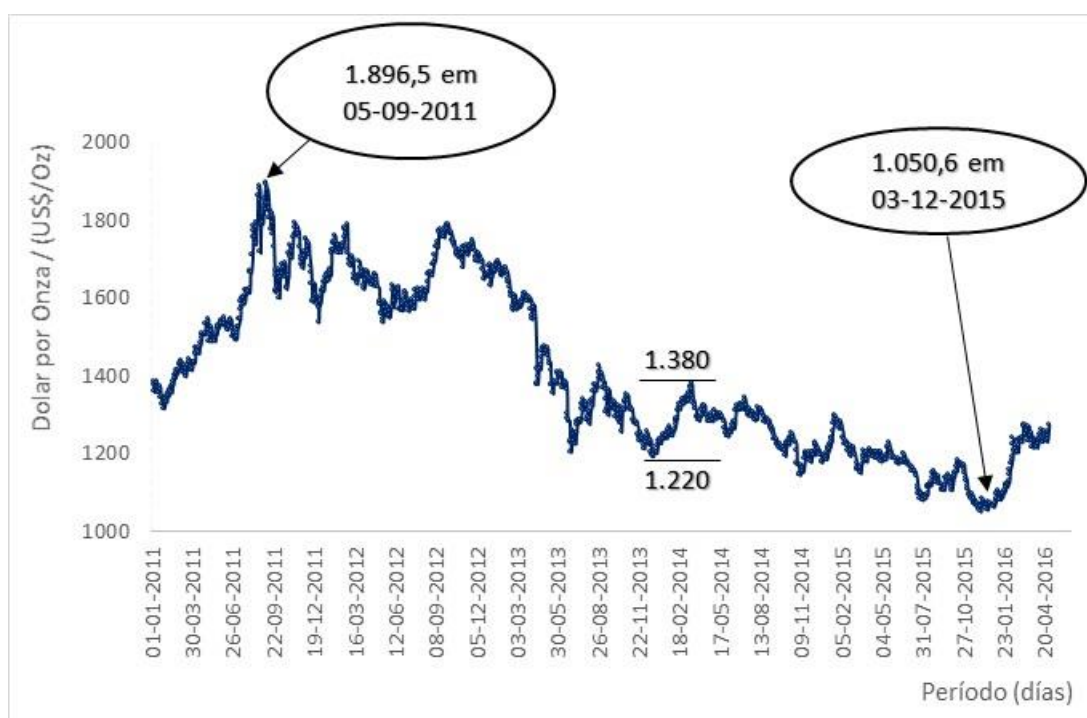


Figura 3 – Evolução do preço do ouro desde janeiro de 2011 a 29 de abril de 2016. Fonte: Extraído de COCHILCO, 2016.

No primeiro trimestre de 2014, o preço do ouro teve pequenas variações do seu valor de US\$1.220 a US\$1.380, bem diferente das grandes oscilações ocorridas nos anos de 2011 e 2012. O valor de referência para o ouro foi tomado em US\$ 41,52 por grama de ouro (US\$1291,5/Ozt) referente ao dia 26 de maio de 2014. Posteriormente a essa data o valor do ouro sofreu alterações atingindo o menor valor, US\$ 33,77 por grama de ouro (US\$ 1050,6 /Ozt), em 03 de dezembro de 2015 e posteriormente alta atingindo valores superiores a US\$ 40,18 por grama de ouro (US\$1250/Ozt) em março de 2016.

A oferta de ouro é composta principalmente pela produção de minas e reciclagem de objetos de ouro. Na Tabela 2 tem-se a oferta total de ouro referente ao período de 2004-2014.

Tabela 2 – Oferta de ouro, em toneladas, desde 2004 até 1º trimestre de 2014. Fonte: COCHILCO, 2014

Item	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	1º tri. 2014
Mina (t)	2.066	2.469	2.062	2.067	2.073	2.379	2.635	2.850	2.821	2.974	730
Material Reciclado (t)	881	902	1.132	1.005	1.350	1.726	1.711	1.659	1.634	1.280	322
Total (t)	2.947	3.371	3.194	3.072	3.423	4.105	4.346	4.509	4.455	4.254	1.052

Do total produzido em 2013, os dez maiores produtores, indicados na Tabela 3, são responsáveis por 766,6 toneladas de ouro, correspondente a 25,77 % da produção mundial.

Tabela 3 – Produção de ouro das 10 maiores empresas produtoras de 2013. Fonte: COCHILCO, 2014

Empresa	Produção 2013 (t)
Barrick Gold	222,9
Newmont Mining	157,5
Anglo Gold Ashanti	127,7
Goldcorp	82,9
Kinross Gold	77,7
Newcrest Mining	73,5
Navoi MMC	70,5
Gold Fields	58,1
Polyus Gold	51,3
Sibanye Gold	44,5

Na Tabela 4, pode-se ver os dez maiores países produtores de ouro em 2013. O Brasil aparece em 11º lugar com uma produção da ordem de 68,000 toneladas, o Chile aparece em 15º com 48,570 toneladas enquanto o Uruguai parece com uma produção de 2,021 toneladas correspondendo a cerca de 0,068% da produção mundial desse ano.

Tabela 4 – Dez maiores países produtores de ouro em 2013. Fonte COCHILCO, 2014

Pais	Produção 2013 (t)
China	438,2
Austrália	266,1
Rússia	248,8
Estados Unidos	228,9
Peru	181,6
África do Sul	174,2
Canadá	133,1
Gana	107,9
México	103,8
Indonésia	99,2

3.2 Mineralogia dos depósitos de ouro

A caracterização mineralógica de um minério é de fundamental importância pois determina o tipo de exploração de mina, indica as operações unitárias apropriadas ao processamento do minério e otimiza seu rendimento. Segundo Marsden e House (2006) cada depósito mineral é único devido às seguintes variáveis:

- Mineralogia da ocorrência do ouro;
- Distribuição do tamanho do grão do ouro;
- Tipos de minerais de ganga e mineral hospedeiro;
- Distribuição granulométrica dos minerais: ganga e hospedeiro;
- Associações minerais;
- Alterações minerais e
- Variações dos itens anteriores dentro de um depósito ou com o tempo.

A partir da caracterização dessas variáveis é possível verificar uma série de possibilidades para processamento do minério. Para o estabelecimento da melhor rota de processo devem-se considerar também as características políticas, econômicas, ambientais e sociais da região em estudo.

Segundo Vaughan (2004), existem aproximadamente 30 minerais de ouro, sendo que a maioria destes tem apenas pouco ou nenhum valor comercial no seu processamento. A Tabela 5 apresenta alguns minerais de ouro.

Os minerais de ouro podem ser classificados em cinco distintas nomenclaturas (MARSDEN E HOUSE, 2006) dependendo da sua ocorrência e do mineral hospedeiro:

- Ouro Nativo: Sua composição oscila de 85% a 95% de pureza, sendo a prata a principal impureza, isto confere a ele um peso específico de 15g/cm^3 , menor que a do ouro puro que é de $19,3\text{g/cm}^3$. Ainda assim, seu alto peso específico permite a sua separação dos minerais de ganga ($2,7\text{-}3,5\text{ g/cm}^3$) por processos gravíticos;
- Electrum: Sua composição é basicamente ouro e prata. A porcentagem de prata oscila entre 25% e 55% o que confere a este um peso específico entre $13\text{-}16\text{ g/cm}^3$ e uma coloração amarelo pálido, sendo conhecido como ouro branco;

Tabela 5 – Principais minerais e ligas metálicas com presença de ouro.

Mineral	Formula
Ouro nativo	Au
Ouro Electrum	(Au, Ag)
Paládio – Porpezita	(Au, Pd)
Ródio – Rhodita	(Au, Rh)
Irídio	(Au, Ir)
Platina	(Au, Pt)
Amalgama	(Au,Ag,Hg)
Weishanita	(Au,Ag) ₃ Hg ₂
Maldonita	Au ₂ Bi
Auricupita	Cu ₃ Au
Tetra-auricuprita	AuCu
Hunchinita	Au ₂ Pb
Bogdanovita	Au ₅ (Cu,Fe) ₃ (TePb) ₂
Bezmertrovita	Au ₄ Cu(Te,Pb)
Uytenbogaardita	Ag ₃ AuS ₂
Fichesserita	Ag ₃ AuSe ₂
Petrovskaita	AuAg(S,Se)
Calaverita	AuTe ₂
Krennerita	(Au,Ag)Te ₂
Muthmannita	(Au,Ag)Te
Petzita	Ag ₃ AuTe ₂
Sylvanita	(Au,Ag) ₂ Te ₄
Kostovita	CuAuTe ₄
Montbrayita	(AuSb)Te ₃
Nagyagita	[Pb(Pb,Sb)S ₂][Au,Te]
Auroantimonata	AuSbO ₃

- Telureto de ouro: A química destes compostos de ouro é bastante complexa. Os compostos mais comuns são a silvanita ((Au,Ag)₂Te₄), calaverita (AuTe₂) e a petzita (Ag₃AuTe₂). Outros teluretos, menos comuns, encontrados são krennerita

((Au,Ag)Te₂), montbrayita (Au,Sb)₂Te₃, bilibinskita (Au₅Cu₃(Te,Pb)₅, e kostovita (CuAuTe₄). Geralmente estes compostos estão associados com ouro livre e sulfetos. O peso específico varia entre 8-10 g/cm³ e apresenta a cor cinza como característica. Podem encontrar-se com minério de prata hesita (Ag₂Te);

- Ouro com sulfetos: O ouro apresenta-se como inclusões nos grãos de minerais sulfetados (MENDES, 1999), são partículas ultrafinas que recebem o nome de ouro coloidal. Os mais conhecidos são pirita, tetraedrita, calcopirita e arsenopirita. Outros minerais também contêm concentrações significativas de ouro, dentre eles está a enargita encontrado em Chuquicamata e Ilha de Pascoa, no Chile; Yanacocha, Peru e tennantita “El Indio”, Chile. A Tabela 6 apresenta os teores de ouro encontrado nas estruturas desses minerais sulfetados (CHRYSSOULIS e MAC MULLEN, 2005).

Tabela 6 – Teor de ouro encontrado em minerais sulfetados.

Sulfeto	Fórmula Química	Peso específico g/cm ³	Teor de ouro (g/t)
Sulfetos com Ferro			
Pirita	FeS ₂	4,9 - 5,1	0,2 – 8.800
Marcassita	FeS ₂	4,87 - 4,88	0,1-31
Pirrotita (roaster)	Fe _(1-x) S	4,58 - 4,65	0,1 - 5
Sulfetos com Arsênio			
Arsenopirita	FeAsS	5,9 – 6,2	0,2 – 17.000
Tennantita	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	4-61-4,62	0,2 – 72
Enargita – Luzonita	Cu ₃ AsS ₄	4,45	0,3 – 62
Gersdoffita	NiAsS	5,9-6,3	0,1 – 5
Realgar	As ₄ S ₄	3,5	0,1-4
Orpiment	As ₂ S ₃	3,5	0,1-3
Sulfetos com Cobre			
Calcopirita	CuFeS ₂	4,2 - 4,3	0,2 - 7,7
Bornita	Cu ₅ FeS ₄	5,1	0,1 - 14
Covelita	CuS	4,6-4,8	0,1 - 74
Chalcocita	Cu ₂ S	5,5 – 5,8	0,1 - 44
Sulfetos com Antimônio			
Tetraedrita	(Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	4,5 - 5,1	0,2 - 59
Stibnita	Sb ₂ S ₃	4,6	<0,1

A ocorrência de ouro em tais sulfetos em minerais refratários deve ser bem caracterizada, pois, estes não podem ser tratados com simples adição de cianeto, pois as recuperações seriam muito baixas, uma vez que as impurezas (tais como Fe, Cu dentre outras) reagem preferencialmente como o cianeto, formando complexos estáveis. Em geral devem passar por ustulação ou outro processo para oxidar a parte refratária e assim expor o ouro para que possa, então, reagir com cianeto.

- Outros minerais de ouro

O ouro pode apresentar-se associado ao cobre, bismuto, selênio e chumbo. A Tabela 7 apresenta tais minerais (BRANCO, 2008).

Tabela 7 – Outros minerais de ouro. Fonte (BRANCO, 2008). (*Não possui informação sobre tal propriedade)

Mineral	Fórmula Química	Peso específico g/cm³	Dureza Mohs
Maldonita	Au ₂ Bi	15,5	1,5-2
Nagyagita	(Te,Au)Pb(Pb,Sb)S ₂	6,85-7,20	1-1,5
Bogdanovita	(Au,Te,Pb) ₃ (Cu,Fe)	*	*
Zvyagintsevitita	(Pd,Pt,Au) ₃ (Pb,Sn)	*	*
Auricuprita	Cu ₃ Au	*	*
Tetra-auricuprita	AuCu	*	*
Anyviita	Au(Pb,Sb) ₂	*	*
Fischederita	Ag ₃ AuSe ₂	*	2

O ouro também pode ser encontrado em arsenetos, loellingita (Pirila, Finlândia e Lupin, Canadá), (CHRYSSOULIS e MAC MULLEN, 2005), ateneíta (Pd,Hg)₃As com até 0,4% de Au e no paladoarseneto (Pd₂As) com até 1,38 % de Au, além de estar presente em até 10% na kustelita, uma liga de prata.

3.3 Minerais de ouro

Os portadores de ouro podem ser organizados em duas categorias conforme sua formação:

- Mineralizações de ouro – Minerais portadores de ouro que se formam naturalmente por processos geológicos. Estes podem ser classificados em seis tipos (MARSDEN e HOUSE, 2006):
 - Plácer: Formados como resultado da liberação e meteorização de partículas de ouro desde uma mineralização primária para em seguida ser transportada, por longas distâncias, de forma hídrica, em geral por rios. O processamento desse tipo de mineralização em geral apresenta baixos custos de capital e de operação.
 - Free milling: São mineralizações nas quais o cianeto pode extrair até 95% de ouro, quando este é cominuído a 80% passante em 75 µm.
 - Óxidos: Geralmente decorrem de depósitos de sulfetos primários, nos quais ocorreu a oxidação ou erosão. Tal feito pode causar o faturamento das rochas o que aumentaria a permeabilidade e permitiria a maior extração de metais, no caso, por cianetação. Para este caso, as recuperações podem ser elevadas mesmo sendo ROM (*run of mine*), porém pode apresentar dois principais problemas: o primeiro é a dissolução de outros metais que não são de interesse tais como Fe e Cu, que se encontram presentes, aumentando o consumo de cianeto e o segundo é a presença de silicatos que podem trazer problemas de operação e recuperação.
 - Sulfetos: Os sulfetos são constituintes frequentes de minérios de ouro. O ouro pode-se encontrar como inclusão nesses minerais, seja encapsulado ou livre, e também com granulometria muito fina. A Tabela 8 (QUIROGA, 2012; CIMINELLI e GOMES, 2002) apresenta alguns sulfetos com sua respectiva solubilidade em relação ao cianeto, o que pode ocasionar um consumo excessivo do agente lixiviante além de outros problemas para o processo.

A dissolução dos sulfetos pode criar dois grandes problemas para a cianetação do ouro: primeiro a geração de cátions metálicos que consomem o cianeto, cenário não desejado na presença de Fe (III) em decorrência da elevada razão 6CN:1Fe dos complexos. O segundo problema seria a geração de enxofre reduzido solúvel (S²⁻)

que consome o oxigênio até o seu estado hexavalente. A presença de sulfeto então deve ser bem estudada e considerada para a definição de uma rota de processo caso o minério possua quantidade considerável de sulfeto (CIMINELLI e GOMES, 2002).

Tabela 8 – Solubilidade de alguns sulfetos em cianeto de sódio (QUIROGA,2012; CIMINELLI e GOMES, 2002)

Mineral	Fórmula	% Dissolvida
Pirrotita	(Fe _{1-x} S) ¹	Totalmente solúvel
Covelita	(CuS) ⁴	96
Calcocita	(Cu ₂ S) ¹	90,2
Cobre nativo	(Cu) ¹	90,0
Ouro-pigmento	(As ₂ S ₃) ³	73,0
Bornita	(FeS.2Cu ₂ S.CuS) ¹	70,0
Estibinita	(Sb ₂ S ₃) ³	21,0
Realgar	(AsS) ³	9,4
Calcopirita	(CuFeS ₂) ¹	5,6
Arsenopirita	(FeAsS) ²	0,9
Pirita	(FeS ₂) ²	0,5

¹ – 0,1% NaCN, 24h a 23°C; ² – sólidos 200 + 53 µm a 0,05% NaCN, 10h, pH 10,5;

³ – sólidos 200 + 44 µm a 0,05% NaCN, 6h, pH 12,2 e ⁴ – Solução de NaCN a 23°C.

o Teluretos: Este tipo de minério em geral possui ouro na forma nativa. No Colorado, Estados Unidos da América e em Tayatu, Fiji (MARSDEN e HOUSE, 2006) foram encontrados depósitos desses minérios. A maioria possui uma cinética de cianetação pouco favorável e, em geral, realiza-se uma etapa de oxidação para obter-se maiores recuperações.

o Minérios carbonáceos: Para estes ocorre uma competição pelo ouro entre o carvão que fará a dessorção e o mineral carbonáceo, que atua de forma similar ao carvão, reduzindo assim as recuperações de ouro no processo global. São conhecidas duas formas de atuação desses minerais. A primeira denominada de “*preg-robbing*” que ocorre quando o mineral remove o ouro da solução de forma reversível e a

segunda de “*preg-robbing*” quando o metal é removido de forma irreversível. Uma alternativa para reduzir o efeito desses minerais é a realização de uma oxidação anterior a cianetação.

- Materiais secundários – Em geral são produtos oriundos do processamento de mineralizações de ouro ou de produtos de reciclagem:
 - Concentrados gravíticos: Consiste principalmente de partículas grosseiras entre 50µm a 2cm que podem apresentar concentração elevada de mineral oxidado e sulfetado. Em geral, corresponde a ouro livre, podendo também apresentar-se com pirita ou quartzo dentre outros;
 - Concentrados de flotação: São geralmente provenientes de uma mineralização sulfetada. Contêm ouro e outros minerais hidrofóbicos. Possuem o inconveniente de, em caso de sulfetados, serem de fácil sedimentação o que dificulta o posterior manejo e tratamento seja por concentração gravítica, oxidação ou cianetação ((MARSDEN e HOUSE, 2006; ADAMS, 2005);
 - Resíduos: Materiais que foram descartados em processos de plantas produtivas, que não eram de interesse ou que a técnica não permitia maior extração / recuperação. Os resíduos mais comuns são os oriundos de processos gravíticos, cianetação e flotação;
 - Materiais de plantas industriais: Correspondem a resíduos de planta de processos pirometalúrgicos ou hidrometalúrgicos com conteúdo de ouro que podem ser processados posteriormente, como exemplo temos os resíduos sólidos anódicos oriundos da produção de cobre e escórias de fundição;
 - Ouro reciclado: Aqui estão todos os produtos portadores de ouro que já foram processados e transformados, desde sucata de joias até componentes eletrônicos.

3.4 Operações Unitárias - Rotas de Processos

Uma vez conhecidas as características do minério, a fase seguinte é a escolha da melhor rota de processo buscando condições econômicas, políticas, sociais e ambientais.

Em geral, um fluxograma representativo de processamento do minério de ouro esta apresentado na Figura 4.

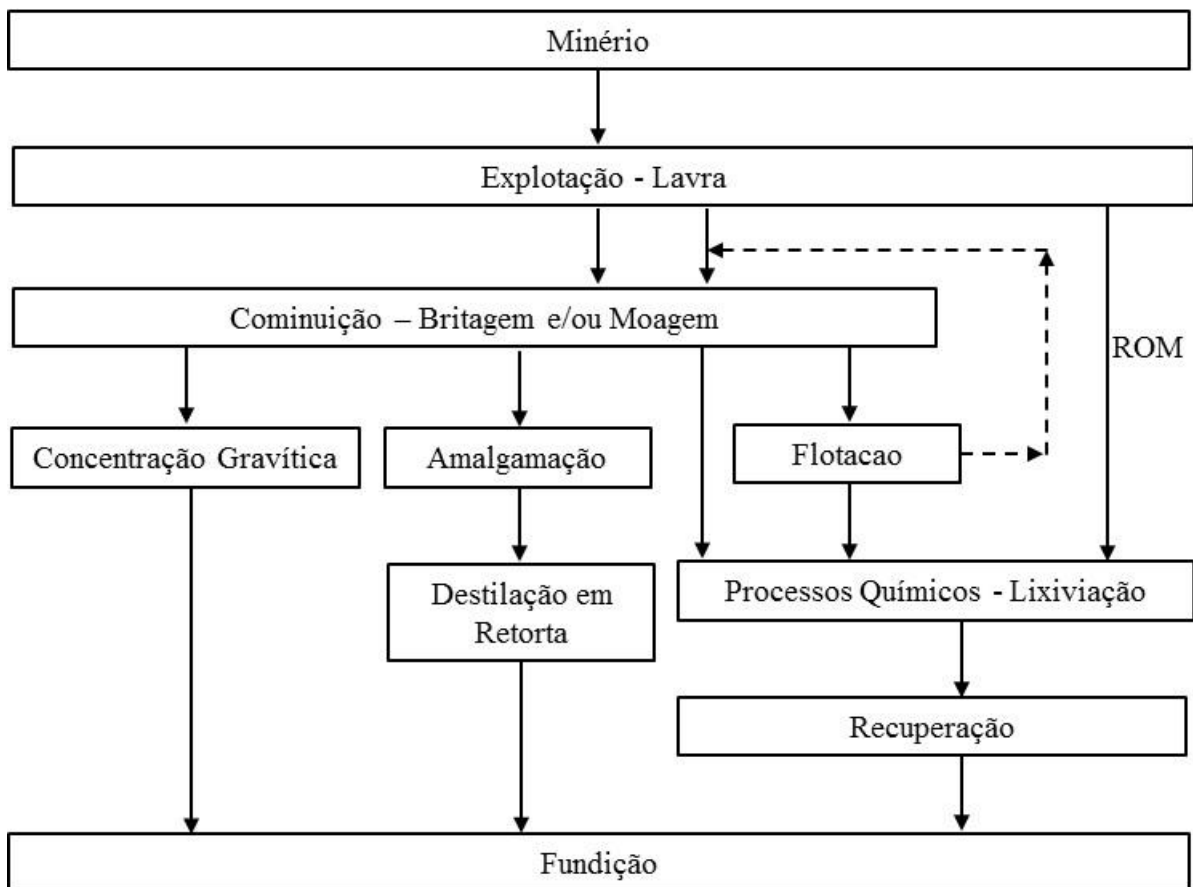


Figura 4 – Fluxograma simplificado para as possíveis rotas de processo de produção de ouro. (Fonte: adaptado de EUGENE e MUJUMDAR, 2009)

Em relação ao minério, descrito nos itens 3.2 e 3.3, este é bastante relevante para a definição das operações unitárias envolvidas nas possíveis rotas de processo. A seguir será descrito o beneficiamento, os processos hidrometalúrgicos, os agentes químicos de lixiviação e as técnicas de recuperação (adsorção, dessorção e eletrólise) e fundição do ouro.

Conforme Figura 4, a rota operacional pode ser apenas para adequar a granulometria, no caso de lixiviação com minério ROM, *dump leaching*, ou envolver etapas de concentração no caso de lixiviação em pilhas, lixiviação em tanques ou na lixiviação com agitação, neste último as granulometrias são reduzidas e os custos na etapa de cominuição são maiores.

3.4.1 Processos Físicos - Beneficiamento

O minério, após extraído da mina (ROM), etapa de lavra, é enviado para o seu processamento, responsável pela adequação da granulometria e liberação, concentração das espécies de interesse e sua forma (LUZ e LINS, 2010) para seguir as próximas etapas do processo. A identificação da melhor rota ou opções de rota pode também trazer uma redução considerável aos custos de operação, como é o caso da redução de tamanho que pode representar até 18% dos custos de operação para uma planta de lixiviação (DHAWAN et al., 2013).

Existem várias etapas possíveis para o beneficiamento, dentre elas:

- Cominuição: britagem e moagem;
- Controle de Tamanho: classificação e peneiramento;
- Concentração: gravítica, magnética, eletrostática, flotação;
- Desaguamento: espessamento ou filtração;
- Disposição e tratamento dos Rejeitos e efluentes.

A Figura 5 apresenta um fluxograma típico de beneficiamento de minério.

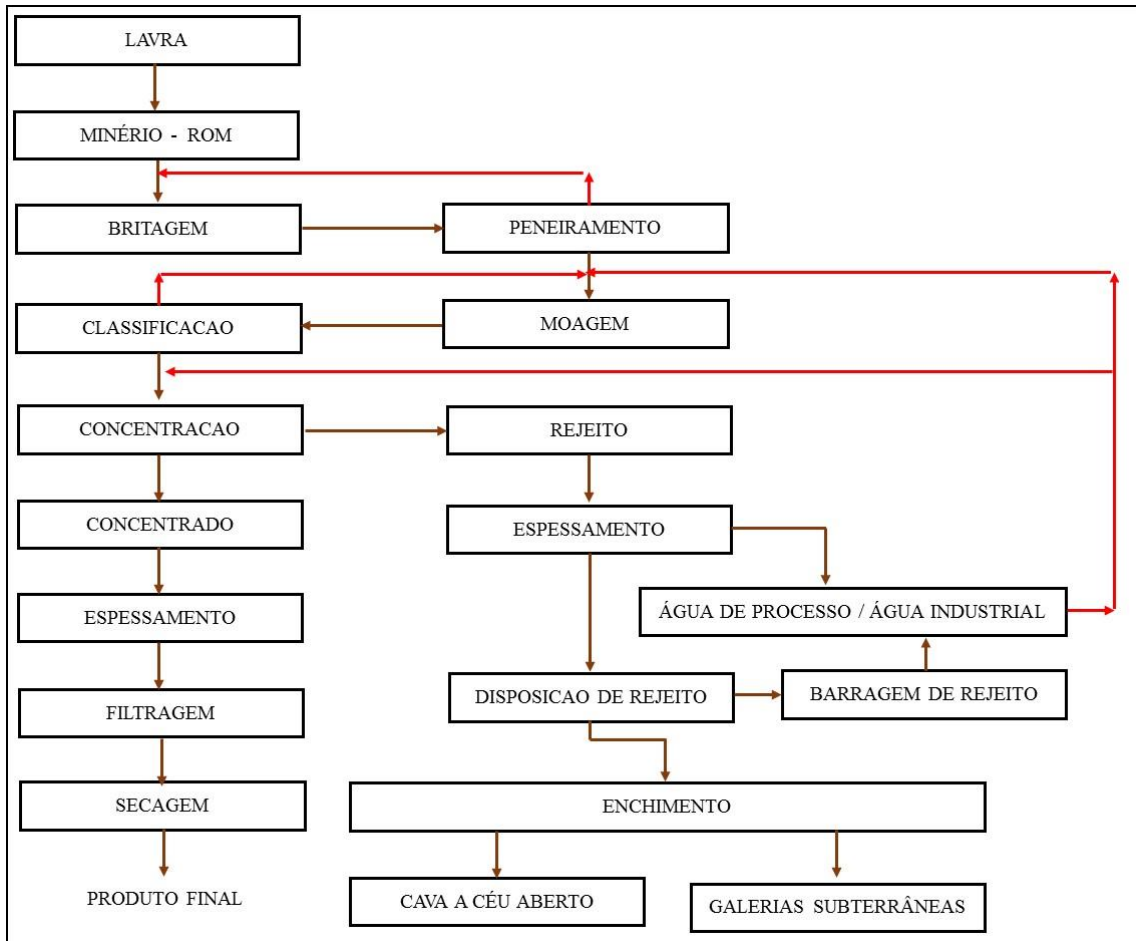


Figura 5 – Fluxograma típico do beneficiamento de minérios (Fonte: adaptado de LUZ e LINS, 2010)

3.4.1.1 Cominuição

A operação unitária de cominuição tem como objetivo a adequação da granulometria do minério para as etapas posteriores que compõem o processo industrial. O processo inclui a obtenção de granulometria, liberação dos minerais valiosos, aumento da área superficial e um grande controle para que não ocorra fragmentação excessiva.

Os circuitos de cominuição geralmente são constituídos de duas unidades bem definidas. A unidade de britagem pode ser composta de até quatro etapas: britagem primária, secundária, terciária e quaternária (esta última pode ser aplicável quando se trabalha com minérios de alto teor) e a unidade de moagem também pode conter etapas com diferentes tipos de moinhos e arranjos de um ou mais moinhos. Estas etapas podem ser em circuito fechado ou aberto e operar a seco ou úmido.

A Tabela 9 indica uma classificação dos estágios de fragmentação, seus tamanhos máximos da alimentação e produto e as possíveis relações de redução de tamanho (CARVALHO, 2012).

Tabela 9 – Classificação dos estágios de fragmentação.

Estágio	Tamanho Máximo (mm)		Relação de Redução
	Alimentação	Produção	
Britagem Primária	500 -2000	100 – 305	8:1
Britagem Secundária	100 – 635	19 – 102	6:1 – 8:1
Britagem Terciária	10 – 100	1 – 25	4:1 – 6:1
Britagem Quaternária	5 – 76	0,8 – 1,5	Até 20
Moagem Grossa	9,5 – 19	0,4 – 3,5	Até 20
Moagem Fina	13	< 0,1	100:1 – 200:1

Além do tamanho do material de alimentação e grau de redução desejada para o minério outras características devem ser levadas em conta na escolha dos equipamentos e composição da melhor rota de processo de cominuição.

3.4.1.1.1 Britagem

A escolha do melhor britador ou da composição de britagem deve levar em conta as propriedades físicas e químicas do minério, tais como: tamanho máximo, distribuição granulométrica, densidade, dureza, abrasividade, corrosividade, dentre outras que podem influenciar desde o tamanho dos equipamentos e capacidade até nos custos de manutenção devido à desgastes provocados por abrasividade dentre outros (CARVALHO, 2012).

A Tabela 10 indica alguns dos principais tipos de britadores e suas características.

Tabela 10 – Principais tipos de britadores e suas características. Fonte: CARVALHO, 2012

Tipo de Britador	Giratório	Mandíbulas	Cônico	Impacto	Martelos	Stzer	Rolos Dentados
Serviço	Britagem 1ª	Britagem 1ª e 2ª	Britagem 2ª, 3ª e 4ª	Britagem 1ª, 2ª, 3ª e 4ª	Britagem 1ª, 2ª e 3ª	Britagem 1ª, 2ª e 3ª	Britagem 1ª e 2ª
Grau de Redução	3:1 a 10:1	4:1 a 9:1	3:1 a 7:1	6:1 a 40:1	20:1 a 100:1	3:1 a 6:1	2:1 a 6:1
Capacidade de processamento (t/h)	Média a alta (até 10.000)	Baixa a média (até 1300)	Baixa a média (até 2400)	Baixa a média (até 2400)	Baixa a média (até 2800)	Média a alta (até 10000)	Média a alta (até 12000)
Tamanho máximo da alimentação (mm)	Grandes tamanhos (até 1600)	Grandes tamanhos (até 1500)	Até 500	Até 1500	Até 1500	Até 2000	Limitado a distância entre rolos (até 2500)
Granulometria do Produto	Poucos finos. <i>Top size</i> menor que mandíbulas	Poucos finos. <i>Top size</i> alto para lamelares	Distribuição granulométrica uniforme, formato cúbico	Muitos finos, formato cúbico ou arredondado.	Muitos finos e formas cúbicas	Poucos grossos e teor de finos menor quando comparado c/ outros equipamentos.	Tamanho médio a fino (baixa porcentagem), uniforme.
Aplicação	Abrasivo, umidade <5% e com tendência a produzir partículas lamelares. Pouco indicado para minerais coesivos.	Duro e abrasivo, com sílica <30% e umidade <10%. Pouco indicado para minerais coesivos e com tendência a produzir partículas lamelares	Duro e abrasivo e para umidade < 8%. Pouco indicado para minerais coesivos.	Abrasivo com sílica + óxidos metálicos <15%, Umidade <8%, alto teor de argila, com tendência a produzir partículas lamelares. Limitado a rochas frágeis ou elásticas.	Dureza baixa a moderada, pouco abrasivo com sílica <3- 8% e umidade <15–20%.	Dureza média, com sílica <10%, para umidade <30% e minerais coesivos e pegajosos	Dureza baixa e média, pouco abrasivo com sílica <10%, umidade <30%, minerais coesivos, com tendência a produzir partículas lamelares
Resistência a compressão (Mpa)	< 400	< 500	< 400	< 300	< 200	< 130	< 180

3.4.1.1.2 Moagem

A moagem é o último estágio do processo de cominuição, no qual as partículas são reduzidas, pela combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito, ao tamanho adequado à liberação do minério desejada, a ser utilizado nos processos posteriores. Cada minério tem uma malha característica ótima para ser moído, dependendo de alguns fatores incluindo a distribuição do minério útil na ganga e do processo de separação que será utilizado nas próximas rotas do processo da planta industrial (FIGUEIRA, 2004).

A moagem se aplica quando a redução do tamanho visado é menor que 10 mm. Os moinhos podem ser divididos em dois grupos (RODRIGUES, 2010):

Grupo 1: Moinhos revolventes ou tubulares (*Tumbling Mills ou Tube Mills*)

- Moinho de Barras;
- Moinho de Bolas;
- Moinhos de “cypebs”;
- Moinhos de seixos;
- Moinhos autógenos (AG) e semi-autógenos (SAG).

Grupo 2: Moinhos tipo *Fixed Path* ou *Fixed Path Mills*

- Moinho de rolos;
- Moinho tipo mesa giratória;
- Moinhos tipo bola e capa ou tipo E;
- Moinhos tipo torre.

Os processos de moagem podem ser a úmido ou a seco e os circuitos abertos ou fechados. Cada um com suas vantagens e desvantagens. A Tabela 11 apresenta a comparação de alguns itens de processo entre a moagem a úmido e a seco.

Tabela 11 – Algumas características de moagem a úmido e a seco.

Item	Moagem a úmido	Moagem a seco
Utilização	Mais utilizada	Menor utilização
Mistura com o fluido –	Realizada na entrada do moinho	Não aplicável
Meio de moagem	Água	Não aplicável
Potencia requerida	Menor em cerca de até 77% comparada com a seco nas mesmas condições	Maior
Capacidade por unidade de volume	Maior	Menor
Possui coletor de pó	Não	Sim
Meio de transporte	Simple	Mais complexo

A Figura 6 indica a faixa de redução de tamanho e potência para alguns moinhos que trabalham a seco e ou a úmido (METSO, 2005).

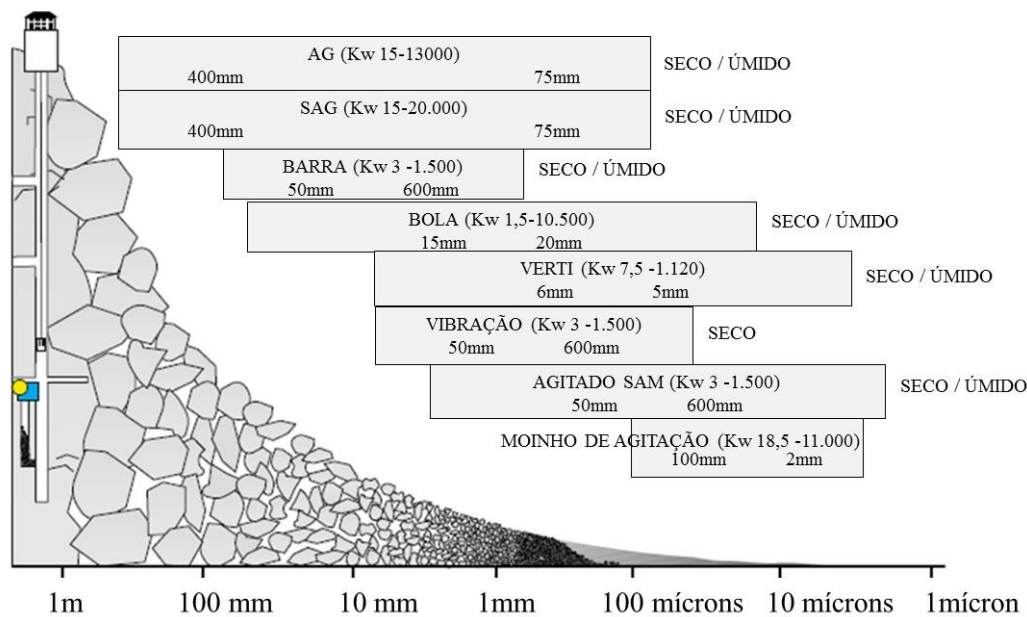


Figura 6 – Faixa de redução de tamanho e potência para alguns tipos de moinhos. (Fonte: Adaptado de METSO, 2005)

A moagem em circuito aberto ocorre quando o material alimentado faz uma única passagem pelo moinho, sem que haja controle da distribuição de tamanho do produto. Neste

trabalha-se com baixas taxas de alimentação para garantir a granulometria do minério passante o que pode gerar sobremoagem, consumindo energia desnecessária e ainda podendo dificultar o tratamento seguinte (FIGUEIRA, 2004).

Distintamente a moagem em circuito fechado direciona a descarga a um classificador (peneira), cuja fração grosseira, *oversize*, retorna ao moinho podendo realizar várias passagens através deste até atingir granulometria objetivada. O *oversize* é chamado de carga circulante e corresponde à porcentagem sobre a alimentação nova do moinho. A moagem em circuito fechado reduz o tempo de residência das partículas e, portanto, a proporção de partículas de tamanho fino quando comparada à moagem em circuito aberto. Isso diminui a sobremoagem e aumenta a energia disponível para a moagem de partículas mais grossas (FIGUEIRA, 2004).

Dentro de limites, quanto maior a carga circulante maior será a capacidade do moinho. A carga circulante ótima de um circuito depende da capacidade do controlador de tamanho e do custo de transportar a carga para o moinho. Geralmente trabalha-se com carga circulante da ordem de 100% a 350%, entretanto pode-se chegar a valores da ordem de 600% (FIGUEIRA, 2004).

Para o dimensionamento e seleção de um equipamento que realizará a moagem ou comporá um circuito de moagem devem ser considerados os seguintes fatores (RICHTER, 2009):

- Características do material (dureza, abrasividade, densidade, distribuição granulométrica e grau de liberação);
- Características do processo (vazão de alimentação, processamento a seco / a úmido, grau de enchimento, velocidade de rotação, porcentagem de sólidos e carga circulante);
- Características do produto desejado (distribuição granulométrica, dentre outras)
- Tipos de equipamento desejado;
- Tipo de revestimento (elevador, onda simples, etc.);
- Tipo de descarga (periférica central, por *overflow*, por diafragma, etc.);
- Tipos de corpos moedores (barras, bolas, seixos, martelos, etc.).

O controle de tamanho do produto obtido é de extrema importância, já que a submoagem do minério resulta num produto grosso com liberação parcial do minério útil, inviabilizando o processo de concentração. Neste caso, a recuperação parcial do minério útil e a baixa razão de enriquecimento podem inviabilizar o processo. Já a moagem em excesso é também indesejada,

pois reduz o tamanho das partículas, desnecessariamente, o que acarreta maior consumo de energia e perdas no processo de concentração (FIGUEIRA, 2004).

A Figura 7 indica a distribuição de custos de revestimento, energia e corpos moedores para os moinhos autógenos (AG), semi-autógenos (SAG), e de bolas (primário e secundário), sendo que o moinho AG não possui corpos moedores.

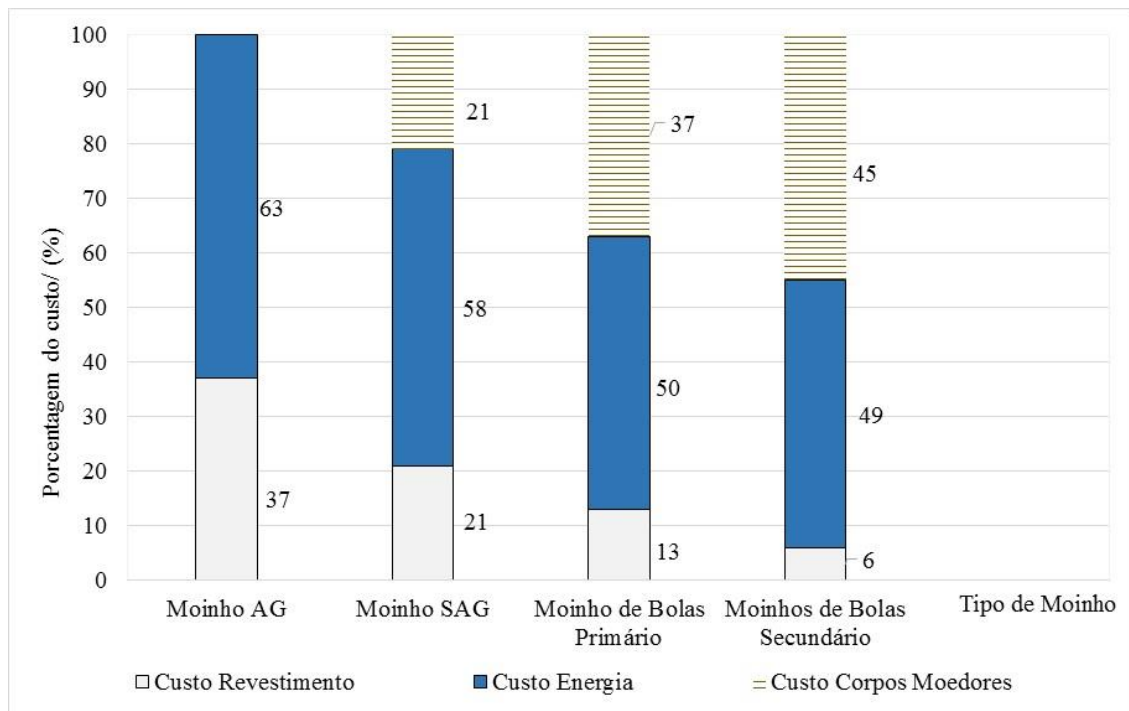


Figura 7 – Custos de Moagem para moinhos AG, SAG e de bolas (primário e secundário). Fonte: METSO, 2005.

3.4.1.2 Controle de Tamanho

Os processos industriais que possuem em sua rota de produção incorporado o controle de tamanho têm como objetivo a separação de um material em duas ou mais frações, com partículas de tamanhos distintos seja para o peneiramento ou classificação.

No peneiramento, a separação leva em conta os diferentes tamanhos geométricos das partículas, e se utiliza de uma superfície perfurada para tal. As partículas com dimensões superiores à da abertura considerada tendem a ficar retidas na superfície, enquanto que as com dimensões inferiores tendem a atravessá-la. Os mecanismos envolvidos compreendem

basicamente estratificação e segregação. Os equipamentos tradicionalmente utilizados são as peneiras vibratórias, rotativas e estáticas (CORREIA, 2010).

Já no método de classificação, a separação é realizada tomando-se como base o conceito da velocidade de sedimentação das partículas imersas num meio fluido. Dentro dos fluidos mais utilizados encontram-se a água e o ar, originando os processos denominados hidroclassificação e aereoseparação. A hidroclassificação apresenta como equipamentos mais utilizados os cones estáticos, os hidrociclones e os classificadores espirais, enquanto que na aereoseparação os mais utilizados são os ciclones. Os mecanismos envolvidos compreendem basicamente fenômenos associados à mecânica dos fluidos

Os classificadores podem ser divididos em grupos dependendo do mecanismo aplicado, do fluido utilizado, etc, indicados na Tabela 12 (CORREIA, 2010)

Tabela 12 – Tipos de classificadores em função do mecanismo e do fluido utilizado. Fonte: CORREIA, 2010

Autor	Tipo de Classificação	
(Trajano, 1966)	Úmido	Mecânico
		Não Mecânico
(Perry, 1973)	Ar	Gravidade
		Centrífugo
	Mecânico	Mecânico
		Não Mecânico
(Wills, 1988)	Verticais	Hidráulico
		Horizontais

A escolha do melhor controlador de tamanho se fará levando em conta a granulometria de trabalho dos equipamentos a jusante e a montante do/s controlador/es utilizados.

3.4.1.3 Concentração

O principal objetivo da etapa de concentração de um minério é a recuperação dos itens de interesse presentes neste, no desejo de diminuir a ganga que seguirá para as demais etapas. A seleção do método de concentração depende, entre outros fatores, da granulometria de liberação, tamanho relativo das partículas, densidade, susceptibilidade magnética, condutividade elétrica, molhabilidade superficial, solubilidade e da propriedade diferenciadora entre os minerais úteis e os de ganga. Os principais métodos de concentração estão indicados na Tabela 13.

Tabela 13 – Principais métodos de concentração de minérios. Fonte: LINS, 2010; CAMPOS et al., 2010; SAMPAIO et al., 2010; MONTE e PERES, 2010.

Método	Definição	Aplicações
Seleção - <i>Ore Sorting</i>	É o método mais antigo de concentração. Através de uma inspeção visual, os minerais de interesse são manualmente resgatados do restante ou, apenas os minerais contaminantes são separados para purificar o minério original	Devido ao crescente custo da mão de obra, ela vem sendo utilizada somente em casos especiais. A seleção automatizada é adotada na recuperação de diamantes, pedras preciosas e minerais nobres
Separação gravítica	É um processo que se baseia na diferença de densidade existente entre os minerais presentes, utilizando-se de um meio fluido (água ou ar) para efetivar a separação	Os equipamentos tradicionalmente utilizados são os jiques, mesas vibratórias, espirais, cones e <i>sluices</i>
Separação por meio denso	Baseado na diferença de densidade. Utiliza-se de um meio fluido com densidade intermediária a dos minerais de interesse e a ganga. O fluido em geral é obtido pela dissolução de sais em água.	Apresenta boa eficiência para material liberado em granulometrias mais grosseiras. Os equipamentos mais usados são: tambores, cones e centrifugadores. Adotada na produção de carvão, fluorita, etc.
Separação Magnética	Baseia-se na susceptibilidade magnética do mineral. Os minerais podem ser divididos em 3 grupos, de acordo com o seu comportamento quando submetidos à um campo magnético (natural ou induzido): ferromagnéticos (forte atração), paramagnéticos (média e fraca atração) e diamagnéticos (nenhuma atração).	Os processos podem ser desenvolvidos via seca ou via úmida. Os equipamentos mais utilizados são os tambores, correias, rolos, carrosséis e filtros. A separação magnética é adotada na produção de areias quartzosas, feldspatos, nefelina sienitos, etc.
Separação eletrostática	Baseia-se na condutividade elétrica dos minerais que estão classificados em: condutores e não condutores de corrente elétrica. As partículas minerais quando submetidas à um campo elétrico de elevada intensidade, de acordo com sua condutividade, são atraídas ou repelidas por um dispositivo devidamente energizado	Os equipamentos utilizados são os separadores eletrodinâmicos que operam com elevadas tensões. A separação eletrostática é adotada na recuperação de rutilo.
Flotação	Processo de separação aplicado a partículas sólidas que explora diferenças nas características de superfície entre as espécies presentes. O método trata misturas heterogêneas de partículas suspensas em fase aquosa (polpa). A seletividade do processo de flotação se baseia no fato de que a superfície de diferentes espécies minerais pode apresentar distintos graus de hidrofobicidade.	O processo de flotação por espumas é a modalidade de flotação mais utilizado na tecnologia mineral, para concentração de minerais. Os equipamentos tradicionalmente adotados se dividem em 2 classes, mecânicos e pneumáticos, dependendo do dispositivo utilizado para efetivar a separação. Atualmente, a flotação é o processo dominante no tratamento de quase todos os tipos de minérios, devido à sua grande versatilidade e seletividade

3.4.1.4 Desaguamento

São diversos os processos na indústria mineral que necessitam, em alguma etapa da rota de beneficiamento, de operações unitárias de separação sólido-líquido. Isto é válido tanto para os minerais de valor (concentrado) quanto para os minerais de descarte (rejeito). Para o primeiro significa melhorar a qualidade de valor agregado ao produto, seja por um concentrado transportável ou completamente seco, no caso sólido desaguado. Já para o rejeito, representa recuperar parte da água, líquido clarificado com o objetivo de reutilizar como água industrial de processo, ou até recuperar elementos de valor econômico presentes no resíduo, protegendo assim o meio ambiente.

Esta etapa do processo deve ser bem elaborada e o levantamento detalhado das informações faz-se necessário pois pode ser bem complexa e também com custos de capital e manutenção bastante elevados.

Entretanto, existe uma variedade de equipamentos de separação sólido-líquido que podem ser utilizados nas plantas de beneficiamento de minério, a seguir são listados alguns dos processos:

- **Sedimentação:** Clarificação / espessamento (convencional) e clarificação / espessamento (compacto);
- **Secagem por processamento térmico (baixa temperatura):** Direto e indireto;
- **Desidratação mecânica:** Gravítica, baixa pressão, média pressão e alta pressão,
- **Processamento térmico (alta temperatura):** Calcinação e sinterização

A Figura 8 indica alguns dos processos de desaguamentos utilizados, com a faixa de granulometria e apresenta uma indicação / comparação de custo relativo.

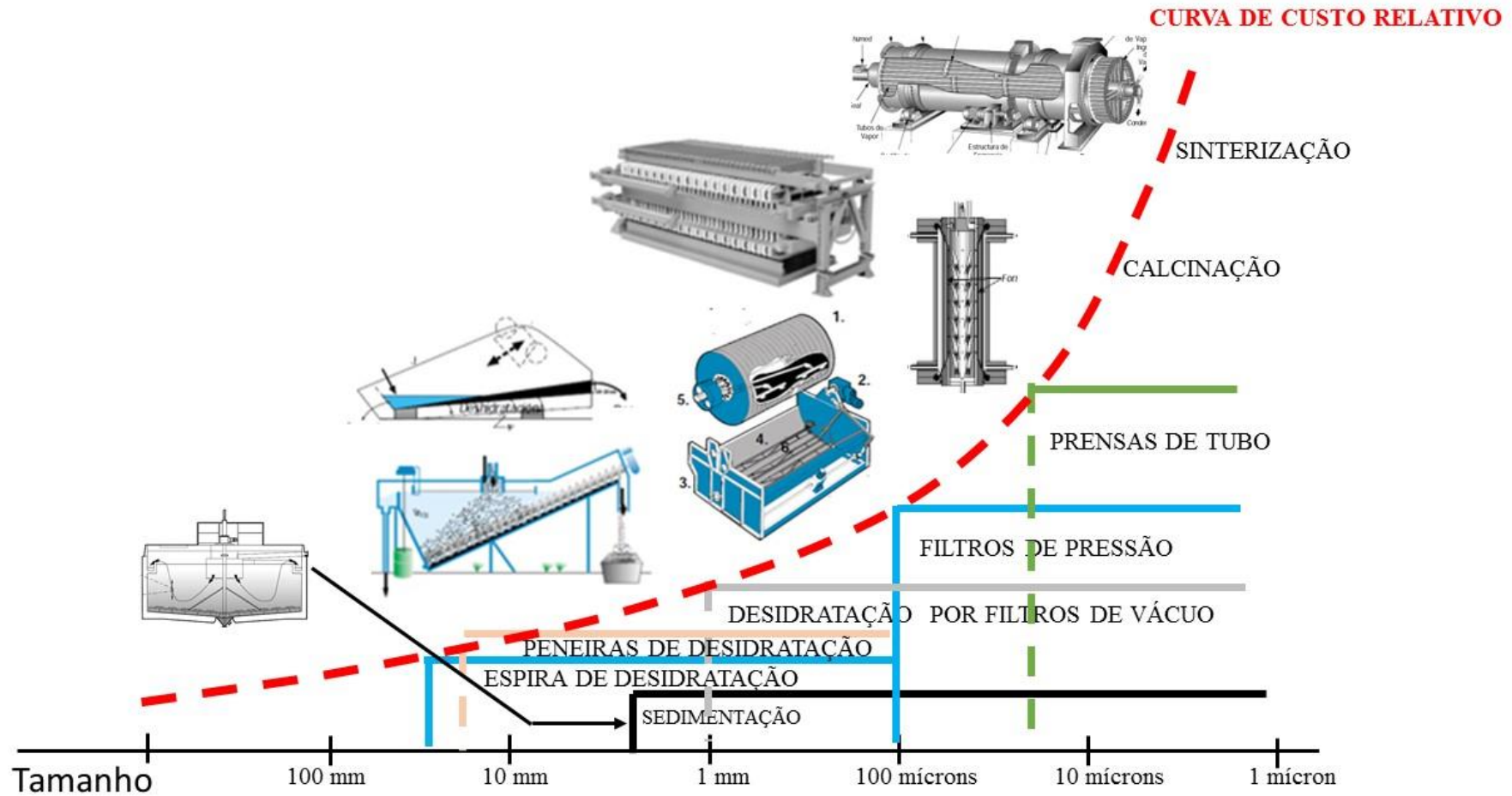


Figura 8 – Tipos de equipamento de desidratação em função do tamanho de partícula a ser separada. Fonte: adaptado de METSO MINERALES, 2005.

A Figura 9 apresenta a variação de custos das operações de desaguamento, que aumenta devido ao consumo de energia para extração da água (líquido de processo), e a sua dependência com o tamanho das partículas presentes no processo, assim como o tipo de equipamento utilizado.

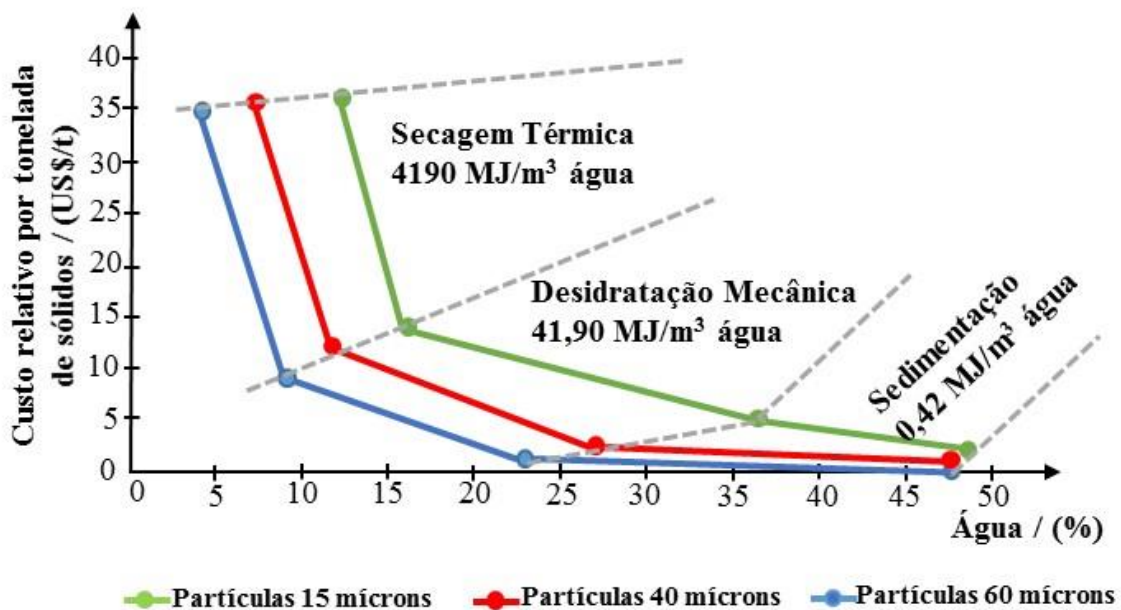


Figura 9 – Custo da operação unitária para desaguamento em função do tamanho das partículas presentes na polpa.

Fonte: adaptado de METSO MINERALES, 2005.

3.4.1.5 Disposição e tratamento de rejeitos

As atividades mineradoras geram uma enorme quantidade de resíduos sólidos, dentre os quais os de maior volume são oriundos das atividades de extração de minério (estéreis) e pelas plantas industriais de beneficiamento (rejeitos). Tais resíduos são cada vez maiores devido aos baixos teores de minérios explorados.

Os estéreis geralmente são dispostos em pilhas ou utilizados no próprio sistema de extração de minério. Já os rejeitos, que possuem uma granulometria dependente do tipo de minério processado e das etapas de processamento, em geral são transportados para os locais de disposição por tubulações, por gravidade ou por bombeamento, com quantidade considerável de água sendo denominados de polpa. A disposição pode ser feita de três formas típicas:

- **A céu aberto:** Em pilhas controladas ou em estruturas de contenção localizadas em bacias ou vales;
- **Subterrânea:** Os rejeitos, em geral, são bombeados para as câmaras que restam após a extração do minério e;
- **Subaquática:** Pouco utilizada devido as implicações ambientais.

No caso de lixiviação em pilhas, aplica-se a céu aberto e deve-se considerar se serão dinâmicas ou permanentes. No caso das pilhas permanentes não haverá remoção de material e as pilhas são construídas de forma que ao final das extrações do metal de interesse as mesmas são fechadas levando-se em conta as normas ambientais e de segurança do trabalho.

3.4.2 Processos Químicos – extração por lixiviação

Atualmente existe uma série de processos que foram estudados e são aplicados para a extração de ouro de minérios de alto e baixo teor, desde processos hidrometalúrgicos simples como a gravimetria, aplicada para minérios de alto teor com separação do ouro livre, até processos que envolvem reações químicas para a extração e, posteriormente, necessitam de uma adsorção/eluição ou precipitação do ouro, como é o caso da lixiviação (CIMINELLI e GOMES, 2002).

A lixiviação com cianeto de sódio é o método comumente utilizado para a extração de ouro, apesar de suas limitações para a extração em minerais refratários, que necessitam de um pré-tratamento que possui custos elevados. Nesse sentido, a busca incessante por agentes alternativos de lixiviação ou novos processos se faz necessária. Corroborando a isto a lixiviação com tiouréia (NH_2CSNH_2), segundo Syed (2012) é um dos avanços promissores dentro das novas técnicas.

A Tabela 14 indica alguns agentes de lixiviação alternativos ao cianeto para metalurgia extrativa do ouro (TRINDADE e FILHO, 2002)

Tabela 14 – Principais reagentes alternativos ao cianeto para metalurgia extrativa do ouro. Fonte: TRINDADE e FILHO, 2002.

Reagente	Ligante	Faixa de pH	Principal complexo de ouro formado
Tiouréia	NH_2CSNH_2	1-4	$[\text{Au}(\text{NH}_2\text{CSNH}_2)_2]^+$
Bromo	Br^-	1-7	Au Br_4^-
Iodo	I^-	1-5	Au I_2^-
Cloro	Cl^-	1-4	Au Cl_4^-
Tiocianato	SCN^-	1-3	$[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$
Tiosulfato	$\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	8-11	$[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$

A Tabela 15 indica o efeito de alguns oxidantes sobre a velocidade inicial de dissolução do ouro em certos agentes de lixiviação na qual foi utilizada a técnica de disco rotativo (TORRES, 2010; LI e MILLER, 2006). O cianeto é o único que necessita de um ambiente básico, devido a condições de segurança operacional, e também pode ser visto que apresenta valores de rotação durante o experimento em valores intermediários, no caso 300 rpm.

Tabela 15 – Velocidade (taxa) inicial para a dissolução de ouro sob algumas condições. Fonte: TORRES, 2010; LI e MILLER, 2006.

Reagente	Oxidante	Taxa inicial (mg/cm ² .h)	Condições experimentais				Referências
			Concentrações	pH	Temperatura	Rotação rpm	
Tiouréia	$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$	4,35	Tiouréia] = 4 g/l, [Fe ³⁺] ≥ 0,2 g/l	1,5	25°C	200	Li (2004)
Tiouréia	FDS ^(*)	3,70	[Tiouréia] = 4 g/l, [FDS] = 1,0 g/l	1,5	25°C	≥ 200	Li e Miller (2002)
Cianeto	O ₂ do ar	1,90	[NaCN] ≥ 1,5 g/l	11,25	25°C	300	Kudryk e Kellog (1954)
Tiocianato	$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$	0,50	[NaSCN] = 9,0 g/l, [Fe ³⁺] = 1,0 g/l	1,5	25°C	≥ 200	Li e Miller (2002)
Tiosulfato	CuSO_4	0,60	[Na ₂ S ₂ O ₃] = 0,1M, [NH ₄ OH] = 0,1 M, [CuSO ₄] = 0,0005M	-	25°C	800 rpm	Li e Miller (1998)
Iodo	NaI_3	1,72	[I ₂] = 0,005 M, [NaI] = 0,01 M	4-6	25°C	500	Qi e Hikey (1991)

(*) FDS = $(\text{NH}_2(\text{NH})\text{CSSC}(\text{NH})\text{NH}_2)$ – Dissulfeto de Formamidina

Considerando que a rota de processo para extração de ouro de minérios a ser utilizada será a de lixiviação em pilhas utilizando cianeto de sódio, esta será abordada no item 3.5.

3.4.3 Processos Químicos – Precipitação, adsorção e dessorção /Eluição

Em processos que utilizam solução de cianeto de sódio como lixiviante existem dois processos que são atualmente mais utilizados para a adsorção, recuperação/dessorção do ouro, eletrólise e posterior fundição, são eles: precipitação com pó de zinco (cementação) e a adsorção em carvão ativado. Freitas e Costa (2002) apresentam outros processos utilizados, com sucesso, como o caso da precipitação com alumínio e a utilização de resinas de troca iônica. A tabela 16 indica a aplicação e as precauções no uso de métodos de adsorção de ouro.

Tabela 16 – Métodos utilizados na adsorção de ouro. Fonte: FREITAS E COSTA, 2002.

Método	Aplicações	Etapas principais	Cuidados
Precipitação ou cementação com Pó de Zinco	1 - Tratamento de minérios com alto teor de prata 2 – Tratamento de minérios com alto teor de argilas ou matéria orgânica 3 - Aproveitamento de pequenos corpos minerais	1 -Clarificação da polpa oriunda da cianetação, 2 - Deaeração, 3-Precipitação 4- Filtração	1 - Evitar a formação de hidróxido de zinco sólido, pois esse composto recobre as partículas de zinco, inibindo a precipitação do ouro. 2- Evitar a formação de sulfeto de Zinco
Precipitação com Alumínio	Limita-se ao processamento de minérios de prata contendo As e Sb (Gupta e Mukherjee, 1990)	1 -Clarificação da polpa oriunda da cianetação, 2 - Deaeração, 3-Precipitação 4- Filtração	Evitar a hidrólise dos íons aluminato Não recomendada para minérios com baixo teor de prata
Adsorção em Carvão Ativado	Os processos à base de carvão (superfície específica, de até 1200m ² /g) usualmente empregados na indústria para a recuperação de ouro (e prata)	1 - Carregamento 2 – Eluição 3 – Filtração 2 – Eletrólise	1 - Defeitos na estrutura micro-cristalina, causando formação de cargas elétricas localizadas, que facilita a adsorção de espécies polarizadas, 2 – Presença de elementos quimicamente ligados; 3 - Presença de matérias inorgânicas
Adsorção em Resina de Troca Iônica	As de base forte, nas quais os grupos funcionais são aminas quaternárias e as de base fraca, cujos grupos funcionais são aminas primárias, secundárias ou terciárias Apresenta bons resultados para substituir o uso de carvão em usinas que sofrem com o “preg-robbing”	1 – Cianetação 2 – Carregamento com Resina 3 – Eluição 2 – Eletrólise	Evitar minérios com material abrasivo, em geral as resinas possuem baixa resistência a abrasão Necessita de processos de classificação que trabalhem com menor granulometria devido ao tamanho das partículas das resinas

Para os processos que utilizam o carvão ativo para a adsorção do ouro faz-se necessário a dessorção/eluição antes da eletrólise e fundição com a produção de Doré (barra de ouro com prata).

Dentre as técnicas utilizadas, o processo Zadra, que utiliza uma mistura de soda cáustica (NaOH) e cianeto de sódio (NaCN) e temperatura na faixa de 85 °C a 100°C desenvolvido pelo United States Bureau of Mine, é o mais aplicado. A Tabela 17 apresenta algumas características dos principais processos de eluição (FREITAS e COSTA, 2002; AURA MINERALS Inc., 2014).

Tabela 17 – Métodos utilizados na eluição de ouro. Fonte: FREITAS e COSTA, 2002; AURA MINERALS Inc., 2014

Tipo de Eluicao	Técnica	Precondi- Cionamento	Solução de eluição	Temperatura (°C)	Pressão	Tempo	Concentração Máxima de ouro (mg/L)*
Atmosférica	Zadra	Não	10 g/L NaOH 1-2 g/L NaCN	90-100	1,0	30-48	150
Atmosférica	Heinen	20% etanol	1% de NaOH 0,1 % NaCN	-	1,0	5-6	-
Atmosférica	Zadra Mina San Andrés	(0,57 – 0,80)% etanol	1-2% de NaOH	120	4,08-4,76	9-10	-
Sob pressão	Zadra	Não	10 g/L NaOH 1-2 g/L NaCN	135-140	4,0-5,0	8-14	1000
Sob Pressão	AARL	20-50 g/L NaCN 10-20 g/L NaOH	Água	110-120	1,7-2,0	8-14	1500
Atmosférica	Zadra Orgânico	Não	10-20 % etanol 10g/L NaOH 2 g/L NaCN	-	-	-	-
Atmosférica	Zadra orgânico	20-50 g/L NaCN 10-20 g/L NaOH	90 % acetona ou etanol em água	70-90	1,0	6-8	1000-2000
Atmosférica	Zadra orgânico	80% acetronitrila em H2O	20-40 % acetonitrila 10g/L NaOH 2 g/L NaCN	25-70	1,0	8-14	1500-6000
Atmosférica	Micron Research	20-50 g/L NaCN 50-100 g/L NaOH	60- 80 % metanol em água	60-80	1,0	8-80	3000-10000

(*) Máxima concentração de ouro em solução para eluição com carvão e carregamento de 4000-5000 g/t de Ouro

3.5 Lixiviação em pilhas

3.5.1 Histórico

O primeiro registro do uso de cianeto para a extração de ouro em minérios foi em 1889 na Mina de Crown na Nova Zelândia (DORR, 1936; JOHNSON, 2014). Até final dos anos 90, os métodos de lixiviação utilizando cianeto já se aplicavam e eram responsáveis por 90% da produção mundial de ouro (YARAR, 2001)

Os métodos de lixiviação com cianeto podem ser classificados basicamente em quatro tipos:

- *Dump Leaching* – Realizada em pilhas de estéril ou de rejeitos.
- *Heap Leaching* ou lixiviação em pilhas – Realizada em pilhas de minérios. Trabalha com minérios de alto e baixo teor. As recuperações são da ordem de 50% a 85%, porém o tempo de lixiviação é da ordem de 60 dias podendo chegar a 120 dias. As pilhas podem ser montadas de forma definitiva, pilhas permanentes, ou de maneira a ser realocada após a extração de ouro que é o caso das pilhas dinâmicas.
- *Vat Leaching* ou lixiviação por percolação – Realizada em tanques estacionários. O minério é transportado para os tanques e por inundação a solução de cianeto de sódio é colocada. O minério pode passar por etapas de moagem desde que os teores de ouro justifiquem a cominuição.
- Lixiviação por agitação – Realizada em tanques com agitação. Bastante utilizada para minérios de alto teor, geralmente $> 2\text{gAu/t}$ com recuperações da ordem de 90%, porém apresenta custos de beneficiamento maiores devido ao fato de se trabalhar com granulometrias mais finas (como exemplo 180 a 220 μm).

A tecnologia de extração de metais preciosos por lixiviação em pilhas bem como a otimização, tratamento e remoção do cianeto residual tem sido largamente estudada, conforme indica Zhang et al. (2015), Mwase et al. (2014), Kuyucak e Akcil (2013) e Syed (2012). A lixiviação em pilhas sofreu um grande desenvolvimento nas últimas décadas para o tratamento de minério de ouro-prata de baixo teor especificamente (DHAWAN et al., 2013). Tem a grande vantagem de baixos custos de capital e operação comparada com as demais técnicas, além de ter menor tempo de construção e implantação para o início de operação (HECK, 2012). Sua

aplicação tem bastante êxito em todo o mundo, independente das variações climáticas, altitudes e diferentes tipos de minerais apesar do fato de ter menor recuperação e uma cinética mais lenta para a extração dos metais de interesse.

3.5.2 *Tipos de lixiviação em pilhas*

Basicamente existem dois tipos de lixiviação em pilhas, de acordo com o tipo de disposição: permanentes e as dinâmicas.

O uso de pilhas dinâmicas é recomendado quando as recuperações são altas, a cinética de lixiviação é rápida e quando se tem a limitação para a altura da pilha. As pilhas dinâmicas também necessitam de uma base para sua construção bastante resistente uma vez que terá a movimentação constante de caminhões para a disposição e retirada de material.

Já as pilhas permanentes são aplicáveis quando o minério é de muito baixo teor, possui uma cinética de lixiviação lenta, estão disponíveis grandes superfícies para as pilhas e possibilidade de construção de pilhas de grandes alturas.

Por se tratar de uma operação relativamente simples, a lixiviação em pilhas requer, no geral, uma etapa de cominuição para adequação da granulometria ou pode ser disposta tal qual “ROM”, uma etapa de aglomeração para homogeneizar o minério e aumentar a permeabilidade da solução de dosagem e a lixiviação em si seguida das etapas de recuperação de ouro. A Figura 10 indica um fluxograma possível para lixiviação em pilhas de minerais de baixo teor utilizando carvão ativo para realizar a adsorção do ouro. A planta de lixiviação em pilhas geralmente está dividida em duas áreas:

- Área Seca – Composta pelos equipamentos responsáveis pela adequação da granulometria desejada e

- Área Úmida – Composta pela área de aglomeração em diante.

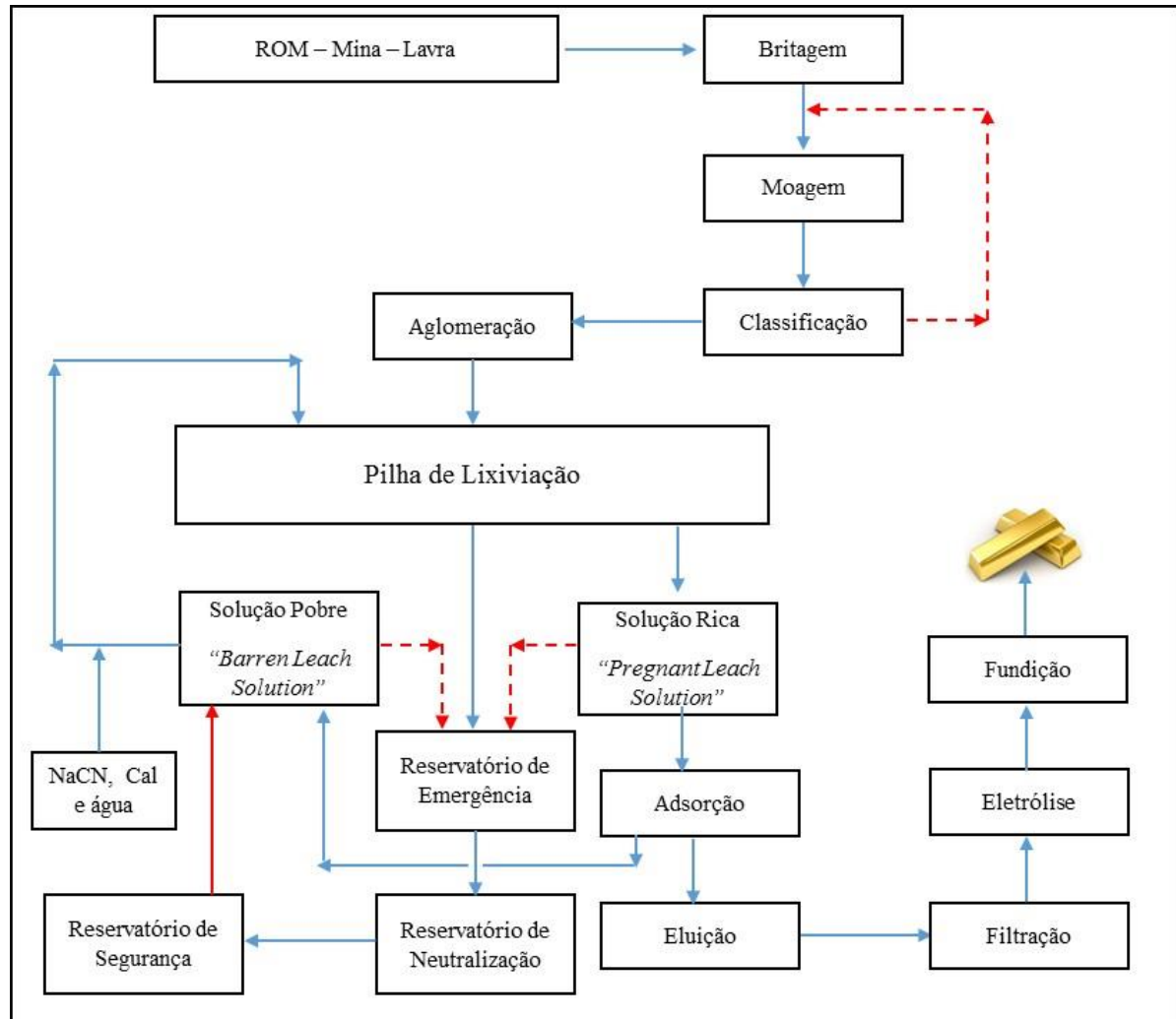


Figura 10 – Fluxograma possível para lixiviação em Pilhas. Fonte: ROENICK, 2013; CAGNONE, 2014 E OROSUR MINING ING., 2014

A Tabela 18 indica 11 plantas industriais que utilizam o processo de lixiviação com cianeto para a extração de ouro, sendo duas pelo processo *Dump Leaching* e nove que utilizam lixiviação em pilhas com o teor de ouro de cabeça, a capacidade diária de produção e a taxa de recuperação (EUGENE e MIJUMDAR, 2009). Nessa tabela, também pode ser visto que do total das plantas industriais seis trabalham sem a etapa de trituração e conseguem recuperações da ordem de 40% a 60%, enquanto que as demais possuem a redução de tamanho e atingem recuperações da ordem de 70% a 80%. Esta diferença, considerável deve ser trabalhada na etapa de escolha da rota de processo, pois incluir a etapa de cominuição o que aumenta o custo de operação e de investimento da planta que pode ser justificável pelo aumento da recuperação e posterior produção de ouro.

manutenção preventiva, preditiva e corretiva, estabelecendo indicadores de *performance* para os principais equipamentos e horas de operação para as devidas manutenções.

3.5.4 *Área Úmida*

Uma vez entregue o minério na granulometria de trabalho, este segue para a área úmida composta basicamente de 6 subáreas, são estas: aglomeração, lixiviação, adsorção, dessorção/eluição, eletrólise e fundição. A seguir, estão descritas as etapas de aglomeração e lixiviação, operações unitárias novas para a planta industrial para a lixiviação em pilhas. As demais áreas já existem na planta industrial atual que utiliza o processo CIL.

3.5.4.1 *Subárea de Aglomeração*

Etapla responsável pela preparação do material mineralizado para a lixiviação de maneira a garantir um bom coeficiente de permeabilidade da solução lixiviante. Uma operação unitária crítica que deve ser bem investigada de antemão pois existem casos em que esta operação acaba inviabilizando o processo industrial (MILLER et al.,2013).

Para a lixiviação é de fundamental importância que a solução de cianeto de sódio, responsável pela percolação na pilha de minério, consiga extrair maior quantidade de ouro. O ideal é que o material aglomerado seja o mais homogêneo possível, sem acúmulo de finos, que podem compactar o minério não permitindo a percolação, e sem acúmulo de materiais grosseiros que podem criar canais preferenciais causando uma redução na eficiência da extração de ouro. A Figura 11, representa o efeito da aglomeração no minério.

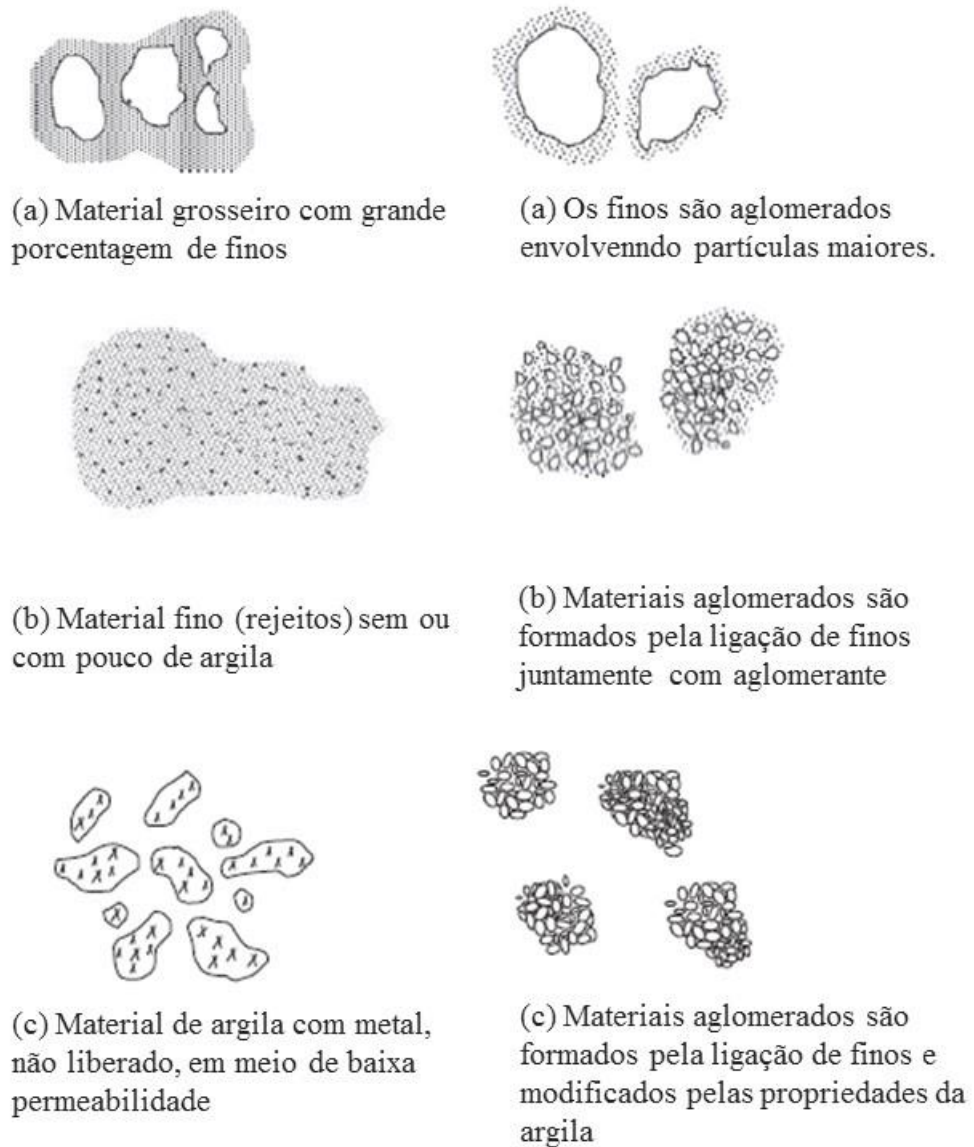


Figura 11 – Efeito da Aglomeração. Fonte: MILLER et al.,2013.

A aglomeração para minerais de ouro e prata é realizada em meio alcalino e os principais aglomerantes são cal e cimento. O cianeto de sódio em forma líquida e em alta concentração pode ser utilizado como agente umectante. A Tabela 19 indica alguns sistemas comuns de aglomeração utilizados em algumas plantas industriais (ESCALONA, 2007).

Tabela 19 – Resumo dos sistemas de aglomeração mais comuns para plantas de ouro e prata. Fonte: ESCALONA, 2007.

Tipo de Minério	Granulometria	Sistema de operação	Aglomerante
Ouro e prata	15mm ou similar sem silicatos	Sistema de Correias simples com descarga na pilha de lixiviação	Solução de Cal
Ouro e prata	Menor que 15mm ou similar sem silicatos	Sistema de três correias ou similar	Cal
Ouro e prata	Menor que 15mm ou similar) com silicatos	Sistema de três correias em cascata no mínimo com sistema de mistura	Cimento e Cal
Resíduos de ouro e prata	15mm ou similar sem silicatos	Tambor rotativo ou similar	Cimento e Cal

A dosagem de cal é responsável por manter o pH do sistema superior a 10,5 para garantir assim que a dosagem de cianeto de sódio não cause nenhuma redução no pH e não ocorra a formação de HCN. A adição de cal varia de 0,7g a 1,5g por tonelada de minério (STANGE, 1999). Entretanto, a dosagem ótima deve ser obtida de ensaios pilotos ou na experiência prática de lixiviação realizada pela empresa.

Após a etapa de aglomeração, em algumas plantas se realiza a etapa de cura do minério antes do início da montagem da pilha.

3.5.4.2 Subárea de Lixiviação

A subárea é constituída basicamente pela base impermeabilizada, conjunto de tubulações para recolher as soluções ricas em ouro, o minério que formará a pilha e o sistema de dosagem de solução, contendo tanques de soluções, segurança e emergência.

O sistema de revestimento da base da pilha mais comum é uma geomembrana de polietileno de alta densidade (PEAD) colocada no subleito preparado ou em uma secção fina composta de argila (tipicamente de 20 a 30 cm de espessura) compactada, com o objetivo de garantir que não haverá contaminação do solo e do lençol freático pelas soluções de dosagem.

Sobre o PEAD coloca-se uma tubulação central, responsável por direcionar as soluções para os seus respectivos tanques, conectada a uma série de tubulações furadas que recolhem a solução e a direcionam à tubulação central.

Sobre o sistema de tubulação adiciona-se uma camada (30 cm a 100 cm) de material inerte com alta permeabilidade com o objetivo de proteger as tubulações e permitir a percolação da

solução de dosagem. A Figura 12 indica a secção transversal de uma camada de material inerte para a lixiviação de minerais de ouro de baixo teor (SOLMAX INTERNATIONAL, 2012).

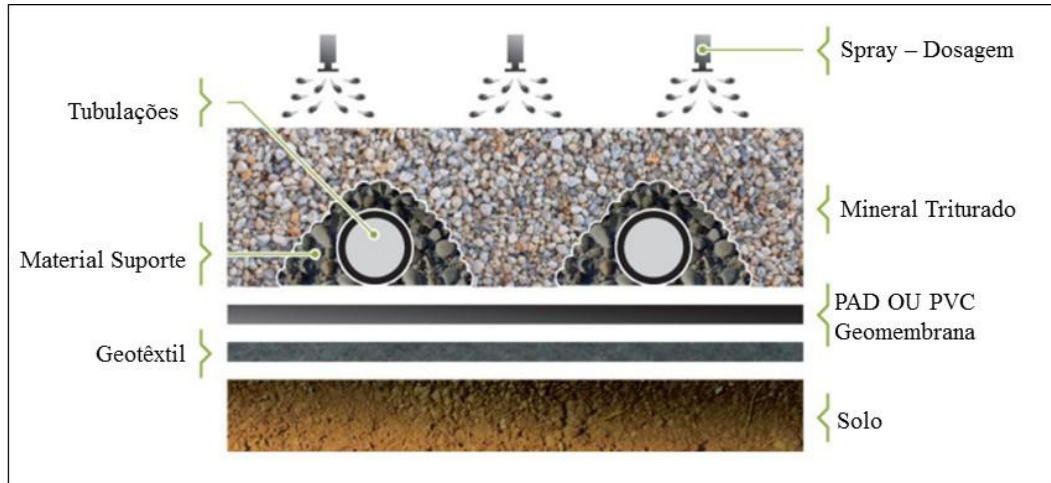


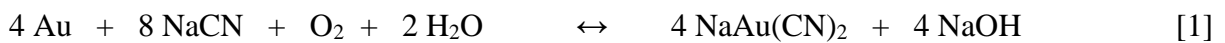
Figura 12 – Vista típica da secção transversal de uma Pilha de Lixiviação. Fonte: Extraído de SOLMAX INTERNATIONAL, 2012.

Preparada a base e protegidas as tubulações inicia-se a adição de minério formando o primeiro nível da pilha que pode atingir 7 a 10 metros de altura, que depende da permeabilidade do minério, aeração do sistema e concentração esperada para a solução. A formação da pilha pode ser feita em correias transportadoras ou via caminhões, sendo que para a segunda faz-se necessário uma base mais resistente devido a movimentação dos caminhões. Algumas vezes, pilhas menores apresentam maiores recuperações, entretanto necessitam de maior área da pilha, isto é importante quando a disponibilidade de terreno é limitada. Ao redor da pilha, é feita a preparação do terreno com PEAD e trincheiras ou tubulações para recolecção de água das chuvas direcionando-as para os tanques de emergência.

Terminada a pilha, inicia-se a instalação de todo o sistema de dosagem de solução de cianeto de sódio que, geralmente, pode ser realizado com o auxílio de aspersores e gotejadores. O primeiro é adequado para regiões de baixa evaporação, regiões com baixa ação dos ventos e ideal para os taludes. As taxas de aplicação de solução utilizadas em plantas de recuperação de ouro e prata são da faixa de 5-10 L./ $(h.m^2)$ durante 70 a 150 dias com partículas de minério entre 10 mm e 25 mm atingindo recuperações da ordem de 50% a 87 % (MILLER, 2013). A solução rica das pilhas é então coletada e enviada para as etapas seguintes do processo sendo que uma configuração seria a adsorção, dessorção/eluição, eletrólise e fundição.

3.5.5 Cianetação, aspectos termodinâmicos e cinéticos

A propriedade que o cianeto possui em dissolver o ouro metálico foi conhecida e publicada por Carl Wilhen S. em 1783 (MAÚRTUA, 2013). Vários outros cientistas estudaram as possíveis reações envolvidas no processo e propuseram suas equações. Elsner, em 1846, estudou o mecanismo da reação de cianetação e indicou a necessidade da presença de oxigênio para que a reação ocorresse conforme equação a seguir:



Entretanto, a utilização na prática industrial ocorreu muito depois pelo metalurgista John Stewart Mac Artur que patenteou o processo de obtenção de Ouro e Prata a partir de seus minerais em 1887 (HARVIE, 1989). A partir de então, o processo de cianetação teve grande êxito a partir das descobertas das minas de ouro na Nova Zelândia, em 1889, e na África do Sul em 1890 (MAÚRTUA, 2013). Bodlander, em 1896, apresentou duas reações que ocorrem em paralelo e cuja equação global seria equivalente a equação proposta por Elsner (MEZA, 1981, MARSDEN e HOUSE, 1992; YANNOPOULOS, 1991, CIMINELLI e GOMES, 2002):



Em 1953, Deitz e Helpert (MAÚRTUA, 2013), em trabalhos realizados no Canadá indicaram que o oxigênio não tem efeito significativo em soluções diluídas, porém existe uma relação direta entre a pressão parcial do oxigênio e a concentração de cianeto para soluções com concentrações de cianeto superiores a 1,3 g/L (0,02 mol/L) para o caso do cianeto de potássio (KCN) como indica a Figura 13.

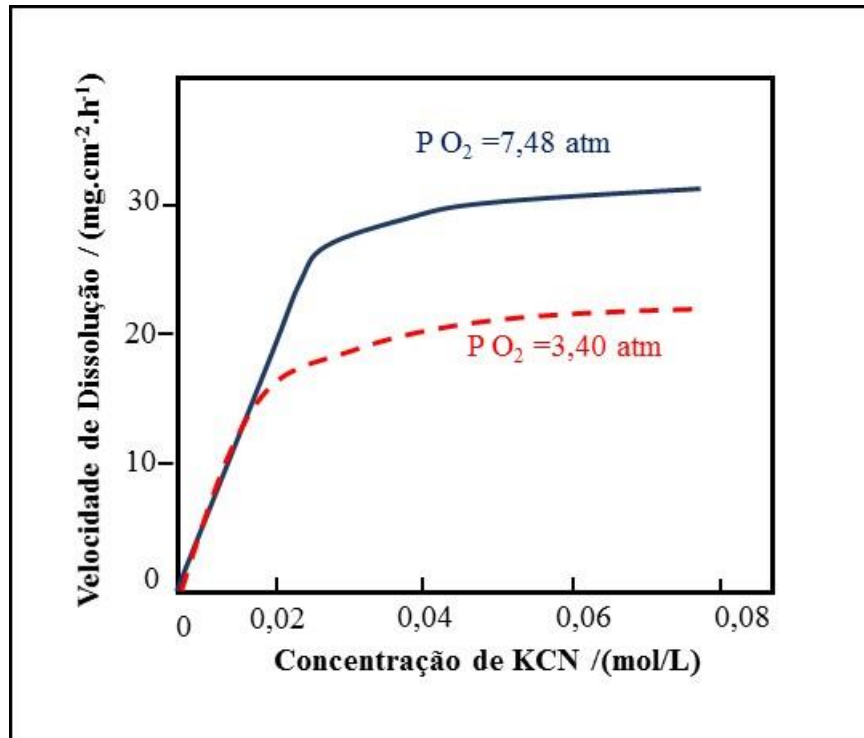
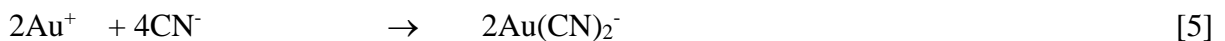


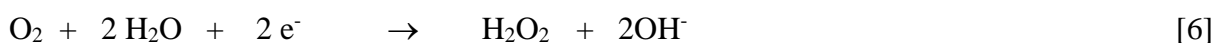
Figura 13 – Curva típica para a dissolução de ouro a 25°C. Efeito da pressão de oxigênio e concentração de cianeto de potássio na velocidade de dissolução. Fonte: MAÚRTUA, 2013, modificado.

Habashi, em 1967 (PAYANO, 2011), propôs um mecanismo, representado na Figura 14, para a dissolução do ouro e prata em cianeto. Para o ouro utilizou a equação [2] proposta por Bodlander e sugeriu as seguintes semi-reações [4] e [5] para a região anódica e [6] para a região catódica.

Reação Anódica



Reação Catódica



A reação físico-química conforme equação [2] e representada na Figura 14 envolve fases sólidas e líquidas e podem ser consideradas em cinco etapas.

- 1 – Difusão dos reagentes desde a fase aquosa até a interface sólido-líquido;
- 2 – Adsorção dos reagentes na superfície do sólido;
- 3 – Reação na superfície do sólido;
- 4 – Dessorção dos produtos da reação na superfície do sólido;
- 5 – Difusão dos produtos da interface sólido líquido até a fase aquosa.

Os tempos para as etapas 1 e 5 são controlados pela velocidade de difusão, caso estas etapas sejam as etapas controladoras do processo. Seria necessária maior agitação pois assim diminuiria a espessura da camada limite de Nernst. Para as etapas 2, 3 e 4, estas são em função das reações químicas, caso se deseje aumentar a velocidade destas um aumento de temperatura seria aconselhável.

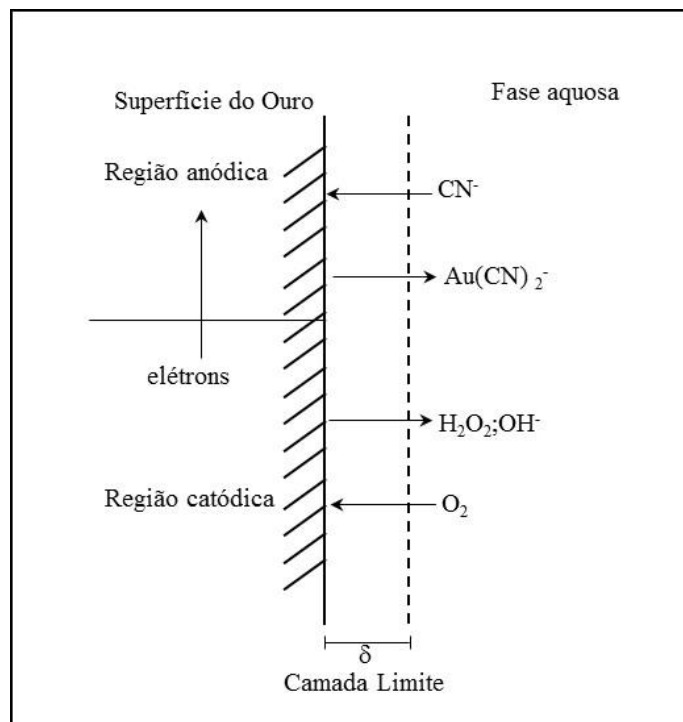


Figura 14 – Representação esquemática das reações para produção de ouro. Fonte: PAYANO, 2011, modificado

Sendo assim, a reação de lixiviação de ouro necessita da presença de íons cianeto disponíveis e também da presença de oxigênio.

O diagrama Eh-pH (Figura 15) para o sistema CN^- - H_2O indica as regiões de predominância de HCN e CN^- fora do campo de estabilidade da água enquanto que HCNO e CNO^- são estáveis no campo de estabilidade da água. Assim sendo, a reação de oxidação do cianeto a cianato ocorreria de forma espontânea conforme as equações [7] e [8]:

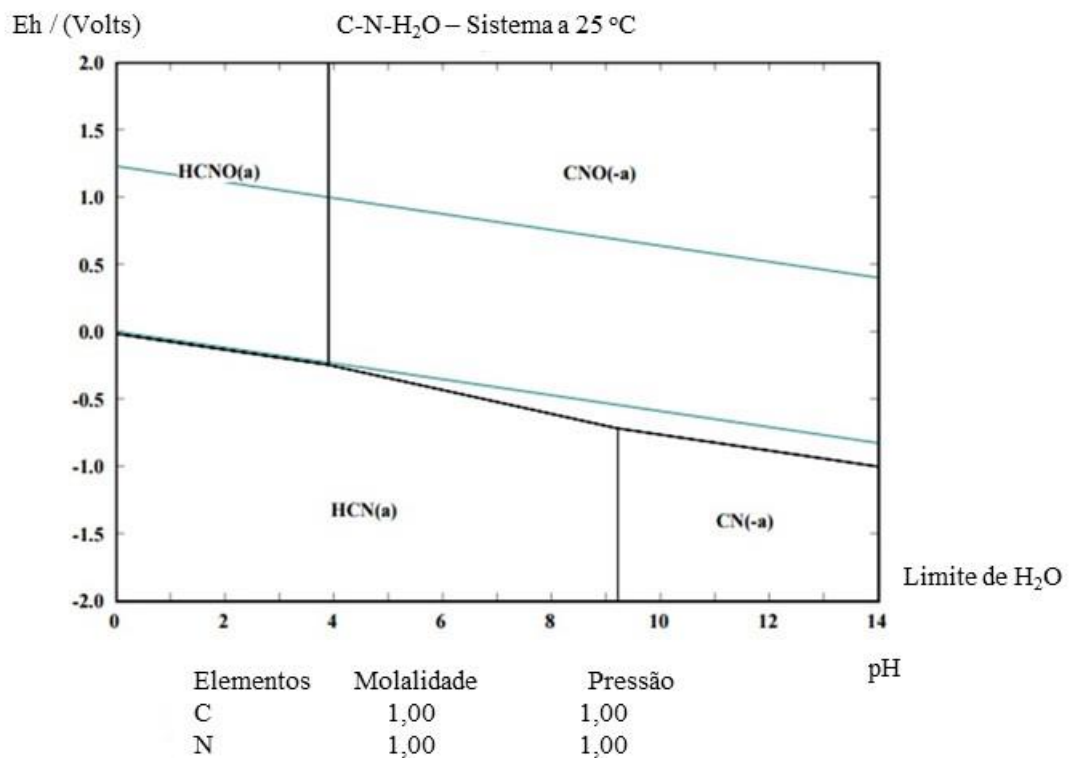


Figura 15 – Diagrama Eh(v) versus pH para o sistema CN-H₂O a 25°C HSC (5.1).

Na prática, a transformação de cianeto a cianato ocorre porém com cinética lenta o que possibilita a reação de cianetação com o ouro com a formação do íon dicianoaurato $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ que é bastante estável em solução aquosa em toda faixa de pH (Figura 16).

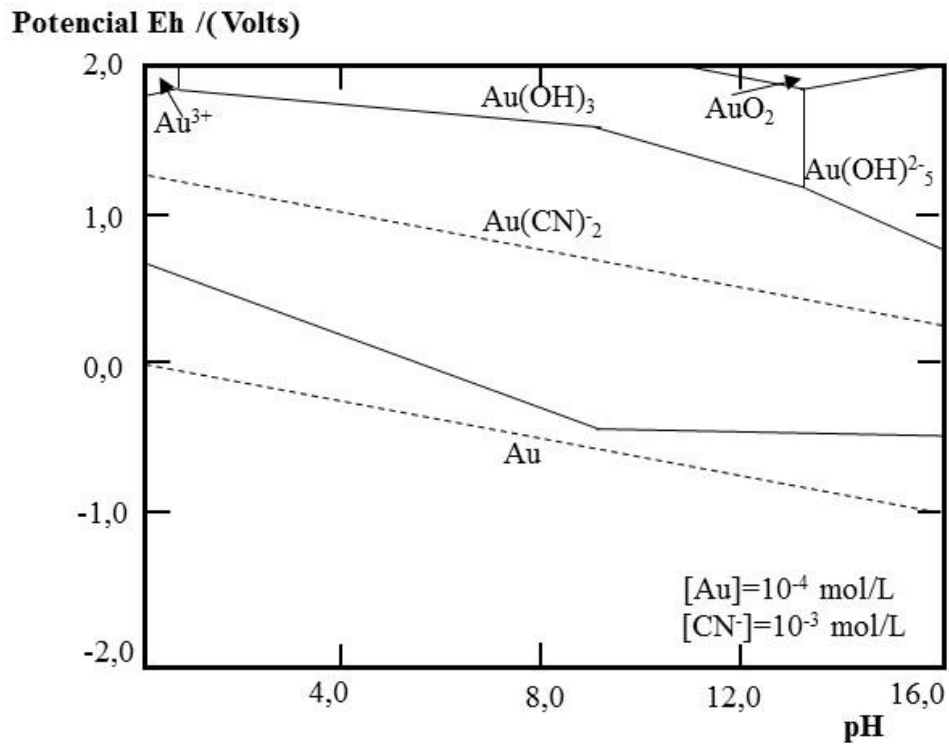


Figura 16 – Diagrama Eh(v) versus pH para o sistema Au-CN-H₂O a 25°C.

Um grande ponto de atenção é a conversão do cianeto em ácido cianídrico, o que, na prática é assegurado ou evitado com valores de pH na faixa de 10,5 ou superior (JOHNSON, 2015; ROENICK, 2013; MAURTUA, 2013) e pelos equipamentos de monitoramento utilizados pelos operadores em casos indicados pelo setor de Saúde Ocupacional e Segurança do Trabalho. A Figura 17 indica a curva de distribuição de espécies para o sistema HCN-H₂O.

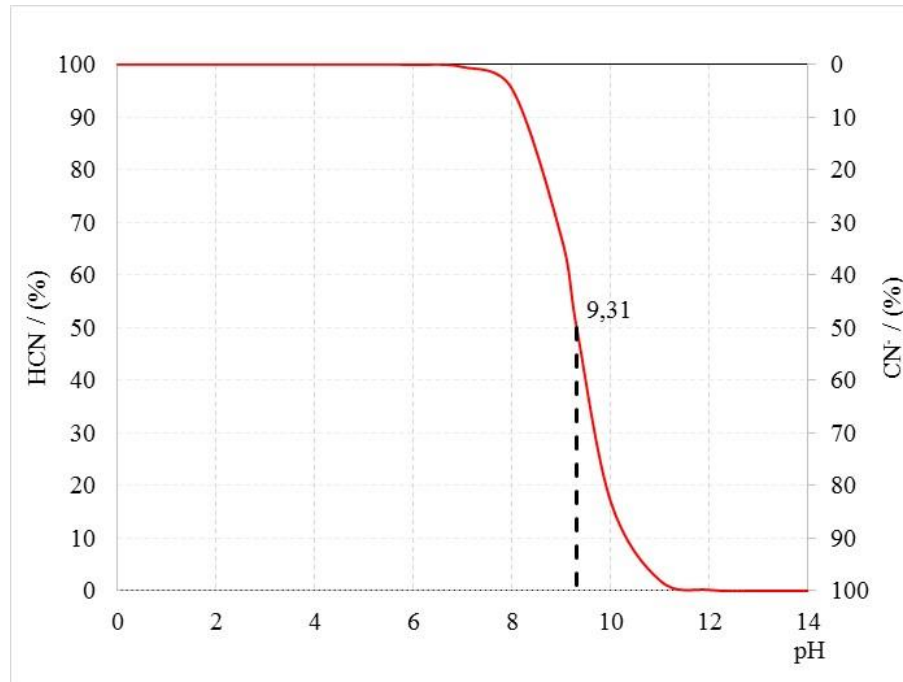


Figura 17 –Especiação do Cianeto e Ácido Cianídrico em função do pH.

Habashi, em 1967 (PAYANO, 2011), propôs também uma equação, [9], para a velocidade da dissolução do ouro coerente ao mecanismo de difusão do cianeto e do oxigênio, pela camada limite de Nernst, até a interface da reação.

$$v \left(eq. \frac{g}{s} \right) = \frac{2 \cdot A \cdot D_{CN^-} \cdot D_{O_2} \cdot [CN^{-1}] \cdot [O_2]}{d \{ D_{CN^-} \cdot [CN^{-1}] + 4 \cdot D_{O_2} \cdot [O_2] \}} \quad [9]$$

Onde:

A é a área superficial do disco de ouro em contato com a fase aquosa em cm^2 ;

$D_{CN^{-1}}$ e D_{O_2} são respectivamente os coeficientes de difusão das espécies CN^{-1} e O_2 em cm^2/s ;

$[CN^{-1}]$ e $[O_2]$ são as concentrações respectivas das espécies CN^{-1} e O_2 em mol/cm^3 e

d é a espessura da camada limite de Nernst em cm.

Para baixas concentrações de cianeto em relação a concentração de oxigênio, a equação [9] assume a forma da equação [10]:

$$v \left(eq. \frac{g}{s} \right) = \frac{A \cdot D_{CN^{-1}} \cdot [CN^{-1}]}{2d} = K_1 [CN^{-1}] \quad [10]$$

Enquanto que para altas concentrações de cianeto em relação a concentração de oxigênio, a equação [9] assume a forma da equação [11]:

$$v \left(eq. \frac{g}{s} \right) = \frac{2 \cdot A \cdot D_{O_2} \cdot [O_2]}{d} = K_2 [O_2] \quad [11]$$

A maior velocidade de dissolução do ouro ocorre quando:

$$D_{O_2} = 2,76 \times 10^{-5} \text{ cm}^2/\text{s} \text{ e}$$

$$D_{CN^{-1}} = 1,83 \times 10^{-5} \text{ cm}^2/\text{s}$$

Obtém-se que a relação das concentrações de cianeto e oxigênio para velocidade máxima ocorre quando a relação é igual a 6.

$$K_1 [CN^{-1}] = K_2 [O_2] \quad \text{ou} \quad \frac{[CN^{-1}]}{[O_2]} = \frac{K_2}{K_1} = 6 \quad [12]$$

Esse valor está de acordo com os valores práticos que variam na faixa de 4,7 a 7,4 (CIMINELLI, 2002).

Com base na cinética da reação e na termodinâmica, são vários os fatores que contribuem para o aumento ou redução da velocidade de dissolução de ouro por cianeto.

Os parâmetros ótimos de concentração de cianeto de sódio, hidróxido de cálcio dosado ao minério, razão de aplicação da solução de alimentação e o cálculo da recuperação atingida são questões que foram estudadas em ensaios pilotos de lixiviação (ROENICK, 2013; HECK, 2012; VILLAS BOAS et al., 2002). Entretanto, a realização constante de ensaios pilotos é necessária para otimização contínua dos parâmetros envolvidos no processo de lixiviação em pilhas com cianeto, uma vez que cada depósito mineral é único (MARSDEN e HOUSE, 2006). A granulometria adequada, que permite uma rápida e ótima lixiviação é de -1/4" (6,35 mm) até -3/4" (19mm) (PAYANO, 2011; GUILBERT e PARK, 1986; MURR et al. 1981; e MURR

1980). Cabe ressaltar também que a operação unitária de redução de tamanho do mineral e a etapa de aglomeração para a formação das pilhas de lixiviação podem gerar custos adicionais e ou inviabilizar o processo caso não tenham um controle adequado ((NIKHIL et al., 2013).

Na Tabela 20 são apresentados alguns parâmetros operacionais de uma planta de lixiviação em pilhas de minerais de baixo teor de ouro localizadas no Peru.

Tabela 20 – Tabela com parâmetros de lixiviação em pilhas de minerais de ouro de baixo teor em 4 pilhas na mineração YANACocha - Lima - Peru. Fonte: MANRIQUE, 2005.

Pilha de Lixiviação	Tempo de ciclo (dias)	Dosagem de Cal (Kg/TM)	Razão de aplicação de solução (L/ (h.m ²))	Recuperação (Au) (%)
Maqui-Maqui	45	0,55	8,0	82,4
Carachugo	60	0,75	10,0	85,0
Yanacocha	60	0,75	10,0	74,7
La Quinoa	75	0,75	10,0	76,7

3.5.6 Cianetação, aspectos ambientais, de saúde e segurança

O cianeto, naturalmente, pode ser encontrado em cerca de 2.000 fontes (WHO, ECEH, 2000). As principais formas de cianeto produzidas pelo homem são: cianeto de hidrogênio gasoso (HCN) e o cianeto de sódio (NaCN), utilizado na extração de ouro, e cianeto de potássio (KCN), ambos sólidos. Na atualidade, o ser humano está em contato direto com cianeto seja pelos alimentos, bebidas, fumo, medicamento (AKCIL e KUYUCAK, 2013; USEPA, 1976). A Tabela 21 apresenta os teores de cianeto presente em alguns materiais.

A indústria de mineração e metalurgia é responsável pelo consumo de cerca 13% do cianeto total produzido mundialmente (AKCIL e KUYUCAK, 2013) sendo que os 87% são aplicáveis nas demais indústrias químicas, de plásticos e derivados, produção de seda sintética, produção de medicamentos e produtos farmacêuticos, produtos agrícolas, cosméticos, dentre outros.

Tabela 21 – Tabela com alguns materiais utilizados pelo ser humano e os seus teores de cianeto. Fonte: AKCIL e KUYUCAK, 2013.

Material	Concentração de Cianeto
Fumaça de Cigarro	0,5 mg / cigarro
Gases de combustão de alguns veículos	7-9 mg/Kg de combustível
Sal de mesa	20mg /kg de sal
Feijão de Lima	10-300 mg / 100 g de tecido da planta
Mandioca	104 mg /100g de tecido vegetal
Cereja selvagem	140-370 mg / 100 g de tecido vegetal
Sucos de frutas embalados	0,03-15,84 mg /L de suco (Laranja e cereja)
Amêndoas	297mg/ kg de amêndoa
Produtos contendo amêndoas	50 mg/kg de produto.

Considerando a grande capacidade complexante do íon cianeto, capaz de formar diversos compostos estáveis com praticamente todos os metais pesados em baixa concentração. Leiva (2012) indica que existem mais de 2.000 fontes naturais de cianeto (alguns artrópodes, insetos, bactérias, algas, fungos e plantas) bem como inúmeros produtos orgânicos comuns produzidos pelo homem, tais como plásticos, telas sintéticas, fertilizantes, herbicidas, tintas, produtos farmacêuticos e cianeto de sódio utilizado na indústria de ouro.

A constante preocupação com a saúde e segurança dos trabalhadores e os cuidados com o meio ambiente coloca o cianeto de sódio na lista da substâncias tóxicas que podem ser letais se ingeridas ou inaladas em quantidades suficiente. Isso não é peculiaridade do cianeto de sódio pois isto ocorre para uma variedade de substâncias utilizadas na indústria modernas. Para isso o conhecimento dos procedimentos adequados para manipulação e dosagem das soluções preparadas devem estar adequados e com atitudes responsáveis para o uso seguro e benéfico além de garantir reuso de águas industriais e descarte adequados as normas ambientais vigentes em cada região ou país. A Tabela 22 indica os limites para descarte de efluentes para o Uruguai, Brasil e Chile com valores mínimos de 0,2 g/L e máximos de 1 mg/L para as concentrações de Cianeto.

Considerando que para o processamento de 1m³ de minério requer um mínimo de 1,3 m³ de água (KUYUCAK, 2009; KUYUCK e PALKOVITS ,2009), a gestão da qualidade das águas de processo e descartes ganham uma importância significativa para adequação dos limites de

descarte como estabelecidos na Tabela 22. Assim, são necessárias algumas operações unitárias para adequação dos padrões de lançamento. O processo de degradação natural para efluentes em bacias ainda é conhecido por ser o método mais comum, mas vem sendo substituído parcialmente ou completamente por processos químicos. A Tabela 23 apresenta os principais métodos de oxidação do cianeto utilizados atualmente na indústria enquanto a Tabela 24 apresenta outros métodos também aplicáveis.

Tabela 22 – Parâmetros legais para o cianeto presente no descarte de efluentes. Fonte: MVOTMA, 2012; CONAMA, 2011; LEGISLACIÓN CHILENA, 2001.

País	Padrão Legal	Legislação
Uruguai	1 mg/L	Decreto 253/79.
Brasil	1,0 mg/L cianeto total 0,2 mg/L cianeto livre (destilável por ácidos fracos)	Resolução 430/ 2011
Chile	0,2-1,0 mg/L dependendo do receptor (fluvial, lagoas ou mar)	Decreto 90/2001

Tabela 23 – Tabela com os principais métodos de oxidação do cianeto. Fonte: JOHNSON, 2015; AKCIL E KUYUCAK, 2013; LEIVA, 2012, PARGA & COCKE, 2001.

Tecnologia	Como ocorre	Vantagens	Desvantagens
Oxidação química por peróxidos	Oxidação do CN^- a CNO^- realizada a pH normal do efluente (aproximadamente 10)	Operação simples Precipitação de metais em forma de óxidos e hidróxidos Não reage com tiocianatos	A precipitação de ferrocianetos com cobre deve ser feita separadamente Elevado custo do reagente. Reação lenta, acelerada com adição de catalisadores.
SO_2/Ar (INCO)	Formação de CNO^- Faixa de pH 8-10 Tempo de reação 20 a 90 minutos	Baixo custo dos reagentes Tratamento de soluções aquosas e polpas Reduz a concentração de CN^- total < 1 mg/L Também oxida complexos de cobre e zinco	Adição de sulfatos à água tratada A precipitação de ferrocianetos deve ser feita separadamente Pagamento de royalty
Cloração alcalina	Ocorre em duas etapas 1ª Formação de $CNCl$ 2ª por hidrólise formação do cianato	Facilidade de manipulação e controle de dosagem Tecnologia bem estabelecida Produz cianato que é menos tóxico que o cianeto	Reação exotérmica, pode produzir combinações gasosas tóxicas A reação do Cl_2 com compostos orgânicos pode gerar organoclorados, Reage preferencialmente com tiocianato Hipoclorito, fonte de Cl_2 , requer estocagem especial Possibilidade de formação de cloroaminas (extremamente tóxico) O cloro residual pode aumentar a salinidade do efluente
Oxidação química com ozônio	Oxidação de cianetos a dióxido de carbono e nitrogênio Ocorre em duas etapas. 1ª etapa formação do CNO^- 2ª etapa formação de CO_2 e N_2	Além da oxidação do cianeto também oxida fenóis transformando-o em substância atóxica. Possível regenerar parte do cianeto Ozônio tem baixa absorvidade em água	Devido à grande instabilidade do Ozônio, faz-se necessário produzi-lo in situ. O ozônio apresenta sensibilidade a temperatura e pH. Dificuldade de manipulação e controle de dosagem Custo do reagente Custo dos equipamentos

Tabela 24 – Tabela com outros métodos utilizados de oxidação do cianeto: Fonte: JOHNSON, 2015; AKCIL E KUYUCAK, 2013; LEIVA, 2012, PARGA & COCKE, 2001.

Tecnologia	Como ocorre	Vantagens	Desvantagens
Processo Eletrolítica	Duas possibilidades: em ambos o CN^- se converte em CO_2 e N_2 . 1ª – Eletro-cloração: adição de NaCl, formação de Cl_2 e HOCl. 2ª – oxidação direta do CN^- a CNO^-	Equipamentos simples, Aplicável a soluções concentradas e diluídas, Método eficiente, redução do cianeto <1g/t, Sem geração de intermediários tóxicos Recuperação de metal presente no efluente.	Elevado custo para este tipo de tratamento. Aplicável para volumes de água menores que 100 litros Pode requerer tratamentos adicionais.
Carvão ativado	Ocorre por meio de formação de um sítio ativo de adsorção ou como catalizador de oxidação	Adsorção de até 5mg de CN^- /g de carvão em soluções alcalinas e aeradas Em presença de catalizador, Cr, pode adsorver até 25 mg de CN^- /g de carvão	O cianeto deve estar na forma de complexos metálicos para que seja eficiente
Degradação natural em bacias com resíduos	Envolve a volatilização do HCN promovida pela neutralidade gradual alcalina da água, adsorção de CO_2 atmosférico, oxidação pelo O_2 e catalisada por bactérias ou íons metálicos além da radiação solar	Aplicável nas bacias de efluentes líquidos	Muito dependente das condições climáticas: vento, radiação solar, temperatura) além da necessidade de uma grande área superficial
Tratamento biológico	Bactérias anaeróbicas e aeróbicas convertem o CN^- livre e complexados com metais a bicarbonato e amônia.	Degradação completa de uma solução de concentração de CN^- de 50mg/L em 15 horas, Degradação de 99,9% em 120 horas Bactérias aeróbicas degradam soluções de até 200 g/t de cianeto	Para Bactérias anaeróbicas as concentrações máximas são de 2 g/t.
Processo AVR – Acidificação, Volatilização e Neutralização	Acidificação com redução de pH a 2 no qual 100% está na forma de HCN posterior volatilização neutralização para pH 9-10,5.	Regeneração do cianeto que varia de 50% a 85%. Aplicável economicamente a efluentes com concentrações de cianeto total menores que 150mg/L A solução após o tratamento atinge valores de cianeto da ordem de 1,7mg/L	Para efluente com valores de descarte menores que 1,7 mg/L envolve grande custos.
Processo de Troca iônica	Resinas de troca iônica com uma base forte para remover complexos de cianetos metálicos solúveis, seguida da adição de excesso de íons metálicos deixando todo o cianeto na forma de complexos	Recuperação do cianeto para uso no processo industrial Grande efetividade para a remoção dos íons metálicos de ferro, zinco, cobre, níquel, cobalto, ouro e prata	

Dentre os métodos apresentados segundo Leiva (2012) e Akcil e Kuyucak (2013), os processos que utilizam SO_2/Ar (INCO) e troca iônica tem recebido uma grande atenção mundial devido aos baixos custos dos reagentes e aplicação. Outro processo que tem aumentado consideravelmente a sua utilização é a aplicação de peróxido de hidrogênio (AKCIL e KUYUCAK, 2013) e a cloração alcalina (LEIVA,2012). Estes apresentam resultados satisfatórios ao atendimento às normas e legislações aplicáveis bem como possuem operações simples e tecnologias bem estabelecidas nas indústrias sendo facilmente adaptáveis.

3.6 Avaliação econômica de projetos

Para a viabilidade de uma nova planta industrial é necessário levar em conta os custos de operação e instalação e verificar quais são os custos estimados para projetos dessa natureza, seja por projetos já em operação ou por projetos realizados anteriormente.

Segundo Ortiz (2001), os custos de instalação de uma planta de lixiviação em pilhas correspondem de 20% a 30 % de uma planta de lixiviação por agitação, já os custos de operação flutuam entre 30% a 65% comparando-se os mesmos processos. Dados de 2001 mostram no estado de Nevada, Estados Unidos, plantas de lixiviação em pilhas que operavam com custos da ordem de 1,70 a 5,32 US\$ por tonelada processada. Já uma planta no Peru possuiu um custo de 7,0 US\$ por tonelada processada. Os custos de processamento e administrativos para lixiviação de minérios de ouro em 2013 levaram o custo de processamento do ouro para ordem de 12,15US\$ por grama de ouro (378US\$ / Oz) (COCHILCO, 2014). Um dos itens de grande impacto no custo operacional corresponde ao custo do reagente cianeto de sódio que gira em torno de 31% dos custos totais de uma planta de lixiviação de ouro de baixo teor (MANRIQUE, 2005). A Tabela 25 apresenta algumas referências adotadas envolvendo custos na construção e operação de uma planta para processamento de 1.000.000 de toneladas de minério de baixo teor por ano em Nevada (STAR GOLD Inc., 2014)

Tabela 25 – Parâmetros considerados para uma planta industrial de lixiviação de minérios de ouro de baixo teor em Nevada, USA. Fonte: STAR GOLD Inc., 2014.

Item	Parâmetro
Reserva de minério	4.400.000 Toneladas
Tempo de operação	4,4 Anos
Recuperação de ouro	86 %
Recuperação de Prata	15 %
Capex	25.357.000 US\$
Opex da planta de lixiviação	3,65 US\$ / tonelada de minério processada
Opex	14,87 US\$/tonelada de minério processada
Contingencia	10 %

Em 1869, foi formada a primeira empresa de mineração, “Compania de Minas de Oro de Cunapirú” com o principal objetivo de trabalhar nos veios de ouro aflorantes nas encaixantes graníticas e nos aluviões (QUADROS, 2000).

Outras empresas também explotaram esses veios, desde então. Contudo somente em 1888 se instalou a Compania Goldfields of Uruguay Ltda. com objetivo de explotar a Mina de San Gregorio, maior mina conhecida da Região, trabalhando com desmonte manual do minério que seguia por aerocarril para ser processado.

A produção de ouro no período de 1889 a 1914 foi de 2.000 Kg de ouro com teores de ouro no minério de 7,5 g/t (BOSSI, 1969). A Figura 19 indica o esquema de produção de ouro desde sua lavra realizada no depósito passando por um receptor de minério que segue a um moinho e, posteriormente, a uma separação por tamanho. Finalmente, realizava-se o processo de amalgamação com recuperações da ordem de 65%, ou seja, o resíduo gerado possui cerca de 2,6 g/t de ouro.

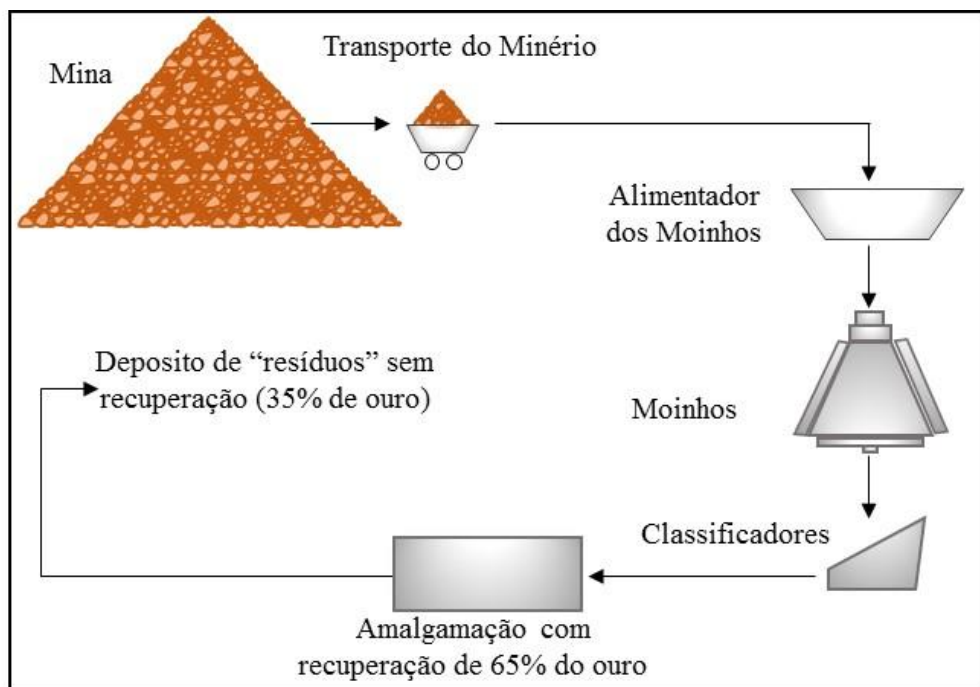


Figura 19 – Esquema da produção de ouro Mina San Gregorio durante o período de 1890 a 1914. Fonte: BOSSI, 1969 modificado.

Somente em janeiro de 1997, a empresa Uruguai Goldfields Inc. (UGI) iniciou o comissionamento de uma planta industrial utilizando o processo CIL (*Carbon in Leaching*) para

extração de ouro do minério de alto teor (2,5 g/t), que corresponde ao resíduos do minério processado no período de 1889-1914, e que atualmente pertence a Minera Orosur Mining Inc.

Atualmente, a empresa Orosur Mining Inc. é a única que possui uma planta industrial que produz ouro utilizando o processo CIL, na cidade de Minas de Corrales do Departamento de Rivera, a 455 Km da capital Montevideú, com várias minas e explorações principalmente na região da Ilha Cristalina de Rivera (ICR). A evolução da produção de ouro de Orosur, desde 2003 a 2014, segundo Salazar (2016) esta apresentado na Tabela 26.

Tabela 26 - Produção de ouro 2003-2014 OROSUR MINING Inc. Fonte: OROSUR MINING Ing., 2014.

Período Ano	Produção de Ouro (Kg)	Recuperação de Ouro (%)
2003	2.126,14	92,1
2004	1.500,46	92,9
2005	2.334,44	95,0
2006	3.150,90	93,7
2007	2.999,03	93,1
2008	2.820,09	94,4
2009	2.181,82	92,7
2010	1.743,35	93,4
2011	1.736,10	93,4
2012	1.724,94	92,8
2013	2.021,54	93,8
2014	1.874,64	94,5

A Ilha Cristalina de Rivera (ICR), 174.401 ha, Figura 20, é uma região de grande importância econômica para o Uruguai devido à ocorrência de regiões auríferas que vem sendo exploradas desde antes de 1869. A primeira empresa de mineração, formada na época, denominada Companhia de Minas de Oro de Cunapirú (MAC MILLAN 1931), com o objetivo de realizar trabalhos principalmente nos veios de ouro aflorantes nas encaixantes graníticas e aluviões (QUADROS et al, 2002).

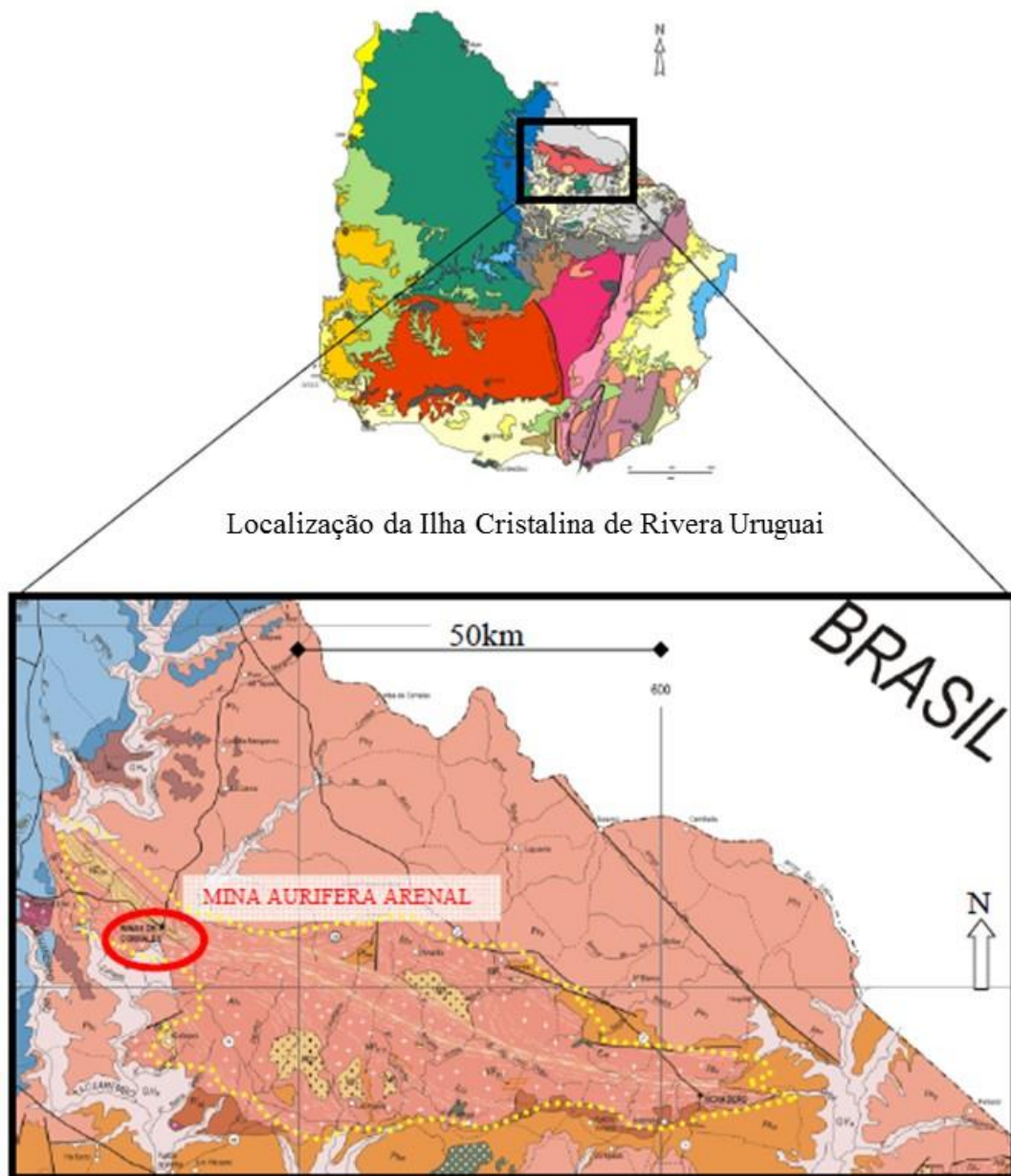


Figura 20 – Mapa com localização da Ilha Cristalina de Rivera (ICR). Fonte: Imagem modificada de HOLT, 2009.

A Figura 21 apresenta algumas explorações realizadas por Orosur na região da Ilha Cristalina de Rivera, na qual esta instalada uma planta industrial de produção de ouro, que utiliza lixiviação em tanques aplicando o processo CIL, nas proximidades da mina de *San Gregorio*.

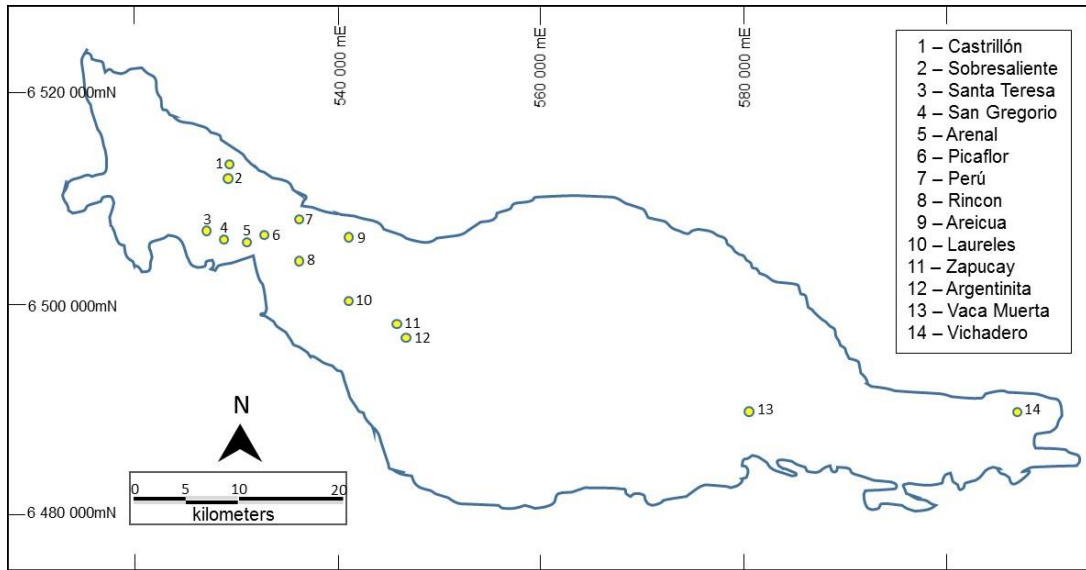


Figura 21 – Localização das explorações da Mineração Orosur na Ilha Cristalina (ICR) – Uruguai. Fonte: Adaptado da apresentação de janeiro 2015 de Orosur (OROSUR REPORT, 2015)

A zona de cisalhamento frágil/ dúctil, denominada Falha San Gregorio se estende por pelo menos uns 10Km com aproximadamente 100 metros de largura. A Figura 22 apresenta o local com a principal mineralização, em vermelho e as mineralizações secundárias em preto.

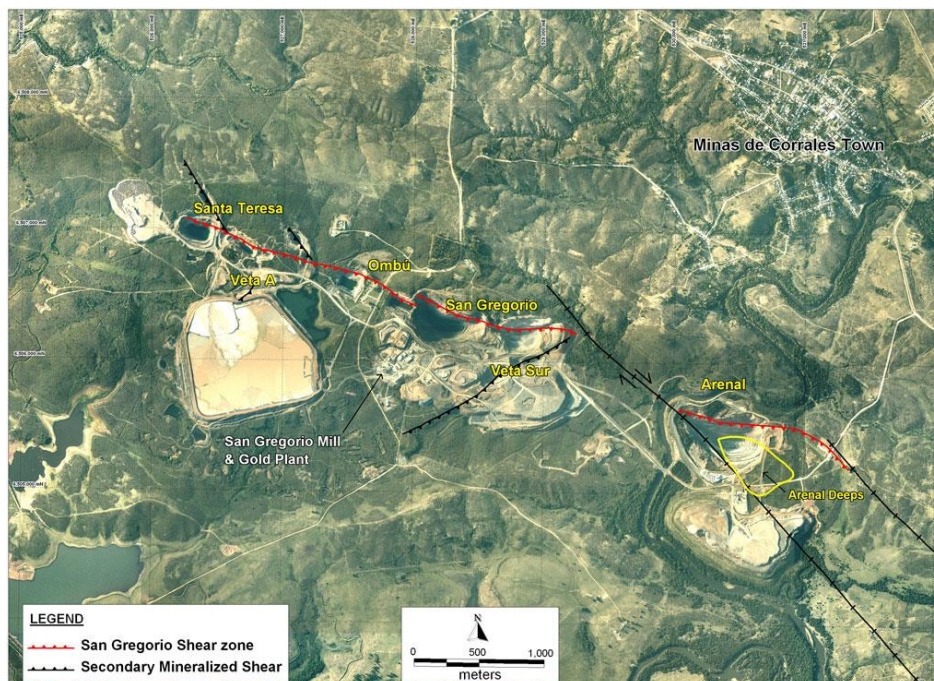


Figura 22 – Minera Orosur Mining: Fonte: OROSUR MININ Ing. , 2014

O processo produtivo da empresa Orosur Mining Inc. possui uma etapa de beneficiamento, constituída de britagem primária e moagem, a etapa de lixiviação em tanques agitados pelo processo CIL seguida das etapas de eluição/ dessorção, filtração, eletrodeposição e, finalmente, a fundição na qual produz barras de Doré, material com cerca de 60% de ouro e 40% de prata.

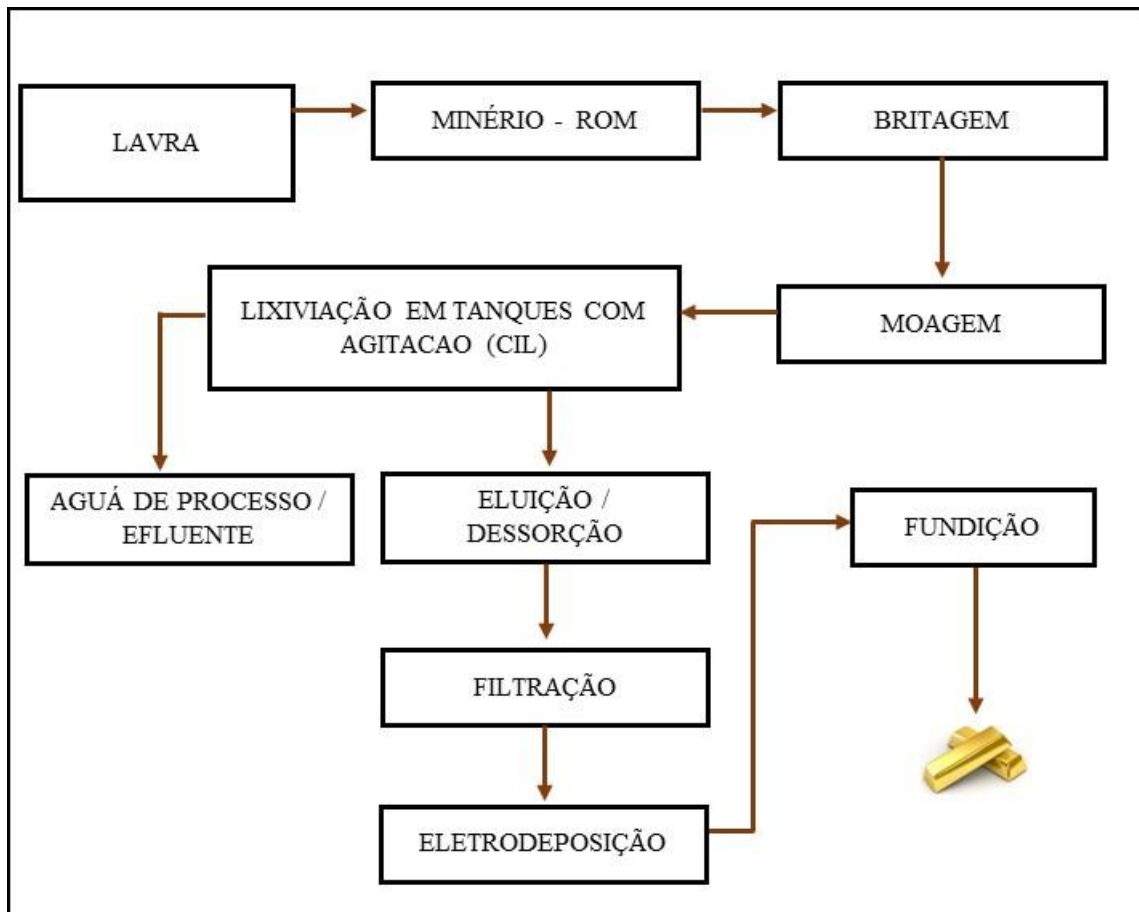


Figura 23 – Mineração Orosur Mining: Fonte: OROSUR MINING Ing., 2014.

Após o recebimento do minério na planta de beneficiamento, a primeira etapa consiste em operações que visam modificar a granulometria, concentração relativa das espécies minerais presentes ou a forma (LUZ e LINS, 2004). Orosur trabalha com um britador de mandíbula, um moinho tipo SAG, um moinho de bolas, três britadores terciários, um em operação e dois em *stand by*, e quatro ciclones, três em operação e um em *stand by*, visando a separação do mineral-minério dos minerais de ganga e adequação da polpa para seguir as demais etapas. Em 2004, iniciaram-se as explorações na mina “Arenal”, mina a céu aberto que teve sua exploração finalizada em 2009. Em 2010, se iniciaram trabalhos para avaliar viabilidade de uma exploração

agora subterrânea, daí então a primeira mina subterrânea mecanizada do Uruguai, Arenal Deeps, Figura 24, (CAGNONE, 2014).

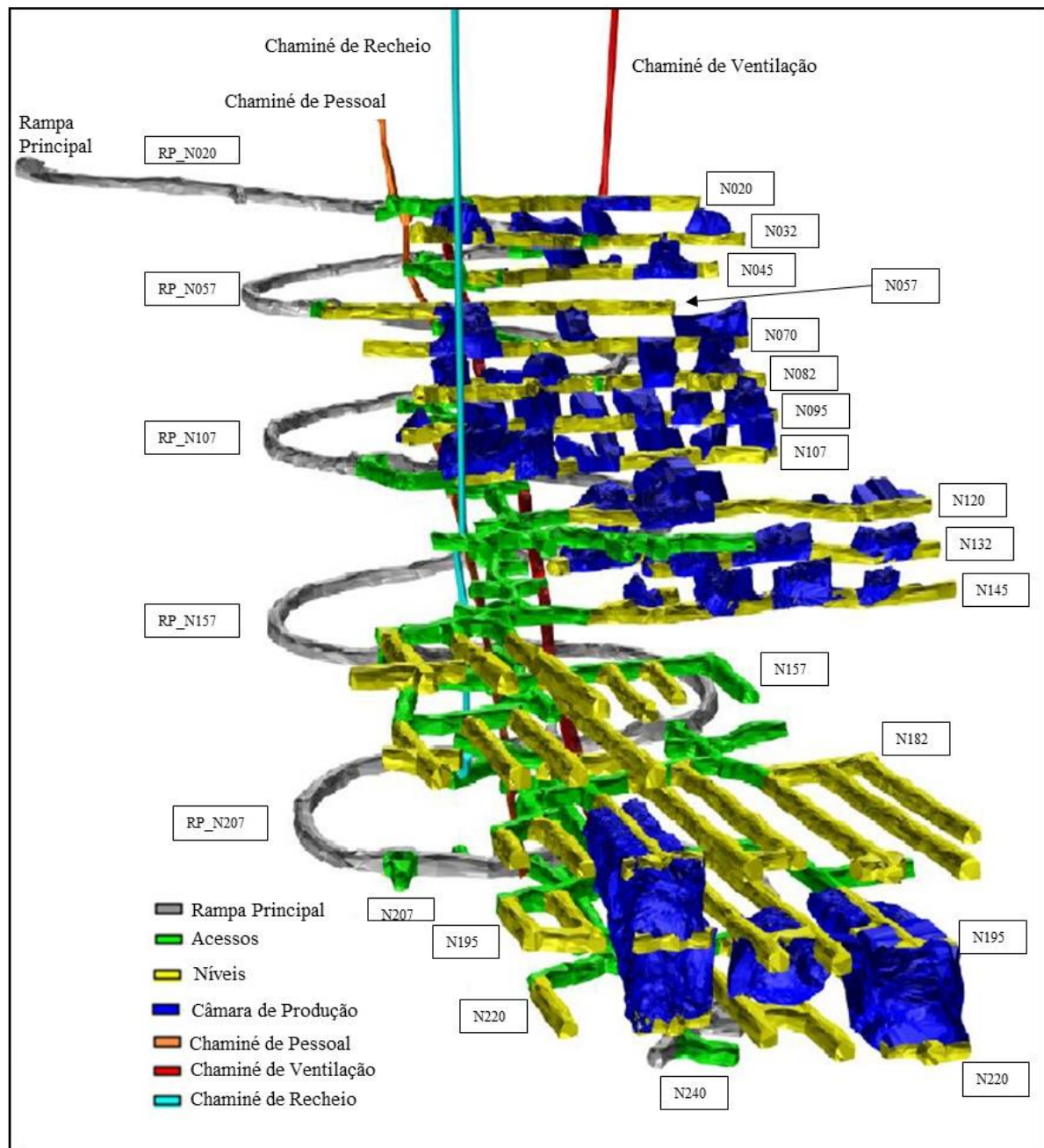


Figura 24 – Vista isométrica Mina Arenal Deeps. Fonte: (CAGNONE, 2014).

A Figura 25 apresenta a geologia do distrito de San Gregorio com algumas de suas principais minas (RISTORCELLI e RONNING, 2010).

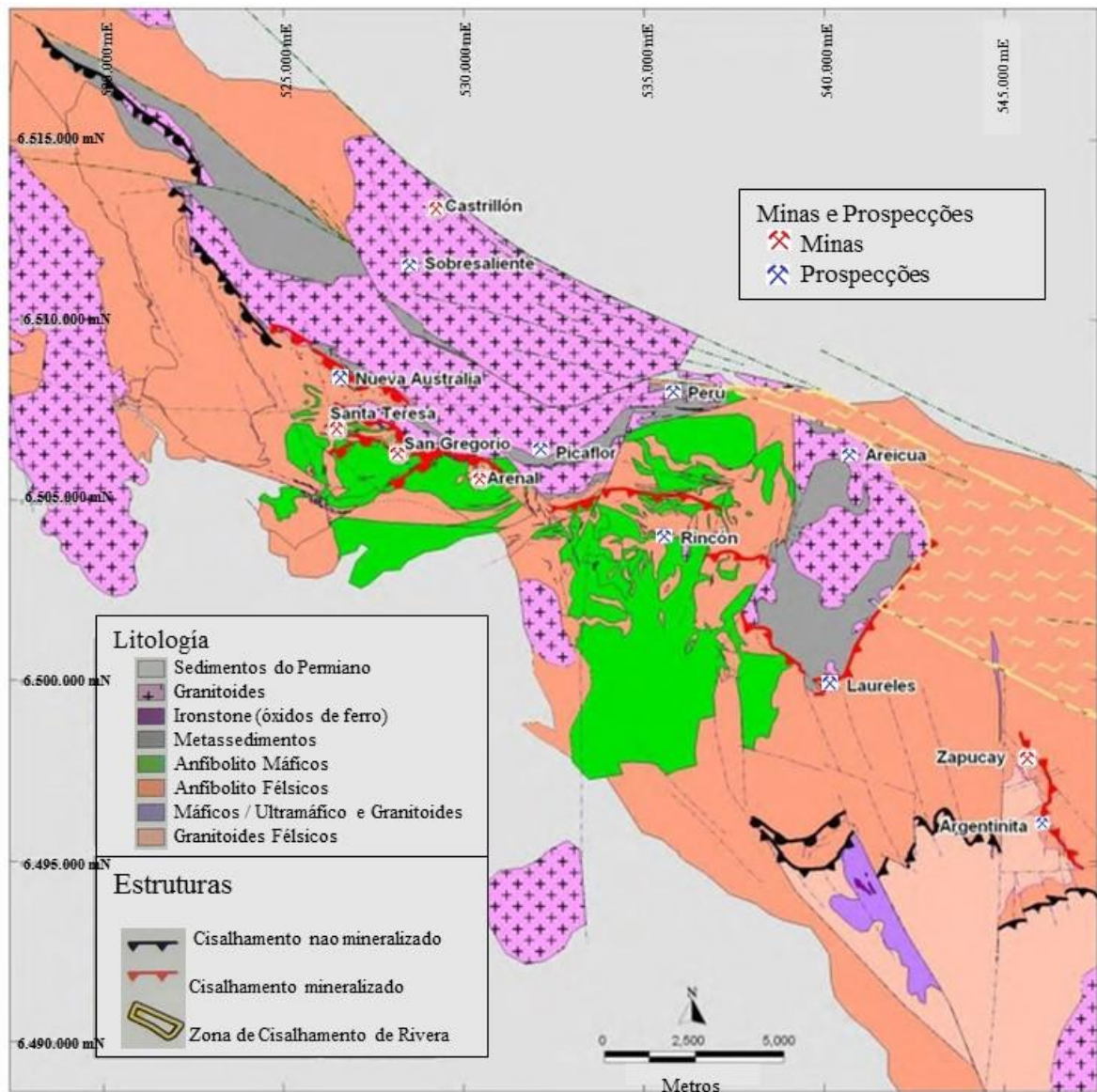


Figura 25 – Mapa geológico do distrito de San Gregorio. Fonte: RISTORCELLI e RONNING, 2010.

Lima (2005), em um trabalho interno para UME (Uruguay Mineral Exploration Inc.), realizou algumas análises petrográficas de 5 amostras de rocha portadoras de mineralizações auríferas, utilizando os métodos de microscopia ótica de luz transmitida/refletida e também microscopia eletrônica de varredura para os minerais finos (<20 μm) (HOLT, 2009; CAGNONE, 2014). Os resultados são apresentados na Tabela 27.

Tabela 27 – Composição mineralógica amostras da mina Arenal Deeps. Fonte: HOLT, 2009; CAGNONE, 2014.

Componente	Faixa de composição (%)
Quartzo	22-27
Feldspato alcalino	50-53
Plagioclasio	6-8
Minerais opacos	2-11
Produtos de Alterações	4-18
Zircão (ZrSiO ₄) + apatita	< 1%

Lima (2005) indica a presença de grãos de ouro e prata nativos (Figura 26) disseminados na matriz com tamanhos médios de 2,5 µm para o ouro e de 6 µm para a prata. Também indica a presença de ouro Electrum (Figura 26) disseminado na rocha como inclusão de pirita e ou preenchendo fraturas de pirita com tamanho médio que varia entre 5 µm a 0,1 mm conforme indica a Figura 27 e Figura 28, respectivamente. O ouro electrum presente nas fotomicrografias possui teores de prata superiores a 30%, podendo chegar a 55%, sendo constituído basicamente de ouro e prata segundo Cagnone (2014), Feliu (2007) e Allan e Woodcock (2001).

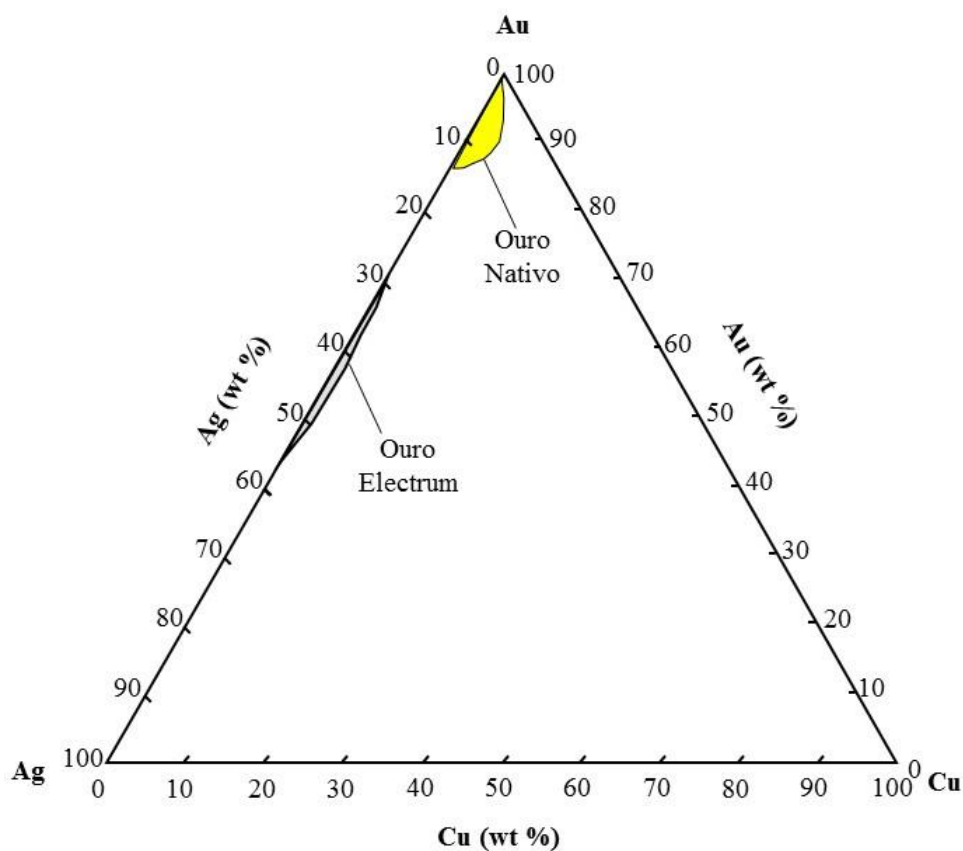


Figura 26 – Diagrama ternário para os elementos Ouro-Prata-Cobre (m%) indicando o ouro nativo e o ouro electrum.

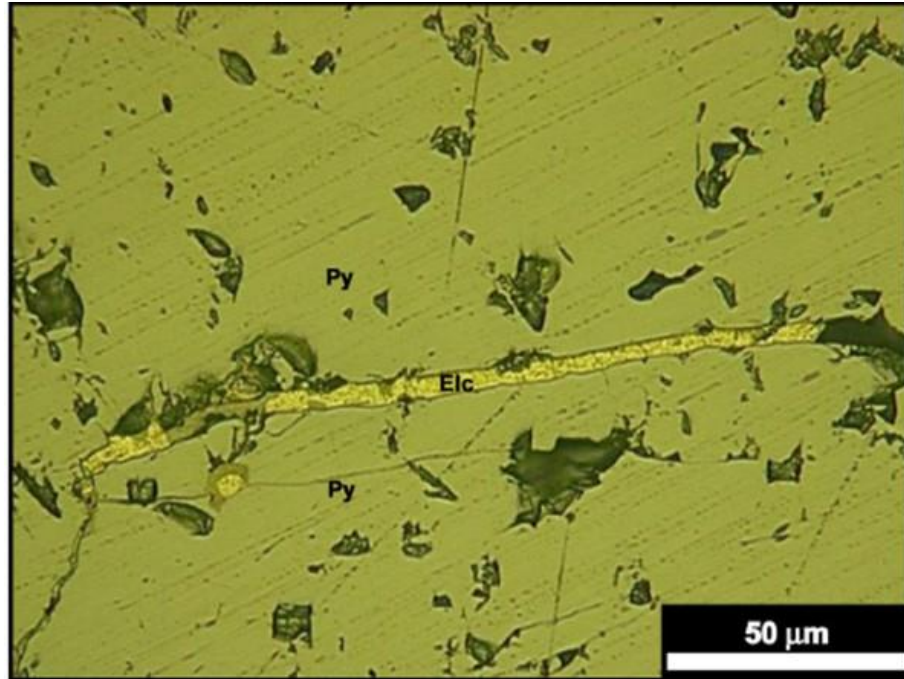


Figura 27 – Fotomicrográfica (N//) com detalhe de Electrum (Elc) preenchendo fratura em pirita (Py). Fonte: LIMA, 2005.

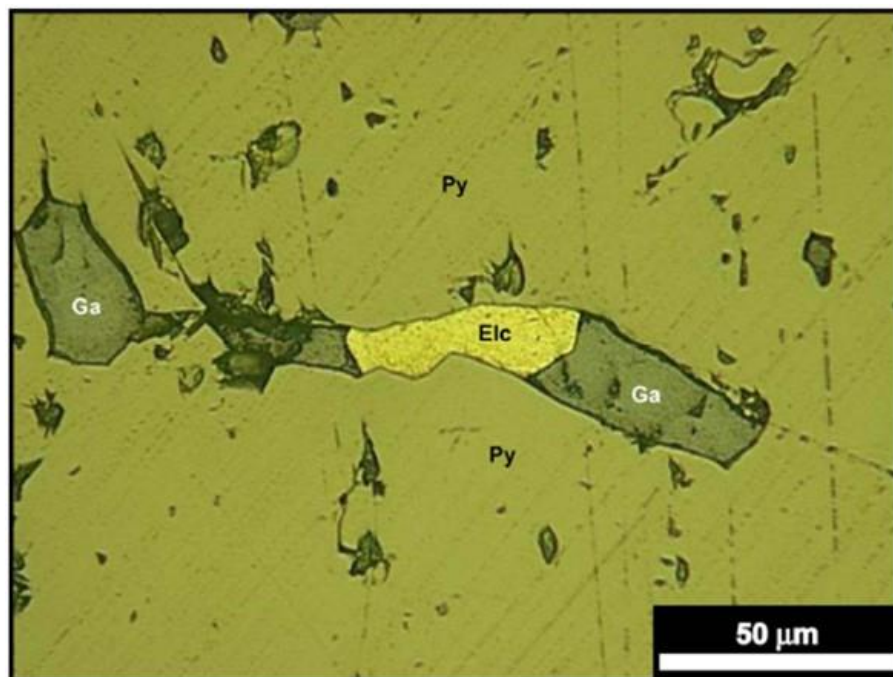


Figura 28 – Fotomicrográfica (N//) com inclusões de galena (Ga) junto ao Electrum (Elc) em grãos de pirita (Py). Fonte: LIMA, 2005.

A Figura 29 mostra os resultados de análise por microscopia eletrônica de varredura (MEV) e espectroscopia de energia dispersiva (EDS) evidenciando a presença de grãos de ouro electrum e este possui conteúdo de ouro na faixa de 34% a 40% e prata de 55% a 66% (CAGNONE, 2014).

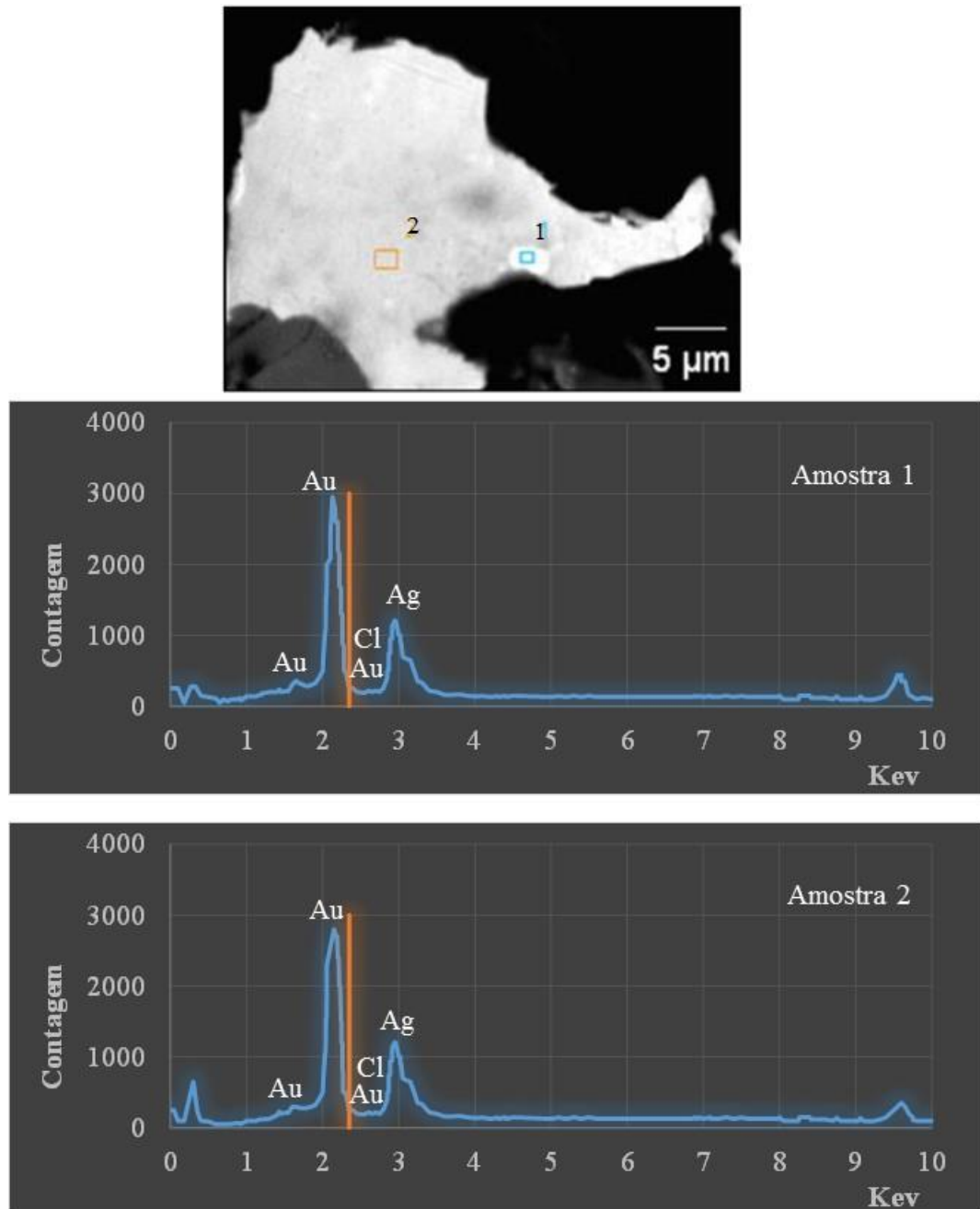


Figura 29 – Micrografia obtida por MEV com elétrons retroespalhados em grão electrum, com análise semi-quantitativa por EDS, sendo os teores: na porção branca (1) Ag= 56,70% e Au=42,77%; na porção cinza clara (2) Ag=61,04% y Au=38,01%. Fonte: LIMA, 2005

Em 2013, Pasari e Purushothaman apresentaram resultados para a mina de Areal com os teores de ouro e o estéril para essa mina (Figura 30) idicando minérios com teores de ouro de 1,25 g/t a valores superiores a 10g/t.

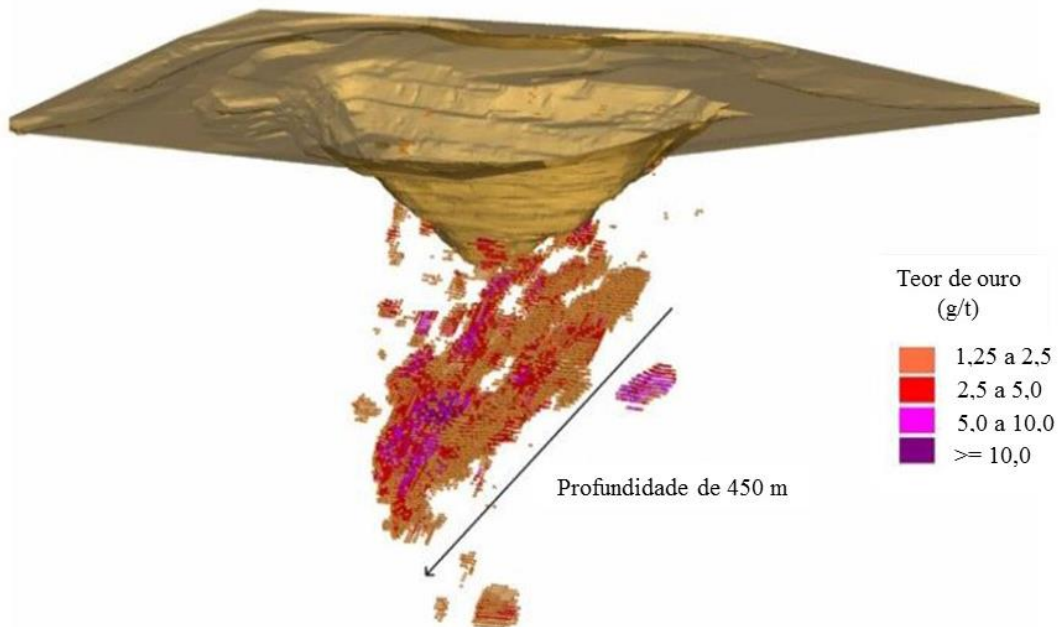


Figura 30 – Vista oblíqua, olhando de Noroeste, da Mina de Arenal Deep com os teores de Ouro. Fonte: PASARI e PURUSHOTHAMAN, 2013.

A Figura 31 apresenta um esquema preliminar da localização das canaletas com as classificações dos teores de cabeça de ouro de baixo teor, alto teor e estéril (CAGNONE, 2014).

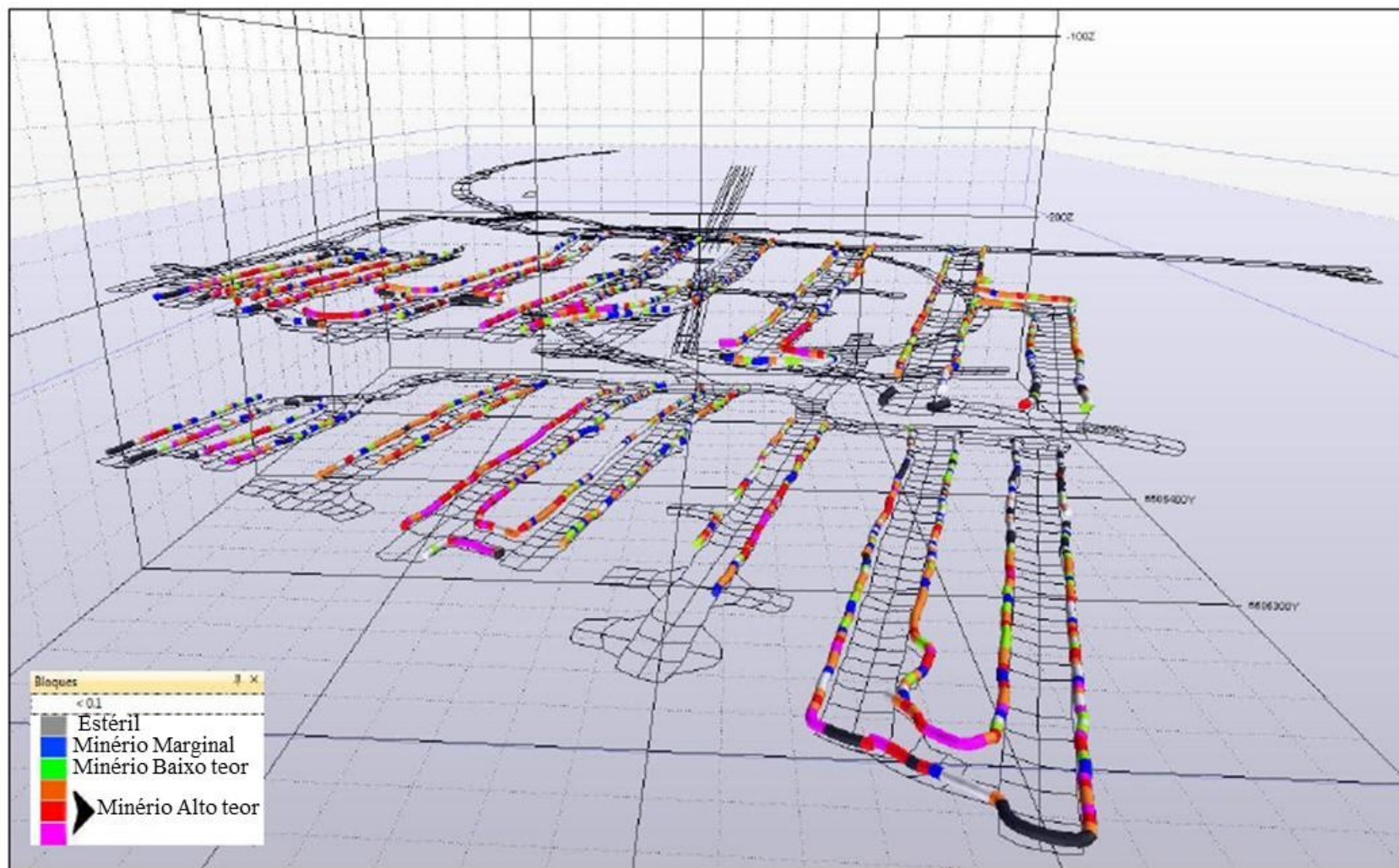


Figura 31 – Vista isométrica das canaletas dos níveis 182 e 157. Fonte: CAGNONE, 2014

Considerando que os teores de minério disponível estão diminuindo com o passar do tempo e que alguns destes, classificados como de baixo teor, podem ser reservados para projetos futuros fez-se necessário realizar uma investigação com a intenção de se obter uma rota alternativa para lixiviação de ouro para minérios de baixo teor para uma planta industrial com processo CIL (*Carbon in Leaching*) na região da Ilha Cristalina de Rivera (ICR).

5 MATERIAIS E MÉTODOS

O materiais e métodos estão dividido em dois itens principais. O item 5.1 descreve os materiais e métodos desenvolvidos para os ensaios hidrometalúrgicos realizados em frascos (*rolling bottles test*) de 20 litros e colunas de 3 metros enquanto que o item 5.2 descreve a metodologia utilizada para a avaliação econômica do projeto para lixiviação em pilhas de minérios de ouro de baixo teor.


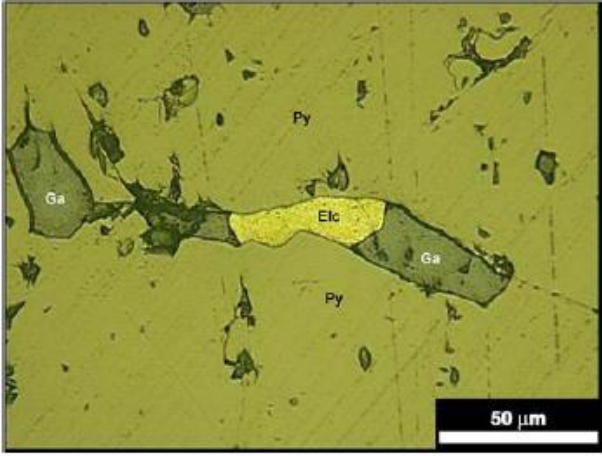
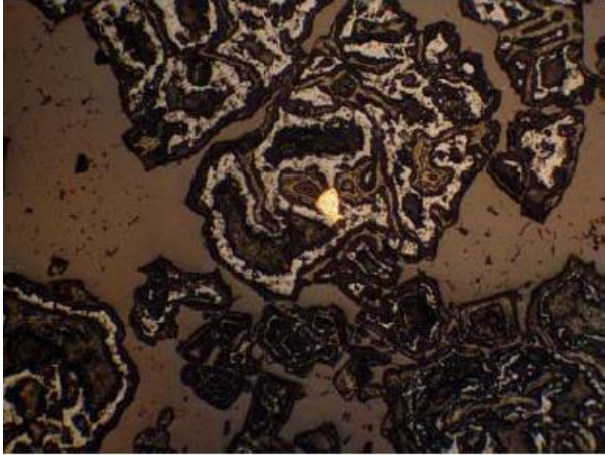
5.1 Ensaio de Lixiviação

Os ensaios foram divididos em duas etapas: a primeira com teste em frascos de 20 litros, segundo a técnica *rolling bottles test*, para estabelecer alguns parâmetros tais como: granulometria do minério, taxa de alimentação de acordo com as características de lixiviação dos diferentes tipos de minérios, aqui classificados como A, B, C e D, segundo origem, e escolha do minério que seguiria para a segunda etapa com ensaios em colunas de 3 metros de altura e 0,22 m de diâmetro.

5.1.1 Mineralizações das amostras

Foram selecionados 4 minérios de minas distintas, localizadas no norte do Uruguai, que possuíam amostras para seguir para as etapas de testes em frascos e em colunas. A Tabela 28 indica as mineralizações dos minérios utilizados nos testes A imagem A por macrografia e a imagem B por fotomicroscopia. No minério A o ouro pode se apresentar de duas formas: na pirita como “electrum” preenchendo as fraturas e como ouro livre com a grande vantagem que na maioria das vezes está como pátinas (fina camada que cobre o minério) nas fraturas das rochas em veios de quartzo.

Tabela 28 – Mineralizações dos minérios escolhidos para os ensaios em de frascos. Fonte: HOLT 2009.

Minério	Tipo de mineralização	Imagem
A	Zonas de Fratura + Quartzo (intrusivo)	
B e C	Zonas de Cisalhamento (Embasamento)	
D	Zonas de Fratura + Quartzo (Embasamento)	

5.1.2 *Preparação das amostras de minério*

A preparação das amostras consistiu na etapa de adequação do minério para início dos testes quais sejam: umidade, granulometria, pH, quantidade de sólidos, dentre outros. Basicamente envolveu as etapas de secagem e cominuição à granulometria de teste, seja para os ensaios em frascos, colunas ou determinação de ouro e prata da amostra cabeça. A seguir descrevem-se os fluxos seguidos em cada etapa.

5.1.2.1 *Preparação das amostras para ensaio em frascos*

Para adequação às granulometrias dos ensaios em frascos, 75 μ m, 106 μ m e 150 μ m, segundo Coetzee (2011), para cianetação, em um período de 36 horas com concentração de cianeto de 1.000 mg/L foram realizadas as seguintes etapas:

- 1 Recebimento das amostras de minério no laboratório com identificação da origem, quantidade (aproximadamente 80 quilogramas) e características visuais;
- 2 Homogeneização - O material recebido foi homogeneizado e quarteado em lona, formando 4 porções de igual tamanho e, posteriormente, seguindo para secagem.
- 3 Preparação das amostras para secagem - Distribuição das amostras em bandejas de aproximadamente 6 quilogramas devidamente identificadas em massa e origem, para secagem em estufa;
- 4 Secagem - Envio das amostras para a estufa convectiva (LABTECH ESSA/ DO2ME) – As amostras permaneceram durante 6 a 12 horas (dependendo da umidade) a uma temperatura de 15°C, indicando massa inicial e final;
- 5 Adequação de Granulometria:
 - a. Primeira redução de tamanho: Após retirado da estufa, o material passa pelo britador de mandíbulas JC 2000, para 80% a 90% passante a granulometria de 63,5 mm a 95,25mm;
 - b. Segunda redução: O material passa pelo britador de mandíbulas JC 2500, para 80% a 95% passante a granulometria de 1,7 mm a 20 mm;

- c. Terceira redução: O material passa pelo britador de rolos para 80% a 90% passante a granulometria de 1,18mm;
- d. Quarta redução: O material passa pelo moinho de discos para granulometrias 80% a 95% passante a granulometria de 75 μ m a 150 μ m.

Realizadas as 5 etapas, descritas anteriormente, o minério está disponível para os testes em frascos. Antes de iniciar os testes, determinaram-se os teores de ouro e prata pelo método de perda ao fogo seguido de espectrometria de absorção atômica (Espectrômetro Varian Spect AA 240 ou Thermo scientific / ICE 3300) que segue as 5 etapas anteriores além das etapas 6,7 e 8 descritas a seguir:

- 6 O produto obtido no item 5 é quarteado por meio de um quarteador tipo rifle para gerar as amostras de cabeça de 1kg.
- 7 O minério quarteado passa pelo pulverizador (LABTECH ESSA / LM5) até obter um produto com granulometria 95% passante na malha de 0,106 mm.
- 8 Envia-se o material pulverizado a um quarteador mecânico rotativo (LABTECH ESSA / UNIQUE B 1000) obtendo-se uma amostra de aproximadamente 200 gramas para determinação da perda por calcinação (*Fire Assay*) e posterior determinação os teores de Au e Ag.

O ensaio de perda ao fogo parte de uma amostra de 200 gramas com granulometria 95% menor que 106 μ m do qual retira-se uma amostra de 25 gramas para o teste e os 175 gramas restante são armazenados como contraprova. A Figura 32 indica as etapas seguidas no ensaio de perda ao fogo para preparar a amostra para determinação do teor de ouro por espectrometria de absorção atômica (Espectrômetro Varian Spect AA 240 ou Thermo scientific / ICE 3300).

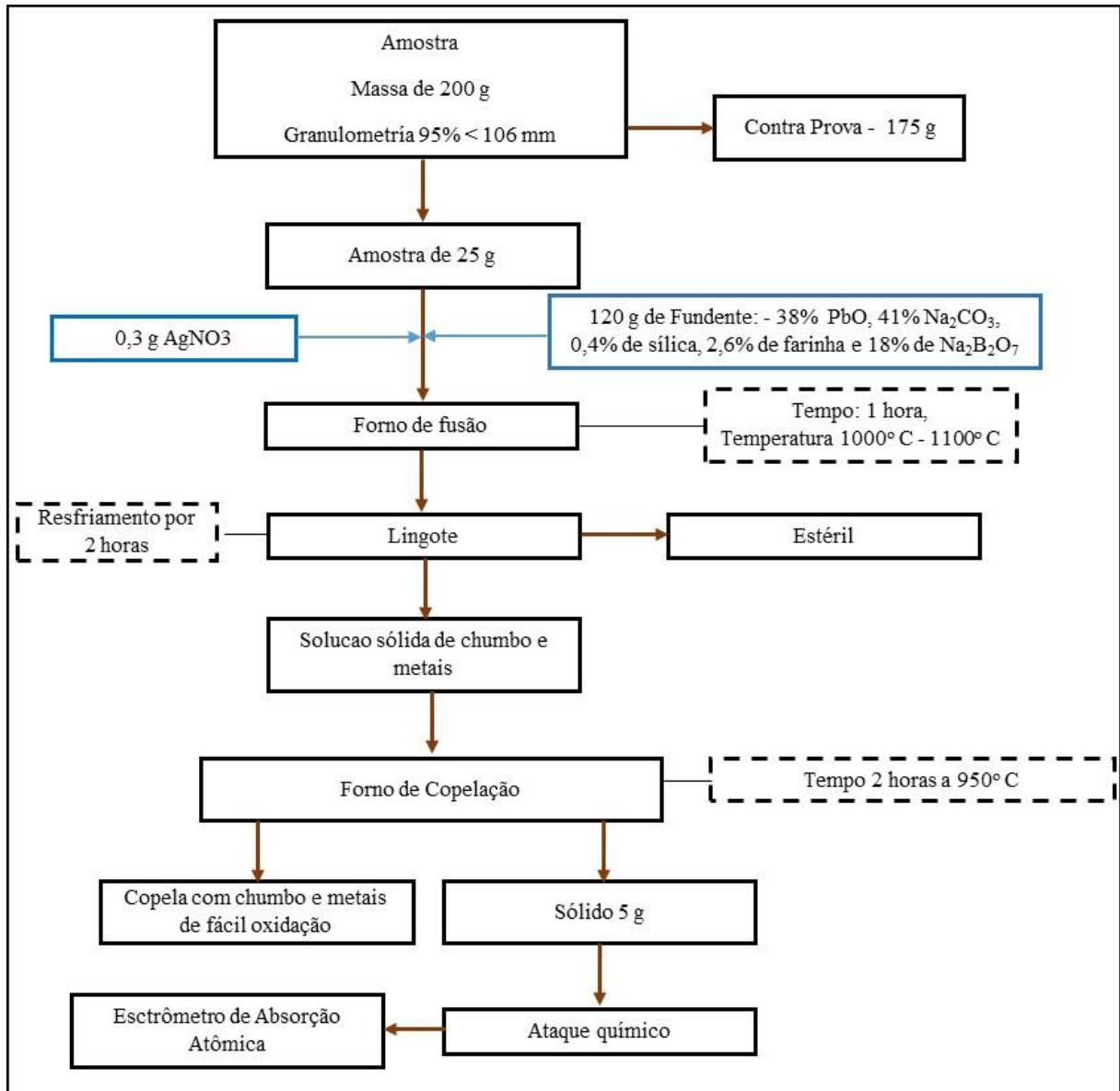


Figura 32 – Fluxograma simplificado do Ensaio Fusão – Copelação - Espectrometria de absorção atômica para determinação do teor de ouro no minério. Fonte HOLT, 2009

5.1.2.2 Preparação das amostras para ensaio em colunas

As amostras que seguiram para os ensaios em coluna foram divididas em duas, primeiramente quatro lotes de minério para as colunas 1, 2, 3 e 6 e, posteriormente, dois lotes para as colunas 4 e 5 devido a disponibilidade de material. Primeiramente, realizou-se a secagem do minério, que foi distribuído em bandejas de 5 kg e acondicionado na estufa por 24 horas. O minério seco seguiu para a redução de tamanho passando primeiramente pelos moinhos de mandíbulas (JC 2000 e JC2500) para adequação das granulometrias de trabalho, estabelecidas como: coluna 1 e 2 com D₈₀ de 12,67 mm, coluna 3 com D₈₀ de 9,52 mm e coluna

6 com D_{80} de 6,35 mm. No anexo III está indicado um sistema de carregamento de minério para cada coluna.

O fluxo de amostragem e seleção do minério para iniciar os ensaios em 4 colunas foi estabelecido conforme apresentado na Figura 33 .

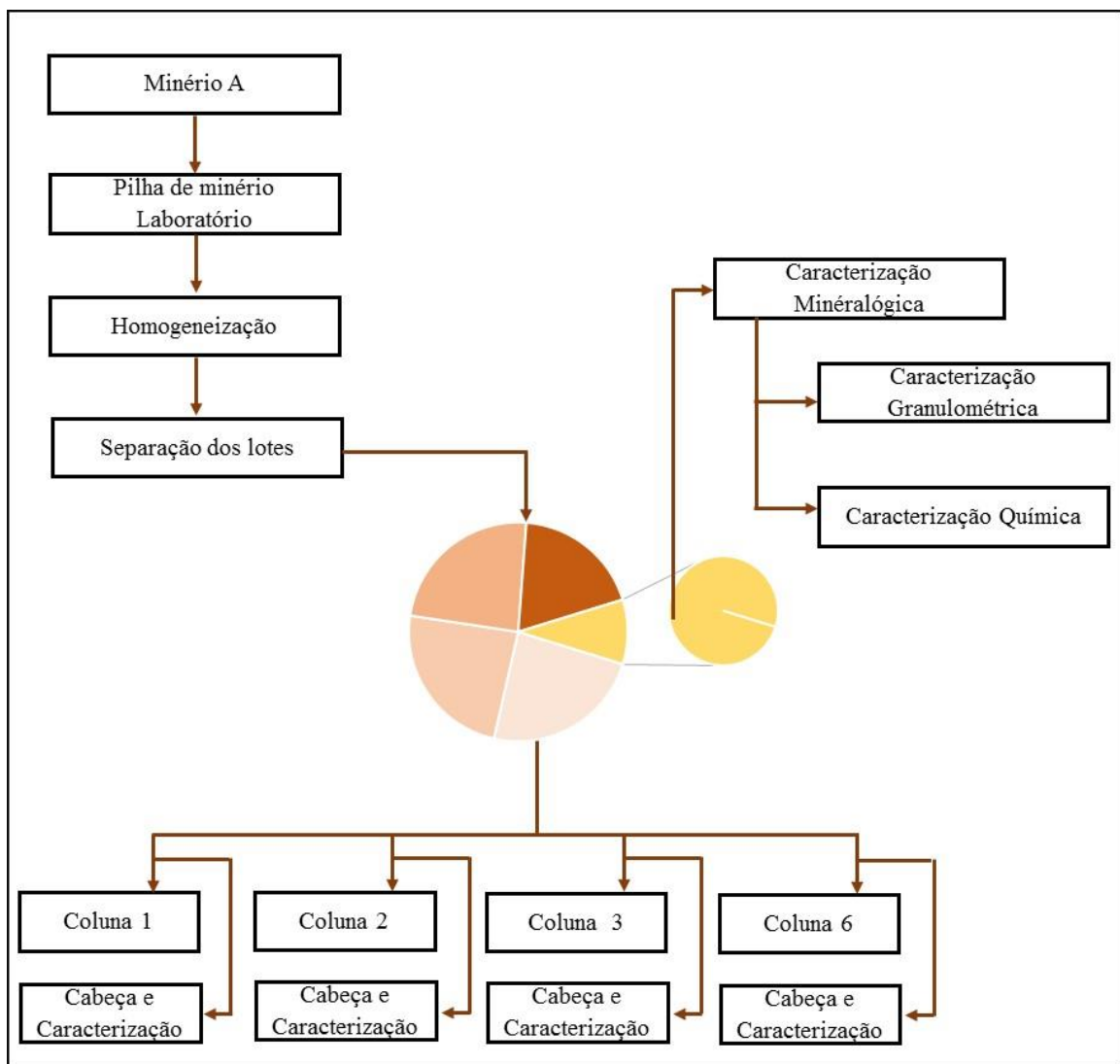


Figura 33 – Fluxo de amostragem, homogeneização e caracterização de minério para ensaios metalúrgicos.

O minério A disponibilizado pela mina passou por um britador móvel, Sandvik QJ241, para realizar uma primeira redução granulométrica e assim enviá-lo ao laboratório para caracterização granulométrica, química e adequação da granulometria para os ensaios metalúrgicos em quatro colunas. A Figura 34 indica uma imagem das granulometrias utilizadas,

o minério recebido para teste, com granulometria da ordem de 60 mm e as demais granulometrias utilizadas nos ensaios em colunas.

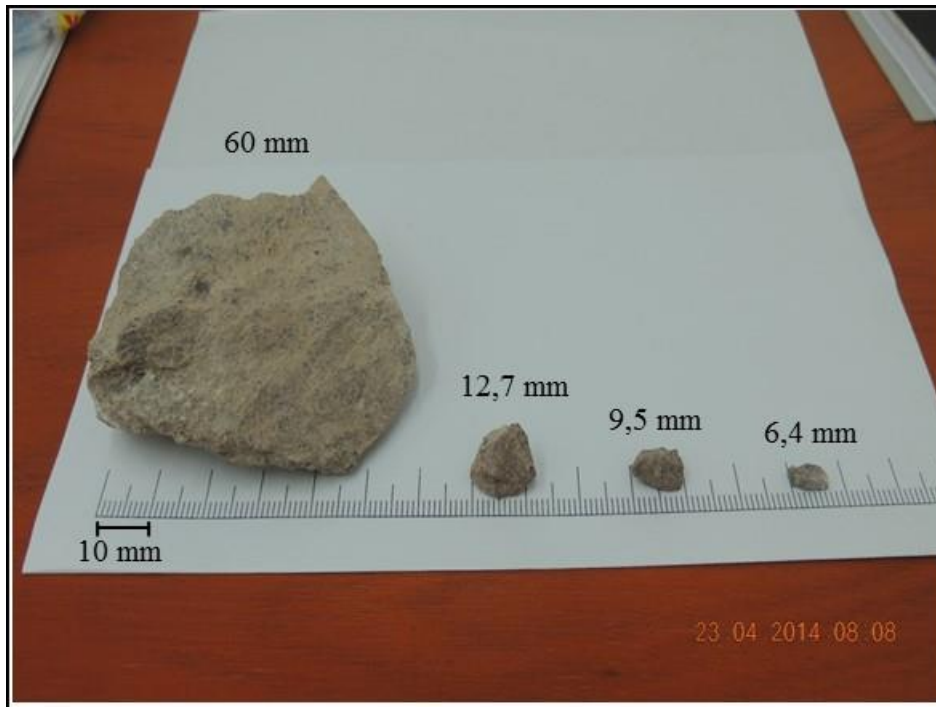


Figura 34 – Imagem da granulometria do minério recebido e da granulometria utilizada nos testes em colunas.

Em paralelo à preparação dos materiais, foi realizado ensaio pra avaliação da estanqueidade nas colunas durante dois dias, com água industrial, e todas as colunas foram aprovadas. Também foi realizado ensaio com água industrial nas bombas de dosagem para ajuste na vazão de solução que alimentaria cada coluna.

Para adequar às granulometrias dos minérios para os ensaios em colunas para as suas respectivas granulometria de teste: 6,35 mm; 9,52 mm e 12,67 mm, foram seguidas a etapas:

- 1 Recebimento da amostra de minério no laboratório – Identificação da origem, quantidade (aproximadamente 80 quilogramas) e características visuais;
- 2 Homogeneização e quarteamento do minério em lona, formando 4 porções de igual tamanho e, posteriormente, secagem.
- 3 Preparação das amostras para secagem - Distribuição das amostras em bandejas de aproximadamente 6 quilogramas devidamente identificadas em massa e origem, para secagem em estufa;

- 4 Envio das amostras para a estufa – As amostras permaneceram durante 6 a 12 horas (dependendo da umidade) a uma temperatura de 15°C;
- 5 Adequação de Granulometria:
 - a. Primeira redução de tamanho: Após retirado da estufa, o material passa pelo britador de mandíbulas JC 2000, para 80% a 90% passante a granulometria de 63,5 mm a 95,25 mm,
 - b. Segunda redução: O material passa pelo britador de mandíbulas JC 2500, para obter de 80% a 95% de material passante a granulometria de 1,7 mm a 20 mm.

Realizadas as 5 etapas, descritas anteriormente, o minério está disponível para os testes em colunas. Antes de iniciar os testes, foram determinados os teores de ouro e prata pelo método de perda ao fogo seguido de espectrometria de absorção atômica (Espectrômetro Varian Spect AA 240 ou Espectrometrô Thermo scientific / ICE 3300) conforme foi descrito na Figura 32 com a ressalva que se faz necessário adicionar duas etapas de redução de tamanho para adequar a granulometria para o teste de espectrometria de absorção atômica, quais sejam:

- 1 Uma amostra de 5 quilogramas é enviada para um quarteador tipo rifle para obter-se 1 quilograma de amostra para a redução de tamanho. A amostra restante é armazenada.
- 2 A amostra de 1 quilograma passa por duas etapas de redução de tamanho até granulometria 95% menor que 106 μm :
 - a. Terceira redução: O Material passa pelo britador de rolos para obter um material com 80% a 90% passante a granulometria de 1,18 mm
 - b. Quarta redução: O material passa pelo moinho de discos para a obtenção de granulometrias 80% a 95% passante a granulometria de 75 mm a 150 mm

Da amostra resultante do item 2 aproximadamente 200 gramas são enviados para realizar a análise química descrita anteriormente na Figura 32 (fusão e copelação).

5.1.3 *Preparação das soluções:*

Basicamente foram utilizadas três soluções durante os ensaios em frascos e colunas, preparadas antes do início dos testes: solução de cianeto de sódio, nitrato de prata e indicador rodanina. Para a solução de cianeto de sódio, foi estabelecida a concentração de 1000 mg/L, concentração para os testes de lixiviação, preparada a partir de briquetes de cianeto de sódio

sólido (97% de pureza – CAS; 143-33-9), em volume de água adequado, com pH previamente ajustado com cal para pH 10,5. Já no caso da solução de nitrato de prata, foi preparada uma solução de 1,69 g/L (0,01 mol/L) a partir de nitrato de prata PA (99% de pureza – CAS: 7761-88-8). Por último, o indicador utilizado para a titulação de cianeto com nitrato de prata foi a rodanina a uma concentração de 200 mg/L preparado a partir de rodanina (C₁₂H₁₂N₂OS₂), com uma pureza de 99,9% (CAS: 536-17-4) dissolvido em acetona (CAS: 67-64-1). Tanto a solução de nitrato de prata e rodanina foram acondicionadas em frascos âmbar, sob a proteção da luz, sendo consumidas na semana dos testes.

A rodanina utilizada nos testes de titulação das soluções de cianeto com nitrato de prata para a determinação do cianeto é eficaz para soluções de cianeto com concentração superior a 5 mg/L (ALONSO, 2007). As reações envolvidas durante a titulação de cianeto podem ser representadas pelas reações [13], [14] e [15] na qual identifica-se o ponto de viragem na mudança de cor de amarelo claro para salmão. O íon prata reage com cianeto formando cianeto de prata, reação [13], que é instável e com excesso de cianeto se converte em dicianoargentato [Ag(CN)₂]⁻, de coloração amarela em presença de rodanina, estável e solúvel conforme reação [14]. Assim que o cianeto é totalmente consumido, devido ao excesso de íons prata que forma uma turvação na solução na cor salmão devido à formação do dicianoargentato de prata Ag[Ag(CN)₂] em presença de rodanina, reação [15], no qual se interrompe a titulação e identifica-se o volume de nitrato de prata utilizado para determinar a concentração do cianeto presente na solução inicial.

As reações do nitrato de prata enquanto há excesso de cianeto são:



A reação que ocorre com pequeno excesso de prata é:



Os principais equipamentos utilizados para preparação das amostras de minério estão listados na Tabela 29.

Tabela 29 – Equipamentos principais utilizados nas provas pilotos de lixiviação em frascos e colunas.

Equipamento	Fabricante / Modelo
Estufa para secagem	LABTECH ESSA/ DO2ME
Moinho de Mandíbulas	LABTECH ESSA/ JC2000
Moinho de Mandíbulas	LABTECH ESSA / JC 2500
Pulverizadores	LABTECH ESSA / LM5
Set de anéis e discos	LABTECH ESSA / UNIQUE B1000
Quarteador	LABTECH ESSA / TIPO RIFLE
Quarteador	LABTECH ESSA /TIPO ROTATÓRIO
Peneiras granulométricas	RETSCH / ENSAIO SIEVE
Peneirador automático	RESCH / ENSAIO SIEVE
Balança (22Kg)	OHAUS / EXPLORE PRO
Balança analítica	OHAUS / ANALYTICAL PLUS AP110S
Balança analítica	SARTORIUS / A-120S
Balança supermicro	SARTORIUS / S4
Phmetro	QUIMIS / Q400AS
Espectrômetro de absorção atômica	VARIAN / SPECTAA 240FE
Espectrômetro de absorção atômica	THERMO SCIENTIFIC / ICE 3300
Rolos Giratório	LABTECH ESSA / TIPO GIRATÓIO
Forno de Fusão	FURNANCE INDUSTRIES
Forno de Copelacão	FURNANCE INDUSTRIES
Betoneira	150 L
Bombas de dosificação	PROMINENT / CONCEPT PLUS CNP 1000

Um dos parâmetros importantes do ponto de vista de segurança trabalho e para o meio ambiente é a garantia de pH de trabalho na faixa de $10,7 \pm 0,2$ conseguido com a adição de hidróxido de cálcio (cal hidratada) ao preparar as soluções dos testes piloto. A proporção ótima de hidróxido de cálcio dosado por tonelada de minério empilhada deve ser alcançada através de ensaios piloto de lixiviação em frascos e colunas de lixiviação. Taxas típicas de adição de cal variam de 0,7 a 1,5 quilogramas por tonelada de minério (STANGE, 1999). A experiência prática dos trabalhadores da Planta Industrial e laboratório de Orosur sugeriram a dosagem de cal da ordem de 1,9 quilogramas de cal por tonelada de minério, sugestão que foi acatada e verificada.

5.1.4 Ensaios Metalúrgicos Rolling Bottles Test

Os ensaios em frascos foram realizados no laboratório de Orosur, e seguiram as condições de operação conforme Tabela 30.

Tabela 30 – Condições de operação dos ensaios de frascos realizados na mesa de rolos.

Parâmetro	Unidade
Volume do frasco	20 litros
Granulometria do minério, D ₈₀	75, 100 e 150 µm
Ciclo total	36 horas
Concentração de Cianeto	1000 mg/L
Massa do sólido	(3,21 – 6,83) kg
Volume de água destilada	(3,48-4,00) L
Concentração de sólidos	(44 – 61) % p/p
Consumo de Cal	1,9 Kg/t de minério
pH	>10,5
Rotação dos frascos	(40-50) rpm

Todos os ensaios seguiram a seguinte rota de preparação.

- 1 Recebimento das amostras e preparação do sólido, conforme o procedimento de preparação de amostras descrito anteriormente, caracterização da amostra de cabeça e determinação do teor de ouro e prata;
- 2 Preparação da solução de cianeto na concentração e pH de trabalho;
- 3 Pesagem da massa adequada da amostra, conforme % de sólidos para o teste, e transferência para o frasco;
- 4 Transferência lenta da solução preparada no item 2 para o frasco com agitação;
- 5 Ajuste do pH se necessário, para 10,5;
- 6 Transferência do frasco para o sistema de rolos giratório para iniciar o teste. Contabilizar o tempo de prova, total de 36 horas tomando as amostras de 15 mL, para análise da concentração de cianeto livre (método da titulação com nitrato de prata) e determinação dos teores de ouro e prata pelos métodos de espectrometria de absorção

atômica (Espectrômetro Varian / Spect AA 240 ou Thermo scientific / ICE 3300), conforme definição de trabalho até o final do ensaio;

- a. Determinação da concentração de cianeto: realizado com titulação com nitrato de prata para determinação do cianeto livre. Utilizou-se 5 mL da solução de cianeto com adição de 3 gotas de indicador, uma solução de dimetilaminobenzalrodamina (conhecido por rodamina) a uma concentração de 200 mg/L titulada com uma solução de nitrato de prata 1,69 g/L (0,010 mol/L). Quando um pequeno excesso de prata é adicionado, este é detectado pelo indicador sensível à prata, o qual imediatamente passa da cor amarelo canário para salmão.
- b. Determinação dos teores de ouro e prata: foi realizado utilizando-se a técnica de espectrometria de absorção atômica nos equipamentos da empresa a partir de 5 mL de solução.

Ao final dos ensaios, realizou-se a filtragem do conteúdo dos frascos e determinação dos teores de ouro e prata no líquido e sólidos por ensaios ao fogo e análises por espectrometria de absorção atômica.

As amostras para análise de ouro, prata e cianeto foram tomadas nos primeiros 30 minutos e as demais seguiram a seguinte indicação de tempo em horas: 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 12, 15, 18, 24,30, e 36 horas. Já para coleta das amostras liquidas seguiu-se o procedimento: tomou-se uma amostra de 15mL seguida de centrifugação e filtração, mediu-se o volume do líquido e analisaram-se Au, Ag e CN^- com retorno do sólido para o frasco. Terminadas as 36 horas, a solução foi filtrada e o sólido retido foi levado à estufa para determinação da umidade e determinação dos teores de Au, Ag e CN^- , segundo método adequado descrito posteriormente, enquanto para o líquido passante, foram determinados os teores de Au, Ag e CN^- . Os teores de Au e Ag por ensaios ao fogo e análises por espectrometria de absorção atômica e CN^- por titulação com nitrato de prata. Todos os líquidos e sólidos foram destinados de forma ambientalmente correta seguindo os procedimentos internos da empresa. Como foram determinados os teores de Au, Ag e CN^- .

5.1.5 Ensaios de Lixiviação em Colunas

Os ensaios de lixiviação em colunas seguiram as condições de operação conforme descrito na Tabela 31.

Tabela 31 – Condições de operação dos ensaios em coluna.

Parâmetros	Valor /Unidade
Granulometria do minério, mm, D ₈₀	(12,7); (9,52) e (6,35)
Ciclo total de dosagem de solução	(27 – 45) dias
Tempo de aplicação da solução de alimentação	Contínuo em circuito aberto
Razão de aplicação solução de alimentação	10 (L / (m ² .h))
Concentração de Cianeto	1000 mg/L
Massa do sólido ideal	160 kg
Umidade do minério	5 % p/p em base seca
Consumo de Cal	1900 g/t de minério
pH	>10,5
Altura das colunas	3 m
Diâmetro interno das colunas	0,22 m

As amostras foram tomadas para análise de ouro nos tempos determinados conforme Tabela 32.

Tabela 32 – Tempos de coleta das amostras para os ensaios em coluna.

Período	Intervalo para coleta da amostra
0 – 36 horas	2 horas
36-52 horas	4 horas
52-76 horas	6 horas
76- 96 horas	12 horas
96 horas em diante	24 horas

Para cada amostra, tomou-se uma alíquota de 100 mL, seguida de centrifugação e filtração, mediu-se o volume do líquido e analisaram-se as concentrações de Au e Ag e CN⁻. Ao final do experimento, a coluna foi lavada com solução de soda cáustica (pH>10,5) até que a concentração de CN⁻ no líquido recolhido na saída da coluna fosse inferior a 1 mg/L, seguida

de adição de água durante 2 dias e drenagem final também de 2 dias, para, então, realizar a descarga e destinação dos sólidos e líquidos segundo padrões ambientais e de segurança do trabalho da empresa.

As seis colunas foram instaladas nas dependências do laboratório químico seguindo os procedimentos da empresa e foram devidamente aprovadas pelo setor de Saúde ocupacional e Segurança do trabalho (“SySo”) e Meio ambiente para iniciar as provas pilotos. A Figura 35 indica o lay-out das instalações utilizadas para realizar os ensaios nas 6 colunas de 3 metros de altura de leito devidamente identificadas. Cada coluna é composta por bomba para dosagem de solução com fluxo ajustável, coluna de 3 metros carregada com minério devidamente aglomerado com cal e água, sistema de drenagem de solução na saída da coluna para coleta da solução e tanques de segurança na saída da coluna. Caso ocorresse algum vazamento, havia um sistema de emergência que possui areia, solução de hipoclorito de sódio e outros itens. Também como norma da empresa se utilizava um monitor de gás cianídrico sempre que fosse feita a coleta de amostra e ou alguma verificação nas colunas.

Todos os ensaios seguiram a seguinte procedimento.

- I) Verificação da estanqueidade das colunas realizando o ensaio com as colunas cheias de água durante 2 dias, conforme Anexo II;
- II) Verificação da regulagem e funcionamento das bombas dosadoras utilizadas para alimentação da solução de alimentação das colunas;
- III) Recebimento das amostras e preparação do sólido, conforme o procedimento de preparação de amostras descrito anteriormente determinando o teor de ouro e prata na amostra de cabeça;
- IV) Preparação da solução de cianeto na concentração e pH de trabalho;
- V) Preenchimento das colunas com minério aglomerado considerando teores de cal e uma umidade de 5%, seguindo as etapas:
 - a. Adicionar cargas de 12 kg de massa de minério aglomerado à coluna seguindo o procedimento de aglomeração e preparação de carga:
 - i. Separar 12 kg de minério para composição de uma carga em uma betoneira;
 - ii. Adicionar massa de cal adequada;
 - iii. Adicionar volume de água industrial, correspondente a 5% de umidade em base seca, a ser utilizado;
 - iv. Realizar a mistura, minério com cal e adição de água, utilizando betoneira com tempo de homogeneização de aproximadamente 2 minutos.
 - b. Iniciar a carga da coluna utilizando o sistema de carga, conforme sistema indicado na Figura 36, e repetir os procedimentos deste item até que a coluna esteja com carga de trabalho (cada coluna foi preenchida até que estivesse com uma altura livre de 10 cm no topo).
- VI) Início da alimentação de solução de cianeto, registro de horário e aguardava-se até que a solução começasse a sair na base da coluna (esse foi o tempo zero), a partir daí iniciou-se a retirada de amostras conforme procedimento até o final dos ensaios.
- VII) Ao final dos ensaios, as colunas foram lavadas com solução de soda caustica e água industrial até que a concentração de cianeto fosse inferior a 5 mg/L; deixada em repouso 2 dias para então realizar a descarga de sólidos e análise de Au, Ag e CN⁻ para verificar os respectivos teores nos resíduos (ensaio ao fogo e análises por espectrometria de absorção atômica).

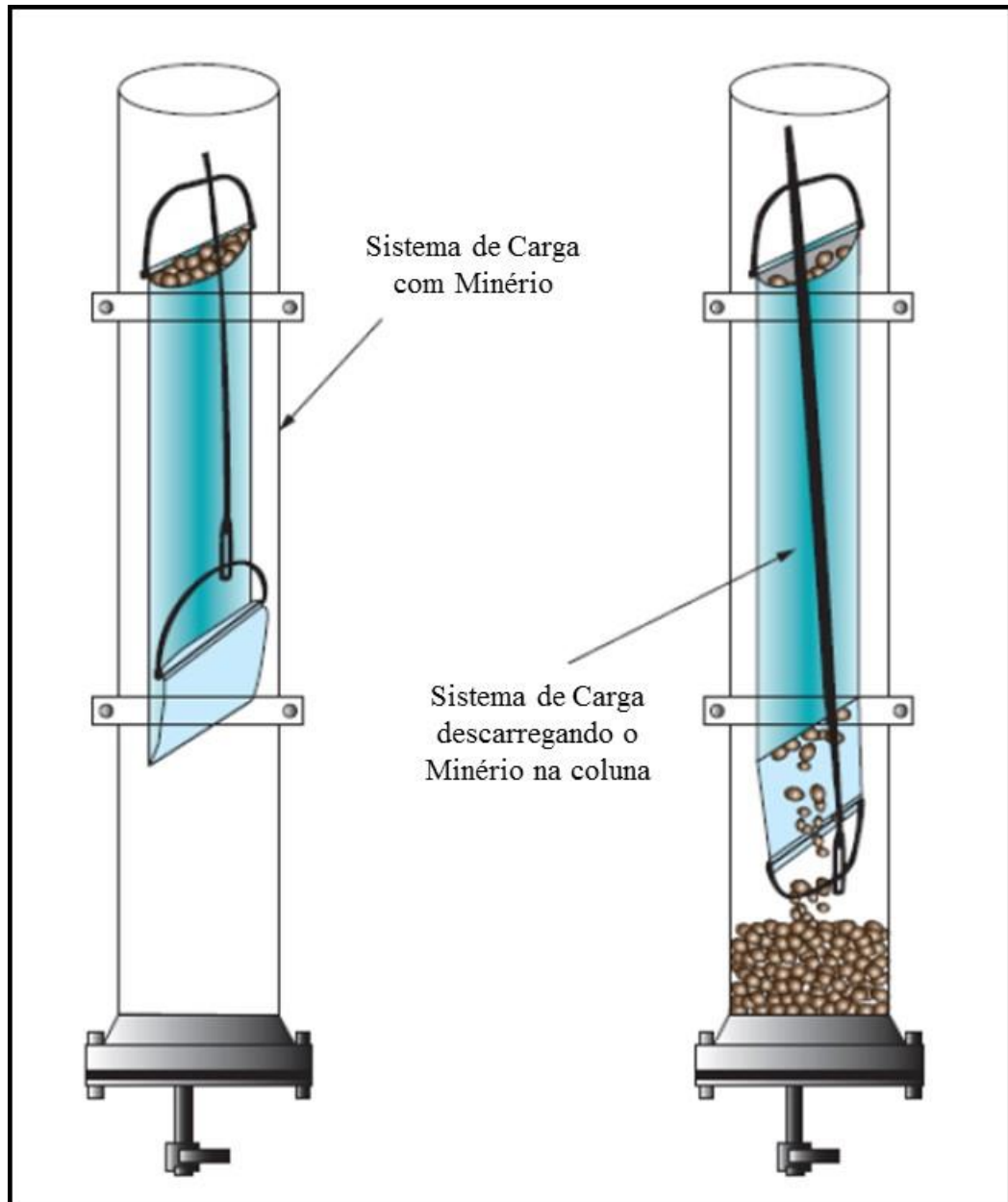


Figura 36 – Sistema utilizado para carregar as colunas com minério aglomerado.

5.2 Avaliação econômica do projeto

Foram estimados o custo de investimento necessário (Capex- capital expenditure) e o custo operacional (Opex –operational expenditure) de uma planta de processo para operar com 1.000.000 de toneladas ao ano de minério de ouro de baixo teor (0,45g/t-0,65g/t) de ouro por tonelada de minério) durante o período de três anos. Os custos associados contemplaram a aquisição, construção e início de operação de uma nova planta de processo. Todo o sistema de

mina, dessorção e fundição foi reaproveitado utilizando-se o sistema atual do circuito CIL. As demais novas áreas do circuito de lixiviação em pilhas foram divididas em: britagem primária, britagem secundária e terciária, silo de finos e aglomeração, lixiviação em pilhas e movimentação de soluções, reagentes, área de serviços e gastos em geral e de administração da planta industrial.

Para a estimativa dos custos envolvidos em equipamentos elétricos e mecânicos foram realizados orçamentos com provedores em Santiago do Chile: Haver & Boecker, Cemin, Sandvik, Trio e Metso.

Também por questões relacionadas ao câmbio de pesos chilenos para dólar americano, considerando os valores de mercado do ouro e da prata foram tomados valores do dia 26 de maio de 2014 como referência, tais valores extraídos da base de dados estatísticos do Banco Central do Chile (BANCO CENTRAL DE CHILE, 2014).

O plano e lavra mineiro considera uma capacidade de 2.740 toneladas por dia de minério a ser processada. Os parâmetros adotados são descritos na Tabela 33.

Tabela 33 – Parâmetros considerados para a planta industrial de lixiviação de minerais de ouro de baixo teor em pilhas dinâmicas.

Parâmetros	Valores/unidades
Reserva de minério	1.000.000 Toneladas por ano
Tempo de operação	3 Anos
Teor de Au	0,455 g de ouro por tonelada de minério
Teor de Ag	1,0 g de prata por tonelada de minério
Recuperação de ouro	70 %
Recuperação de Prata	50 %
Índice de trabalho do Minério – Crush Work Index ^{2*}	22 kWh/t
F ₁₀₀ – Minério oriundo da Mina	800 mm granulometria máxima
D ₈₀ para pilhas de lixiviação	12,7 mm
Tipos de pilhas	Dinâmicas
Razão de aplicação da solução	10 L / (h.m ²)
Concentração de cianeto de sódio	1.000 mg de NaCN por litro de solução
Concentração de cal	1.900 gramas de cal por tonelada de minério
pH de trabalho nas pilhas	>10,5
Duração do ciclo	45 dias
Altura das pilhas	3-4 metros

² Work Index obtido a partir do da NI-43, CORBETT, 2010

O projeto utilizará uma disponibilidade de 75%, referente a capacidade instalada, para equipamento de processamento de minério e movimentação de rejeitos e de 96% para equipamentos de processamento de soluções líquidas.

A estimativa de custos levou em conta dados fornecidos pela empresa, dados padrões da indústria, recomendações de consultores, recomendações de fornecedores, informações de manuais de Engenharia, cálculo de processo e de ensaios metalúrgicos realizados no laboratório de Orosur (ensaios de lixiviação em colunas)

5.2.1 Custos de Inversão Capex

Para composição do Capex foi considerado o dólar americano com valor de 553,95 \$ /US\$ (pesos chilenos versus dólar americano, vigente na data de 26 de maio de 2014), e as considerações assumidas na Tabela 34 para a composição dos custos.

Tabela 34 – Critérios para a composição do Capex para planta industrial de lixiviação em pilhas

Item	Critérios
Obra civil	Consultor, engenheiro civil especialista em estruturas e critérios padrões
Escavações estruturais	Considerando cada fundação e equipamentos que o necessitem e também, considerando um talude com segurança adequada
Quantidade de concreto	Peso do equipamento e em caso de tanque, o peso de operação de desenho.
Tubulações	20% dos custos dos equipamentos mecânicos
Equipamentos elétricos, cabos elétricos e canalizações	14% dos custos dos equipamentos mecânicos
Instrumentação e controle	10% dos custos de equipamentos mecânicos
Equipamentos principais:	Orçamento, mercado chileno, de fornecedores para os principais equipamentos mecânicos, elétricos, válvulas e instrumentação.
Custo de mão de obra	Considera o salário base, fundos de aposentadoria, plano de saúde, férias, indenizações e planos de segurança fornecidos pela empresa.

5.2.2 Custos de Operação – Opex

Para a composição dos custos de operação foram considerados: mão de obra para administração, operação e manutenção da planta de processo, insumos e materiais de operação, materiais de manutenção, serviços externos e contingência operacional

Para a mão de obra, considerou-se toda a utilização atual para a planta industrial existente e quais seriam as atividades que necessitariam de mão de obra adicional considerando os valores pagos de homem hora atuais pela empresa.

Os insumos (energia, águas e reagentes) e materiais de operação foram estimados a partir dos consumos unitários atuais da planta industrial. O consumo médio de energia foi estimado com base nos equipamentos que comporiam a nova planta de processo com uma taxa de operação de 2.740 toneladas por dia. O volume do consumo de água foi calculado a partir do balanço de massa para a nova planta e considerando o fator de consumo humano de 200 litros por dia por pessoa.

Os materiais de manutenção e reposição foram estimados em 3% do custo de aquisição dos equipamentos principais.

6 RESULTADOS E DISCUSSÃO

Este capítulo foi dividido em dois itens principais. O item 6.1 apresenta os resultados dos ensaios metalúrgicos realizados em frascos de 20 litros e colunas de lixiviação de 3 metros, enquanto o item 6.2 relata os resultados da avaliação econômica para uma proposta de lixiviação em pilhas de minérios de ouro de baixo teor.

6.1 Ensaios de Lixiviação

Os ensaios de lixiviação (frascos e coluna) dos minérios de baixo teor selecionados foram divididos em 17 ensaios em frascos, realizados em duplicatas correspondendo a primeira etapa e 6 ensaios em coluna numa segunda etapa.

6.1.1 *Ensaio Rolling Bottles Test*

Os testes foram realizados em quatro tipos de minérios separados quanto a sua origem, identificados como minérios A, B, C e D. Para o minério A os resultados são apresentados nos gráficos correspondente a Figura 37, Figura 38 e Figura 39, enquanto que os minérios B, C e D os resultados são apresentados na Figura 40. Os resultados indicam para os 34 ensaios realizados com teores de cabeça de ouro, variando de 0,45 g/t a 1,00 g/t e prata, variando de 1,00 g/t a 4,00 g/t, nas amostras estudadas nos ensaios em frascos e as respectivas extrações, com concentração de sólidos variando entre 44,5% a 63,1% e recuperações finais de ouro variando entre 71,0% a 93,5%. Os dados para cada um dos ensaios realizados encontram-se no Anexo I

Para o minério A, a Figura 37 indica no eixo das abcissas os teores de prata, variando de 1,0 g/t a 4,0 g/t, os teores de ouro na cabeça variando de 0,45 g/t a 0,90 g/t, a porcentagem de sólido utilizada, com 12 ensaios realizados com uma concentração na faixa de $61,7\% \pm 1,40\%$, e 4 ensaios realizados com concentração de $47,40 \pm 2,90$ para as três granulometrias com 80% passante de minério com malha de 75 μ m, 106 μ m e 150 μ m. As maiores extrações ocorreram com tamanho de partícula 80% passante menor que a granulometria de 150 μ m, variando de 84,0% a 93,5%, sendo que extrações superiores a 91,0% foram alcançadas com concentração de sólido de $47,40 \pm 2,90$ %. Também para este minério, a Figura 37 indica que para a concentração de sólido de $61,7\% \pm 1,40\%$, as extrações de ouro oscilaram entre 71,1% e 87,1%,

enquanto que para a granulometria de 150 μm , a redução na concentração de sólidos para $47,40 \pm 2,90 \%$ representou em um ganho considerável nas extrações de ouro passando de valores da ordem de 84% a valores da ordem de 92%.

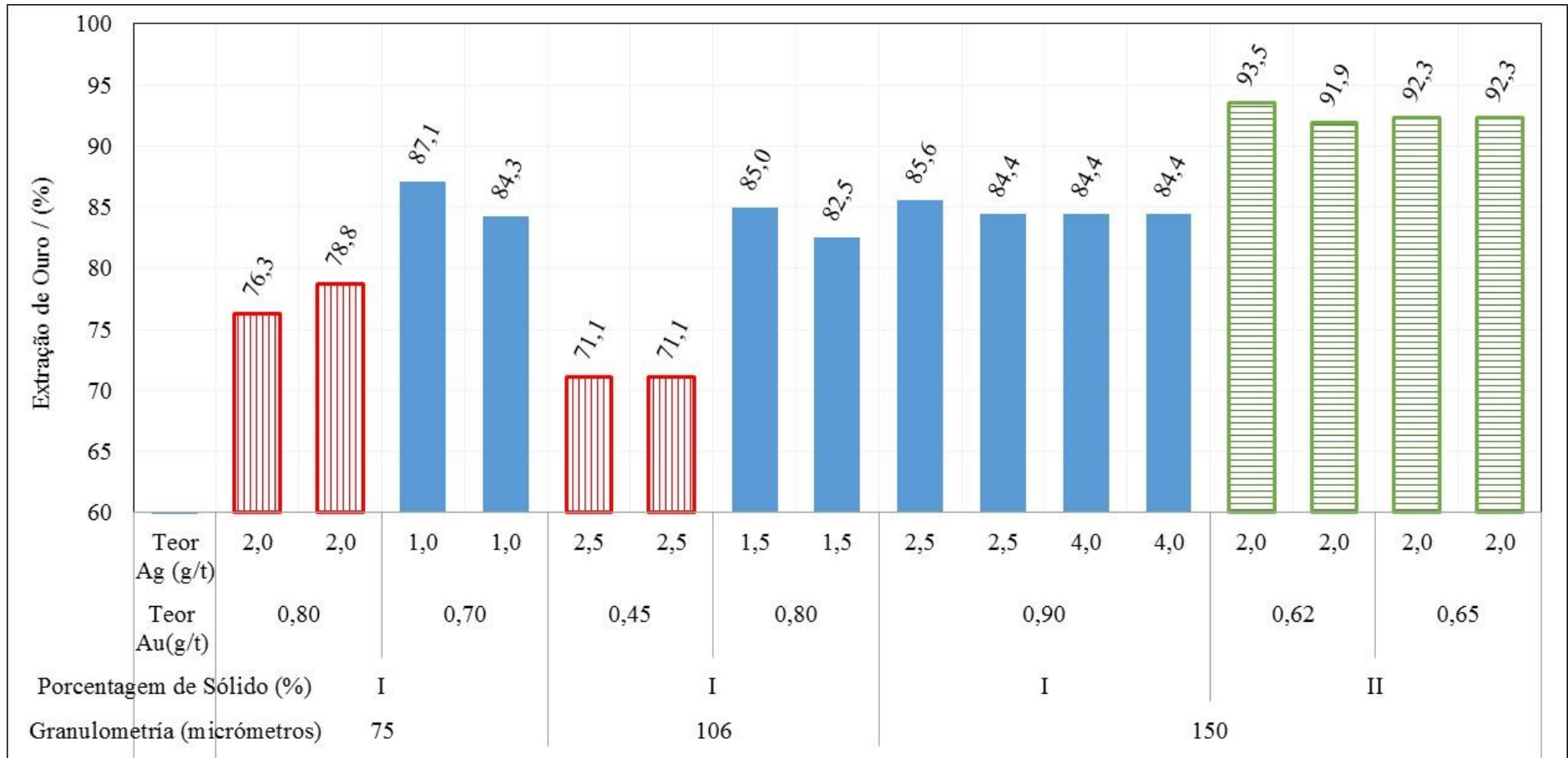


Figura 37 – Resultados dos ensaios de lixiviação de ouro em frascos do **minério A** realizados na 1ª etapa de ensaios. A abcissa apresenta para o **minério A**: as três granulometrias utilizadas (75, 106 e 150) μm ; a concentração de sólidos (I - $61,7 \pm 1,40$ e II $47,40 \pm 2,90$) %; os teores de cabeça de ouro variando de (0,45 a 0,90) g/t e os teores de cabeça de prata variando de 1 a 4 g/t.

A Figura 38 indica o perfil da curva cinética de extração para a amostra que apresentou o maior nível de extração, amostra 13 do minério A em função do tempo, com uma granulometria de 80% passante de 150 μm , teor de cabeça de 0,62g/t durante para um tempo de lixiviação de 36 horas e uma porcentagem de sólido de $47,40 \pm 2,90\%$. Como pode ser visto pelo gráfico nas duas primeiras horas de ensaio, aproximadamente 60% do ouro já havia sido lixiviado com taxa de extração da ordem de 184 mg de ouro por hora, já nas próximas oito horas, totalizando dez horas de teste, mais 25% de ouro já havia sido extraído, totalizando 85%, com taxa de extração da ordem de 21 mg de ouro por hora, o que mostra uma redução considerável na taxa de extração de ouro cerca de 8,7 vezes menor considerando-se as 10 primeiras horas de para este teste. A extração total de ouro foi de 93,5% para esta amostra

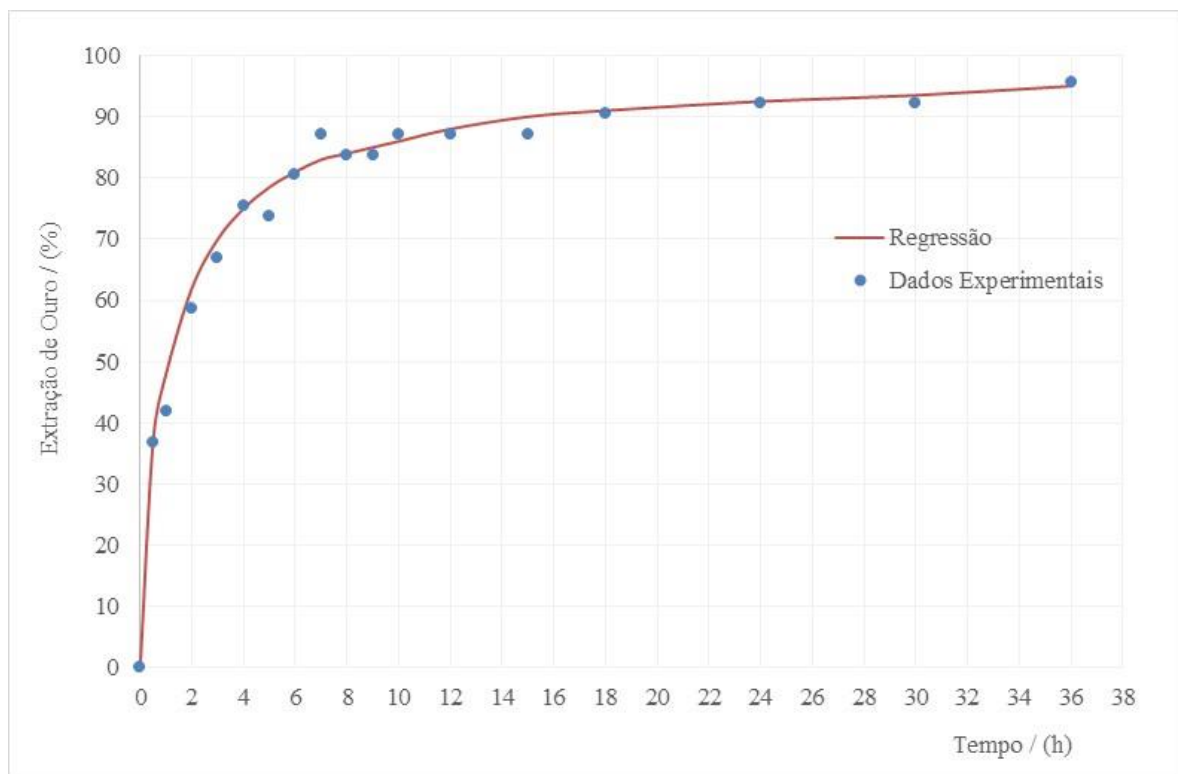


Figura 38 – Curva de extração de ouro em função do tempo para amostra 13 do **minério A**.

Também foi verificada a relação da variação do teor de cabeça para os dados experimentais referentes ao minério A em função do tempo decorrido de lixiviação foi plotada para a amostra 13, granulometria 150 μm e teor de cabeça de 0,62 durante as 36 horas de

lixiviação, conforme Figura 39. Tomou-se o teor de cabeça do minério em 0,62 e em função do ouro que era extraído para a solução verificou-se a nova cabeça em cada tempo. Pode-se verificar que os dados se ajustam a curva indicada, uma vez que o $R^2=0,9537$ e a equação que relaciona os dados experimentais é:

$$[Au]_{g/t} = 10^{(\log \frac{1}{t^{0,688}} - 0,4009)} \quad [14]$$

Onde:

$[Au]_{(g/t)}$ = Teor de Cabeça do minério em grama de ouro por toneladas de minério

t = Tempo de ensaio em horas

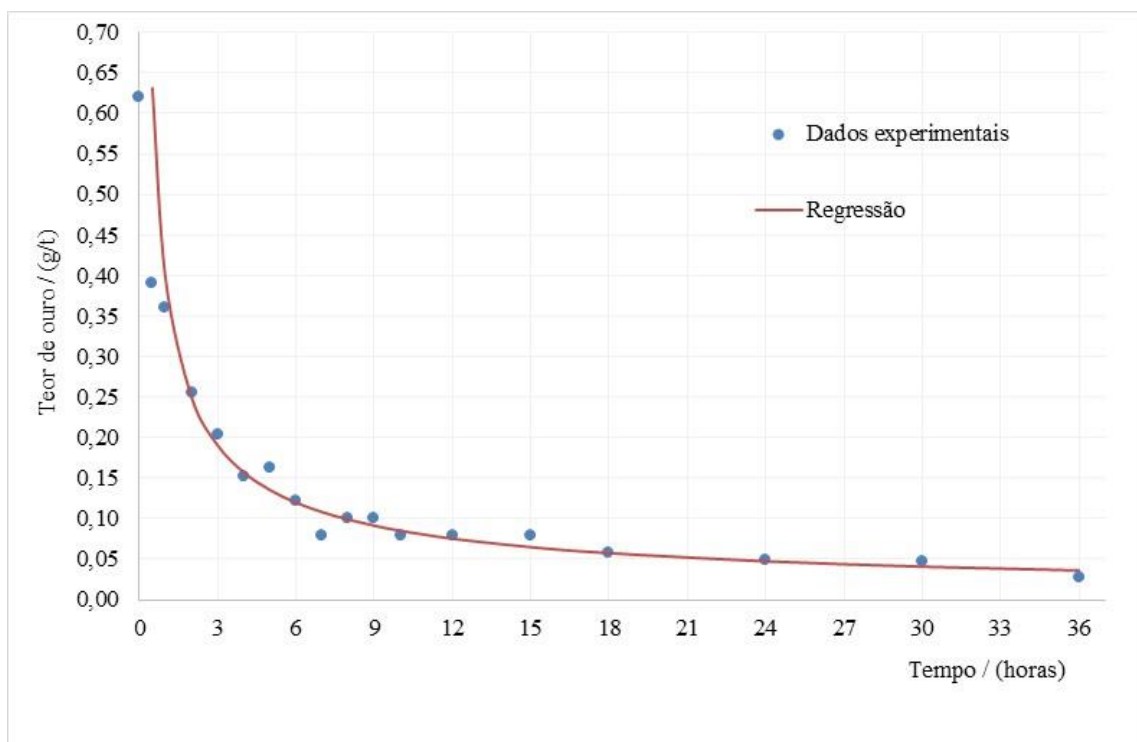


Figura 39 – Variação do teor de cabeça do minério em função do tempo, amostra 13

Verifica-se que a partir de cerca de 6 horas, a taxa de extração passa a ser muito lenta e o teor de ouro tende a estabilizar em 0,05g/t.

O resultado para os **minérios B, C e D**, todos realizados com teores de sólido igual a $61,7\% \pm 1,40\%$, são indicados na Figura 40.

Primeiramente para o **minério B** foram realizados seis ensaios, com amostras com teores de prata de 2,5g/t, teor de ouro do minério com valores de 0,50 g/t á 0,90g/t e com 80% passante ás três granulometrias de teste 75 μ m, 106 μ m e 150 μ m. As extrações de ouro variaram entre 77,8 % a 82,90%, com maiores extrações para granulometria 80% passante menor que 150 μ m que alcançou valores da ordem de 82,9% de extração.

Para o **minério C** também foram realizados seis ensaios, com amostras com teores de prata variando de 1,5g/t a 2,0g/t, teor de ouro do minério variando de 0,45 g/t a 0,65 g/t e com 80% passante ás três granulometrias de teste 75 μ m, 106 μ m e 150 μ m. As extrações de ouro variaram entre 84,4 % e 92,3%, com maiores extrações para granulometria de 80% passante menor que 150 μ m que alcançou valores da ordem de 92,3%..

Por último o **minério D** para o qual também foram realizados seis ensaios, com amostras com teores de prata variando de 1,0g/t a 1,5g/t, teor de ouro do minério variando de 0,65 g/t a 1,00 g/t e com 80% passante ás três granulometrias de teste 75 μ m, 106 μ m e 150 μ m. As extrações de ouro variaram entre 77,5 % e 83,1%, com maiores extrações para granulometria de 80% passante menor que 75 μ m que alcançou valores da ordem de 83,1%. Este minério foi o que apresentou a menor extração, 77,5% para granulometria de 80% passante menor que 150 μ m.

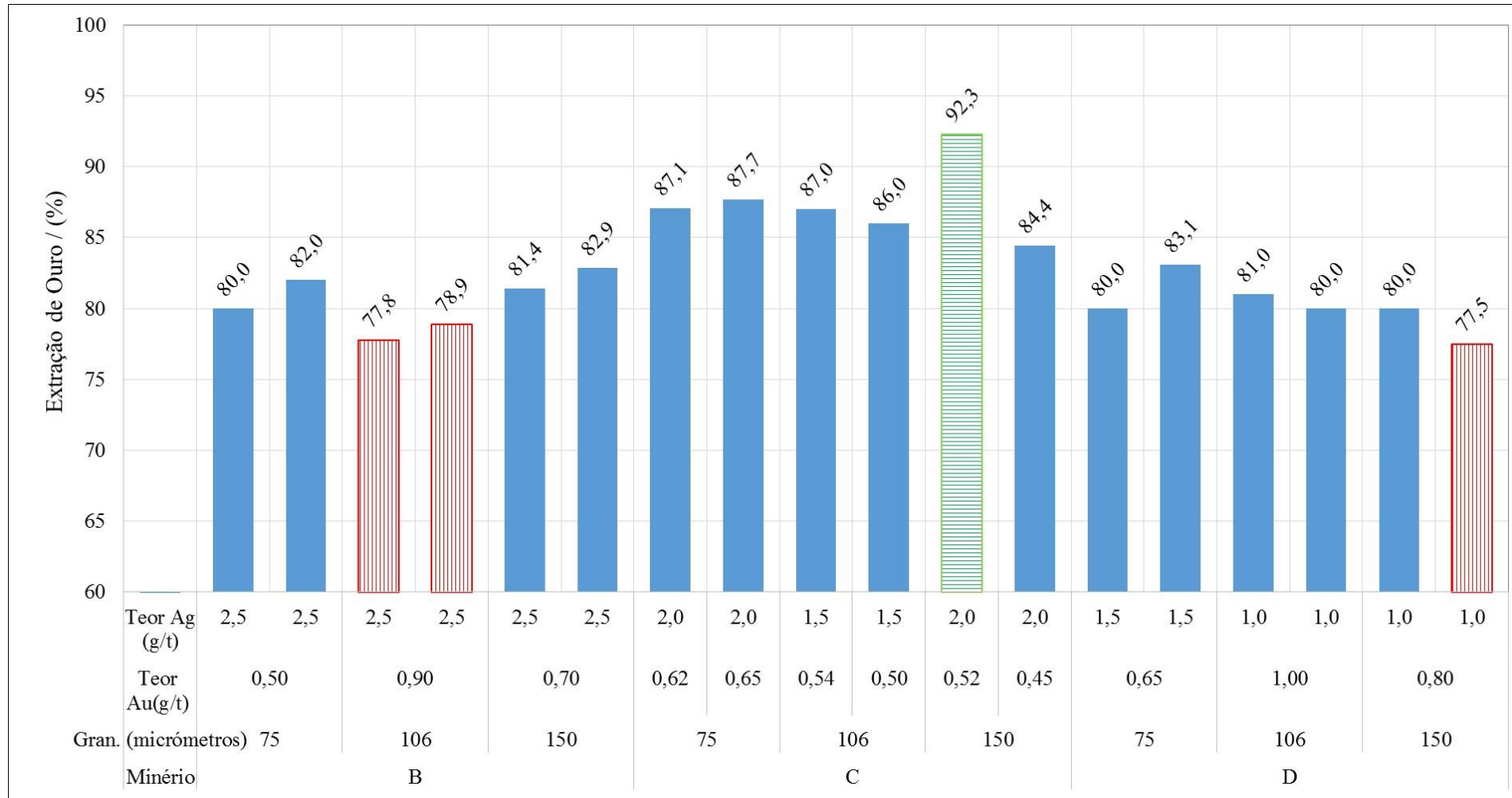


Figura 40 – Resultados dos ensaios em frascos dos minerais B, C e D realizados na 1ª etapa. A abcissa apresenta: os minérios B, C e D; nas granulometrias (Gran.) de (75, 106 e 150) µm; os teores de cabeça de ouro variando de 0,45g/t a 1,00 g/t, os teores de cabeça de prata variando de 1g/t a 2,5 g/t. Todos com sólido na faixa 61,7% ± 1,40 %.

A extração de prata teve uma grande variação na faixa de 14% a 70%. Durante todo o experimento, o pH das soluções se manteve em $10,7 \pm 0,2$ e a concentração de cianeto de sódio, em 1000 mg/L, com pequenas reposições, devido ao consumo durante a lixiviação. Este consumo de cianeto foi da ordem de 0,7 kg/t.

Todas as soluções utilizadas para análise foram devidamente armazenadas, para contraprova ou reanálise, e posteriormente descartadas conforme norma da empresa.

Os resultados com granulometria de 150 μm passante 80% e porcentagem de sólido de $47,40\% \pm 2,90$ foram as que apresentaram resultados com maior extração de ouro, 92,0% a 93,5%, e extração de prata superior a 55%.

Os resultados promissores para o minério A e a disponibilidade de minério para ensaio incentivaram a dar continuidade aos ensaios de lixiviação em colunas de 3 metros orientadas a definir o processo e parâmetros de *lay out* para uma planta industrial de lixiviação em pilhas para minérios de ouro de baixo teor.

6.1.2 *Ensaio de Lixiviação em Colunas*

Para os ensaios em colunas foi escolhido o minério A pois apresentou as maiores extrações, além de maior disponibilidade de massa de minério para os ensaios. Neste minério, o ouro pode se apresentar de duas formas: na pirita como “electrum” preenchendo as fraturas ou como ouro livre com a grande vantagem de que na maioria das vezes se apresenta como fina camada que cobre os minerais nas fraturas das rochas em veios de quartzo.

Partiu-se de uma amostra de aproximadamente 800 kg de minério A selecionado e disponibilizado pela empresa para realizar a segunda etapa de ensaios metalúrgicos.

A Figura 41 indica a distribuição granulométrica do minério recebido, a linha vermelha indica a granulometria D_{80} aproximado de 33mm e com maior tamanho de $1\frac{1}{2}$ ” (38,4 mm).

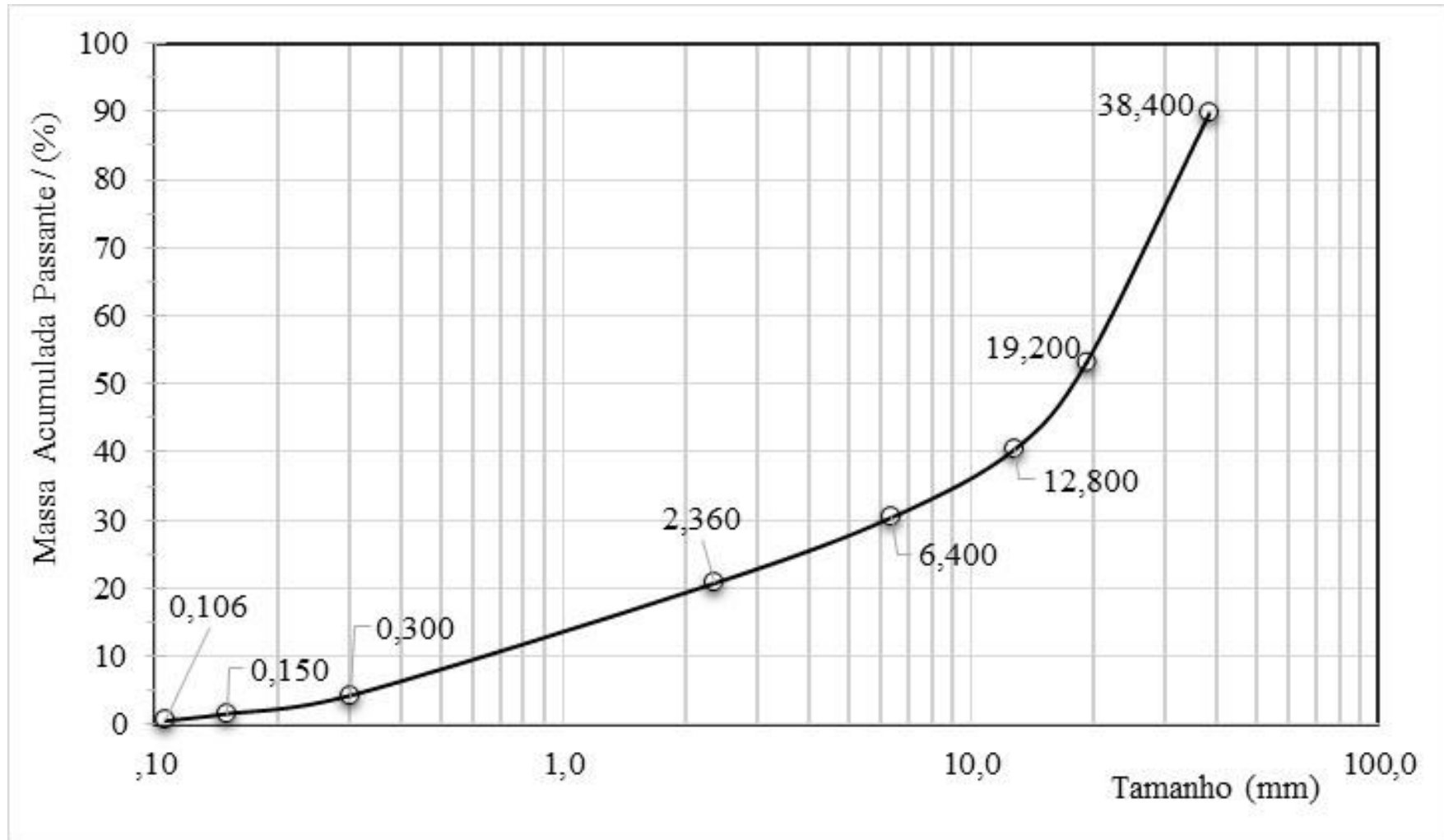


Figura 41 – Distribuição granulométrica da amostra de **minério A**.

Também foi feita a determinação dos teores de ouro e prata para o minério retido em cada malha utilizada no teste de granulometria no intuito de verificar a distribuição dos teores de ouro e prata para esta amostra indicado na Figura 42. Para esta amostra os teores de ouro correspondem a 60% par granulometria de 12,8 mm enquanto que a parata corresponde a 40% para esta mesma granulometria, 12,8mm. A relação total de ouro e prata para esta amostra foi de 1:3,82, respectivamente.

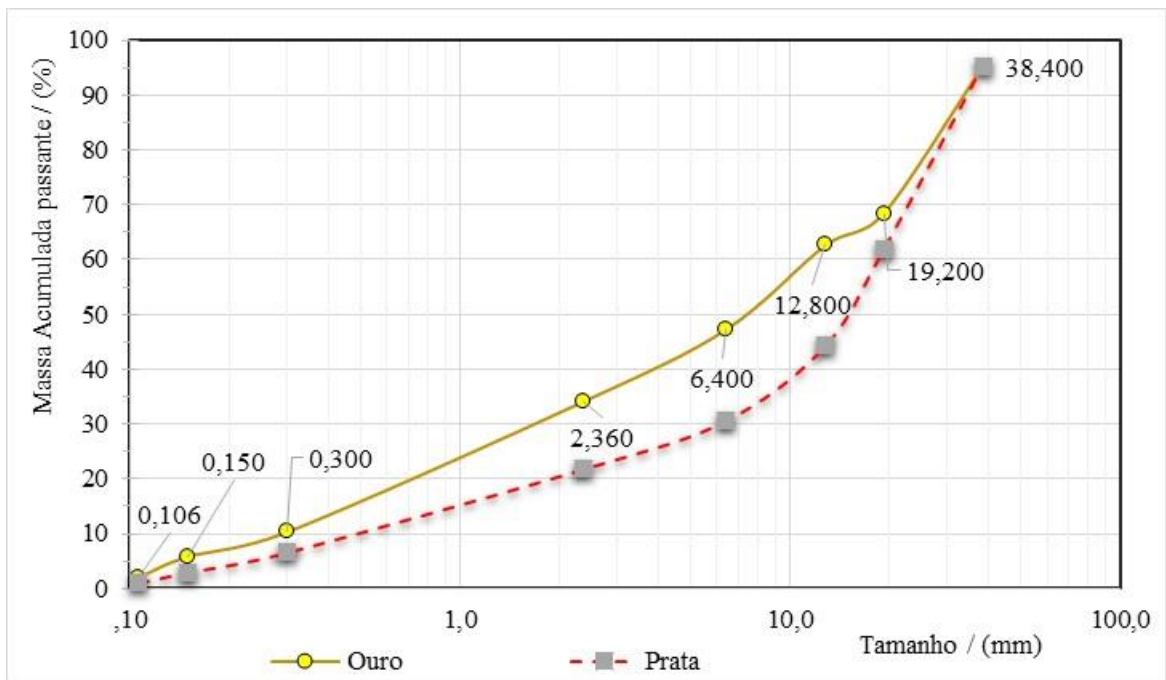


Figura 42 – Distribuição granulométrica dos teores de prata e ouro da amostra de **minério A**.

A Tabela 35 indica os dados iniciais das colunas e minérios, operacionais e resultados para as primeiras 4 colunas testadas com minério de ouro de baixo teor.

Tabela 35 – Dados iniciais, operacionais e resultados para as colunas 1, 2, 3 e 6.

		Coluna 1	Coluna 2	Coluna 3	Coluna 6
Dados Colunas	Diâmetro interno, m	0,22	0,23	0,23	0,21
	Área interna, m ²	0,04	0,04	0,04	0,03
	Altura total, m	3,07	3,06	3,08	3,11
	Volume, m ³	0,11	0,13	0,13	0,11
Dados do Minério	Teor de Ouro cabeça, Au, g/t	0,47	0,43	0,50	0,63
	Teor de Prata cabeça, Ag, g/t	2,00	1,50	1,50	2,00
	Massa de minério seco, Kg	152,69	146,66	129,91	93,19
	Volume de água (umidade), L	7,38	7,70	6,76	4,80
	Massa de Cal adicionada, g	300,35	292,77	256,74	182,57
	Altura inicial da carga, m	2,84	2,79	2,48	1,91
	Volume inicial do leito, m ³	0,10	0,12	0,10	0,07
	Densidade aparente da carga, Kg/m ³	1483,52	1265,21	1263,37	1394,55
Dados Operacionais	Taxa de alimentação, L/h/m ²	10	10	10	10
	Tempo total de operação, dia	45	45	26	26
	Taxa Média de alimentação, L/h/m ²	10,01	9,36	9,15	9,43
	Volume de solução passante, m ³	0,43	0,44	0,25	0,19
	Fluxo de solução de alimentação, mL/min	6,05	6,92	6,92	5,83
	Fluxo médio de sol. de alimentação, mL/min	6,05	6,48	6,34	5,49
	Temperatura, °C	Ambiente	Ambiente	Ambiente	Ambiente
Resultados	Volume drenado, m ³ /t	2,785	3,017	1,953	1,916
	Extração de Au, g/t	0,308	0,333	0,344	0,357
	Extração de Au cabeça, %	65,494	77,507	68,777	56,598
	Extração de Au cabeça calculada, %	73,868	74,942	76,343	75,662
	Extração de Au cabeça-resíduo, %	76,330	73,837	78,667	81,151

A Figura 43 indica a distribuição granulométrica das amostras retiradas durante o carregamento das colunas 1, 2, 3 e 6.

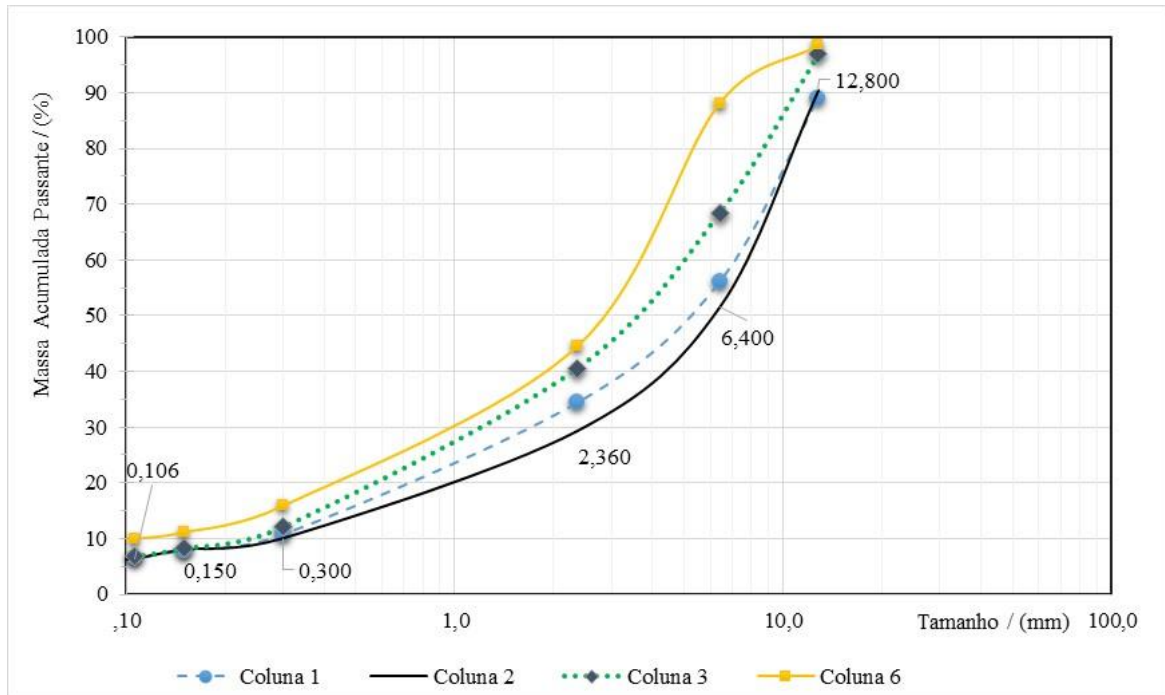


Figura 43 – Distribuição granulométrica do minério selecionado nos ensaios de lixiviação nas colunas 1, 2, 3 e 6

No caso das colunas 1 e 2, os ensaios tiveram a duração de 45 dias enquanto que nas colunas 3 e 6, duraram 26 dias, decisão estratégica tomada em conjunto com a empresa uma vez que o perfil cinético das colunas já se havia estabelecido conforme a Figura 44. Esta figura também indica que as colunas com 6 dias de operação já apresentavam extrações da ordem de 40% e que a partir do 15º dia o perfil de extração permaneceu similar até o final do ensaio.

A diferença de perfil para as curvas pode indicar uma maior disponibilidade de ouro livre nos minérios utilizados nos testes das colunas 2 e 3 uma vez que com 6 dias dias ambas possuem extrações superiores a 50% enquanto que as colunas 1 e 6 apresentam extrações da ordem de 40% para os mesmos 6 dias de operação.

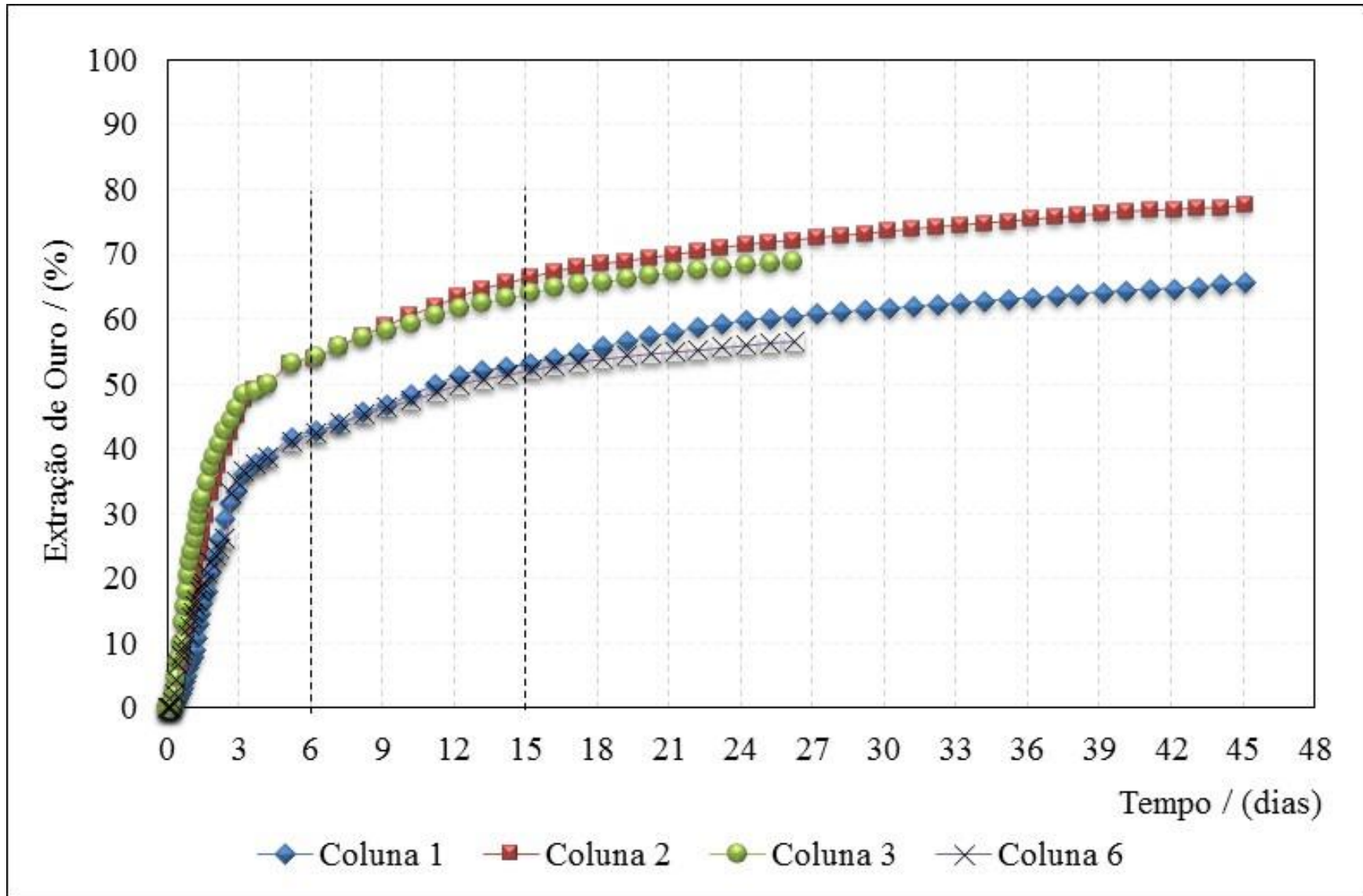


Figura 44 – Curva da extração de ouro em função do tempo para as colunas 1, 2, 3 e 6.

Ainda, pela Figura 44, pode-se verificar que os três primeiros dias foram fundamentais para formar o perfil da velocidade onde todas as curvas mudam consideravelmente de perfil. Também foi construído o gráfico para a dosagem de solução de cianeto de sódio em função da recuperação de ouro para verificar quais seriam os consumos de solução em função da quantidade de minério utilizada nos testes, (Figura 45), variando de cerca de 2 m³/t de minério para a coluna 3 até cerca de 3 m³/t de minério para a coluna 2. Os resultados para extração de prata foram superiores a 60% conforme indicados no Anexo VI.

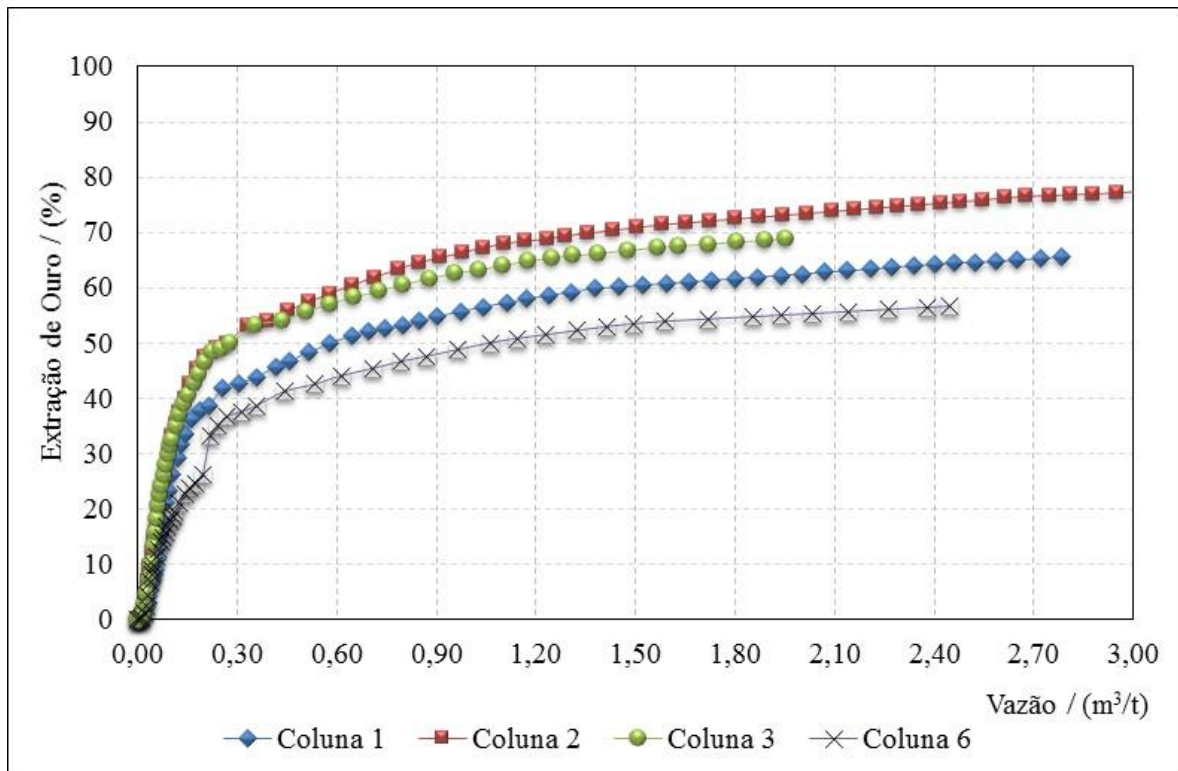


Figura 45 – Curva da extração de ouro em função da dosagem de solução de cianeto nas colunas 1, 2,3 e 6.

As colunas 4 e 5 iniciaram sua operação seguindo a mesma forma de amostragem, preparação e preenchimento que as colunas anteriores, porém partiu-se de cerca de 400 kg de minério que foi triturado, triturador móvel Sandvik QJ241, para realizar uma primeira redução granulométrica e assim envia-lo ao laboratório para análise granulométrica, química e adequação da granulometria para os testes nas colunas 4 e 5. A Figura 46 indica a distribuição granulométrica do minério para as colunas em que a linha tracejada indica a granulometria D₈₀ aproximado de 29,62 mm e com maior tamanho de 1½” (38,4 mm).

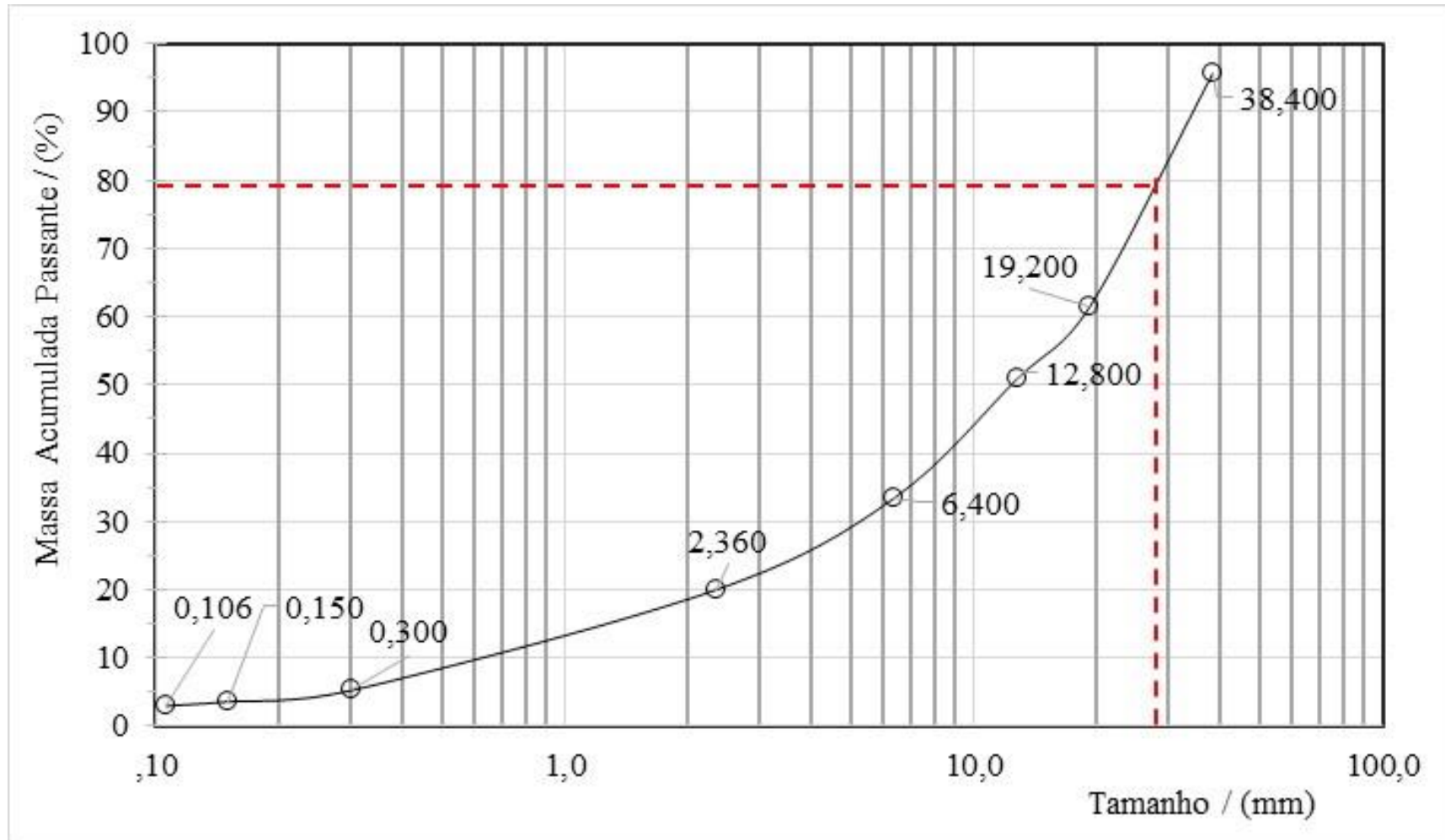


Figura 46 – Distribuição granulométrica da amostra de **minério A** para ensaios metalúrgicos colunas 4 e 5.

Também foi feita a caracterização dos teores de ouro e prata em cada malha utilizada para a análise granulométrica deste minério no intuito de verificar a distribuição dos teores destes metais para esta amostra (Figura 47). Nesta figura verifica-se que para granulometrias de 12,8 mm o teor de ouro é de 63% do ouro total enquanto que o teor de prata é de 52% da prata total. Para esta amostra, a relação total de ouro e prata foi de 1:5,2; respectivamente.

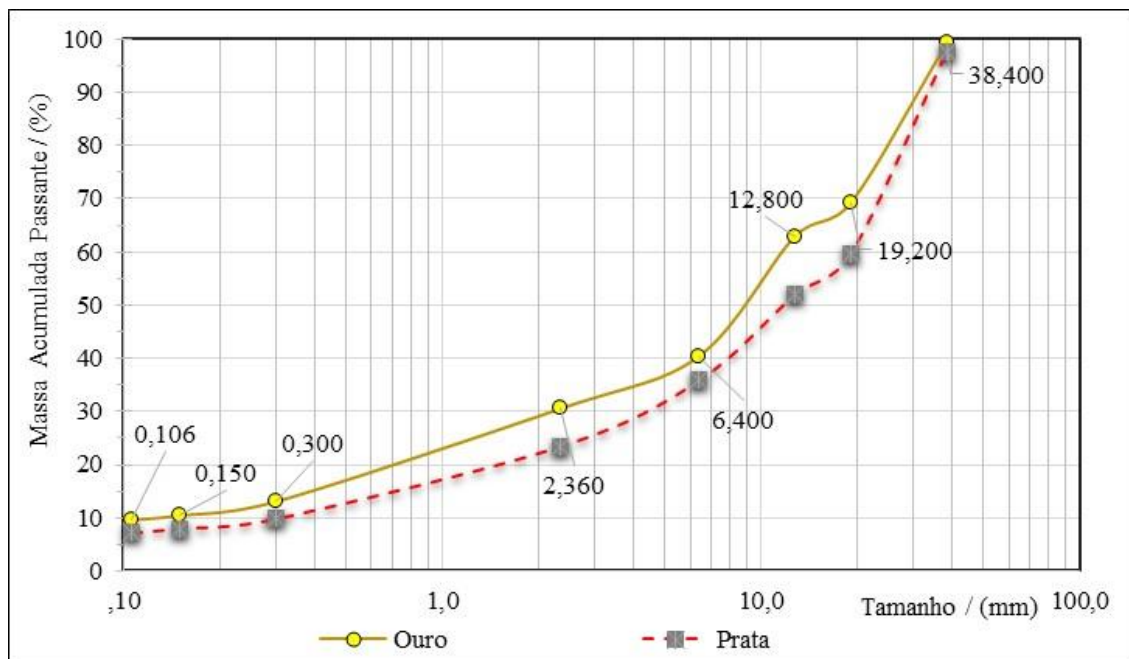


Figura 47 – Distribuição granulométrica dos teores de prata e ouro da amostra de **minério A**.

Foram preenchidas com minério as colunas 4 e 5 durante o período de duas horas, uma vez que essas colunas já haviam sido testadas quanto a estanqueidade junto com as colunas anteriores.

A Figura 48 indica a distribuição granulométrica das amostras utilizadas nos ensaios para as colunas 4 e 5.

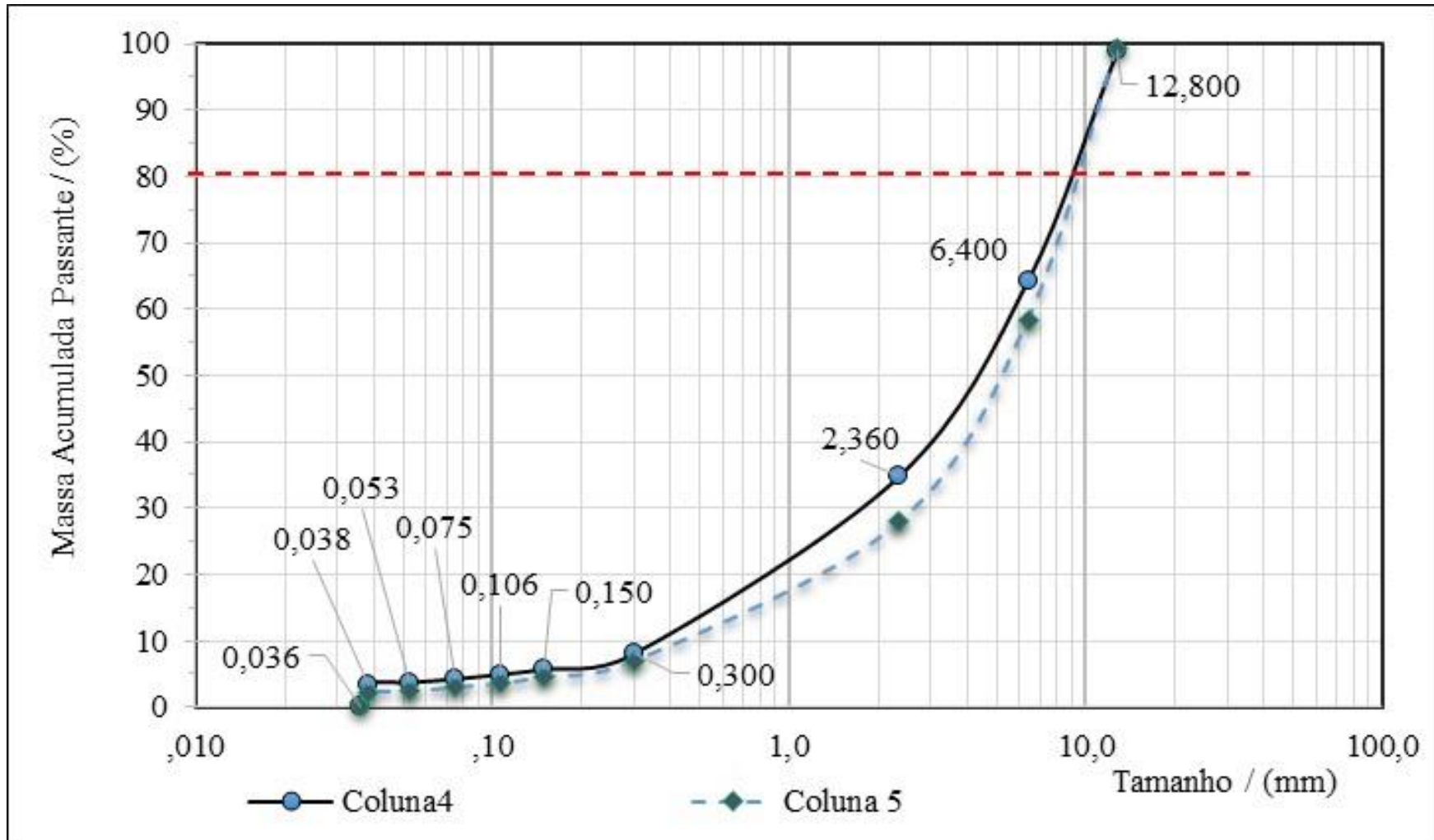


Figura 48 – Distribuição granulométrica do minério selecionado para os ensaios metalúrgicos colunas 4 e 5.

A dosagem de solução de NaCN na concentração de 1.000 mg/L foi feita e a Tabela 36 indica os dados iniciais, operacionais e os resultados para as colunas 4 e 5.

Tabela 36 – Dados iniciais, operacionais e resultados para as colunas 4 e 5.

		Coluna 4	Coluna 5
Dados Colunas	Diâmetro interno, m	0,23	0,22
	Área interna, m ²	0,04	0,04
	Altura total, m	3,04	3,10
	Volume, m ³	0,13	0,11
Dados do Minério	Teor de Ouro cabeça, Au, g/t	0,64	0,62
	Teor de Prata cabeça, Ag, g/t	3,33	3,33
	Massa de minério seco, Kg	145,17	152,24
	Volume de água (umidade), L	7,01	7,35
	Massa de cal adicionada, g	289,71	303,80
	Altura inicial da carga, m	2,77	2,91
	Volume inicial do leito, m ³	0,12	0,11
	Densidade aparente da carga, Kg/m ³	1261,43	1441,02
Dados Operacionais	Taxa de alimentação, L/h/m ²	10	10
	Tempo total de operação, dia	27	27
	Taxa Média de alimentação, L/h/m ²	9,79	11,07
	Volume de solução passante, m ³	0,27	0,27
	Fluxo de solução de alimentação, mL/min	6,92	6,05
	Fluxo médio de sol. de alimentação, mL/min	6,67	6,70
	Temperatura, °C	Ambiente	Ambiente
Resultados	Volume drenado, m ³ /t	1,848	1,768
	Extração de Au, g /t	0,309	0,355
	Extração de Au cabeça, %	48,600	57,065
	Extração de Au cabeça calculada, %	62,569	63,167
	Extração de Au cabeça-resíduo, %	70,669	65,663

As colunas 4 e 5 seguiram em operação durante 27 dias, decisão estratégica tomada em conjunto com a empresa uma vez que o perfil cinético das colunas já se havia estabelecido conforme Figura 49. Esta figura também indica que as colunas com 6 dias de operação já apresentavam extrações da ordem de 40% para a coluna 4 e 45% para a coluna 5, e que a partir do 15º dia o perfil de extração permaneceu similar até o final do ensaio. Também verifica-se uma alteração no perfil da curva da coluna 5 que inicialmente apresentou uma menor extração que a coluna 4 nos 4 primeiros dias e a partir do 5 dia ultrapassa a extração da coluna 4. A coluna 4 mantém o mesmo perfil durante todo o teste.

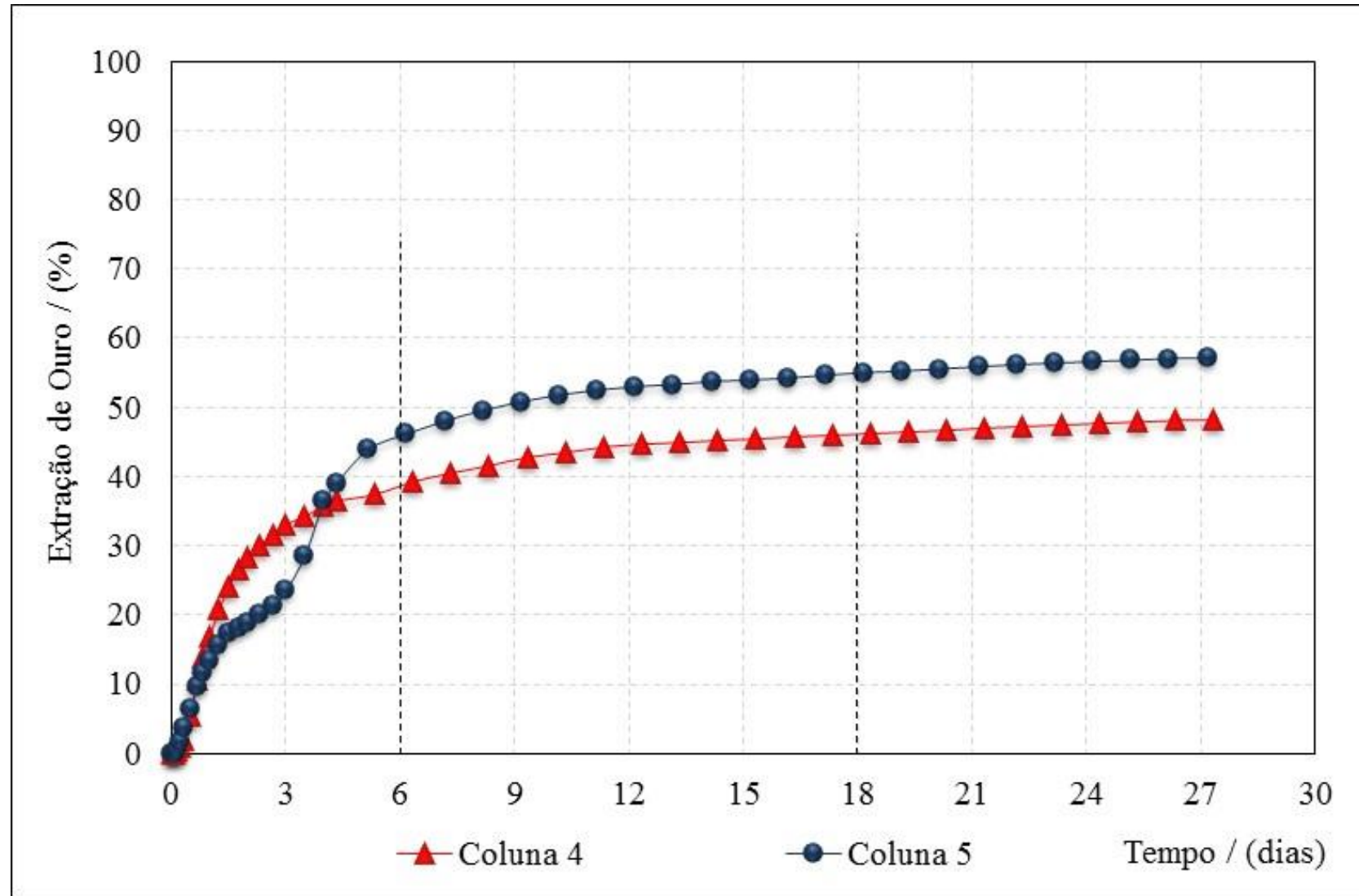


Figura 49 – Curva da extração de ouro em função do tempo para ensaios de lixiviação nas colunas 4 e 5.

Também foi realizado o gráfico para a dosagem de solução de cianeto de sódio em função da recuperação de ouro para verificar quais seriam os consumos de solução em função da tonelagem de minério utilizada nos ensaios, conforme indica a Figura 50, da ordem de 1,70 m³/t de minério.

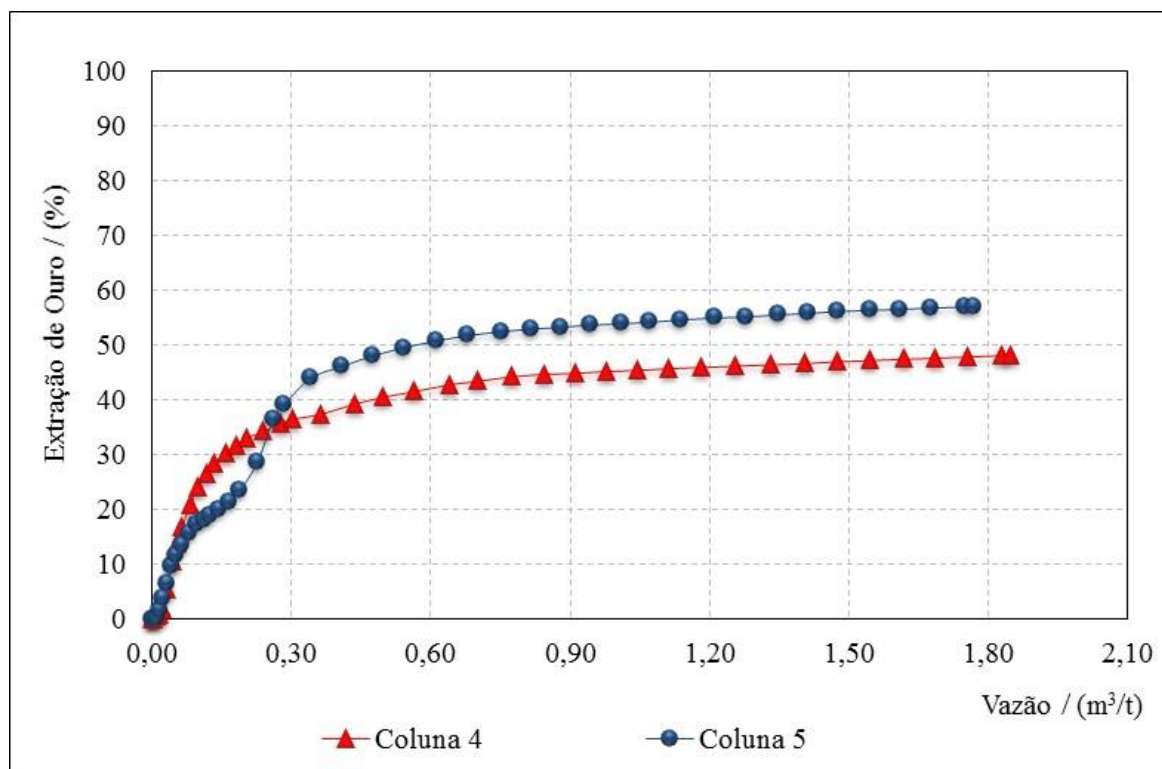


Figura 50 – Curva da extração de ouro em função da dosagem de solução de cianeto nas colunas 4 e 5.

Como indicado na Figura 44 e Figura 49, após o sexto dia, já se havia extraído pelo menos 40% a 50% de ouro nas colunas 1, 4, 5 e 6 enquanto que as colunas 2 e 3 já contavam com extrações superiores a 50%. As colunas 2 e 3 mantem um perfil similar o que pode ser visto também nas colunas 1 e 6. As colunas 1,2 e 3 atingiram extrações de ouro superiores a 65% no tempo de teste. Os testes 1,2,4 e 5 foram realizados com granulometria 80% passante do minério de 12,65mm (1/2") e os resultados foram superiores a 57 %, confirmado por Dhawan et al (2013) que indica valores de extração de ouro da ordem de 50% a 87% para minério com teores de 0,55 g/t a 1,5 g/t em processos de lixiviação com cianeto.

6.2 Avaliação econômica do projeto

A proposta para a nova planta de tratamento de minérios de baixo teor, sistema de redução de tamanho e lixiviação em pilhas é inovadora para a região que atualmente beneficia minerais de alto teor e pelo processo CIL. A nova proposta indica um incremento na produção anual de ouro podendo ser estendido por um período maior que o planejado se for feito um bom planejamento e estoque de minérios de baixo teor nas prospecções futuras. Além disso aproveitaria as instalações já existentes para dessorção do ouro via carvão ativado e demais unidades de produção de ouro até a produção de Doré.

6.2.1 Custos de Instalação

Os custos de instalação para a nova planta estão indicados na Tabela 37.

Tabela 37 – Custos de instalação das plantas de lixiviação em pilhas

Item	Valor US\$	Tipo de Custo	Subtotal US\$
Terraplanagem	5.563.639	Direto	16.359.172
Obras civis	613.658		
Estrutura Metálica	2.147.676		
Concreto	1.442.401		
Tubulações	239.113		
Bombas	178.533		
Equipamentos mecânicos	3.813.182		
Equipamentos elétricos	1.448.876		
Instrumentação e controle	319.630		
Cabeamento de energia	455.765		
Prédios	136.699		
Fretes, Seguro de equipamento e materiais	437.035	Indireto	4.050.611
Nacionalização de equipamentos	111.763		
Materiais de reposição importados	219.902		
Representante técnico - Vendedor	153.932		
<i>Rump up</i>	715.000		
Factibilidade	350.000		
EPCM- “Engineering, Procurement and Construction Management”	1.654.000		
Comissionamento da planta	408.979		
CUSTO TOTAL (Sem Contingência)		20.409.784	
Contingência de 15%		3.061.467	
CUSTO TOTAL		23.471.251	

O total de custos de investimentos é de US\$ 20.409.784 para o qual adotou-se uma contingência de 15% totalizando um custo de US\$ 23.471.251, custo similar ao apresentado em Nye Conty, Nevada USA (STAR GOLD Inc. 2014).

Já para os custos de operação foram assumidos os valores de US\$ 41,52 por grama (US\$ 1291,50/ Ozt) para o ouro e de US\$ 0,62 por grama (US\$ /Ozt 19,42) para a prata, cotação de 26 de maio de 2014 (Banco Central de Chile, 2014), enquanto que o preço do NaCN considerado foi de US\$ 2.600,00 por toneladas. Também foi considerado um adicional de 40 empregados para a nova planta, sendo que algumas atividades seriam feitas em conjunto com empregados da planta já existente.

6.2.2 Custos de Operação

Os custos de operação anual calculado para a planta industrial utilizando o processo de a lixiviação em pilhas são apresentados na Tabela 38, totalizando 6,37 dolares americanos por tonelada de minério.

Tabela 38 – Custos de operação da planta industrial de lixiviação em pilhas.

Item	Unidade	Valor	Porcentual (%)
Mão de Obra	US\$	3.569.664	28,00
Energia	US\$	1.841.279	14,45
Materiais de Operação	US\$	172.002	1,35
Água Industrial e potável	US\$	2.146	0,02
Reagentes	US\$	5.303.200	41,60
Materiais de reposição e manutenção	US\$	482.800	3,79
Gastos gerais e serviços	US\$	768.064	6,03
Outros Custos	US\$	606.958	4,76
Total	US\$	12.746.113	100%
TOTAL	US\$ / t	6,37	-
	US\$ / Oz Au Eq.	421,72	-
	US\$ / g Au Eq.	13,55	-

O custo de operação em média seria de US\$ 6,37 por tonelada de minério processada similar ao custo relatado por Ortiz (2001) e Cochilco (2014). O gasto médio anual seria de US\$ 6.373.056 por ano considerando o processamento de 1.000.000 de toneladas de minério por

ano. O maior aporte para os custos é o consumo de reagentes, que representa aproximadamente 41,60%, sendo que 68,63% destes corresponde ao cianeto de sódio. Portanto o cianeto de sódio representa aproximadamente 28,56% dos custos totais de operação, porcentagem essa similar à reportada por Manrique (2005).

Considerando os valores de Capex e Opex para esta planta industrial de lixiviação em pilhas e ainda considerando-se a taxa de desconto anual de 11%, no período de 3 de abril de 2014 a 28 de maio de 2015, conforme Banco Central do Brasil (2015), calcularam-se os valores de VPL (Valor Presente Líquido), TIR (Taxa Interna de Retorno) e payback que são apresentados na Tabela 39.

Tabela 39 – Valores monetários da planta industrial de lixiviação em pilhas.

Item	Parâmetro
Capex – Investimento ano 0	US\$ 23.471.251
Opex – Custo de operação anual (1º ao 3º ano)	US\$ 6.373.056
Entrada anual	US\$ 19.517.196
Fluxo de Caixa anual	US\$ 13.144.140
Taxa de desconto anual	11%
Valor Presente Líquido (taxa 11%)	US\$ 8.649.276,39
Taxa Interna de Retorno	31,21%
Payback simples	1,79 anos
Payback descontado (11%)	2,14 anos

Considerando que o VPL é positivo, que a TIR é superior à taxa praticada e que o payback descontado é de 2,14 anos (2 anos, 1 mês e 21 dias) o investimento e operação da planta de lixiviação em pilhas do ponto de vista econômico é um bom investimento e também poderia vir a trazer oferta de trabalho para a região além de prolongar a vida útil da planta industrial existente.

Como o valor do ouro no mercado sofre variações constantes de preço verificou-se a sensibilidade do projeto em relação a variação do preço de venda do ouro. Considerando-se o histórico de janeiro de 2011 a agosto de 2015, o menor valor de venda foi de US\$ 34,6585 por

grama de ouro (1.078US\$/Ozt) em julho de 2015 (Banco Central de Chile, 2015). Os valores econômicos estão indicados na Tabela 40.

Tabela 40 – Valores monetários da planta industrial de lixiviação em pilhas, considerando preço do ouro de 34,6585 U\$/g.

Item	Parâmetro
Capex – Investimento ano 0	US\$ 23.471.251
Opex – Custo de operação anual (1° ao 3° ano)	US\$ 6.373.056
Entrada anual	US\$ 16.393.987
Fluxo de Caixa anual	US\$ 10.020.931
Taxa de desconto anual	11%
VPL (taxa 11%)	US\$ 1.017.045
TIR	13,475%
Payback simples	2,34 anos
Payback descontado (11%)	2,82 anos

Considerando que o VPL é positivo, que a TIR é superior à taxa praticada e que o payback descontado é de 2,82 anos (2 anos, 9 meses e 27 dias) o investimento e operação da planta de lixiviação em pilhas do ponto de vista econômico ainda assim é um bom investimento.

O item 6.2.3 descreve uma proposta para a instalações para a nova planta industrial que realizará o processamento do minério de ouro de baixo teor aqui identificado como Área Seca, e as instalações para o processo de lixiviação em pilhas aqui identificado como Área Úmida considerando os parâmetros operacionais propostos e as condições de operacionais.

6.2.3 Descrição das Instalações

A nova planta industrial será dividida em duas grandes áreas: área de minério seco (Área seca) e área de soluções (Área de úmidos). A área de secos contempla desde a recepção de minério da mina até o silo de finos e aglomeração de minério. Já a área de úmidos considera toda a parte de preparação da pilha de minério a ser lixiviado, sistema de dosagem de solução,

piscinas de soluções (decantação, solução rica, solução pobre e piscina de emergência) e toda a parte de descarte de líquidos e resíduos.

A Figura 51 representa a proposta de fluxograma da área de secos composta por britagem primária, secundária e terciária.

A área de britagem primária recebe o minério oriundo da Mina que é descarregado em um alimentador (1) com capacidade de 100 t que envia o minério para a peneira vibratória (2) responsável pela classificação. O minério grosseiro (não passante) é enviado para um britador do tipo mandíbulas (3) de 1000 x 900 mm que reduz, em aproximadamente, 4,5 vezes a granulometria do minério e, posteriormente, a um receptor de minério grosso (4) seguindo para a correia principal (5) que incorpora o minério passante ao alimentador vibratório (2) para então formar a pilha pulmão de minério grosso(6), capacidade de 10.000 toneladas, que posteriormente envia material para a área de britagem secundária.

A área de britagem secundária recebe minério a partir das correias (7) e (8), correias de finos e grossos respectivamente, e alimenta a minério para a correia principal (9) que direciona material para uma peneira vibratória (10), que separa finos (12), direcionando para o silo de finos pela correia (20), do material grosso. O minério grosso é enviado para o britador secundário, britador cônico de cabeça padrão (11) que reduz a granulometria em até 5,6 vezes e, posteriormente, a um receptor de minério (13), capacidade 282 toneladas, que distribui o material em duas calhas vibratórias (14 e 15) e dois britadores terciários (18 e 19), que reduzem em até 2,5 vezes a granulometria e que trabalham em paralelo, com carga circulante (21) que retorna a calha vibratória. Os finos (12,16 e 17) alimentam a correia 21 que abastece o silo de finos (22) com capacidade de 300 toneladas.

A área de aglomeração (24) recebe finos (22) com minério na granulometria de trabalho para então preparar o minério aglomerado que também recebe água e cal (23) para então disponibilizar o minério aglomerado (25) para enviar a preparação das pilhas de lixiviação na área úmida.

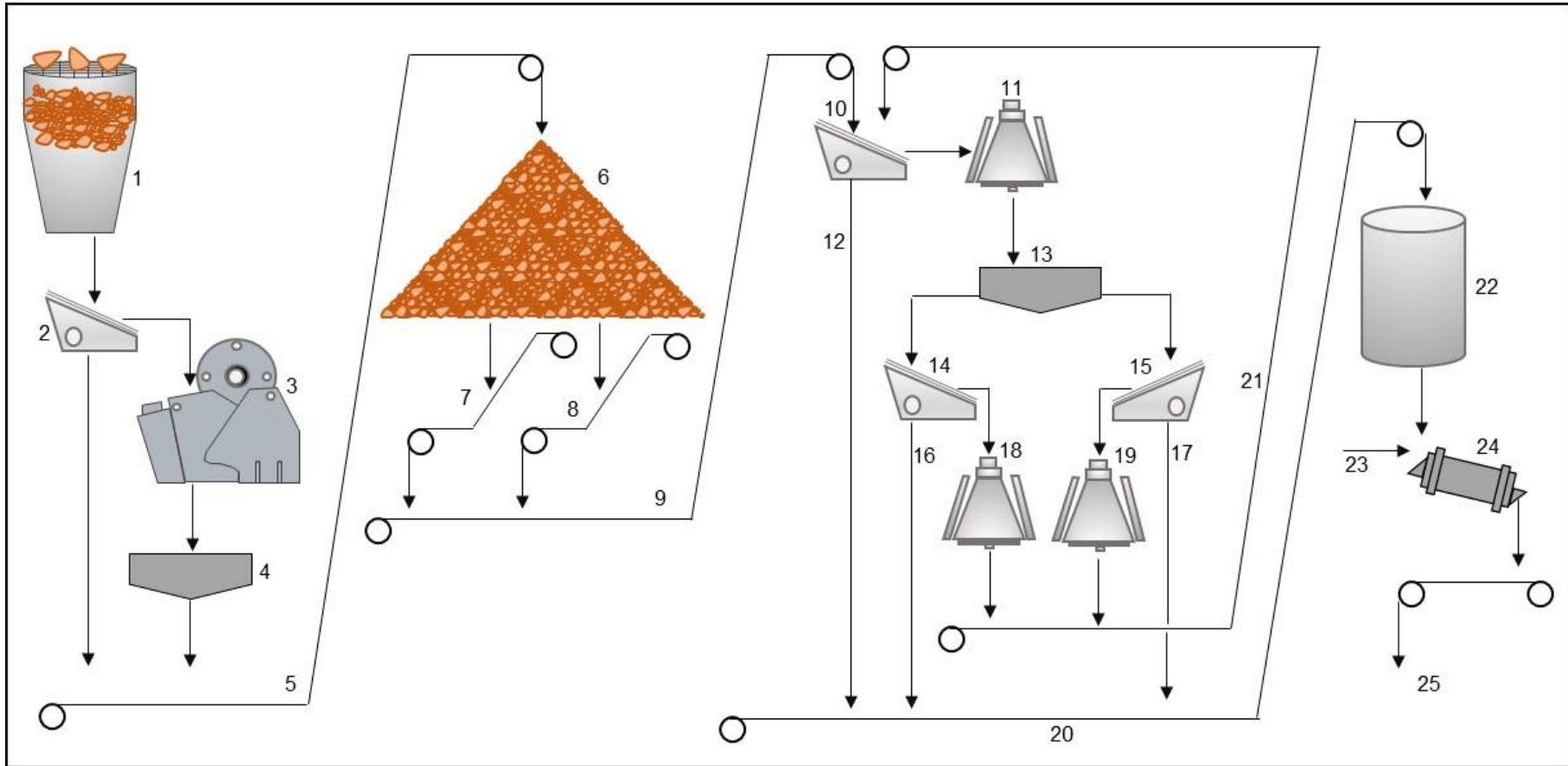


Figura 51 – Fluxograma proposto para a **Área Seca**. Recepção de minério, britagem primária, secundária, terciária e aglomeração.

A Área de Úmida inicia-se com o minério aglomerado e na granulometria de trabalho. Este alimenta uma correia transportadora que transpassa o minério para uma correia com ponte distribuidora para realizar a formação das pilhas. As pilhas são formadas de acordo ao plano de carga e todo o sistema de formação das pilhas é móvel. O transporte de material para formação das pilhas pode também ser realizado via caminhão, caso a ser avaliado em outra etapa do projeto.

O fluxograma das pilhas de lixiviação e o circuito de líquido estão descritos na Figura 52. O minério fino devidamente aglomerado e empilhado é colocado para formação da pilha dinâmica de lixiviação (1) com base de 300 x 100 m, incluindo taludes e canaletas perimetrais, para cada quadra de lixiviação (devidamente projetada para receber o material e a solução de dosagem). A base das pilhas é compactada e possui uma pequena inclinação, 0,3% transversal e 1,5% longitudinal, para deslocamento da solução rica às tubulações e posterior distribuição. As camadas que formam a base são: uma capa (2A) de 0,3 m de material arenoso (condutividade hidráulica 1×10^{-6} cm/s) e impermeabilizado com uma manta lisa (2B) de material impermeável, de HDPE, de 1,5 mm de espessura. Sobre essa camada impermeável se adiciona um material para drenagem (2C), também denominado “*heel*” ou “*cover*”, de 0,4 m que permitirá a drenagem, por tubulações transversais instaladas a cada 4 metros, da solução rica e protegerá a lamina de HDPE. A parte inferior de cada pilha será formada com um material fino coberto com uma película de HDPE (1,5mm) formando canaletas para recolher as soluções de cada modulo.

A solução rica, *Pregnant Leach Solution* (PLS), (3) é enviada a um tanque de decantação (4), para sedimentação de sólidos, e, em seguida, para a piscina de PLS (6). O fluxo do PLS normalmente é para a planta de processo (7), extração de ouro ou para a piscina de emergência (15). A solução de processo retorna para o circuito de lixiviação (10) e é direcionada para a piscina de solução pobre, *Barren Leach Solution* (8). Nela se ajusta a concentração de NaCN pela adição da linha de NaCN (9) ou com adição de solução de processo da solução (14) da piscina de emergência. Assim se envia a solução de alimentação (11) para a pilha de lixiviação.

As piscinas de PLS (6) e solução pobre (8) serão construídas em forma de tronco de pirâmide invertida revestida com HDPE e com uma película secundaria lisa, 1 mm de espessura, uma película intermediaria de geomalha de HDPE de 5 mm de espessura e uma película de revestimento primário de 1,5 mm de espessura. Estas piscinas contarão também com uma cobertura flutuante de HDPE.

Já a piscina de emergência é formada por uma lâmina de revestimento de HDPE de 2 mm de espessura.

As linhas pontilhadas (12, 13 e 14) são fluxos eventuais e ocorreram por medida de segurança ou alternativa de processo, enquanto que as linhas 16 e 17 são respectivamente a precipitação de chuvas e evaporação de água das pilhas, que dependeram das condições naturais da região. Por medidas ambientais e de saúde e segurança dos trabalhadores poderiam-se instalar pontos de monitoramento da qualidade da água como linha base antes da implantação do processo, como monitoramento constante para identificar possíveis influências.

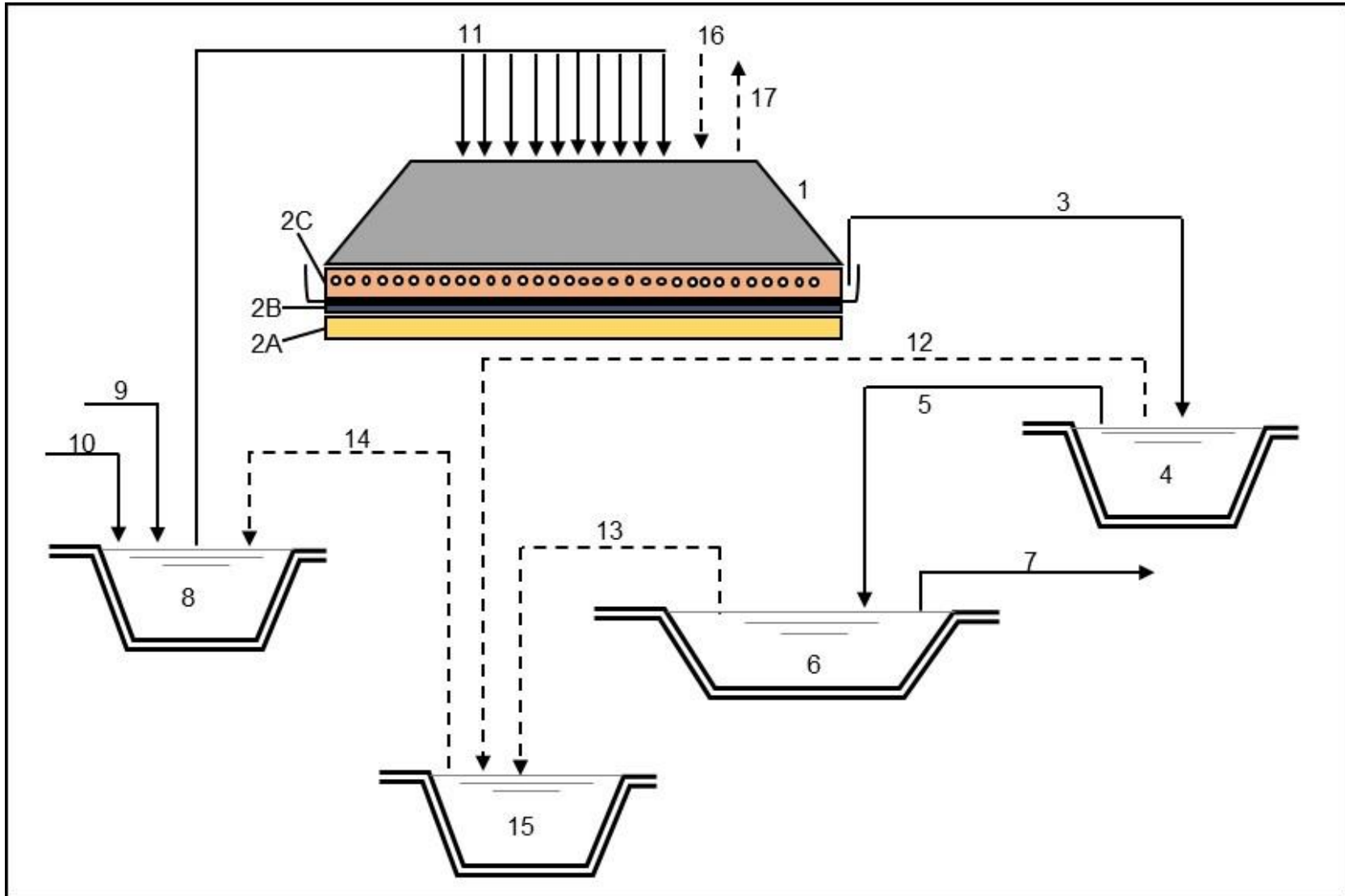


Figura 52 – Área de úmidos. Esquema de lixiviação em pilhas a ser utilizado para minérios de ouro de baixo teor.

6.3 Considerações Finais do projeto

Nos ensaios de lixiviação segundo a técnica de *rolling bottles test*, os **minérios A, B e C** apresentaram maiores extrações de ouro, da ordem de 82,5% a 93,5 %, para minério com 80% passante a 150 μm indicando não serem necessárias maiores reduções de tamanho das partículas.

Para o minério A, que apresentou extrações consideráveis, tanto nos testes em *rolling bottles*, com recuperações atingido 93,5%, quanto em colunas, com recuperações atingindo 77,5%, os resultados indicaram a possibilidade de se utilizar este minério para a elaboração de um projeto de planta industrial utilizando-se a lixiviação em pilhas o que aumentaria a vida útil da planta existente além de incorporar-se ao processo atual existente.

Como parâmetro inicial de segregação de minérios de baixo teor podem-se utilizar valores da ordem de 0,43g/t a 0,65g/t para estimar-se a tonelagem de material existente para a planta de lixiviação em pilhas bem como a formação de um estoque que viabilize tal processo.

A aglomeração simples do minério com água e cal indica ser a operação unitária suficiente para a formação e homogeneização do material que conformaria a pilha de minério além da cal ser insumo que contribuiria para a manutenção do pH superior ou igual a 10,5.

As taxas de aplicação da solução de cianeto começariam com valores da ordem de 10 L/h/m², utilizado para os ensaios de lixiviação em colunas e poderia ser aprimorado com a planta industrial, reduzindo assim o consumo de cianeto que foi da ordem de 0,7 Kg/t de minério.

A meta de recuperação de ouro desejada para a planta industrial seria da ordem de 70%, assim utilizada para os cálculos de Capex e Opex, o que poderia ser melhorada diminuindo assim o tempo de payback.

Um estoque de material de 3.000.000 toneladas de baixo teor, (0,43-0,65) g/t seria suficiente para viabilizar uma planta de lixiviação em pilhas operando por um período superior a 3 anos.

A busca por mais minério de baixo teor é indicada, pois com a planta em operação aumentaria os ganhos de capital uma vez que o Capex já estaria pago.

A taxa de alimentação de solução de cianeto poderia iniciar-se com 10L/h/m² e posteriormente estudar-se a redução, avaliando a extração de ouro, com isso poderia reduzir o consumo e custo do cianeto, que é responsável por 28,56% do Opex.

Sugere-se também avaliação constante no sistema de moagem e aglomeração com ensaios no intuito de possível redução de energia atuando na energia específica dos equipamentos de cominuição.

É indicada uma avaliação pluviométrica considerando a alta incidência de chuvas na região e conseqüentemente que o setor de Meio Ambiente da empresa estude os melhores locais para a construção das pilhas de lixiviação.

Também sugere-se a identificação de aspectos e impactos de todas as etapas do projeto, com avaliação e quantificação da situação, incidencia, classe, época, severidade, frequência magnitude, importância, probabilidade e reversibilidade indicando ações que minimizem os impactos mais significativos e a criação de indicadores que monitorem a evolução de tais item. Também sugere-se o acompanhamento de toda a legislação no âmbito municipal, estadual, federal além de verificar a existência de alguma nota técnica indicando boas praticas.

Caso se opte por operar a planta somente 3 anos sugere-se estudar a possibilidade de aquisição de alguns equipamentos usados, reduzindo assim o Capex, sem trazer prejuízos ao processo industrial o que reduziria o payback do projeto.

7 CONCLUSÕES

Os resultados promissores dos testes realizados em colunas indicam que o tamanho de granulometria de 12,67 mm poderia ser utilizado como o D₈₀ (granulometria 80% passante) para formação das pilhas de lixiviação e, posteriormente, reavaliado no intuito de redução de custo e ou aumento de recuperação de ouro.

O processo de lixiviação em pilhas operaria com ordem de extrações com valores da ordem de 70% de extração de ouro e 50% de extração de prata.

A Taxa de alimentação da solução de cianeto utilizada para a planta será de 10L / (h.m²)

O custo de capital (Capex) para a implantação da planta de lixiviação em pilhas para processar 1.000.000 toneladas de minério de baixo teor por ano foi calculado para valores da ordem de US\$ 23.471.251.

O custo de operação (Opex) para a operação anual da planta de lixiviação em pilhas para processar 1.000.000 toneladas de minério de baixo teor por ano foi calculado para valores da ordem de US\$ 6.373.056

Os fluxogramas elaborados na Figura 51 e Figura 52 são propostas que podem vir a ser utilizadas para a implantação das pilhas de lixiviação considerando as etapas de redução de tamanho e formação das pilhas para o processamento de 1.000.000 toneladas de minério de baixo teor.

O VPL e a TIR deste projeto indicam condições favoráveis a implantação do mesmo, além de um payback descontado de apenas 2 anos 1 mês e 21 dias.

A implantação da unidade de lixiviação traria de imediato 40 novos postos de trabalhos diretos, sem contar os postos indiretos que poderiam surgir na região.

A planta industrial apresenta valores resultantes da análise econômica: VPL de 8.649.276,39 US\$, TIR de 31,21% e payback descontado de 2,14 anos, que são favoráveis a construção da planta industrial de lixiviação em pilhas de minerais de baixo teor incorporada ao processo CIL. Além disso, a nova planta poderia trazer um incremento de 455 kg de ouro o que corresponde a cerca de 24,3% da produção de 2014, que foi de 1.874,64 Kg.

8 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

Como continuação do trabalho, sugere-se:

Ensaios em colunas com concentrações de NaCN variando de 100 mg/L até 950 mg/L comparando as extrações de ouro e prata e o tempo de lixiviação;

Realizar ensaios metalúrgicos em colunas de minerais de outras minas para identificar o perfil cinético e parâmetros de operação;

Realizar um estudo em conjunto com os geólogos para identificar os potenciais de minérios de baixo teor na região da Ilha Cristalina de Rivera;

Identificar todos os aspectos e impactos ambientais do projeto e das fases de licenciamento.

9 REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- ADAMS, M. D. **Advances in Gold Ore Processing**. Guildford, Australia: Developments in mineral Processing, 2005.
- AKCIL, A. Destruction of cyanide in gold mill effluents: biological versus chemical treatments. **Biotechnology Advances**, v. 21, p 501-511, 2003.
- AKCIL, A.; KUYUCAK, N. Cyanide and removal options from effluents in gold mining and metallurgical processes. **Minerals Engineering**, v. 50-51, p. 13-29, 2013.
- ALLAN, G.G., WOODCOCK, J.T. A review of the flotation of native gold and Electrum. **Minerals Engineer**, v. 14. n. 9, p. 931-962, 2001.
- ALONSO, F.N.; RODRÍGUEZ, E. E.; SALAS, U.; GARIBAY, P. Análisis químico de cianuro en proceso de cianuración: revisión de los principales métodos*. **Revista de Metalurgia**, v43, p. 20-28,2007.
- AURA MINERALS Inc. **“Recuperación de Oro mediante el uso de alcohol en el proceso de elución -Zadra Presurizado.Exploring, Mining and Developing in the Americas. I Congreso Internacional de Minería”**. Nicaragua 12 a 14 de agosto de 2014. Minerales de Occidente S. A. Disponível em:<http://www.congresointernacionaldemineria.com.ni/conferencias/13-agosto/14-017UsoDeAlcoholEtilico-en-Zadra-Presurizado.pdf>. Acesso em: 20/01/2015.
- BANCO CENTRAL DE CHILE.**“Base de datos Estadísticos”** – Indicadores diarios 26 de mayo del 2014. Disponível em: <http://si3.bcentral.cl/Indicadorestiete/secure/Indicadoresdiarios.aspx>, Acesso em: 03/06/2014.
- BANCO CENTRAL DO BRASIL. **Historico das Taxas de Juros** [página da internet]. Brasília. 2015 [atualizado 21 de jan]. 2015.. Disponível em <http://www.bcb.gov.br/?COPOMJUROS>. Acesso em: 22/01/2015.
- BARRAGÁN, J. C. G; ESCÁRCEGA, P. P. “El oro en la Historia” **Revista “Nuestra Tierra”** de UNAM, Órgano de difusión de la Estación Regional del Noroeste. v. 14. p. 3-4. 2010
- BCN, 2012. Decreto 90/2001 - **Establece norma de emisión para la regulación de contaminantes asociados a las descargas de residuos líquidos a aguas marinas y continentales superficiales**. Disponível em: <http://www.leychile.cl/Navegar?idNorma=182637&idVersion=2001-03-07>. Acesso em: 10/01/2015.
- BOSSI, J., “Capitulo 1 Yacimientos de Minerales Metalicos – Metales preciosos Oro” do libro **“Recursos Minerales del Uruguay”**. Editora Nuestra Tierra. Montevideo Uruguay. p. 10-14. 1969.
- BRANCO, P. M. **“Dicionário de Mineralogia e Gemologia”**. São Paulo: Oficina de Textos, 2008.

- CAGNONE, I. F . **“Rasgos y principios geológicos del yacimiento “Arenal Deeps” como base para um modelo de estimación de recursos y reservas a mediano plazo”**. Trabalho final para licenciatura em geologia. Faculdade de ciências – Universidad de la Republica – Montevideo Uruguai,p. 10-16, 2014.
- CAMPOS, A. R; LUZ, A. B; BRAGA, P. F. A., 2010.” **“Separação em meio denso”**. In LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANCA, S. C. A. **“Tratamento de minérios”**. 5ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT. Cap 8 p. 329-362, 2010.
- CARVALHO, X. M. S., 2012. **“Equipamentos de Fragmentação: Uma Revisão Avaliando Circuitos Alternativos para a Moagem de Finos”**. Belo Horizonte. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais. JUNHO. 70p. (Monografia graduação em Engenharia de Minas), 2012.
- CIMINELLI, V. S. T; GOMES, A. D. **Princípios da Cianetação**. TRINDADE, R. B. E ; FILHO, O. B. Extração de ouro: princípios, tecnologias e meio ambiente. Rio de Janeiro. CETEM/CNPq, .v4, p 62-63; 69-71. 2002.
- COCHILCO. Comisión Chilena del Cobre – Ministerio de Minería – Gobierno de Chile **“Metales preciosos – Mercado del oro y plata”**. , p 7, 2014.
- COCHILCO. Comisión Chilena del Cobre – Ministerio de Minería – Gobierno de Chile **“Metales preciosos – Mercado del oro y plata”**. . Disponível: http://www.cochilco.cl/estadisticas/grafico.asp?tipo_metal=3. Acesso em: 01/05/2016.
- COETZEE, L.L.; THERON, S. J; MARTIN, G. J.; MERWE, J. D.V; STANEK, T. A. Modern gold deportments and its application to industry. **Minerals Engineering**, South Africa, v.24, p 565-575. 2011.
- CONAMA, 2011. Resolucao 430/2011. Condições e padrões de lançamento de efluentes, complementa e altera a Resolução no 357, de 17 de março de 2005, do Conselho Nacional do Meio Ambiente-CONAMA. 13 de maio de 2011.. Disponível em: : <http://www.mma.gov.br/port/conama/legiabre.cfm?codlegi=646>. Acesso em: em 10/03/2016.
- CORBETT, R.; LINDQVIST, W.; BARBER, J. **“NI 43-101 TECHNICAL REPORT FOR THE SAN GREGORIO PROJECT, MINAS DE CORRALES, RIVERA, URUGUAY”**. Relatório Técnico, pag 16-8, 2010.
- CORREIA, J. C. G.” **CLASSIFICAÇÃO E PENEIRAMENTO”**. In LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANCA, S. C. A. **“Tratamento de minérios”**. 5ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, . Cap 6 p. 257-296. 2010.
- DHAWAN, N.; SAFARZADEH, M. S.; MILLER, J. D.; MOATS, M. S.; RAJAMANI, R. K. Crushed ore agglomeration and its control for heap leach operations. **Minerals Engineering**, v41, p 53-70, 2013.
- DORR, J. V. N. **Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores**. Mc Graw Hill, New York, p. 141. 1936.

- DOUGLAS, R., **Uma rota de recuperação de metal a partir de escoria secundária da produção de ferroníquel**. Dissertação apresentada a Escola Politécnica da Universidade de São Paulo para obtenção do título de Mestre em Engenharia. 2009.
- ESCALONA, L. M.,. **“Aglomerado y curado en el proceso de lixiviación de Minerales”**. Metsolver. 2007.
- EUGENE W, W. L. MUJUMDAR, A. S. **“Gold Extraction and Recovery Process”** Minerals, Metals and Materials Technology Centre (M3TC), National University of Singapore, . p. 5;8, 2009.
- FAHRENWALD, A. W. , **“ The recovery of gold from its ores”**, 1ª ed. May 1932. University of Idaho, Moscow – Idaho-USA. 1932.
- FELIU, O., TUBIO,G., SALAMANCA,O., RESPALDIZA,M.A., DE LA BANDERA,M.L.,ZAPPINO,G.O. Gold and Electrum jewellery in the strategic area of gadis in phoenician period. **Nuclear Instruments and methods in physics Research**, v B 260, p 329-335. 2007.
- FERNÁNDEZ, L. E. , **Análise Petrográfica. Uruguay Mineral Exploration Inc.** – reporte interno. 2005.
- 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**. 4ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM-CNPq-MCT. Cap. 4, p 113-194, 2004.
- FREITAS, L. R. ; COSTA, R. S. Recuperação do ouro dissolvido. TRINDADE, R. B. E; FILHO, O. B. **Extração de ouro: princípios, tecnologias e meio ambiente**. Rio de Janeiro. CETEM/CNPq, .n4, p 111. 2002.
- GUILBERT, J. M.; PARK, Ch. F. **The geology of oro deposits**. Freeman, p. 985, 1986.
- GONCALVEZ , A. C. **Tratamento de efluentes contend cianato livre através do Sistema H₂O₂/UV**. Rio de Janeiro: PUC-rio, 2004. Tese (Doutorado em Ciência dos Materiais e Metalurgia). Departamento de Ciências dos Materiais e Metalurgia, Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro, p. 206, 2004.
- HARVIE, A. I. **John Stewart MacArthur: pioneer gold and radium refiner**. Endeavour. v. 13, n 4, p.179–184, 1989.
- HECK, N.C. ENG06631 - **Metalurgia Extrativa dos Metais Não-Ferrosos I-A**. UFRGS, DEMET. Disponível em: <http://www.ct.ufrgs.br/ntcm/graduacao/ENG06631/Lixiviação.pdf>. Acesso em: 27/012014.
- HOLT, A. S., **“Estudio estadístico para la validación del muestreo geoquímico en perforaciones de producción, mina aurífera arenal, minas de corrales, rivera, Uruguay”**. Trabalho final para licenciatura em geologia. Facultad de Ciencias Universidad de la República. Montevideo Uruguayi. p. 10-16. 2009.
- HOOVER, H. C. ; HOOVER, L. H. – **Georgius Agricola – De Re Metallica**. New York: Dover Publications,Inc..1950.

- JOHNSON, C. A.,. “The fate of cyanide in leach wastes at gold mines: An environmental perspective”. *Applied Geochemistry. Environmental Geochemistry of Modern Mining*, v. 57, p. 194-205, 2014.
- KEPA, U. ; MAZANEK, E. S.; STEPNIAK, L. The use of the advanced oxidation process in the ozone + hydrogen peroxide system for the removal of cyanide from water. **Desalination**, v. 223, p. 187-197, 2008.
- KUYUCAK, N; AKCIL, A. Cyanide and removal options from effluents in gold Mining and metallurgical processes. **Minerals Engineering**, Canada, v. 50-51, p. 13-29. 2013.
- LEIVA, P. G. **Degradación de cianuros mediante oxidación química en efluentes industriales**. Proyecto de Máster en Química y Desarrollo sostenible, departamento de química orgánica e inorganica, Universidade de Oviedo. .p 68. 2012.
- LI, J.; MILLER, J. D. “A Review of Gold Leaching in Acid Thiourea Solutions”. Department of Metallurgical Engineering. University of Utah. **Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review**. p. 177-214. 2006.
- LIMA, F. E. **Análise Petrográfica. Uruguay Mineral Exploration Inc.** – reporte interno. 2005.
- LUZ, A.B. E LINS, F.A.F., . Introdução ao Tratamento de Minérios. In: LUZ, A.B.; SAMPAIO, J.; ALMEIDA, S.L.M. **Tratamento de Minérios**. 4ed. Rio de Janeiro CETEM/MCT. n° 1, p.3-16. 2004.
- LINS, F. A. F, 2010.” Concentração gravítica”. In LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANCA, S. C. A. “**Tratamento de minérios**”. 5ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, . Cap 7 p. 301-325. 2010.
- MAC MILLAN, J.G. “**Regiones mineras de Cunapirú, Corrales, Zapucay y Curtume. Instituto de Geología y Perforaciones**”. Montevideo, Uruguai. Boletim N°14,p 43, 1931.
- MANRIQUE, M. J. A. “**Manejo de Pilas de Lixiviación de oro en minera Yanacocha S. R. L**”. .. (Tesis Digitales UNMSM – Universidad Mayor de San Marcos - Facultad de Ingeniería geológica, minera, metalúrgica y geográfica – Lima - Peru) p. 24 e 88. 2005.
- 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), .p 651.2006.
- MARSDEN, J. O; HOUSE, C.I. “**The Chemistry of Gold Extraction**”. Editorial Allis Horwood, Inglaterra, p 260-295, 1992.
- MAÚRTUA, C. F. M. B. “**Evaluación de los factores de cianuración del mineral m1 de la mina lagunas norte para mejorar la recuperación de oro en la empresa minera barrick misquichilca**”. Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalurgista – Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica – Facultad de Ingeniería – Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann – Tacna – Perú. p 110.2013.

- MENDES, F.D. **Tratamento do Minério da Mina de Igarapé Bahia através de Lixiviação Sulfúrica seguida de Cianetação**. (Dissertação de Mestrado, Escola de Engenharia Metalúrgica e de Minas – UFMG – Belo Horizonte). 116 p. 1999.
- MERCHANT RESEARCH & CONSULTING LTD., 2013. **Global Sodium Cyanide Production Climbed to 797,000 Tonnes in 2012**. Disponível em <http://mcgroup.co.uk/news/20131011/global-sodium-cyanide-production-climbed-797000-tonnes.html>. Acesso em 10/03/2016.
- METSO MINERALS, 2004. **“Conocimientos Básicos en el Procesamiento de Minerales”**. 1ª Ed. p.346. 2004.
- MEZA, L. . **“Aspectos Fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos de los Metales preciosos”**, Pasto, Colombia, p. 28-94. 1981.
- MILLER, J. D; NIKHIL, D. M; SADEGH, S.; MOATS, M. S; RAJAMARI, R. K., . Crushed ore agglomeration and its control for heap leach operations. **Minerals Engineering**. v41, p 53-70. 2013.
- MONTE, M. B. M; PRES, A. E. C., 2010.” Química de superfície na flotação”. In LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANCA, S. C. A. **“Tratamento de minérios”**. 5ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, . Cap. 10 p. 399-457. 2010.
- MVOTMA, . Decreto 253/79 – **Normas para prevenir la contaminación ambiental mediante el control de las aguas**. Atualizada em 12 septiembre de 2012. . Disponível em: <http://www.mvotma.gub.uy/ciudadania/item/10003601-decreto-253-079.html>. 2012. Acesso em: 10/03/2016.
- MURR, L.E.; SCHLITT, W.J. E CATHLES, L.M. Experimental observations of solution flow in the leaching of copper-bearing waste. *Interfacing Technologies in Solution Mining. Proceedings of the Second SME-SPE International Solution Mining Symposium*, W.J. Schlitt and J.B. Hiskey, Denver, CO. , p. 271-290. 1981.
- MURR, L.E. Theory and practice of copper sulphide leaching in dumps and in situ. **Minerals Science and Engineering**, v 12, n°3, p.121-189, 1980.
- MWASE, J. M; PETERSEN, J; EKSTEEN, J, J. A novel sequential Heap Leach process for treating crushed platreef ore. **Hydrometallurgy**. South Africa, v.141, p 97-104. 2014.
- ORTIZ, A. A. Recuperación de oro y plata de minerales por Heap Leaching. 2001 p 8-9.**Revista del instituto de investigación de la facultad de geología, Minas, Metalurgia y ciencias Geograficas.**, v 4, n° 07 – Lima – Peru. Janeiro de 2001.
- OROSUR MINING Ing., . [página da internet]. **AUG´2014 Corporate Presentation**. Acesso em: 10/01/2015. Disponível em: (http://www.orosur.ca/_resources/presentations/2014-08-19-Corp_Presentation.pdf). Acesso em: 10/01/2015.
- PARGA, J. R.; COCKE, D. L. Oxidation of cyanide ina a hydrocuclone reactor by chloride dioxide. **Desalination.**, v. 140, p. 289-296, 2001.

- PASARI, V.; PURUSHOTHAMAN, M., . **“Due Diligence and Valuation Report”** Arrowhead Business Investment Decisions. Montevideo Uruguay. . Disponível em: <http://abid.co/sites/default/files/OROSUR%20MINING%20-%20ABID%20report%20-%202023May2013.pdf>. 2013. Acesso em: 10/04/2014.
- PAYANO, J.T. **Caracterización, Influencia y Tratamiento de Arcillas em Procesos de Cianuración en Pilas”**. Oviedo. Universidad de Oviedo, departamento de Explotacion y Prospección de Minas, . p. 15-16. 2011 (Tesis Doctoral, Doctorado, Minería, Obra Civil y Medio Ambiente)
- PERRY, R.H. CHILTON, C. **Chemical Engineers handbook**. 5. ed. Califórnia; MacGraw-Hill, 1973.
- QUADROS, T.F.P., . **“Integração de dados em ambiente SIG para Mapeamento de Favorabilidade Mineral de Ouro na Ilha Cristalina de Rivera (Uruguai)”**. Porto Alegre. Escola de Engenharia da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, p 258. 2000 (Dissertação de Doutorado, Doutorado em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais - PPGEM).
- QUADROS, T. F. P; KOPPE, J. C; STRIEDER, A. J; COSTA, J. F.C.L. **“Arcabouço Estrutural da Ilha cristalina de Rivera (Uruguai) e sua implicação na potencialidade mineral”**. **Revista Escola de Minas**, v 55 n° 1, p. 2. 2002.
- QUIROGA, D. A. H. **Diseño de un simulador de procesamiento de minerales con oro**. Tesis para optar al título de ingeniero civil de minas. Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingenieria de Minas. Santiago de Chile, 2012.
- RISTORCELLI, S. C. P. G; RONNING, P. P., 2010 **“Technical Report on the Arenal Deep Deposit Minas de Corrales Project Department of Rivera, Uruguay”**, p 32, 2010.
- RODRIGUES, A. R. , **“ Estudo de caso: Moagem Semi-Autógena e de Bolas”**. Monografia Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas. Pós-graduação Lato Sensu em Beneficiamento Mineral p 80. 2010.
- ROENICK, F. S. F. **“Extração de Ouro Contido em Minério de Baixo Teor empregando Pilhas de Lixiviação com Cianeto”**. Belo Horizonte. Escola de Engenharia da Universidade Federal de Minas Gerais, p. 138, 2013 (Dissertação de Mestrado, Programa de Pós-graduação em Engenharia Metalúrgica, Materiais e de Minas).
- ROSA, A. C.,. **“Desempenho dos circuitos de moagem direto e inverso da Samarco”**. Dissertação apresentada a Escola Politécnica da Universidade de São Paulo para obtenção do título de Mestre em Engenharia. p 14-17.2013.
- SALAZAR, I. **“South American Producer, Developer and Explorer”**. “ Corporate Presentation – JAN’16, 2016. Disponível em: <http://www.orosur.ca/files/2016-01-21-Share-Issuance-and-Options-Grant-PR-FINAL-1.pdf>. Acesso em: 20/02/2016.
- SAMPAIO, J. A; LUZ, A. B; FRANCA, C. A. , .” **SEPARACAO MAGNETICA E ELETROSTATICA”**. In LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; FRANCA, S. C. A. **“Tratamento de minérios”**. 5ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. Cap 9 p. 367-393. 2010.

- SOLMAX INTERNATIONAL. “ **Tecnical notes – Mining Heap Leach PADs & Tailings Dams**”. Covering The World Protecting The Earth. p 5. 2012.
- STANGE, W. The process design of gold leaching and carbon-in-pulp circuits. **The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy**, p. 13-26. 1999.
- STAR GOLD INC. Scoping Study Longstreet Gold Project [página da internet]. Nye Conty, Nevada USA.. Disponível em: <http://stargoldcorp.com/presentation/LongstreetScopingStudyMay2014.pdf> . Acesso em 30/01/2015.
- SYED, S. Recovery of gold from secondary sources – A review. **Hydrometallurgy** v. 115-116 p 30-35. 2012.
- TORRES, R. , . “Electro-lixiviación de oro con Tioureaia”. Universia Perú, p. 46. 2012.
- TRAJANO, R. B **Princípios de tratamento de minérios**. 1966.
- TRINDADE, R. B. E; FILHO, O. B. Reagentes Alternativos ao Cianeto. TRINDADE, R. B. E; FILHO, O. B. **Extração de ouro: princípios, tecnologias e meio ambiente**. Rio de Janeiro. CETEM/CNPq, .n4, p 203. 2002.
- VAUGHAN, J.P. (2004) “The Process Minerology of Gold: The Classification of Ore Types”. **Journal JOM**, v.56 , p. 46-48. 2004.
- 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: 27/01/2014.
- WILLS, B.A. **Mineral processing technology**, 4. ed. (s.l.): Pergamon Press, , cap. 9,p. 335-375. 1988.
- YANNOPOULOS, J. , . “ **The Extractive Metallurgy of Gold**”, Editora Van Nostrand reinhold, United States of America, New York, p 141-168; 193-205. 1991.
- YARAR, B.,. **Cyanides in the environment and their long-term fate**. In Unal, E., Unver, B., Tercan, E. (Eds.), Proceedings of the Seventeenth International Mining Congress and Exhibition of Turkey: Kozan Ofset Malbaacilik San Vetic Ltd., Ankara, p. 85–92. 2001.
- ZHANG, J; ZHI-ZHONG, M; RUN-DA,J; DA-KUO, H. Real time optimization based on a serial hybrid model for gold cyanidation leaching process. **Minerals Engineering**. China, v.70, p. 250-263. 2015.

ANEXO I – Resultados testes lixiviação em frascos

Data	Tipo	Início							Final					Recuperação		
		Minério				Volume de líquido (L)	Volume de Cal (mL)	% sólido	Umidade sólido (%)	Parte sólida teor de Au (g/t)	Parte sólida teor de Ag (g/t)	Parte líquida teor de Au (g/t)	Parte líquida teor de Ag (g/t)	Au - Cabeça resíduo (%)	Ag - Cabeça resíduo (%)	
		Granulometria 80% passante	Massa (Kg)	Au teor de cabeça (g/t)	Ag teor de cabeça (g/t)											
1	18.02.2014	A	150	6,72	0,90	2,50	4,00	30	62,69	15	0,14	1,50	0,74	1,08	84	40
2	18.02.2014	A	150	6,72	0,90	2,50	4,00	30	62,69	15	0,13	1,50	0,68	1,08	86	40
3	24.02.2014	A	106	6,18	0,45	2,50	4,00	35	60,71	14	0,13	1,50	0,38	1,00	71	40
4	24.02.2014	A	106	6,68	0,45	2,50	4,00	35	62,55	14	0,13	1,50	0,40	1,08	71	40
5	25.02.2014	A	75	6,1	0,80	2,00	4,00	35	60,40	19	0,19	1,50	0,65	1,01	76	25
6	25.02.2014	A	75	6,6	0,80	2,00	4,00	35	62,26	18	0,17	1,00	0,59	0,94	79	50
7	03.03.2014	A	150	6,65	0,90	4,50	4,00	40	62,44	19	0,14	1,50	0,84	3,50	84	67
8	03.03.2014	A	150	6,76	0,90	4,00	4,00	40	62,83	23	0,14	1,50	0,84	2,29	84	63
9	04.03.2014	A	106	6,62	0,80	1,50	4,00	40	62,34	23	0,12	0,50	0,70	1,33	85	67
10	04.03.2014	A	106	6,61	0,80	1,50	4,00	40	62,30	23	0,14	0,50	0,70	1,08	83	67
11	04.03.2014	A	75	6,65	0,70	1,00	4,00	40	62,44	22	0,09	0,50	0,56	0,58	87	50
12	04.03.2014	A	75	6,65	0,70	1,00	4,00	40	62,44	23	0,11	0,50	0,60	1,10	84	50
13	12.03.2014	A	150	4,04	0,62	2,00	4,00	40	50,25	17	0,04	0,80	0,57	1,59	94	60
14	12.03.2014	A	150	3,99	0,62	2,00	4,00	40	49,94	15	0,05	0,50	0,56	0,97	92	75
15	13.03.2014	A	150	3,48	0,65	2,00	3,48	40	50,00	31	0,05	0,70	0,59	1,29	92	65
16	13.03.2014	A	150	3,21	0,65	2,00	4,00	40	44,52	28	0,05	0,70	0,53	0,95	92	65
1	27.02.2014	B	150	6,64	0,70	2,50	4,00	40	62,41	26	0,13	1,50	0,60	1,19	81	40
2	27.02.2014	B	150	6,68	0,70	2,50	4,00	40	62,55	10	0,12	1,50	0,60	1,31	83	40
3	28.02.2014	B	106	6,63	0,90	2,50	4,00	35	62,37	16	0,2	1,50	0,89	1,52	78	40
4	28.02.2014	B	106	6,63	0,90	2,50	4,00	35	62,37	14	0,19	1,50	0,75	1,36	79	40
5	28.02.2014	B	75	6,69	0,50	2,50	4,00	40	62,58	18	0,1	1,50	0,41	1,16	80	40
6	28.02.2014	B	75	6,83	0,50	2,50	4,00	40	63,07	16	0,09	1,50	0,40	1,41	82	40
1	14.02.2014	C	150	6,65	0,52	2,00	4,00	35	62,44	19	0,04	1,50	0,50	0,17	92	25
2	14.02.2014	C	150	6,65	0,45	2,00	4,00	40	62,44	19	0,07	1,00	0,48	0,24	84	50
3	15.02.2014	C	100	6,66	0,54	1,50	4,00	35	62,48	15	0,07	1,00	0,45	0,24	87	33
4	15.02.2014	C	100	6,68	0,50	1,50	4,00	35	62,55	15	0,07	1,00	0,45	0,26	86	33
5	16.02.2014	C	75	6,7	0,62	2,00	4,00	35	62,62	15	0,08	1,50	0,48	0,16	87	25
6	16.02.2014	C	75	6,73	0,65	2,00	4,00	40	62,72	15	0,08	1,50	0,45	0,20	88	25
1	06.03.2014	D	150	6,69	0,80	1,00	4,00	40	62,58	21	0,16	0,50	0,71	0,21	80	50
2	06.03.2014	D	150	6,44	0,80	1,00	4,00	40	61,69	17	0,18	0,50	0,60	0,20	78	50
3	08.03.2014	D	106	6,7	1,00	1,00	4,00	40	62,62	19	0,19	0,50	0,97	0,21	81	50
4	08.03.2014	D	106	6,7	1,00	1,00	4,00	40	62,62	16	0,2	0,50	0,98	0,21	80	50
5	09.03.2014	D	75	6,34	0,65	1,50	4,00	40	61,32	17	0,13	1,00	0,52	0,18	80	33
6	09.03.2014	D	75	6,11	0,65	1,50	4,00	40	60,44	18	0,11	1,00	0,48	0,16	83	33

ANEXO II – Planilha de verificação das colunas para início dos testes

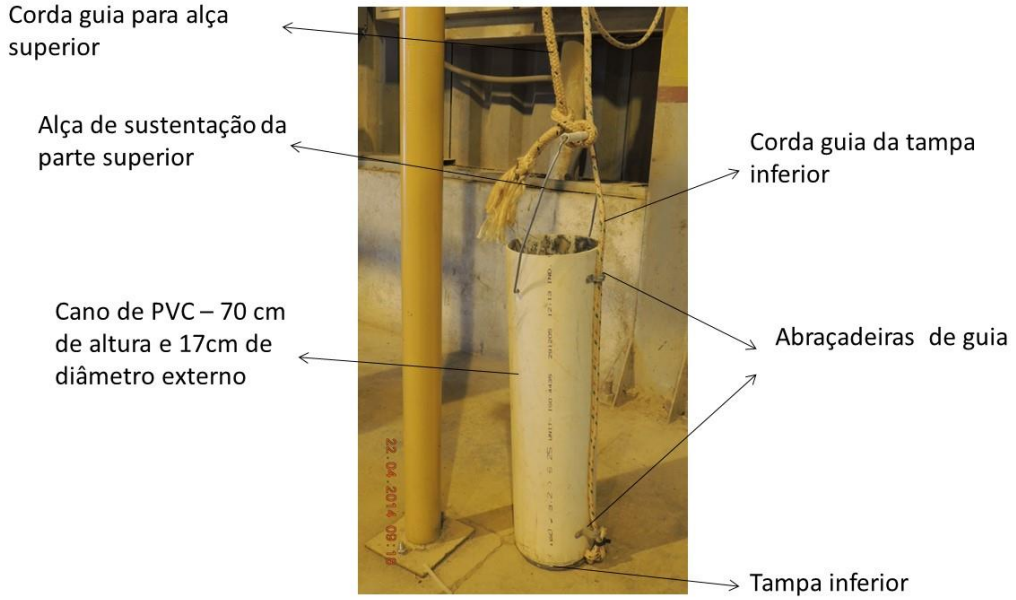
CHECK LIST COLUNAS DE LIXIVIAÇÃO					23-03-2014	
----------------------------------	--	--	--	--	------------	--

Itens	COL. 1	COL. 2	COL. 3	COL. 4	COL. 5	COL. 6
Material coluna	PE	PE	PE	PE	PE	PE
Altura H0 (cm)	84,5	84,5	84,5	84	82,3	80,9
Altura H1 (cm)	391	390	392	388	392,5	392
Altura livre para mineral- H2(cm)	306,5	305,5	307,5	304	310,2	311,1
Diâmetro externo 01 - superior (cm)	24,5	24,5	24,8	24,7	24,6	24,6
Diâmetro externo 02 - superior (cm)	25,5	25,5	25,2	25,3	25	25
Circunferência externa superior (cm)	79	80	80	80	79	80
Diâmetro interno 01 - superior (cm)	22	22,5	22,7	22,8	21,2	20,8
Diâmetro interno 01 - superior (cm)	21	23,5	23,3	23,2	21,8	21,4
Espessura 01 superior (cm)	1,7	1	1,1	1	1,6	1,6
Espessura 01 superior (cm)	1,65	1,1	1	1,1	1,7	1,8
Verificação da verticalidade 1	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Verificação da verticalidade 2	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Verificação da verticalidade 3	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Verificar posição de malha	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Tamanho de malha (polegadas)	1/4 "	1/4 "	1/4 "	1/4 "	1/4 "	1/4 "
Verificação parafusos 1	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Verificação parafusos 2	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Verificação parafusos 3	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Teste com água	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Teste sistema de Bombas	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Energia sistema de Bombas	OK	OK	OK	OK	OK	OK
mangueiras sistema de bombas	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Fluxo mangueiras	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Dosificação da solução	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Teste saída de solução	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Verificação do cabeamento elétrico	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Localização das mangueiras	OK	OK	OK	OK	OK	OK
2 frascos para coleta de solução	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Sistema de contenção dos frascos	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Identificação das colunas	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Isolamento da Área	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Identificação do local	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Identificação da solução de NaCN	OK	OK	OK	OK	OK	OK
Verificação da válvula de saída	OK	OK	OK	OK	OK	OK

OBSERVAÇÕES:
 Estanqueidade foi aprovada realizado teste com a coluna cheia com água durante três dias

ANEXO III – Sistema de carga de minério às colunas de lixiviação

Mini coluna para carga



ANEXO VI – Gráfico extração de prata testes em colunas 1, 2, 3 e 4.

