

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAÍSO  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL  
EN METALURGIA EXTRACTIVA

**DISEÑO DE PROCESOS PARA RECUPERAR  
ORO Y PLATA DESDE EL DEPÓSITO DE  
RELAVES DE MINERA MERIDIAN**

**Jorge Andrews Estrada**

Profesores Guía:  
Horacio Aros Meneses  
Carlos Carlesi Jara

**2012**

## RESUMEN

El presente estudio analiza la factibilidad técnica y económica de recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de Minera Meridian Ltda., Faena El Peñón.

Para lograr tal objetivo se determinó la relación existente entre algunos procesos aplicados al mineral de relaves y las recuperaciones de mineral valioso. En acuerdo con el Superintendente de Metalurgia de la Planta se seleccionaron algunas pruebas metalúrgicas al mineral para determinar tal relación, estas fueron: Lavado del Mineral de relaves para determinar el porcentaje de oro y plata impregnados en el mismo, Molienda del Mineral de relaves a distintas granulometrías para determinar la influencia de esta en la recuperación de mineral valioso, Cianuración del Mineral de relaves a distintos tiempos para determinar su influencia en la recuperación de oro y plata y Concentración por Flotación para determinar el porcentaje de mineral valioso que es recuperado en el concentrado.

También se decidió realizar un análisis mineralógico al mineral del depósito de relaves con la finalidad de determinar la forma en que se presentan el oro y la plata, y la influencia que pudiesen representar ciertos minerales asociados en la recuperación de estos metales.

Realizadas todas las pruebas antes mencionadas, se determinó que el procedimiento adecuado para procesar el mineral del depósito de relaves consiste en una remolienda del mineral hasta 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  y posterior lixiviación con NaCN.

El proceso productivo que se deberá utilizar es el mismo con que se procesa el mineral nuevo procedente de la mina, con la diferencia que este nuevo proceso comienza en la etapa de remolienda del mineral eliminando la etapa de chancado y sustituyendo la de molienda.

Seleccionado el proceso para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves, se determinó el diseño adecuado de la planta de procesos y los equipos que se utilizarían en la misma, para lo cual se recurrió a información existente en la empresa puesto que la planta que se deberá construir es muy similar a la ya existente.

Con la información de los equipos y balances de masa correspondientes, además de los diversos costos asociados al proceso productivo, se realizó una pre evaluación económica del proyecto resultando que el mismo es rentable, obteniéndose un VAN de US\$ 15.226.529 y una TIR de 154%, esto bajo condiciones poco optimistas en cuanto a los costos operacionales y los precios del mercado de metales. Por esto resulta muy interesante el proyecto en estudio y se recomienda realizar un estudio más acabado para determinar qué tan rentable es en realidad el mismo.

## **AGRADECIMIENTOS**

Sin lugar a dudas, el poder concretar esta etapa de mi vida no hubiese sido posible sin la ayuda de muchas personas cercanas a mí, a quienes en este momento expreso mi más sincera gratitud.

A mi Madre, hermana y tía Lichi, cuyo apoyo fue fundamental en mis años de estudio.

A mi polola Mirtha, por su paciencia, cariño y apoyo, que facilitaron la concreción de esta memoria.

A mis profesores Horacio Aros y Carlos Carlesi, que con sus aportes ayudaron a desarrollar este trabajo.

A mi amiga y colega Salima Chahuán, por su buena disposición y amabilidad con todas mis inquietudes.

Muchas gracias a todos ustedes

# INDICE GENERAL

## CAPÍTULO 1:

1 INTRODUCCIÓN .....	18
1.1 Objetivos.....	19
1.1.1 Objetivo General .....	19
1.1.2 Objetivos Específicos.....	19
1.2 Antecedentes Generales de la Faena .....	20
1.2.1 YAMANA CHILE .....	20
1.2.2 Ubicación Minera Meridian.....	20
1.2.3 Reseña Histórica.....	21
1.2.4 Geología .....	22
1.3 Planta de Procesos .....	23
1.4 Problemática.....	25

## CAPÍTULO 2:

2 Alternativas para Reprocesar Mineral del Depósito de Relaves .....	27
2.1 Preparación del Mineral para la Realización de las Pruebas.....	27
2.1.1 Sondaje al Depósito de Relaves .....	28
2.1.2 Formación de Compósitos .....	28
2.1.3 Caracterización Mineralógica .....	30
2.1.4 Determinación de Leyes de Cabeza .....	31
2.1.5 Lavado del Mineral.....	32
2.1.6 Análisis Granulométrico .....	33
2.1.7 Cinética de Molienda.....	35
2.2 Lavado del Mineral de Relave .....	35

2.2.1 Procedimiento Pruebas de Lavado .....	36
2.2.3 Resultados Pruebas de Lavado .....	36
2.2.4 Conclusiones Pruebas de Lavado.....	37
2.3 Lixiviación del Mineral de Relave a Granulometría Natural .....	38
2.3.1 Procedimiento Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural .....	39
2.3.2 Resultados Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural .....	39
2.3.3 Conclusiones Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural .....	42
2.4 Lixiviación del Mineral de Relave Aplicando Molienda a Distintas Granulometrías .....	42
2.4.1 Procedimiento Pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías .....	43
2.4.2 Resultados Pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías .....	43
2.4.3 Conclusiones Pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías .....	46
2.5 Concentración del Mineral Valioso Mediante Flotación .....	47
2.5.1 Procedimiento Pruebas de Concentración por Flotación .....	47
2.5.2 Resultados Pruebas de Concentración por Flotación .....	48
2.5.3 Conclusiones Pruebas de Concentración por Flotación.....	50
2.6 Conclusiones Generales Sobre las Pruebas Realizadas al Mineral de Relave	50

### **CAPÍTULO 3:**

3 Proceso Propuesto para la Recuperación de Oro y Plata desde el Depósito de Relaves .....	53
3.1 Diagrama de Bloques .....	53
3.2 Flowsheet .....	56

### **CAPÍTULO 4:**

4 Evaluación del Proceso Seleccionado .....	63
4.1 Balances de Masa .....	63
4.1.1 Balance de Masa General.....	64

4.1.2 Balance de Masa por Equipos .....	66
4.2 Consumo de Energía .....	76
4.3 Consumo de Insumos Principales .....	77
4.4 Equipos Utilizados en el Proceso Seleccionado .....	78
<b>CAPÍTULO 5:</b>	
5 Evaluación Económica del Proceso Seleccionado.....	80
5.1 Ingresos por Ventas .....	80
5.2 Capital Total de Inversión .....	82
5.3 Costo Total del Producto .....	84
5.4 Flujo de Caja .....	87
5.5 Análisis de Sensibilidad .....	89
5.5.1 Variación por Reducción del Precio o Recuperación Metal Valioso.....	89
5.5.2 Variación por Aumento del Capital Total de Inversión .....	90
5.5.3 Variación Costo Total del Producto.....	91
5.6 Conclusiones del Capítulo .....	93
<b>CAPÍTULO 6:</b>	
6 Conclusiones.....	95
<b>CAPÍTULO 7:</b>	
7 Tratamiento de Soluciones Cianuradas .....	97
7.1 Proceso Propuesto de Degradación de Cianuro .....	97
<b>CAPÍTULO 8:</b>	
8 BIBLIOGRAFÍA .....	100
<b>ANEXO A: Procedimientos para Realizar Pruebas Metalúrgicas.....</b>	
A.1 Protocolo para Tomar Muestras desde el Depósito de Relaves .....	103
A.2 Procedimiento Pruebas de Lixiviación Estándar .....	104
A.3 Procedimiento Pruebas de Lixiviación a Orbitales .....	105

A.4 Procedimiento Pruebas de Lixiviación en Botellas.....	107
A.5 Procedimientos Pruebas de Molienda.....	108
A.6 Procedimiento Análisis Granulométrico Pulpas y Relaves .....	110
A.7 Procedimiento Pruebas de Concentración por Flotación .....	113
A.7.1 Implementos Utilizados.....	113
A.7.2 Descripción del Procedimiento .....	114
<b>ANEXO B: Antecedentes Históricos Sobre el Mineral del Depósito de Relaves</b>	
.....	118
B.1 Cantidades y Características Físicas del Mineral Alimentado a Proceso.....	118
B.2 Pruebas de Lavado y Cianuración al Mineral Nuevo de Relave .....	119
B.2.1 Resultados Pruebas de Cianuración a Distintas Granulometrías y Tiempos	
.....	120
B.2.2 Resultados Pruebas de Lavado y Cianuración Año 2010.....	122
B.3 Caracterización Mineralógica de Muestras Extraídas desde el Depósito de	
Relaves.....	124
B.3.1 Caracterización Mineralógica Compósito 1 .....	124
B.3.2 Caracterización Mineralógica Compósito 2 .....	127
B.3.3 Caracterización Mineralógica Compósito 3 .....	129
B.3.4 Caracterización Mineralógica Compósito 4 .....	132
B.3.5 Caracterización Mineralógica Compósito 5 .....	135
B.4 Detalles Análisis Granulométrico .....	137
B.4.1 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 1 .....	138
B.4.2 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 2 .....	139
B.4.3 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 3 .....	141
B.4.4 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 4 .....	142
B.4.5 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 5 .....	144

B.5 Detalle Resultados Cinética de Molienda.....	145
B.5.1 Resultados Cinética de Molienda Compósito 1 .....	146
B.5.2 Resultados Cinética de Molienda Compósito 2 .....	147
B.5.3 Resultados Cinética de Molienda Compósito 3 .....	148
B.5.4 Resultados Cinética de Molienda Compósito 4 .....	150
B.5.5 Resultados Cinética de Molienda Compósito 5 .....	151
B.6 Detalle Resultados Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural .....	153
B.7 Detalle Resultados pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías.....	155
B.8 detalle de Resultados Pruebas de Concentración por Flotación.....	165
B.9 Principales Equipos Proceso Seleccionado .....	168
<b>ANEXO C: Glosario de Términos .....</b>	<b>170</b>

## INDICE DE TABLAS

TABLA 1: Pesos Testigos y Compósitos.....	30
TABLA 2: Grado de Asociación, Liberación y Oclución de Oro y Plata.....	31
TABLA 3: Leyes de Cabeza de Los Compósitos .....	32
TABLA 4: Leyes de Compósitos Lavados .....	33
TABLA 5: Resumen Resultados Cinética de Molienda .....	35
TABLA 6: Resumen Recuperaciones Pruebas de Lavado en GEOMET .....	37
TABLA 7: Resumen Recuperaciones Pruebas de Lavado en Laboratorio de Planta.....	37
TABLA 8: Reactivos Pruebas de Flotación .....	48
TABLA 9: Recuperacion Total de Oro Mediante Proceso Seleccionado.....	64
TABLA 10: Recuperacion Total de Plata Mediante Proceso Seleccionado .....	65
TABLA 11: Resumen Consumo y Costos Energía del Proceso .....	77
TABLA 12: Consumos y Costos de Insumos Utilizados en el Proceso Productivo ....	78
TABLA 13: Precio Promedio Oro y Plata .....	81
TABLA 14: Ingresos Obtenidos por la Venta de Oro y Plata.....	82
TABLA 15: Detalle Capital Total de Inversión .....	83
TABLA 16: Costo Insumos .....	84
TABLA 17: Costo Principales Suministros .....	84
TABLA 18: Costo Total del Producto .....	86
TABLA 19: Flujo de Caja Neto .....	88
TABLA 20: Indicadores Economicos y Factibilidad del Proyecto .....	88
TABLA 21: Variación Precio o Producción Oro y Plata .....	90
TABLA 22: Variación Capital Total de Inversión .....	91
TABLA 23: Variación Costo Total del Producto.....	92
TABLA B1: Resumen Características Mineral Alimentado a Proceso.....	118

TABLA B2: Resumen Recuperaciones Oro Pruebas Cianuración Año 2009.....	120
TABLA B3: Resumen Recuperaciones Plata Pruebas Cianuración Año 2009 .....	121
TABLA B4: Resumen Resultados Pruebas de Lavado y Cianuración Año 2010 .....	122
TABLA B5: Distribución Granulométrica del Oro y Electrum Compósito 1.....	126
TABLA B6: Distribución Granulometrica de la Plata Compósito 1 .....	127
TABLA B7: Distribución Granulométrica del Oro y Electrum Compósito 2.....	128
TABLA B8: Distribución Granulometrica de la Plata Compósito 2 .....	129
TABLA B9: Distribución Granulométrica del Oro y Electrum Compósito 3.....	131
TABLA B10: Distribución Granulometrica de la Plata Compósito 3 .....	132
TABLA B11: Distribución Granulométrica del Oro y Electrum Compósito 4.....	134
TABLA B12: Distribución Granulometrica de la Plata Compósito 4 .....	135
TABLA B13: Distribución Granulométrica del Oro y Electrum Compósito 5.....	136
TABLA B14: Distribución Granulometrica de la Plata Compósito 5 .....	137
TABLA B15: Resumen Distribución Granulométrica Compósito 1 .....	138
TABLA B16: Resumen Distribución Granulométrica Compósito 2 .....	139
TABLA B17: Resumen Distribución Granulométrica Compósito 3 .....	141
TABLA B18. Resumen Distribución Granulométrica Compósito 4 .....	142
TABLA B19: Resumen Distribución Granulométrica Compósito 5 .....	144
TABLA B20: Distribución Granulométrica Compósito 1 Sin Molienda.....	146
TABLA B21: Distribución Granulométrica Comp. 1 con 20 Minutos de Molienda ....	146
TABLA B22: Distribución Granulométrica Comp. 1 con 40 Minutos de Molienda ....	146
TABLA B23: Distribución Granulométrica Comp. 1 con 60 Minutos de Molienda ....	147
TABLA B24: Distribución Granulométrica Compósito 2 Sin Molienda.....	147
TABLA B25: Distribución Granulométrica Comp. 2 con 20 Minutos de Molienda ....	147
TABLA B26: Distribución Granulométrica Comp. 2 con 40 Minutos de Molienda ....	148

TABLA B27: Distribución Granulométrica Comp. 2 con 60 Minutos de Molienda ....	148
TABLA B28: Distribución Granulométrica Compósito 3 Sin Molienda .....	148
TABLA B29: Distribución Granulométrica Comp. 3 con 20 Minutos de Molienda ....	149
TABLA B30: Distribución Granulométrica Comp. 3 con 40 Minutos de Molienda ....	149
TABLA B31: Distribución Granulométrica Comp. 3 con 60 Minutos de Molienda ....	149
TABLA B32: Distribución Granulométrica Compósito 4 Sin Molienda .....	150
TABLA B33: Distribución Granulométrica Comp. 4 con 20 Minutos de Molienda ....	150
TABLA B34: Distribución Granulométrica Comp. 4 con 40 Minutos de Molienda ....	150
TABLA B35: Distribución Granulométrica Comp. 4 con 60 Minutos de Molienda ....	151
TABLA B36: Distribución Granulométrica Compósito 5 Sin Molienda .....	151
TABLA B37: Distribución Granulométrica Comp. 5 con 20 Minutos de Molienda ....	151
TABLA B38: Distribución Granulométrica Comp. 5 con 40 Minutos de Molienda ....	152
TABLA B39: Distribución Granulométrica Comp. 5 con 60 Minutos de Molienda ....	152
TABLA B40: Cinética de Lixiviación Compósito 1 a Granulometría Natural .....	153
TABLA B41: Cinética de Lixiviación Compósito 2 a Granulometría Natural .....	153
TABLA B42: Cinética de Lixiviación Compósito 3 a Granulometría Natural .....	154
TABLA B43: Cinética de Lixiviación Compósito 4 a Granulometría Natural .....	154
TABLA B44: Cinética de Lixiviación Compósito 5 a Granulometría Natural .....	154
TABLA B45: Cinética de Lixiviación Compósito 1 a Granulometría -75 $\mu\text{m}$ .....	155
TABLA B46: Cinética de Lixiviación Compósito 2 a Granulometría -75 $\mu\text{m}$ .....	155
TABLA B47: Cinética de Lixiviación Compósito 3 a Granulometría -75 $\mu\text{m}$ .....	156
TABLA B48: Cinética de Lixiviación Compósito 4 a Granulometría -75 $\mu\text{m}$ .....	156
TABLA B49: Cinética de Lixiviación Compósito 5 a Granulometría -75 $\mu\text{m}$ .....	156
TABLA B50: Cinética de Lixiviación Compósito 1 a Granulometría -53 $\mu\text{m}$ .....	158
TABLA B51: Cinética de Lixiviación Compósito 2 a Granulometría -53 $\mu\text{m}$ .....	158

TABLA B52: Cinética de Lixiviación Compósito 3 a Granulometría -53 $\mu\text{m}$ .....	158
TABLA B53: Cinética de Lixiviación Compósito 4 a Granulometría -53 $\mu\text{m}$ .....	159
TABLA B54: Cinética de Lixiviación Compósito 5 a Granulometría -53 $\mu\text{m}$ .....	159
TABLA B55: Cinética de Lixiviación Compósito 1 a Granulometría -38 $\mu\text{m}$ .....	161
TABLA B56: Cinética de Lixiviación Compósito 2 a Granulometría -38 $\mu\text{m}$ .....	161
TABLA B57: Cinética de Lixiviación Compósito 3 a Granulometría -38 $\mu\text{m}$ .....	161
TABLA B58: Cinética de Lixiviación Compósito 4 a Granulometría -38 $\mu\text{m}$ .....	162
TABLA B59: Cinética de Lixiviación Compósito 5 a Granulometría -38 $\mu\text{m}$ .....	162
TABLA B60: Recuperaciones al Lixiviar 2 Horas a Diferentes Granulometrías .....	164
TABLA B61: Recuperaciones al Lixiviar 4 Horas a Diferentes Granulometrías .....	164
TABLA B62: Recuperaciones al Lixiviar 8 Horas a Diferentes Granulometrías .....	164
TABLA B63: Recuperaciones al Lixiviar 24 Horas a Diferentes Granulometrías .....	165
TABLA B64: Recuperaciones al Lixiviar 48 Horas a Diferentes Granulometrías .....	165
TABLA B65: Resultados Pruebas de Flotación Compósito 1 .....	165
TABLA B66: Resultados Pruebas de Flotación Compósito 2 .....	166
TABLA B67: Resultados Pruebas de Flotación Compósito 3 .....	166
TABLA B68: Resultados Pruebas de Flotación Compósito 4 .....	166
TABLA B69: Resultados Pruebas de Flotación Compósito 5 .....	166
TABLA B70: Mineral Valioso Recuperado en el Concentrado de Flotación .....	167
TABLA B71: Equipos Principales Utilizados en el Proceso Seleccionado .....	168

## INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: Mapa de Ubicación Minera Meridian, Faena El Peñón.....	21
FIGURA 2: Flowsheet Planta de Procesos .....	24
FIGURA 3: Sondaje Depósito de Relaves .....	28
FIGURA 4: División de Relave por Niveles .....	29
FIGURA 5: Distribución Granulométrica Oro .....	34
FIGURA 6: Distribución Granulométrica Plata .....	34
FIGURA 7: Cinética de Lixiviación de Oro Utilizando Mineral a Granulometría Natural .....	40
FIGURA 8: Cinética de Lixiviación de Plata Utilizando Mineral a Granulometría Natural .....	40
FIGURA 9: Aumento en las Recuperaciones de Oro al Aplicar los procesos de Lavado y Cianuración .....	41
FIGURA 10: Aumento en Las Recuperaciones de Plata al Aplicar los Procesos de Lavado y Cianuración .....	41
FIGURA 11: Promedio Recuperación Oro a Distitas Granulometrías y Tiempos de Lixiviación.....	44
FIGURA 12: Promedio Recuperación Plata a Distitas Granulometrías y Tiempos de Lixiviación.....	44
FIGURA 13: Aumento en las Recuperaciones de Oro al Aplicar los Procesos de Lavado, Molienda y 2 horas de Cianuración .....	45
FIGURA 14: Aumento en las Recuperaciones de Plata al Aplicar los Procesos de Lavado, Molienda y 2 horas de Cianuración .....	45
FIGURA 15: Resumen Leyes Oro y Recuperación de Oro en el Concentrado .....	49
FIGURA 16: Resumen Leyes Plata y Recuperación de Plata en el Concentrado.....	49

FIGURA 17: Diagrama de Bloques Proceso Recuperación Oro y Plata con Mineral del Depósito de Relaves .....	55
FIGURA 18: Flowsheet Proceso Recuperación Oro y Plata con Mineral del Depósito de Relaves .....	61
FIGURA 19: Balance de Masa Re Molienda en Molino SAG .....	68
FIGURA 20: Balance de Masa Espesador de Molienda .....	70
FIGURA 21: Balance de Masa Estanques Lixiviadores .....	71
FIGURA 22: Balance de Masa Concentradores en Contracorriente .....	73
FIGURA 23: Balance de Masa Filtros Banda .....	74
FIGURA 24: Balance de Masa Precipitación y Fusión .....	76
FIGURA 25: Flowsheet Proceso INCO .....	98
FIGURA A1: Malla Puntos de Muestreo.....	103
FIGURA A2: Secuencia de Tamices .....	112
FIGURA B1: Aumento Porcentual en las Recuperaciones de Oro Año 2009 .....	121
FIGURA B2: Aumento Porcentual en las Recuperaciones de Plata Año 2009 .....	122
FIGURA B3: Recuperación Ideal de Oro Optimizando Proceso de Lavado, Lixiviación y Molienda.....	123
FIGURA B4: Recuperación Ideal de Plata Optimizando Proceso de Lavado, Lixiviación y Molienda .....	123
FIGURA B5: Distribución Granulométrica en Masa, Compósito 1 .....	138
FIGURA B6: Distribución Granulométrica de Oro y Plata Compósito 1 .....	139
FIGURA B7: Distribución Granulométrica en Masa, Compósito 2 .....	140
FIGURA B8: Distribución Granulométrica de Oro y Plata Compósito 2 .....	140
FIGURA B9: Distribución Granulométrica en Masa, Compósito 3 .....	141
FIGURA B10: Distribución Granulométrica de Oro y Plata Compósito 3 .....	142
FIGURA B11: Distribución Granulométrica en Masa, Compósito 4 .....	143

FIGURA B12: Distribución Granulométrica de Oro y Plata Compósito 4 .....	143
FIGURA B13: Distribución Granulométrica en Masa, Compósito 5 .....	144
FIGURA B14: Distribución Granulométrica de Oro y Plata Compósito 5 .....	145
FIGURA B15: Cinética de Lixiviación de Oro Utilizando Mineral 100% -75 $\mu\text{m}$ .....	157
FIGURA B16: Cinética de Lixiviación de Plata Utilizando Mineral 100% -75 $\mu\text{m}$ .....	157
FIGURA B17: Cinética de Lixiviación de Oro Utilizando Mineral 100% -53 $\mu\text{m}$ .....	160
FIGURA B18: Cinética de Lixiviación de Plata Utilizando Mineral 100% -53 $\mu\text{m}$ .....	160
FIGURA B19: Cinética de Lixiviación de Oro Utilizando Mineral 100% -38 $\mu\text{m}$ .....	163
FIGURA B20: Cinética de Lixiviación de Plata Utilizando Mineral 100% -38 $\mu\text{m}$ .....	163

# **CAPÍTULO 1**

## **INTRODUCCIÓN**

# 1 INTRODUCCIÓN

Minera Meridian, Faena El Peñón pertenece desde el año 2006 al grupo Yamana Gold, produce Metal Doré a través de la extracción de oro y plata desde minerales por el método Merrill-Crowe.

La planta de beneficio de “El Peñón” está diseñada para el tratamiento de 4400 toneladas de mineral por día, que es alimentada desde una combinación de minerales provenientes de minas a rajo abierto y subterráneas.

El circuito de tratamiento contempla una lixiviación con cianuro, concentración gravitacional y precipitación por zinc. El producto final es el Metal Doré, que se obtiene de refinación a fuego de los concentrados de oro y plata.

El circuito del proceso establece un chancado para lo cual se alimenta mineral a un chancador que al pasar por este es llevado a un stock-pile de mineral que alimenta un molino SAG, el cual a su vez alimenta un molido de bolas de similares características al molino SAG. El proceso continúa con una lixiviación con cianuro para extraer el oro y la plata, que son concentrados por precipitación con zinc, generando un concentrado para refinación y producción de Metal Doré.

Los relaves son lavados y filtrados para finalmente ser retirados a través de una correa hasta un depósito intermedio, donde son cargados en un camión tolva que transporta el material hasta depósito de relaves secos ubicado a una distancia de 1 kilómetro.

Minera Meridian, Faena El Peñón, en los últimos años ha estado buscando alternativas para aumentar la producción de onzas de oro equivalente y una de las posibilidades que se han planteado es la recuperación de oro y plata desde el depósito de relaves, puesto que este contiene el mineral descartado en los más de

10 años de proceso productivo y por ende, el oro y plata no recuperados en el mismo.

## **1.1 Objetivos**

### **1.1.1 Objetivo General**

Seleccionar y evaluar técnica y económicamente, la mejor línea de proceso productivo que permita recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de Minera Meridian, Faena El Peñón.

### **1.1.2 Objetivos Específicos**

- Recopilar y analizar la información histórica existente sobre el mineral del depósito de relaves para evaluar las alternativas de pruebas a realizar.
- Obtener la información necesaria que permita seleccionar un procesos factibles de evaluar.
- Analizar factibilidad económica del proceso seleccionado.
- Proponer diseño de proceso que permita recuperar oro y plata desde el depósito de relaves.

## **1.2 Antecedentes Generales de la Faena**

### **1.2.1 YAMANA CHILE**

Yamana Chile Servicios Ltda., es la representante en Chile de Yamana Gold Inc., un productor con base en Canadá con una importante producción de oro incluyendo otros metales preciosos y cobre, propiedades de oro en etapa de desarrollo, propiedades de exploración y posiciones de tierra en Brasil, Argentina, Chile, México y América Central. Yamana tiene nueve minas en operación y tres proyectos de desarrollo. La compañía tiene como objetivo la producción sostenible de 2 millones de onzas equivalentes a oro en el 2012.

Sus propiedades en Chile son las minas Florida y El Peñón, además de los proyectos Jerónimo, Amancaya y La Pepa.

### **1.2.2 Ubicación Minera Meridian**

Minera Meridian Ltda., Faena El Peñón, se encuentra en el desierto de Atacama en la II Región del norte de Chile. Está ubicada aproximadamente a 160 kilómetros al sureste de la ciudad de Antofagasta, a una elevación de 1800 metros sobre el nivel del mar.

En general se podría decir que el clima es ideal para llevar a cabo las operaciones, la infraestructura es adecuada para la minería y las operaciones han tenido un efecto limitado sobre un medio ambiente que es en extremo árido. En la Figura 1 se entrega un mapa que muestra la ubicación de la faena.



FIGURA 1: MAPA DE UBICACIÓN MINERA MERIDIAN, FAENA EL PEÑÓN

### 1.2.3 Reseña Histórica

El yacimiento fue descubierto en 1993 como resultado de un programa de exploración regional y es propiedad de la firma estadounidense/canadiense Yamana Gold Inc. En sus actuales operaciones, la compañía produce anualmente más de 420.000 onzas de oro equivalente, a un costo del orden de 200 US\$/oz. El Peñón fue su primera incursión fuera de Estados Unidos.

El directorio de Meridian aprobó el desarrollo y construcción de la mina “El Peñón” en julio de 1998, en base a los positivos resultados del estudio de factibilidad de los depósitos Quebrada Orito y Cerro Martillo. En ese entonces, el proyecto consideraba una producción de 165.000 onzas de oro equivalente. Sin embargo, al tiempo que el directorio aprobaba la construcción del proyecto, un nuevo cuerpo mineralizado fue descubierto, Quebrada Colorada, que convirtió a El Peñón en un

activo minero de clase mundial. Con el descubrimiento de este cuerpo, el proyecto elevó la producción de oro a 320.000 onzas de oro equivalente a un costo cercano a los US\$ 100/oz, cifra que la ubica entre las operaciones auríferas de más bajo costo en el mundo.

#### **1.2.4 Geología**

Los depósitos en El Peñón son depósitos epitermales de oro y plata, alojados en vetas marcadamente inclinadas y controladas por fallas. La mineralización de oro y plata consiste de electrum diseminado, acantita, oro nativo, plata nativa, sulfosales de plata, y haluros de plata que se encuentran en una ganga de predominantemente cuarzo, adularia, carbonato y arcilla. El electrum es la forma más común de metales preciosos en el depósito y se presenta como granos semiredondeados e irregulares, en tamaños desde micrones a milímetros. Hay dos fases de electrum presentes: una fase primaria, la que contiene aproximadamente entre 55% y 65% de Oro, y una fase secundaria, que ha sido resultado de procesos supergénicos que han re movilizado la plata y que consiste, típicamente, de sobre un 95% de Oro.

Los minerales sulfhídricos son relativamente escasos, lo que puede deberse a la oxidación o a una abundancia general baja inicial como la que podría presentarse en un ambiente de sulfidación baja. Los minerales de la ganga se conforman de relleno de fracturas y brechas y de cuarzo de reemplazo, adularia, carbonatos y minerales arcillosos. La textura de las vetas a menudo muestra texturas crustiformes, aunque el grado más alto de la mineralización de oro y plata se ve está asociado a una banda inmensa de cuarzo y adularia. Los minerales de la ganga se presentan como relleno de áreas abiertas y como reemplazo de las fases minerales de roca huésped primario.

La ley del oro llega hasta el orden de los cientos de gramos por tonelada, pero es normalmente menos de 30 g/t. La ley de la plata está por el orden de los cientos de gramos por tonelada.

### 1.3 Planta de Procesos

El Peñón, comienza con la reducción de tamaño del mineral fresco proveniente de la mina, producto con P80 de 6.5 mm.

El mineral una vez chancado en las etapas primaria y secundaria y harneo para lograr el producto final de alimentación a molienda a una granulometría de P80 igual a 6.5 mm, se acopia en un Stock pile y se alimenta a dos circuitos de molienda que operan en circuito cerrado directo con sus correspondientes baterías de hidrociclones. El producto de estos circuitos, el overflow de los hidrociclones con  $P80=150\ \mu\text{m}$ , se alimentan a dos espesadores de los cuales los underflow son bombeados a la etapa de lixiviación por agitación y la solución clara del rebose, la que se denomina "solución rica", es enviada por gravedad a un estanque de solución no clarificada y desde el cual se bombea a una etapa de clarificación para disminuir el contenido de partículas en suspensión. Por otra parte el underflow lixiviado pasa por una decantación en contra corriente, luego filtración y finalmente disposición de los relaves en un depósito destinado para ello.

Las últimas etapas de las líneas paralelas, consisten en que la solución rica clarificada se envía a otro estanque y desde allí a las etapas de desaireación y finalmente a la etapa de precipitación con Zinc. El producto de ambas líneas paralelas, se unen y forman la solución rica precipitada con polvo de Zinc, la cual alimenta a los filtros de prensa instalados en la refinería, luego el queque de precipitados, entra a los hornos de calcinación para secado y extracción de cianuro y finalmente a la fusión, desde donde se obtienen las barras de Metal Doré. Todo esto se puede apreciar en la Figura 2.

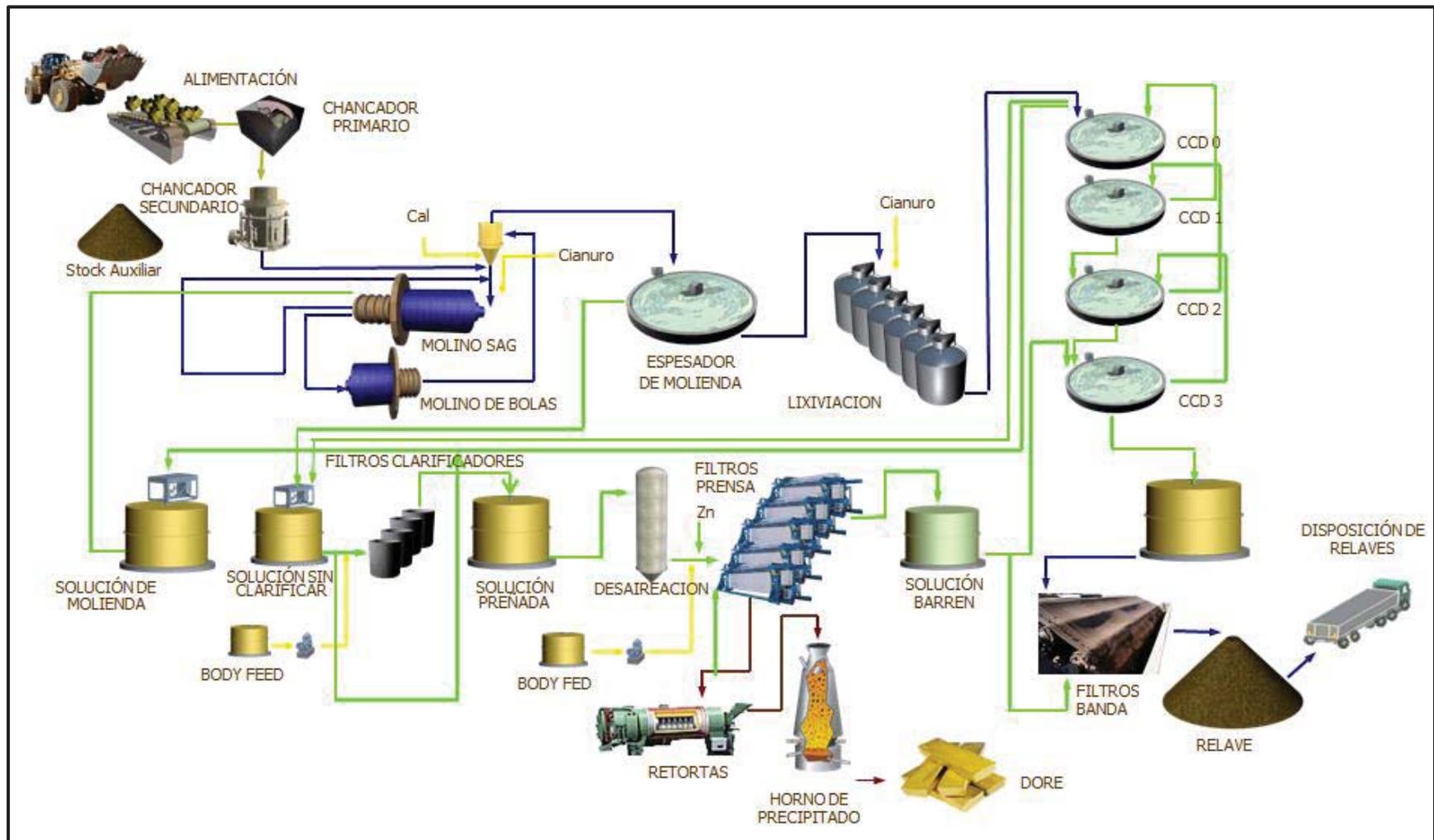


FIGURA 2: FLOWSHEET PLANTA DE PROCESOS

## **1.4 Problemática**

Desde que Minera Meridian fue adquirida por el grupo Canadiense Yamana Gold Inc., se ha aumentado progresivamente la producción de metal Doré. La meta para el año 2012 es llegar a las 600.000 onzas de oro equivalente, para esto, va a ser imprescindible una modificación de la planta actual y la búsqueda de procesos alternativos que permitan aumentar las recuperaciones de oro y plata. Paralelamente se deberán encontrar nuevas fuentes de explotación que posibiliten una producción sostenible.

Una de las alternativas que se viene planteando hace un tiempo es la de recuperar oro y plata desde el depósito de relaves, para esto es necesario realizar diversos estudios puesto que el mineral depositado tiene una data superior a los 10 años y en ese tiempo ha variado tanto en sus características mineralógicas como granulométricas.

Es por esto que en este estudio se deberá determinar la relación existente entre algunos procesos aplicados al mineral de relaves y la recuperación de oro y plata para seleccionar el mejor proceso que posibilite la recuperación de oro y plata desde el depósito de relaves y que este sea a la vez técnica y económicamente factible.

## **CAPÍTULO 2**

### **Alternativas para Reprocesar Mineral del Depósito de Relaves**

## **2 Alternativas para Reprocesar Mineral del Depósito de Relaves**

Después de haber recopilado y analizado la información existente sobre las características del mineral del depósito de relaves, se determinó estudiar cuatro alternativas para procesar el mineral y recuperar el oro y la plata desde el mismo. Las alternativas escogidas fueron las siguientes:

1. Lavado del mineral con agua de proceso.
2. Lixiviación del mineral.
3. Molienda del mineral y posterior lixiviación del mismo.
4. Concentración del mineral por flotación.

Antes de realizar las pruebas al mineral del depósito de relaves es necesario preparar el mismo, con tal de que los resultados sean representativos de la realidad.

En el Anexo B “Antecedentes Históricos sobre el Mineral del Depósito de Relaves” se encuentra la información que fue utilizada para determinar que pruebas se realizarían.

### **2.1 Preparación del Mineral para la Realización de las Pruebas**

Para poder realizar las distintas pruebas al mineral del depósito de relaves es conveniente dividir el relave de acuerdo a parámetros históricos con tal de que cada una de las divisiones presente la mayor homogeneidad posible. Para esto se recurrió a la información histórica existente sobre el mineral y resultados de los procesos, además de las características del depósito.

### 2.1.1 Sondaje al Depósito de Relaves

Considerando las dimensiones del depósito de relaves, las características históricas del mineral depositado y el costo de los sondajes, se determinó realizar sólo 20 sondajes espaciados uniformemente y de una profundidad de 15 metros, altura total del relave.

Los sondajes fueron realizados en el mes de marzo de 2010 por personal de *Yamana Exploraciones* y los testigos entregados al laboratorio de metalurgia.

La Figura 3 esquematiza en que forma fueron distribuidos los sondajes realizados en el depósito de relaves.

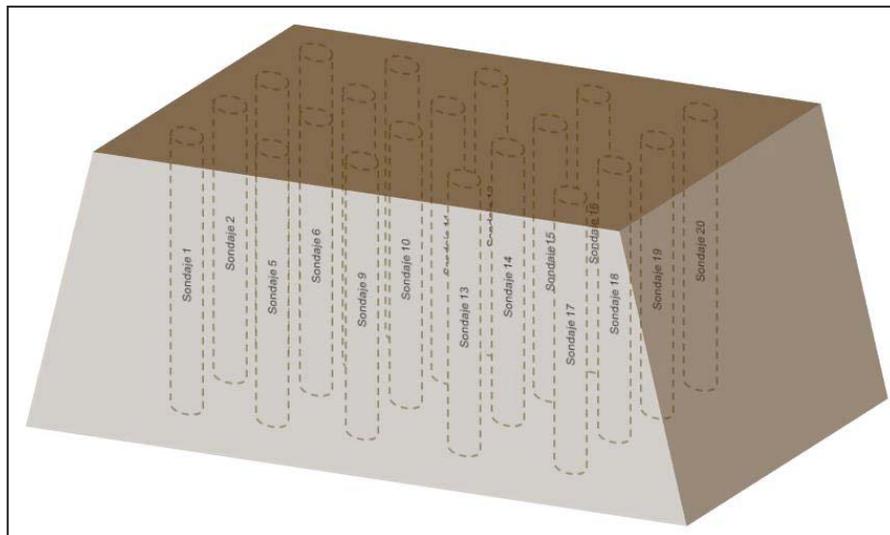
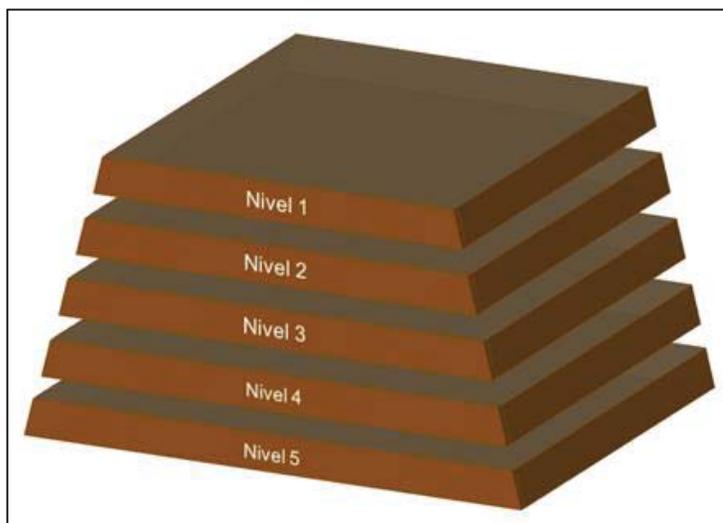


FIGURA 3: SONDAJE DEPÓSITO DE RELAVES

### 2.1.2 Formación de Compósitos

Una vez que los testigos fueron recibidos por el laboratorio metalúrgico de la planta, personal del mismo procedió a pesarlos y dividirlos en secciones de tres metros, etiquetando cada sección con el número del testigo y nivel correspondientes.

Es importante destacar que el nivel 1 hace referencia a la primera sección de tres metros, midiendo desde la superficie hacia abajo, esto se aprecia en la Figura 4.



**FIGURA 4: DIVICIÓN DE RELAVE POR NIVELES**

Una vez etiquetadas las secciones se tomaron muestras de cada una para ser enviados al laboratorio químico con tal de determinar las leyes de oro y plata. Tomadas las muestras se pesaron y se procedió a formar cinco compósitos correspondientes a cada uno de los niveles, para esto, se juntaron todas las muestras de un mismo nivel. Los resultados se encuentran resumidos en la Tabla 2.

Testigo	NIVEL 1 (Kg)	NIVEL 2 (Kg)	NIVEL 3 (Kg)	NIVEL 4 (Kg)	NIVEL 5 (Kg)	Peso Testigo (Kg)
1	10,4	10,8	10,8	12,6	7,9	52,5
2	10,1	11,5	11,7	11,0	12,9	57,3
3	11,1	12,0	11,3	11,7	11,5	57,7
4	10,8	11,4	10,8	11,4	11,1	55,5
5	7,4	10,4	10,7	10,6	10,6	49,6
6	10,2	5,3	10,0	10,7	11,3	47,6
7	11,4	9,9	10,9	11,0	10,6	53,8
8	10,6	10,8	10,1	11,1	10,9	53,4
9	10,5	8,8	10,8	10,1	11,3	51,5
10	8,7	10,8	10,6	10,8	10,8	51,7
11	10,6	10,9	10,7	10,6	11,5	54,4
12	7,7	11,7	12,1	11,5	11,2	54,2
13	10,5	11,6	11,9	11,0	10,9	55,9
14	6,9	11,6	11,4	11,9	11,8	53,7
15	8,6	12,2	11,5	12,1	12,0	56,4
16	11,6	10,1	12,1	11,8	12,0	57,5
17	11,4	11,4	12,0	12,1	11,4	58,4
18	9,0	11,5	12,0	11,8	11,5	55,9
19	11,5	11,6	12,2	12,4	11,6	59,2
20	11,3	11,9	12,2	12,0	11,0	58,5

Compósito	1	2	3	4	5	
Total (kg)	200,26	216,24	225,8	228,42	223,98	1094,7

TABLA 1: PESOS TESTIGOS Y COMPÓSITOS

Formados los compósitos se pesaron 150 kilogramos los que fueron enviados a *Geomet* para realizar diversas pruebas metalúrgicas, el resto del mineral se dejó en el laboratorio metalúrgico de la planta para realizar algunas pruebas en paralelo.

### 2.1.3 Caracterización Mineralógica

Con el objetivo de conocer la mineralogía de los distintos compósitos (como grados de liberación del oro y la plata, asociaciones minerales y granulometrías de liberación), se decidió realizar una caracterización mineralógica a cada uno de los niveles estudiados. Es importante consignar que el mineral a analizar debía previamente lavarse con agua hasta eliminar todo el cianuro, además del oro y plata impregnados.

Los análisis mineralógicos arrojaron como resultado que el oro se encuentra como oro libre y electrum, en un porcentaje variable se encuentra ocluido y además el tamaño de liberación es muy bajo. Prácticamente toda la plata se encuentra

liberada y presente como sulfuro de argentita. También se encontraron distintos minerales de cobre los cuales son consumidores de cianuro, entre estos la calcosina, covelina además de cobre nativo.

Estos resultados indicaron que podía ser factible extraer parte del oro reduciendo la granulometría del mineral para posteriormente cianurar, por otro lado, esto mismo no sería efectivo para extraer la plata puesto que ya se encuentra liberada en forma de sulfuro, siendo lo más indicado para hacer posible su extracción un pre tratamiento oxidativo del mineral.

Un resumen de los resultados de la caracterización mineralógica a los distintos compósitos se puede apreciar en la Tabla 3.

	Au			Ag		
	Liberado	Asociada	Ocluida	Liberada	Asociada	Ocluida
Compósito 1	-	48,9	51,1	100,0	-	-
Compósito 2	-	32,4	67,6	100,0	-	-
Compósito 3	-	-	100,0	100,0	-	-
Compósito 4	23,9	-	76,1	60,0	20,4	19,6
Compósito 5	-	-	100,0	100,0	-	-

TABLA 2: GRADO DE ASOCIACIÓN, LIBERACIÓN Y OCLUCIÓN DE Oro y PLATA

Los resultados detallados del estudio de caracterización mineralógica a los distintos compósitos se encuentran en el Anexo B.3.

#### 2.1.4 Determinación de Leyes de Cabeza

Antes de comenzar con las pruebas metalúrgicas en *Geomet* y en el laboratorio metalúrgico de la planta, se determinaron las leyes de cabeza de oro, plata y cianuro del mineral, con tal de poder evaluar los resultados correctamente.

Esto fue realizado por *Geomet* y los resultados de los análisis se pueden observar en la Tabla 4.

	Ley Au g/t	Ley Ag g/t	CN ppm
<b>Compósito 1</b>	0,49	31,0	8,9
<b>Compósito 2</b>	0,42	23,0	15,0
<b>Compósito 3</b>	0,42	18,0	13,8
<b>Compósito 4</b>	0,49	18,0	16,8
<b>Compósito 5</b>	0,87	27,0	7,0

TABLA 3: LEYES DE CABEZA DE LOS COMPÓSITOS

No se consideró determinar las leyes de cobre puesto que históricamente no han sido significativas.

### 2.1.5 Lavado del Mineral

Antes de realizar las pruebas metalúrgicas al mineral de relaves es necesario lavarlo con agua hasta dejarlo libre de cianuro y partículas de oro y plata que se encuentren impregnadas.

Fue necesario realizar tres lavados para dejar el mineral libre de residuos, los resultados de este procedimiento se observan en la Tabla 5:

N° Compósito	Au (gr/t)		Ag (gr/t)	
	Cabeza Original	Cabeza Lavada	Cabeza Original	Cabeza Lavada
1	0,49	0,23	31	29
2	0,42	0,23	23	20
3	0,42	0,32	18	18
4	0,49	0,27	18	18
5	0,87	0,37	27	27

TABLA 4: LEYES DE COMPÓSITOS LAVADOS

En las pruebas a realizar se utilizará sólo mineral lavado.

### 2.1.6 Análisis Granulométrico

Se realizó un análisis granulométrico por fracción de 6 mallas y posteriormente se determinaron las leyes de oro y plata correspondiente a cada monotamaño. Esto se hizo con la intención de complementar la información existente referente a la granulometría óptima que debe tener el mineral para lograr una mejor eficiencia en las recuperaciones de oro y plata.

En las Figuras 5 y 6 se muestran gráficos que resumen los resultados del análisis granulométrico.

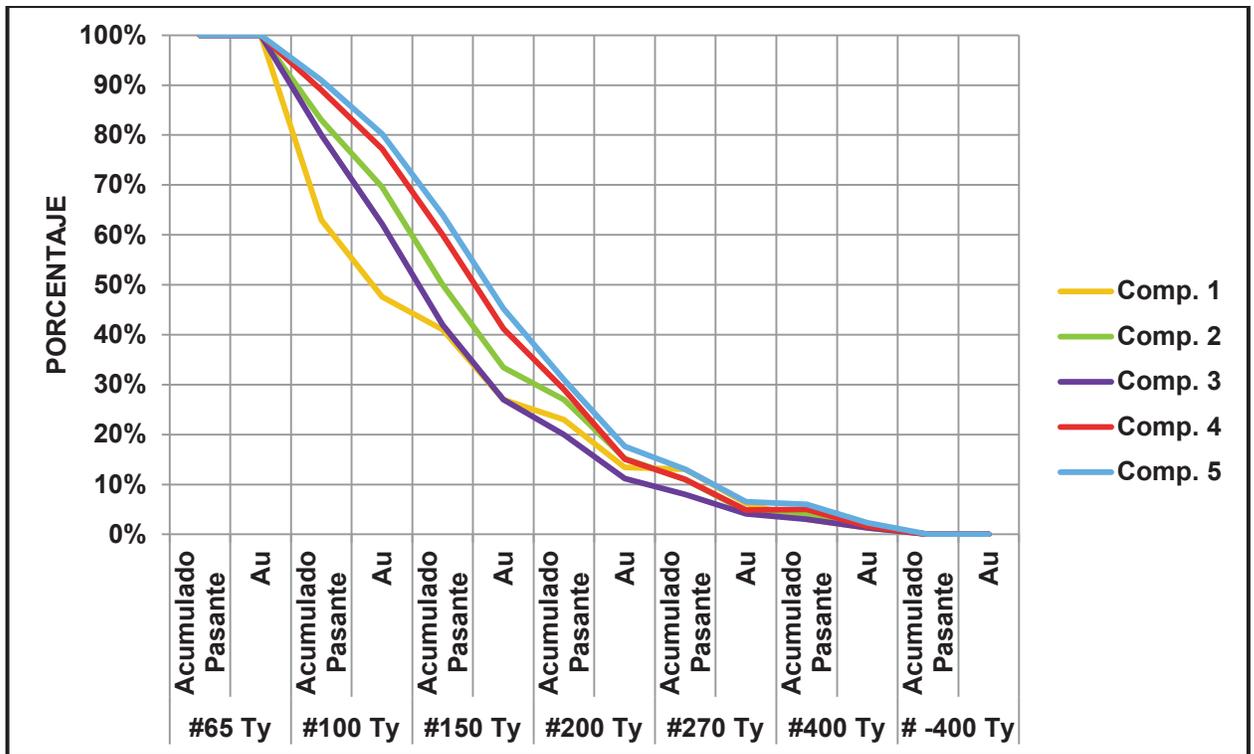


FIGURA 5: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA ORO

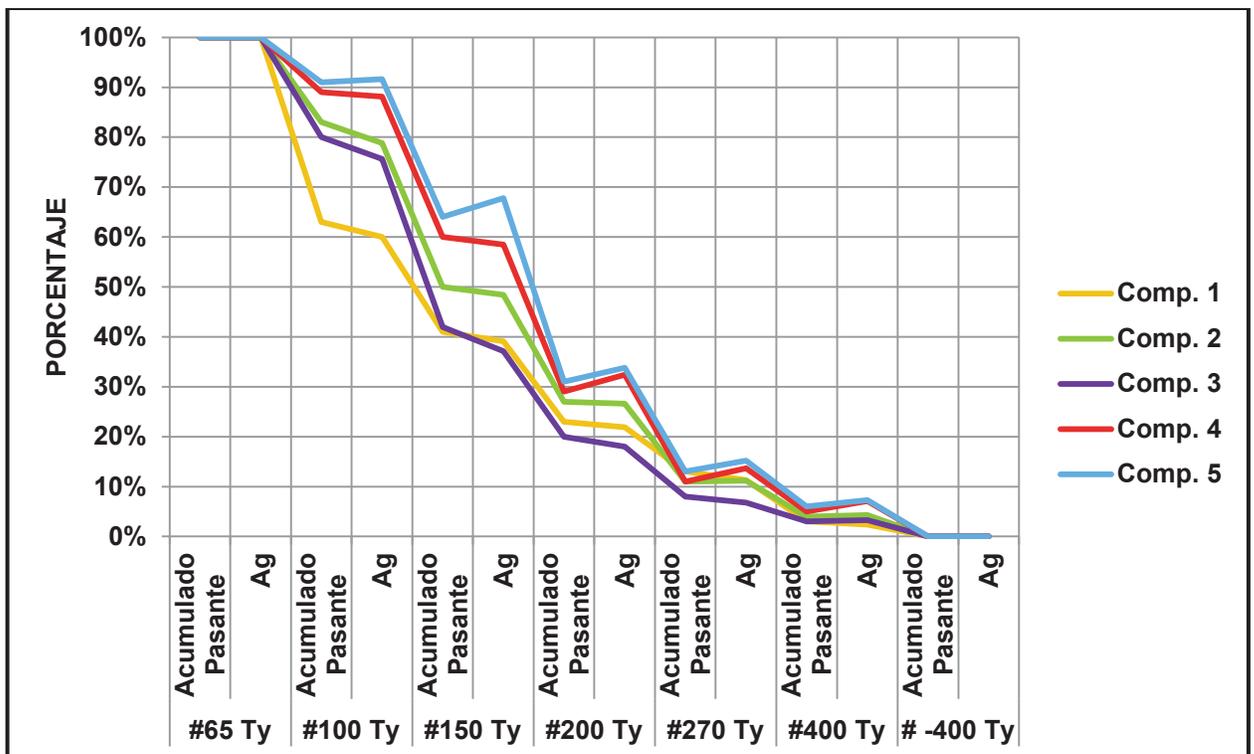


FIGURA 6: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA PLATA

Los resultados indican que aproximadamente un 70% del oro y un 60% de la plata se encuentran bajo la malla #200 Tyler y, o sea, bajo los 75  $\mu\text{m}$ . Los detalles de las pruebas se encuentran en el anexo B.4.

### 2.1.7 Cinética de Molienda

Fue necesario realizar una cinética de molienda, a cada uno de los compósitos, utilizando cuatro tiempos para poder lograr las granulometrías requeridas en las distintas pruebas. Estos tiempos fueron a 0, 20, 40 y 60 minutos.

Los tiempos óptimos de molienda para las granulometrías requeridas se observan en la Tabla 6:

P80 Requerido ( $\mu\text{m}$ )	Tiempo de Molienda (min)				
	Comp. 1	Comp. 2	Comp. 3	Comp. 4	Comp. 5
150	-	-	-	-	-
75	21	19	18	17	17
53	40	30	27	24	22
38	70	70	60	60	60

TABLA 5: RESUMEN RESULTADOS CINÉTICA DE MOLIENDA

El detalle de las cinéticas de molienda se encuentra en el Anexo B.5.

### 2.2 Lavado del Mineral de Relave

Esta alternativa contempla sólo lavar el mineral proveniente del depósito de relaves con agua de proceso y tratar de recuperar el oro y la plata impregnados en el mismo.

Esta posibilidad surgió como alternativa al analizar los resultados históricos de las distintas pruebas hechas al depósito de relaves para determinar la eficiencia de

lavado del mineral, y comprobar que un porcentaje de la extracción del oro y la plata no eran recuperados, quedando impregnados en el mineral de relave.

Las pruebas de lavado fueron realizadas a los cinco compósitos, tanto en los laboratorios de *Geomet* como en los laboratorios de la planta de procesos. Las leyes de cabeza de los distintos compósitos fueron entregadas por *Geomet* y son las que se observan en la Tabla 5.

### **2.2.1 Procedimiento Pruebas de Lavado**

Para realizar las pruebas de lavado se tomó medio kilo de mineral de cada compósito, previamente homogenizado. Este procedimiento fue realizado en paralelo tanto en *Geomet* como en la planta de procesos.

Las muestras de mineral seleccionadas son lavadas con agua corriente en el caso de *Geomet* y agua de procesos en el laboratorio de la planta de procesos. Para esto se deposita el mineral en una bandeja y se rocía agua durante 5 minutos en forma uniforme procurando no perder sólidos por rebalse del agua. Posteriormente se filtra el mineral y la torta de mineral resultante es secada en un horno.

Una vez seco el mineral se homogeniza y se toma una muestra para determinar químicamente las leyes de oro y plata, y así poder calcular las recuperaciones de estos.

### **2.2.3 Resultados Pruebas de Lavado**

Finalizadas las pruebas de lavado a los distintos compósitos y analizadas las leyes de oro y plata se procedió a calcular las recuperaciones correspondientes, los resultados de estas pruebas, tanto los obtenidos por *Geomet* como por el laboratorio de la planta, se pueden observar en las Tablas 7 y 8.

<b>GEOMET</b>						
N° Compósito	Au (gr/t)			Ag (gr/t)		
	Cabeza Original	Cabeza Lavada	Recuperación	Cabeza Original	Cabeza Lavada	Recuperación
1	0,49	0,23	53,1%	31	29	6,5%
2	0,42	0,23	45,2%	23	20	13,0%
3	0,42	0,32	23,8%	18	18	0,0%
4	0,49	0,27	44,9%	18	18	0,0%
5	0,87	0,37	57,5%	27	27	0,0%

TABLA 6: RESUMEN RECUPERACIONES PRUEBAS DE LAVADO EN GEOMET

<b>PLANTA</b>						
N° Compósito	Au (gr/t)			Ag (gr/t)		
	Cabeza Original	Cabeza Lavada	Recuperación	Cabeza Original	Cabeza Lavada	Recuperación
1	0,50	0,22	56,0%	26	26	0,0%
2	0,41	0,18	56,1%	20	18	10,0%
3	0,40	0,21	47,5%	17	16	5,9%
4	0,44	0,29	34,1%	17	16	5,9%
5	0,77	0,37	51,9%	26	25	3,8%

TABLA 7: RESUMEN RECUPERACIONES PRUEBAS DE LAVADO EN LABORATORIO DE PLANTA

Los resultados obtenidos en ambos laboratorios difieren un poco, esto debido que las cantidades de oro y plata a determinar son muy bajas lo que deja un margen de error. De todas formas, se observa en ambos resultados una misma tendencia.

## 2.2.4 Conclusiones Pruebas de Lavado

De los resultado obtenidos, se puede apreciar, que los contenidos de metal valioso impregnado en el mineral de relave, solamente es significativo en el caso del oro, siendo menor en el caso de la plata.

De esta manera la recuperación de oro mediante lavado varía entre 24 y 58% , no observándose una clara gradiente en profundidad, ya que tanto el primer nivel como el último, tienen las concentraciones mayores, mientras que en el centro se encuentran las menores.

No ocurre lo mismo con la plata, cuyo mayor contenido se encuentra en los niveles superiores, disminuyendo gradualmente mientras mayor es la profundidad a la que se encuentra el mineral, hasta desaparecer.

Los resultados de estas pruebas fueron una sorpresa puesto que históricamente se han realizado pruebas de lavado al mineral nuevo con la idea de determinar la eficiencia de lavado de los filtros banda, y estas pruebas arrojan como resultado sobre un 35% del oro y sobre un 20% de la plata del mineral nuevo de relave. Esto se encuentra detallado en el Anexo B.2.2.

Con estos resultados se puede concluir que mediante el lavado del mineral del depósito de relaves sólo es posible recuperar un porcentaje del oro, y en el caso de la plata sería necesario aplicar otro procedimiento para obtener resultados satisfactorios.

### **2.3 Lixiviación del Mineral de Relave a Granulometría Natural**

Esta alternativa pretende determinar la recuperación de oro y plata mediante la lixiviación con NaCN de las muestras de mineral, correspondiente a los cinco compósitos, en diferentes tiempos de lixiviación y manteniendo la granulometría de origen del mineral.

El mineral utilizado para estas pruebas es previamente lavado siendo sus leyes de cabeza las que se encuentran en la Tabla 5.

Finalizadas las pruebas de lixiviación se enviarán los rípios a análisis químico para determinar las leyes de oro y plata y así poder calcular las recuperaciones correspondientes.

### **2.3.1 Procedimiento Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural**

Las pruebas de lixiviación con NaCN fueron realizadas a mineral lavado según el procedimiento indicado en el Anexo A.2. Los tiempos escogidos de lixiviación fueron 2, 4, 8, 24 y 48 horas, siendo cada procedimiento correspondiente a un tiempo distinto realizado en forma independiente. Para esto fue importante homogenizar las muestras de cada compósito que se utilizarían puesto que debían tener las mismas características minerales para obtener una correcta cinética de lixiviación.

Las pruebas fueron realizadas tanto en los laboratorios de *Geomet* como en el laboratorio de la planta, esto con la finalidad de darle un mayor grado de certeza a los resultados.

Una vez terminadas las pruebas de lixiviación se filtraron los rípios y llevaron a un horno para ser secados, posteriormente se homogenizó cada una de las muestras de rípio resultante y se tomó una muestra de mineral para determinar químicamente los contenidos de oro y plata, y así calcular las recuperaciones respectivas.

### **2.3.2 Resultados Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural**

Con los resultados de los análisis químicos a los rípios se pudieron calcular las recuperaciones correspondientes a los distintos tiempos a granulometría natural. Puesto que los resultados obtenidos en el laboratorio de la planta son similares y mantienen una misma tendencia a los obtenidos en *Geomet*, sólo se considerarán estos últimos puesto que las pruebas fueron realizadas utilizando equipos más precisos y personal mejor capacitado. El resumen de los resultados obtenidos en *Geomet* se aprecian en las Figuras 7 y 8 y el detalle en el Anexo B.6.

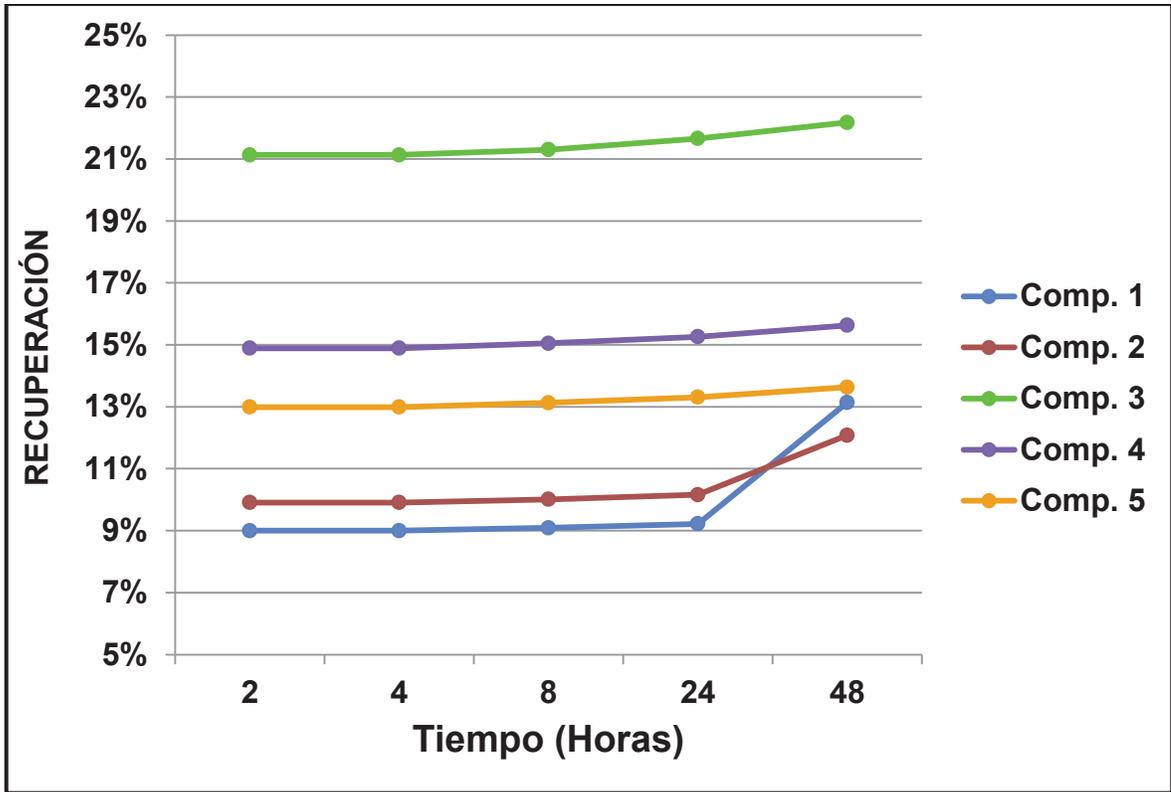


FIGURA 7: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE Oro UTILIZANDO MINERAL A GRANULOMETRÍA NATURAL

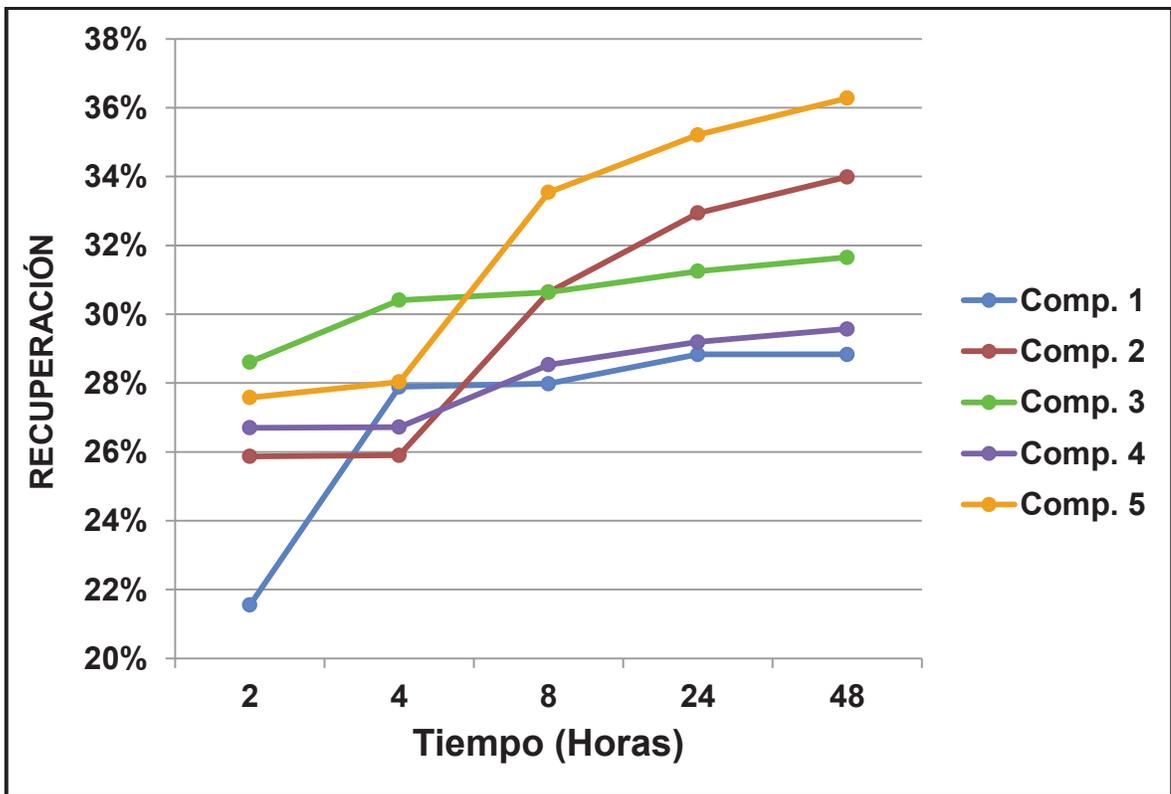


FIGURA 8: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE PLATA UTILIZANDO MINERAL A GRANULOMETRÍA NATURAL

En las Figuras 9 y 10 se muestra el incremento de las recuperaciones de oro y plata desde el mineral original, aplicando los procesos de lavado y cianuración a 2 y 48 horas.

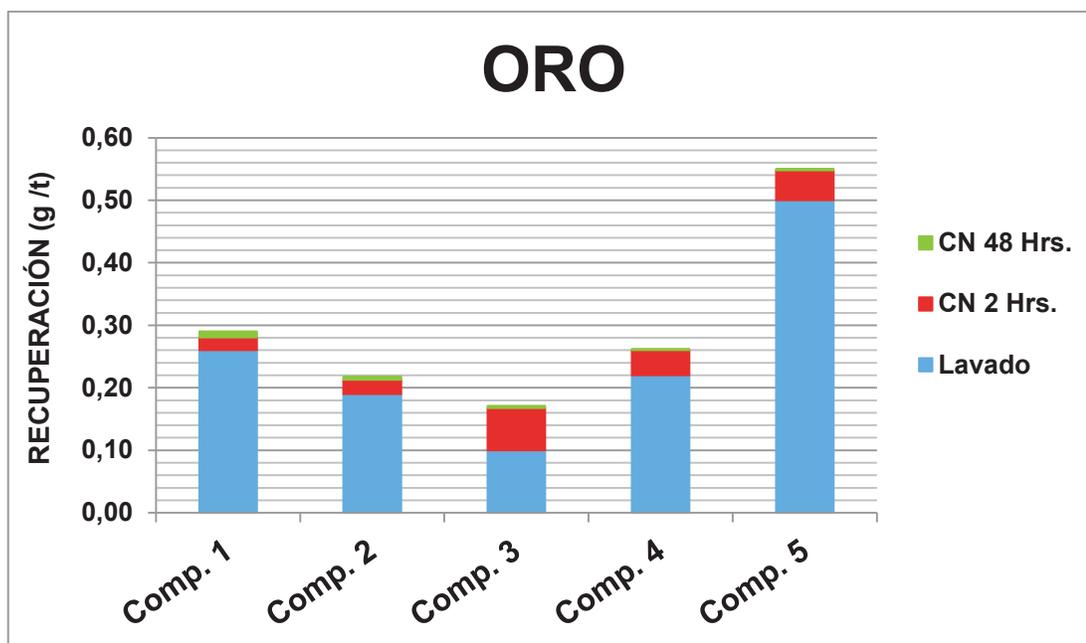


FIGURA 9: AUMENTO EN LAS RECUPERACIONES DE ORO AL APLICAR LOS PROCESOS DE LAVADO Y CIANURACIÓN

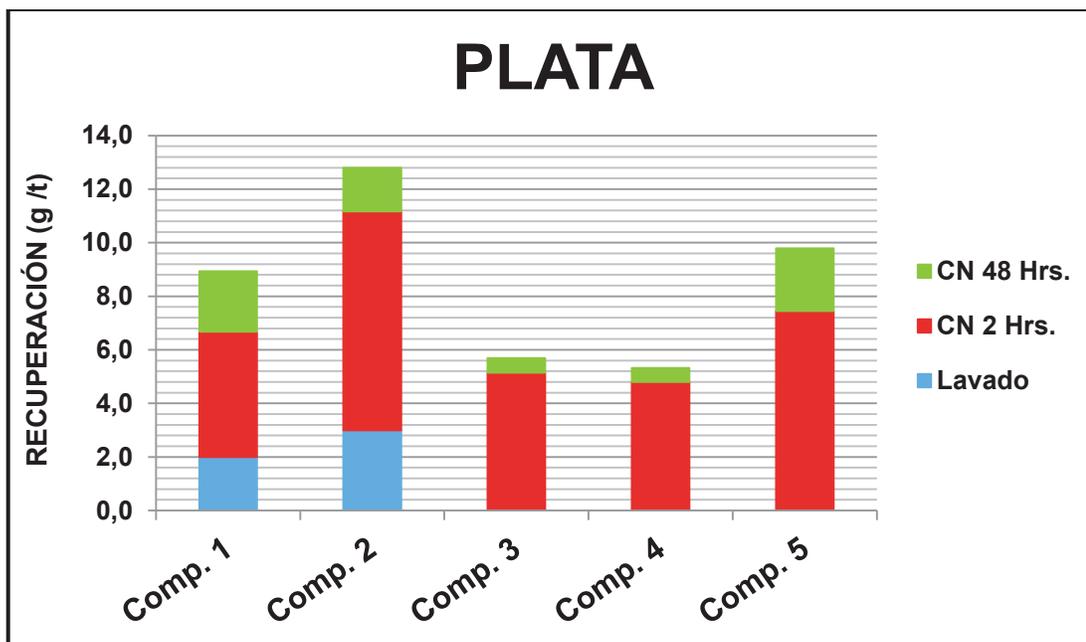


FIGURA 10: AUMENTO EN LAS RECUPERACIONES DE PLATA AL APLICAR LOS PROCESOS DE LAVADO Y CIANURACIÓN

### **2.3.3 Conclusiones Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural**

En las tablas de resultados del punto anterior se observa que la disolución de oro es muy baja, entre un 10 y un 20%, y que la plata lo hace entre 25 y 35%. Esta situación indica que para la granulometría natural del relave no existe mucho oro libre, pero si algo de plata.

En las figuras 11 y 12 queda claro que los mayores aumentos en las recuperaciones, del mineral ya lavado, se producen en las 2 primeras horas de lixiviación, siendo muy bajo el aumento al lixiviar 48 horas, sobre todo en el caso del oro. Esto permite concluir que, para el punto en estudio, sería innecesario e inconveniente cianurar el mineral por un periodo superior a las 2 horas.

Además, los resultados concuerdan con los obtenidos en las pruebas de cianuración al mineral nuevo de relaves realizadas durante los años 2009 y 2010 en el laboratorio metalúrgico de la planta, los que se pueden observar en los Anexos B.2.1 y B.2.2. Estas pruebas muestran que un aumento en el tiempo empleado en el proceso de lixiviación no influye significativamente en la recuperación de oro pero si en la de plata.

Esta situación cobra especial relevancia para las pruebas realizadas en el siguiente punto, toda vez que ellas incorporarán molienda del mineral estudiado.

### **2.4 Lixiviación del Mineral de Relave Aplicando Molienda a Distintas Granulometrías**

Las pruebas de lixiviación realizadas al mineral de relave a granulometría natural mostraron bajas recuperaciones de oro y plata, independiente del tiempo empleado. Esto confirma lo mostrado por el análisis mineralógico, lo cual se encuentra resumido en la Tabla 3, y que da cuenta de una baja liberación del oro presente en el mineral, además de encontrarse prácticamente toda la plata en forma de sulfuros.

Es por esto que en este punto se pretende determinar el efecto que tiene la molienda del mineral a diferentes granulometrías y posterior lixiviación a los mismos tiempos empleados en el punto anterior.

Finalizadas las pruebas de lixiviación se realizó el mismo procedimiento explicado en el punto anterior.

#### **2.4.1 Procedimiento Pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías**

El procedimiento utilizado para realizar las pruebas de lixiviación en este punto es el mismo que el empleado en el punto anterior, el cual se encuentra detallado en el Anexo A.2 y que da cuenta de cómo se debe realizar una prueba de lixiviación por agitación en laboratorio.

En cuanto a la granulometría del mineral con que se realizaron las pruebas, estas serán 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  (#200 Ty), 53  $\mu\text{m}$  (#270 Ty) y 38  $\mu\text{m}$  (#400 Ty), utilizándose la cinética de molienda detallada en la Tabla 6 para lograr tales reducciones de tamaño. Los tiempos de lixiviación serán los mismos que los del punto anterior para poder generar una cinética de lixiviación comparable, es decir, 2, 4, 8, 24 y 48 horas.

#### **2.4.2 Resultados Pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías**

Una vez calculadas las recuperaciones de oro y plata para los cinco compósitos, a las granulometrías de mineral y tiempos de lixiviación mencionados, se pudo generar una cinética de lixiviación para cada granulometría estudiada.

Los resultados se encuentran detallados en el Anexo B.7 y un resumen de los mismos se pueden observar las Figuras 11, 12, 13 y 14.

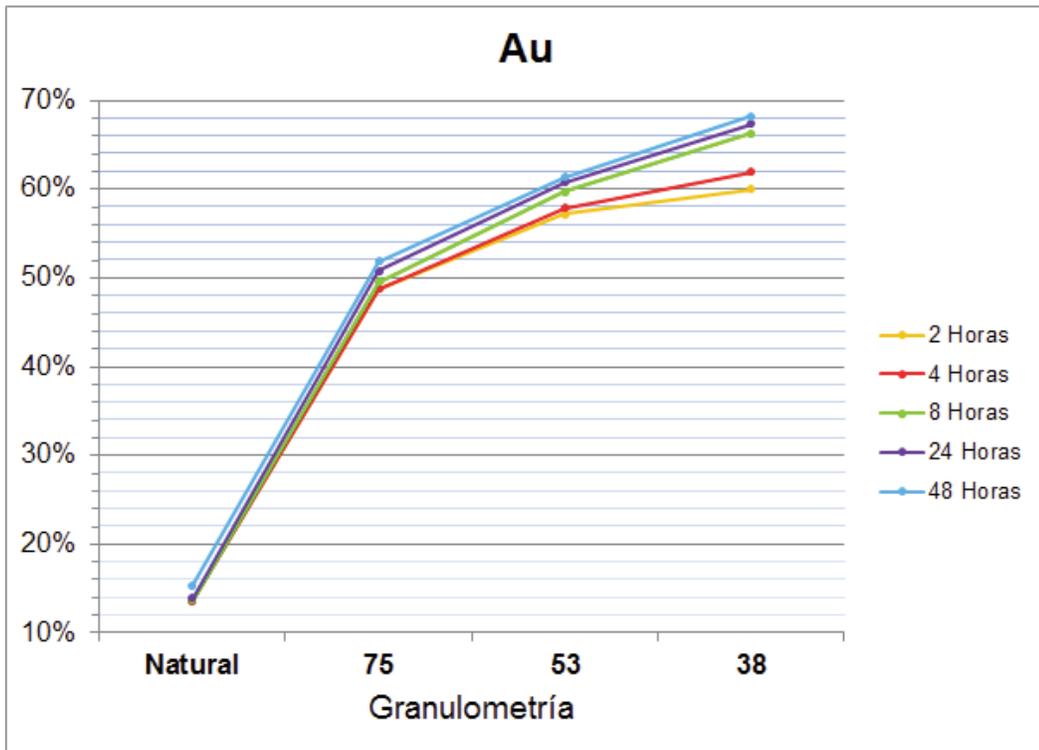


FIGURA 11: PROMEDIO RECUPERACIÓN ORO A DISTITAS GRANULOMETRÍAS Y TIEMPOS DE LIXIVIACIÓN

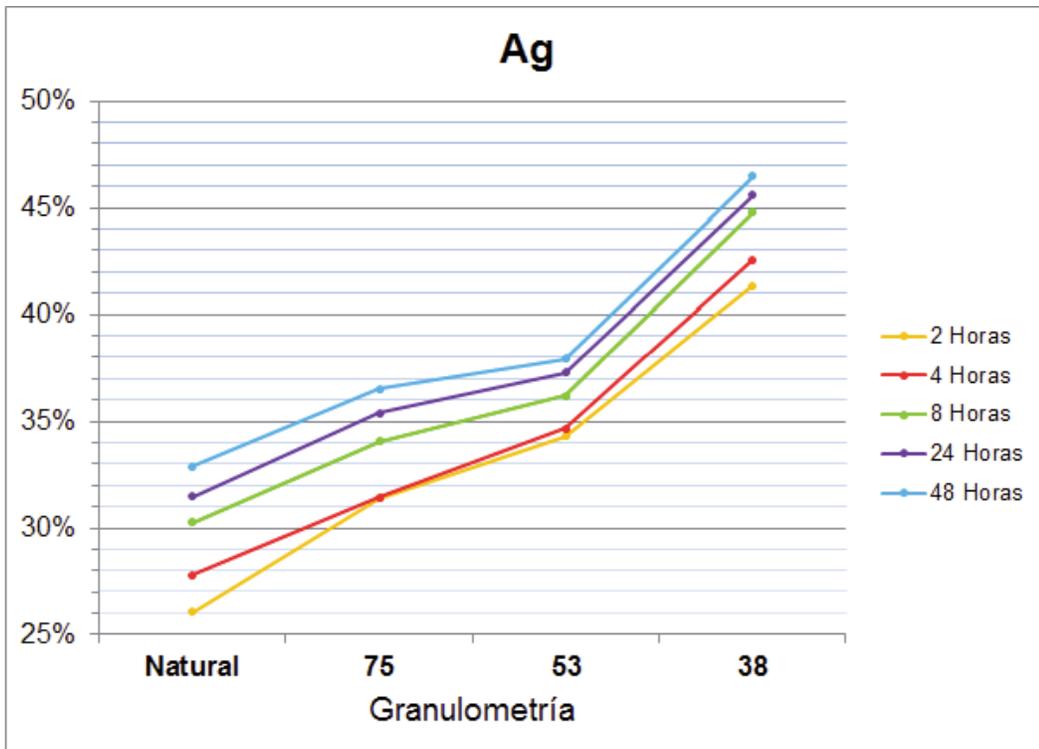


FIGURA 12: PROMEDIO RECUPERACIÓN PLATA A DISTITAS GRANULOMETRÍAS Y TIEMPOS DE LIXIVIACIÓN

En las Figuras 13 y 14 se muestra el incremento en las recuperaciones de oro y plata aplicando los procesos de lavado, reducción de tamaño del mineral 100% bajo 75 y 38  $\mu\text{m}$ , y 2 horas de lixiviación. Todo esto al mineral original para pruebas.

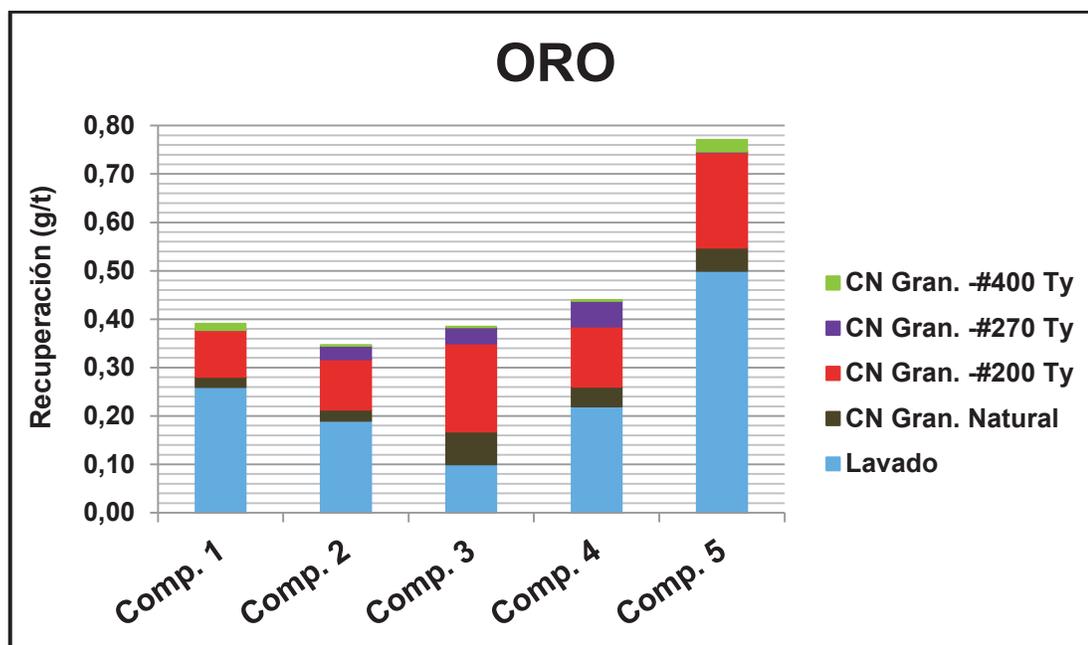


FIGURA 13: AUMENTO EN LAS RECUPERACIONES DE ORO AL APLICAR LOS PROCESOS DE LAVADO, MOLIENDA Y 2 HORAS DE CIANURACIÓN

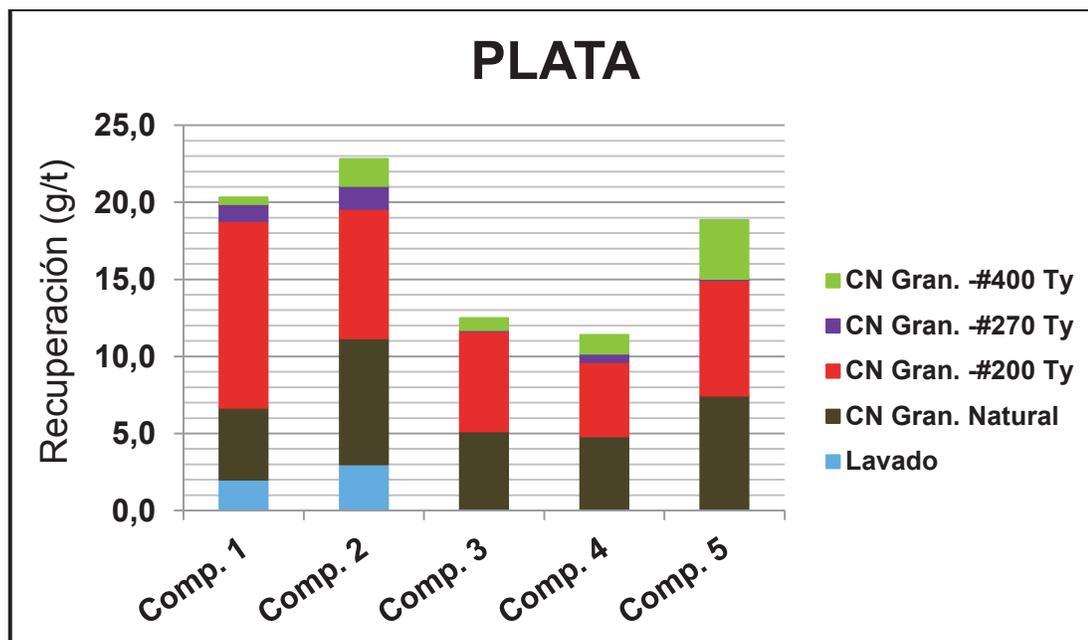


FIGURA 14: AUMENTO EN LAS RECUPERACIONES DE PLATA AL APLICAR LOS PROCESOS DE LAVADO, MOLIENDA Y 2 HORAS DE CIANURACIÓN

### **2.4.3 Conclusiones Pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías**

Se observó que para muestras de un mismo compuesto e iguales granulometrías, la lixiviación por sobre las 2 horas no genera mayores variaciones en las recuperaciones de oro y plata. En el caso del oro esto se explica porque al reducir su granulometría lo liberamos y la cinética de disolución del oro libre a bajas granulometrías es muy rápida. En cuanto a la plata sucede algo similar, puesto que aunque se trate de sulfuros al reducir la granulometría aumentamos la superficie en contacto con el cianuro y esto facilita la disolución de una pequeña parte de esta.

Es así como, para una reducción de tamaño del mineral a 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  (- #200 Ty), 53  $\mu\text{m}$  (- #270 Ty) y 38  $\mu\text{m}$  (- #400 Ty) se observó que el aumento en las recuperaciones de oro y plata fue menor a 5 puntos porcentuales entre las 2 y 48 horas de lixiviación.

Por otro lado, y como se previó en el punto anterior, la reducción de tamaño del mineral y posterior lixiviación incrementó considerablemente las recuperaciones de oro y en un menor nivel las de plata.

Con una reducción de tamaño del mineral 100% bajo 75  $\mu\text{m}$ , y posterior lixiviación, se logra recuperar aproximadamente un 50% del oro presente en el mineral lavado, lo que representa un aumento porcentual de 35 puntos con respecto al mismo proceso a granulometría natural. En el caso de la plata se logra recuperar aproximadamente un 35% pero esto representa un aumento porcentual menor a los 5 puntos.

Reduciendo el mineral 100% bajo 53  $\mu\text{m}$  y posteriormente cianurando, se logró aumentar la recuperación de oro a un 60% del contenido en el mineral lavado, pero la plata sólo aumentó un par de puntos porcentuales con respecto a la reducción bajo 75  $\mu\text{m}$ .

Al reducir el mineral 100% bajo 38  $\mu\text{m}$  y posteriormente lixiviarlo, se recuperó aproximadamente un 65% del oro presente en el mineral lavado y aproximadamente un 45% de la plata.

Estos resultados indican claramente que los mayores incrementos en las recuperaciones de oro y plata, desde el mineral ya lavado, se obtienen al reducir el mineral 100% bajo 75  $\mu\text{m}$ , siendo poco conveniente reducir a granulometrías menores puesto que aumenta bastante los tiempos de proceso. Lo anterior se ve reflejado en los gráficos de las Figuras 15 y 16.

## **2.5 Concentración del Mineral Valioso Mediante Flotación**

Este proceso se realizó con el propósito de determinar cuánto se podía concentrar el metal valioso a un tiempo determinado de flotación y una granulometría escogida de 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  de manera de poder comparar con los procesos anteriores. La flotación se realizó solamente a nivel rougher, empleando los reactivos que el laboratorio a cargo de la realización de las pruebas, consideró como los más adecuados para argentita, puesto que el principal problema se tiene al tratar de recuperar la plata.

Estas pruebas fueron solamente realizadas en *Geomet* puesto que en el laboratorio de planta no se contaba con los equipos necesarios, además esta empresa tiene gran experiencia en la realización de las mismas.

### **2.5.1 Procedimiento Pruebas de Concentración por Flotación**

Para las pruebas de concentración por flotación se utilizó mineral lavado, además para la elección del procedimiento se consideraron las características del mineral, esto se dejó a cargo de *Geomet* por la gran experiencia con que cuentan realizando este tipo de pruebas.

Se consideró que los mejores resultados se obtendrían reduciendo el mineral 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  y utilizando reactivos que favorezcan la concentración de sulfuros de plata. En la Tabla 34 se detallan los reactivos utilizados:

Tipo de Reactivo	Nombre	Dosis (g/t)
Modificador	Sascol 95	30
Colector	Xantato 114	30
Espumante	Matfroth	15

TABLA 8: REACTIVOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Para las pruebas se tomaron muestras homogenizadas de aproximadamente 1000 gramos de cada uno de los compósitos de mineral, las cuales fueron colocadas en celdas de flotación, agregándose agua destilada para formar una pulpa con un 35% de sólidos.

Se flotó durante 20 minutos según procedimiento detallado en el Anexo A.7. El mineral flotado fue secado y llevado a análisis químico para determinar las concentraciones de oro y plata.

## 2.5.2 Resultados Pruebas de Concentración por Flotación

Estas pruebas de flotación fueron del tipo rougher, puesto que no se pretendió flotar el mineral completamente liberado, aunque esto significase ciertas pérdidas metalúrgicas, lo que se hizo fue optar por una molienda que proporcionara buenas recuperaciones sin aumentar demasiado los tiempos de proceso. Los resultados de las pruebas de flotación se presentan en las Figuras 25 y 26 y en el Anexo B.8.

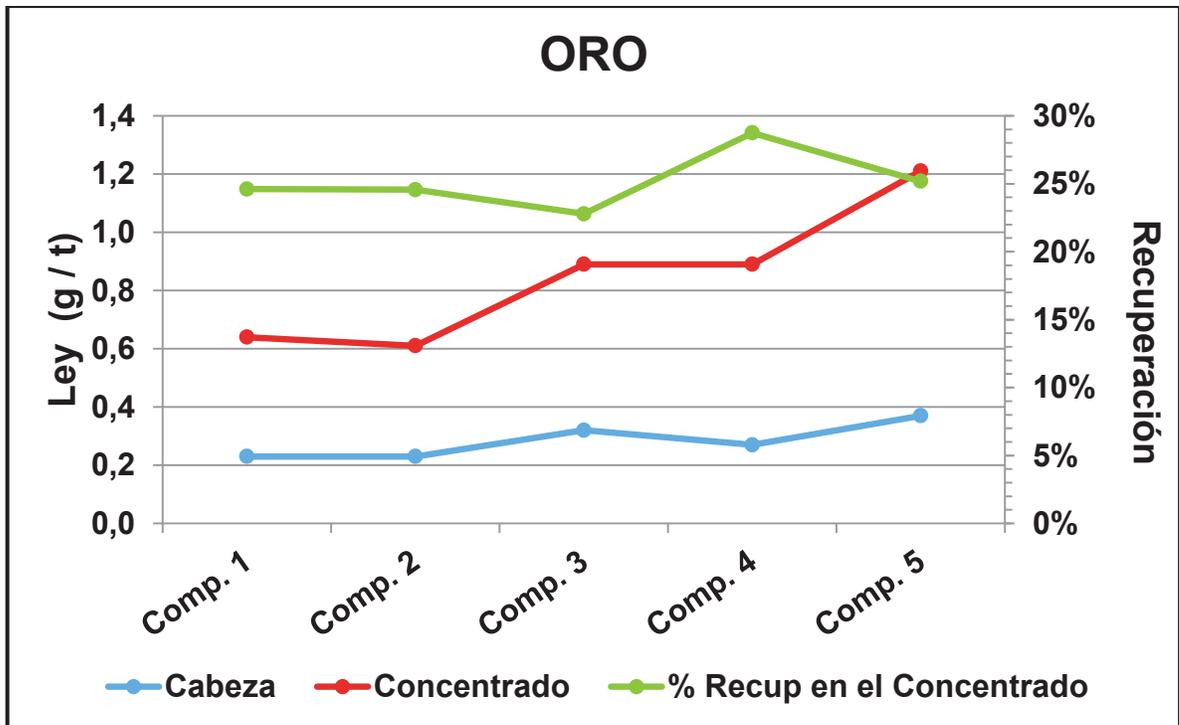


FIGURA 15: RESUMEN LEYES ORO Y RECUPERACIÓN DE ORO EN EL CONCENTRADO

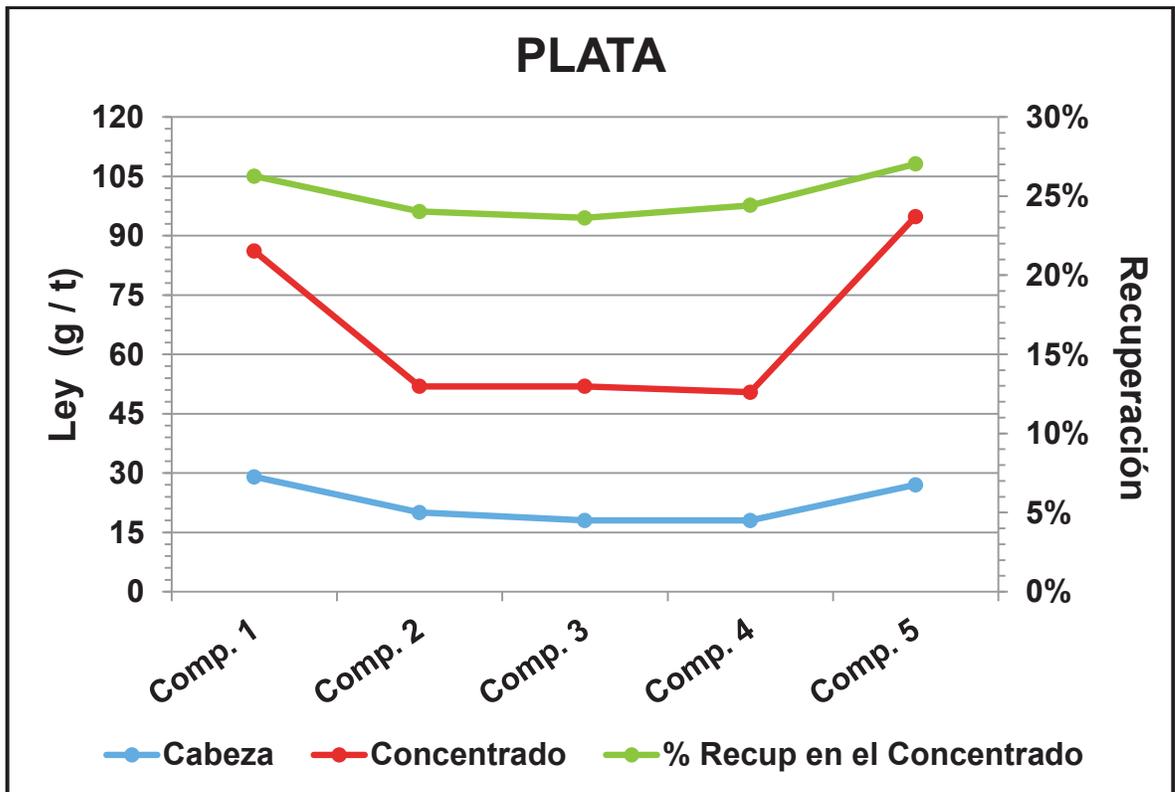


FIGURA 16: RESUMEN LEYES PLATA Y RECUPERACIÓN DE PLATA EN EL CONCENTRADO

### **2.5.3 Conclusiones Pruebas de Concentración por Flotación**

Las pruebas de concentración por flotación fueron realizadas con el objetivo de determinar si era posible recuperar un porcentaje importante del mineral valioso en el concentrado, para luego aplicar algún proceso metalúrgico que permitiese extraer el oro y la plata.

Por el tipo de flotación aplicada se esperaba obtener un concentrado con no tan altas leyes pero una alta recuperación de oro y plata en el mismo, lo cual no se cumplió puesto que los análisis químicos a los concentrados y a los relaves indicaron recuperaciones para el oro y la plata cercanas al 25%, lo cual descarta automáticamente la posibilidad de recuperar aproximadamente el 75% del mineral valioso el cual se va en los relaves. Además se debe considerar que para recuperar el oro y la plata desde el concentrado se deberá aplicar algún procedimiento metalúrgico, lo cual aparte de encarecer el proceso global de recuperación, difícilmente será capaz de recuperar un porcentaje cercano al total del oro y la plata presentes en el concentrado, o sea, las recuperaciones de oro y plata desde los compósitos de mineral lavado serán inferiores al 25%.

Dado los resultados obtenidos se hace evidente la inconveniencia de aplicar el proceso de concentración por flotación al mineral de relave, puesto que las recuperaciones de mineral valioso en el concentrado son mucho menores a las conseguidas al lixiviar el mineral a la misma granulometría.

### **2.6 Conclusiones Generales Sobre las Pruebas Realizadas al Mineral de Relave**

Con los resultados obtenidos en las distintas pruebas realizadas a los cinco compósitos de mineral de relave estudiados, se determinó que el procedimiento con mayor potencial para un estudio más profundo es el que involucra lavado del mineral de relave, remolienda del mismo y posterior lixiviación.

Aunque se determinó que la mayor parte del mineral valioso lixiviable lo hacía en las primeras 2 horas, a las 24 horas se ha obtenido un aumento en un par de puntos porcentuales, lográndose prácticamente diluir el 100% del mineral valioso lixiviable. De las reducciones granulométricas estudiadas, el mayor incremento en las recuperaciones fue al reducir el mineral desde la granulometría natural hasta 100% bajo 75  $\mu\text{m}$ , escogiéndose este tamaño para estudios posteriores puesto que reducir a granulometrías menores no aumenta significativamente las recuperaciones pero si los tiempos globales del proceso, para una reducción 100% bajo 38  $\mu\text{m}$ , sólo se aumentaría, en comparación con la reducción bajo 75  $\mu\text{m}$ , 0,05 gramos de oro por tonelada de mineral procesado y 2 gramos de plata por mineral alimentado a proceso. Los resultados obtenidos al reducir el mineral bajo dicha granulometría y con una posterior lixiviación de 24 horas, indicaron que es posible recuperar como promedio 0,15 gramos de oro por tonelada de mineral lavado procesado, lo que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado del mineral permite llegar a recuperaciones sobre los 0,38 gramos de oro por tonelada de mineral procesado, equivalente a casi el 70% del oro existente en el mineral de relaves. En el caso de la plata se logra una recuperación promedio de 8 gramos de plata por tonelada de mineral procesado, que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado alcanza el 38% de recuperación de plata contenida en el mineral del depósito de relaves.

## **CAPÍTULO 3**

### **Proceso Propuesto para la Recuperación de ORO y PLATA Desde el Depósito de Relaves**

### **3 Proceso Propuesto para la Recuperación de Oro y Plata desde el Depósito de Relaves**

Según lo concluido en el punto anterior, se determinó que el procedimiento adecuado para procesar el mineral del depósito de relaves consiste en una remolienda del mineral hasta 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  y posterior lixiviación con NaCN.

El proceso productivo será el mismo que se utiliza actualmente para recuperar oro y plata desde el mineral nuevo procedente de la mina, con la diferencia que este comenzará en la etapa de remolienda del mineral eliminando la etapa de chancado y sustituyendo la de molienda.

#### **3.1 Diagrama de Bloques**

Como se señaló, el proceso propuesto comienza con una remolienda del mineral de relaves con el objetivo de liberar parte del oro y la plata, para esto el mineral debe ser transportado hasta el área de molienda y clasificación en donde se reduce su granulometría 100% bajo 75  $\mu\text{m}$ , posteriormente la pulpa mineral formada es enviada a un espesador de molienda en donde el sólido decantado es transportado a la etapa de lixiviación y la solución de rebalse del espesador, llamada solución rica no clarificada, es enviada hacia filtros clarificadores dispuestos en el área de clarificación con el fin de disminuir su contenido de partículas en suspensión.

Los sólidos decantados en el espesador de molienda son enviados en forma de pulpa a la etapa de lixiviación por agitación en donde se completa la lixiviación del mineral valioso comenzada en la etapa de remolienda. La descarga de esta etapa es enviada a la sección de espesadores del circuito CCD en donde los sólidos decantados en el último espesador son transportados hacia la etapa de filtrado del mineral mediante filtros bandas, en tanto el rebalse del primer espesador del circuito es enviado hacia los filtros clarificadores para reducir su contenido de partículas en suspensión.

La solución filtrada en los filtros bandas es enviada a los filtros clarificadores para minimizar su contenido de partículas en suspensión, a la vez los sólidos resultantes en la etapa de filtros bandas es transportado hacia el depósito de relaves de este proceso.

Como se mencionó, las soluciones de los rebaleses del espesador de molienda, del primer espesador del circuito de espesadores CCD y la filtrada en los filtros bandas, son enviadas a los filtros clarificadores en donde se reduce su contenido de partículas en suspensión, hecho esto la solución filtrada es enviada a una torre desaireadora en donde se extrae el aire presente en la solución con el fin de favorecer la reacción de precipitación con zinc que es la etapa que viene a continuación.

Una vez que la solución pasó por la torre desaireadora es enviada a la etapa de precipitación de oro y plata mediante polvo de zinc, el cual es agregado en forma de lechada para favorecer el proceso. Posteriormente la solución junto al precipitado es pasada por filtros prensa donde el sólido es enviado a la etapa de fusión y el líquido obtenido hacia el estanque de solución estéril.

En la Figura 17 se presenta el diagrama de bloques del proceso detallado anteriormente, el cual permite recuperar oro y plata desde el depósito de relaves.

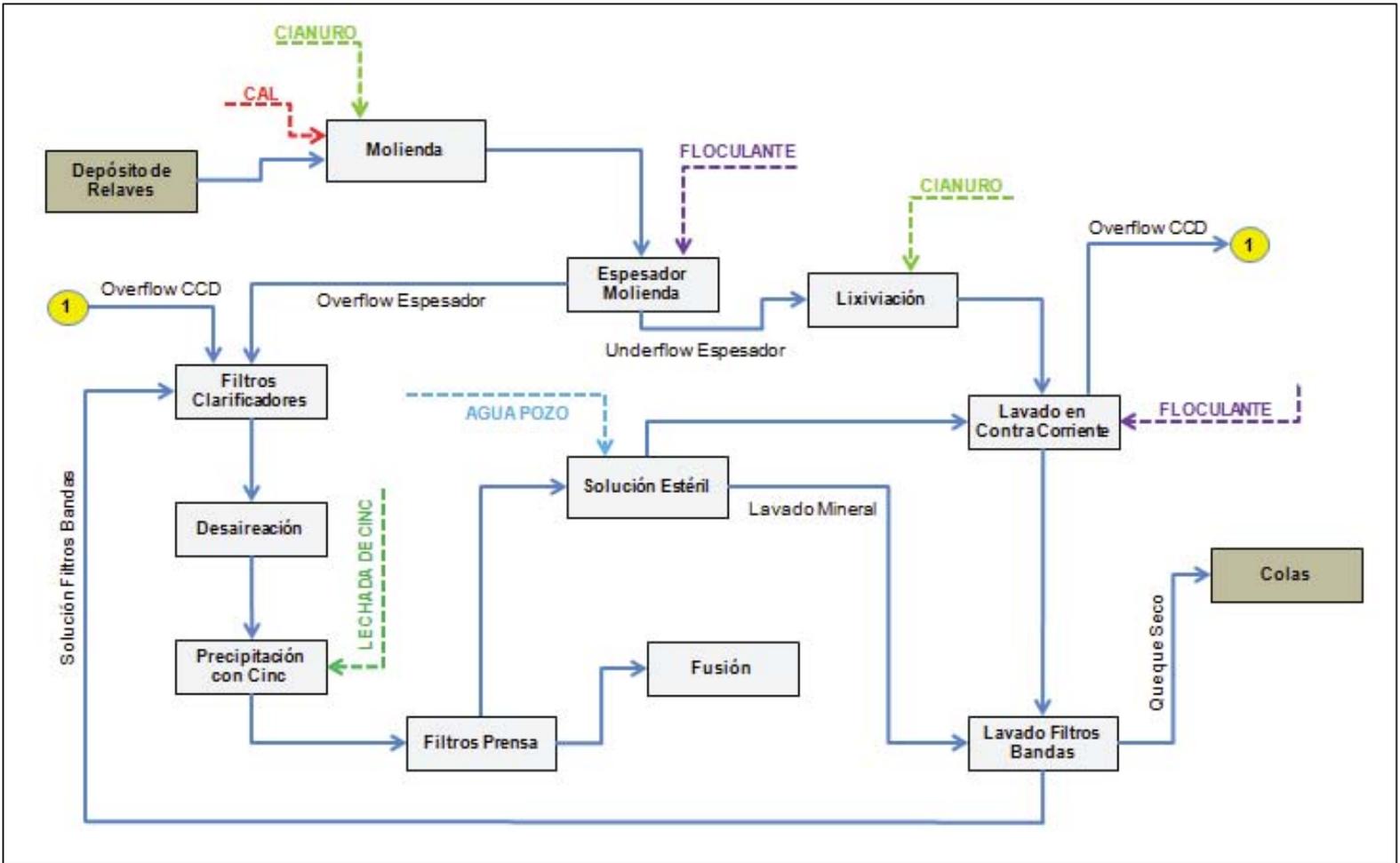


FIGURA 17: DIAGRAMA DE BLOQUES PROCESO RECUPERACIÓN ORO y PLATA CON MINERAL DEL DEPÓSITO DE RELAVES

## 3.2 Flowsheet

En la Figura 18 se muestra un flowsheet del proceso a utilizar en la extracción de oro y plata desde el depósito de relaves, en donde se muestran los principales equipos y flujos del proceso, el cual es explicado a continuación.

El mineral proveniente del depósito de relaves es transportado a razón de 5000 tpd hacia el molino SAG, en donde se agrega solución de molienda necesaria para lograr la concentración de pulpa dentro del molino, solución de cianuro de sodio como agente lixivante y bolas para la reducción de tamaño del mismo.

La solución de molienda es almacenada en un estanque de 318 m<sup>3</sup>, para la distribución de la solución se emplea una de dos bombas centrífugas de 220 m<sup>3</sup>/h de caudal y 40 metros de descarga, mientras la otra permanece en reposo.

El molino SAG opera en circuito cerrado con una batería de hidrociclones con cargas circulantes entre 300% y 350%. Las dimensiones del molino son: 4,72 metros de diámetro por 7,77 m de largo, con potencia nominal 2600 kW.

La pulpa descargada por el molino es bombeada desde el pozo a un estanque distribuidor de alimentación de la batería de hidrociclones, por una bomba con velocidad variable, una de ellas operando y la otra en reposo, con caudales de 750 m<sup>3</sup>/h y 31 metros de altura de descarga.

El rebalse (overflow) genera una pulpa con concentración entre 30 y 40% de sólidos y un tamaño de partículas 100% bajo 75 micrones. El sobre tamaño de los ciclones (underflow) es recirculado al molino.

La concentración de la pulpa alimentada al circuito de hidrociclones es controlada a través de la adición de agua, en volumen necesario, para ajustar la densidad de pulpa.

Para espesar la pulpa proveniente del rebalse de ciclones y alimentar a los lixiviadores, se dispone de un espesador de molienda, el underflow del espesador, con una concentración nominal de 50% en sólidos, es bombeado por una bomba de descarga de pulpa, una activa y la otra en reposo, al área del primer estanque de lixiviación. El espesador posee, en la descarga, dos bombas de velocidad variable, una de ellas operando y la otra en reposo, con caudales de 200 m<sup>3</sup>/h de diseño y 31 metros de altura de descarga.

La solución clara del rebalse del espesador de molienda se denomina “solución rica no clarificada” y es enviada, por gravedad, hacia un estanque dispuesto en el área de clarificación para disminuir su contenido de partículas en suspensión.

La solución rica se envía al estanque de solución sin clarificar que está dispuesto para almacenar 158 m<sup>3</sup> de solución. Desde ahí tres bombas, una en servicio y dos en reposo, envían la solución a 4 filtros clarificadores, cuya función es la clarificación de las soluciones a una concentración de sólidos de 5 ppm como máximo.

Como ya se mencionó, la disolución del oro y la plata comienza en el molino SAG, donde es agregado NaCN como agente lixivante, alcanzando una extracción de alrededor de 75% y posteriormente el proceso de disolución continúa en los seis reactores o estanques de lixiviación en serie.

El underflow proveniente del espesador de molienda, con contenido de sólidos entre 45 y 55%, es lixiviado en 6 estanques con una capacidad de 7300 m<sup>3</sup>, con agitadores mecánicos y en ambiente cianurado, mantenido por la adición de cianuro en el área de molienda y alternativamente en los estanque de lixiviación.

Estos estanques son unidades en series, donde la descarga de uno alimenta al siguiente en forma continua. Los estanques poseen alturas diferentes que

permiten el desplazamiento de la pulpa por gravedad entre las unidades. La carga de los estanques se realiza mediante un tubo que llega al fondo del estanque, evitando cortocircuitos y logrando el mayor aprovechamiento del tiempo de residencia. La alimentación recibida en el primer estanque, desplaza un volumen equivalente de pulpa hacia el segundo estanque, luego pasa al tercer estanque y así sucesivamente hasta llegar al último. La descarga de este último es enviada al primer espesador del circuito de lavado en contra corriente (CCD).

La pulpa lixiviada, proveniente del último estanque de lixiviación, conteniendo una concentración de sólidos de 45 a 55%, ingresa por gravedad al circuito de lavado en contra corriente, compuesto por cuatro espesadores de lavado en contracorriente (CCD) de alta capacidad, cuyo objetivo es lavar la pulpa y recuperar la solución enriquecida con los metales disueltos.

El rebalse (overflow) del espesador CCD0 es enviado por gravedad al estanque de solución de molienda, y la descarga del espesador CCD3 es bombeada al área de filtrado para separar la fase sólida de la fase líquida y así recuperar las soluciones impregnadas en la pulpa dejando el relave con aproximadamente un 20% de humedad.

La alimentación del espesador CCD0 proviene del último estanque de lixiviación, el underflow del espesador CCD0 alimenta al espesador CCD1, el underflow del espesador CCD1 alimenta al espesador CCD2 y el underflow del espesador CCD2 alimenta al espesador CCD3, todos mediante bombas de velocidad variable. La descarga del underflow del espesador CCD3 alimenta al estanque (Surge Tank) de amortiguación de filtrado mediante bombas de velocidad variable.

La pulpa almacenada en el Surge Tank es bombeada hacia cinco filtros de bandas mediante bombas centrífugas a cinco estanques agitadores respectivos, los cuales llegan a un alimentador, uno por cada filtro. El alimentador asegura siempre la distribución homogénea del relave a todo el ancho de la tela filtrante, permitiendo un lavado y drenaje uniforme.

El proceso de deposición de relaves en el tranque, comienza con la descarga del material filtrado, correspondiente a un queque entre 18 a 20 % de humedad, el cual es enviado al acopio de relaves a través de una correa transportadora de relaves que cuenta con un pesómetro, un muestreador de relave húmedo y un chute de descarga y distribución al lugar de acopio.

La solución rica clarificada, es desaireada antes de ingresar a la precipitación con zinc, la que es realizada en la torre Merrill Crowe. La torre de desaireación es un reactor de 10,4 m<sup>3</sup> de capacidad, de 2,0 metros de diámetro y 6,5 metros de altura, en ella se realiza un vacío a través de la bomba de vacío, con lo que se consigue una disminución de la solubilidad del O<sub>2</sub> disuelto presente en la solución rica, obteniéndose así una solución rica desaireada con una concentración menor a 1 ppm de O<sub>2</sub>. La solución desaireada que sale de la torre, es alimentada a los filtros prensa.

La preparación de pulpa de zinc es realizada en un estanque de cono. En el cono se mezcla el polvo de zinc con solución estéril proveniente del estanque Barren, esto mediante un agitador, formando una lechada de zinc. El polvo de zinc es alimentado al cono a través de una correa de velocidad variable controlada automáticamente. La solución estéril necesaria para formar la pulpa con zinc es alimentada al cono a través de un vaso comunicante, esta proviene de la salida de descarga de los filtros de prensa. La pulpa de zinc es alimentada con una bomba peristáltica a la línea de solución rica desaireada que proviene de la torre de Merrill Crowe. El contacto de la pulpa de zinc con la solución rica, provoca la precipitación de los elementos oro, plata y algunas impurezas.

La etapa de filtración es donde se realiza la separación sólido líquido, la cual es realizada en 3 filtros prensas. La solución saliente del filtro, es transferido hacia el estanque de solución estéril. Para la descarga de un filtro, este es abierto y el queque es despegado de la tela utilizando una espátula, el queque es cargado en bandejas metálicas, las que posteriormente son enviadas a dos retortas.

Los precipitados obtenidos de los filtros prensa, se depositan en bandejas con capacidad aproximada de 100 kilogramos de precipitado con una humedad de 30%, para luego ser transportadas hacia dos unidades de retortas. Cada retorta es cargada con las bandejas y encendida, manteniéndose a una temperatura de 538°C durante 17 horas bajo condiciones de vacío, llamando al sólido obtenido de las retortas calcina, el cual es la alimentación al horno de fusión. Una vez completado el ciclo de calcinación o retortas, las bandejas con calcina son retiradas de las retortas quedando acondicionadas para ser fundidas.

La etapa de fusión, comprende un horno de reverbero, el cual utiliza gas licuado y aire/oxígeno, para alcanzar una temperatura de 1220°C. La carga fundida finalmente se encuentra formada por 2 fases, la fase superior denominada escoria y la fase inferior que es el Metal Doré, el cual está compuesto por oro, plata e impurezas.

La escoria, es recirculada a la etapa de remolienda con el fin de recuperar los metales contenidos en ella. En cuanto a las barras de Metal Doré, estas son retiradas de las lingoteras y cargadas a la limpiadora de barras. Finalmente las barras de Metal Doré son almacenadas en bóveda, pesadas y embarcadas para ser Refinadas.

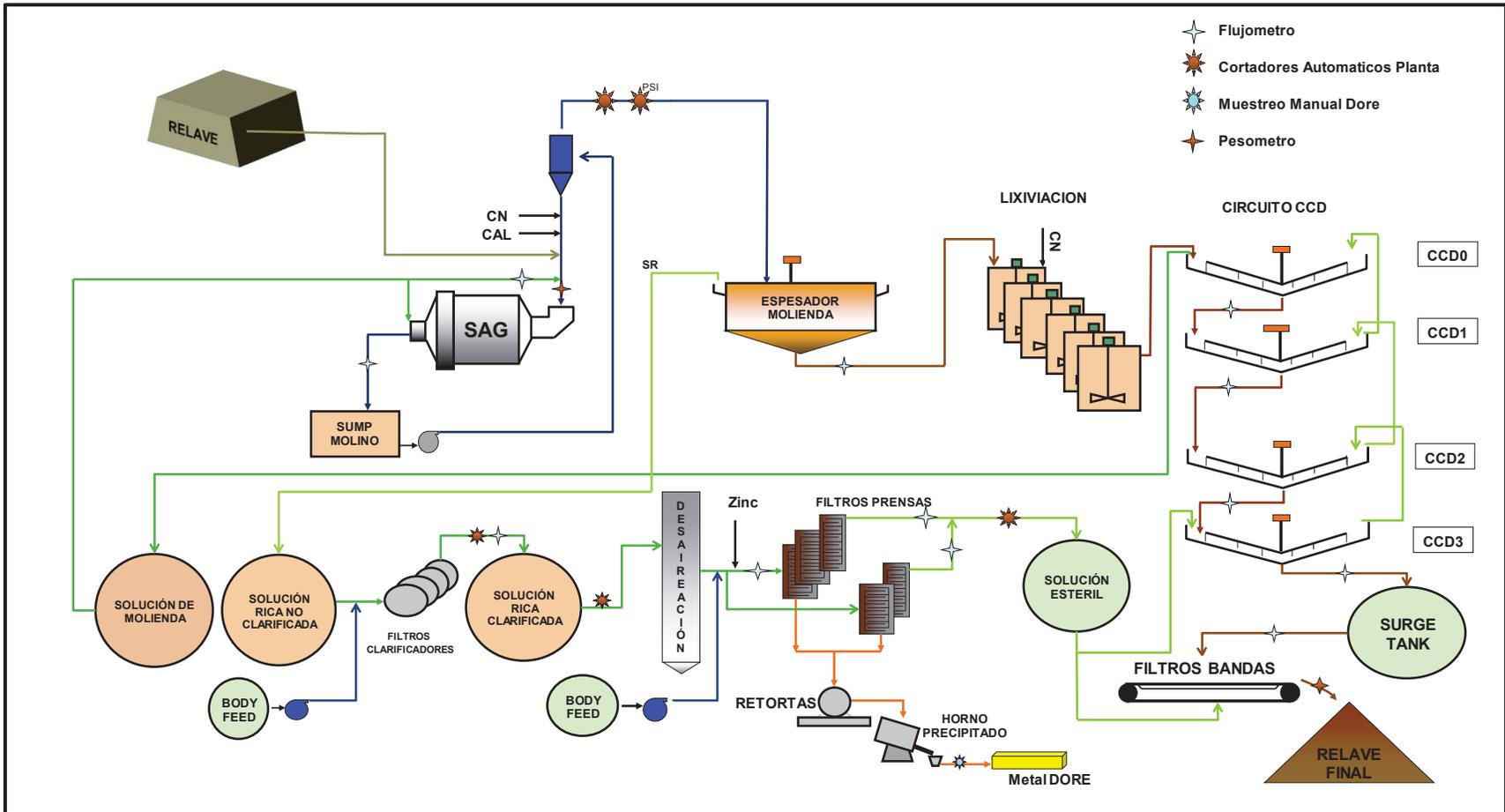


FIGURA 18: FLOWSHEET PROCESO RECUPERACIÓN ORO y PLATA CON MINERAL DEL DEPÓSITO DE RELAVES

# **CAPÍTULO 4**

## **Evaluación del Proceso**

## **4 Evaluación del Proceso Seleccionado**

Con la información recopilada en las pruebas realizadas al mineral de relaves es posible cuantificar el oro y la plata que es posible recuperar, para esto se realizó un balance de masa por equipos y uno general, el cual entrega los kilogramos por día de mineral valioso recuperados en base a la cantidad de mineral de relave alimentado al sistema.

Por otro lado, se entregarán los consumos tanto de energía como de insumos principales utilizados en el proceso de recuperación de mineral valioso desde el depósito de relaves. En el caso del consumo energético se entregará una media por cada área del proceso, utilizando como referencia el proceso productivo actual, puesto que se asemeja bastante al proceso propuesto, siendo además los mismos equipos y procedimientos. Por último se detallarán los equipos utilizados en el proceso seleccionado, sus características y costos.

En el caso de los insumos utilizados en el proceso de recuperación de oro y plata, sus consumos tienen directa relación con la cantidad de mineral alimentado al proceso, por lo que se puede calcular fácilmente las cantidades utilizadas de cada uno.

Tanto el balance de masa como el detalle de los consumos de energía y reactivos, entregan la información requerida para realizar un análisis económico preliminar, lo cual se desarrolla en el capítulo 5.

### **4.1 Balances de Masa**

A continuación se entrega un balance de masa general y uno por cada equipo principal utilizado en el proceso de recuperación del mineral valioso desde el depósito de relaves. Ambos balances consideran sólo el oro y la plata tanto en su estado liberado como formando parte del mineral estéril, esto porque es la

información que interesa para calcular las recuperaciones globales y así poder realizar un análisis económico preliminar. En cuanto al consumo de los reactivos principales, estos son adicionados en base a las toneladas de mineral alimentadas al proceso, por lo que se cuenta con la información para calcular el consumo de los mismos.

#### 4.1.1 Balance de Masa General

El objetivo de realizar este balance de masa es entregar una primera aproximación de cuanto oro y plata pueden ser recuperados desde el depósito de relaves, esto en base a los resultados de las pruebas metalúrgicas realizadas al mineral de relaves.

No se considerarán los equipos utilizados en el proceso, sólo se utilizará el promedio de los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas realizadas a los cinco compósitos de mineral de relave bajo las condiciones seleccionadas, o sea, reducción de tamaño a 100% bajo 75 µm y 24 horas de lixiviación.

En las Tabla 41 y 42 se observan un resumen de los resultados, de las pruebas metalúrgicas a los cinco compósitos y sus promedios, los que se utilizarán para el cálculo del balance de masa general.

N° Compósito	<b>Au</b>			
	Cabeza Original	Recuperación Lavado Mineral	Recuperación desde Cabeza Lavada	TOTAL Recuperación Lavado + Proceso
	g/t			%
1	0,49	0,26	0,101	73,76%
2	0,42	0,19	0,112	71,96%
3	0,42	0,10	0,189	68,76%
4	0,49	0,22	0,130	71,35%
5	0,87	0,50	0,201	80,61%
<b>Promedio</b>	0,54	0,25	0,147	74,47%

TABLA 9: RESUMEN RECUPERACION TOTAL DE ORO MEDIANTE PROCESO SELECCIONADO

N° Compósito	Ag			
	Cabeza Original	Recuperación Lavado Mineral	Recuperación desde Cabeza Lavada	TOTAL Recuperación Lavado + Proceso
	g/t			%
1	31	2	11,69	44,15%
2	23	3	6,60	41,74%
3	18	0	6,80	37,80%
4	18	0	5,42	30,10%
5	27	0	9,61	35,60%
Promedio	23,40	1,00	8,02	38,56%

TABLA 10: RESUMEN RECUPERACION TOTAL DE PLATA MEDIANTE PROCESO SELECCIONADO

Con estos resultados se puede calcular el total de oro y plata posibles de recuperar, mediante el proceso seleccionado, desde el depósito de relaves. Para esto se dispone de los siguientes datos:

- Recuperación Total Oro: 74,47%
- Recuperación Total Plata: 38,56%
- Ley Oro: 0,538 g/t
- Ley Plata: 23,40 g/t
- Alimentación de Mineral Seco: 4500 t/d
- Total Mineral en Depósito de Relaves: 9.000.000 toneladas

Entonces se tiene que:

$$\text{Recuperación Total Au} = 0,538[g/t] \times 0,7447 = 0,401[g/t]$$

$$\text{Recuperación Total Ag} = 23,4[g/t] \times 0,3856 = 9,023[g/t]$$

$$\begin{aligned} \text{Recuperación Total diaria Au} &= 0,538[g/t] \times 0,7447 \times 4500[t/d] \\ &= 1802,919[g/d] \end{aligned}$$

$$\text{Recuperación Total diaria Ag} = 23,4[g/t] \times 0,3856 \times 4500[t/d] = 40603,7[g/d]$$

Con esto se puede estimar cuanto oro y plata se podría recuperar al explotar totalmente el depósito de relaves, puesto que se ha cubicado el mismo en aproximadamente diez millones de toneladas métricas. Por tanto:

$$\begin{aligned} \mathbf{Au\ Total\ Posible\ de\ Recuperar} &= 0,538 \left[ \frac{g}{t} \right] \times 0,7447 \times 9000000[t] \times \frac{1[kg]}{1000[g]} \\ &= 3605,84[kg] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \mathbf{Ag\ Total\ Posible\ de\ Recuperar} &= 23,4 \left[ \frac{g}{t} \right] \times 0,3856 \times 9000000[t] \times \frac{1[kg]}{1000[g]} \\ &= 81207,36[kg] \end{aligned}$$

Estas cantidades servirán para calcular las posibles utilidades del proyecto, lo cual es calculado en el análisis económico presentado en el capítulo 5.

#### **4.1.2 Balance de Masa por Equipos**

En este punto se entrega un balance de masa por cada uno de los equipos principales, en el cual se consideran las eficiencias históricas de cada uno de estos para determinar de forma más precisa cuanto oro y plata es factible recuperar desde el depósito de relaves.

La información de las Tablas 41 y 42 es vital para determinar los flujos de los equipos en donde se lixivia el mineral, es decir, el molino SAG y los estanques de lixiviación. Como en el balance general sólo se entregan los flujos de oro y plata, ya sea en su forma liberada como formando parte del mineral estéril.

Los secciones principales del proceso seleccionado, considerados en este balance de masa, son la de remolienda (Molino SAG), Espesador de molienda, Estanques lixivadores, Concentradores en contra corriente, Filtros banda y Estanque de precipitación. Las características de cada equipo se detallan en el capítulo 5.

A continuación se entregan por separado cada uno de los balances de masa con el diagrama correspondiente a cada sección seleccionada.

- **Re Molienda (Molino SAG):** Como se mencionó anteriormente, el proceso de lixiviación comienza en el molino, produciéndose el 75% de la disolución del metal valioso en esta etapa. En el caso del proceso seleccionado para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves, se cuenta además con un porcentaje importante de mineral valioso impregnado al mineral alimentado, el cual es fácilmente recuperado en esta etapa, sumándose así, al mineral lixiviado.

Datos Adicionales:

- Ley de Cabeza Oro Mineral Lavado: 0,284 g/t
- Ley de Cabeza Plata Mineral Lavado: 22,4 g/t
- % Recuperación Oro desde Mineral Lavado: 50,86%
- % Recuperación Plata desde Mineral Lavado: 35,36%
- Mineral Seco Alimentado a Proceso: 4500 t/d

**Alimentación:**

$$\text{Oro Libre} = 0,254[\text{g/t}] \times 4500[\text{t/d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} = 1,143[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre} = 1,00[\text{g/t}] \times 4500[\text{t/d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} = 4,50[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Mineral Estéril} = 0,284[\text{g/t}] \times 4500[\text{t/d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} = 1,278[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Mineral Estéril} = 22,4[\text{g/t}] \times 4500[\text{t/d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} = 100,80[\text{kg/d}]$$

**Salida:**

$$\begin{aligned} \text{Au Libre} &= 1,143[\text{kg}/\text{d}] + \left( 0,284[\text{g}/\text{t}] \times 0,5086 \times 0,75 \times 4500[\text{t}/\text{d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 1,63[\text{kg}/\text{d}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Ag Libre} &= 4,5[\text{kg}/\text{d}] + \left( 22,4[\text{g}/\text{t}] \times 0,3536 \times 0,75 \times 4500[\text{t}/\text{d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 31,23[\text{kg}/\text{d}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Au en Estéril} &= 1,278[\text{kg}/\text{d}] - \left( 0,284 \left[ \frac{\text{g}}{\text{t}} \right] \times 0,5086 \times 0,75 \times 4500 \left[ \frac{\text{t}}{\text{d}} \right] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 0,791[\text{kg}/\text{d}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Ag en Estéril} &= 100,80[\text{kg}/\text{d}] - \left( 22,4 \left[ \frac{\text{g}}{\text{t}} \right] \times 0,3536 \times 0,75 \times 4500 \left[ \frac{\text{t}}{\text{d}} \right] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 74,07[\text{kg}/\text{d}] \end{aligned}$$

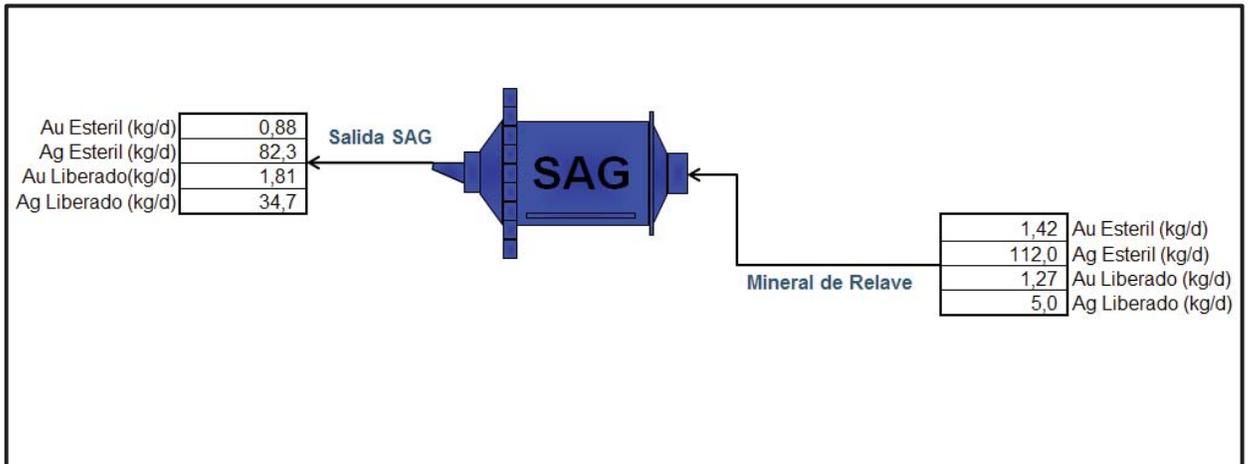


FIGURA 19: BALANCE DE MASA RE MOLIENDA EN MOLINO SAG

- **Espesador de Molienda:** Este equipo recibe la descarga del molino SAG y tiene por objetivo espesar la pulpa separándola en dos corrientes, una que

tiene un porcentaje casi nulo de sólidos, llamada solución rica no clarificada (overflow) y otra que decanta y contiene un 50% de sólidos (underflow).

Datos Adicionales:

- Oro Libre Solución Rica: 35% Alimentación a Espesador de Molienda
- Plata Libre Solución Rica: 35% Alimentación a Espesador de Molienda

**Alimentación:**

$$\text{Oro Libre} = 1,63[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre} = 31,23[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Mineral Estéril} = 0,791[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Mineral Estéril} = 74,07[\text{kg/d}]$$

**Salida:**

$$\text{Oro Libre Solución Rica} = 0,35 \times 1,63[\text{kg/d}] = 0,571[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre Solución Rica} = 0,35 \times 31,23[\text{kg/d}] = 10,93[\text{kg/d}]$$

$$\text{Mineral Estéril en Solución Rica} = 0[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro Libre en Underflow} = 0,65 \times 1,63[\text{kg/d}] = 1,06[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre en Underflow} = 0,65 \times 31,23[\text{kg/d}] = 20,30[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Estéril Underflow} = 0,791[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Estéril Underflow} = 74,07[\text{kg/d}]$$

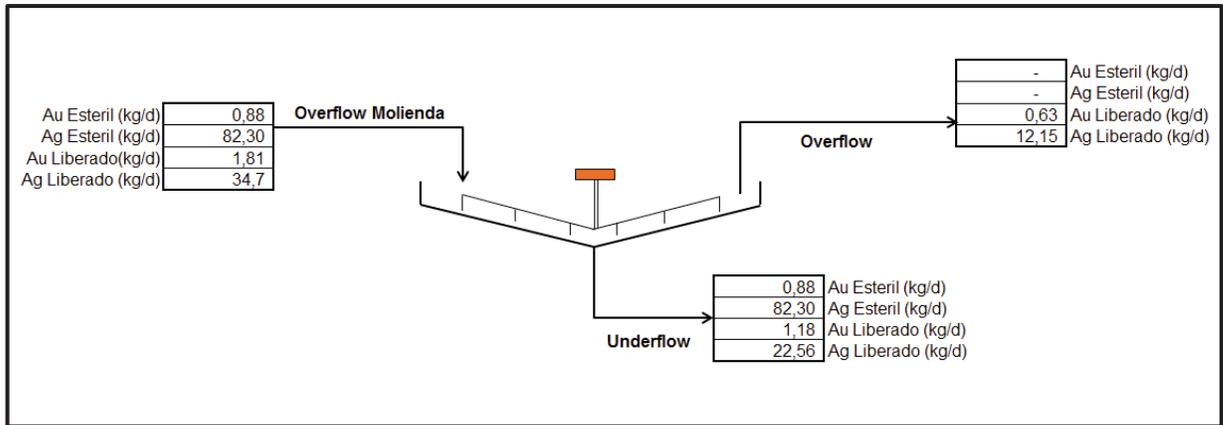


FIGURA 20: BALANCE DE MASA ESPESADOR DE MOLIENDA

- **Estanques Lixiviadores:** Acá ingresa el underflow de los espesadores de molienda y cumple con la función terminar el proceso de dilución del mineral valioso, el cual comenzó en el molino SAG.

**Alimentación:**

$$\text{Oro Libre} = 1,06[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre} = 20,30[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Mineral Estéril} = 0,791[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Mineral Estéril} = 74,07[\text{kg/d}]$$

**Salida:**

$$\begin{aligned} \text{Oro Libre} &= 1,06[\text{kg/d}] + \left( 0,284[\text{g/t}] \times 0,5086 \times 0,25 \times 4500[\text{t/d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 1,22[\text{kg/d}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Plata Libre} &= 20,30[\text{kg/d}] + \left( 22,4[\text{g/t}] \times 0,3536 \times 0,25 \times 4500[\text{t/d}] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 29,21[\text{kg/d}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Oro en Estéril} &= 0,791[\text{kg/d}] - \left( 0,284 \left[ \frac{\text{g}}{\text{t}} \right] \times 0,5086 \times 0,25 \times 4500 \left[ \frac{\text{t}}{\text{d}} \right] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 0,63[\text{kg/d}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Plata en Estéril} &= 74,07[\text{kg/d}] - \left( 22,4 \left[ \frac{\text{g}}{\text{t}} \right] \times 0,3536 \times 0,25 \times 4500 \left[ \frac{\text{t}}{\text{d}} \right] \times \frac{1[\text{kg}]}{1000[\text{g}]} \right) \\ &= 65,16[\text{kg/d}] \end{aligned}$$

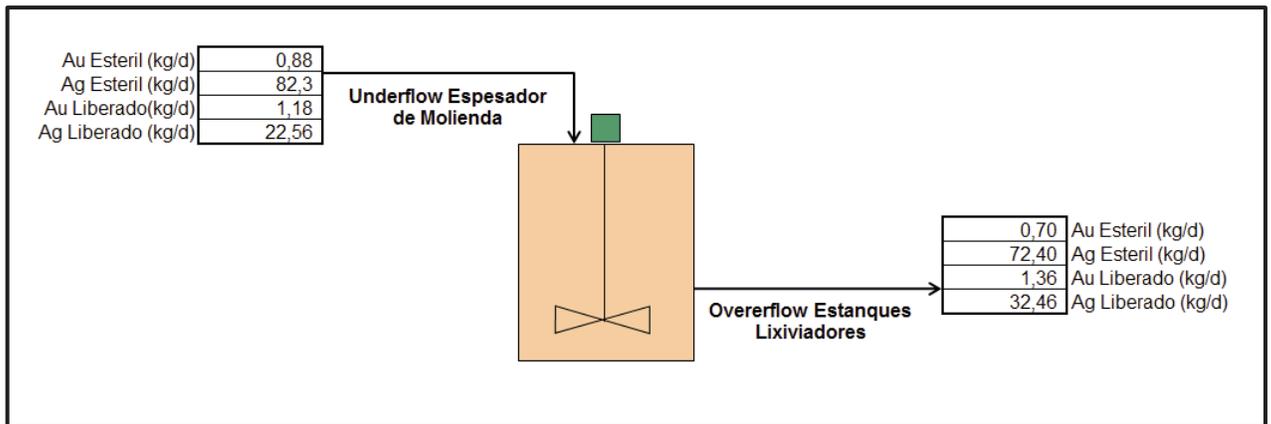


FIGURA 21: BALANCE DE MASA ESTANQUES LIXIVIADORES

- Concentradores en Contracorriente:** En esta etapa se recibe el producto de la lixiviación en estanques lixiviadores. Como ya se mencionó el objetivo de esta etapa es lavar la pulpa y recuperar la solución enriquecida con los metales disueltos, solución que corresponde al overflow del circuito y que contiene el 95% del mineral valioso diluido. En tanto el underflow del circuito CCD es enviado hacia los filtros bandas para recuperar el 5% restante.

**Alimentación:**

$$\text{Oro Libre} = 1,22[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre} = 29,21[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Mineral Estéril} = 0,63[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Mineral Estéril} = 65,16[\text{kg/d}]$$

**Salida:**

$$\text{Oro Libre Solución Rica CCD} = 1,22 \times 0,95[\text{kg/d}] = 1,16[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre Solución Rica CCD} = 29,21 \times 0,95[\text{kg/d}] = 27,75[\text{kg/d}]$$

$$\text{Mineral Estéril en Solución Rica CCD} = 0[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro Libre en Underflow CCD} = 1,22 \times 0,05[\text{kg/d}] = 0,061[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre en Underflow CCD} = 29,21 \times 0,05[\text{kg/d}] = 1,46[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Estéril Underflow CCD} = 0,63[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Estéril Underflow CCD} = 65,16[\text{kg/d}]$$

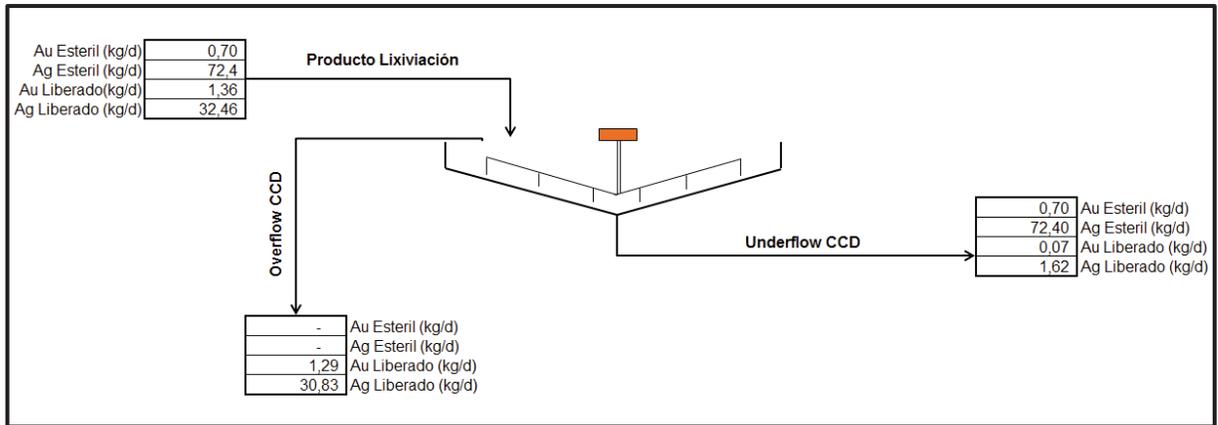


FIGURA 22: BALANCE DE MASA CONCENTRADORES EN CONTRACORRIENTE

- Filtros Banda:** En esta etapa ingresa la pulpa mineral correspondiente al underflow de los concentradores en contracorriente y tiene por objetivo lavar esta pulpa para recuperar la mayor cantidad de mineral valioso diluido que se encuentre impregnado en esta. Se generan dos corrientes de salida, una corresponde al líquido filtrado y la otra al queque seco de mineral formado que es enviado al depósito de relaves creado para este proceso. Según antecedentes históricos recopilados del proceso original, aproximadamente un 14% del oro y la plata diluido, que ingresa a los filtros banda, queda impregnado en el mineral que va a relave, dato que será utilizado puesto que el mineral y proceso utilizados son muy similares.

**Alimentación:**

$$\text{Oro Libre} = 0,06[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre} = 1,46[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Mineral Estéril} = 0,63[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Mineral Estéril} = 65,16[\text{kg/d}]$$

**Salida:**

$$\text{Oro Libre Líquido Filtrado} = 0,06 \times 0,86[\text{kg/d}] = 0,052[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre Solución Rica CCD} = 1,46 \times 0,86[\text{kg/d}] = 1,26[\text{kg/d}]$$

$$\text{Mineral Estéril en Líquido Filtrado} = 0[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro Libre en Queque Seco} = 0,06 \times 0,14[\text{kg/d}] = 0,008[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata Libre en Queque Seco} = 1,46 \times 0,14[\text{kg/d}] = 0,204[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro en Estéril Queque Seco} = 0,63[\text{kg/d}]$$

$$\text{Plata en Estéril Queque Seco} = 65,16[\text{kg/d}]$$

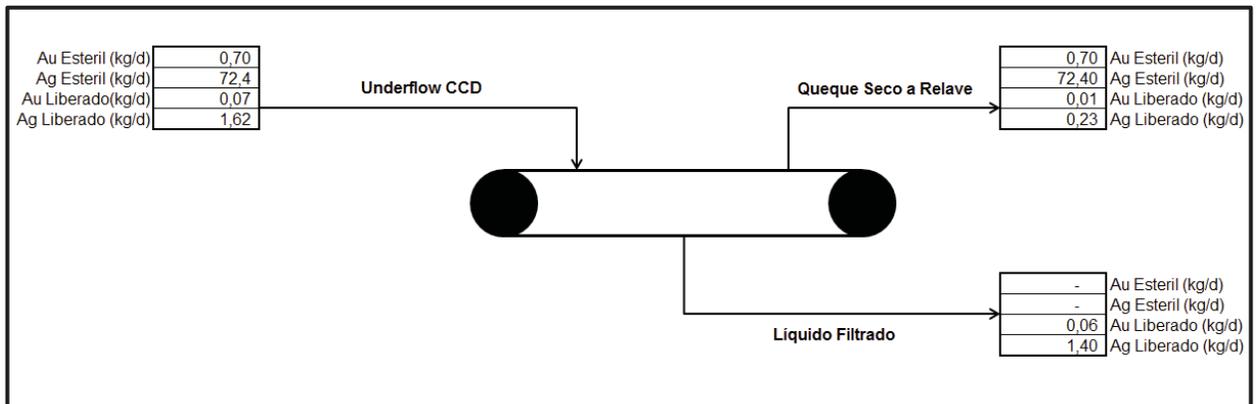


FIGURA 23: BALANCE DE MASA FILTROS BANDA

- **Precipitación y Fusión:** Las soluciones líquidas provenientes del espesador de molienda, concentradores en contracorriente y los filtros banda, son enviadas a la etapa de precipitación con zinc. Antes de esto, y con el objetivo de reducir la cantidad de partículas en suspensión, las soluciones pasan por filtros clarificadores con el objetivo de reducir la cantidad de partículas en suspensión. El producto de la precipitación con zinc es pasado por filtros

prensa para extraer el líquido presente y enviar los sólidos a fundición. El líquido obtenido, con un contenido despreciable de mineral valioso diluido, es recirculado en el sistema.

**Alimentación:**

$$\text{Oro Libre } \mathbf{Overflow\ Espesador\ de\ Molienda} = 0,57[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro Libre } \mathbf{Overflow\ CCD} = 1,16[\text{kg/d}]$$

$$\text{Oro Libre } \mathbf{Solución\ Filtros\ Banda} = 0,052[\text{kg/d}]$$

$$\mathbf{Ag\ Libre\ Overflow\ Espesador\ de\ Molienda} = 10,93[\text{kg/d}]$$

$$\mathbf{Ag\ Libre\ Overflow\ CCD} = 27,75[\text{kg/d}]$$

$$\mathbf{Ag\ Libre\ Solución\ Filtros\ Banda} = 1,26[\text{kg/d}]$$

$$\begin{aligned} \text{Mineral Estéril } \mathbf{en\ Overflow\ Espesador\ de\ Molienda} \\ &= \mathbf{Mineral\ Esteril\ en\ Overflow\ CCD} \\ &= \mathbf{Mineral\ Esteril\ en\ Solución\ Filtros\ Banda} = 0[\text{kg/d}] \end{aligned}$$

**Salida:**

$$\begin{aligned} \text{Oro Libre Precipitado} = \text{Oro Libre Fusión} &= 0,57[\text{kg/d}] + 1,16[\text{kg/d}] + 0,052[\text{kg/d}] \\ &= 1,782[\text{kg/d}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Plata Libre Precipitado} = \text{Plata Libre Fusión} &= 10,93[\text{kg/d}] + 27,75[\text{kg/d}] + 1,26[\text{kg/d}] \\ &= 39,94[\text{kg/d}] \end{aligned}$$

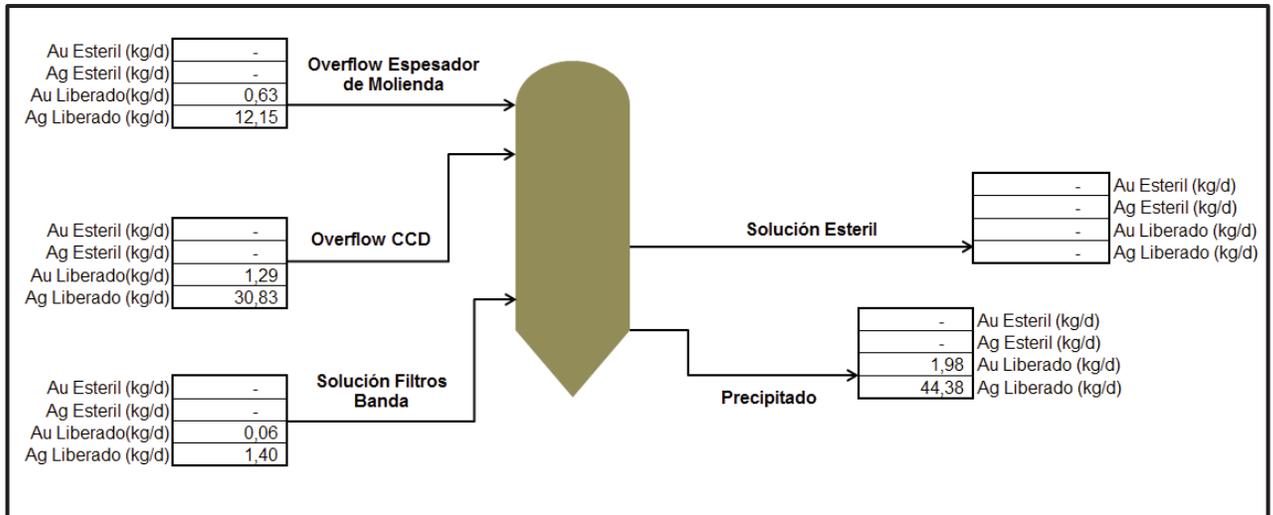


FIGURA 24: BALANCE DE MASA PRECIPITACIÓN Y FUSIÓN

## 4.2 Consumo de Energía

En todo proyecto minero, el consumo de energía es determinante en el análisis de factibilidad económica. En cuanto al proceso seleccionado, para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves, se conocen los consumos aproximados de las distintas áreas que intervienen en el proceso productivo, esto porque los equipos elegidos son los mismos que intervienen en el proceso original de extracción de mineral valioso utilizando mineral nuevo.

En la Tabla 43 se entregan los consumos promedio de kilo Watts por tonelada métrica seca alimentada de las distintas áreas involucradas en el proceso de recuperación de mineral valioso, también se entrega el valor por kilo Watt utilizado y con esto se calculan los costos totales por tonelada de mineral seco alimentado por área. Estos valores corresponden a los consumos durante el año 2010 y a los valores pagados por Minera Meridian Ltda. a la empresa de suministro eléctrico.

SECTOR	CONSUMO (kW/TMS)	US\$ por kW	COSTOS (US\$/TMS)
Re-Molienda	13,92	<b>0,17</b>	2,37
Espesador de Molienda	0,23		0,04
Lixiviación en Estanques	2,94		0,50
Circuito CCD	0,72		0,12
Filtros y Relave	7,18		1,22
Precipitación	0,97		0,17
Refinería	1,09		0,19
Suministro de Agua	3,27		0,56
<b>TOTAL</b>	<b>30,31</b>		

TABLA 11: RESUMEN CONSUMO Y COSTOS ENERGÍA DEL PROCESO

### 4.3 Consumo de Insumos Principales

En el proceso de recuperación de mineral valioso desde el depósito de relaves se utilizan diversos reactivos y otros insumos necesarios para una eficaz y eficiente extracción. Entre los insumos más importantes y utilizados en el proceso seleccionado se encuentran:

- **Bolas de Acero:** utilizadas en el molino SAG para ayudar en la reducción de tamaño del mineral alimentado a proceso.
- **Polvo de Zinc:** utilizado en la etapa de precipitación para precipitar el oro y la plata.
- **Cianuro:** agregado en la etapa de molienda y en los estanques lixiviadores con el objetivo de lixiviar el mineral valioso.
- **Floculante:** agregado en el espesador de molienda y en la etapa de lavado en contracorriente con el objetivo de precipitar los sólidos.
- **Cal:** utilizada para regular el pH de las pulpas de mineral y soluciones líquidas.

En la Tabla 44 se presentan los consumos y costos de los insumos más utilizados en el proceso productivo seleccionado, estos están en base a las toneladas

de mineral seco alimentadas (TMS). Como ya se mencionó, el proceso se diseñó para procesar 5000 toneladas de mineral húmedas diarias, siendo la humedad promedio del mineral de relaves alrededor de un 10%, por lo que las toneladas de mineral seco alimentadas por día son aproximadamente 4500.

INSUMO	kg/TMS	US\$/kg	US\$ /TMS
Bolas de Acero	1,45	0,95	1,37
Polvo de Zinc	0,25	2,30	0,58
Cianuro (Briquetas)	1,52	2,10	3,19
Floculante	0,17	0,60	0,10
Cal	0,62	0,08	0,05
<b>TOTAL</b>	<b>4,00</b>	<b>6,03</b>	<b>5,30</b>

TABLA 12: CONSUMOS Y COSTOS DE INSUMOS UTILIZADOS EN EL PROCESO PRODUCTIVO

Los valores entregados en la Tabla 44 corresponden a lo pagado por Minera Meridian Ltda. durante el año 2010, datos que fueron suministrados por la empresa.

#### 4.4 Equipos Utilizados en el Proceso Seleccionado

Para efecto de calcular recuperaciones y costos, los equipos utilizados en el proceso seleccionado, para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves, son los mismos utilizados en el proceso con mineral nuevo puesto que el método utilizado es el mismo. En el Anexo B.9 se detallan los equipos principales utilizados en este proceso, los cuales corresponden a las áreas mencionadas en el balance de masa. Además se indican los costos de los mismos puesto que esta información será utilizada en el capítulo 5 para realizar el análisis económico. Los valores utilizados fueron suministrados por *IDESOL Ingenieros S.A.* y corresponden a los costos que tuvieron los equipos el año 2009 cuando se realizó la ampliación de la planta, momento en que se reemplazaron la mayoría de los mismos.

# **CAPÍTULO 5**

## **Evaluación Económica**

## **5 Evaluación Económica del Proceso Seleccionado**

El objetivo de este capítulo es entregar una visión preliminar de los alcances económicos del proyecto presentado, calculando costos y utilidades del mismo en relación a información histórica de los diversos agentes involucrados, y en base a los resultados obtenidos en las pruebas realizadas al mineral de relaves.

### **5.1 Ingresos por Ventas**

Se refiere al ingreso producto de las ventas de oro y plata, calculado desde las recuperaciones obtenidas en las pruebas realizadas al mineral de relaves y con el precio promedio de los últimos 12 meses de estos metales.

En la Tabla 46, entregada a continuación, se muestran los valores promedio del oro y la plata durante los últimos 12 meses. Con esto, y junto con las recuperaciones de estos metales, resumidas en las Tablas 41 y 42, es posible calcular los ingresos anuales.

MES	Au	Ag
	Precio (\$US/ozt)	
Octubre 2010	1.343,2	23,4
Noviembre 2010	1.371,8	26,5
Diciembre 2010	1.393,5	29,4
Enero 2011	1.360,5	28,4
Febrero 2011	1.371,3	30,8
Marzo 2011	1.422,9	35,8
Abril 2011	1.474,4	42,0
Mayo 2011	1.512,2	36,8
Junio 2011	1.528,4	35,8
Julio 2011	1.568,5	37,9
Agosto 2011	1.759,5	40,3
Septiembre 2011	1.848,6	41,5
<b>Promedio</b>	<b>1.496,23</b>	<b>34,04</b>

TABLA 13: PRECIO PROMEDIO ORO y PLATA

El depósito de relaves contiene aproximadamente nueve millones de toneladas métricas de mineral, lo que significa que a un ritmo de 4500 TMS alimentadas diariamente al proceso, al año se consumirán 1.642.500 TMS, otorgando al proyecto una vida de poco más de 5 años. El precio de los metales se entrega en dólares la onza troy, por lo que se deben convertir los gramos de metal obtenido a esta medida, teniendo en cuenta que:

$$1[\text{ozt}] = 31,1035[\text{g}]$$

En la Tabla 47 se presentan los ingresos por ventas calculados con la información antes señalada, en el caso del sexto año sólo se contemplan 175 de producción, tiempo en el cual el mineral del depósito de relaves se debería agotar.

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Au (ozt)	21.157	21.157	21.157	21.157	21.157	10.144
Ag (ozt)	476.485	476.485	476.485	476.485	476.485	228.452
Precio Au (g/t)	1.496,2	1.496,2	1.496,2	1.496,2	1.496,2	1.496,2
Precio Ag (g/t)	34,04	34,04	34,04	34,04	34,04	34,04
<b>Ingresos por Ventas (\$US)</b>	<b>47.877.215</b>	<b>47.877.215</b>	<b>47.877.215</b>	<b>47.877.215</b>	<b>47.877.215</b>	<b>22.954.829</b>

TABLA 14: INGRESOS OBTENIDOS POR LA VENTA DE ORO Y PLATA

## 5.2 Capital Total de Inversión

Para calcular el capital total de inversión se utilizó el método del porcentaje del costo de los equipos principales mencionado en el libro *Peters & Timmerhaus*, en donde en base al costo total de los equipos detallados en la Tabla 45 se calculan todos los costos involucrados para implementar el proyecto.

Este método entrega los porcentajes aproximados para estimar el capital fijo y el capital total de una industria de procesos, siendo los valores entregados para plantas anexas a otra mayor, donde existen las facilidades correspondientes, lo que en este caso sucede puesto que el proyecto se ubicará contiguo a la planta de procesos ya existente, por lo que ya se cuenta con los accesos y servicios básicos.

El rango de precisión de este método es generalmente entre un 20 y un 30 por ciento. En la Tabla 48 se detallan los distintos calculados por el método antes mencionado.

<b>CAPITAL FIJO DIRECTO</b>	<b>%</b>	<b>COSTO (\$US)</b>
Costo en Puerto de Destino Equipos Principales	100%	6.949.000
Instalación de Equipos	45%	3.127.050
Instrumentación y Control (Instalado)	18%	1.250.820
Cañerías (Instaladas)	16%	1.111.840
Sistema Electrico (Instalado)	10%	694.900
Construcciones	25%	1.737.250
Preparación de Terrenos	15%	1.042.350
Servicios (Instalados)	40%	2.779.600
<b>TOTAL CAPITAL FIJO DIRECTO</b>		<b>18.692.810</b>
<b>CAPITAL FIJO INDIRECTO</b>	<b>%</b>	<b>COSTO (\$US)</b>
Ingeniería y Supervisión	33%	2.293.170
Gastos de Construcción	39%	2.710.110
Gastos Legales	4%	277.960
Honorario Contratista	17%	1.181.330
Contingencias	35%	2.432.150
<b>TOTAL CAPITAL FIJO INDIRECTO</b>		<b>8.894.720</b>
<b>TOTAL CAPITAL FIJO</b>		<b>27.587.530</b>
<b>CAPITAL DE TRABAJO</b>		<b>COSTO (\$US)</b>
(15% del Capital Total de Inversión)		4.868.388
<b>CAPITAL TOTAL DE INVERSIÓN</b>		<b>32.455.918</b>

TABLA 15: DETALLE CAPITAL TOTAL DE INVERSIÓN

### 5.3 Costo Total del Producto

Este costo se refiere a todos los gastos incurridos desde que el mineral es alimentado al proceso hasta que el metal valioso es colocado en el mercado. Incluye los costos directos e indirectos de producción, los que se obtienen de la información histórica de la planta ya existente puesto que la operación de esta nueva planta de procesos es muy similar.

En cuanto al consumo de los insumos principales, están en base a las toneladas de mineral seco alimentado al igual que el consumo de energía eléctrica, esto se detalla en las Tablas 43 y 44. En la Tablas 49 y 50 se resumen los costos anuales de todas las materias primas y los servicios generales utilizados en el proceso productivo en base a una alimentación de 4500 TMS diarias.

<b>INSUMO</b>	<b>US\$/Año</b>
Bolas de Acero	2.254.742
Polvo de Zinc	957.016
Cianuro	5.242.860
Floculante	162.608
Cal	81.468
Otros	4.440.000
<b>TOTAL</b>	<b>13.138.694</b>

TABLA 16: COSTO INSUMOS

<b>SUMINISTRO</b>	<b>US\$/Año</b>
Electricidad	8.464.680
Agua	300.000
<b>TOTAL</b>	<b>8.764.680</b>

TABLA 17: COSTO PRINCIPALES SUMINISTROS

En la Tabla 51 se presenta un resumen con todos los costos directos e indirectos de producción, los cuales corresponden a los costos de la planta de procesos existente menos los costos relacionados a los procesos que no se utilizarán en el proceso seleccionado.

Es importante destacar que en los costos indirectos la depreciación a la que se hace referencia corresponde a una depreciación lineal de los equipos principales con un valor de salvamento igual a cero, y el interés por financiamiento corresponde al interés que cobra el banco por el porcentaje que financia del capital total de inversión, que en este caso corresponde a un 90% con una tasa de interés anual de un 10% sobre la deuda original.

COSTOS DIRECTOS DE OPERACIÓN	COSTO (US\$/Año)					
ITEM	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Insumos	13.138.694	13.138.694	13.138.694	13.138.694	13.138.694	6.299.374
Mano de Obra Directa	3.120.000	3.120.000	3.120.000	3.120.000	3.120.000	1.495.890
Servicio Contratistas	4.080.000	4.080.000	4.080.000	4.080.000	4.080.000	1.956.164
Servicios (Agua, Electricidad)	8.764.680	8.764.680	8.764.680	8.764.680	8.764.680	4.202.244
Mantenimiento, Reparaciones y Suministros de Operación	3.180.000	3.180.000	3.180.000	3.180.000	3.180.000	1.524.658
<b>TOTAL COSTOS DIRECTOS DE OPERACIÓN</b>	<b>32.283.374</b>	<b>32.283.374</b>	<b>32.283.374</b>	<b>32.283.374</b>	<b>32.283.374</b>	<b>15.478.330</b>
COSTOS INDIRECTOS DE OPERACIÓN	COSTO (US\$/Año)					
ITEM	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Depreciación	4.868.388	4.868.388	4.868.388	4.868.388	4.868.388	4.868.388
Interés por Financiamiento	2.921.033	2.921.033	2.921.033	2.921.033	2.921.033	2.921.033
<b>TOTAL COSTOS INDIRECTOS DE OPERACIÓN</b>	<b>7.789.420</b>	<b>7.789.420</b>	<b>7.789.420</b>	<b>7.789.420</b>	<b>7.789.420</b>	<b>7.789.420</b>
<b>TOTAL COSTO DEL PRODUCTO</b>	<b>40.072.794</b>	<b>40.072.794</b>	<b>40.072.794</b>	<b>40.072.794</b>	<b>40.072.794</b>	<b>23.267.750</b>

TABLA 18: COSTO TOTAL DEL PRODUCTO

## **5.4 Flujo de Caja**

El flujo de caja es el resultado neto de ingresos de dinero y pagos o gastos que ocurren en un periodo determinado de tiempo, llamado periodo contable. En el caso del proyecto estudiado son seis periodos contables de un año cada uno.

Como se comentó en el punto anterior, los equipos se deprecian totalmente, en forma lineal y la tasa de interés bancaria es de un 10% sobre la deuda original. Además se paga un impuesto a la renta de un 19% y un impuesto específico de un 5%, ambos sobre las utilidades percibidas en el periodo contable.

Por otro lado, teniendo el flujo de caja neto de cada periodo contable es posible calcular los indicadores que señalan si el proyecto es económicamente atractivo, estos son el Valor Actual Neto (VAN), la Tasa Mínima Atractiva de Retorno (TMAR) y la Tasa Interna de Retorno (TIR). En la Tabla 52 se encuentra el detalle del flujo de caja neto y en la Tabla 53 los distintos indicadores económicos antes señalados.

<b>§US</b>		<b>Año 0</b>	<b>Año 1</b>	<b>Año 2</b>	<b>Año 3</b>	<b>Año 4</b>	<b>Año 5</b>	<b>Año 6</b>
Ingresos por Ventas	+		47.877.215	47.877.215	47.877.215	47.877.215	47.877.215	22.954.829
Gastos de Operación	-		32.283.374	32.283.374	32.283.374	32.283.374	32.283.374	15.478.330
Utilidad Operacional	=		15.593.841	15.593.841	15.593.841	15.593.841	15.593.841	7.476.499
Depreciación	-		1.158.167	1.158.167	1.158.167	1.158.167	1.158.167	1.158.167
Interés	-		2.921.033	2.921.033	2.921.033	2.921.033	2.921.033	2.921.033
Ingresos Gravables	=		11.514.641	11.514.641	11.514.641	11.514.641	11.514.641	3.397.300
Impuesto	-		2.187.782	2.187.782	2.187.782	2.187.782	2.187.782	645.487
Impuesto Específico	-		575.732	575.732	575.732	575.732	575.732	169.865
Utilidad Neta	=		8.751.128	8.751.128	8.751.128	8.751.128	8.751.128	2.581.948
Depreciación	+		1.158.167	1.158.167	1.158.167	1.158.167	1.158.167	1.158.167
Amortización	-		4.868.388	4.868.388	4.868.388	4.868.388	4.868.388	4.868.388
Inversión	-	32.455.918	-	-	-	-	-	-
Préstamo	+	29.210.326	-	-	-	-	-	-
<b>Flujo de Caja Neto</b>	<b>=</b>	<b>- 3.245.592</b>	<b>5.040.906</b>	<b>5.040.906</b>	<b>5.040.906</b>	<b>5.040.906</b>	<b>5.040.906</b>	<b>- 1.128.273</b>

TABLA 19: FLUJO DE CAJA NETO

<b>TMAR</b>	<b>10%</b>
<b>VAN</b>	<b>\$ 15.226.529</b>
<b>TIR</b>	<b>154%</b>

TABLA 20: INDICADORES ECONOMICOS Y FACTIBILIDAD DEL PROYECTO

Realizado el flujo de caja neto para un periodo de seis años se obtiene un VAN positivo, lo que refleja que el proyecto es rentable. Además la TIR es muy alta en comparación a la TMAR lo que muestra que la rentabilidad del proyecto presentado es mucho mayor que la rentabilidad ofrecida por el mercado de capitales.

## **5.5 Análisis de Sensibilidad**

En el análisis económico realizado, como en cualquier evaluación de este tipo, están involucradas estimaciones de cantidades futuras que probablemente pueden tener algún grado de error. Es por esto se realiza un estudio más detallado en donde se modifican las variables que tienen un mayor efecto en el resultado final.

### **5.5.1 Variación por Reducción del Precio o Recuperación Metal Valioso**

En este punto se reducirá el precio de la onza troy de oro y plata en un porcentaje igual para ambos, puesto que en el mercado de metales, históricamente, ambos tienen comportamientos similares. Variar un porcentaje el precio de la onza de estos metales tiene el mismo efecto que variar en el mismo porcentaje la recuperación de onzas en el proceso productivo, esto para calcular los ingresos totales por ventas, por lo que los indicadores económicos como el VAN y la TIR tendrán la misma variación en ambos casos.

En la Tabla 54 se presentan las variaciones de los indicadores económicos al reducir en un porcentaje el precio o la producción de onzas de oro y plata. En esta se puede apreciar que el proyecto sigue siendo rentable hasta con una variación negativa de poco más de un 10% en el precio o producción de onzas de oro y plata, además la TIR hasta una reducción en un 9% del precio o producción de onzas sigue presentando una rentabilidad muy atractiva en comparación con el mercado de capitales.

<b>% Variación Precio o Producción ozt Au y Ag</b>	<b>Ingresos por Ventas (\$US)</b>	<b>VAN (\$US)</b>	<b>TIR</b>
0,0%	47.877.215	15.226.529	154%
-1,0%	47.398.442	13.748.711	142%
-2,0%	46.919.670	12.270.893	130%
-3,0%	46.440.898	10.793.075	119%
-4,0%	45.962.126	9.315.258	107%
-5,0%	45.483.354	7.837.440	95%
-6,0%	45.004.582	6.359.622	82%
-7,0%	44.525.810	4.881.804	69%
-8,0%	44.047.037	3.403.986	55%
-9,0%	43.568.265	1.926.169	40%
-10,0%	43.089.493	448.351	20%
-10,4%	42.897.984	- 142.776	5%

**TABLA 21: VARIACIÓN PRECIO O PRODUCCIÓN ORO Y PLATA**

Es importante mencionar que los precios por onza troy utilizados para calcular los ingresos totales corresponden a un promedio de los últimos 12 meses, por lo que si se considera el precio actual del oro y la plata, la variación en el precio o producción de onzas de metal valioso podría variar negativamente en un porcentaje aproximado al 26% y el proyecto aún tendría una rentabilidad muy atractiva.

### **5.5.2 Variación por Aumento del Capital Total de Inversión**

Para calcular el Capital Total de Inversión se utilizó el método de porcentajes del costo de los equipos, lo cual se encuentra detallado en la Tabla 48. Este método tiene un rango de precisión de entre un 20 y un 30% para plantas anexas a una planta mayor, lo cual corresponde al proyecto en estudio.

Según lo que se observa en la Tabla 55, si se aumenta el Capital Total de Inversión en un 40% se obtiene un VAN positivo y una TIR bastante atractiva por lo

que se puede decir que el proyecto sigue teniendo una rentabilidad muy positiva en comparación al mercado de capitales.

<b>% Variación Capital Total de Inversión</b>	<b>Capital Total de Inversión (\$US)</b>	<b>VAN (\$US)</b>	<b>TIR</b>
0%	32.455.918	15.226.529	154%
5%	34.078.714	13.520.664	135%
10%	35.701.510	11.814.799	118%
15%	37.324.306	10.108.934	103%
20%	38.947.102	8.403.069	88%
25%	40.569.898	6.697.203	74%
30%	42.192.693	4.991.338	60%
35%	43.815.489	3.285.473	46%
40%	45.438.285	1.579.608	30%
45%	47.061.089	- 126.257	7%

**TABLA 22: VARIACIÓN CAPITAL TOTAL DE INVERSIÓN**

Al igual que en el punto anterior, estos indicadores están calculados sobre la base de un precio promedio anual de las onzas troy de oro y plata, el cual es mucho más bajo que el precio actual, por lo que si se calculan estos mismos indicadores con el precio de los metales de septiembre de 2011, la variación en el capital total de inversión podría ser aproximadamente un 140% y aún el proyecto sería sumamente atractivo en cuanto a rentabilidad.

### **5.5.3 Variación Costo Total del Producto**

Puesto que el costo total del producto involucra numerosas variables es muy fácil que este presente variaciones de un periodo a otro, y si a esto le sumamos que representa la mayor parte de los egresos de dinero, es muy importante determinar hasta qué punto debe variar para que el proyecto deje de ser económicamente atractivo.

En la Tabla 56 se entregan los indicadores económicos al variar el costo total del producto en un porcentaje determinado, en esta se aprecia que es posible aceptar un aumento de aproximadamente un 15% para que el proyecto siga siendo rentable y más interesante que el mercado de capitales.

<b>% Variación Costo Total del Producto</b>	<b>Costo Total del Producto (\$US/Año)</b>	<b>VAN (\$US)</b>	<b>TIR</b>
0,0%	32.283.377	15.226.529	154%
1,0%	32.606.208	14.230.044	146%
2,0%	32.929.041	13.233.558	138%
3,0%	33.251.875	12.237.073	130%
4,0%	33.574.709	11.240.587	122%
5,0%	33.897.543	10.244.102	114%
6,0%	34.220.376	9.247.617	106%
7,0%	34.543.210	8.251.131	98%
8,0%	34.866.044	7.254.646	90%
9,0%	35.188.878	6.258.160	81%
10,0%	35.511.711	5.261.675	73%
11,0%	35.834.545	4.265.190	64%
12,0%	36.157.379	3.268.704	54%
13,0%	36.480.212	2.272.219	44%
14,0%	36.803.046	1.275.733	32%
15,0%	37.125.880	279.248	17%
15,4%	37.255.013	- 119.346	6%

TABLA 23: VARIACIÓN COSTO TOTAL DEL PRODUCTO

Como ya se mencionó en los puntos anteriores, estos indicadores están calculados en base al precio de los metales promedio de los últimos 12 meses, por lo que si se realiza el cálculo con el precio actual, permitiría un aumento en el costo total del producto de aproximadamente un 45% para seguir siendo económicamente atractivo y más conveniente que el mercado de capitales.

## 5.6 Conclusiones del Capítulo

Después de haber estudiado los distintos parámetros económicos que facilitan tomar la decisión de invertir en el proyecto estudiado, es posible decir con gran seguridad que este presenta cifras muy atractivas en cuanto a rentabilidad económica. Es así como poniéndonos en un escenario negativo, en donde el precio del oro y la plata bajan alrededor de un 25% del precio actual, es posible aceptar un aumento superior al 40% en los costos totales de inversión o un aumento sobre el 15% en los costos totales del producto y aún el proyecto seguiría siendo rentable.

Por otra parte, según el método utilizado para calcular el capital total de inversión, este no debería aumentar más allá de un 30%, lo que se encuentra dentro del rango en donde todavía es rentable y muy atractivo el proyecto.

En cuanto al costo total del producto, es aquí donde se pueden presentar el mayor aumento, puesto que depende de numerosas variables expuestas a factores externos y difíciles de controlar. Así y todo, se cuenta con un rango bastante favorable en donde todavía es muy conveniente invertir en el proyecto, puesto que si se mantiene el precio actual de los metales, el costo total del producto podría aumentar por sobre el 40% y aun así este sería rentable y más atractivo que invertir en el mercado de capitales.

Por todo lo antes expuesto, resulta interesante el proyecto en estudio y se recomienda realizar un estudio más acabado para determinar qué tan rentable es en realidad el mismo.

# **CAPÍTULO 6**

## **CONCLUSIONES GENERALES**

## 6 Conclusiones

De acuerdo a los resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio realizadas, se determinó que el procedimiento con mayor potencial para un estudio más acabado es el que consiste en lavar el mineral de relave, reducir su granulometría 100% bajo 75  $\mu\text{m}$  y lixiviarlo durante 24 horas.

Los resultados obtenidos al utilizar este procedimiento indicaron que es posible recuperar como promedio 0,15 gramos de oro por tonelada de mineral lavado procesado, lo que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado del mineral permite llegar a recuperaciones sobre los 0,38 gramos de oro por tonelada de mineral procesado, equivalente a casi el 70% del oro existente en el mineral de relaves. En el caso de la plata se logra una recuperación promedio de 8 gramos de plata por tonelada de mineral procesado, que sumado a lo recuperado en la etapa de lavado alcanza el 38% de recuperación de plata contenida en el mineral del depósito de relaves.

Con estos resultados y los balances de masa correspondientes, fue posible calcular los ingresos aproximados anuales por concepto de venta del producto, lo cual contrastado a los costos totales de producción y la inversión total necesaria para poner en marcha el proyecto, deja un saldo bastante positivo, lo cual se ve reflejado en un VAN de US\$ 15.226.529 y una TIR de 154%. Estas estimaciones son bastante conservadoras puesto que los ingresos se han calculado en base a los valores de los metales promedio de los últimos 12 meses, siendo los valores actuales muy superiores al promedio, e incluso teniendo perspectivas más elevadas para los próximos años.

Según lo anterior, resulta muy conveniente estudiar más a fondo el proyecto presentado, sobre todo si se tiene en cuenta que las proyecciones del mercado de metales, ya que en caso de que se cumpliesen los indicadores económicos serían aún mejores.

**CAPÍTULO 7**

**TRATAMIENTO DE SOLUCIONES**

**CIANURADAS**

## 7 Tratamiento de Soluciones Cianuradas

En el proceso para recuperar oro y plata se utiliza NaCN para diluir los metales valiosos. Parte del cianuro utilizado es descartado en los relaves y otra parte es recirculado en las distintas soluciones de proceso, acumulándose en el sistema con el tiempo. Para mantener un adecuado control en el proceso productivo y cumplir con las normativas ambientales, es pertinente tratar tanto los relaves como las soluciones finales de proceso, para degradar el cianuro existente en los mismos.

En la actualidad sólo se degrada el cianuro presente en los relaves por medio de exposición natural a los rayos UV, por lo que para el proceso de recuperación de oro y plata propuesto, se recomienda la utilización de un proceso paralelo para la degradación del cianuro residual. El proceso que se recomienda es el denominado proceso INCO SO<sub>2</sub>/Aire, el cual deberá ser evaluado, puesto que no ha sido considerado en este proyecto.

### 7.1 Proceso Propuesto de Degradación de Cianuro

La solución recuperada en los filtros prensa, así como la pulpa del underflow del CCD 3, deberán ser tratadas en un reactor, utilizando el proceso INCO SO<sub>2</sub>/Aire. Este proceso oxida ambos, el cianuro libre (CN<sup>-</sup>) y el cianuro acomplejado débilmente con metales como cobre y zinc a cianato (CON).

El mejor rango de pH para la destrucción del cianuro es 8,0 a 9,5. La adición de solución SO<sub>2</sub>, baja el pH que trae la solución y su ajuste al valor requerido en este proceso se controla por la adición de hidróxido de sodio.

El oxígeno para la reacción es proveído por aire a baja presión que se inyecta al estanque de reacción. Debido a la baja solubilidad del oxígeno en agua, y su baja velocidad de transferencia entre la fase gaseosa y la solución, sólo una pequeña fracción del oxígeno agregado es transferida a la solución. Una vez en solución, el

oxígeno reacciona de inmediato con el  $\text{SO}_2$  y el cianuro.

En el La Figura 25 se observan los componentes y reactivos que participan en el proceso de degradación de las soluciones cianuradas.

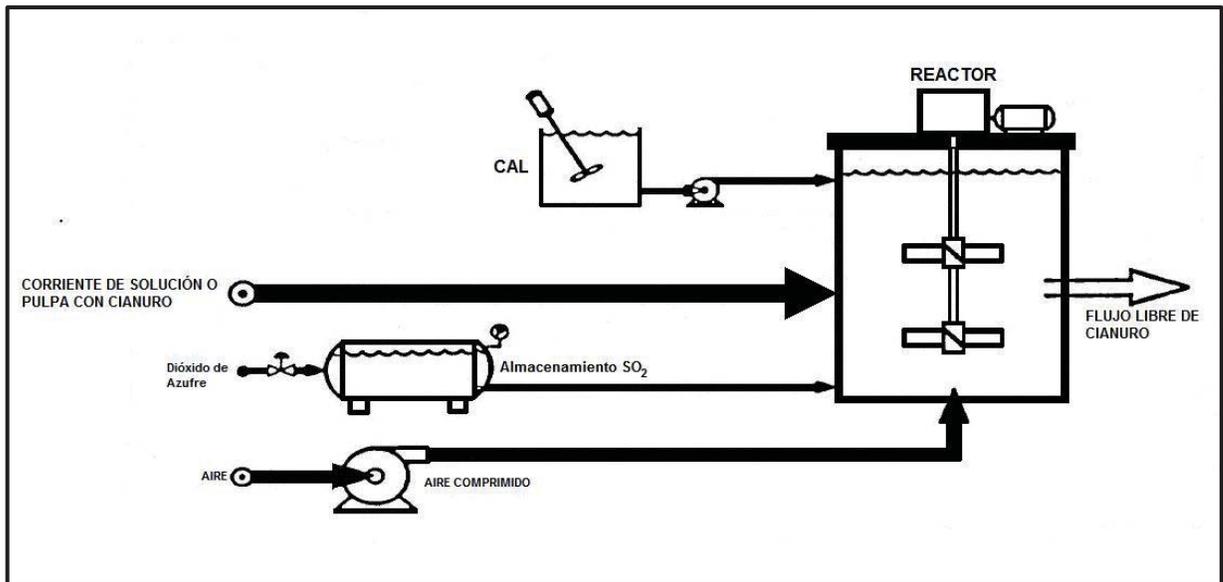


FIGURA 25: FLOWSHEET PROCESO INCO

# **CAPÍTULO 8**

## **BIBLIOGRAFÍA**

## 8 BIBLIOGRAFÍA

1. IDESOL Ingenieros S.A.; 2009; *Informe Técnico: N°1037-ME-LE-101D Listado de Equipos Mecánicos Alternativa Producción 5000 TPD, Minera Meridian.*
2. IDESOL Ingenieros S.A.; 2009; *Informe Técnico: N°1037-CO-MC-01B Estimación de Costos de Inversión, Minera Meridian.*
3. IDESOL Ingenieros S.A.; 2009; *Informe Técnico: N°1037-PR-MC-02 Memoria de Cálculo Equipos de Procesos Planta 5000 TPD, Minera Meridian.*
4. AMEC International (Chile) S.A.; 2008; *Proyecto N°2157-FR-OO-G-001: Ingeniería Conceptual, Expansión Faena El Peñón.*
5. Minera Meridian Ltda.: 2009; *Informe Gestión Producción Planta Minera Meridian, Faena El Peñón.*
6. Minera Meridian Ltda.; 2009; *Análisis de Muestras de Relave Minera Meridian.*
7. Minera Meridian Ltda.; 2010; *Informe Consumos Planta Minera Meridian.*
8. Minera Meridian Ltda.; 2010; *Informe Costos Planta Minera Meridian.*
9. Minera Meridian Ltda.; 2010; *Informe Distribución Consumo Energía Eléctrica Planta Minera Meridian.*
10. Minera Meridian Ltda.; Octubre 2010; *Informe Final Budget 2011 Minera Meridian Ltda.*
11. Yamana Gold; 2010; *Procedimiento Preparación de Muestras Metalúrgicas.*

12. Yamana Gold; 2010; *Procedimiento Realización Pruebas Metalúrgicas en Laboratorio.*
13. Minera Meridian Ltda.; 2009; *Informe Antecedentes Históricos Faena El Peñón.*
14. Minera Meridian Ltda.; 2010; *Informe Descripción Procesos Planta Minera Meridian.*
15. Geomet S.A.; Agosto 2010; *Informe Final de Actividades Pruebas Metalúrgicas a Mineral del Depósito de Relaves.*
16. Guarachi Ingenieros Ltda.; Junio 2010; *Análisis Microscópico Mineralúrgico sobre Muestras de Relaves de Cianuración por Agitación, El Peñón.*
17. Yannopoulos, John C.; 1994; *The Extractive Metallurgy of Gold*; Springer.
18. Vargas Gallardo, Juan; 1990; *Metalurgia del Oro y la Plata, Segunda Edición*; Lima-Perú.
19. Peters, Max S. – Timmerhaus, Klaus D.; *Plant Design and Economics for Chemical Engineers, Cuarta Edición.*

## **ANEXO A**

# **PROCEDIMIENTOS PARA REALIZAR PRUEBAS METALÚRGICAS**

## ANEXO A: Procedimientos para Realizar Pruebas Metalúrgicas

### A.1 Protocolo para Tomar Muestras desde el Depósito de Relaves

1. Una vez muestreado automáticamente durante el tiempo establecido de 6 horas retirar el depósito.
2. Reemplazar inmediatamente el depósito por uno limpio.
3. Al retirar el depósito, dejar en un área despejada para sacar una muestra representativa con una sonda, es decir que queden los cuatro costados sin obstáculo para poder cortar libremente, se debe cortar en 5 puntos como se muestra en el siguiente diagrama:



FIGURA A1: MALLA PUNTOS DE MUESTREO

4. La sonda debe ser enterrada verticalmente hasta que tope el fondo del depósito.
5. El relave que queda en la sonda se acumula en un depósito limpio y seco hasta completar todo el relave del turno (dos depósitos, 30 kg.).

6. Se limpia la sonda y el material se agrega a la muestra del compósito que va al laboratorio químico.
7. Una vez muestreado los dos depósitos, la muestra representativa esta lista para su traslado al laboratorio.

## **A.2 Procedimiento Pruebas de Lixiviación Estándar**

La operación involucra la participación de él o los operadores de metalurgia encargado de las pruebas lixiviación estándar que se realizan a muestras sólidas metalúrgicas de Veta, Caja, Mineral o Blending, para lo cual se utiliza un reactor de lixiviación y un agitador mecánico. El mineral y la solución resultante de las pruebas son enviados al laboratorio químico para análisis de Oro, Plata, Cu y CN.

El operador de metalurgia debe acondicionar la muestra mineral según las siguientes indicaciones:

- Granulometría de la alimentación: 80% bajo 150 $\mu$ m
- Peso de Mineral: 2000 gramos
- Volumen solución: 2000 cc
- Concentración de solución de NaCN: 2 g/l
- Concentración de sólidos: 50 %
- Temperatura: Ambiente
- Agitación: 400 – 600 RPM
- Tiempo de lixiviación: 48 horas
- pH: 10.8 – 11.2

El operador de metalurgia debe seguir los pasos para realizar la prueba o ensayo de lixiviación estándar, donde se emplean reactores de acrílico diseñado especialmente para las pruebas y agitadores mecánicos con velocidad variable, los pasos se entrega a continuación:

1. La muestra debe molerse a la granulometría indicada antes de comenzar la prueba, alimentar los reactores de cianuración directamente del molino y ajustar el porcentaje de sólido.
2. Verter la pulpa en los reactores de cianuración y agregar el cianuro calculado para alcanzar una concentración en la solución de lixiviación de 2 g/l, o la indicada por el supervisor.
3. Verificar fecha de preparación de solución de cianuro de sodio, si la solución tiene más de 5 días, se debe solicitar una solución de cianuro de sodio a 12 g/l al laboratorio químico.
4. Controlar el pH de la pulpa, si es menor a 10.5 agregar cal sólida hasta obtener el pH requerido.
5. Medir el oxígeno disuelto y registrar.
6. Ajustar las RPM del agitador.
7. Comenzar la prueba.
8. Agregar la cantidad calculada de la solución de cianuro.
9. Una vez terminado el tiempo indicado se debe detener la prueba.
10. Proceder a la preparación de muestras de las soluciones y sólidos, para análisis en laboratorio químico.

### **A.3 Procedimiento Pruebas de Lixiviación a Orbitales**

La operación involucra la participación del o los operadores de metalurgia encargado de las pruebas lixiviación a orbitales que se realizan a muestras sólidas de sondaje, para lo cual se utiliza un agitador múltiple de orbitales. El mineral y la

solución resultante de las pruebas son enviados al laboratorio químico para análisis de Oro, Plata, Cu y CN.

El operador de metalurgia debe acondicionar la muestra según las siguientes características:

- Granulometría de la Alimentación: 100% bajo malla #150Ty (pulverizada).
- Peso de Mineral: 70 gramos.
- Volumen Solución: 163cc.
- Concentración de Solución de NaCN: 2 g/l.
- Concentración de Sólidos : 30 %.
- Temperatura: Ambiente.
- Tiempo de lixiviación: 6 horas.
- pH: 10.8 – 11.2.

El operador de metalurgia debe seguir los pasos para realizar la Prueba o ensayo de lixiviación, donde se emplean un agitador múltiple de orbitales, los pasos se entregan a continuación:

1. Pesar la muestra pulverizada a la granulometría requerida.
2. Introducir los 70 gramos de mineral pulverizados para lixiviar en un frasco plástico de 250 ml. que tenga contratapa.
3. Agregar 163 ml. de agua industrial.
4. Poner tapa al frasco y agitar manualmente hasta obtener una pulpa homogénea de densidad de sólido 30% y medir el pH de la pulpa inicial.
5. Acondicionar el pH de la pulpa entre 10,5 y 11,0 con Cal pulverizada bajo #65 Ty. (anotar el consumo para determinar la dosis de alcalinizante).

6. Una vez ajustado el pH adicionar 0,326 gramos de Cianuro de Sodio (granulado). Para mantener una concentración de Cianuro de sodio en la pulpa igual a 2.0 gr/l.
7. Tapar el frasco y agitar en el Sheaker o agitador múltiple de orbitales por un periodo de 6 horas
8. Detener la prueba una vez terminado el tiempo indicado.
9. Proceder a la preparación de muestras de las soluciones y sólidos, para caracterización química.

#### **A.4 Procedimiento Pruebas de Lixiviación en Botellas**

La operación involucra la participación de él o los operadores de metalurgia encargado de las pruebas de lixiviación en botellas, donde se realizan las actividades de recepción y preparación de muestra para posteriormente lixiviar dentro de una botella o frasco de 5 litros agitado por rodillos de laboratorio. Finalmente se prepara la muestra para caracterización química.

El operador de metalurgia debe acondicionar la muestra según las siguientes características:

- Granulometría de la Alimentación: 80% bajo 150µm.
- Peso de Mineral: 2000 gramos.
- Volumen Solución: 2000cc.
- Concentración de Solución de NaCN: 2 g/l.
- Concentración de Sólidos : 50 %.
- Temperatura: Ambiente
- Tiempo de Lixiviación: 36 horas.
- pH: 10.8 – 11.2.

El operador de metalurgia debe seguir los pasos para realizar la prueba o ensayo de lixiviación, donde se emplean un agitador múltiple de orbitales, los pasos se entregan a continuación:

1. Pesar la muestra molida a la granulometría de 80% bajo 150  $\mu\text{m}$ .
2. Juntar dos sub muestras, de 1000 gramos aproximadamente, obtenidas en el procedimiento de preparación de muestra de mineral, veta o caja, para formar una muestra para la prueba en botella.
3. Las muestras de 2000 gramos se ingresan con cuidado con el fin de no perder finos en el trasvasije a sus respectivas botellas.
4. Se le agregan 2 litros de solución cianurada a la botella con una concentración de cianuro de sodio de 2000 ppm.
5. Una vez listas las botellas se tapan, verificando que la tapa se encuentre bien hermética para evitar un derrame de solución.
6. La botella se colocan en agitación en el rodillo de laboratorio por un periodo de 36 horas, se pueden lixiviar en paralelo hasta 6 botellas.
7. Una vez terminado el tiempo indicado se detiene la prueba.
8. Proceder a la preparación de muestras de las soluciones y sólidos, para caracterización química.

## **A.5 Procedimientos Pruebas de Molienda**

La operación involucra la participación del o los operadores de metalurgia encargado de las pruebas de molienda donde se muele el mineral dentro de un molino de laboratorio o molinos montados en rodillos giratorios para posteriormente preparar la muestra para caracterización química.

El operador de metalurgia debe acondicionar la muestra según las siguientes características:

- Peso de Mineral: 1000 gramos.
- Concentración de Sólidos: 70%.
- Temperatura: Ambiente.
- Tiempos de Lixiviación: 5, 15 y 25 minutos.
- pH: 10.8 – 11.2.
- Granulometría final de la prueba: 80% bajo 150  $\mu\text{m}$ .

El operador de metalurgia debe seguir los pasos para realizar la prueba o ensayo de lixiviación, donde se emplean un agitador múltiple de orbitales, los pasos se entregan a continuación:

1. Verter la sub-muestras en el molino, aproximadamente 1000 gramos en cargas o capas sucesivas mineral - bolas.
2. Agregar el agua para alcanzar el porcentaje de sólido recomendado.
3. Agregar cal sólida según la dosificación calculada.
4. Cerrar el molino y apretar el tornillo de cierre.
5. Encender el motor de arranque del molino.
6. Moler el sólido durante el tiempo indicado.
7. Una vez terminado el tiempo indicado detener la prueba
8. Descargar el molino.
9. Lavar el molino y bolas con la piseta utilizando agua alcalina.

10. Proceder a la preparación de muestras de las soluciones y sólidos, para caracterización química.
11. Una vez preparado y obtenida una sub- muestra para análisis químico, proceder a realizar el análisis granulométrico por malla y distribución de oro y plata por malla.
12. Repetir el procedimiento para 4 distintos tiempos de molienda con el objetivo de generar una curva de molienda.
13. Graficar el P(80) & tiempo de molienda, para obtener el tiempo en el cual se obtiene un P(80) de 120  $\mu\text{m}$ .
14. Repetir el procedimiento de molienda para la prueba de lixiviación con el tiempo de molienda alcanzado.
15. Proceder a lavar el molino con los cuidados siguientes:
  - Llene una piseta con agua alcalina para alcanzar los 30 o 50% de sólido en la pulpa.
  - Lave el molino y bolas con la piseta con agua alcalina hasta gastar por completa la piseta (30% de sólido), evitar posibles pérdidas de muestras accidentales por rebote del sólido.

## **A.6 Procedimiento Análisis Granulométrico Pulpas y Relaves**

La operación involucra la participación del o los operadores de metalurgia encargado de los análisis granulométricos de pulpas y relaves. Para el análisis granulométrico se utilizan un Rotap y tamices de la serie Tyler. Al finalizar el procedimiento se prepara la muestra para caracterización química de cada fracción.

El operador de metalurgia debe seguir los pasos para realizar el análisis granulométrico, donde se emplean un Rotap y tamices, los pasos se entregan a continuación:

1. La cantidad de mineral seco a utilizar por cada análisis granulométrico no debe exceder los 600 gramos.
2. Deslamar mineral o relave seco con la malla 400 Tyler. El deslamado consiste en colocar el mineral en una malla Tyler #400 y haciéndole pasar agua remover el material fino (bajo malla #400 Ty). Una vez que el líquido descargado de la malla se encuentre aparentemente limpio, el material retenido deber ser nuevamente secado en el horno.
3. El mineral sobre malla #400 Ty debe ser secado.
4. Una vez deslamado y secado el mineral se debe pesar. La diferencia entre el peso antes de deslamar y después de deslamar corresponde a material bajo la malla #400 Ty. Este número debe ser registrado como “peso deslamado”.

$$\textit{Peso Deslamado} = \textit{Mineral Seco Sin Deslamar} - \textit{Mineral Seco Deslamado}$$

5. Disgregar a fondo el material. Una vez pesado el mineral deslamado este se debe disgregar de manera exhausta y completa. No debe quedar partícula sin disgregar por muy pequeña que parezca
6. Cargar el set de tamices y tamizar por 20 minutos (el mineral cargado a los tamices no debe ser superior a 500 gramos ni inferior a 250 gramos). La secuencia correcta de los tamices en El Peñón es la que se muestra en la Figura A2:

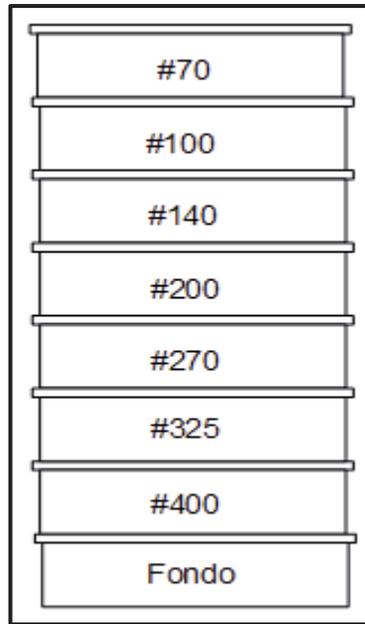


FIGURA A2: SECUENCIA DE TAMICES

7. Se tamiza por 20 minutos. Si por alguna razón el tiempo no fuese suficiente se debe consultar con el metalurgista a cargo del procedimiento.
8. Pesar cada una de las masas retenidas sobre cada una de las mallas.
9. El material que queda en el fondo se denomina - #400 y es sumado al “peso deslamado” y en conjunto forman el bajo malla #400 Ty.

$$-\#400 = \textit{Peso Fondo Tamiz} + \textit{Peso Deslamado}$$

Proceder a la preparación de muestras para obtener una sub- muestra de cada malla para obtener la distribución de oro por malla de cada fracción.

## **A.7 Procedimiento Pruebas de Concentración por Flotación**

Este procedimiento corresponde al utilizado por la empresa *Geomet* para realizar las pruebas de concentración por el método de flotación. A continuación se detalla todos los pasos para realizar este procedimiento.

### **A.7.1 Implementos Utilizados**

- Equipos:
  - Celda de flotación Modelo Denver de 2700 cc.
  - Rotor de 8.5 cm de diámetro.
  - pH meter.
  - Filtros de aire a presión.
  - Horno de Secado.
  - Timer.
  
- Materiales:
  - Reactivos de flotación.
  - Papel para filtrar.
  - Micropipetas.
  - Píseta.
  - Bandejas de acero inoxidable.
  - Paleta de flotación.
  - Pipeta graduada de 10 cc.
  - Probeta graduada de 50 cc.
  - Matraz de aforo de 500 cc.

## **A.7.2 Descripción del Procedimiento**

1. Antes de iniciar cualquier actividad se debe limpiar, ordenar y despejar el área de trabajo.
2. Verificar que los equipos a utilizar se encuentren operativos.
3. Verificar que los reactivos e insumos a utilizar no estén contaminados, en caso contrario prepararlos nuevamente.
4. Disponer de 10 a 12 litros de agua destilada.
5. Lavar celda de flotación, asegurándose que no queden residuos de flotaciones anteriores.
6. Lavar paletas, bandeja de acero inoxidable, rotor de la máquina de flotación hasta eliminar productos anteriores
7. Al preparar reactivos de flotación, no pipetear con la boca, utilizar pipetas de auto graduación o caso contrario ayudarse con una pera succionadora.
8. Evitar el contacto directo con los reactivos de flotación, utilizar guantes de goma cuando realice esta actividad.
9. Tomar con ambas manos la celda de flotación al trasladarse al sector de la máquina de flotación
10. Completar el volumen de la celda de flotación de 2700 cc con agua destilada.
11. Ubicar la celda bajo la máquina de flotación, instalar el rotor y ajustar la velocidad de operación a 1200 RPM.
12. Poner en operación la celda de flotación.

13. Adicionar los reactivos estándares de flotación utilizando micropipetas a la celda, las dosis y las secuencias de reactivos.
14. Instalar la bandeja de acero inoxidable bajo el labio de la celda.
15. Adicionar aire a la pulpa mediante el accionamiento de la válvula de control del (flujómetro) a nivel requerido.
16. Mantener el flujo de aire por 1 minuto. Registrar el tiempo en el cual se produce el rebase de espuma sobre el labio de la celda.
17. Flotar por veinte minutos, sin agregar agua, sólo para limpiar las paredes de la celda si fuese necesario.
18. Transcurrido los 20 minutos, cortar el suministro de aire y detener la máquina.
19. De esta flotación se obtienen dos productos: Concentrado primario y cola primaria. Ambos se filtran y se ubican en el horno de secado a no más de 100°C por 14 horas.
20. Reproducir la identificación de la muestra, en el papel nuevo de filtración.
21. Utilizar filtro correspondiente a concentrados y colas.
22. Evite no arrastrar parte de la “torta” de pulpa que queda en la base del filtro.
23. El horno de secado no debe exceder los 95°C, a fin de evitar la sublimación de algunos elementos, especialmente el azufre.
24. El tiempo mínimo de secado debe ser de 14 horas, si ha estado a temperaturas menores de 95°C.
25. Sostener firmemente todos los papeles de filtros por los extremos diagonales antes de levantar.
26. Levantar con precaución hacia arriba y retirar de la base del filtro.

27. Prestar atención al desplazarse con la torta al horno secador.
28. Abrir y acercarse con precaución al horno cuando esté encendido.
29. Utilizar los guantes de cuero al mover o acomodar las parrillas del horno.
30. Comunicar el término de la actividad al supervisor del laboratorio.
31. Informar estado y/o anomalías existentes en equipos y/o herramientas.
32. Una vez secos los productos se deben pesar, registrar y preparar para análisis químico.

## **ANEXO B**

### **Detalle Resultados e Información Sobre el Proyecto Estudiado**

## ANEXO B: Antecedentes Históricos Sobre el Mineral del Depósito de Relaves

### B.1 Cantidades y Características Físicas del Mineral Alimentado a Proceso

En la tabla a continuación se entrega el resumen año por año del tonelaje de mineral alimentado, leyes de Oro y Plata, granulometría de alimentación, recuperaciones de Oro y Plata y onzas producidas.

Año	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009
TPM	61.621	59.618	57.406	58.648	69.759	73.352	77.925	83.210	93.714	105.966
TPD	2.020	2.093	2.055	1.928	2.289	2.411	2.564	2.733	3.069	3.481
TPH	92,8	95,0	95,4	85,1	99,7	106,5	113,5	121,9	142,5	155,7
Ley Au	13,2	14,9	15,3	14,7	12,0	8,0	8,1	7,7	6,8	5,8
Ley Ag	194,4	235,2	248,2	205,4	192,9	210,5	235,5	272,2	307,3	275,8
P(80)	105,3	93,0	93,1	106,1	112,8	119,4	121,0	138,8	175,0	180,8
Rec Au	93,6	94,5	95,3	96,6	96,5	96,4	95,5	94,2	92,0	91,2
Rec Ag	89,0	88,9	90,8	92,4	92,2	92,7	92,7	91,7	89,2	86,9
Oz Au	288.721	318.012	328.061	320.998	314.080	303.508	230.145	234.598	224.990	215.846
Oz Ag	4.018.397	4.751.758	5.077.188	4.283.436	4.812.152	5.537.589	6.428.905	8.186.718	9.864.275	9.820.474
Oz Equivalentes	361.782	404.407	420.373	398.878	401.573	404.192	347.034	383.448	404.341	394.400

TABLA B1: RESUMEN CARACTERÍSTICAS MINERAL ALIMENTADO A PROCESO

Claramente se aprecia una disminución en la ley del oro y un aumento en la de plata, lo que también coincide con una disminución en las recuperaciones. Por otro lado esta baja en la ley de oro y en las recuperaciones se ha visto compensada con un aumento del tonelaje alimentado, lo que ha permitido mantener más o menos constante la producción de onzas equivalentes de oro.

## B.2 Pruebas de Lavado y Cianuración al Mineral Nuevo de Relave

Durante el año 2009, en el laboratorio metalúrgico de la planta, se realizaron pruebas de cianuración al mineral del relave a distintas granulometrías y tiempos. El mineral utilizado para tal efecto fue recolectado desde la descarga del mineral filtrado en los filtros banda y llevado al laboratorio.

La realización de estas pruebas tuvo como objetivo determinar la eficiencia de las etapas más importantes en la extracción y recuperación del oro y la plata, para así poder tomar las medidas correctivas necesarias.

El estudio se centró en determinar las recuperaciones de Oro y Plata desde el mineral muestreado después de cada uno de los siguientes procedimientos:

- Lavado del mineral con agua (3 lavados)
- Cianuración energética a granulometría Real Operación
- Cianuración energética a granulometría P80 = 150  $\mu\text{m}$
- Cianuración energética a granulometría P80 = 120  $\mu\text{m}$
- Cianuración de 6 horas a granulometría Real de operación
- Cianuración de 6 horas a granulometría P80 = 150  $\mu\text{m}$
- Cianuración de 6 horas a granulometría P80 = 120  $\mu\text{m}$
- Cianuración de 14 horas a granulometría Real de Operación
- Cianuración de 14 horas a granulometría P80 = 150  $\mu\text{m}$
- Cianuración de 14 horas a granulometría P80 = 120  $\mu\text{m}$
- Cianuración de 20 horas a granulometría Real de Operación
- Cianuración de 20 horas a granulometría P80 = 150  $\mu\text{m}$

- Cianuración de 20 horas a granulometría P80 = 120  $\mu$ m

Las granulometrías se escogieron en base a las posibilidades de la planta de disminuir la granulometría del mineral sin disminuir la producción y tomando además en cuenta que mientras menor granulometría se presentarán mayores problemas en algunas áreas como lo son los filtros banda.

## B.2.1 Resultados Pruebas de Cianuración a Distintas Granulometrías y Tiempos

En la tabla y gráfico a continuación se resumen los resultados de las pruebas de cianuración a distintas granulometrías y tiempos, en estas se comienza con una base que es la recuperación real de oro y plata de la planta en el periodo estudiado, así como los las recuperaciones al lavar el mineral nuevo de relaves con agua de procesos.

Es importante destacar que los resultados se entregan como promedio de todas las pruebas realizadas durante el año 2009.

Tipo de Cianuración	% Rec. Real Planta	$\Delta$ Rec. Lavado	$\Delta$ Rec. CN Normal	$\Delta$ Rec. CN P80=150 $\mu$	$\Delta$ Rec. CN P80=120 $\mu$	Rec. Total
Energética	88,57%	3,97%	0,18%	0,96%	0,67%	94,35%
CN Solución Esteril 6 Horas	88,57%	3,97%	0,11%	1,34%	0,74%	94,73%
CN Solución Esteril 14 Horas	88,57%	3,97%	0,78%	1,62%	0,91%	95,85%
CN Solución Esteril 20 Horas	88,57%	3,97%	0,60%	1,33%	1,20%	95,67%

**TABLA B2: RESUMEN RECUPERACIONES ORO PRUEBAS CIANURACIÓN AÑO 2009**

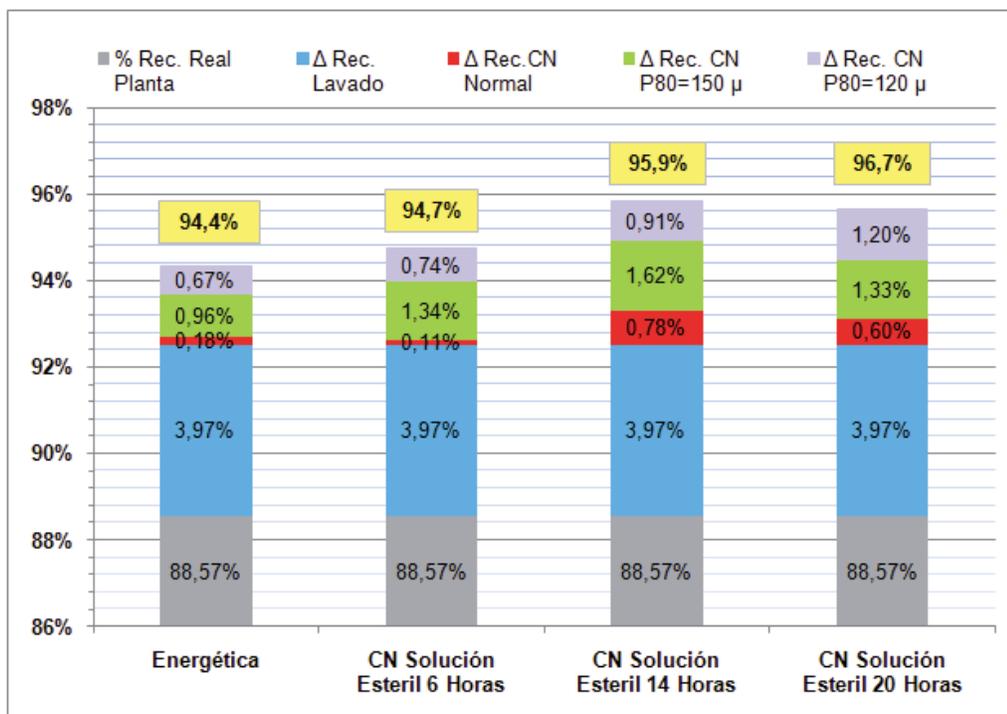


FIGURA B1: AUMENTO PORCENTUAL EN LAS RECUPERACIONES DE ORO AÑO 2009

Tipo de Cianuración	% Rec. Real Planta	Δ Rec. Lavado	Δ Rec. CN Normal	Δ Rec. CN P80=150 μ	Δ Rec. CN P80=120 μ	Rec. Total
Energética	88,57%	3,89%	0,94%	0,75%	0,61%	94,76%
CN Solución Esteril 6 Horas	88,57%	3,89%	0,76%	0,69%	0,63%	94,54%
CN Solución Esteril 14 Horas	88,57%	3,89%	1,52%	0,54%	0,80%	95,32%
CN Solución Esteril 20 Horas	88,57%	3,89%	1,17%	1,21%	0,62%	95,46%

TABLA B3: RESUMEN RECUPERACIONES PLATA PRUEBAS CIANURACIÓN AÑO 2009

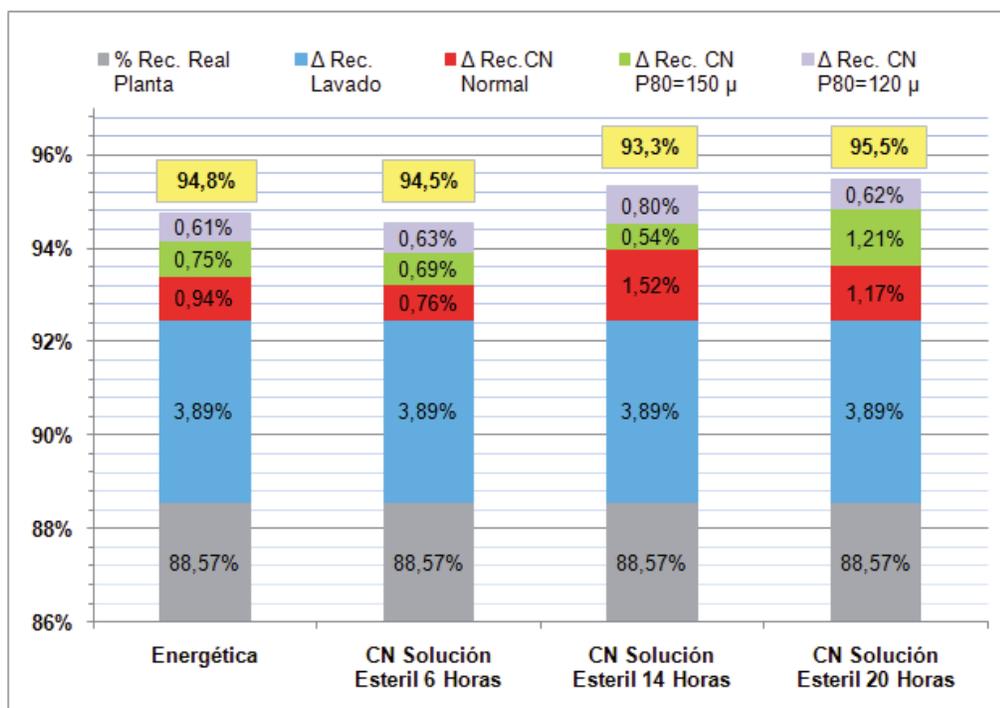


FIGURA B2: AUMENTO PORCENTUAL EN LAS RECUPERACIONES DE PLATA AÑO 2009

## B.2.2 Resultados Pruebas de Lavado y Cianuración Año 2010

A continuación se presentan los resultados de las pruebas de lavado y cianuración del mineral nuevo de relaves realizadas entre los meses Febrero y Agosto del año 2010, con el objetivo de determinar los posibles máximos aumentos en las recuperaciones optimizando los procesos de lavado, lixiviación y molienda.

FECHA (Año 2010)	% Recuperación Real Planta		Aumento % Recuperación Au			Aumento % Recuperación Ag		
	Au	Ag	Lavado	CN Gran. Normal	CN #120 Ty	Lavado	CN Gran. Normal	CN #120 Ty
Febrero	91,4	87,7	3,27	0,53	1,01	3,08	0,97	1,12
Marzo	91,1	88,1	3,47	0,42	1,07	2,69	1,14	0,96
Abril	90,8	86,6	3,51	0,62	1,29	3,36	0,92	1,66
Mayo	91,8	86,3	2,92	0,46	1,12	2,76	2,05	1,51
Junio	91,8	86,3	2,67	0,45	1,00	2,65	1,48	1,07
Julio	89,8	83,3	3,38	0,87	1,42	3,00	3,48	1,43
Agosto	88,5	83,8	3,95	0,94	1,38	3,17	2,48	1,51

TABLA B4: RESUMEN RESULTADOS PRUEBAS DE LAVADO Y CIANURACIÓN AÑO 2010

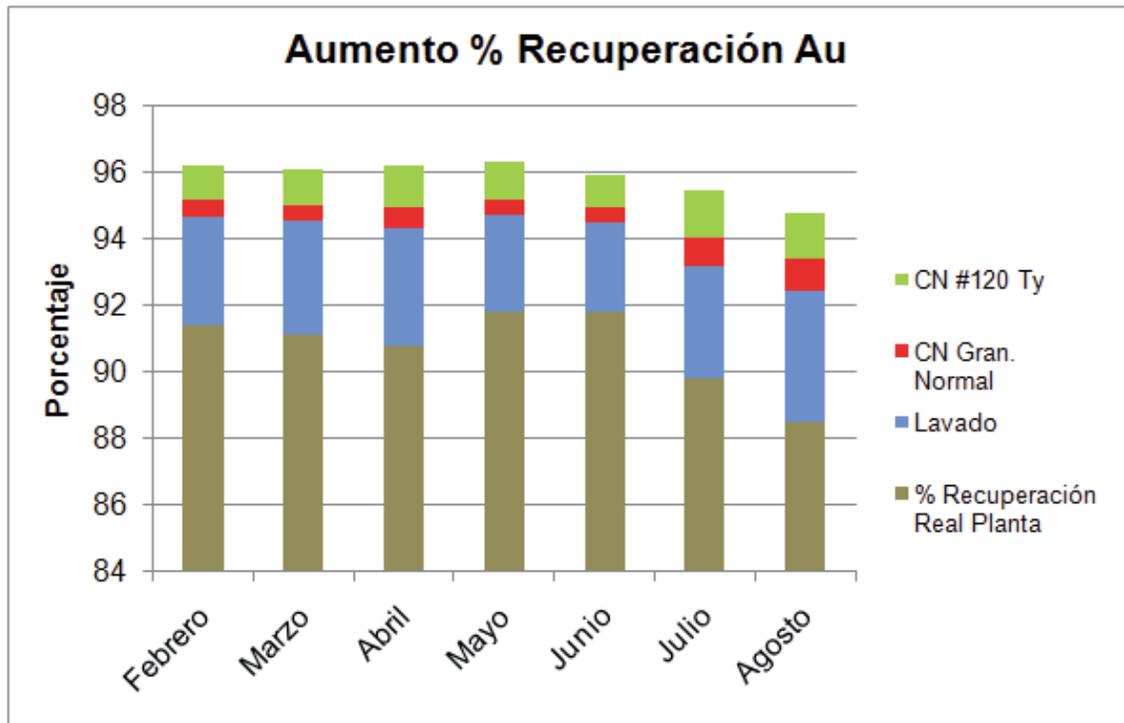


FIGURA B3: RECUPERACIÓN IDEAL DE ORO OPTIMIZANDO PROCESOS DE LAVADO, LIXIVIACIÓN Y MOLIENDA

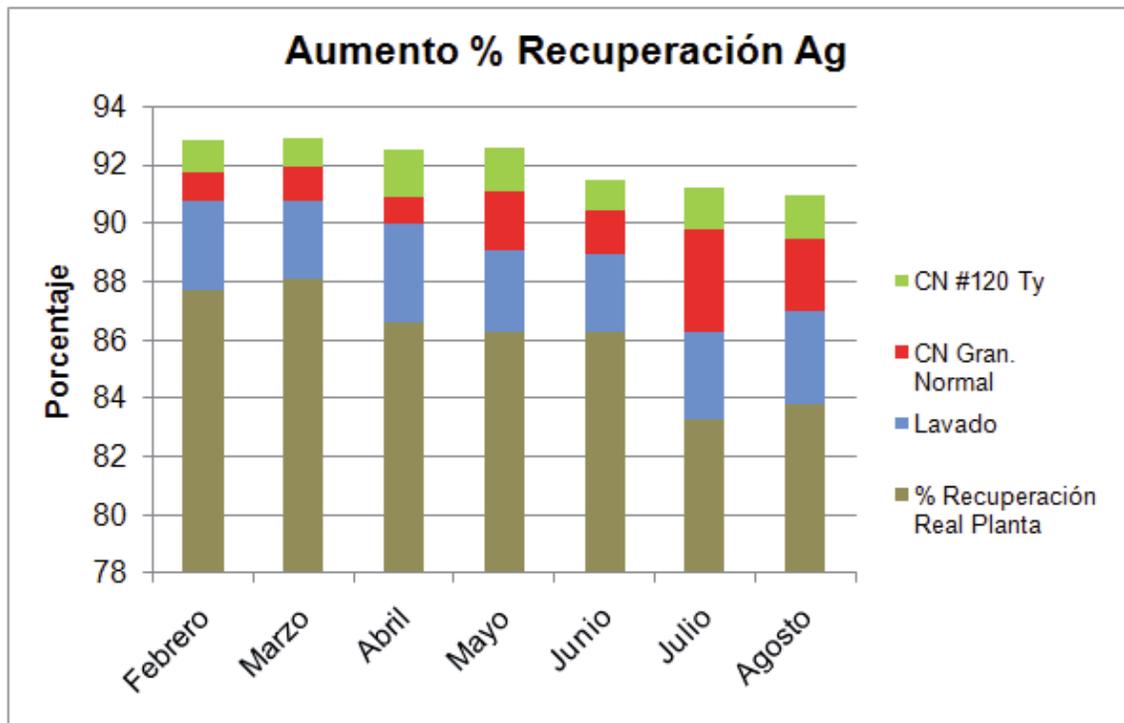


FIGURA B4: RECUPERACIÓN IDEAL DE PLATA OPTIMIZANDO PROCESOS DE LAVADO, LIXIVIACIÓN Y MOLIENDA

## **B.3 Caracterización Mineralógica de Muestras Extraídas desde el Depósito de Relaves**

Se enviaron cinco compósitos, formados con mineral del depósito de relaves, a *Geomet*, en donde se debían realizar distintas pruebas metalúrgicas con el propósito de determinar las recuperaciones posibles de oro y plata mediante la aplicación de distintos procesos.

Antes de realizar cualquier prueba se encargó a la empresa que enviase a la empresa *Guarachi Ingenieros Ltda.* Muestras de los distintos compósitos con el objetivo de obtener una caracterización mineralógica de cada muestra y así poder prever los resultados de las distintas pruebas.

Los resultados del análisis mineralógico a cada uno de los cinco compósitos se entregan a continuación.

### **B.3.1 Caracterización Mineralógica Compósito 1**

#### **1. Especies Presentes**

- Oro ( $\text{Au}^0$ )
- Electrum (Au/Ag)
- Argentita ( $\text{Ag}_2\text{S}$ )
- Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ )
- Blenda ( $\text{ZnS}$ )
- Galena ( $\text{PbS}$ )
- Rutilo ( $\text{TiO}_2$ )
- Pirita ( $\text{FeS}_2$ )
- Hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )
- Magnetita ( $\text{Fe}_2\text{O}_4$ )
- Limonita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 11/2 \text{H}_2\text{O}$ )
- Ganga no metálica

## Detalle

- El oro se presenta como oro nativo y electrum, es decir formando una solución sólida con plata.
- La plata se presenta como argentita.
- Existen indicios de calcopirita. Trazas de blenda y galena.
- La ganga de hierro está constituida por magnetita, pirita, hematita y limonita.

## 2. Caracterización del Oro

Corresponde a oro y electrum y sus características son:

- Grado de Asociación y Oclusión:
  - Asociado (oro) en un 48,91% a la ganga no metálica.
  - Ocluido (electrum) en un 51,09% a la ganga no metálica.
- Tamaño Granulométrico:

El oro total (oro y electrum) presentan un tamaño promedio de 8 $\mu$ m, fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 8 $\mu$ m y 7 $\mu$ m, respectivamente.
- Análisis Granulométrico v/s Asociación-Oclusión

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ORO	ELECTRUM	TOTAL %
		Asociación	Oclusión	
		Ganga	Ganga	
0 - 5	-2400			
5 - 10	+2400-1800	48,91	51,09	100,00
10 - 20	+1800-900			
<b>TOTAL</b>		48,91	51,09	100,00
<b>TAMAÑO (um)</b>				
<b>Promedio Calculado</b>		8	8	8
Máximo Observado		8	8	8
Minimo Observado		8	7	7

TABLA B5: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL ORO Y ELECTRUM COMPÓSITO 1

### 3. Caracterización de las especies de plata

La plata se presenta como argentita

- Grado de Liberación:
  - Se presenta totalmente liberada.
  
- Tamaño granulométrico:
 

Presenta un tamaño promedio de 35µm (~400#Ty), fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 40µm y 32µm, respectivamente.
  
- Granulométrico v/s Liberación

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ARGENTITA	TOTAL
		Liberación %	
0 - 5	-2400		
5 - 10	+2400-1800		
10 - 20	+1800-900		
20 - 30	+900-600		
30 - 40	+600-400	100,00	100,00
TOTAL		100,00	100,00
<b>TAMAÑO (um)</b>			
<b>Promedio Calculado</b>		35	35
<b>Máximo Observado</b>		40	40
<b>Minimo Observado</b>		32	32

TABLA B6: DISTRIBUCIÓN GRANULOMETRICA DE LA PLATA COMPÓSITO 1

### B.3.2 Caracterización Mineralógica Compósito 2

#### 1. Especies Presentes

- Oro ( $\text{Au}^0$ )
- Electrum (Au/Ag)
- Argentita ( $\text{Ag}_2\text{S}$ )
- Covelina ( $\text{CuS}$ )
- Galena ( $\text{PbS}$ )
- Pirita ( $\text{FeS}_2$ )
- Hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )
- Magnetita ( $\text{Fe}_2\text{O}_4$ )
- Limonita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 11/2 \text{H}_2\text{O}$ )
- Ganga no metálica

#### Detalle

- El oro se presenta nativo y formando parte del electrum.
- La plata se presenta como argentita.

- Existen indicios Trazas de covelina y galena.
- La ganga de hierro está constituida por magnetita, pirita, hematita y limonita.

## 2. Caracterización del Oro

Corresponde a oro y electrum y sus características son:

- Grado de Asociación y Oclusión:
  - Asociado (oro) en un 32,44% a la ganga no metálica.
  - Ocluido (electrum) en un 67,56% a la ganga no metálica.
- Tamaño Granulométrico:
 

Presenta un tamaño promedio de 6 $\mu$ m, fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 8 $\mu$ m y 3 $\mu$ m, respectivamente.
- Análisis Granulométrico v/s Asociación-Oclusión

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ORO		ELECTRUM	TOTAL		TOTAL %
		Asociación	Oclusión	Oclusión	Asociado	Ocluido	
		Ganga	Ganga	Ganga	%	%	
0 - 5	-2400	32,44			32,44		32,44
5 - 10	+2400-1800		34,47	33,09		67,56	67,56
10 - 20	+1800-900						
<b>TOTAL</b>		32,44	34,47	33,09	32,44	67,56	100,00
<b>TAMAÑO (um)</b>							
<b>Promedio Calculado</b>		3	6	8	3	7	6
Máximo Observado		5	6	8	5	8	8
Mínimo Observado		3	6	7	3	6	3

TABLA B7: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL ORO Y ELECTRUM COMPÓSITO 2

## 3. Caracterización de las especies de plata

La plata se presenta como argentita

- Grado de Liberación:
  - Se presenta totalmente liberada.

- **Tamaño granulométrico:**  
Presenta un tamaño promedio de 15µm (~1300#Ty), fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 16µm y 12µm, respectivamente.
- **Granulométrico v/s Liberación**

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ARGENTITA	TOTAL
		Liberación	
		%	%
0 - 5	-2400		
5 - 10	+2400-1800		
10 - 20	+1800-900	100,00	100,00
<b>TOTAL</b>		<b>100,00</b>	<b>100,00</b>
<b>TAMAÑO (um)</b>			
<b>Promedio Calculado</b>		<b>15</b>	<b>15</b>
Máximo Observado		16	16
Mínimo Observado		12	12

TABLA B8: DISTRIBUCIÓN GRANULOMETRICA DE LA PLATA COMPÓSITO 2

### B.3.3 Caracterización Mineralógica Compósito 3

#### 1. Especies Presentes

- Oro (Au<sup>0</sup>)
- Electrum (Au/Ag)
- Argentita (Ag<sub>2</sub>S)
- Calcopirita (CuFeS<sub>2</sub>)
- Covelina (CuS)
- Blenda (ZnS)
- Galena (PbS)
- Pirita (FeS<sub>2</sub>)
- Hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)
- Magnetita (Fe<sub>2</sub>O<sub>4</sub>)
- Limonita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> \* 11/2 H<sub>2</sub>O)

- Ganga no metálica

### **Detalle**

- El oro se presenta como oro nativo y electrum.
- La plata se presenta como argentita.
- Existen indicios de calcopirita y covelina.
- Existen trazas de blenda y galena.
- La ganga de hierro está constituida por magnetita, pirita, hematita y limonita.

## **2. Caracterización del Oro**

Corresponde a oro y electrum y sus características son:

- Grado de Oclusión: Se presenta totalmente ocluido en ganga no metálica.
  - Oro ocluido en un 73,53%.
  - Electrum ocluido en un 26,47%.
- Tamaño Granulométrico:

Presenta un tamaño promedio de 6 $\mu$ m (~2400# Ty), fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 9 $\mu$ m y 5 $\mu$ m, respectivamente.
- Análisis Granulométrico v/s Oclusión

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ORO	ELECTRUM	TOTAL %
		Oclusión	Oclusión	
		Ganga	Ganga	
0 - 5	-2400	24,88		24,88
5 - 10	+2400-1800	48,64	26,47	75,12
10 - 20	+1800-900			
<b>TOTAL</b>		<b>73,53</b>	<b>26,47</b>	<b>100,00</b>
<b>TAMAÑO (um)</b>				
<b>Promedio Calculado</b>		<b>6</b>	<b>8</b>	<b>6</b>
Máximo Observado		7	9	9
Mínimo Observado		5	8	5

TABLA B9: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL ORO Y ELECTRUM COMPÓSITO 3

### 3. Caracterización de las especies de plata

La plata se presenta como argentita

- Grado de Liberación:
  - Se presenta totalmente liberada.
  
- Tamaño granulométrico:
 

Presenta un tamaño promedio de 35um (~400#Ty)µm, fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 40µm (~400#Ty) y 34µm, respectivamente.
  
- Granulométrico v/s Liberación

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ARGENTITA	TOTAL
		Liberación	
		%	
0 - 5	-2400		
5 - 10	+2400-1800		
10 - 20	+1800-900		
20 - 30	+900-600		
30 - 40	+600-400	100,00	100,00
TOTAL		100,00	100,00
<b>TAMAÑO (um)</b>			
<b>Promedio Calculado</b>		35	35
Máximo Observado		40	40
Minimo Observado		34	34

TABLA B10: DISTRIBUCIÓN GRANULOMETRICA DE LA PLATA COMPÓSITO 3

### B.3.4 Caracterización Mineralógica Compósito 4

#### 1. Especies Presentes

- Oro ( $\text{Au}^0$ )
- Electrum ( $\text{Au/Ag}$ )
- Argentita ( $\text{Ag}_2\text{S}$ )
- Proustita/Pirargirita ( $\text{Ag}_3\text{AsS}_3/ \text{Ag}_3\text{SbS}_3$ )
- Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ )
- Blenda ( $\text{ZnS}$ )
- Galena ( $\text{PbS}$ )
- Pirita ( $\text{FeS}_2$ )
- Hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )
- Magnetita ( $\text{Fe}_2\text{O}_4$ )
- Limonita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 11/2 \text{H}_2\text{O}$ )
- Ganga no metálica

## Detalle

- El oro se presenta como oro nativo y electrum, es decir formando una solución sólida con plata.
- La plata se presenta como argentita.
- Existen Trazas de calcopirita.
- Existen indicios de blenda y galena.
- La ganga de hierro está constituida por magnetita, pirita, hematita y limonita.

## 2. Caracterización del Oro

Corresponde a oro y electrum y sus características son:

- Grado de Liberación y Oclusión:
  - Liberado en un 23,88%
  - Ocluido en un 76,12% en la ganga no metálica.
    - Oro ocluido: 25,21%
    - Electrum ocluido: 50,91%
- Tamaño Granulométrico:

Presenta un tamaño promedio de  $9\mu\text{m}$  ( $\sim 1800\#Ty$ ), fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de  $24\mu\text{m}$  y  $2\mu\text{m}$ , respectivamente.
- Análisis Granulométrico v/s Liberación-Oclusión

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ORO		ELECTRUM	TOTAL		
		Liberación	Oclusión	Oclusión	Liberado	Ocluido	TOTAL
		%	Ganga	Ganga	%	%	%
0 - 5	-2400	23,88	25,21		23,88	25,21	49,09
5 - 10	+2400-1800			26,26		26,26	26,26
10 - 20	+1800-900						
20 - 30	+900-600			24,65		24,65	24,65
TOTAL		23,88	25,21	50,91	23,88	76,12	100,00
<b>TAMAÑO (um)</b>							
Promedio Calculado		3	3	16	3	12	9
Máximo Observado		5	3	24	5	24	24
Mínimo Observado		3	2	7	3	2	2

TABLA B11: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL ORO Y ELECTRUM COMPÓSITO 4

### 3. Caracterización de las especies de plata

La plata se presenta como argentita.

- Grado de Liberación:
  - Liberada en un 60,03%
    - Argentita liberada: 19,37%
    - Proustita/Pirargirita: 40,66%
  - Asociada en un 20,42% a ganga no metálica.
  - Ocluida en un 50,68 a ganga no metálica.
- Tamaño granulométrico:
 

Presenta un tamaño promedio de 33µm (~600# Ty), fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 65µm (~250# Ty) y 14µm, respectivamente.
- Granulométrico v/s Liberación, Asociación y Oclusión

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ARGENTITA			Proustita/Pirargirita	Total Plata			TOTAL
		Liberación	Asociación	Oclusión	Liberación	Liberación	Asociación	Oclusión	
		%	Ganga	Ganga	%	%	Ganga	Ganga	
0 - 5	-2400								
5 - 10	+2400-1800								
10 - 20	+1800-900		20,42				20,42		20,42
20 - 30	+900-600			19,55				19,55	19,55
30 - 40	+600-400	19,37			20,00	39,38			39,38
40 - 50	+400-270								
50 - 60	+270 -250				20,65	20,65	0,00		20,65
TOTAL		19,37	20,42	19,55	40,66	60,03	20,42	19,55	100,00
<b>TAMAÑO (um)</b>									
Promedio Calculado		35	15	25	45	42	15	25	33
Máximo Observado		40	20	26	65	65	20	26	65
Mínimo Observado		33	14	24	35	33	14	24	14

TABLA B12: DISTRIBUCIÓN GRANULOMETRICA DE LA PLATA COMPÓSITO 4

## B.3.5 Caracterización Mineralógica Compósito 5

### 1. Especies Presentes

- Oro ( $\text{Au}^0$ )
- Argentita ( $\text{Ag}_2\text{S}$ )
- Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ )
- Covelina ( $\text{CuS}$ )
- Carbón
- Blenda ( $\text{ZnS}$ )
- Galena ( $\text{PbS}$ )
- Pirita ( $\text{FeS}_2$ )
- Hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )
- Magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ )
- Limonita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 11/2 \text{H}_2\text{O}$ )
- Ganga no metálica

### Detalle

- El oro se presenta como oro nativo.
- La plata se presenta como argentita.

- Indicios de calcopirita y covelina.
- Existen trazas de blenda y galena.
- La ganga de hierro está constituida por magnetita, pirita, hematita y limonita.

## 2. Caracterización del Oro

Se presenta totalmente ocluido en la ganga no metálica.

- Tamaño Granulométrico:  
Presenta un tamaño promedio de 3µm (~2400# Ty), fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 5µm y 2µm, respectivamente.
- Análisis Granulométrico v/s Oclusión

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ORO	TOTAL %
		Oclusión Ganga	
0 - 5	-2400	100,00	100,00
5 - 10	+2400-1800		
<b>TOTAL</b>		<b>100,00</b>	<b>100,00</b>
<b>TAMAÑO (um)</b>			
<b>Promedio Calculado</b>		<b>3</b>	<b>3</b>
Máximo Observado		5	5
Mínimo Observado		2	2

TABLA B13: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DEL ORO Y ELECTRUM COMPÓSITO 5

### 3. Caracterización de las especies de plata

La plata se presenta como argentita

- Grado de Liberación:
  - Se presenta totalmente liberada.
- Tamaño granulométrico:

Presenta un tamaño promedio de 8µm (~1800#Ty), fluctuando entre un tamaño máximo y mínimo de 10µm y 6µm, respectivamente.
- Granulométrico v/s Liberación

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox)	ARGENTITA	TOTAL
		Liberación	
		%	%
0 - 5	-2400		
5 - 10	+2400-1800	100,00	100,00
10 - 20	+1800-900		
TOTAL		100,00	100,00
<b>TAMAÑO (um)</b>			
<b>Promedio Calculado</b>		8	8
Máximo Observado		10	10
Mínimo Observado		6	6

TABLA B14: DISTRIBUCIÓN GRANULOMETRICA DE LA PLATA COMPÓSITO 5

#### B.4 Detalles Análisis Granulométrico

A continuación se presentan tablas y gráficos que detallan los resultados obtenidos en el análisis granulométrico para determinar las concentraciones de oro y plata en cada rango seleccionado.

## B.4.1 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 1

COMPÓSITO 1															
Análisis		Masa total :	1348,2 gr				Au				Ag				
Granulometría / Abertura		Masa Real	Distribución Masa Retenido Parcial		Pasante Acum	Ley	Masa	Au Retenido		Pasante Acumul.	Ley	Masa	Ag Retenido		Pasante Acumul.
Malla Ty	µm	(g)	%	%	%	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acumul. (%)	(%)	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acumul. (%)	(%)
65	212	297,2	22,0	22,0	100	0,58	0,17	34,2	34,2	100	31,00	9,21	24,9	24,9	100
100	150	200,2	14,8	37	63	0,46	0,09	18,2	52,4	47,6	28,00	5,61	15,1	40,0	60,0
150	106	297,5	22,1	59	41	0,35	0,10	20,6	73,0	27,0	26,00	7,74	20,9	60,9	39,1
200	75	236,7	17,6	77	23	0,29	0,07	13,6	86,6	13,4	27,00	6,39	17,3	78,1	21,9
270	53	144,6	10,7	87	13	0,24	0,03	6,9	93,5	6,5	27,00	3,90	10,5	88,7	11,3
400	38	137,2	10,2	97	3	0,19	0,03	5,2	98,7	1,3	24,00	3,29	8,9	97,6	2,4
400	0	34,8	2,6	100	0	0,19	0,01	1,3	100,0	0,0	26,00	0,90	2,4	100,0	0,0
<b>Totales</b>		<b>1348,2</b>	<b>100</b>			<b>0,505</b>	<b>0,505</b>	<b>100,0</b>			<b>37,05</b>	<b>37,05</b>	<b>100,0</b>		

TABLA B15: RESUMEN DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 1

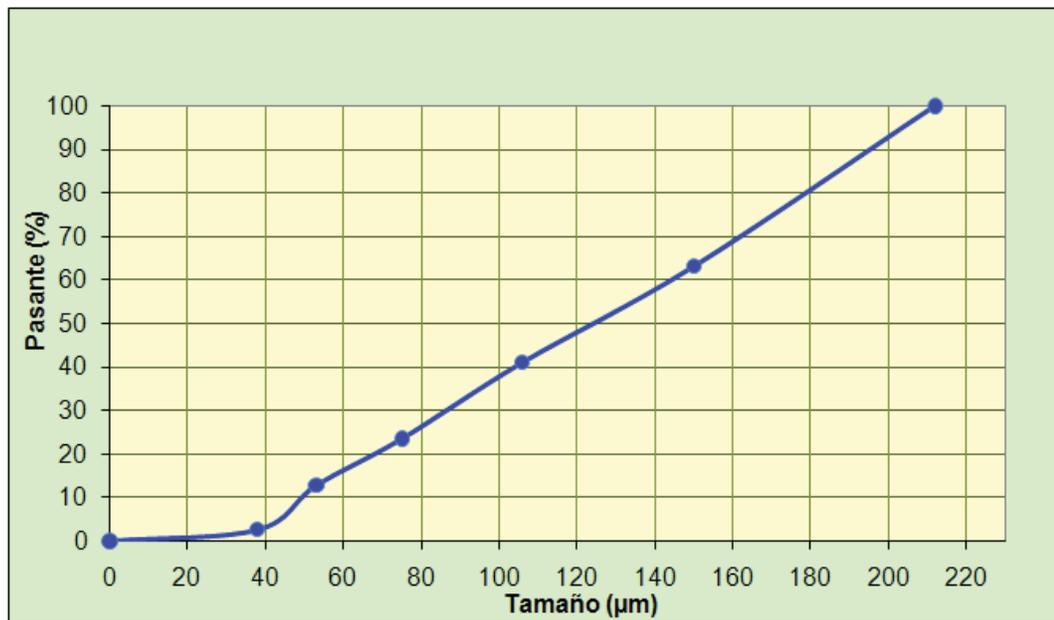


FIGURA B5: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EN MASA COMPÓSITO 1

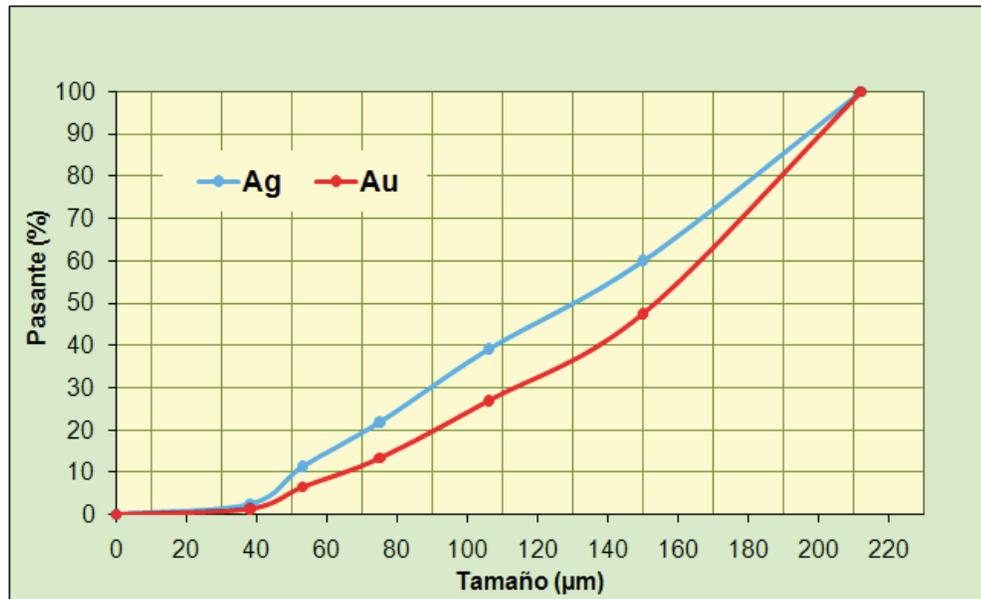


FIGURA B6: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE ORO Y PLATA COMPÓSITO 1

### B.4.2 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 2

COMPÓSITO 2															
Análisis		Masa total : 1437,9 gr				Au					Ag				
Granulometría / Abertura	Masa Real	Distribución Masa Retenido Parcial			Pasante Acum	Ley	Masa	Au Retenido		Pasante Acumul.	Ley	Masa	Ag Retenido		
		Parcial	Acum.	Acumul.				Parcial	Acumul.				Acumul.		
Malla Ty	µm	(g)	%	%	%	(g/t)	(mg)	(%)	(%)	(%)	(g/t)	(mg)	(%)	(%)	(%)
65	212	97,6	6,8	6,8	100	0,64	0,06	13,0	13,0	100	19,00	1,85	9,3	9,3	100
100	150	148,7	10,3	17	83	0,56	0,08	17,4	30,4	69,6	16,00	2,38	11,9	21,2	78,8
150	106	467,4	32,5	50	50	0,37	0,17	36,1	66,6	33,4	13,00	6,08	30,4	51,6	48,4
200	75	335,6	23,3	73	27	0,26	0,09	18,2	84,8	15,2	13,00	4,36	21,8	73,4	26,6
270	53	236,5	16,4	89	11	0,21	0,05	10,4	95,1	4,9	13,00	3,07	15,4	88,8	11,2
400	38	97,9	6,8	96	4	0,16	0,02	3,3	98,4	1,6	14,00	1,37	6,9	95,7	4,3
400	0	54,2	3,8	100	0	0,14	0,01	1,6	100,0	0,0	16,00	0,87	4,3	100,0	0,0
<b>Totales</b>		<b>1437,9</b>	<b>100</b>			<b>0,479</b>	<b>0,479</b>	<b>100,0</b>			<b>19,98</b>	<b>19,98</b>	<b>100,0</b>		

TABLA B16: RESUMEN DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 2

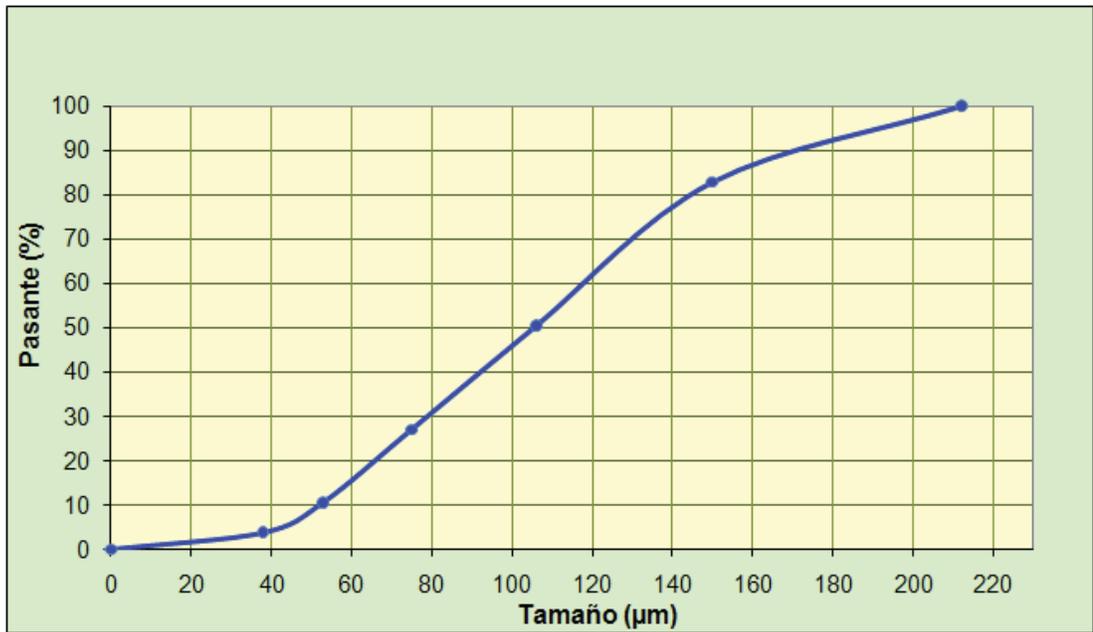


FIGURA B7: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EN MASA COMPÓSITO 2

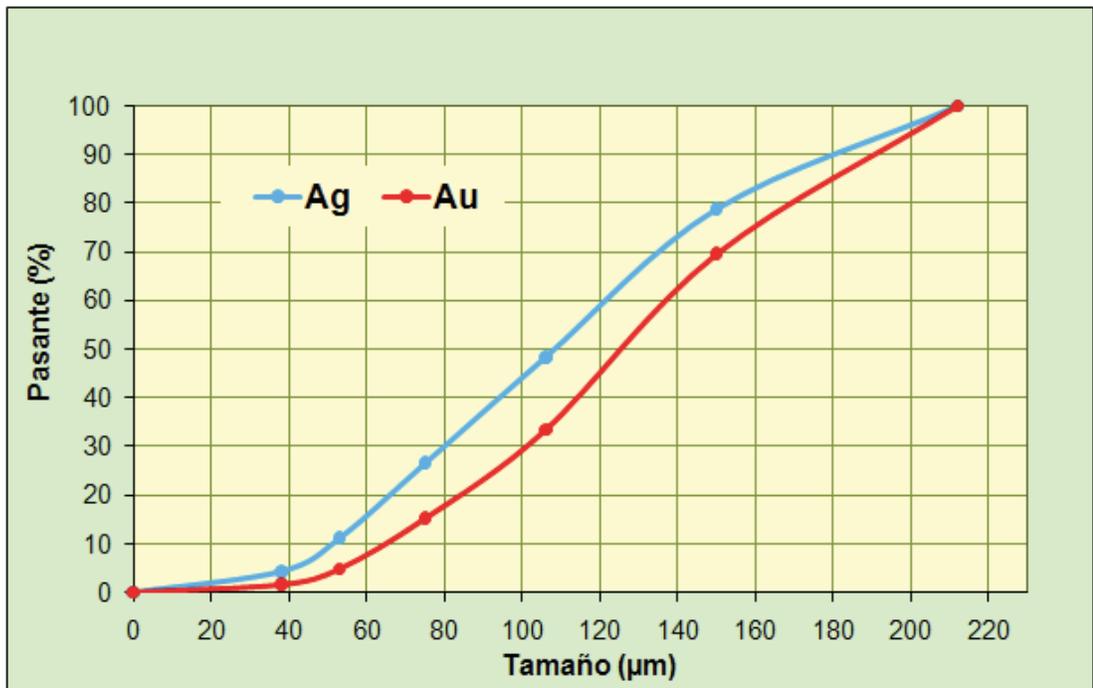


FIGURA B8: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE ORO Y PLATA COMPÓSITO 2

### B.4.3 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 3

COMPÓSITO 3															
Análisis		Masa total : 1642,6 gr				Au					Ag				
Granulometria / Abertura		Masa Real	Distribución Masa Retenido Parcial		Pasante Acum	Ley	Masa	Au Retenido		Pasante	Ley	Masa	Ag Retenido		Pasante
Malla Ty	µm	(g)	%	%	%	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acumul. (%)	(%)	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acumul. (%)	(%)
65	212	152,7	9,3	9,3	100	0,56	0,09	20,3	20,3	100	23,00	3,51	12,2	12,2	100
100	150	175,4	10,7	20	80	0,42	0,07	17,5	37,8	62,2	20,00	3,51	12,2	24,4	75,6
150	106	616,9	37,6	58	42	0,24	0,15	35,2	73,0	27,0	18,00	11,10	38,5	62,9	37,1
200	75	368,4	22,4	80	20	0,18	0,07	15,8	88,8	11,2	15,00	5,53	19,2	82,0	18,0
270	53	200,7	12,2	92	8	0,15	0,03	7,2	95,9	4,1	16,00	3,21	11,1	93,2	6,8
400	38	72,3	4,4	97	3	0,16	0,01	2,7	98,7	1,3	14,00	1,01	3,5	96,7	3,3
400	0	56,2	3,4	100	0	0,10	0,01	1,3	100,0	0,0	17,00	0,96	3,3	100,0	0,0
<b>Totales</b>		<b>1642,6</b>	<b>100</b>			<b>0,421</b>	<b>0,421</b>	<b>100,0</b>			<b>28,83</b>	<b>28,83</b>	<b>100,0</b>		

TABLA B17: RESUMEN DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 3

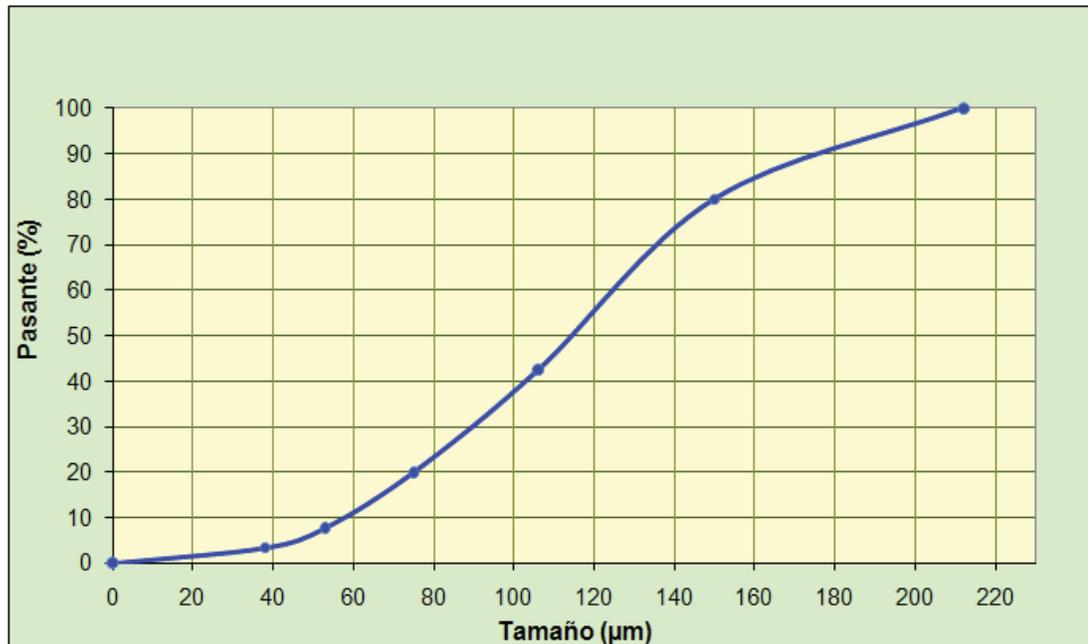


FIGURA B9: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EN MASA COMPÓSITO 3

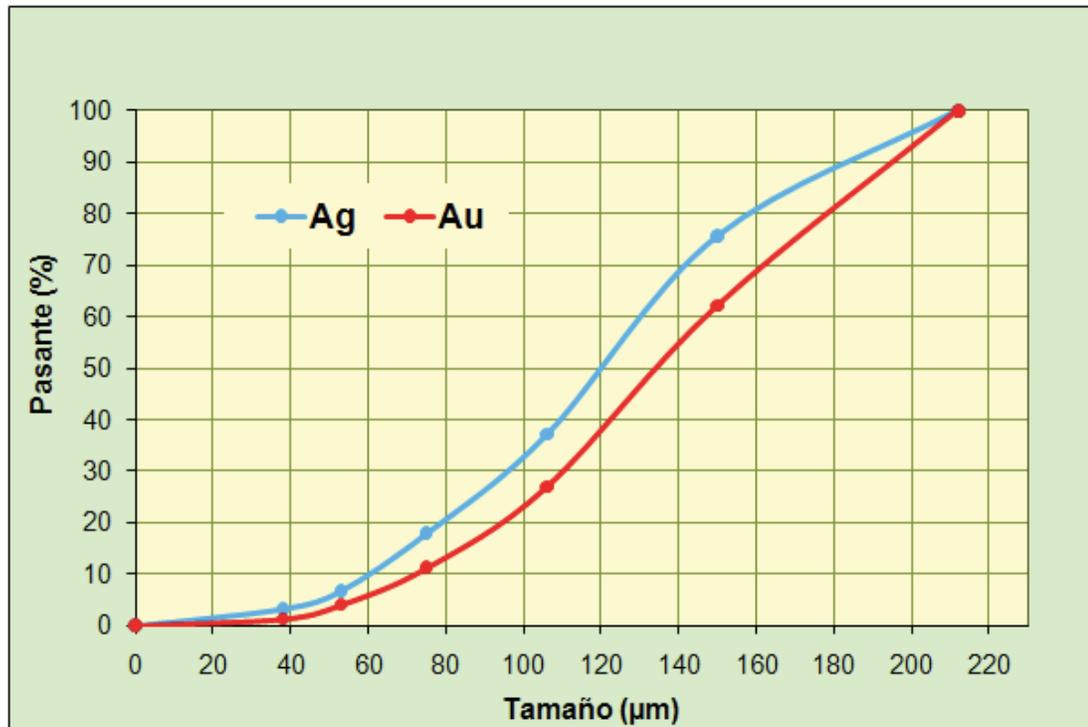


FIGURA B10: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE ORO Y PLATA COMPÓSITO 3

#### B.4.4 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 4

COMPÓSITO 4															
Análisis		Masa total : 1468,9 gr				Au					Ag				
Granulometría / Abertura	Masa Real (g)	Distribución Masa Retenido Parcial (%)	Acum (%)	Pasante Acum (%)	Ley (g/t)	Masa (mg)	Au Retenido		Pasante Acumul. (%)	Ley (g/t)	Masa (mg)	Ag Retenido		Pasante Acumul. (%)	
							Parcial (%)	Acumul. (%)				Parcial (%)	Acumul. (%)		
Malla Ty	µm														
65	212	48,1	3,3	3,3	1,00	0,05	8,6	8,6	100	14,00	0,67	3,5	3,5	100	
100	150	107,3	7,3	11	0,74	0,08	14,2	22,8	77,2	15,00	1,61	8,4	11,9	88,1	
150	106	436,9	29,7	40	0,46	0,20	36,0	58,8	41,2	13,00	5,68	29,6	41,5	58,5	
200	75	454,2	30,9	71	0,32	0,15	26,0	84,9	15,1	11,00	5,00	26,0	67,6	32,4	
270	53	256,4	17,5	89	0,23	0,06	10,6	95,4	4,6	14,00	3,59	18,7	86,3	13,7	
400	38	97,8	6,7	95	0,17	0,02	3,0	98,4	1,6	13,00	1,27	6,6	92,9	7,1	
400	0	68,2	4,6	100	0,13	0,01	1,6	100,0	0,0	20,00	1,36	7,1	100,0	0,0	
<b>Totales</b>		<b>1468,9</b>	<b>100</b>		<b>0,558</b>	<b>0,558</b>	<b>100,0</b>			<b>19,18</b>	<b>19,18</b>	<b>100,0</b>			

TABLA B18. RESUMEN DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 4

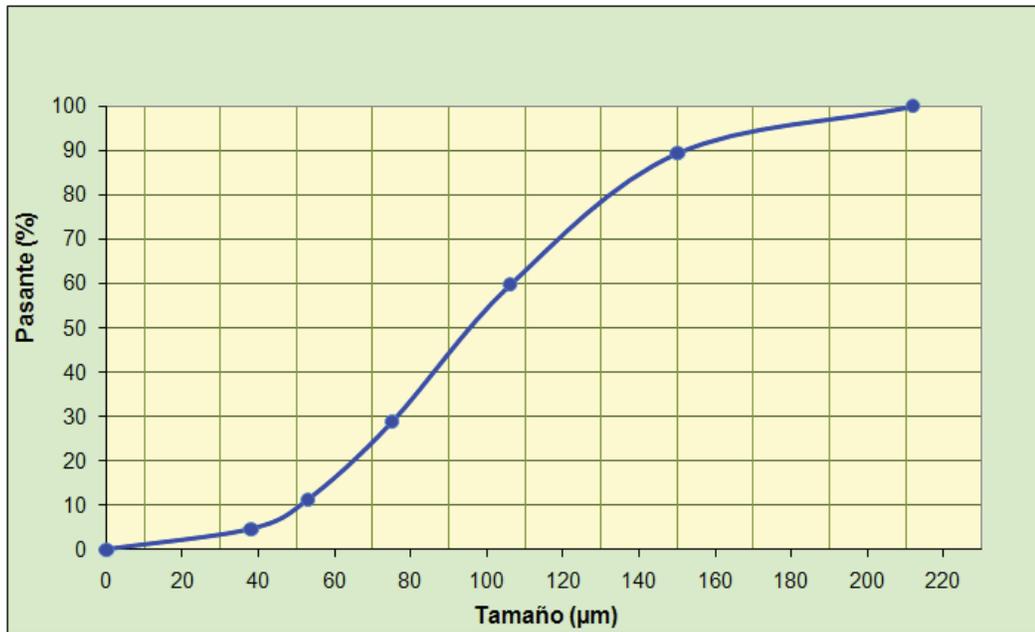


FIGURA B11: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EN MASA COMPÓSITO 4

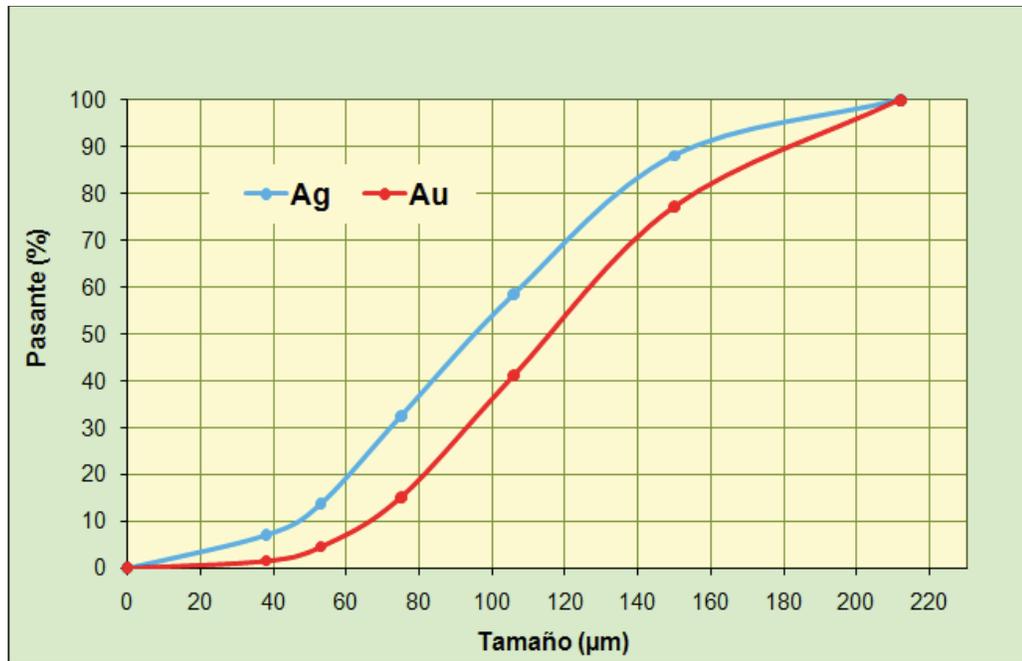


FIGURA B12: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE ORO Y PLATA COMPÓSITO 4

## B.4.5 Resultados Análisis Granulométrico Compósito 5

COMPÓSITO 5															
Análisis		Masa total : 1454,8 gr				Au					Ag				
Granulometría / Abertura	Masa Real	Distribución Masa			Pasante Acum	Ley	Masa	Au Retenido		Pasante	Ley	Masa	Ag Retenido		Pasante
		Retenido Parcial	Acum	%				Parcial	Acumul.				Acumul.	Parcial	
Malla Ty	µm	(g)	%	%	%	(g/t)	(mg)	(%)	(%)	(%)	(g/t)	(mg)	(%)	(%)	(%)
65	212	44,0	3,0	3,0	100	1,15	0,05	8,2	8,2	100	28,00	1,23	3,6	3,6	100
100	150	85,0	5,8	9	91	0,85	0,07	11,6	19,8	80,2	19,00	1,62	4,8	8,4	91,6
150	106	402,0	27,6	36	64	0,54	0,22	35,0	54,8	45,2	20,00	8,04	23,8	32,2	67,8
200	75	477,6	32,8	69	31	0,36	0,17	27,7	82,4	17,6	24,00	11,46	33,9	66,2	33,8
270	53	261,3	18,0	87	13	0,27	0,07	11,4	93,8	6,2	24,00	6,27	18,6	84,7	15,3
400	38	99,6	6,8	94	6	0,24	0,02	3,9	97,7	2,3	27,00	2,69	8,0	92,7	7,3
400	0	85,3	5,9	100	0	0,17	0,01	2,3	100,0	0,0	29,00	2,47	7,3	100,0	0,0
<b>Totales</b>		<b>1454,8</b>	<b>100</b>			<b>0,621</b>	<b>0,621</b>	<b>100,0</b>			<b>33,78</b>	<b>33,78</b>	<b>100,0</b>		

TABLA B19: RESUMEN DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 5

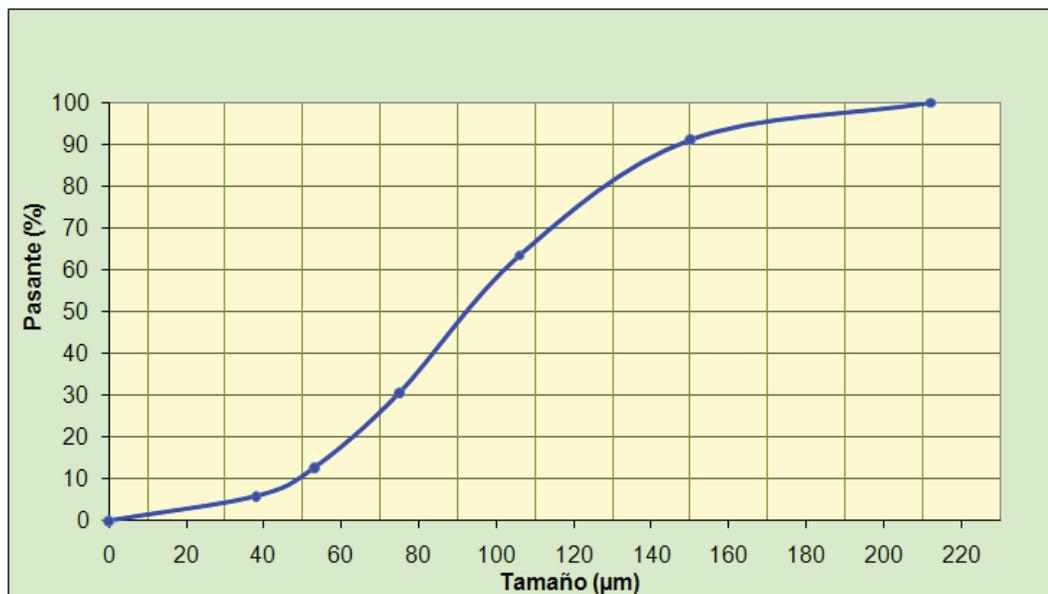


FIGURA B13: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EN MASA COMPÓSITO 5

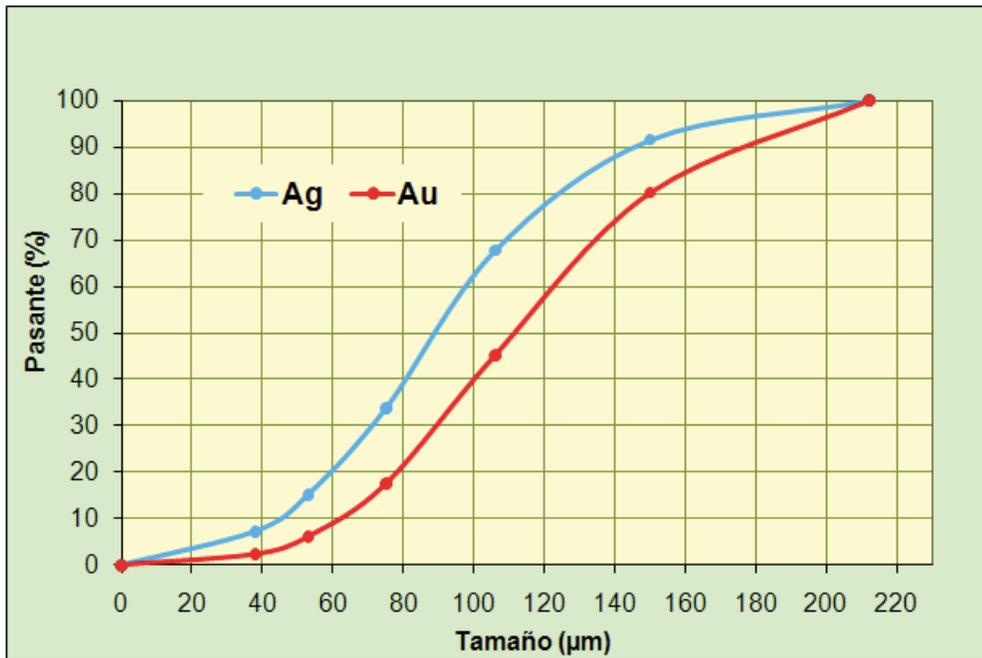


FIGURA B14: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE ORO Y PLATA COMPÓSITO 5

## B.5 Detalle Resultados Cinética de Molienda

Para realizar la cinética de molienda se tomó el mineral del análisis granulométrico y se procedió a moler en un molino de bolas para pruebas de laboratorio. Se escogieron cuatro tiempos para determinar la cinética, estos fueron 0, 20, 40 y 60 minutos.

El procedimiento fue repetido para los cinco compósitos y los resultados se aprecian en detalle en los puntos siguientes.

## B.5.1 Resultados Cinética de Molienda Compósito 1

Cinética : 0 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	297,20	22,04	22,04	77,96
150	100	200,20	14,85	36,89	63,11
106	150	297,50	22,07	58,96	41,04
75	200	236,70	17,56	76,52	23,48
53	270	144,60	10,73	87,24	12,76
38	400	137,20	10,18	97,42	2,58
FONDO	-400	34,80	2,58	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1348,2</b>			

TABLA B20: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 1 SIN MOLIENDA

Cinética : 20 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	4,20	0,42	0,42	99,58
150	100	16,80	1,68	2,10	97,90
106	150	70,40	7,04	9,14	90,86
75	200	125,10	12,51	21,65	78,35
53	270	121,50	12,15	33,80	66,20
38	400	92,30	9,23	43,03	56,97
FONDO	-400	569,70	56,97	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

TABLA B21: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 1 CON 20 MIN. DE MOLIENDA

Cinética : 40 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	4,20	0,42	0,42	99,58
150	100	1,00	0,10	0,52	99,48
106	150	11,70	1,17	1,69	98,31
75	200	62,80	6,28	7,97	92,03
53	270	117,10	11,71	19,68	80,32
38	400	124,20	12,42	32,10	67,90
FONDO	-400	679,00	67,90	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

TABLA B22: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 1 CON 40 MIN. DE MOLIENDA

Cinética : 60 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,80	0,08	0,08	99,92
150	100	0,50	0,05	0,13	99,87
106	150	2,10	0,21	0,34	99,66
75	200	19,10	1,91	2,25	97,75
53	270	110,20	11,02	13,27	86,73
38	400	125,50	12,55	25,82	74,18
FONDO	-400	741,80	74,18	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B23: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 1 CON 60 MIN. DE MOLIENDA**

## B.5.2 Resultados Cinética de Molienda Compósito 2

Cinética : 0 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	97,60	6,79	6,79	93,21
150	100	148,70	10,34	17,13	82,87
106	150	467,40	32,51	49,63	50,37
75	200	335,60	23,34	72,97	27,03
53	270	236,50	16,45	89,42	10,58
38	400	97,90	6,81	96,23	3,77
FONDO	-400	54,20	3,77	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1437,9</b>			

**TABLA B24: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 2 SIN MOLIENDA**

Cinética 1 : 20 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	2,70	0,27	0,27	99,73
150	100	6,20	0,62	0,89	99,11
106	150	34,40	3,44	4,33	95,67
75	200	119,30	11,93	16,26	83,74
53	270	135,80	13,58	29,84	70,16
38	400	107,20	10,72	40,56	59,44
FONDO	-400	594,40	59,44	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B25: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 2 CON 20 MIN. DE MOLIENDA**

Cinética 2 : 40 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,00	0,00	0,00	100,00
150	100	0,50	0,05	0,05	99,95
106	150	6,30	0,63	0,68	99,32
75	200	44,40	4,44	5,12	94,88
53	270	125,50	12,55	17,67	82,33
38	400	128,50	12,85	30,52	69,48
FONDO	-400	694,80	69,48	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B26: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 2 CON 40 MIN. DE MOLIENDA**

Cinética 3 : 60 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,00	0,00	0,00	100,00
150	100	0,20	0,02	0,02	99,98
106	150	1,70	0,17	0,19	99,81
75	200	11,00	1,10	1,29	98,71
53	270	70,80	7,08	8,37	91,63
38	400	128,80	12,88	21,25	78,75
FONDO	-400	787,50	78,75	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B27: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 2 CON 60 MIN. DE MOLIENDA**

### B.5.3 Resultados Cinética de Molienda Compósito 3

Cinética : 0 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	152,70	9,30	9,30	90,70
150	100	175,40	10,68	19,97	80,03
106	150	616,90	37,56	57,53	42,47
75	200	368,40	22,43	79,96	20,04
53	270	200,70	12,22	92,18	7,82
38	400	72,30	4,40	96,58	3,42
FONDO	-400	56,20	3,42	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1642,6</b>			

**TABLA B28: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 3 SIN MOLIENDA**

Cinética 1 : 20 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,40	0,04	0,04	99,96
150	100	4,40	0,44	0,48	99,52
106	150	26,10	2,61	3,09	96,91
75	200	115,20	11,52	14,61	85,39
53	270	130,80	13,08	27,69	72,31
38	400	109,70	10,97	38,66	61,34
FONDO	-400	613,40	61,34	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B29: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 3 CON 20 MIN. DE MOLIENDA**

Cinética 2 : 40 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,00	0,00	0,00	100,00
150	100	0,70	0,07	0,07	99,93
106	150	4,40	0,44	0,51	99,49
75	200	37,40	3,74	4,25	95,75
53	270	121,90	12,19	16,44	83,56
38	400	132,90	13,29	29,73	70,27
FONDO	-400	702,70	70,27	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B30: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 3 CON 40 MIN. DE MOLIENDA**

Cinética 3 : 60 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,00	0,00	0,00	100,00
150	100	0,00	0,00	0,00	100,00
106	150	0,90	0,09	0,09	99,91
75	200	8,60	0,86	0,95	99,05
53	270	65,30	6,53	7,48	92,52
38	400	121,00	12,10	19,58	80,42
FONDO	-400	804,20	80,42	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B31: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 3 CON 60 MIN. DE MOLIENDA**

## B.5.4 Resultados Cinética de Molienda Compósito 4

Cinética : 0 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	48,10	3,27	3,27	96,73
150	100	107,30	7,30	10,58	89,42
106	150	436,90	29,74	40,32	59,68
75	200	454,20	30,92	71,24	28,76
53	270	256,40	17,46	88,70	11,30
38	400	97,80	6,66	95,36	4,64
FONDO	-400	68,20	4,64	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1468,9</b>			

TABLA B32: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 4 SIN MOLIENDA

Cinética 1 : 20 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,00	0,00	0,00	100,00
150	100	2,90	0,29	0,29	99,71
106	150	19,00	1,90	2,19	97,81
75	200	101,70	10,17	12,36	87,64
53	270	134,60	13,46	25,82	74,18
38	400	109,00	10,90	36,72	63,28
FONDO	-400	632,80	63,28	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

TABLA B33: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 4 CON 20 MIN. DE MOLIENDA

Cinética 2 : 40 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,00	0,00	0,00	100,00
150	100	0,30	0,03	0,03	99,97
106	150	3,30	0,33	0,36	99,64
75	200	30,30	3,03	3,39	96,61
53	270	116,60	11,66	15,05	84,95
38	400	120,90	12,09	27,14	72,86
FONDO	-400	728,60	72,86	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

TABLA B34: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 4 CON 40 MIN. DE MOLIENDA

Cinética 3 : 60 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,00	0,00	0,00	100,00
150	100	0,20	0,02	0,02	99,98
106	150	1,00	0,10	0,12	99,88
75	200	8,20	0,82	0,94	99,06
53	270	68,90	6,89	7,83	92,17
38	400	118,40	11,84	19,67	80,33
FONDO	-400	803,30	80,33	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B35: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 4 CON 60 MIN. DE MOLIENDA**

### B.5.5 Resultados Cinética de Molienda Compósito 5

Cinética : 0 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	44,00	3,02	3,02	96,98
150	100	85,00	5,84	8,87	91,13
106	150	402,00	27,63	36,50	63,50
75	200	477,60	32,83	69,33	30,67
53	270	261,30	17,96	87,29	12,71
38	400	99,60	6,85	94,14	5,86
FONDO	-400	85,30	5,86	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1454,8</b>			

**TABLA B36: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA COMPÓSITO 5 SIN MOLIENDA**

Cinética 1 : 20 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,40	0,04	0,04	99,96
150	100	2,10	0,21	0,25	99,75
106	150	15,10	1,51	1,76	98,24
75	200	80,80	8,08	9,84	90,16
53	270	141,70	14,17	24,01	75,99
38	400	112,90	11,29	35,30	64,70
FONDO	-400	647,00	64,70	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B37: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 5 CON 20 MIN. DE MOLIENDA**

Cinética 2 : 40 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,10	0,01	0,01	99,99
150	100	0,30	0,03	0,04	99,96
106	150	3,20	0,32	0,36	99,64
75	200	24,60	2,46	2,82	97,18
53	270	106,30	10,63	13,45	86,55
38	400	122,80	12,28	25,73	74,27
FONDO	-400	742,70	74,27	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B38: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 5 CON 40 MIN. DE MOLIENDA**

Cinética 3 : 60 min				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,20	0,02	0,02	99,98
150	100	0,30	0,03	0,05	99,95
106	150	1,30	0,13	0,18	99,82
75	200	6,70	0,67	0,85	99,15
53	270	54,90	5,49	6,34	93,66
38	400	114,50	11,45	17,79	82,21
FONDO	-400	822,10	82,21	100,00	0,00
<b>Masa Total</b>		<b>1000,0</b>			

**TABLA B39: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA  
COMPÓSITO 5 CON 60 MIN. DE MOLIENDA**

## B.6 Detalle Resultados Pruebas de Lixiviación a Granulometría Natural

A continuación se presentan los resultados de las pruebas de lixiviación a granulometría natural realizadas a las muestras de mineral correspondientes a los cinco compósitos estudiados.

<b>Compósito 1: Granulometría Natural</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,21	22,8	9,0%	21,6%
4	0,23	29	0,21	20,9	9,0%	27,9%
8	0,23	29	0,21	20,9	9,1%	28,0%
24	0,23	29	0,21	20,6	9,2%	28,8%
48	0,23	29	0,20	20,6	13,1%	28,8%

TABLA B40: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 1 A GRANULOMETRÍA NATURAL

<b>Compósito 2: Granulometría Natural</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,21	14,8	9,9%	25,9%
4	0,23	20	0,21	14,8	9,9%	25,9%
8	0,23	20	0,21	13,9	10,0%	30,6%
24	0,23	20	0,21	13,4	10,2%	32,9%
48	0,23	20	0,20	13,2	12,1%	34,0%

TABLA B41: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 2 A GRANULOMETRÍA NATURAL

<b>Compósito 3: Granulometría Natural</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,25	12,9	21,1%	28,6%
4	0,32	18	0,25	12,5	21,1%	30,4%
8	0,32	18	0,25	12,5	21,3%	30,6%
24	0,32	18	0,25	12,4	21,7%	31,3%
48	0,32	18	0,25	12,3	22,2%	31,7%

**TABLA B42: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 3 A GRANULOMETRÍA NATURAL**

<b>Compósito 4: Granulometría Natural</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,23	13,2	14,9%	26,7%
4	0,27	18	0,23	13,2	14,9%	26,7%
8	0,27	18	0,23	12,9	15,1%	28,5%
24	0,27	18	0,23	12,7	15,3%	29,2%
48	0,27	18	0,23	12,7	15,6%	29,6%

**TABLA B43: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 4 A GRANULOMETRÍA NATURAL**

<b>Compósito 5: Granulometría Natural</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,32	19,6	13,0%	27,6%
4	0,37	27	0,32	19,4	13,0%	28,0%
8	0,37	27	0,32	17,9	13,1%	33,5%
24	0,37	27	0,32	17,5	13,3%	35,2%
48	0,37	27	0,32	17,2	13,6%	36,3%

**TABLA B44: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 5 A GRANULOMETRÍA NATURAL**

## B.7 Detalle Resultados pruebas de Lixiviación a Distintas Granulometrías

A continuación se presentan los resultados de las pruebas de lixiviación a distintas granulometrías, realizadas a las muestras de mineral correspondientes a los cinco compósitos estudiados.

<b>Compósito 1: Granulometría 100% Bajo 75 <math>\mu</math>m</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,13	17,7	41,9%	39,1%
4	0,23	29	0,13	17,7	42,0%	39,1%
8	0,23	29	0,13	17,5	43,2%	39,7%
24	0,23	29	0,13	17,3	44,1%	40,3%
48	0,23	29	0,13	17,0	44,6%	41,2%

TABLA B45: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 1 A GRANULOMETRÍA -75  $\mu$ m

<b>Compósito 2: Granulometría 100% Bajo 75 <math>\mu</math>m</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,13	14,6	45,4%	27,0%
4	0,23	20	0,13	14,6	45,4%	27,0%
8	0,23	20	0,12	13,8	46,1%	30,8%
24	0,23	20	0,12	13,4	48,8%	33,0%
48	0,23	20	0,12	13,1	49,7%	34,3%

TABLA B46: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 2 A GRANULOMETRÍA -75  $\mu$ m

<b>Compósito 3: Granulometría 100% Bajo 75 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,14	11,5	57,1%	36,2%
4	0,32	18	0,14	11,5	57,1%	36,2%
8	0,32	18	0,14	11,4	57,3%	36,6%
24	0,32	18	0,13	11,2	59,0%	37,8%
48	0,32	18	0,12	11,1	61,6%	38,6%

TABLA B47: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 3 A GRANULOMETRÍA -75 µm

<b>Compósito 4: Granulometría 100% Bajo 75 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,15	13,2	46,2%	26,9%
4	0,27	18	0,15	13,2	46,2%	26,9%
8	0,27	18	0,14	12,7	47,4%	29,6%
24	0,27	18	0,14	12,6	48,0%	30,1%
48	0,27	18	0,14	12,3	48,6%	31,9%

TABLA B48: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 4 A GRANULOMETRÍA -75 µm

<b>Compósito 5: Granulometría 100% Bajo 75 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,17	19,5	53,2%	27,8%
4	0,37	27	0,17	19,4	53,2%	28,0%
8	0,37	27	0,17	17,9	54,0%	33,6%
24	0,37	27	0,17	17,4	54,4%	35,6%
48	0,37	27	0,17	17,2	55,1%	36,5%

TABLA B49: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 5 A GRANULOMETRÍA -75 µm

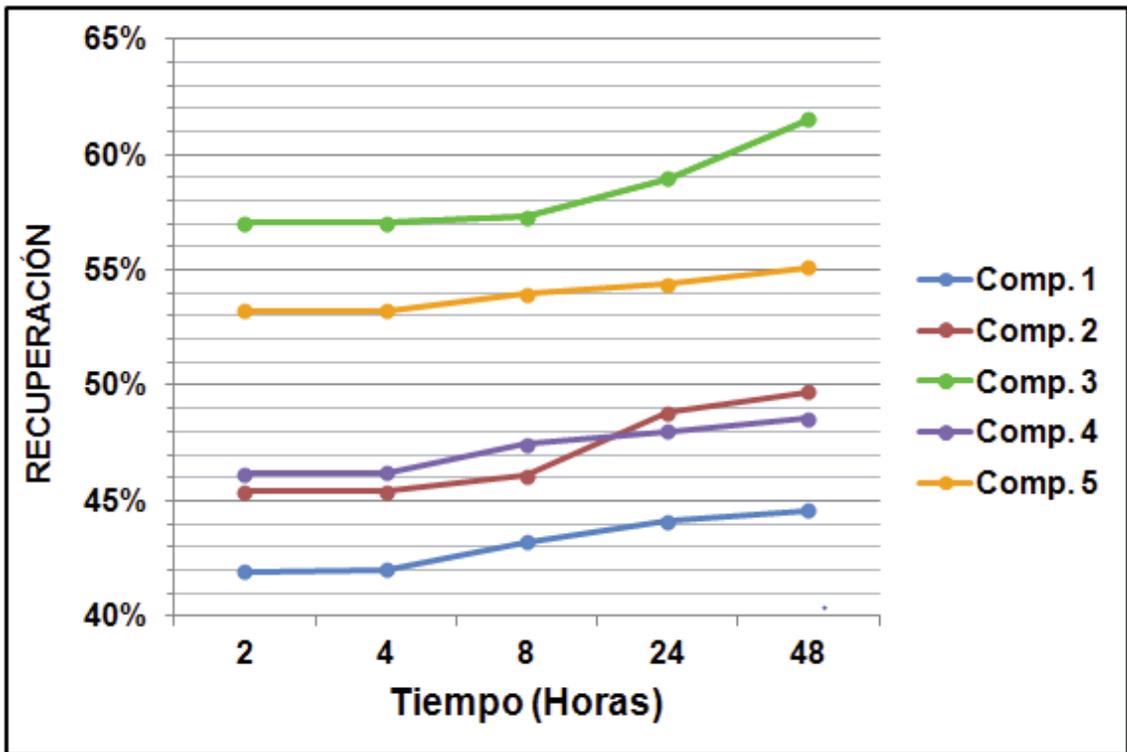


FIGURA B15: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE ORO UTILIZANDO MINERAL 100% -75  $\mu\text{m}$

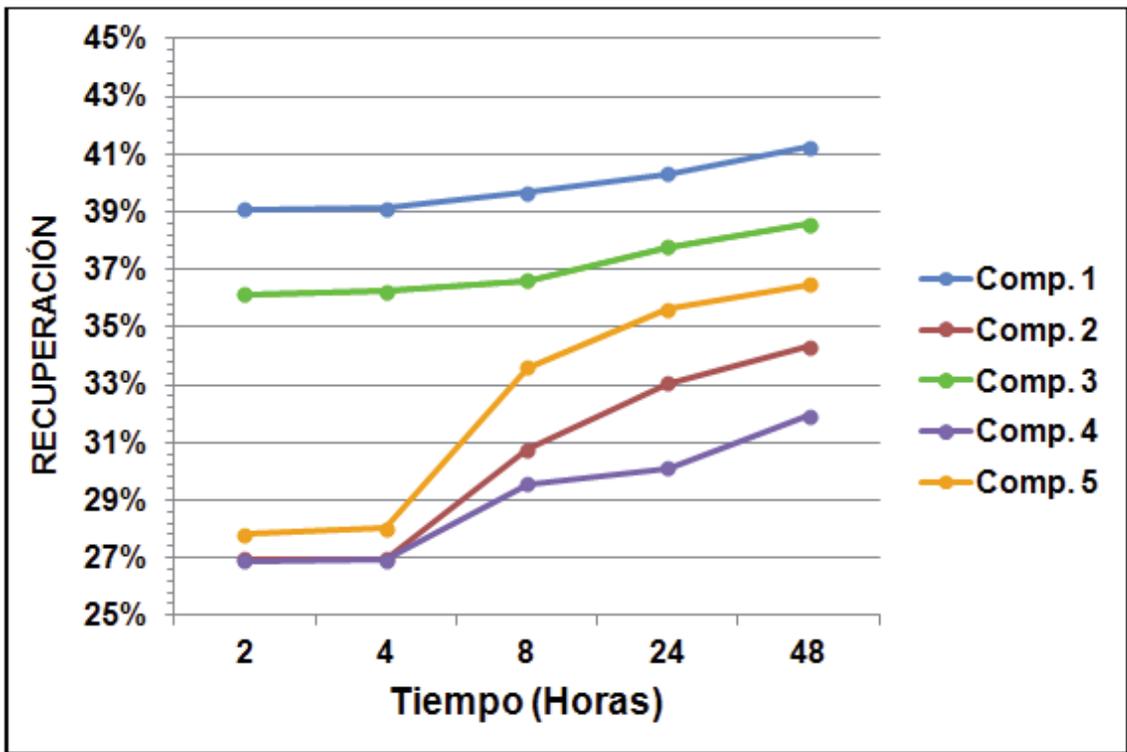


FIGURA B16: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE PLATA UTILIZANDO MINERAL 100% -75  $\mu\text{m}$

<b>Compósito 1: Granulometría 100% Bajo 53 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,13	16,6	42,1%	42,6%
4	0,23	29	0,13	16,6	44,3%	42,7%
8	0,23	29	0,12	16,5	49,6%	43,0%
24	0,23	29	0,11	16,4	54,0%	43,5%
48	0,23	29	0,10	16,4	55,1%	43,6%

**TABLA B50: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 1 A GRANULOMETRÍA -53 µm**

<b>Compósito 2: Granulometría 100% Bajo 53 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,10	13,1	57,5%	34,4%
4	0,23	20	0,10	13,0	57,7%	35,3%
8	0,23	20	0,10	12,9	58,4%	35,4%
24	0,23	20	0,10	12,8	58,5%	36,2%
48	0,23	20	0,10	12,4	58,6%	37,8%

**TABLA B51: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 2 A GRANULOMETRÍA -53 µm**

<b>Compósito 3: Granulometría 100% Bajo 53 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,10	11,4	67,3%	36,4%
4	0,32	18	0,10	11,4	67,7%	36,7%
8	0,32	18	0,10	11,2	68,0%	37,6%
24	0,32	18	0,10	11,0	68,2%	38,9%
48	0,32	18	0,10	10,9	68,3%	39,3%

**TABLA B52: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 3 A GRANULOMETRÍA -53 µm**

<b>Compósito 4: Granulometría 100% Bajo 53 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,09	12,6	65,8%	29,9%
4	0,27	18	0,09	12,5	65,8%	30,6%
8	0,27	18	0,09	12,4	66,9%	31,0%
24	0,27	18	0,09	12,3	67,2%	31,8%
48	0,27	18	0,09	12,2	68,3%	32,5%

**TABLA B53: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 4 A GRANULOMETRÍA -53 µm**

<b>Compósito 5: Granulometría 100% Bajo 53 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,17	19,4	53,6%	28,1%
4	0,37	27	0,17	19,4	53,7%	28,2%
8	0,37	27	0,16	17,9	55,7%	33,8%
24	0,37	27	0,16	17,3	56,0%	35,9%
48	0,37	27	0,16	17,1	56,5%	36,6%

**TABLA B54: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 5 A GRANULOMETRÍA -53 µm**

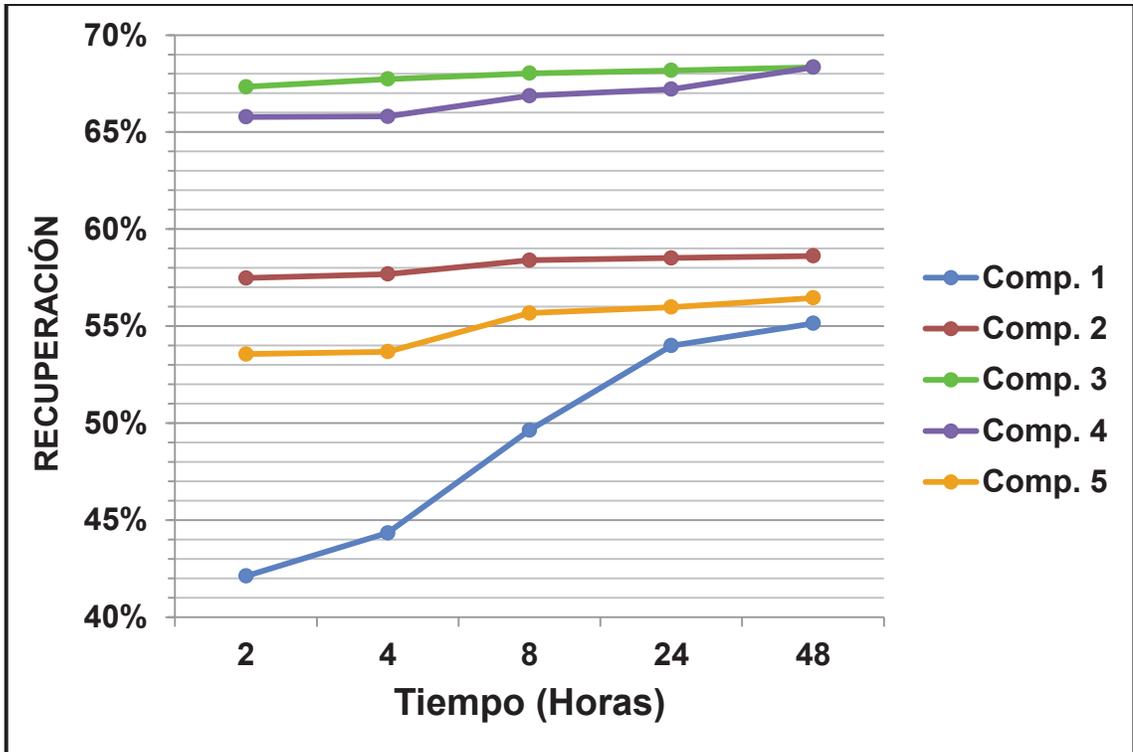


FIGURA B17: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE ORO UTILIZANDO MINERAL 100% -53 μm

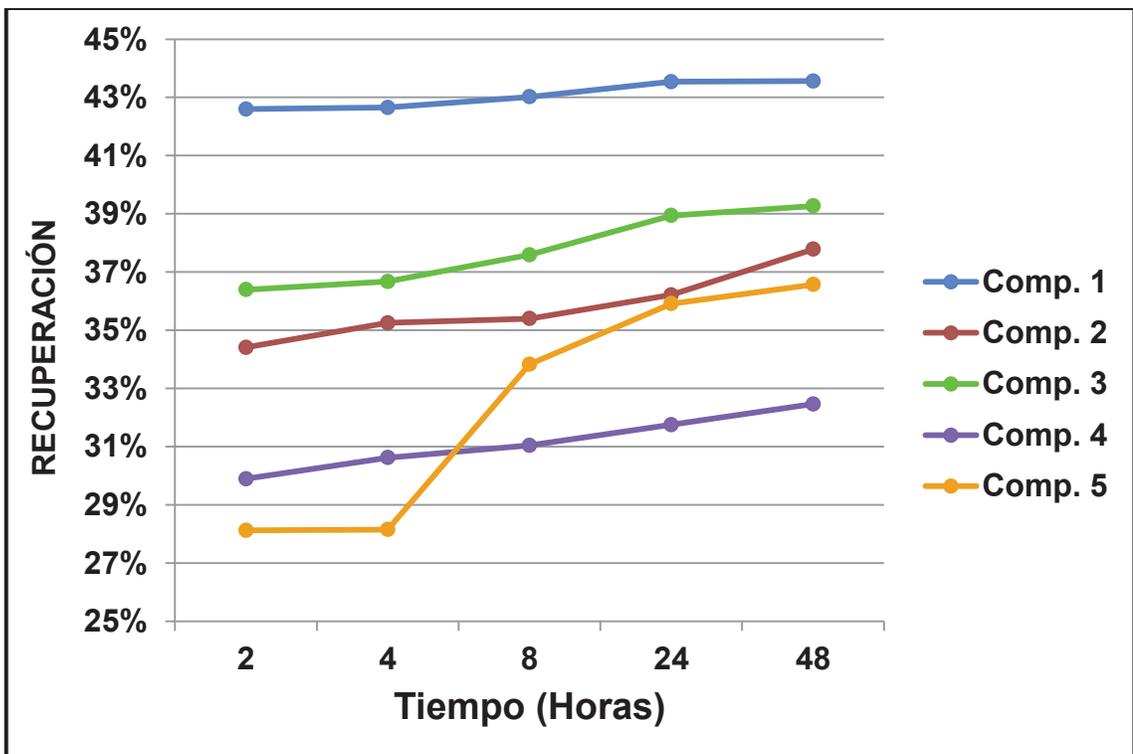


FIGURA B18: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE PLATA UTILIZANDO MINERAL 100% -53 μm

<b>Compósito 1: Granulometría 100% Bajo 38 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,12	16,2	47,8%	44,0%
4	0,23	29	0,10	15,7	54,7%	45,9%
8	0,23	29	0,08	14,6	64,0%	49,7%
24	0,23	29	0,08	14,4	65,4%	50,4%
48	0,23	29	0,08	13,5	66,9%	53,4%

TABLA B55: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 1 A GRANULOMETRÍA -38 µm

<b>Compósito 2: Granulometría 100% Bajo 38 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,10	11,4	58,2%	43,2%
4	0,23	20	0,09	11,2	59,9%	44,2%
8	0,23	20	0,08	10,4	65,1%	48,0%
24	0,23	20	0,08	10,2	66,4%	49,1%
48	0,23	20	0,07	10,1	68,0%	49,6%

TABLA B56: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 2 A GRANULOMETRÍA -38 µm

<b>Compósito 3: Granulometría 100% Bajo 38 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,10	10,7	67,9%	40,8%
4	0,32	18	0,10	10,6	68,0%	41,3%
8	0,32	18	0,10	10,3	69,6%	43,0%
24	0,32	18	0,10	10,1	70,0%	44,1%
48	0,32	18	0,09	10,0	70,3%	44,3%

TABLA B57: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 3 A GRANULOMETRÍA -38 µm

<b>Compósito 4: Granulometría 100% Bajo 38 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,09	11,4	66,2%	36,7%
4	0,27	18	0,09	11,1	67,0%	38,5%
8	0,27	18	0,08	10,8	69,7%	39,8%
24	0,27	18	0,08	10,8	70,2%	40,2%
48	0,27	18	0,08	10,7	70,4%	40,5%

**TABLA B58: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 4 A GRANULOMETRÍA -38 µm**

<b>Compósito 5: Granulometría 100% Bajo 38 µm</b>						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5 (g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,15	15,6	60,2%	42,3%
4	0,37	27	0,15	15,4	60,2%	42,9%
8	0,37	27	0,14	15,2	63,2%	43,5%
24	0,37	27	0,13	15,1	64,7%	44,2%
48	0,37	27	0,13	15,0	65,6%	44,6%

**TABLA B59: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN COMPÓSITO 5 A GRANULOMETRÍA -38 µm**

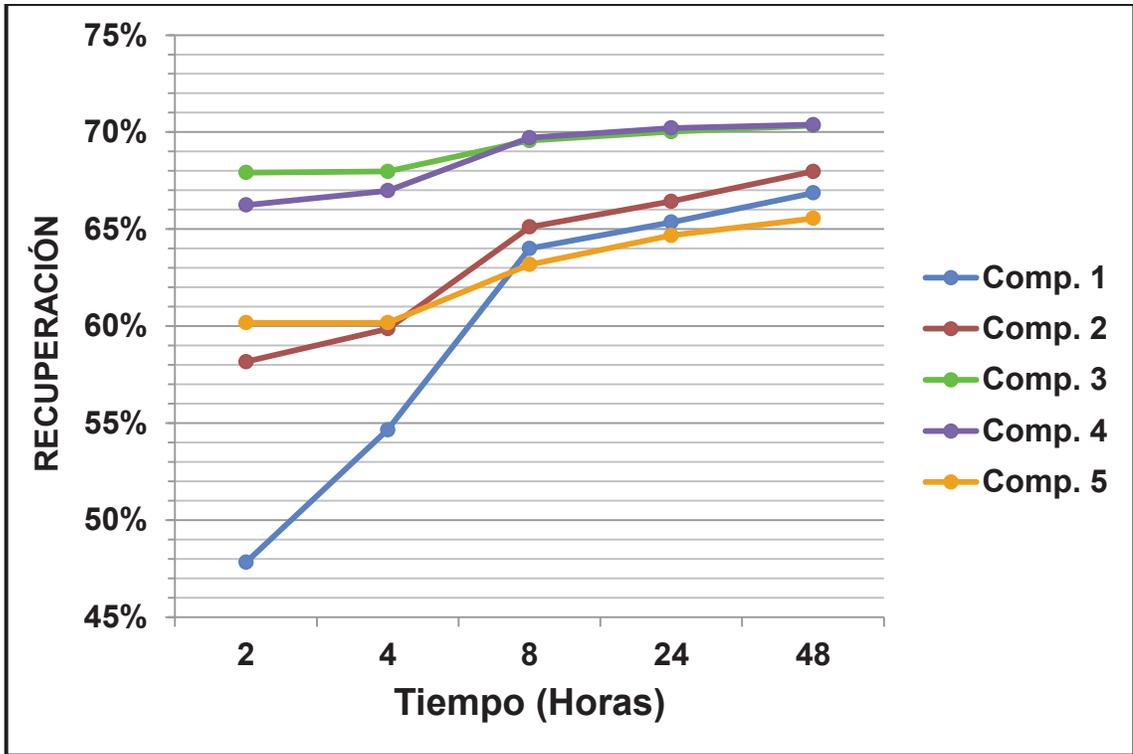


FIGURA B19: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE ORO UTILIZANDO MINERAL 100% -38  $\mu\text{m}$

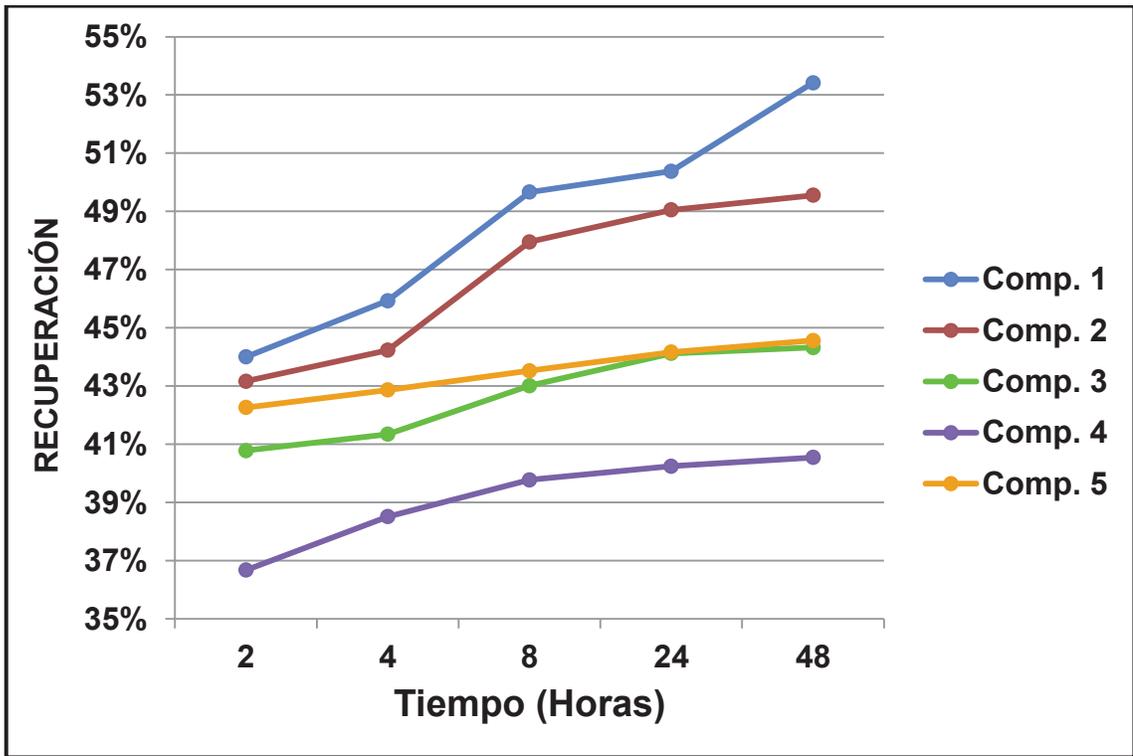


FIGURA B20: CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN DE PLATA UTILIZANDO MINERAL 100% -38  $\mu\text{m}$

A continuación, en las Tablas B60 a la B64 se puede observar la incidencia que tiene la granulometría en la recuperación del mineral valioso a un tiempo determinado de lixiviación.

<b>Tiempo de Lixiviación: 2 Horas</b>										
<b>Granulometría (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>Compósito 1</b>		<b>Compósito 2</b>		<b>Compósito 3</b>		<b>Compósito 4</b>		<b>Compósito 5</b>	
	<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>	
	<b>Au</b>	<b>Ag</b>								
<b>Natural</b>	9,0%	21,6%	9,9%	25,9%	21,1%	28,6%	14,9%	26,7%	13,0%	27,6%
<b>75</b>	41,9%	39,1%	45,4%	27,0%	57,1%	36,2%	46,2%	26,9%	53,2%	27,8%
<b>53</b>	42,1%	42,6%	57,5%	34,4%	67,3%	36,4%	65,8%	29,9%	53,6%	28,1%
<b>38</b>	47,8%	44,0%	58,2%	43,2%	67,9%	40,8%	66,2%	36,7%	60,2%	42,3%

**TABLA B60: RECUPERACIONES AL LIXIVIAR 2 HORAS A DIFERENTES GRANULOMETRÍAS**

<b>Tiempo de Lixiviación: 4 Horas</b>										
<b>Granulometría (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>Compósito 1</b>		<b>Compósito 2</b>		<b>Compósito 3</b>		<b>Compósito 4</b>		<b>Compósito 5</b>	
	<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>	
	<b>Au</b>	<b>Ag</b>								
<b>Natural</b>	9,0%	27,9%	9,9%	25,9%	21,1%	30,4%	14,9%	26,7%	13,0%	28,0%
<b>75</b>	42,0%	39,1%	45,4%	27,0%	57,1%	36,2%	46,2%	26,9%	53,2%	28,0%
<b>53</b>	44,3%	42,7%	57,7%	35,3%	67,7%	36,7%	65,8%	30,6%	53,7%	28,2%
<b>38</b>	54,7%	45,9%	59,9%	44,2%	68,0%	41,3%	67,0%	38,5%	60,2%	42,9%

**TABLA B61: RECUPERACIONES AL LIXIVIAR 4 HORAS A DIFERENTES GRANULOMETRÍAS**

<b>Tiempo de Lixiviación: 8 Horas</b>										
<b>Granulometría (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	<b>Compósito 1</b>		<b>Compósito 2</b>		<b>Compósito 3</b>		<b>Compósito 4</b>		<b>Compósito 5</b>	
	<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>		<b>Recuperación</b>	
	<b>Au</b>	<b>Ag</b>								
<b>Natural</b>	9,1%	28,0%	10,0%	30,6%	21,3%	30,6%	15,1%	28,5%	13,1%	33,5%
<b>75</b>	43,2%	39,7%	46,1%	30,8%	57,3%	36,6%	47,4%	29,6%	54,0%	33,6%
<b>53</b>	49,6%	43,0%	58,4%	35,4%	68,0%	37,6%	66,9%	31,0%	55,7%	33,8%
<b>38</b>	64,0%	49,7%	65,1%	48,0%	69,6%	43,0%	69,7%	39,8%	63,2%	43,5%

**TABLA B62: RECUPERACIONES AL LIXIVIAR 8 HORAS A DIFERENTES GRANULOMETRÍAS**

Tiempo de Lixiviación: 24 Horas										
Granulometría (µm)	Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3		Compósito 4		Compósito 5	
	Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación	
	Au	Ag								
Natural	9,2%	28,8%	10,2%	32,9%	21,7%	31,3%	15,3%	29,2%	13,3%	35,2%
75	44,1%	40,3%	48,8%	33,0%	59,0%	37,8%	48,0%	30,1%	54,4%	35,6%
53	54,0%	43,5%	58,5%	36,2%	68,2%	38,9%	67,2%	31,8%	56,0%	35,9%
38	65,4%	50,4%	66,4%	49,1%	70,0%	44,1%	70,2%	40,2%	64,7%	44,2%

TABLA B63: RECUPERACIONES AL LIXIVIAR 24 HORAS A DIFERENTES GRANULOMETRÍAS

Tiempo de Lixiviación: 48 Horas										
Granulometría (µm)	Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3		Compósito 4		Compósito 5	
	Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación	
	Au	Ag								
Natural	13,1%		12,1%	34,0%	22,2%	31,7%	15,6%	29,6%	13,6%	36,3%
75	44,6%	41,2%	49,7%	34,3%	61,6%	38,6%	48,6%	31,9%	55,1%	36,5%
53	55,1%	43,6%	58,6%	37,8%	68,3%	39,3%	68,3%	32,5%	56,5%	36,6%
38	66,9%	53,4%	68,0%	49,6%	70,3%	44,3%	70,4%	40,5%	65,6%	44,6%

TABLA B64: RECUPERACIONES AL LIXIVIAR 48 HORAS A DIFERENTES GRANULOMETRÍAS

## B.8 detalle de Resultados Pruebas de Concentración por Flotación

A continuación se presentan los detalles de los resultados, de las pruebas de concentración por flotación, realizados a las muestras de minera.

COMPÓSITO 1						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	995,1	0,23	29,0	100%	100%	100%
Concentrado 20 min.	88,0	0,64	86,1	8,8%	24,6%	26,3%
Relave Rougher	907,1	0,19	23,4	91,2%	75,3%	73,6%

TABLA B65: RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN COMPÓSITO 1

<b>COMPÓSITO 2</b>						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,7	0,23	20,0	100%	100%	100%
Conc. 20 min	92,1	0,61	51,9	9,3%	24,6%	24,0%
Relave Rougher	902,6	0,19	16,8	90,7%	75,0%	76,2%

TABLA B66: RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN COMPÓSITO 2

<b>COMPÓSITO 3</b>						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,9	0,32	18,0	100%	100%	100%
Conc. 20 min	81,5	0,89	51,9	8,2%	22,8%	23,6%
Relave Rougher	913,4	0,27	14,9	91,8%	77,5%	76,0%

TABLA B67: RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN COMPÓSITO 3

<b>COMPÓSITO 4</b>						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,3	0,27	18,0	100%	100%	100%
Conc. 20 min	86,7	0,89	50,4	8,7%	28,7%	24,4%
Relave Rougher	907,6	0,21	14,9	91,3%	71,0%	75,6%

TABLA B68: RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN COMPÓSITO 4

<b>COMPÓSITO 5</b>						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,9	0,37	27,0	100%	100%	100%
Conc. 20 min	76,6	1,21	94,8	7,7%	25,2%	27,0%
Relave Rougher	918,3	0,30	21,4	92,3%	74,8%	73,2%

TABLA B69: RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACIÓN COMPÓSITO 5

En la Tabla B70 se indican las cantidades de oro y plata por tonelada de mineral procesado que se recuperan en el concentrado mediante flotación.

Muestra	Cantidades Recuperadas en el Concentrado (g/t)	
	Au	Ag
Compósito 1	0,057	7,61
Compósito 2	0,056	4,81
Compósito 3	0,073	4,25
Compósito 4	0,078	4,39
Compósito 5	0,093	7,30

TABLA B70: MINERAL VALIOSO RECUPERADO EN EL CONCENTRADO DE FLOTACIÓN

## B.9 Principales Equipos Proceso Seleccionado

Equipo	Cantidad	Características	Área	Costo Total (US\$)
Molino SAG	1	Marca: Svedala; Tamaño: 15,5' x 25,5'	Molienda	1.300.000
Estanque Solución Molino	1	Volumen Útil : 700 m³	Molienda	40.000
Bomba Solución Molino	2	100 HP	Molienda	24.000
Bomba Molino SAG	2	300 HP	Molienda	55.000
Ciclón	6	DS15LB, 15"	Molienda	240.000
Bomba de Piso Molino SAG	1	20 HP	Molienda	20.000
Espesador de Molienda	1	Tipo: Alta Capacidad; Diámetro: 16 m; Tasa de Espesamiento: 0,02 m²/tpd; Velocidad de Sedimentación: 23 cm/min; % Sólido en la Descarga: 50%	Molienda	270.000
Bomba de Descarga Espesador de Molienda	2	100 HP	Molienda	24.000
Bomba de Impulsión a Estanque de Solución No Clarificada	2	30 HP	Molienda	30.000
Estanque de Lixiviación	6	Volumen Útil: 933 m³; Tiempo de Residencia: 24 h	Lixiviación	285.000
Agitador Estanque de Lixiviación	6	60 HP	Lixiviación	175.000
Espesador CCD	4	Tipo: Alta Capacidad; Diámetro: 12,2 m; Tasa de Espesamiento: 0,032 m²/tpd; Velocidad de Sedimentación: 25 cm/min	CCD	1.050.000
Bomba Espesador	4	60 HP	CCD	23.000
Bomba de Descarga CCD	8	15 HP	CCD	142.000
Bomba Impulsión Overflow CCD a Estanque Molino	2	60 HP	CCD	47.000
Filtro Banda	5	Área Total de Filtración: 297 m²; Tasa de Filtración: 0,85 t/h/m²	Filtrado	2.000.000
Estanque Pulmón Alimentación Filtros	1	Volumen Útil 634 m³	Filtrado	275.000
Agitador Estanque Pulmón Alimentación Filtros	1	50 HP	Filtrado	75.000
Estanque de Solución sin Clarificar	1	Volumen Útil: 750 m³	Precipitación	40.000
Clarificador Lamella	1	Flujo de Diseño: 100 m³/h	Precipitación	200.000
Bomba Alimentación Filtros Clarificadores	2	100 HP	Precipitación	24.000
Estanque de Solución Rica	1	Volumen Útil: 700 m³	Precipitación	40.000
Bomba de Solución Rica	2	25 HP	Precipitación	14.000
Torre Desaireadora	1	Área 4,5 m²; Volumen 30,1 m³	Precipitación	35.000
Bomba Alimentación Precipitado	2	140 HP	Precipitación	30.000
Filtro Prensa	5	Flujo Máximo por Filtro: 130 m³/h	Precipitación	250.000
Bomba de Vacío Desaireadora	1	15 HP	Precipitación	20.000
Bomba Solución Barren	2	75 HP	Precipitación	25.000
Estanque de Preparación de Floculante	1	Capacidad Útil 25 m³	Planta de Floculantes	28.000
Agitador de Estanque Preparación Floculante	1	15 HP	Planta de Floculantes	22.000
Bomba de Traspaso a Estanque de Almacenamiento	1	15 HP	Planta de Floculantes	18.000
Estanque de Almacenamiento Floculante	1	Capacidad Útil 37 m³	Planta de Floculantes	35.000
Agitador de Estanque Almacenamiento Floculante	1	15 HP	Planta de Floculantes	22.000
Estanque Preparación Cianuro	1	Capacidad Útil 32 m³	Planta Preparación NaCN	33.000
Estanque Almacenamiento Cianuro	1	Capacidad Útil 40 m³	Planta Preparación NaCN	38.000
<b>COSTO TOTAL EQUIPOS:</b>				<b>6.949.000</b>

TABLA B71: EQUIPOS PRINCIPALES UTILIZADOS EN EL PROCESO SELECCIONADO

**ANEXO C**

**GLOSARIO DE TERMINOS**

## C.1 Glosario de Términos

En esta sección se incluye la descripción de los términos y expresiones técnicas más frecuentes en el texto de esta Memoria. Estos se han organizado en forma alfabética y son los siguientes:

- **Barren:** Solución pobre en mineral valioso.
- **Cianuración:** Proceso de lixiviación que utiliza cianuro de sodio como reactivo químico para lixiviar oro y plata desde el concentrado polimetálico.
- **Cianuro de Sodio:** Reactivo químico, de fórmula NaCN, que se utiliza para lixiviar oro y plata desde el concentrado polimetálico.
- **Cianuro Libre:** Ión de cianuro, CN, que no está químicamente ligado a un catión metálico en una solución alcalina. Corresponde a un excedente de cianuro respecto del cianuro requerido para formar complejos aniónicos estables de metales.
- **Electrum:** Aleación de oro y plata, con trazas de cobre y otros metales, que se encuentra en forma natural en la naturaleza.
- **Espesamiento:** Operación unitaria de aumento de densidad de una pulpa por decantación de sólidos.
- **Filtrado:** Operación unitaria de separación de sólido y líquido de una pulpa.
- **Lixiviación:** Proceso unitario de disolución en una solución de cianuro de metales contenidos en el concentrado alimentado a la planta. La lixiviación se realiza por agitación en una serie de seis estanques.

- **Metal DORÉ:** Producto metalúrgico principal de la planta. Corresponde a una aleación de plata y oro.
- **Método Merrill-Crowe:** Proceso de precipitación con zinc, el cual consiste en la desaireación en vacío de la disolución, seguida de la precipitación de metales preciosos como oro, plata, cobre y mercurio principalmente, en un filtro de presión mediante la adición de polvo de zinc metálico a temperatura ambiente.
- **Muestra:** Cantidad de líquido o sólido representativo de un proceso industrial que permite identificar el producto final y/o material procesado.
- **Onza Equivalente:** Se refiere al equivalente en onzas troy de oro del total producido en onzas de oro y plata. Para tal efecto se deben transformar las onzas troy de plata a su equivalente en oro, para esto se saca la proporción entre el precio del oro y la plata.
- **Onza Troy:** Unidad de origen inglés utilizada para medir masa, la cual es equivalente a 31,1034768 gramos.
- **Oversize:** Sobre un tamaño determinado.
- **Pebble:** En este caso se refiere a pedazos de bolas deformados y pulidos por el proceso de molienda.
- **Sondaje:** Perforación de pequeño diámetro y gran longitud que se efectúa para alcanzar zonas inaccesibles desde la superficie o labores mineros.
- **Stock pile:** Pila de almacenamiento de materiales a granel.

- **Sustancia Peligrosa:** Son aquellos líquidos, gases o sólidos, que por su naturaleza producen o pueden producir daños momentáneos o permanentes a las personas, propiedad o medio ambiente.
- **Testigo:** Muestra de roca o mineral que permanece como testimonio de la exploración.
- **Undersize:** Bajo un tamaño determinado.