

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y
METALURGICA**



**“INVESTIGACION REALIZADA EN LA PLANTA DE
PROCESAMIENTO DE MINERALES DE QUILCAY N°1 –
MINERA HUINAC SAC, PARA INCREMENTAR LA
PRODUCTIVIDAD”**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR
BACH. JOSE RICARDO ATUNCAR YRRIBARI**

LIMA – PERU

Año 2008

Resumen

El presente informe tiene como finalidad resumir todos los trabajos de investigación realizados en la planta concentradora de Beneficio Quilcay N° 1, durante los años del 2001 al 2005.

Se inician las evaluaciones metalúrgicas el 15 de Abril del 2001 a pedido del Gerente general el señor: HENRY VIZCARRA MAYORGA, con la finalidad de evaluar los parámetros y condiciones del proceso de flotación, ya que nunca antes se había hecho por no contar con un ingeniero metalurgista.

La planta concentradora procesaba un Mineral con leyes promedio de 22.89 oz / tc de plata, 6.11% de plomo, 9.13 % de zinc y 1.2 % De cobre. Los problemas iniciales para el año 2001, eran que difícilmente se llegaba a procesar 45 TMD, que se obtenía durante el proceso de flotación, las leyes químicas en el relave eran tan altos como 3 - 3.5 oz / tc de plata, y en el concentrado de Zinc con un desplazamiento de plata que llega incluso a las 25 - 30 oz / tc de plata, estos resultados constituían una gran pérdida para la compañía. Por ello el objetivo propuesto era evaluar todos los reactivos utilizados por la planta concentradora y determinar el consumo más adecuado sin perjudicar el proceso de flotación.

Se evalúa todos los procesos metalúrgicos existentes, dándonos con la sorpresa de que los parámetros no eran los más adecuados, por los siguientes problemas:

- El chancado era grueso, se llega tan solo a 25 % -m ¼", siendo lo normal 80 % -m1/4".
- Debido a que se obtenía un chancado grueso, el molino disminuía su capacidad de obtener pulpas con una finura de 56 – 60 % -m200.
- Otro parámetro importante era que se trabajaba con pulpas de flotación demasiadas bajas tan solo de 1080 gr / lt., siendo el adecuado 1200 gr / lt, como mínimo siendo incluso más altos en otras plantas concentradoras.
- No se contaba con la infraestructura adecuada, materiales, reactivos y equipos ya que a estos no se les daba el mantenimiento adecuado (esperaban a que se malogre para recién ser cambiados).
- El personal (obrero) no se encontraba calificado para realizar un buen proceso de flotación.

En un periodo de 2 años, se realiza parte de las evaluaciones y modificaciones, como perfeccionar el chancado, para así mejorar la molienda y aumentar la densidad de pulpa de flotación, minimizar los desplazamientos de plata en los concentrados de zinc, finalmente se evalúa los reactivos observándose principalmente la cal apagada por su consumo elevado de 700 kilogramos por día habían días que se llegaba a 1000 kg por día, y sobre todo a la tiocarbainida por considerarse innecesario para nuestro proceso de flotación. Luego de algunas correcciones se llega a descartar el uso de la tiocarbainida a si como de disminuir el consumo alto de cal apagada a tan solo 250 kg, por día, siendo una ahorro de aproximadamente 3000 soles mensuales tan solo por disminuir y de no utilizar la tiocarbainida y sobre todo de ser un reactivo perjudicial para la salud del trabajador.

A mediados del 2003 y todo el año 2004 la empresa atraviesa por problemas económicos por lo que se detienen las evaluaciones y el proceso de ampliación. En el año 2005 se concluye con las evaluaciones y se superan los problemas antes mencionados.

En la actualidad la compañía Minera Huinac SAC, procesa dos tipos de concentrados, un concentrado bulk con leyes químicas promedios de 150 oz / tc de plata, 38 % de Plomo, 7 % Cobre y 10 % de Zinc y un concentrado de Zinc con leyes químicas promedios de 8 oz / tc de plata, 52 % de Zinc y 0.8 % Plomo y 0.45 % de Cobre.

Minera Huinac SAC se encuentra en un proceso de expansión, de 70 TMD a 100 TMD. Cuyos detalles para llegar a este objetivo vienen siendo evaluados.

Cabe mencionar que en el presente informe, de cada año de evaluación metalúrgica, existen comentarios y resúmenes para que al finalmente realizar un resumen general en gráficos.

Índice General

	Pagina
CAPITULO I Introducción	1
CAPITULO II	2
1. Antecedentes	2
1.1 Historia	2
1.2 Estructura Política, Legal y Administrativa	3
1.3 Política Ambiental de la empresa	3
2. Descripción del Ambiente Físico	4
2.1 ubicación y acceso	4
2.1 .a Ubicación Geográfica	5
2.1.b Altitud Promedio	5
2.1.c Acceso	5
2.2 Clima y Vegetación	5
2.3 Recursos	6
2.4 Fisiografía	
CAPITULO III	
1. Actividades mineras	7
1.1 Mina	7
2. Descripción de las operaciones mineras	7
2.1 Explotación: Método de Corte y Relleno Ascendente	7
2.2 Secuencia del Minado	8
2.2 a Perforación	8
2.2 b Carguío y Voladura	9
2.2 c Ventilación	9
2.2 d Limpieza y extracción del Mineral	9
2.2 e Depósito de Desmonte	9
2.2 f Deposito de Mineral	9
2.2 g Transporte del Mineral	9
CAPITULO IV	
1. Geología	10
1.1 Geología General	10
1.2 Geología Regional	10
1.2.1 Formación Chimú	10
1.2.2 Formación Santa	10
1.2.3 Formación Carhuaz	11

1.2.4 Formación Farrat	11
1.2.5 Formación Pariahuanca, Pariatambo	11
1.2.6 Formación Volcánico Calipuy	11
1.3 Depósitos Cuaternarios	11
1.4 Ambientes Sedimentarios	12
1.5 Geología Local	12
1.5.1 Formación Chimu (cretaceo inferior)	12
1.5.2 Depósitos Cuaternarios	12
1.5.3 Rocas Ígneas Volcánicas	12
1.5.4 Porfido Dacítico	12
1.6 Geología Económica	13
1.6.1 Tipo y Yacimiento	13
1.6.2 Mineralización De Mena y Ganga	13
1.6.2.a Mineral de Mena	13
1.6.2.b Mineral de Ganga	13
1.6.3 Formación y Ocurrencia de la Mineralización	14
1.6.4 Alteración Hidrotermal	14
1.7 Vetas	
1.7.1 Descripción de las Vetas	14
1.7.1.a Veta Madrugada	14
1.7.1.b Veta Pierina	15
1.7.1.c Veta Amapola I	15
1.7.1.d Veta Amapola II	15
1.7.1.e Veta Esperanza	15
1.7.1.f Rocas Encajonantes	15
1.7.1.g Profundización de la Mineralización	16
1.7.2 Leyes Promedios de los Minerales	16
1.8 Geología Estructural	
1.8.1 Diaclasa y Fallas	16
1.8.2 Vetas	17
1.8.3 Brechas Tectónicas	17
1.8.4 Pliegues	17
1.8.5 Estimación de Reservas de Mineral	17
CAPITULO V	
1. Descripción	18
2. Memoria descriptiva	18
3. Flowsheet de la planta concentradora	20

4. Leyenda	21
------------	----

CAPITULO VI

I. Primera Evaluación de la planta concentradora Quilcay Nº 1 de Minera Huinac SAC, 22 –Abril del 2001

1. objetivo	22
2. Abastecimiento de mineral por la contratas mineras	23
3. Chancado	23
4. Parámetros de molienda	23
5. Carga Circulante	24
6. Parámetros del clasificador Helicoidal	24
7. Puntos de dosificación de los Reactivos y dosificación de los mismos	24
8. Consumo total de los reactivos	26
9. Preparación de los reactivos	26
10. Leyenda – 30 de Abril del 2001	28
11. Flowsheet de la planta Concentradora	29
12. Diagrama de la Granulometría en la planta como referencia % -m200	30
13. Diagrama del flujo de masa de la planta Año 2001	31
14. Diagrama de los puntos de dosificación de reactivos	32
15. Diagrama Químico Año 2001	33
16. Análisis Granulométrico Valorado de la descarga del molino	34
17. Análisis Granulométrico Valorado del Relave final	34
18. Cuadro del consumo de Reactivos para un tonelaje de 42 TMD	35
19. Cuadro del consumo de Reactivos para un tonelaje de 52 TMD	36
20. Balance Metalúrgico 18 de Mayo del 2001	37
21. Balance Metalúrgico 20 de Mayo del 2001	38
22. Balance Metalúrgico 24 de Mayo del 2001	39
23. Balance Metalúrgico 26 de Mayo del 2001	40
24. Balance Metalúrgico 06 de Junio del 2001	41
25. Diagrama y Leyes Químicas- Diciembre Año 2001	42
26. Resumen y Comentarios	43

II. Segunda Evaluación de la Planta Concentradora Quilcay Nº 1, de Minera HUINAC SAC – 20 Agosto del 2001

1. objetivo	49
2. Abastecimiento de mineral por la contratas mineras	50

3. Chancado	50
4. Parámetros de molienda	50
5. Carga Circulante	51
6. Parámetros del clasificador Helicoidal	51
7. Consumo total de los reactivos	51
8. Preparación de los reactivos	52
9. Flujo de Masa – Diciembre del 2001	53
10. Análisis Granulométrico – Alimento al Molino - 13 de Agosto del 2001	54
11. Análisis Granulométrico – Descarga del molino - 13 de Agosto del 2001	55
12. Análisis Granulométrico – Rebose Clasificador Helicoidal 13 de Agosto del 2001	56
13. Análisis Granulométrico – Relave Final - 13 de Agosto del 2001	57
14. Balance Metalúrgico 21 de Agosto del 2001	58
15. Datos para determinar la mejor Carga de Bolas	59
16. Cuadro de Datos para determinar la Carga Circulante	60
17. Cuadro del Resumen de la Producción de Mineral del Año 2001	61
18. Cuadro de los concentrados obtenidos durante el Año 2001	62
19. Resumen y comentarios de las dos Evaluaciones del Año 2001	63

III. Evaluación de la Planta Concentradora Quilcay N° 1, Durante el Año 2002

1. Análisis Granulométrico – Arenas del Clasificador Helicoidal – 30 de Agosto del año 2002	72
2. Análisis Granulométrico – Concentrado Celda Unitaria 30 de Agosto del año 2002	73
3. Análisis Granulométrico – Concentrado Celda Serrano 30 de Agosto del año 2002	74
4. Análisis Granulométrico – Concentrado Plomo - Banco de Celdas 30 de Agosto del año 2002	75
5. Análisis Granulométrico – Concentrado Final Bulk 30 de Agosto del año 2002	76
6. Análisis Granulométrico – Concentrado Final Zinc 30 de Agosto del año 2002	77
7. Análisis Granulométrico – Descarga del Molino – Alimento Celda Unitaria 30 de Agosto del año 2002	78
8. Análisis Granulométrico – Descarga del Molino Alimento Clasificador Helicoidal - 30 de Agosto del año 2002	79

9. Análisis Granulométrico – Alimento al Molino - F80 30 de Agosto del año 2002	80
10. Análisis Granulométrico – Descarga del Molino – P80 30 de Agosto del año 2002	81
11. Análisis Granulométrico – Rebose del clasificador Helicoidal 30 de Agosto del año 2002	82
12. Análisis Granulométrico – Relave BulK- Banco de Celdas Denver 30 de Agosto del año 2002	83
13. Análisis Granulométrico – Relave de la Celda Serrano 30 de Agosto del año 2002	84
14. Análisis Granulométrico – Relave Final - 30 de Agosto del año 2002	85
15. Análisis Granulométrico – Relave de la Celda Unitaria 30 de Agosto del año 2002	86
16. Cuadro del Resumen de la Producción de Mineral durante el Año 2002	87
17. Cuadro de los concentrados obtenidos Durante el Año 2002	88
18. Primer Resumen y comentarios de las Evaluación Año 2002	89
19. Segundo Resumen y comentarios de la Evaluación Año 2002	94
20. Comentarios finales del Año 2002	98

IV. Evaluación de la Planta Concentradora Quilcay Nº 1,

Durante el Año 2003

1. Cuadro de la producción Mina del Año 2003	100
2. Cuadro leyes químicas promedios del Mineral, Concentrados Obtenidos, concentrados enviados a Lima- Cormin	101
3. Cuadros de los leyes químicas promedios de los concentrados Enviados a Lima – Cormin	102
4. Análisis granulométrico – Rebose del clasificador Helicoidal 19 – diciembre del 2003	103
5. Análisis Granulométrico – Relave Final – 23-Ene-03	104
6. Balance Metalúrgico – 16-Ene-03	105
7. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 21-Feb-03	106
8. Balance Metalúrgico – 26-Feb-03	107
9. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 26-Mar-03	108
10. Balance Metalúrgico – 28-Mar-03	109
11. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 22-Abril-03	110
12. Balance Metalúrgico – 30-Abril-03	111
13. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 16-May-03	112

14. Balance Metalúrgico – 27-May-03	113
15. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 13-Jun-03	114
16. Balance Metalúrgico – 26-Jun-03	115
17. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 17-Jul-03	116
18. Balance Metalúrgico – 17-Jul-03	117
19. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 22-Ago-03	118
20. Balance Metalúrgico – 15-Ago-03	119
21. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 13-Sep-03	120
22. Balance Metalúrgico – 19-Sep-03	121
23. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 22-Oct-03	122
24. Balance Metalúrgico – 21-Oct-03	123
25. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 13-Nov-03	124
26. Balance Metalúrgico – Nov-03	125
27. Análisis Granulométrico – Rebose del Clasificador Helicoidal - 19-Dic-03	126
28. Balance Metalúrgico – Dic-03	127
29. Grafico % Recuperación de Ag Vs. % -m 200	128
30. Grafico % Recuperación de Pb Vs. % -m 200	129
31. Grafico % Recuperación de Zn Vs. % -m 200	130
32. Tabla de Datos N°1 – gráficos % Recuperación Vs. % -m200	131
33. Primer Resumen y comentarios del Año 2003	131
34. Segundo resumen y comentarios del Año 2003	136

**V. Evaluación de la Planta Concentradora Quilcay N° 1,
Durante el Año 2004**

1. Cuadro de la producción de los Concentrados del Año 2004	139
2. Cuadro leyes químicas promedios de los concentrados	140
3. Cuadro de la producción mina Año 2004	141
4. Cuadro de la cantidad procesa por planta y sus respectivas leyes Químicas del mineral durante el año 2004	142
5. Cuadros los concentrados enviados a lima – Cormin	143
6. Balance Metalúrgico del Año 2004	144
7. Análisis Granulométrico Relave Final – 14 de Mayo del 2004	145
8. Análisis Granulométrico - Rebose del Clasificador Helicoidal 27 de Septiembre del 2004	146
9. Resumen y comentarios del Año 2004	147

VI. Evaluación de la Planta Concentradora Quilcay Nº 1, Durante el Año 2005

1. Cuadro de la producción de Concentrados del Año 2005	150
2. Cuadro leyes químicas promedios de los concentrados	151
3. Cuadro de la producción mina Año 2005	152
4. Cuadro de la cantidad procesa por planta durante el año 2005	153
5. Cuadros los concentrados enviados a lima – Cormin	154
6. Balance Metalúrgico del Año 2005	155
7. Diagrama de flujo de la planta Concentradora durante Año 2005	156
8. Diagrama del Flujo de Agua de las cochas de Recuperación Instaladas en la planta concentradora	157
9. leyenda del flowsheet - 8 de Septiembre del 2005	158
10. Cuadro con las dimensiones de las cochas de recuperación	159
11. Grafico – Resumen de la Producción de Mina durante Los Años 2001 al 2006	160
12. Grafico del Mineral Procesado por la Planta concentradora Durante los años 2001 al 2006	161
13. Grafico del concentrado de Plomo obtenido durante el periodo Del 2001 al 2006	162
14. Grafico del concentrado de Zinc obtenido durante el periodo Del 2001 al 2006	163
15. Resumen y comentarios del Año 2005	164

CAPITULO VII

Estudio Microscópico realizado por el Dr. Cesar Canepa año 2001

1. Introducción	167
1.1 Análisis Granulométrico	167
1.2 Resultado del Estudio Microscópico	168
2. Muestra del Concentrado de cobre	169
2.1 Aspectos cualitativos	169
2.1. a Cobres grises	169
2.1. b Sulfosales de Cobre – Plomo	169
2.1. c Calcopirita	169
2.1. d Esfalerita	169
2.1. e Galena	170
2.1. f Enargita	170
2.2 Aspectos Cuantitativos	170

2.3 Comentarios	171
3. Muestra del Relave Final	173
3.1 Aspectos cualitativos	173
3.1. a Cobres grises	173
3.1. b Calcopirita	173
3.1. c Esfalerita	173
3.1. d Galena	173
3.1. e Pirita	173
3.2 Aspectos Cuantitativos	173
3.3 Tabla N° 2 – Muestra concentrado de Cobre	174
3.4 Tabla N° 3 – Muestra Relave	178
3.5 Comentarios	180
3.6 Abreviaturas	181
4. Fotografías del Estudio Microscópico	
4.1 Concentrado de Cobre Malla +100 y +200	182
4.2 Concentrado de cobre Malla +325 y -325	183
4.3 Relave Final malla + 100 y +200	184
4.4 Relave Final Malla + 325 y -325	185
5. BIBLIOGRAFIA	186
6. ANEXOS	
Fotos de Equipos de la Planta Concentradora, cancha de Relave	
Y Mapas de Huaraz	187
7. Apéndice	198
7.1 Estadística del monitoreo punto L4	
7.2 Estadística del monitoreo punto L3	
7.3 Estadística del monitoreo punto L2	
7.4 Estadística del monitoreo punto L1	
7.5 Certificados de los Informes en la planta concentradora	
7.6 Estudio del laboratorio de Plenge en la separación Plomo -Cobre	

CAPITULO I

INTRODUCCION

El presente trabajo tiene como objetivo dar a conocer el desarrollo técnico de la planta concentradora, Quilcay N° 1, de la compañía Minera HUINAC SAC, a través de los últimos 5 años, el trabajo esta basado en la optimización y las evaluaciones metalúrgicas aplicadas a las etapas de blending del mineral, chancado, molienda y flotación, también los cambios realizados durante los últimos años.

Cabe mencionar que la compañía Minera HUINAC SAC jamás contó con las evaluaciones Metalúrgicas básicas ya que no se encuentra en el rubro de pequeña minería, por tal motivo no había un Ing. Metalurgista.

En el año 2001 difícilmente se llegaba a procesar 45 TMD de mineral y tenían un desplazamiento de plata hacia los concentrados de zinc de hasta 25 - 30 oz / tc de plata siendo las leyes en el relave de 3 – 3.5 oz / tc de plata, teniendo recuperaciones de plata de tan solo 70 % como máximo siendo en ocasiones menores, factores como un chancado grueso (25 % -malla ¼) lo que le resta capacidad al molino, además no había una adecuada carga de bolas para mejorar la finura del mineral siendo en objetivo 60 % -m200 y otros factores que afectaban la eficiencia metalúrgica del proceso

Se resaltan las evaluaciones metalúrgicas en las diferentes etapas del proceso y los cambios realizados durante los últimos años, para conseguir las mejorar los resultados metalúrgicos teniendo como objetivo aumentar la producción y mejorar la calidad de los concentrados y minimizar la ley en el relave a menos de 2 oz /tc, para lo cual se realizan cambios de equipos o mejorar los mismos.

En la actualidad la compañía minera Huinac tiene por objetivo procesar de 70 TMD a 100 TMD, para lo cual se cuenta con la instalación de un molino cónico Hardigan 3 * 4, la construcción de una planta móvil con una capacidad de 100 TMD y la instalación de un sistema de filtrado para deshumecer el relave para ser transportado y almacenado fuera de las instalaciones de nuestra, actual, cancha de relave, en un terreno de 100 hectáreas (a dos horas de Huaraz) la cual será nuestro nuevo depósito de relave.

CAPITULO II

1. ANTECEDENTES.

1.1 Historia

El yacimiento Minero HUINAC fue trabajado por los españoles y portugueses hasta el año 1830, no existiendo registro alguno del tipo de mineral y de su calidad, quienes dejaron el trabajo por las constantes hostilidades debido a la proclamación de la independencia del Perú. Posteriormente dicha propiedad pasa a manos de los señores Cáceres quienes trabajaron a un ritmo aproximado de 10 -15 TM mensual, con leyes promedio de 20 oz /tc de plata según algunas referencias, solo con referencia de las leyes de plata, posteriormente se presume que la compañía Minera Santa Elena de propiedad (Mauricio Hochschild) habría comprado los denuncios a los señores Cáceres quienes empezaron a realizar los estudios geológicos y puesta en operación del yacimiento a partir de 1938 hasta el 1948 a una producción aproximada de 130-160 TM por día con ley promedio de 20 oz / tc de plata en su mineral.

En 1948, en esta fecha se paralizó las operaciones en dicho yacimiento. Luego de dos años la Mina queda abandonada al ser denunciados por varios pequeños mineros. A partir de 1965 el Sr. Raúl Vizcarra Álvarez empezó a comprar los denuncios pasando a formar parte de la unidad económica "ADMIRADA ATILA" de RAUL VIZCARRA, para luego su hijo Sr. Raul Vizcarra Smith sea el único propietario, la cual explota dicho yacimiento con una producción de 30 TM/día con ley promedio de 20 oz/tc. Luego del Fallecimiento del Sr. Raúl Vizcarra Smith, la Compañía es registrada como Minera HUINAC SAC, en la que actualmente el gerente general de la empresa es el señor: HENRY VIZCARRA MAYORGA, procesando en la actualidad 70TM/día.

1.2 ESTRUCTURA POLITICA, LEGAL Y ADMINISTRATIVA

Minera HUINAC SAC tiene su sede principal en Lima Jr. Tomas Ramsey 1084, Magdalena. En esta sede se reúne el Directorio y ejercen sus funciones la Vicepresidencia Ejecutiva y la Gerencia General. La administración de la Empresa depende directamente de la Gerencia General la cual coordina sus

funciones con la Gerencias de producción, logística, exploración de recursos humanos, Finanzas y asuntos legales y la Administración de la planta Concentradora. La Mina es administrada por la Gerencia General y en coordinación con la Administración de planta y la empresa contratista ARBEMIN, la cual funciona en la mina misma. Esta empresa (ARBEMIN) es la responsable de hacer cumplir los programas de producción establecidos y de ejecutar en el campo los proyectos aprobados por la Gerencia General

1.3 POLITICA AMBIENTAL DE LA EMPRESA

La Empresa Minera Huinac S.A.C. cuenta con un Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA) aprobado mediante Resolución Directoral N° 222-97-EM/DGM. Del 12 de junio de 1997, con el objetivo de mitigar el deterioro ambiental, para lo cual se implementa el manejo de residuos sólidos, el cual constituye un programa adicional dentro de la gestión.

El Plan de Manejo de Residuos Sólidos (PMRS), para el periodo 2007, elaborado por la Empresa Minera Huinac S.A.C., esta centralizado en el almacenamiento y la disposición de los residuos sólidos, en general en la planta copncentradora cuidando de esta manera la contaminación ambiental.

MINERA HUINAC SAC se ha preocupado por el estudio del impacto ambiental generado por la Planta Concentradora Quilcay N° 1, desde mucho antes que la legislación desarrolle los mecanismos adecuados para que las empresas mineras se adapten a los límites permisibles máximos de emisión y a las demás normas existentes.

Como evidencia de esta preocupación, podemos destacar los trabajos y estudios realizados como son: El diseño definitivo del nuevo depósito de Relaves, elaborado en septiembre de 1997 por ARA INGENIEROS S.A. , el estudio de Impacto Ambiental U.E.A. Admirada Atila y Concesión Amapola 5, en Agosto del 2000, la Absolución de observaciones al Estudio de Impacto Ambiental de la Actividad Minera en la UEA Admirada Atila y concesión Amapola 5, con Ref. Informe N° 091-2001-DGAA/ER, Agosto del 2001, el examen especial de Medio Ambiente – Minera HUINAC SAC, U.E.A. Admirada Atila y Concesión Amapola 5, realizada por Environmental Quality Analytical Services S.A. “EQUAS S.A”, DICIEMBRE DEL 2002 y el último estudio declaración de Impacto Ambiental

Proyecto Huinac “Proyecto Minero de Explotación de Mineral Polimetálico concesión Minera “Unión HUINAC RV” Julio del 2006.

Desde la publicación de los reglamentos de Protección Ambiental, el departamento de Seguridad e Higiene Minera HUINAC, se hace cargo de los programas de Monitoreo de Efluentes tanto en planta como en la propia Mina, así como la evaluación de los informes emitidos al Director General de Asuntos Ambientales de Huaraz – Ministerio de Energía y Minas, que sirve como base para el control de la Emisión de los efluentes para la Empresa.

2. DESCRIPCION DEL AMBIENTE FISICO

2.1 UBICACION Y ACCESO

La Planta de Beneficio Quilcay N° 1, políticamente se encuentra ubicada en el departamento de Ancash, provincia de Aija, distrito de la Merced en la confluencia del margen derecho aguas abajo del Río Santa y del Río Quilcay.

Las especificaciones establecidas por el Ministerio de Energía y Minas son las siguientes:

PLANTA	QUILCAY N° 1
EMPRESA/TITULAR	MINERA HUINAC S.A.C.
CLASIF.	PEQUEÑA MINERIA
DISTRITO	INDEPENDENCIA
PROVINCIA	HUARAZ
DEPARTAMENTO	ANCASH
SITUACION	OPERATIVO
ESTUDIO	PAMA
SUSTANCIA	METALICA

CAP. INST. AUT. (TM/Día)	40
EXT. DEP. RELAVE (Hás)	1.00
CAP. DEP. RELAVE (TM)	50,000
ESTE UTM	221,869.52
NORTE UTM	8'94,6561.89
ZONA UTM	18

2.1. a). Ubicación Geografíaz – Coordenadas UTM (promedio)

Norte : 8'927,573.40

Este : 205,708.11

2.1. b). Altitud promedio: 4400 msnm

2.1. c). Acceso

DE:	A:	RECORRIDO (Km.)	TIPO DE VIA
Lima	Pativilca	200	Carretera Asfaltada (Panamericana Norte)
Pativilca	Huaraz	200	Carretera asfaltada
Huaraz	Desvío de carretera	30	Carretera afirmada
Desvío de carretera	Mina	30	Carretera afirmada

2.2 CLIMA Y VEGETACION.

El clima es típico de nuestra zona andina, templada durante el día y con bastante frío durante la noche; se caracteriza por ser una estación seca entre mayo y noviembre como también lluviosa entre diciembre y abril. Teniendo una

temperatura muy variada durante la estación seca de 0° - 25° y durante la época lluviosa de 5° - 25°.

La vegetación es propio o correspondiente a la región puna con abundantes pastos como ichu y puyas, típico de esta zona.

2.3 RECURSOS.

En la zona de la mina, el recurso hídrico es escaso durante la estación seca y abundante en época de lluvia, pero suficiente para cubrir la demanda doméstica e industrial como la perforación. La zona es eminentemente minera por lo cual hay la facilidad de la mano de obra no calificada.

La Mina no cuenta con energía eléctrica, razón por la cual las máquinas utilizadas son de combustión interna.

2.4 FISIOGRAFIA.

Su relieve está surcado por un sin número de quebradas siendo la principal la quebrada Amapola. La topografía es bastante escarpada con desniveles de 600m a 800m sobre el lecho de la quebrada y las elevaciones del lugar cuya altura oscila entre 4000 m.s.n.m. a 4500 m.s.n.m.

CAPITULO III

1. ACTIVIDADES MINERAS

1.1 MINA

Las Actividades Mineras en el área en la cual Opera UEA Admirada Atila y Concesión Amapola 5, cuyo actual titular es Minera Huinac S.A.C. realiza sus operaciones mineras (extractivas) y de explotación en sus siete (07) concesiones Mineras que son: Fulgencio I y Fulgencio VII, Juan Susana Madrugada, Madrugada II y Madrugada III, ubicadas en la Microcuenca de la Quebrada Montecristo y Macshay 1, y las concesiones de Admirada Atila y Amapola ubicadas en la microcuenca Huinac. Todas las concesiones mencionadas se ubican en el paraje Huinac desde el Año 2000.

Cabe destacar la mineralización Localizada en esta concesión es considerada parte de la subprovincia metalogenética denominada Metalotecto Polimetálico de los Andes del Norte, llamada así en base a su litología encajonante favorable para la mineralización, control estructural (fallamientos y fracturamientos) y magmatismo asociado.

Las operaciones mineras de extracción y explotación se realizan mediante minado subterráneo, utilizando el método de corte y relleno ascendente, se extraen minerales con leyes químicas de 8 % Plomo (Pb), 13 % de Zinc (Zn) y 20 oz / tc de Plata (Ag), el mineral extraído es transportado a la planta de Beneficio Quilcay, ubicado en el distrito de Independencia, de la ciudad de Huaraz (distante 63 Km., a la mina).

2. DESCRIPCION DE LAS OPERACIONES MINERAS

2.1 Explotación: Método de Corte y Relleno ascendente

Considerando un ancho de veta entre 0.20 y 0.60 m, la producción mensual a obtener por este método será de alrededor de 750 tmh / mes.

La explotación del yacimiento será subterránea y por el método convencional de corte y relleno ascendente, que consiste en cortar una tajada horizontal de mineral de veta con taladros verticales (perforación neumática) de 1.2 m. de longitud, a la vez se usa el sistema de circado por vetas angostas con potencias entre 0.2 a 0.6 m. la malla de perforación en los tajos será de 0.75 * 0.6 m. el

carguio de los taladros se realizara con dinamita de 65 % con cartuchos de 7/8" * 7", para la voladura de los taladros se utilizara fulminante y guía de seguridad.

Las galerías tienen una sección de 6' * 7 'a través de las cuales, se realizara el transporte de interior mina a superficie utilizando carros mineros U35, con capacidad de dos toneladas impulsados manualmente para luego ser clasificados y trasladados a la tolva de gruesos y de aquí son transportados por terceros en volquetes de 6 m. cúbicos a la planta Concentradora de Beneficio, que existe en la ciudad de Huaraz a 63 Km. de distancia de la Mina.

El desmonte de mina y/o material estéril excedente del relleno, sin valor económico constituido por calizas, silicio (pórfido dáctico), volcánicos y mineral de baja ley son depositados en plataformas ubicadas en el exterior cercanas a la bocamina de la galería.

La clasificación del mineral se realizará en forma manual con lampas acarreado hacia la tolva mediante carretillas.

En las labores de exploración, desarrollo y preparación se utilizan los mismos equipos de explotación, agregándose a ellos perforadoras stopper para chimeneas con sección de 4' x 4 ', y un cargador con bastidor y motor, con capacidad de carga útil de 2.5 TM.

El rendimiento del método de explotación es de 1.1 TM / hombre – guardia (El circado es perforar todo el material estéril, efectuando el disparo se limpia el desmonte, luego se perfora solamente la veta y se dispara consiguiendo un mineral con altas leyes, este proceso incide en el mayor número de explosivos).

2. 2 Secuencia de Minado.

El ciclo de minado consiste en operaciones de perforación, voladura, limpieza del tajo y relleno, acarreo y transporte del Mineral.

2.2. a) Perforación

La perforación se realiza con perforadoras neumáticas atlas Copco, BBC-16W Puma. Los taladros tienen una profundidad de 1.2 m. con diámetro de perforación de 0.034 m. la malla de perforación es de 0.75 x 0.60

2.2. b) Carguio y Voladura.

Estos taladros son cargados con explosivos y disparados produciendo por frente 5.90 m³ de material roto.

2.2. c) Ventilación

Luego del disparo se procede a dar un tiempo determinado lo cual permitirá la ventilación del área de disparo. Esta ventilación se realizara mediante el bombeo de aire a dicha área o frente de disparo.

2.2. d) Limpieza y extracción del mineral

La limpieza y extracción del material roto del área de disparo se realiza después de una correcta ventilación. Este material es depositado en las canchas de desmoste y de mineral según sea el caso.

2.2. e) Deposito de Desmonte.

A 100 metros de la bocamina se han dispuesto una extensa área para el almacenamiento de desmonte, reservado el material de suelo que se extraiga para ser utilizado en el plan de cierre del mismo deposito. La capacidad del almacenamiento aproximada del depósito es de 12000 m³.

2.2. f) Deposito del Mineral

Para esta función se ha construido una tolva de almacenamiento, tipo chute, con capacidad de 200 TM, la cual garantiza el traslado del mineral mediante la utilización de camiones – volquetes de terceros, hacia la plata concentradora de Beneficio, ubicada en la ciudad de Huaraz, la tolva de almacenamiento se encuentra a 50 metros de la bocamina.

2.2. g) Transporte del Mineral.

El trasporte del interior de la mina se realiza utilizando carros mineros U 35, con capacidad de 2 toneladas impulsados manualmente, para luego ser clasificados y trasladados a las respectivas tolvas de gruesos y de aquí son transportados por volquetes de 6 m. cúbicos a la Planta concentradora en la ciudad de Huaraz. Del departamento de Anchas.

CAPITULO IV

1. GEOLOGIA

1.1 GEOLOGIA GENERAL.

El yacimiento minero Huinac SAC de Pb, Ag, Zn y Cu, esta ubicada en el flanco occidental de la cordillera negra. Las rocas encajonantes son pizarras correspondientes a la formación Chimú del cretáceo inferior y rocas volcánicas (volcánicos Calipuy) del cretáceo superior – terciario inferior.

El yacimiento es de origen magmático, tipo cordillerano con mineralización de temperaturas mezo termales y de características epitermales. Según el análisis estructural se ha establecido que en la zona hay tres tipos de fracturamiento que son: El sistema de vetas NE – SW que es de carácter tencional, el sistema de estructuras NW – SÉ, que es de carácter compresional y por último el sistema formado por estructuras de cizalla, es probable de que en la intersección de estos; se encuentren zonas de bonanza de mineralización; también existen cuerpos tipo stock – work, especialmente en las rocas volcánicas.

1.2. GEOLOGIA REGIONAL.

1.2. 1. FORMACION CHIMU.

Esta constituida por paquetes de areniscas y cuarcitas blancas, grises de grano fino a gruesas y formas redondeadas con intercalaciones de lutitas y pizarras con estratificaciones delgadas y colores generalmente oscuros o negras.

La formación Chimú es de gran importancia porque es el interés económico por cuanto en sus niveles cuarcíticos y en las lutitas pizarrosas se encuentran mantos de carbón y depósitos de mineral de plomo, plata, zinc, cobre.

1.2.2 FORMACION SANTA

Se compone en la parte inferior de una serie estratificada de lutitas negras a gris oscuras y calizas arcillosas negras, que pasan hacia la parte superior a lutitas oscuras con intercalaciones de limonitas y capas de caliza.

El interés económico de la formación santa se encuentra en sus niveles calcáreos.

1.2.3 FORMACION CARHUAZ

Litológicamente esta constituida por una gruesa secuencia de lutitas arenosas de color pardo rojizo estratificado en lechos delgados, contiene intercalaciones de limonitas marrones rojizas en capas gruesas mediante lechos de cuarcitas pardas grisáceas con tonalidades rojizas por el intemperismo.

1.2.4 FORMACION FARRAT

Esta constituida de cuarcitas finas y blanquecinas en capas delgadas al medio, con algunas intercalaciones de lutitas rojas, yaciendo discordantemente a la formación Pariahuanca.

1.2.5 FORMACION PARIHUANCA, PARIATAMBO

Esta formación es reconocida como una serie calcárea que aflora con las mismas características, posiciones y estructuras de las formaciones precedentes (santa, carhuaz). Y concisten en intercalaciones de calizas bituminosas y fosilíferas de colores oscuras como las margas o lutitas calcáreas, dolomitas y areniscas gruesas, indicando un ambiente de deposiciones marinas oxigenadas y reductivo.

1.2.6 FORMACION VOLCANICO CALIPUY

Esta formación aflora a manera de una cubierta en las partes altas y flanco de la cordillera negra, siendo en la zona al NE de Huinac como al SW de la cordillera negra. Siendo característico en derrames andesíticos intercalados con tufos y piroclastos areniscas, lutitas y calizas silicificadas. La formación estrictamente volcánica como CALIPUY SUPERIOR es de composición relativamente más ácida que la anterior y consiste en una intercalación de coladas lávicas que varían de dacitas a riolitas, andesitas como intercalaciones de piroclásto, tufo.

1.3 DEPOSITOS CUATERNARIOS

Sobre yaciendo a las unidades ya descritas, se encuentra una variedad de depósitos cuaternarios, siendo los más importantes los depósitos Fluvio _ glaciares que están constituidas en la mayor parte por las morrenas glaciares, extensos mantos de arena, gravas, arcillas etc. Además de los depósitos fluvio _ glaciares existen abundantes terrazas fluviales, siendo prominentes en algunos sectores en el valle del santa.

1.4 AMBIENTES SEDIMENTARIOS

Este grupo se caracteriza por tener un depósito en un ambiente continental y esta compuesto por sedimentos fluviales y deltaicos con algunas intercalaciones marinas, lo cual hace suponer que fue invadida por aguas someras ya que en sus niveles inferiores existen capas calcáreas.

1.5 GEOLOGIA LOCAL

1.5.1 FORMACION CHIMU (Cretáceo inferior).

Localmente se puede observar la presencia de rocas sedimentarias correspondiente a la formación Chimú, conformado por lutitas de color negro y manto de carbón; estas lutitas se encuentran muy alteradas (piritizadas y silicificadas) debido al paso de las soluciones hidrotermales. Las cuarcitas se ubican mas hacia la base en dirección SW y SE. Estas rocas sedimentarias están cubiertas por los volcánicos Calipuy en la parte superior e intruidas por rocas Ígneas de carácter hipabisal.

1.5.2 DEPOSITOS CUATERNARIOS

Este tipo de depósitos en la zona es muy escaso debido a que son erosionadas constantemente por las lluvias; teniendo como potencias entre 1 a 2 mts. Estos depósitos son remanentes de los fluvio – glaciares que se encuentran en toda la región.

1.5.3 ROCAS IGNEAS VOLCANICAS

Corresponden a los volcánicos Calipuy (terciario inferior). En lugar estos volcánicos están cubriendo las cumbres altas y se encuentran pseudo estratificadas que consiste en derrames de andesitas y dacitas de color gris verdoso, tufos andesíticos de color marrón y pórfidos dacíticos de carácter hipabisal.

1.5.4 PORFIDO DACITICO

El pórfido dacítico que aflora en la zona, es de un color gris verdoso con feno cristales plagioclasa, cuarzo en poco porcentaje, micas y anfíboles en menor porcentaje. Estas dacitas yacen en forma de un stock intrusivo de carácter hipabisal, también se presenta en forma de diques. Estos en contacto con la

mineralización; se encuentran muy alterados (caolinizados, piritizados, silicificados) debido al paso de las soluciones hidrotermales.

1.6 GEOLOGIA ECONOMICA

1.6.1 TIPO DE YACIMIENTO

El yacimiento minero Huinac SAC es de un origen magmático de tipo cordillerano epitermal, mesotermal y de características epitermales donde las soluciones de origen magmático se emplazaron en las cavidades pre-existentes. La mineralización es de origen epigénico a partir de fluidos hidrotermales que rellenaron fracturas PRE existentes en rocas sedimentarias y volcánicas.

1.6.2 MINERALIZACION DE MENA Y GANGA

La mineralogía esta compuesta por:

a) MINERAL DE MENA.

1. Esfalerita o Blenda rubia	ZnS
2. Galena	PbS
3. Galena Argentífera	PbAgS
4. Tetraedrita	AsAgCuS
5. Calcopirita	CuFeS

b) MINERAL DE GANGA.

▪ Cuarzo	SiO ₂
▪ Pirita	FeS ₂
▪ Calcita	CaCO ₃
▪ Rodocrosita	MnCO ₃
▪ Arsenopirita	AsFeS

Como minerales de alteración Hidrotermal tenemos el cuarzo, pirita, caolín, etc.

1.6.3 FORMA Y OCURRENCIA DE LA MINERALIZACION

La mineralización es típicamente de sulfuros de plomo (en sulfosales), cobre y tetraédrica; que se presenta en vetas en forma de rosario rellenas por las soluciones mineralizadas.

La plata es un subproducto que se encuentra en la galena.

En la zona se observa que todas las vetas son del tipo Rosario, debido a los movimientos tectónicos ocurridos, estos dieron a las cavidades pre existente en donde se depositaron las soluciones mineralizadas.

1.6.4 ALTERACIÓN HIDROTHERMAL.

La alteración hidrotermal que sufren las cajas, son principalmente la silicificación, piritización y la caolinización o argilitización, esto es variable según el tipo de roca. Las rocas sedimentadas presentan mayor silicificación y piritización, en cambio las rocas volcánicas presentan mayor caolinización, silicificación y piritización.

Esta alteración se produce por las soluciones hidrotermales calientes en contacto con las paredes rocosas de la abertura dando lugar a cambios químicos, se puede decir que la alteración y la mineralización de las vetas en dicho yacimiento no son fenómenos diferentes y que son parte del proceso general, y más aun ambos se complementan.

En los afloramientos, se aprecia zonas con óxidos de fierro, representados por la limonita, como también los óxidos de manganeso (pirolusita).

1.7 VETAS

1.7.1 DESCRIPCION DE LAS VETAS.

1.7.1. a) VETA MADRUGADA.

Es una falla mineralizada que ha sido reconocida en más de 300mts. Y 80m de profundidad su rumbo oscila entre N50° a 60° W y con buzamiento entre 70° a 85° NE. la potencia de la veta es variable de 0.30mts. a 2.00mts.

La veta madrugada esta emplazada en rocas sedimentarias (pizarras), rocas volcánicas (dacitas porfíricas); las cuales están frecuentemente alteradas por el paso de las soluciones hidrotermales.

1.7.1. b) VETA PIERINA.

Esta veta que está ubicada en el nivel 02, teniendo como rumbo S 80° E y con un buzamiento de 60°NE. Es decir que los trabajos (tajos) actualmente se realizan en la veta pierina que es una intersección con la veta madrugada.

1.7.1. c). VETA AMAPOLA 1.

La veta Amapola I es del tipo epigenético – mesotermal es relleno de una falla pre-mineral, su rumbo oscila entre N 60° a 70' w, y 60° a 53° NE, de buzamiento.

La potencia de la veta es variable de 0.7m a 1.5m, la longitud del afloramiento es aproximadamente 280m de óxidos de fierro con cuarzo poroso (gozan), encontrándose cubierta por material cuaternario de 1m a 2 m.

1.7.1. d). VETA AMAPOLA II

La veta Amapola II, de igual forma se encuentra emplazada en una Falla pre-mineral, la longitud del afloramiento en superficie es aproximadamente 160 m de limonita y cuarzo, la potencia promedio es de 0.4 m, parte de este afloramiento está cubierto por material cuaternario de 2 m a 3 m de potencia.

1.7.1. e). VETA ESPERANZA.

La veta esperanza también esta relleno de una falla pre-mineral la cual ha sido reconocida en más de 350 mts de longitud y 230 mts de profundidad su rumbo oscila entre N 60° - 70° E, 70° - 80° SE de buzamiento la potencia de la veta es variable de 0.3 mts a 2.00 mts.

1.7.1. f) ROCAS ENCAJONANTES

Estas rocas encajonantes donde se emplaza la mineralización esta constituida mayormente por rocas sedimentarias (pizarras) y rocas volcánicas de textura porfírica (hipa bísales). Las rocas volcánicas son muy buenas receptoras de la mineralización, pues las estructuras llegan a tener hasta 2.5mts de potencia. En

cambio las rocas sedimentarias no son tan buenas receptoras ya que la potencia de las vetas formadas en estas rocas es variable entre 0.30mts a 0.60mts.

1.7.1. g) PROFUNDIZACION DE LA MINERALIZACION.

El aspecto importante del yacimiento es la profundización de la mineralización desde las características geológicas de cada una de las estructuras se infiere que la mineralización continua en profundidad. Así la veta madrugada ha sido reconocida en más de 130m de profundidad. Actualmente sé esta realizando la cortada o el nivel 04 que permitirá la explotación de 100m de profundidad a partir del nivel 03.

1.7.2 LEYES PROMEDIOS DE LOS MINERALES

Las leyes promedio de minera Huinac SAC, de veta madrugada (tajeos) son:

Pb = 5.22 %

Ag = 25.93 oz/TC

Zn = 9.92 %

1.8 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

En la zona existen vetas con rumbo NE–SW en su mayoría, existiendo también vetas con otro tipo de fracturamiento de rumbo NW-SE.

Las estructuras con rumbo que oscilan entre N 65°-77° E constituyen fracturas de tensión y las de menor ángulo son fracturas de cizalla; y las fracturas que tienen rumbo entre N 50° - 57° W constituyen fracturas de compresión y las de menor ángulo son fracturas de cizalla.

1.8.1 DIACLASA Y FALLAS

En la zona se tienen dos sistemas de fallas una de rumbo NW - SE, estando algunas rellenas con mineral económico tales como Madrugada, Amapola I, Amapola II, Montecristo, San Pedro, etc. y otras veces rellenas con rocas hipabisales formando diques y hay otras fallas post mineral que desplazan a las vetas antes mencionadas.

El otro sistema es de rumbo NE - E a SW - W y también ha sido rellena formando vetas, tales como Veta Huinac, Atila, Esperanza, etc.

La zona presenta varios sistemas de diaclasas, relacionadas a las fallas pre existentes o sea son del tipo tensional

1.8.2 VETAS.

Las vetas son relleno de fallas, tipo rosario persistente, para tener una idea real sobre la distribución de rumbos de las estructuras en la mina Huinac se ha hecho una distribución, cuantificándolas de acuerdo a su extensión conocida en metros cuadrados (Longitud del afloramiento por el ancho del mismo o extensión reconocida subterráneamente por la potencia promedio de la veta).

RUMBO	VETAS	EXTENSIÓN m2	BUZAMIENTO
N 77° E	HUINAC	300	72° SE
N 88° E	ATILA	340	70° SE
N 50° w	MADRUGADA	304	80° NE
N 63° w	AMAPOLA I	240	53° NE

1.8.3 BRECHAS TECTONICAS.

También en la geología local se puede observar la presencia de brechas formadas por el movimiento tectónico ocurrido tanto local como regional, éstos se caracterizan por presentar clastos angulosos de lutitas negras (lutitas pizarrosas) endurecidas, en una matriz gris negruzca, se encuentra también alterada (piritización y silicificación). Se puede observar que el rumbo general que presentan estas brechas, siguen la trayectoria de algunas estructuras mineralizadas que están en esta dirección. NW - SE y a las vetas NE-E a SW-W.

1.8.4 PLIEGUES

En el sector Sur Este, aflora la Formación Chimú formando un gran anticlinal de rumbo NW - SE.

1.8.5 ESTIMACION DE RESERVAS DE MINERAL.

La estimación de reservas de mineral se ha determinado por procedimientos geométricos, considerando la potencia real de la veta, el buzamiento, longitud de muestreo y profundidad entre niveles, para luego con la densidad del mineral determinar el tonelaje. Referente al proyecto de la cortada hacia el nivel 03, Suponiendo que se trabaje una longitud de 350 m en veta a una potencia de 0.90 m; con una densidad de 3.20Tn/ m³ del mineral. Teniendo como un aproximado de 100 800 TM de mineral.

CAPITULO V

PLANTA CONCENTRADORA QUILCAY N°1 – MINERA HUINAC SAC

1. DESCRIPCION

La Compañía Minera HUINAC SAC, (propiedad zona polimetálica de HUINAC) tiene una extensión de 800 hectáreas registrado en el padrón de petitorio minero N° 0101115494, siendo el titular de esta propiedad el señor HENRRY VIZCARRA MAYORGA, quien es el gerente general de la empresa ubicada en el departamento de Ancash provincia de Aija, distrito de la Merced.

La planta concentradora esta ubicada en la ciudad de Huaraz, de la cual se obtiene concentrados de Plomo, cobre y Zinc, para comercializarlos en el mercado nacional e internacional.

Como fuentes de energía la planta concentradora contaba con una central hidroeléctrica (en la ciudad de Huaraz), que en la actualidad ha sido cambiada por un generador MICHELL – BANKI

2. MEMORIA DESCRIPTIVA DE LA PLANTA CONCENTRADORA

La planta Concentradora de Beneficio Quilcay N°1 , tiene una capacidad instalada de 70 TMD por dia, para ello se cuenta con una tolva de gruesos cuya capacidad de almacenamiento es de 100 TM , luego por caída pasa a una zaranda vibratoria 4 ft * 2 ft, con abertura de malla de $\frac{3}{4}$ “ , el material grueso de esta primera clasificacion pasa a una chancadora de quijada (chancado primario), para lo cual contamos con una chancadora de quijada de 10 “ * 16” , el producto de este primer chancado se une con el material fino proveniente de la primera zaranda vibratoria a una faja transportadora, para ser clasificado por una segunda zaranda vibartoria 3 ft * 5 ft, con una abertura de malla de 1/2” ; el material grueso de esta segunda zaranda se dirige a una segunada chancadora de quijada denver de 8 “ * 10”, para que el producto final de esta segunda chancadora sea almacenada en la tolva de fino, cuya capacidad de almacenamiento de 120 TM.

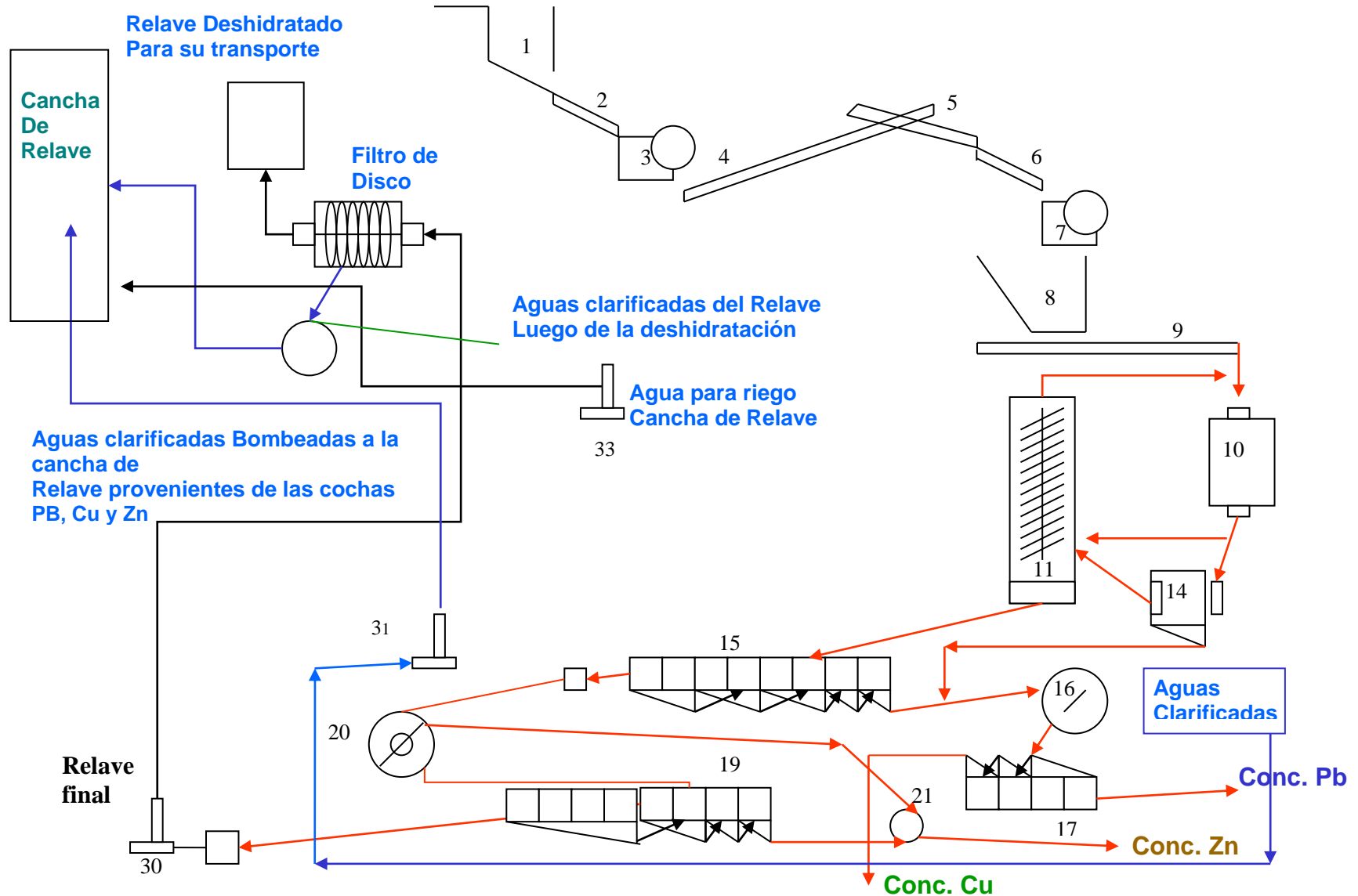
El producto de la Tolva de fino es transportadora mediante una faja tranportadora con dimensiones de 17” * 15 ft, hacia la seccion de molienda y clasificación de la planta, par ello se cuenta con un molino de bolas de 4 ft * 5 ft y

con un clasificador helicoidal de 24 " * 13 ft, la descarga de molino pasa a una celda denver 32 " * 32", donde se obtiene un primer concentrado Bulk, (cobre, plomo, plata), el relave de la Celda denver pasa al clasificador helicoidal para que el material fino de aproximadamente 56 – 60 % -m200 se dirija a un banco de 8 celdas denver de 32 " * 32 ", donde se obtiene el segundo concentrado bulk, que se junta con el primer concentrado bulk, la cuales se dirigen aun acondicionador 5 ft * 5 ft, para luego de su acondicionamiento respectivo con los reactivos adecuados se dirija a un banco de 4 celdas denver 24" * 24 ", en la cual por flotación inversa en estas celdas se obtenga el concentrado de Plomo y por flotacion directa de las celdas se obtenga el concentrado de cobre, las cuales son comercializado para su venta.

En el relave proveniente del banco de 8 celdas denver 32 " * 32 ", se agrega Sulfato de cobre para activar el zinc y colectores y espumantes de ultima generación para el acondicionamiento posterior flotación del zinc. La pulpa se dirige a una celda serrano, donde por flotación directa se obtiene el primer concentrado de zinc, luego el relave proveniente de la celda serrano pasa a un banco de 8 celdas denver 32" * 32", donde se agregan los reactivos adecuados para obtener el segundo concentrado de zinc que se junta con el primer concentrado zinc (celda serrano), ambos concentrados se juntan para ser bombeadas hacia nuestra cochas de zinc, para lo cual se cuenta con una bomba denver 1 ½ " * 1 ¼", y el concentrado es transportada y dirigida por una tubería hacia las cochas de sedimentación, para su posterior retiro, secado y venta.

El relave proveniente de este último banco de 8 celdas denver (Celdas de Zinc). Que sería el Relave final son bombeadas, con la ayuda de una bomba denver de 3" * 3", hacia la planta de filtrado, para lo cual se cuenta con un filtro de 6 discos y con cochas de sedimentación para sedimentar y capturar las pequeñas cantidades de lamas, que puedan escapar al filtrado. El producto del filtrado, un relave con una humedad promedio de 12 %, son transportados y almacenados en un depósito de 100 hectáreas a 4 horas de las instalaciones de la planta. Se ha implementado la colocación de una bomba de 1 ½" * 1 ¼", en las cochas de las lamas para bombear las lamas que se sedimentan en estas mencionadas cochas.

Diagrama de Flujo de la planta Concentradora Año 2005



MOTORES Y EQUIPOS

8-Sep-05

N°	Nombres	Unidad	HP	Total HP	Dimensiones
SECCION CHANCADO					
1	Tolva de gruesos	1	0	0	
2	Zaranda vibratoria (malla 3/4")	1	3	3	4 ft * 2 ft
3	Chancadora de Quijada	1	25	25	10" * 16"
4	Faja transportadora N°1	1	3	3	27 ft * 15 "
5	Faja transportadora N°2	1	2	2	7ft * 15"
6	Zaranda vibratoria (malla 1/2 ")	1	3	3	3ft * 5 ft
7	Chancadora de Quijada	1	15	15	8" * 10"
Total Seccion chancado		51.00 HP		37.9 kw	
SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION					
8	Tolva de finos	1	0	0	
9	Faja transportadora N° 3	1	3	3	17" * 15 ft
10	Molino de bolas	1	40	40	4 ft * 5 ft
11	Clasificador helicoidal	1	3.6	3.6	24 " * 13 ft
12	Reactiveros	3	0.5	1.5	
13	Dosificador de cal	1	1.5	1.5	14" * 18"
Total Seccion Molienda		49.60 HP		36.9 kw	
SECCION FLOTACION Bulk Ag-Cu-Pb					
14	Celdas Unitaria Denver Ag- Pb - Cu	1	6	6	32 " * 32"
15	Banco de celdas denver - Ag - Pb -Cu	4	5.5	22	32 " * 32"
Total Seccion Flotacion Bulk		28.00 HP		20.8 kw	
SECCION FLOTACION PLOMO - COBRE					
16	Acondicionador Pb - Cu	1	4.8	4.8	5 ft * 5 ft
17	Banco de celdas denver - Pb - Cu	2	3	6	24 " * 24"
18	Reactiveros	1	0.5	0.5	
Total Seccion Flotacion Plomo - Cobre		11.30 HP		8.4 kw	
SECCION FLOTACION ZINC					
19	Banco de celdas denver - Zn	2	5.5	11	32 " * 32"
20	Celda Serrano - Zn	1	10	10	6 ft * 6 ft
21	Bomba del concentrado de Zinc	1	3	3	1 1/2 " * 11/4 "
22	Dosificador de Cal	1	1.5	1.5	14 " * 18 "
23	Reactiveros	2	0.4	0.8	
Total Seccion Flotacion Zinc		26.30 HP		19.5 kw	
SECCION FILTRADO DEL RELAVE					
23	FILTRO DE 6 DISCO - AIRE	1	40	40	
24	FILTRO DE 6 DISCO - ROTACION	2	4	8	3 " * 3"
25	Motor faja transportadora	1	2	2	17" * 15 ft
Total Seccion de Filtrado		50.00 HP		37.2 kw	
SECCION LABORATORIO					
26	Campana Extractora	1	1.5	1.5	LAQ
27	Pulverizadora	1	2.4	2.4	8"
28	Campana Extractora - AAS	1	0.4	0.4	AAS
29	Compresora	1	0.33	0.33	AAS
Total Seccion de Filtrado		4.63 HP		3.4 kw	
SECCION RELAVE Y RIEGO					
30	Bomba RELAVE FINAL	1	7.5	7.5	3 " * 3"
31	Bomba de aguas clarificadas al relave	1	3	3	2 " * 2 "
32	Bomba para riego canchas de mineral	1	2	2	1 1/4" * 1"
33	Bomba para riego deposito de relave	1	2	2	1 1/2 " * 1"
34	Bomba para riego Entrada a la Compañía	1	1	1	1 " * 1 "
Total Seccion Relave y Riego		15.50 HP		11.5 kw	
Total Electrico en Planta		236.33 HP		175.6 kw	
Generada y Aportada por la pelton		130.70 HP		97.13 kw	

CAPITULO VI

I. EVALUACION DE LA DE LA PLANTA CONCENTRADORA QUILCAY Nº 1 - MINERA HUINAC S.A.C.

22 DE ABRIL DE 2001

El 16 de abril del 2001 se realizó la primera evaluación metalúrgica de la planta concentradora de Beneficio ha pedido del Sr. Henry Vizcarra Mayorga, Gerente General de Minera Huinac S.A.C.

1. OBJETIVO.- El Sr. Henry Vizcarra solicita la evaluación metalúrgica de la planta concentradora para determinar con que parámetros se esta trabajando actualmente.

Esta primera evaluación consta de datos obtenidos en la misma planta concentradora.

Los datos obtenidos fueron:

1. Blending de la planta concentradora
2. Parámetros de chancado, primaria y secundaria
3. Parámetros de Molienda y datos de los equipos
4. Definición de Molienda y clasificación
5. Carga circulante del clasificador helicoidal
6. Flowsheet de la planta y su leyenda
7. Puntos de adición de los reactivos
8. Reactivos utilizados por la compañía
9. Dosificación exacta de los reactivos
10. Preparación de los reactivos.
11. Análisis granulométricos de algunos puntos de la planta
12. Análisis granulométrico valorada del relave y de la descarga del Molino
13. Flujo de masa de la planta
14. Otros

2. ABASTECIMIENTO DE MINERAL POR LA COMPAÑÍA.

Actualmente la compañía esta procesando dos tipos de minerales, la primera que es del nivel - Palacios con leyes de 8.97 oz / tc de Plata, 2.59 % de Plomo, 0.16 % de cobre y 6.67 % de Zinc y es poca cantidad en comparación con la extracción de la segunda campaña que es el nivel – 3 Olegario con leyes de 30.40 oz / tc de Plata, 7.99 % de Plomo, 0.84 % de Cobre y 8.57 % de zinc, la mezcla se realiza en relación 1/1 con esta relación se tiene que esperar a que exista igual cantidad de ambas campañas.

3. CHANCADO

La abertura del set de la chancadora de quijadas es como se describe a continuación:

- La chancadora de quijada para el chancado primario 10”*16” con una abertura de 1” aproximadamente
- La chancadora de quijada para el chancado secundario 8”*10” con una abertura de ½ “ aproximadamente

4. PARAMETROS DE MOLIENDA

- Molino de Bolas : 4’ * 5’
- Velocidad de rotación : 29 – 30 r.p.m.
- HP : 40
- Amperaje : 43 amperios
- Velocidad critica : 38.4 r.p.m.
- % velocidad critica : 76.8 %
- Voltaje : 440 voltios
- P80 : 156.87 micras
- Carga de bolas : 3.10 TM.
- Bola de mayor tamaño : 3.5 in
- Densidad Mineral : 2.89 Grs/cc
- Alimento al Molino : 1.88 tms/hr
- Cos Ø : 0.85

5. Carga circulante

Según el análisis granulométrico se obtiene los siguientes datos

Malla Tyler	ALIMENTO		REBOSE		ARENAS		CC
	% peso	% f	% Peso	% o	% Peso	% u	
65	14.05	14.05	0.22	0.22	18.4	18.4	3.179
100	17.77	31.82	2.8	3.02	22.8	41.2	3.07
150	26.86	58.68	11.61	14.63	32	73.2	3.034
200	15.91	74.59	17.41	32.04	18	91.2	2.562
-200	25.41	100	67.96	100	8.8	100	

Por formula se obtiene **309.4** %, despreciándose los resultados de la malla +200

6. PARAMETROS DEL CLASIFICADOR HELICOIDAL 24 “ diámetro * 13 ft de largo

:

- Velocidad de rotación de la hélice : 9 r.p.m.
- Angulo de elevación : 17 ° 6´ 9.82 “
- Numero de disco : 16

7. Puntos de adición de los reactivos

N°1 MOLIENDA

- TIOCARBANILIDA + CAL (1 / 22.5) : 2.24 kg / TM

N° 2 ARENAS DEL CLASIFICADOR

- Sulfato de Zinc ZnSO₄ : 120 cc / min
- Cianuro de sodio NaCN : 30 -40 “
- Bisulfito de Sodio : 70 “
- Xantato amílico de potasio (Z – 6) : 20 “
- Ditiofosfato AR – 1404 : 100 “
- Silicato de Sodio : 16 -50 “

N° 3 ALIMENTO DE LA CELDA UNITARIA

- Alcohol Amilico : 2 cm / min
- Ditiolfosfato AR – 1242 : 0.5 cm / min

N° 4 REBOSE DEL CLASIFICADOR

- Ditiolfosfato AR – 1404 : 5 -13 cc / min
- Xantato amílico de potasio(Z – 6) : 4 -5 cc / min

N° 5 RELAVE – BANCO DE CELDAS DENVER Pb – Cu

- CAL : 7.38 kg / TM
- Sulfato de Cobre CuSO4 : 140 – 180 – 200 cc / min
- Dowfloht – 250 : 3 gr / Tm
- Ditiolfosfato AR – 131 : 4 gr / Tm

N° 6 BANCO DE CELDAS Pb – Cu, primer cleaner

- Sulfato de Zinc ZnSO4 : 80 -100 cc / min

N° 7 ACONDICIONADOR Pb – Cu

- Bicromato de sodio Na2CrO7 : 224 – 250 -346 cc / min
- Aerofloat Sodium : 60 cc / min
- Xantato Amílico de potasio (Z – 6) : 10 -16 cc / min
- Ditiolfosfato de AR- 1242 : 0.2 cc / min
- Minerec 1669 :1.27 cc / min

N° 8 ACONDICIONADOR DE ZINC

- Xantato Isopropilico de sodio(Z – 11) : 50 -60 cc / min
- Aerofloat de Sodium : 50 –60 -70 cc / min

N° 9 BANCO DE CELDAS – Zn (1er Scavener)

- Xantato Isopropilico de sodio (Z – 11) : 60 -65 cc / min

N° 10 BANCO DE CELDAS Pb – Cu Canaleta 2 do Scavener (opcional)

- Alcohol Amilico : 0.8 cc / min

N ° 11 BANCO DE CELDAS Pb – Cu (canaleta rougher) - opcional

- Alcohol Amilico : 0.83 cc / min

N ° 12 BANCO DE CELDAS – Zn (canaleta 1er Scavener) – opcional

- Alcohol Amilico : 0.8 cc / min

8. Consumo total de reactivos utilizados por la planta concentradora Huinac S.A.C

➤ Tiocarbanilida	: 0.0952	Kg/Tm
➤ Cal	: 9.52	Kg/Tm
➤ Silicato de sodio	: 0.171	Kg/Tm
➤ Sulfato de Zinc ZnSO ₄	: 0.754	Kg/Tm
➤ Sulfato de Cobre CuSO ₄	: 0.686	Kg/Tm
➤ Cianuro de sodio NaCN	: 0.12	Kg/Tm
➤ Bisulfito de sodio	: 0.24	Kg/Tm
➤ Xantato amílico de potasio (Z – 6)	: 0.141	Kg/Tm
➤ Xantato Isopropilico de sodio (Z – 11)	: 0.429	Kg/Tm
➤ Ditioposfato AR – 1404	: 0.426	Kg/Tm
➤ Ditioposfato AR – 1242	: 0.0264	Kg/Tm
➤ Ditioposfato AR – 131	: 0.0151	Kg/Tm
➤ Bicromato de sodio	: 1.186	Kg/Tm
➤ Aero float Sodium	: 0.49	Kg/Tm
➤ Minerec 1669	: 0.0479	Kg/Tm
➤ Dowfloth – 250	: 0.028	Kg/Tm
➤ Alcohol Amilico	: 0.152	Kg/Tm

9. PREPARACION DE LOS REACTIVOS

- Tiocarbanilida + CAL : 4 kg Tiocarbanilida + 90 kg de cal
- Silicato de sodio : 20 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts
- Sulfato de Zinc ZnSO₄ : 22 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts
- Sulfato de Cobre CuSO₄ : 24 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts
- Cianuro de sodio NaCN : 10 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts
- Bisulfito de sodio : 20 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts

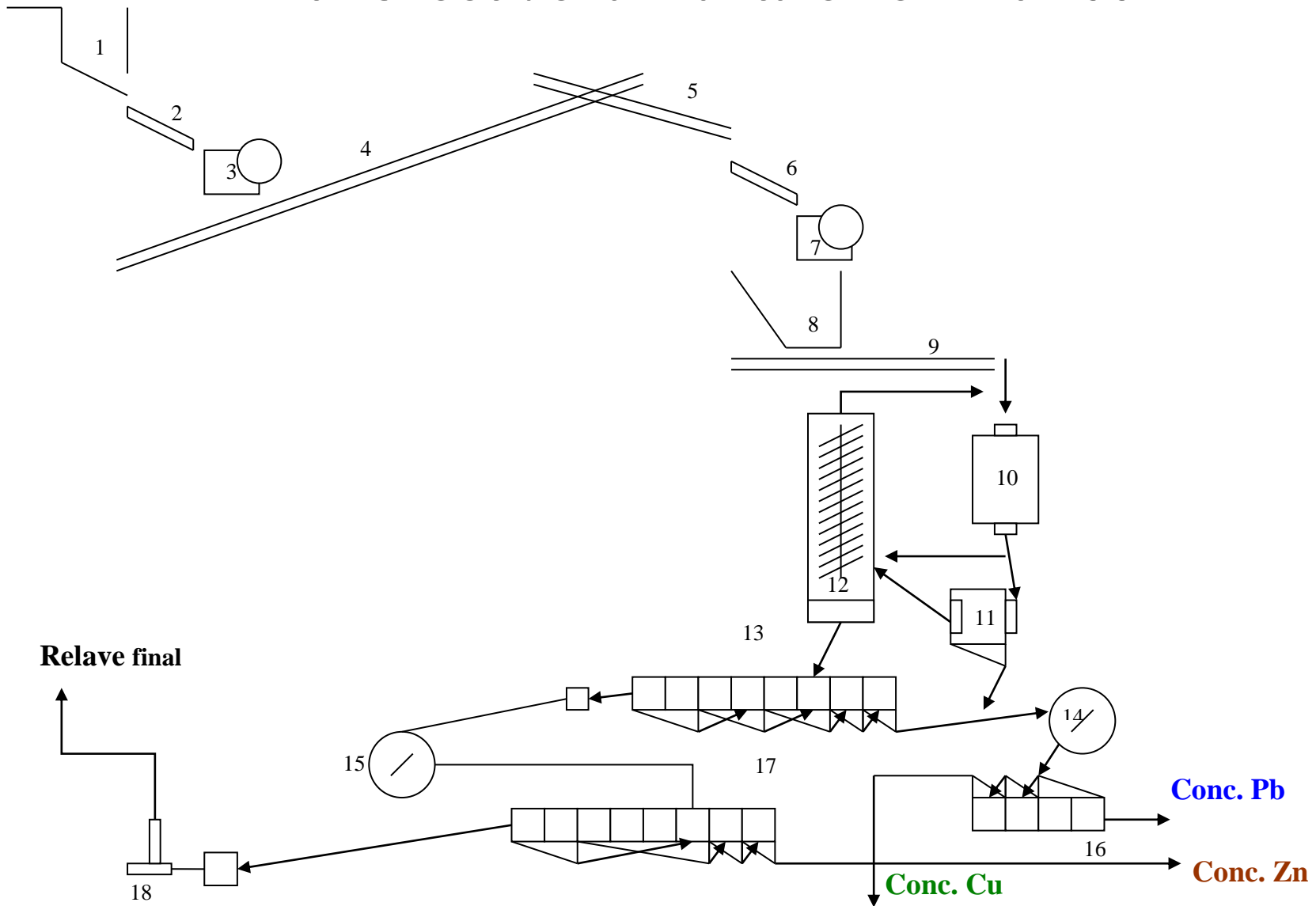
- Xantato Amilico de potasio (Z – 6) : 10 kg + agua hasta completar un Volumen de 120 lts
- Xantato Isopropilico de sodio Z – 11 : 20 kg + agua hasta completar un Volumen de 240 lts
- Ditiolfosfato AR – 1404 : 20 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts
- Ditiolfosfato AR – 1242 : Puro
- Ditiolfosfato AR – 131 : Puro
- Bicromato de sodio : 25 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts
- Aerofloat Sodium : 20 kg + agua hasta completar un volumen de 240 lts
- Minerec 1669 : Puro
- Dowfloth – 250 : Puro
- Alcohol Amilico : Puro

MOTORES Y EQUIPOS

30/04/2001

N °	Nombres	Unidad	HP	Total HP	Dimensiones
1	Tolva de gruesos	1	0	0	
2	Zaranda vibratoria (malla 1 ")	1	3	3	4 ft * 21.5"
3	Chancadora de Quijada	1	25	25	10" * 16"
4	Faja transportadora N °1	1	3	3	27 ft * 14.5"
5	Faja transportadora N °2	1	2	2	88" * 40 cm
6	Zaranda vibratoria (malla 1/2")	1	3	3	59" * 34"
7	Chancadora de Quijada	1	15	15	8" * 10"
8	Tolva de finos	1	0	0	
9	Faja transportadora N ° 3	1	3	3	17" * 15 ft
10	Molino de bolas	1	40	40	4 ft * 5 ft
11	Celda denver (C.U)	1	6	6	32" * 32"
12	Clasificador helicoidal	1	3.6	3.6	24" * 13 ft
13	Banco de celdas denver Pb - Cu	8	5.5	44	32" * 32"
14	Acondicionador Pb - Cu	1	4.8	4.8	5 ft * 5 ft
15	Acondicionador Zn	1	3	3	6 ft * 6 ft
16	Banco de celdas denver - Pb - Cu	4	3	12	24" * 24"
17	Banco de celdas denver - Zn	8	6	48	32" * 32"
18	Bomba Fima	1	7.5	7.5	3" * 3"
19	Equipo para adición de cal	2	1.5	3	14" * 18"
20	Reactiveros	6	0.4	2.4	
Total				228.3	

Flowsheet de la Planta en el Año 2001



Analisis Granulometrico del Año 2001

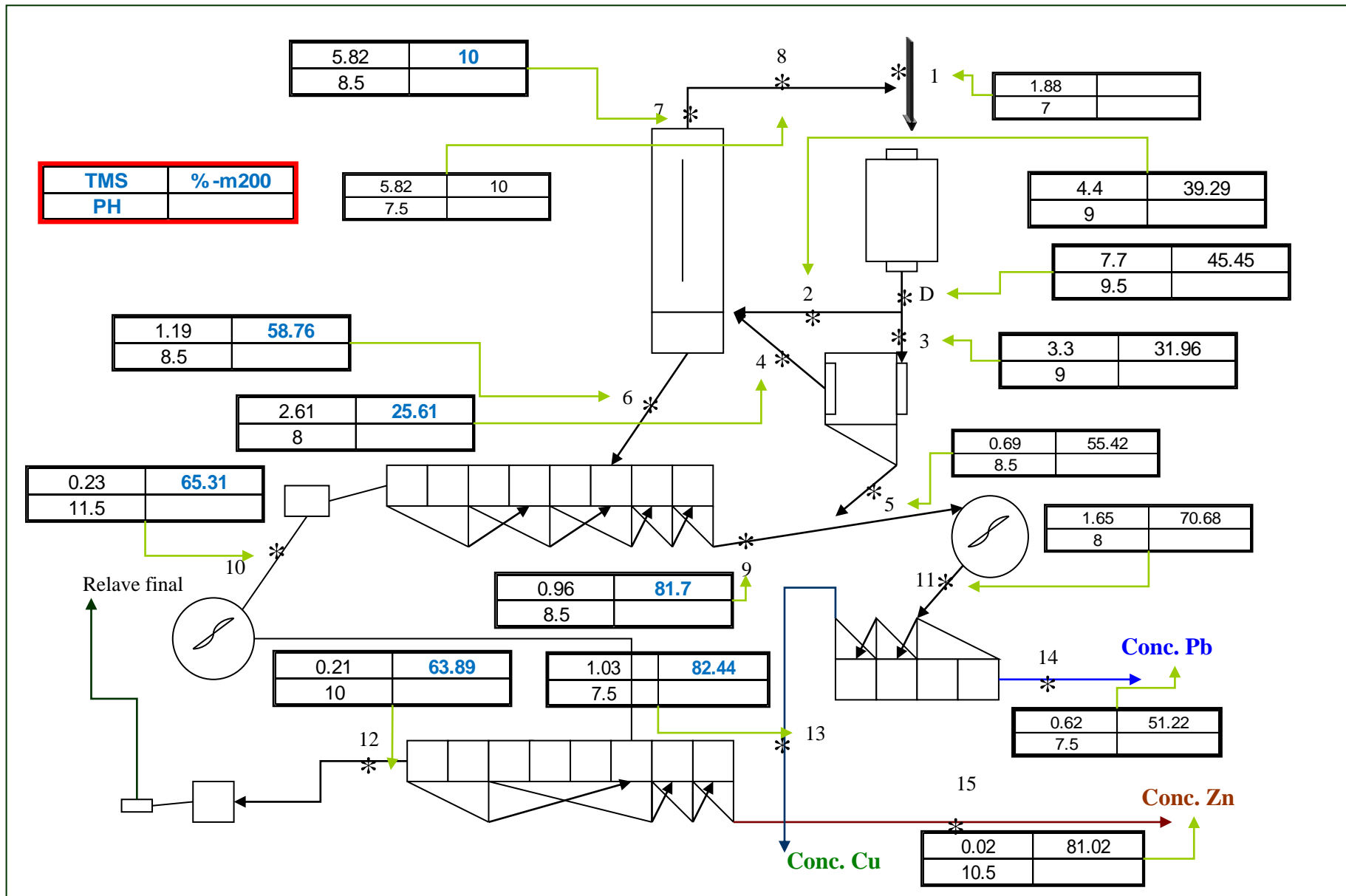
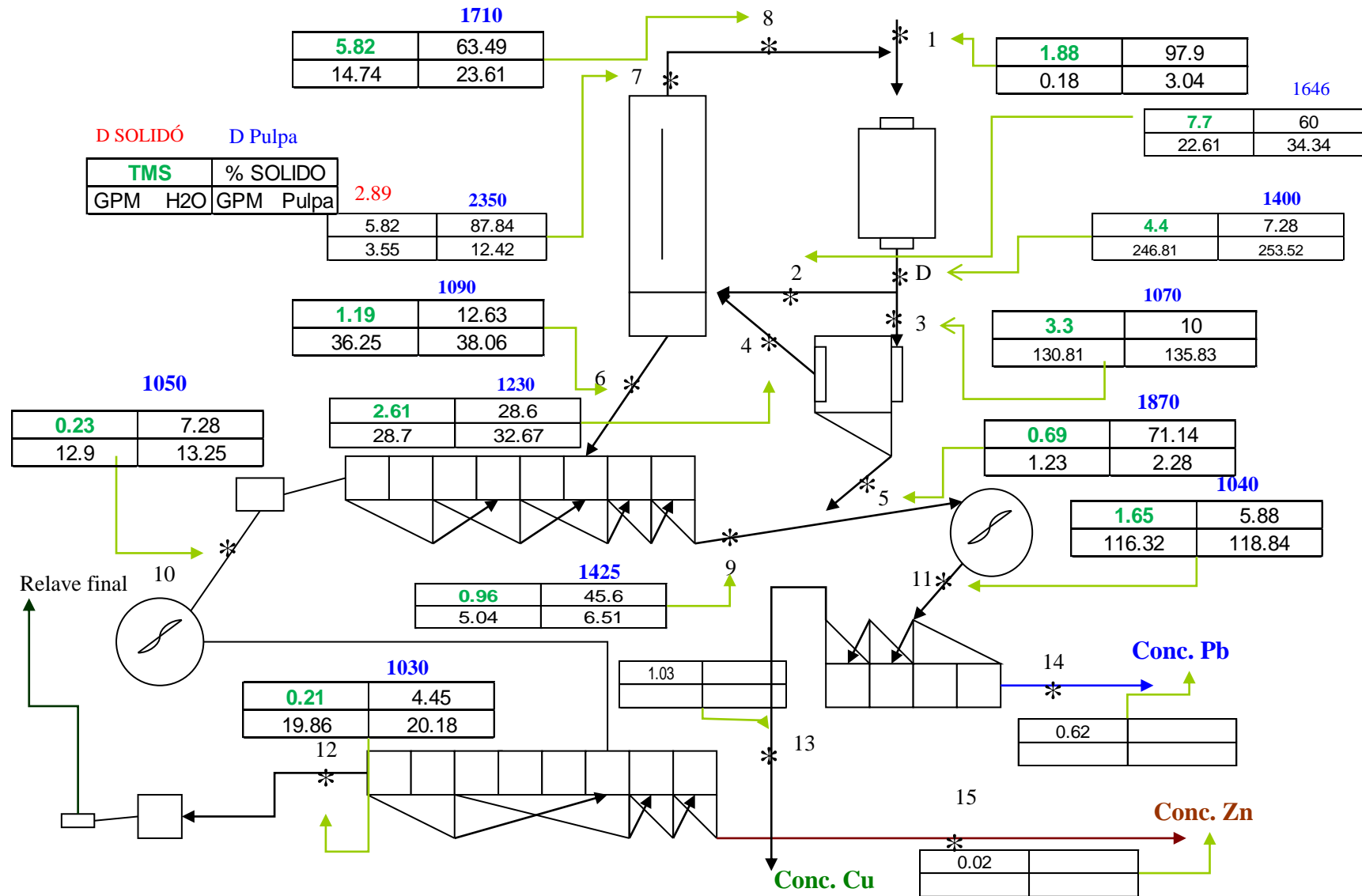


DIAGRAMA DEL FLUJO DEL AÑO 2001



PUNTOS DE DOSIFICACION DE LOS REACTIVOS

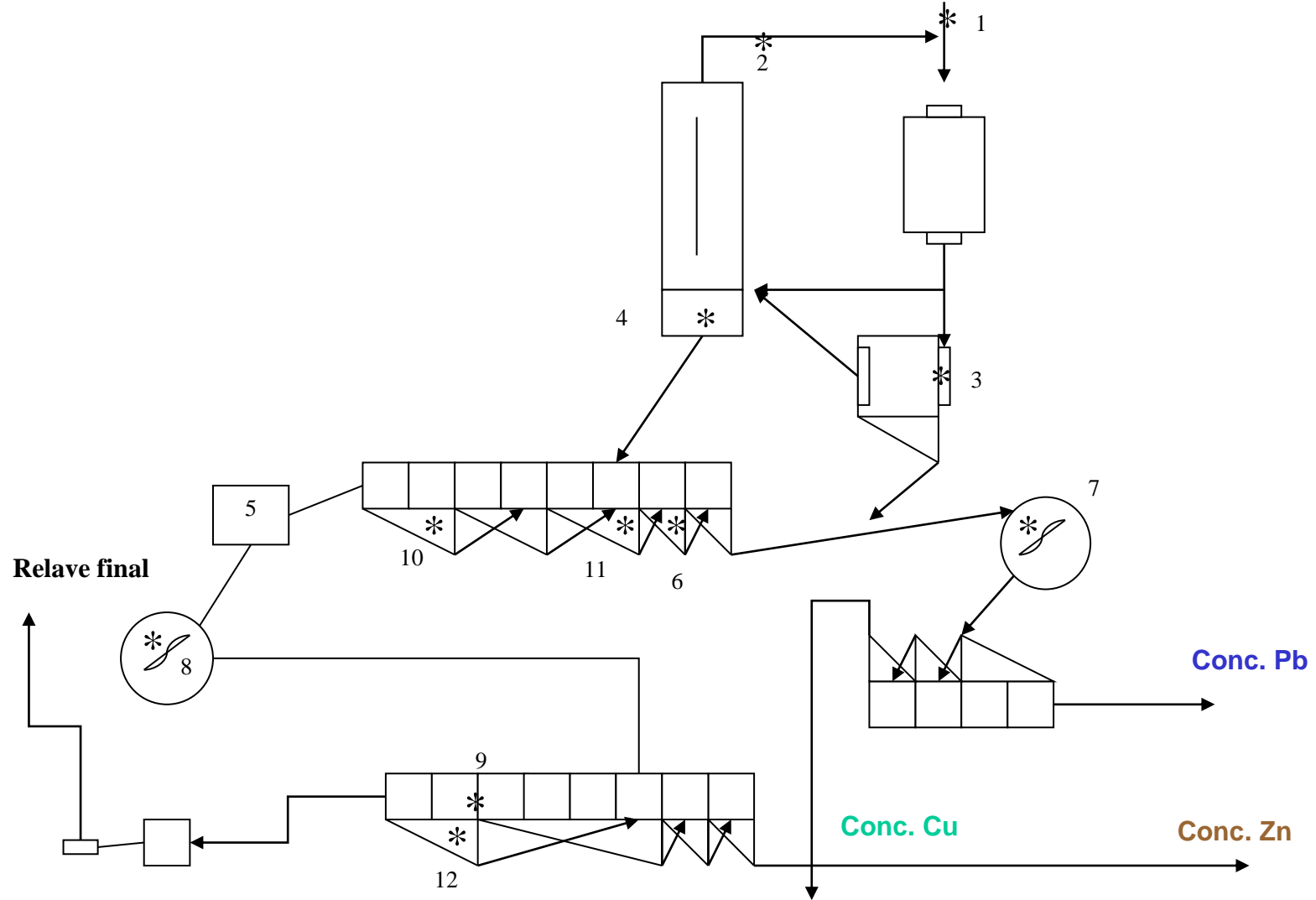
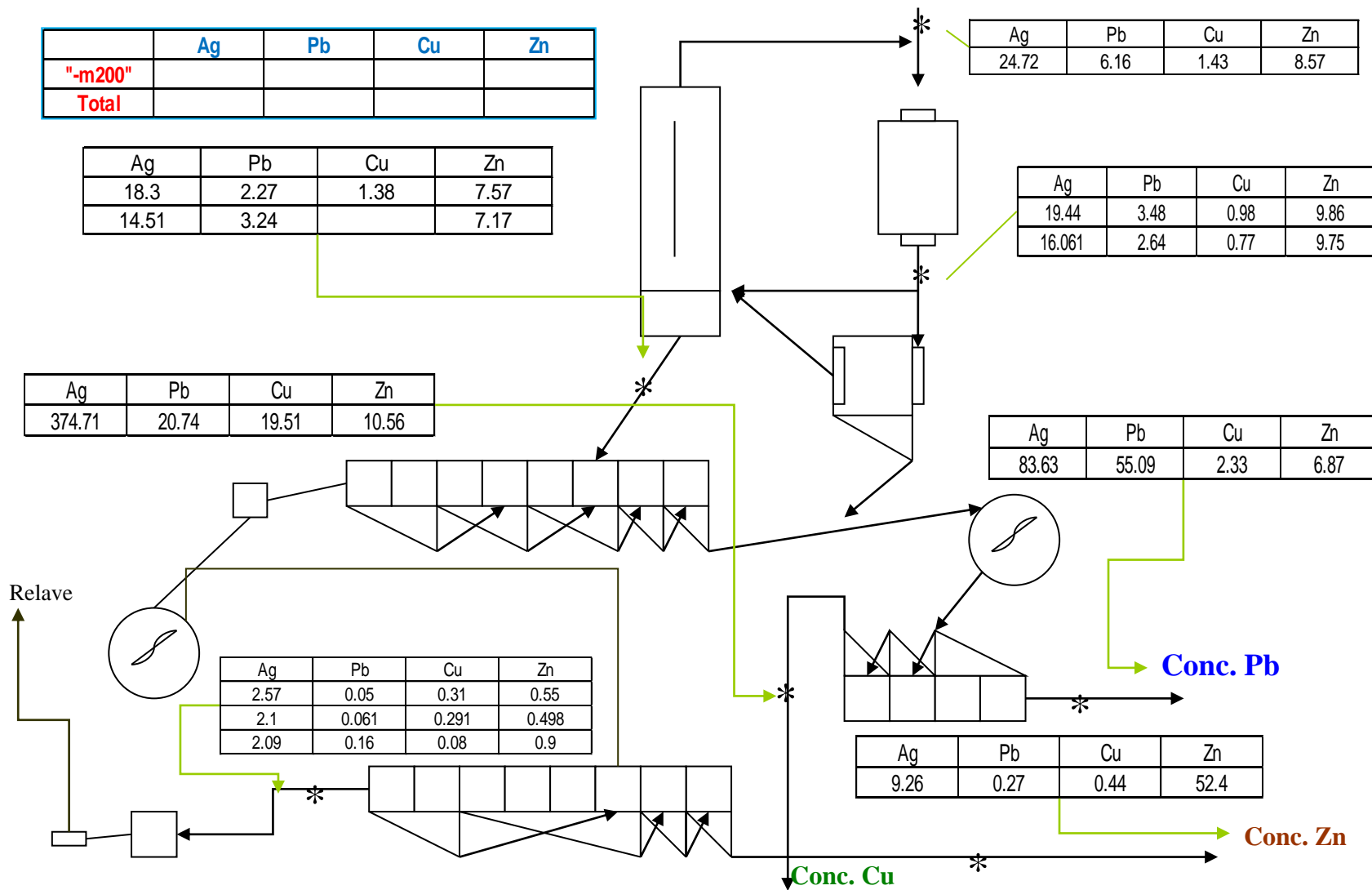


Diagrama Quimico del Año 2001



Análisis Granulométrico Valorado

DESCARGA DEL MOLINO DE BOLAS

MUESTRA TOMADA EN PLANTA

10 am a 10 pm

16/04/2001

TODA LA CARGA INGRESABA A LA CELDA UNITARIA

Malla Tyler	Peso gr	Peso %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION			
			Ag oz / tc	Pb %	Cu %	Zn %	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
65	41	8.27	7.66	1.08	0.40	6.77	63.319	8.927	3.306	55.962	3.94	3.38	4.29	5.74
100	70	14.11	11.15	1.62	0.56	9.36	157.359	22.863	7.903	132.097	9.80	8.65	10.25	13.54
150	124	25.00	14.80	2.05	0.60	10.86	370.000	51.250	15.000	271.500	23.04	19.40	19.45	27.83
200	10	2.02	15.68	2.48	0.76	8.47	31.613	5.000	1.532	17.077	1.97	1.89	1.99	1.75
325	241	48.59	19.32	3.46	0.96	9.86	938.734	168.117	46.645	479.085	58.45	63.63	60.48	49.12
-325	10	2.02	22.38	4.00	1.36	9.76	45.121	8.065	2.742	19.677	2.81	3.05	3.55	2.02
Total	496	100.00					1606.145	264.222	77.129	975.397	100.00	100.00	100.00	100.00
CABEZA CALCULADA							16.061	2.642	0.771	9.754				

Análisis Granulométrico Valorado

RELAVE FINAL .

MUESTRA TOMADA EN PLANTA

10 am a 10 pm

16/04/2001

Malla Tyler	Peso gr	Peso %	ENSAYES				CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION			
			Ag oz / tc	Pb %	Cu %	Zn %	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
65	1	0.22	0.50	0.11	0.02	1.39	0.109	0.024	0.004	0.302	0.05	0.39	0.01	0.61
100	17	3.70	0.73	0.11	0.02	0.80	2.698	0.407	0.074	2.957	1.28	6.70	0.25	5.93
150	64	13.91	0.92	0.11	0.12	0.40	12.800	1.530	1.670	5.565	6.08	25.21	5.74	11.17
200	77	16.74	1.60	0.05	0.42	0.30	26.783	0.837	7.030	5.022	12.72	13.79	24.19	10.08
-200	301	65.43	2.57	0.05	0.31	0.55	168.167	3.272	20.285	35.989	79.87	53.90	69.80	72.22
Total	460	100.00					210.557	6.070	29.063	49.835	100.00	100.00	100.00	100.00
RELAVE CALCULADO							2.106	0.061	0.291	0.498				

16 al 27 Abril del 2001 : TMSD = 42

Reactivo	Punto de Adición				Consumo Maximo				Consumo Total cc/min	Preparación %	Densidad de los Reactivos	Consumo Kg/TM.	Consumo Mensual Kg.	OBSERVACIONES
	Flowsheet				cc/min									
Tiocarbanilida	1				0.0952				0.10	100		0.095	119.95	
Cal	1	5			2.14	7.38			9.52	100		9.524	12000.00	
Zn SO4	2	6			120	100			220.00	10		0.754	950.46	
Cu SO4	5				200				200.00	10		0.686	864.06	
Bisulfito Na	2				70				70.00	10		0.240	302.42	
NacN	2				35				35.00	10		0.120	151.21	
Silicato Na	2				50				50.00	10		0.171	216.01	
Bicromato Na	7				346				346.00	10		1.186	1494.82	
Z - 6	2	4	7		20	5	16		41.00	10		0.141	177.13	
Z - 11	8	9			60	65			125.00	10		0.429	540.03	
AR - 1404	2	4			100	13			113.00	10	1.1	0.426	537.01	
AR - 1242	3	7			0.5	0.2			0.70	100	1.1	0.026	33.27	
AR - 131	5				0.4				0.40	100	1.1	0.015	19.01	
AR - Na	7	8			60	70			130.00	10	1.1	0.490	617.80	
Minerac 1669	7				1.27				1.27	100	1.1	0.048	60.35	
Alcohol Amílico	3	10	11	12	2	0.8	0.83	0.8	4.43	100	1.0	0.152	191.39	
D - 250	5				0.83				0.83	100	1.0	0.028	35.86	

Consumo de los reactivos, se demuestra en el siguiente cuadro que para una misma dosificación de reactivos se pudo lograr aumentar el tonelaje de 42 a 52 ton Sin perjudicar la calidad de los concentrados.

7 de Mayo del 2001

: TMSD = 52

Reactivo	Punto de Adición			Consumo Maximo				Consumo Total cc/min	Preparación %	Densidad de los Reactivos	Consumo Kg/TM.	Consumo Mensual Kg.	OBSERVACIONES
	Flowsheet						cc/min						
Tiocarbanilida				0				0.00	100		0.000	0.00	
Cal				2.14	7.38			9.52	100		7.692	12000.00	
Zn SO4	2	6		120	84			204.00	10		0.565	881.34	
Cu SO4	5			140				140.00	10		0.388	604.84	
Bisulfito Na	2			80				80.00	10		0.222	345.62	
NaCN	2			35				35.00	10		0.097	151.21	
Silicato Na	3			7				7.00	10		0.019	30.24	
Bicromato Na	7			320				320.00	10		0.886	1382.49	
Z - 6 / Z - 11 (1:1)	8	9		40	60			100.00	10		0.277	432.03	216.01
Z - 11	3	4		26	4	13.5		43.50	10		0.120	187.93	403.95
AR - 1404	2	4		100	8			108.00	10	1.1	0.329	513.25	
AR - 1242	2	7		0.14	0.07			0.21	100	1.1	0.006	9.98	
AR - 131	2			0.4				0.40	100	1.1	0.012	19.01	
AR - Na	7	8		50	50			100.00	10	1.1	0.305	475.23	
Minerac 1669	7			0.51				0.51	100	1.1	0.016	24.24	
Alcohol Amílico/D-250 (4:1)	3	11	12	0.4	0.25	0		0.65	100	1.0	0.018	28.08	22.47
D - 250	5	10		1.1	0.19			1.29	100	1.0	0.036	55.73	61.35

Z - 6 = 216.01 kg Z - 11 = 403.95 kg
Como consumo mensual

Alcohol Amílico = 22.47 kg

D - 250 = 61.35 kg

BALANCE METALURGICO

18 de Mayo de 2001

							CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION				
	PESO	PESO	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	
	TMSD	%	oz / tc	%	%	%									
CABEZA	52	100.0	22.89	6.11	9.13	1.20	2289.005	611.001	913.002	120	100.00	100.00	100.00	100.00	
CONC. Cu	1.88	3.62	305.37	10.94	18.06	18.47	1105.62	39.61	65.39	66.87	52.68	6.48	7.16	55.73	
CONC. Pb	5.71	10.99	69.85	50.83	6.24	1.84	767.67	558.64	68.58	20.22	36.58	91.43	7.51	16.85	
CONC. Zn	6.71	12.91	6.56	0.37	57.54	0.64	84.68	4.78	742.79	8.26	4.04	0.78	81.36	6.88	
RELAVE	37.69	72.48	1.94	0.11	0.50	0.34	140.61	7.97	36.24	24.64	6.70	1.30	3.97	20.54	
Total	52.0						2098.59	611.00	913.00	120.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
			Cabeza Calculado				20.99	6.11	9.13	1.20					

La ley de cobre en el concentrado de plomo es de 1.84% Cu

BALANCE METALURGICO

20 de Mayo de 2001

							CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION				
	PESO	PESO	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	
	TMSD	%	oz / tc	%	%	%									
CABEZA	52	100.0	18.23	4.61	9.62	1.25	1823.004	461.001	962.002	125	100.00	100.00	100.00	100.00	
CONC. Cu	2.20	4.23	331.62	10.08	16.27	20.78	1403.02	42.65	68.84	87.92	60.76	9.25	7.16	70.33	
CONC. Pb	4.37	8.41	75.10	47.83	7.24	2.67	631.40	402.13	60.87	22.45	27.34	87.23	6.33	17.96	
CONC. Zn	7.29	14.02	9.92	0.32	56.75	0.73	139.08	4.49	795.62	10.23	6.02	0.97	82.71	8.19	
RELAVE	38.14	73.34	1.85	0.16	0.50	0.06	135.68	11.73	36.67	4.40	5.88	2.55	3.81	3.52	
Total	52.0						2309.18	461.00	962.00	125.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
			Cabeza Calculado				23.09	4.61	9.62	1.25					

Aumenta la ley de cobre en el concentrado de cobre es de 2.67 % Cu

BALANCE METALURGICO

24 de Mayo de 2001

							CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION				
	PESO	PESO	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	
	TMSD	%	oz / tc	%	%	%									
CABEZA	52	100.0	18.08	6.11	10.81	1.01	1808.004	611.001	1081	101	100.00	100.00	100.00	100.00	
CONC. Cu	1.52	2.92	242.66	9.01	10.42	12.07	709.18	26.33	30.45	35.27	32.20	4.31	2.82	34.93	
CONC. Pb	5.23	10.06	121.04	54.91	6.45	4.61	1217.96	552.53	64.90	46.39	55.31	90.43	6.00	45.93	
CONC. Zn	8.27	15.90	7.73	0.59	59.35	0.59	122.91	9.38	943.68	9.38	5.58	1.54	87.30	9.29	
RELAVE	36.98	71.11	2.14	0.32	0.59	0.14	152.19	22.76	41.96	9.96	6.91	3.72	3.88	9.86	
Total	52.0						2202.23	611.00	1081.00	101.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
			Cabeza Calculado				22.02	6.11	10.81	1.01					

Aumenta la ley a 4.61 % de Cobre, en el concentrado de plomo

BALANCE METALURGICO

26 de Mayo de 2001

							CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION				
	PESO	PESO	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	
	TMSD	%	oz / tc	%	%	%									
CABEZA	52	100.0	19.10	6.00	10.52	0.85	1910.004	600.001	1052	85.0002	100.00	100.00	100.00	100.00	
CONC. Cu	1.12	2.15	358.74	14.58	16.27	19.56	771.47	31.35	34.99	42.06	39.78	5.23	3.33	49.49	
CONC. Pb	5.41	10.40	83.27	53.40	7.14	2.26	866.01	555.36	74.26	23.50	44.66	92.56	7.06	27.65	
CONC. Zn	7.33	14.09	10.79	0.37	59.92	0.65	152.06	5.21	844.45	9.16	7.84	0.87	80.27	10.78	
RELAVE	38.15	73.36	2.04	0.11	1.34	0.14	149.65	8.07	98.30	10.27	7.72	1.34	9.34	12.08	
Total	52.0						1939.19	600.00	1052.00	85.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
			Cabeza Calculado				19.39	6.00	10.52	0.85					

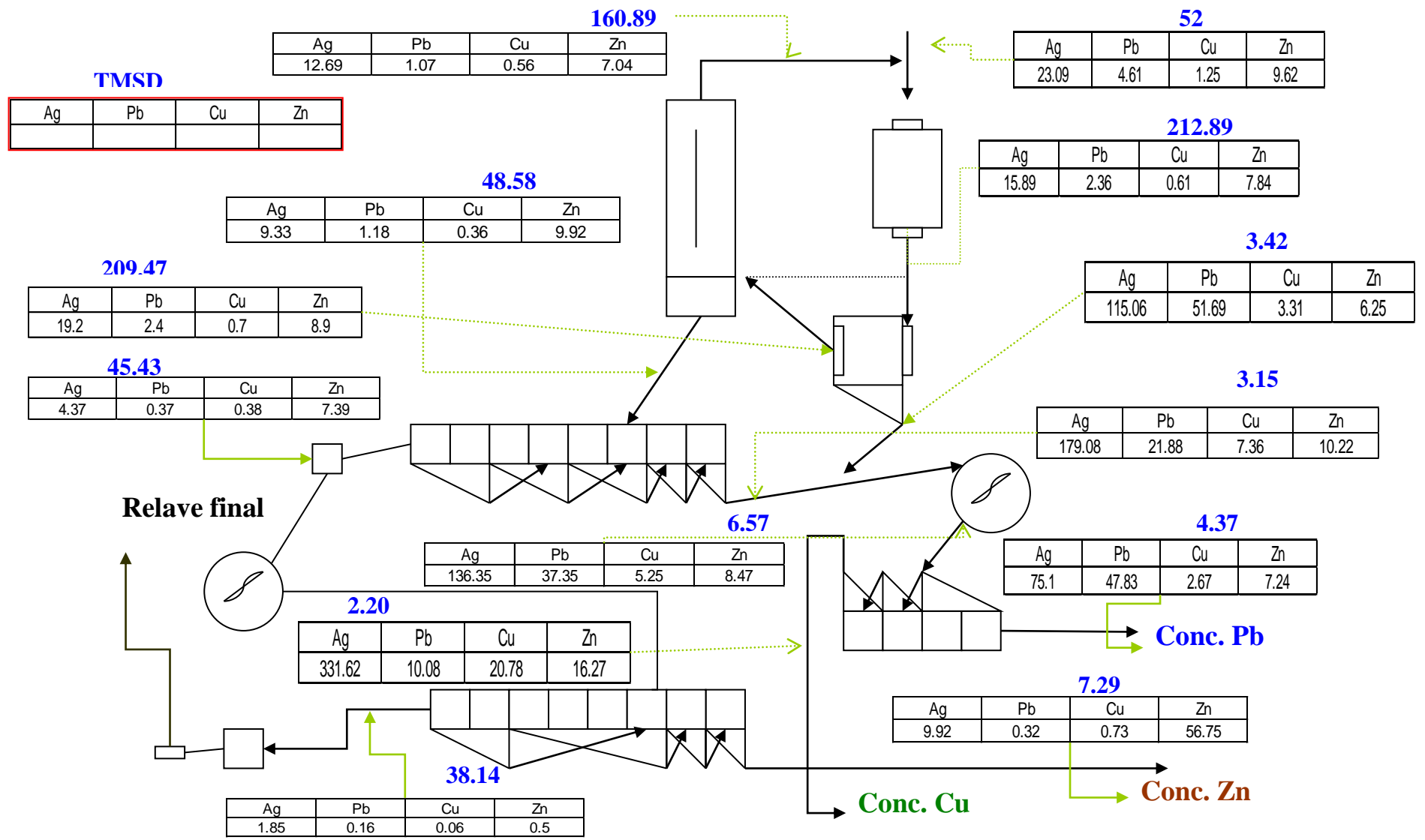
BALANCE METALURGICO

6 de Junio de 2001

							CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION				
	PESO	PESO	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu	
	TMSD	%	oz / tc	%	%	%									
CABEZA	50.751	100.0	23.48	5.58	11.41	0.93	2348.007	558.002	1141	93.0003	100.00	100.00	100.00	100.00	
CONC. Cu	3.50	6.89	197.89	9.87	12.50	11.51	1364.14	68.04	86.17	79.34	68.69	12.19	7.55	85.32	
CONC. Pb	4.46	8.79	49.73	52.55	6.05	0.73	437.18	461.97	53.19	6.42	22.01	82.79	4.66	6.90	
CONC. Zn	9.81	19.33	4.95	0.54	47.82	0.24	95.68	10.44	924.31	4.64	4.82	1.87	81.01	4.99	
RELAVE	32.98	64.99	1.37	0.27	1.19	0.04	89.03	17.55	77.33	2.60	4.48	3.14	6.78	2.80	
Total	50.8						1986.03	558.00	1141.00	93.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
			Cabeza Calculado				19.86	5.58	11.41	0.93					

Cuando se trata de ganar peso , se pierde la calidad en el concentrado de Cobre

DIAGRAMA Y LEYES QUIMICAS DEL AÑO 2001



RESUMEN y COMENTARIOS:

1.-Para este periodo de flotación la compañía Minera Huinac SAC, obtenía tres productos: un concentrado de Cobre con leyes promedios de 331.6 oz / tc, de plata, 10.6 % de Plomo, 20.8 % de Cobre y 16.3 % de Zinc, siendo las leyes promedios en el concentrado de Plomo 75 oz / tc, de plata 47.8 % de plomo, 7.3% de Zinc y 2.7 % de Cobre para el concentrado de zinc, leyes promedios de 9.92 oz / tc, de plata 0.32 % de Plomo , 56.75 % de Zinc y 0.73 % de Cobre

2. al realizar la primera evaluación metalúrgica se pudo observar que las condiciones de operación no eran las mas adecuadas, como en el rebose del clasificador Helicoidal que se trabajaba con una densidad de pulpa de 1090 gr / lt y con un porcentaje de Sólidos de 12.63 % siendo los datos para las celdas de flotación de Plomo, la densidad de flotación de 1050 gr / lt y con un porcentaje de sólidos inferior al 10 %, estando este muy por debajo de lo norma (Menor del 10 % de sólidos), causando este resultado, una gran sorpresa.

3. Difícilmente se llegaba a procesar 42 TMD, debido a que (un gran porcentaje) no se contaba con un control de chancado, ajuste de los equipos y su respectivo mantenimiento, cambios de las muelas de las dos chancadoras de quijadas en su debido tiempo.

En el chancado muy difícilmente llegaban a un 25 % -malla ¼, este resultado causó una gran sorpresa por lo que se procedió a corregir en la sección de chancado ya que su mineral tenía un producto final de menos de 20 % -malla 1/4 “, lográndose aumentar a 45 % -malla 1/4 pulgadas, en una primera etapa, para que finalmente se logre un chancado de 60 % -m ¼, con los siguientes cambios:

- Se Cambió de Muelas en la Chancadora de quijada secundaria 8” * 10 “, a muelas totalmente planas, antes eran dentadas, que si es cierto que su efectividad era mejor, pero su duración de operación era mucho menor en comparación con las muelas planas; con muelas con dientes se chancaba bien por 15 días, luego de ese periodo, no mantenía su efectividad, se tenían que cambiar mensualmente, pero eran cambiadas cada 2 ó 3 meses. Con muelas

totalmente planas se cambian cada 6 meses promedio y mantenían su efectividad en todo ese periodo.

- También se determinó corregir la forma de trabajar de los operarios en la sección de chancado. Ellos tenían que controlar la abertura de la dos chancadora, ajustar lo más que se pueda, hasta llegar a un chancado óptimo, para ello, antes de iniciar la operación tenían que regular las dos chancadoras y verificar su estado.
- También se corrigió las mallas en las dos Zarandas, las mallas eran fabricadas en la misma empresa con fierro corrugado dando espacios demasiados grandes, siendo en la chancadora primaria de 1 "a más, se redujo a $\frac{3}{4}$ ", en la zaranda secundaria, eran de " $\frac{1}{2}$ ", - $\frac{3}{4}$ " siendo incluso superior ya que no tomaban la exactitud de las medidas.
- Se les explicó a los operarios que tenían que trabajar mucho más lento; si ellos terminaban el trabajo en 8 horas, a hora tenían que hacerlo en 10 horas, se realizó este pedido porque el operario trabajaba muy rápido y llenaba las dos zarandas con mucha carga, restándole eficiencia. Debido a que las mallas de las zarandas eran de fierro corrugado eran muy pesadas y a esto se le suma mucha carga; muchas veces las zarandas se quedaban sin poder tamizar bien porque se paraban por el peso excesivo.
- Con los cambios se pudo mejorar el chancado llegando a 45 % - malla $\frac{1}{4}$, para que finalmente se llegó a 60 % - malla $\frac{1}{4}$ "

4.-Se procedió a realizar una nueva carga de bolas, debido a que también se observaba que agregaban las bolas al molino sin ningún tipo de consideración, solo eran agregados 2800 kg de bolas al molino sin tener consideración que tamaños bolas y que pesos en cada tamaño se debería cargar al molino.

5.- Se determinó que la carga circulante era 309.4 %, siendo lo más recomendable 250 %. Siendo la siguiente meta en obtenerlo.

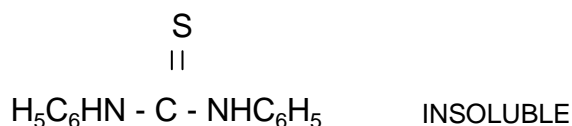
6.- Corregido el Chancado y realizando una carga de Bolas adecuada para el Molino, otro factor importante era que agregaban sin ningún tipo de criterio las dosificaciones de los reactivos que utilizaban, por lo que se optó en aumentar el tonelaje de tratamiento de 42 TMH/día a 52 TMH/día, con el mismo consumo de reactivo, con algunas variaciones, como por ejemplo para el circuito de

plomo, se observo que el espumante Alcohol Amilico dosificado en el circuito de plomo no era muy selectivo, por lo que opto mezclarlo con D-50 en la relación de 4:1 , tal como se indica en el diagrama (pagina 37) , además se dejó de agregar la Tiocarbanilida, la tiocarbanilida se agregaba conjuntamente con la cal en relación a 1:22.5, para el circuito de Zinc, se agrega el Z-6/Z-11, en relación 1:1 , anteriormente se agregaba solamente Z-11 ; con los cambios mencionados se procede aumentar la carga a 52 TMD, lográndose el incremento deseado y de esta manera un ahorro considerable, con respecto al costo de los reactivos.

7.- Aumentada la cantidad de Tonelaje procesada por la planta concentradora el siguiente paso era evaluación en el proceso de flotación, como un conocimientos mas detalle del porque de la utilización de los reactivos utilizados y sus dosificaciones de la planta, como puntos de dosificación.

8. Los reactivos en observación eran los siguientes.

- **Tiocarbanilida**



- **Cal apagada utilizada por la empresa $\text{Ca}(\text{OH})_2$.**

La cal hidratada pertenece a las bases fuertes reguladores de la alcalinidad, mas comúnmente usada es la cal apagada, debido a su bajo costo, la cal se usa en casi todos los circuitos de flotación donde no es objetable el ión de calcio, incluyendo en nuestro caso los circuitos de Plomo y Zinc, en forma notable la pirita y en menor proporción la galena, tienden absorber los iones de calcio en preferencia al colector y como resultado son menos flotables en una pulpa que contiene cal. Para nuestro caso lo utilizamos como regulador del Ph de la pulpa y como depresor de la pirita

- **Minerac 1669**



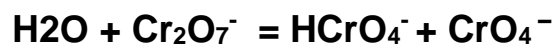
- **Silicato de sodio SiO_2Na**

Los Silicatos de Sodio. (**$-\text{SiO}_3$**), se usan frecuentemente como dispersantes para los materiales de arcilla acídica, y los correspondientes carbonatos (**$-\text{CO}_3$**), para las lamas básicas. Tanto los silicatos como los carbonatos funcionan neutralizando las cargas en las partículas de lama. Esta dispersión evita tanto la formación de las capas de lama que interfieren en los minerales que están siendo recuperados como arrastre mecánico de la lama floculada en la espuma.

- **Bicromato de Sodio $\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$**

El bicromato de sodio es utilizado para deprimir minerales de plomo, en pulpas de contenga Minerales de Plomo y Cobre. Es un producto extremadamente higroscópico que se descompone en el aire, se disuelve con facilidad en agua: a 29 ° C, 73.18 % a 100 ° C, 91.43 %.

Las soluciones de bicromatos son acidas, debido al hecho de que el ion **Cr_2O_7** , reacciona con el agua por el esquema:



O sea que la elevación en la solución de la concentración de iones H^+ desplaza el equilibrio hacia la izquierda, y la de los iones OH^- , a la derecha. En concordancia con ello, de los bicromatos se obtienen con facilidad cromatos y viceversa

Los bicromatos son tóxicos. Ellos irritan y cauterizan las membranas mucosas y la piel. También ejercen una acción tóxica general afectando principalmente el tracto digestivo, provocando gastroenteritis ulcerosa, enfermedades del hígado, úlceras en el duodeno y otras enfermedades.

- **Alcohol Amílico**

Espumante Basado en Glicoles y alcoholes, utilizado en el circuito de plomo es parcialmente soluble en agua, se recomienda utilizar sin diluir, por su alta selectividad y acción inmediata que genera espumas altamente selectivas que permiten alcanzar concentrados de plomo de alto grado, así mismo tiene una alta eficiencia en rangos de 6 a 9 Ph, por las características mencionadas fue recomendado para ser utilizado en nuestro circuitos de plomo

- **Dowfroth – 250**

Los espumantes Dowfroth – químicamente éteres metílicos del polípropilenglicol – son líquidos de baja viscosidad, completamente solubles al agua y pueden representarse por la siguiente fórmula



Como la fórmula lo indica, los productos DOWFROTH no son entidades químicas simples, si no que mas bien consisten en una mezcla de homólogos de peso molecular variable. El control estricto que se ejerce durante la fabricación asegura una distribución uniforme de peso molecular

Propiedad	DOWFROTH 200	DOWFROTH 250
Peso Molecular Promedio	200	250
Densidad especifica a 25 ° c	0.964 – 0.967	0.973 – 0.983
Viscosidad a 25 ° C , centipoises	-	10 – 13
Punto de Ebullición (inicial),° C	243	252
Punto de congelamiento, ° C	Bajo – 45 ° C	Bajo – 45 ° C
Punto de Inflamación, ° F	250	285
Ph	7.2	7.2

Reactivos	Efectos
<p>Promotores y Colectores Ditiofosfato AR- 131 Ditiofosfato AR – 1404 Ditiofosfato AR – 1242 Ditiofosfato AR- Na Xantato Isopropilico de Sodio Z-11 Xantato Amilico de Potasio Z – 6</p>	<p>Daños en la piel a una exposición de 15 minutos sin sufrir irritación ni daños crónicos irreversibles en el tejido, con concentraciones de 50 mg / m³</p>
<p>Espumantes Dowfroth Metil Amil Carbinol</p>	<p>Daños a la piel a una exposición de 15 minutos sin sufrir irritación ni daños crónicos irreversibles en el tejido, con concentraciones de 40 mg / m³</p>
<p>Modificadores Bicromato de sodio Cianuro desoído Silicato de Sodio Sulfato de Cobre Sulfato de Zinc Bisulfito de Sodio Cal apagada (Hidratada)</p>	<p>Estos reactivos pueden producir envenenamiento por ingestión de grandes cantidades y daños a la piel</p>
<p>Acondicionadores Minerec 1669 Tiocarbanilida</p>	<p>Estos reactivos pueden producir envenenamiento por ingestión de grandes cantidades y daños a la piel</p>

De todos los reactivos utilizados por la empresa, es mas peligroso y toxico es el cianuro de Sodio.

II. SEGUNDA EVALUACION DE LA PLANTA CONCENTRADA QUILCAY Nº 1 DEL AÑO 2001 MINERA HUINAC S.A.C.

20 DE AGOSTO DE 2001

El 13 de Agosto del 2001 se realizó una segunda evaluación metalúrgica de la planta concentradora Huinac S.A.C. a pedido del Sr. Henry Vizcarra Mayorga, Gerente General de Minera Huinac S.A.C.

1. OBJETIVO DE LA EVALUACION.- El Sr. Henry Vizcarra solicita la evaluación metalúrgica de la planta concentradora y determinar con que parámetros se está trabajando actualmente.

Esta segunda evaluación consta de datos obtenidos en la misma planta concentradora.

Los datos obtenidos fueron:

1. Blending de la planta concentradora
2. Parámetros de chancado, primaria y secundaria
3. Parámetros de Molienda y datos de los equipos
4. Definición de Molienda y clasificación
5. Carga circulante del clasificador helicoidal
6. Flowsheet de la planta y su leyenda
7. Puntos de adición de los reactivos
8. Reactivos utilizados por la compañía
9. Dosificación exacta de los reactivos
10. Preparación de los reactivos.
11. Análisis granulométricos de algunos puntos de la planta
12. Análisis granulométrico valorada del relave y de la descarga del Molino
13. Flujo de masa de la planta
14. Otros

2. ABASTECIMIENTO DE MINERAL POR LA COMPAÑÍA.

Actualmente la compañía esta tratando tres tipos de minerales, la primera que es del nivel - Palacios con leyes de 13.05 oz. / tc de Plata, 4.81 % de Plomo, 0.49 % de cobre y 13.06 % de Zinc y es poca cantidad en comparación con la extracción de la de la segunda campaña que es el nivel – 3, Olegario con leyes de 28.80 oz. / Tc de Plata, 5.50 % de Plomo, 1.50 % de Cobre y 11.05 % de zinc, y una tercera de nivel - polo con leyes de 21.95 oz. / Tc de Plata, 3.64 % de Plomo, 2.31 % de cobre y 12.25 % de Zinc la mezcla se realiza en relación 2 de Olegario una de polo y una de palacios, dando un promedio de leyes de 22.24 oz. / Tc de Plata, 5.35 % de Plomo, 1.13 % de cobre y 10.84 % de Zinc, muestra común de planta.

3. CHANCADO

La abertura del set de la chancadora de quijadas es como se describe a continuación.

- La chancadora de quijada par el chancado primario 10”*16” con una abertura de 3/4”, aproximadamente,
- La chancadora de quijada par el chancado secundario 8” * 10” con una abertura de 1/4 “, aproximadamente

4. PARAMETROS DE MOLIENDA

- Molino de Bolas : 4' * 5'
- Velocidad de rotación : 28 r.p.m.
- HP : 40
- Amperaje : 48 - 49 amperios
- Velocidad critica : 38.4 r.p.m.
- % velocidad critica : 72.92 %
- Voltaje : 440 voltios
- F80 : 14572.77 micras
- P80 : 202.93 micras
- Work index Wi : 24.51
- Carga de bolas : 3.1 TM.

- Bola de mayor tamaño : 4 pulgadas
- Densidad Mineral : 2.89 Grs/cc
- Alimento al Molino : 2.89 TMS/h
- Cos Ø : 0.85

5. Carga circulante.

Según el análisis granulométrico se obtiene los siguientes datos corregidos

Tyler	% peso	% f	% Peso	% o	% Peso	% u	
65	21.52	21.52	1.62	1.62	22.27	22.27	26.6061
100	21.71	43.23	6.84	8.46	34.38	56.65	2.5892
150	20.05	63.28	14.28	22.74	23.96	80.61	2.3401
200	14.41	77.69	18.09	40.83	11.41	92.02	2.5705
-200	22.31	100	59.17	100	7.98	100	

Por formula se obtiene **249.99 %**, despreciándose los resultados de la malla +65,

6. PARAMETROS DEL CLASIFICADOR HELICOIDAL 24 “ diámetro * 13 ft de largo

- Velocidad de rotación de la hélice : 9 r.p.m.
- Angulo de elevación : 17 ° 6´ 9.82 “
- Numero de disco : 16

7. Consumo total de reactivos utilizados por la planta concentradora Huinac SAC

- Cal : 15.23 Kg/Tm
- Sulfato de Zinc ZnSO₄ : 0.717 Kg/Tm
- Sulfato de Cobre CuSO₄ : 0.573 Kg/Tm
- Cianuro de sodio NaCN : 0.050 Kg/Tm
- Bisulfito de sodio : 0.020 Kg/Tm

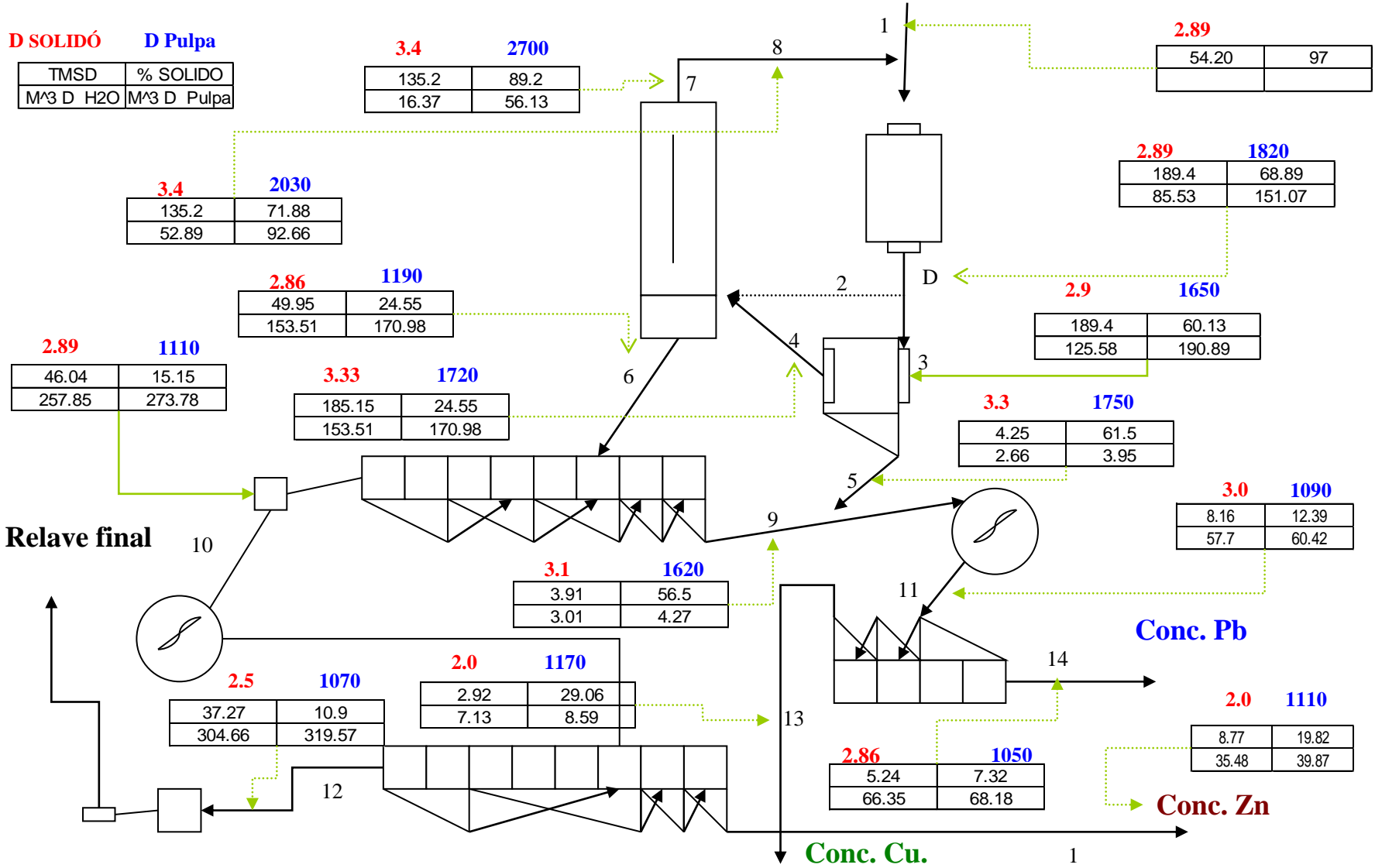
- Xantato amílico de potasio Z – 6 : 0.215 Kg/Tm
- Xantato Isopropílico de sodio Z – 11 : 0.300 Kg/Tm
- Ditiófosfato AR – 1404 : 0.240 Kg/Tm
- Ditiófosfato AR – 1242 : 0.101 Kg/Tm
- Ditiófosfato AR – 131 : 0.014 Kg/Tm
- Bicromato de sodio : 0.573 Kg/Tm
- Aero float Sodium : 0.158 Kg/Tm
- ER –440 : 0.126 Kg/Tm

8. PREPARACION DE LOS REACTIVOS

- Complex : 30 Kg. ZnO + 10 Kg. NaCN + agua
Hasta completar un volumen de 240 lts
- Sulfato de Zinc ZnSO₄ : 22 kg + agua hasta completar
Un volumen de 240 lts
- Sulfato de Cobre CuSO₄ : 24 kg + agua hasta completar
Un volumen de 240 lts
- Cianuro de sodio NaCN : 10 kg + agua hasta completar
Un volumen de 240 lts
- Bisulfito de sodio : 20 Kg. + agua hasta completar
Un volumen de 240 lts
- Xantato amílico de potasio Z – 6 : 10 Kg. Z-6 + agua hasta
Completar un volumen de 120 lts
- Xantato Isopropílico de sodio Z – 11 : 20 kg Z-11 + agua hasta
Completar un volumen de 240 lts
- Ditiófosfato AR – 1404 : 20 kg + agua hasta completar
Un volumen de 240 lts
- Ditiófosfato AR – 1242 : Puro
- Ditiófosfato AR – 131 : Puro
- Bicromato de sodio : 25 kg + agua hasta completar
Un volumen de 240 lts
- Aerofloat Sodium : 20 kg + agua hasta completar
Un volumen de 240 lts
- Dowfloth – 250 : Puro
- ER – 440 : Puro

Flujo de Masa – Agosto del Año 2001- tonelaje tratado 54 TMD

D SOLIDÓ		D Pulpa	
TMSD	% SOLIDO		
M^3 D H2O	M^3 D Pulpa		



Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**

Alimento al Molino:

13/08/2001

muestras tomadas

8 am - 8 pm.

F80

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
5/8	15705	639	14.61	14.61	0.284	4.196	17.607	1.192	0.081	18.45	-3.85
1/4	6282	1521	34.77	49.37	-0.151	3.798	14.426	-0.575	0.023	39.37	10.00
1/8	3141	306	6.99	56.37	-0.242	3.497	12.229	-0.845	0.058	55.19	1.17
1/16	1585	366	8.37	64.73	-0.362	3.200	10.240	-1.157	0.131	68.30	-3.57
65	208	1023	23.38	88.11	-0.898	2.318	5.373	-2.081	0.806	90.30	-2.19
100	147	140	3.21	91.33	-1.042	2.167	4.697	-2.259	1.086	92.18	-0.86
150	104	123	2.81	94.14	-1.219	2.017	4.068	-2.458	1.485	93.70	0.43
200	74	73	1.68	95.81	-1.369	1.869	3.494	-2.558	1.873	94.92	0.89
-200	0	183	4.19	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		4375	100.00		-4.998	23.063	72.135	-10.741	5.544		

		1.69
		0.93
		0.59
		0.38
m	0.649	0.10
B	-2.50	0.08
K	6999.9	0.07
r	0.992	0.05

Análisis Granulométrico:
 Descarga del molino
 P80

Función Distribución de Rosin - Rammler

13/08/2001

muestras tomadas

8 am - 8 pm.

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
5/8	15705	1	0.03	0.03	0.909	4.196	17.607	3.815	0.827	0.01	0.02
1/4	6282	8	0.24	0.27	0.772	3.798	14.426	2.933	0.596	0.43	-0.16
1/8	3141	124	3.71	3.98	0.508	3.497	12.229	1.778	0.259	2.93	1.05
1/16	1585	176	5.26	9.24	0.377	3.200	10.240	1.206	0.142	10.03	-0.79
65	208	686	20.51	29.75	0.084	2.318	5.373	0.194	0.007	52.54	-22.79
100	147	601	17.97	47.72	-0.131	2.167	4.697	-0.284	0.017	59.59	-11.86
150	104	813	24.32	72.05	-0.484	2.017	4.068	-0.977	0.235	65.92	6.13
200	74	370	11.07	83.12	-0.733	1.869	3.494	-1.370	0.537	71.41	11.70
-200	0	565	16.88	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		3344	100.00		1.302	23.063	72.135	7.295	2.620		

m 0.627
 B -1.64
 K 420.0
 r 0.960

9.69
 5.45
 3.53
 2.30
 0.64
 0.52
 0.42
 0.34

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
Rebose del clasificador Helicoidal

13/08/2001 muestras tomadas 8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	8	1.61	1.61	0.616	2.318	5.373	1.428	0.380	1.62	-0.01
100	147	32	6.43	8.03	0.402	2.167	4.697	0.871	0.161	8.46	-0.43
150	104	81	16.27	24.30	0.151	2.017	4.068	0.304	0.023	22.74	1.56
200	74	78	15.66	39.96	-0.037	1.869	3.494	-0.070	0.001	40.83	-0.87
-200	0	299	60.04	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		498			1.131	8.372	17.633	2.533	0.565		

m	1.48	4.13
B	-2.81	2.47
K	79.72	1.48
r	0.998808	0.90

	% PESO
Malla 65	1.62
Malla 100	6.84
Malla 150	14.28
Malla 200	18.09
Malla -200	59.17

Dentro del rango que se ha establecido es de 59.17 %, <56% – 60 %>

Análisis Granulométrico:
RELAVE FINAL

Función Distribución de Rosin - Rammler

13/08/2001

muestras tomadas

8 am - 8 am.

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	29	5.78	5.78	0.455	2.318	5.373	1.055	0.207	5.57	0.21
100	147	65	12.95	18.73	0.224	2.167	4.697	0.486	0.050	19.56	-0.83
150	104	108	21.51	40.24	-0.041	2.017	4.068	-0.082	0.002	39.71	0.53
200	74	94	18.73	58.96	-0.277	1.869	3.494	-0.518	0.077	58.99	-0.03
-200	0	206	41.04	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		502			0.361	8.372	17.633	0.940	0.336		

m	1.64	2.89
B	-3.35	1.63
K	109.15	0.92
r	0.999668	0.53

	% PESO
Malla 65	5.57
Malla 100	13.99
Malla 150	20.15
Malla 200	19.29
Malla -200	41.01

BALANCE METALURGICO

21 de Agosto de 2001

	PESO		CONTENIDO METALICO				DISTRIBUCCION							
	TMSD	%	Ag oz / tc	Pb %	Zn %	Cu %	Ag	Pb	Zn	Cu	Ag	Pb	Zn	Cu
CABEZA	50.285	100.0	20.85	4.87	11.25	1.13	2085.004	487.001	1125	113	100.00	100.00	100.00	100.00
CONC. Cu	1.40	2.78	301.87	9.53	6.23	22.69	839.89	26.52	17.33	63.13	43.93	5.44	1.54	55.87
CONC. Pb	4.54	9.02	89.83	48.48	6.93	3.81	810.65	437.50	62.54	34.38	42.40	89.84	5.56	30.43
CONC. Zn	8.31	16.53	9.26	0.48	56.24	0.59	153.08	7.94	929.75	9.75	8.01	1.63	82.64	8.63
RELAVE	36.03	71.66	1.51	0.21	1.61	0.08	108.21	15.05	115.38	5.73	5.66	3.09	10.26	5.07
Total	50.3						1911.84	487.00	1125.00	113.00	100.00	100.00	100.00	100.00
			Cabeza Calculado				19.12	4.87	11.25	1.13				

Datos

31 Agosto de 2001

Tabla N°1

Voltaje	440
cos	0.85
Amperaje del Molino	49
ton / hr	2.09
Potencia kw-hr/ tm	15.18
F80	14572.77
P80	202.93
k de Molienda	350
densidad del mineral	2.89
work index	24.51
Molino rpm	28.00
Velocidad Critica	38.40
% Velocidad Critica	72.92
Volumen ocupado decimal	0.45
Densidad aparente bola	293
Largo Molino ft	5
Diametro del Molino ft	4
Tamaño maximo de bola in	4.13
Carga de bolas Tm	3.1

Tabla N°2

5.07	Formula
4.33	3.94 Tm

Tamaño de Bolas in	Y	% Peso Acumulado	% Peso	CORRECCION %	PESO TM BOLAS
3	29.58	70.42	70.42	70.73	2.19
2	6.31	93.69	23.27	23.38	0.72
1	0.45	99.55	5.86	5.89	0.18
Total			99.55		3.10
DIFERENCIA EN ERROR			0.45		

Tabla N°2

se adjunta debido a que son datos obtenidos por cálculos matemáticos solo como referencia

DATOS SIN CORREGIR

MALLA TYLER	DESCARGA		Rebose		Arenas		Carga Circulante
	% Peso	G(x)	% Peso	G(x)	% Peso	G(x)	
65	23.31	23.31	1.61	1.61	26.49	26.49	6.8154
100	16.26	39.57	6.43	8.03	23.71	50.20	2.9680
150	24.87	64.44	16.27	24.30	30.68	80.88	2.4419
200	13.39	77.83	15.66	39.96	11.55	92.43	2.5926
-200	22.17	100.00	60.04	100.00	7.57	100.00	
Promedio							2.6675
% cc							266.75

DATOS CORREGIDOS

MALLA TYLER	DESCARGA		Rebose		Arenas		Carga Circulante
	% Peso	G(x)	% Peso	G(x)	% Peso	G(x)	
65		21.52		1.62		22.27	26.6061
100		43.23		8.46		56.65	2.5892
150		63.28		22.74		80.61	2.3401
200		77.69		40.83		92.02	2.5705
-200							
Promedio							2.4999
% cc							249.99

PRODUCCION DE MINERAL AÑO 2001

MESES	POLO NV-6	OLEGARIO NV-3	PALACIOS NV-3	V. HUAMÁN ORO NEGRO	ADMINISTRACIÓN	TOTAL
SALDO DICIEMBRE - 2000						523.60
ENERO	142.800	606.650	494.650	29.700	9.300	1,283.10
FEBRERO	188.300	614.500	344.700	21.000	0.000	1,168.50
MARZO	205.600	615.100	392.600	0.000	0.000	1,213.30
ABRIL	208.200	651.500	432.600	19.500	0.000	1,311.80
MAYO	257.800	652.400	385.200	21.500	0.000	1,316.90
JUNIO	302.200	582.200	358.400	30.900	0.000	1,273.70
JULIO	282.000	586.500	444.000	20.900	0.000	1,333.40
AGOSTO	296.100	729.100	411.100	64.800	0.000	1,501.10
SEPTIEMBRE	188.700	627.800	398.600	30.800	0.000	1,245.90
OCTUBRE	141.300	670.800	395.100	38.700	0.000	1,245.90
NOVIEMBRE	57.700	936.300	407.500	0.000	0.000	1,401.50
DICIEMBRE	91.500	984.000	460.200	64.800	0.000	1,600.50
SUB TOTAL	2,362.200	8,256.850	4,924.650	342.600	9.300	16,419.20
TOTAL	15,895.600					

MESES	CONCENTRADOS OBTENIDOS			
	MINERAL TRATADO	PLOMO	ZINC	COBRE
ENERO	1098.200	114.000	225.000	57.000
FEBRERO	930.900	82.500	114.500	0.000
MARZO	976.300	111.520	227.760	30.480
ABRIL	1272.100	81.300	172.500	31.000
MAYO	1217.600	111.000	237.000	60.000
JUNIO	1370.000	151.800	270.300	93.300
JULIO	1651.100	115.840	269.100	58.400
AGOSTO	1611.100	118.540	267.500	89.100
SEPTIEMBRE	1246.000	108.500	207.200	30.620
OCTUBRE	1536.900	144.900	237.300	82.600
NOVIEMBRE	1375.000	174.200	366.500	0.000
DICIEMBRE	1679.400	180.90	347.34	
SUB TOTAL	15964.60	1495.0	2942.0	532.50
SALDO PARA EL 2002	454.600			

RESUMEN DE LAS DOS EVALUACIONES - DURANTE EL AÑO 2001, DE LA PLANTA CONCENTRADORA QULCAY N°1 MINERA HUINAC SAC

Según el Estudio Minerográfico del Dr. Cesar Canepa, se concluye que el mineral se presenta en el concentrado de cobre.

1. Los resultados del presente estudio permiten establecer que la distorsión observada en la distribución granulométrica de la muestra **Concentrado Cu** se debe a la tendencia del material a formar grumos con lo cual una parte de los granos finos al aglutinarse simulan un tamaño mayor por lo cual quedan retenidos en un tamiz que no les corresponde. Esto se produce porque muy probablemente la actitud del operador es tratar de moler lo mas fino posible en su afán de lograr una adecuada liberación. En efecto, la compleja mineralogía del yacimiento obliga a una molienda enérgica pero dada la naturaleza esencialmente frágil de la mayoría de las menas **es necesario un estricto control del proceso de clasificación con el fin de evitar la sobremolienda**. Una medida correctiva adicional sería controlar cuidadosamente la dosificación de la relación floculantes/ dispersantes.

2. La calidad de la muestra es afectada por la relativa abundancia de contaminantes, especialmente, esfalerita, galena y pirita que están presentes como integrantes de partículas mixtas pero también como partículas libres. Al respecto, se recomienda **afinar los parámetros del proceso a efectos de lograr que la galena sea derivada al Concentrado Pb**; en lo que respecta a esfalerita y pirita, no tiene sentido lograr su depresión porque irían a contaminar igualmente el Concentrado Pb. Con relación a las partículas mixtas, puede intentarse mejorar su liberación remoliendo el material de tamaño mayor que malla 200 pero esta acción debe estar ligada a un exhaustivo control de la clasificación, tal como se indica en 1).

3. De acuerdo con el flow-sheet de la Planta, la muestra estudiada procede de un circuito de separación Cu-Pb. Al respecto, debe considerarse que algunas de las menas presentes (bournonita y seligmannita) corresponden al tipo de sulfosales de Cu y Pb; esto significa que dichos minerales tienen el carácter de menas dobles cuyos cationes, lógicamente, no puede ser separados por un proceso físico como es la flotación. En resumen, tales menas están aptos para

flotar en cualquiera de los dos circuitos - (Pb Y Cu) y por tanto contaminan inevitablemente a uno u otro. Esta situación es imposible de controlar y sólo dejará de ser un problema cuando La explotación llegue a niveles más profundos donde las sulfosales tienden a desaparecer

4. Finalmente, es importante tener en cuenta que el problema de la calidad del concentrado tiene su origen en la alimentación del circuito de separación Cu-Pb; en efecto, la excesiva presencia de esfalerita y pirita debe ser evitada oportunamente para lo cual debe mejorarse la eficiencia en el Banco de Celdas que distribuye la alimentación tanto al circuito Cu-Pb como al circuito Zn.

- En el **Relave** se concluye, según Muestra analizada lo siguiente:

1. Los resultados del estudio microscópico indican que las pérdidas de valores detectados mediante análisis químicos no tienen su expresión en minerales que puedan ser claramente identificados con microscopía óptica; es decir, tales valores seguramente escapan como granos ultra finos de menas. Dichos granos ultra finos están mayormente presentes, como es de esperar, en la fracción de malla -325; sin embargo, debido a la frecuente formación de grumos **(ver fotos)** estos granos de menas ultra finas también ocurren en casi todas las fracciones.

2. Las medidas correctivas pertinentes deberán considerar, necesariamente, lo indicado anteriormente con respecto de la muestra Concentrado Cu; es decir, evitar la sobre molienda mediante un exhaustivo control del proceso de clasificación en el material que sirve de alimentación al circuito de separación Cu-Pb

- Se observa que el consumo de cal se incrementa de 9.52 a 15.23 kg / TM, causando este incremento, una sorpresa, por lo que queda en observación.

- El alimento continuo al Molino es partir de la fecha de 2.89 TMS / hr

- La carga circulante se normaliza y es a partir de la fecha de 250. % promedio

- Se determina el Work Index del Molino 24.51

- Se determina que a fines del año 2001, se trata un promedio de 55 TM/día; obteniendo dos concentrados, el primero un concentrado bulk con leyes promedios de **159.39 oz / TC, 46.27 % Plomo y 7.06 % de Zinc**, el segundo concentrado que sería concentrado Zinc con leyes de **26.83 Ag oz. /**

TC, 0.48 % Plomo y 50.47 % de Zinc, con una análisis de malla de 63.58 % menos malla 200 (menos de 74 micras), en el rebose del clasificador Helicoidal.

- Cabe mencionar que los parámetros y dosificaciones fueron tomadas en la misma planta concentradora, observándose lo siguiente:

Un alto consumo de cal (Hidróxido de Calcio), de 11 Sacos de cal (3 p.m. a 11 p.m.), siendo este un promedio de 220 Kg. por guardia (8 horas)

Además el consumo de bolas es de 40 Kg. por día, que vendría hacer un factor de Molienda de 0.8.

Siendo las leyes de cabeza del día 03 de diciembre de 2001, para la realización del blending las siguientes.

	Ag. onz / tc	Pb %	Zn %
Mineral Olegario Nv. 3	22.89	2.75	9.89
Mineral palacios Nv. 3	17.79	5.91	9.69
Mineral Polo Nv. 6	22.02	4.22	18.17

La realización del blending se realiza de la siguiente manera.

Como se cuenta con tres tipos de Mineral, el objetivo principal es mezclar siempre tres de ellos en relación 1:1:1, (Olegario – Palacios – Polo), de cada uno, como siempre se cuenta con mineral de Olegario y falta algunas veces palacios (cantidad insuficiente) la mezcla de mineral de realiza a veces; 2 de mineral Olegario y 1 de Polo, dando como resultado un promedio de 20.12 oz / TC, 4.22 % Plomo y 9.69 % de Zinc

CHANCADO.

Se ha realizado un control estricto con referencia al chancado siendo para fines del año 2001, un control de malla de 60 % menos la malla ¼ (tamaño menor a 6 mm), la cual debería tomarse como parámetro para la verificación de un chancado correcto.

La malla 1/4 fue hecha con una malla con orificios circulares de abertura de ¼ de pulgada, colocando madera a los laterales.

Se debe mencionar que según recomendaciones para alimentación al Molino de bolas el tamaño óptimo debería ser de 80 % passing malla menos ¼, pero para obtener la mencionada granulometría se debería contar con otro tipo de chancado como chancadora cónica, por lo que 60 % passing la malla menos ¼ con un circuito de chancadoras de quijadas es optima.

MOLIENDA.

Se Agrega a fines del Año 2001, 35 kilogramos de Bolas de acero de 3 “al Molino, para obtener un promedio de 60 - 61 % menos malla 200 (74 micra), liberación optima para la liberación de los minerales a recuperar; siendo el factor de molienda para dicho efecto 0.7, dato que debe ser considerado como un factor para evaluaciones posteriores.

El consumo de cal se redujo de 11 sacos por guardia a solamente 8 sacos, tal reducción se realizo por considerarlo innecesario y en todo caso era perjudicial en la recuperación de la plata.

PH de control a partir del 13 de diciembre el de 7.5 para el Bulk y 12 para el Zinc. La forma en que se realizaba tal control era insuficiente para el concentrado bulk; porque las mediciones se realizaban cuando el flotador observaba algún problema en la pulpa, lográndose de esta manera que la plata se desplazara al concentrado zinc:

La medición del Ph para el concentrado zinc lo realizaba en el relave, es decir justo antes de que llegara a la bomba Fima 3”*3”, la cual indicaría que si tomaba la medición en el acondicionador de Zinc se estaría flotando Zinc a un Ph de 14.

A partir de Inicios del Año 2002, las mediciones se realizan cada hora, y el capataz debe realizar un control permanente de las dosificaciones de todos los reactivos, para lo cual se ha elaborado una hoja de control en donde se anota las dosificaciones así como observaciones para posibles correcciones en futuro- según análisis químico.

Siendo el porcentaje de sólido en Molienda de 69.35 %, con una densidad de pulpa promedio de 1830 gr / lt.(densidad del mineral es de 2.89 gr/cc)

Se debe mencionar que según las observaciones realizadas el pH en el concentrado bulk debe ser 7.5, para lo cual el flotador debe tomar un recipiente

en el rebose del clasificador y esperar unos 5 minutos y en solución clara medir el pH, ya que medir directamente en la pulpa conlleva a errores.

Las dosificaciones deben ser los mencionados en el cuadro de abajo durante el proceso de molienda

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (kg / TM)	2.5	118.75	3562.50
AR – 1242	15.69	0.78	23.54
NaHSO ₃	182.04	7.37	221.18
NaCN	54.49	2.72	81.74
AR – Na	31.21	1.44	43.07
ZnSO ₄	340.18	16.16	484.76

CONCENTRADO BULK:

Manteniendo los parámetros ya antes mencionados así como dosificación de los reactivos que se detallan, y un control estricto en el pH de 7.5.

Por observaciones se ha logrado deducir que cuando el pH del concentrado bulk sube a 8.0 el desplazamiento de plata al concentrado de zinc se hace evidente, obteniendo concentrados de Bulk con leyes de 136.64 – 176.02 oz / TC, 40.56 – 40.77 % Plomo y 7.06 – 7.27 % de Zinc, con un desplazamiento de la plata de 24.94 – 18.52 oz / TC. en el concentrado de zinc Cuando el Ph del concentrado bulk es 7.0 el desplazamiento de la plata se minimiza dando concentrados bulk con leyes de 146.85 – 150.64 oz / TC, 27.68 – 28.10 % Plomo y 7.67 – 6.76 % de Zinc con ley de plata en el concentrado de zinc de 8.46 – 10.79 oz / TC.

En control permanente del pH es primordial, siendo insuficiente el papel indicador de pH, para el control permanente se debería contar con un medidor digital de pH instalado en el rebose del clasificador o con uno portátil a cargo de los jefes de guardia; el equipo de medición digital debería ser considerado y evaluada por la Gerencia General.

Con un porcentaje de sólido de flotación de 19.95 % con una densidad de pulpa de 1140 gr / lt.

Reactivos - Celda Unitaria	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Z-11	39.01	1.77	53.25
ER – 440	27.11	0.99	29.69

Reactivos Rebose del Clasificador	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Z-11	13	0.59	17.75
AR –1404	30.17	1.22	36.66

Reactivos Circuito de Plomo	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
ZnSO4	226.79	10.77	323.18
ER – 440	4.84	0.18	5.30
AR – 1242	4.28	0.21	6.42

CONCENTRADO ZINC.

Manteniendo los parámetros, antes, mencionados así como la dosificación de reactivos que se detallan se obtendrán los resultados mencionados.

Cuando se controla el pH en el concentrado bulk las leyes de plata en el concentrado de zinc son bajas dando un promedio de 12.54 oz / TC y una ley de zinc de 56.32 % de zinc

Por observaciones cuando se logra una ley promedio de 55 % de zinc en el concentrado de zinc, las leyes de plata el Relave es de 2 – 2.53 oz / TC.

Por lo que se recomienda una ley promedio de 51 – 52 % de zinc en el concentrado de zinc, para minimizar la ley de plata en el Relave menor a 2.0 oz / TC.

No se ha determinado un pH optimo para el concentrado de zinc (no se cuenta con información, es decir tendría el mismo efecto flotar a un pH de 12 o 14).

Optimizar el Ph de flotación sería una forma de disminuir el consumo de cal, así como también de reducir el Ph de las aguas en la cancha de relave, observación mencionada por el Ministerio de Energía y Minas (Ing. Condor) en su visita de inspección a la planta concentradora.

Con un porcentaje de sólido de 10 % en la flotación, siendo la densidad de pulpa de 1070 gr / lt.

Reactivos Relave de Plomo	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Cal	12128.1	570.02	18192.15
CuSO4	612.98	29.12	919.47
AR – 131	15.12	0.53	22.68

Reactivos Acondicionador de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Z-6 / Z-11	312.06	14.20	425.96
AR–Na	156.03	7.18	215.32

Reactivos Circuito de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Z-6 / Z-11	312.06	14.20	425.96
D - 250	30.55	1.45	43.53

RELAVE FINAL

A partir del 13 de diciembre de 2001, las leyes promedios son de 2.04 oz / TC, 0.26 % Plomo y 1.16 % de Zinc, manteniendo los parámetros sugeridos con anterioridad las leyes en el relave se minimizan lográndose bajar la ley de zinc a 0.66 – 0.71 % zinc en los relaves.

Siendo el porcentaje de sólidos del relave de 7.28 % con una densidad de pulpa de 1050 gr / lt.

CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (KG / TM)	16.138	758.49	22754.64
ZnSO4	566.96	26.93	807.92
NaHSO3	182.04	7.37	221.18
NaCN	54.49	2.72	81.74
AR- 1404	271.5	11.00	329.87
AR - 1242	19.97	1.00	29.96
Z – 6	312.06	14.20	425.96
Z – 11	364.08	16.57	496.97
CuSO4	612.98	307.07	9212.17
D – 250	81.47	3.87	116.09
AR – Na	187.24	8.61	258.39
AR - 131	15.12	0.53	15.88
ER – 440	31.96	1.17	35.00

COMENTARIOS FINALES

- De Acuerdo al estudio realizado, se pone en práctica, para evaluaciones posteriores, las recomendaciones dada por el Dr. Cesar Canepa, para una óptima recuperación en sus concentrados y bajar las leyes químicas en nuestros relaves. Estamos a la Espera de buscar un reactivo adecuado selectivo que recupere solamente la plata y Plomo y no a la pirita incluida, el reactivo adecuado seria AEROPHINE 3418 A, excelente reactivo para minerales de plata, en presencia de pirita. Existen otros tipos de reactivos similares como Hostafloat 231 (Clariant) - AR – 2500 (Rensana), SF –323 (Shell), estos reactivos o reactivo adecuado debería ser considerada como una alternativa para evaluaciones posteriores, obviamente no con la eficiencia deseada del AEROPHINE 3418 A, que por su elevado costo en

comparación de otros reactivos (AEROPHINE 3418 A seria de 8 \$ kilo Aproximadamente).

- Para descartar todo tipo de observaciones con respecto al mal manejo de equipos o descuido del personal de planta durante el proceso de flotación, se pone en marcha el arreglo mecánico o cambio de los equipos de flotación.
- Antes de considerar una evaluación de algún reactivo nuevo para minimizar el desplazamiento de plata al concentrado de zinc se debe minimizar posibles errores mecánicos en los equipos de la planta.
- Como se menciona con anterioridad el control estricto en el pH de la pulpa bulk con un equipo digital ayudaría a minimizar el desplazamiento de plata al zinc.
- A partir del Año 2002, el chancado se realiza durante todo el día, y con un personal mínimo de 3 personas: el primero en la tolva de grueso, el segundo el chancado primario y el tercero en la zaranda vibratoria y chancado secundario, para la obtención de un chancado correcto de 60 % passing la malla $\frac{1}{4}$.

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
Arenas del Clasificador Pto N°2

30-Ago-02

muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	521	38.31	38.31	-0.018	2.318	5.373	-0.042	0.000	33.95	4.36
100	147	339	24.93	63.24	-0.339	2.167	4.697	-0.734	0.115	68.80	-5.57
150	104	342	25.15	88.38	-0.908	2.017	4.068	-1.832	0.825	87.82	0.56
200	74	99	7.28	95.66	-1.353	1.869	3.494	-2.529	1.831	95.51	0.15
-200	0	59	4.34	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		1360			-2.618	8.372	17.633	-5.137	2.771		

m	3.06	1.08
B	-7.05	0.37
K	202.82	0.13
r	0.994711	0.05

% PESO	
Malla 65	33.95
Malla 100	34.85
Malla 150	19.02
Malla 200	7.69
Malla -200	4.49

Se determina que el clasificador helicoidal, solo tiene un 4.49 % -m200, siendo un parámetro aceptable

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**

Concentrado

Celda unitaria

30-Ago-02 muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	62	7.15	7.15	0.421	2.318	5.373	0.977	0.177	6.75	0.40
100	147	110	12.69	19.84	0.209	2.167	4.697	0.453	0.044	21.42	-1.58
150	104	197	22.72	42.56	-0.068	2.017	4.068	-0.138	0.005	41.37	1.19
200	74	150	17.30	59.86	-0.290	1.869	3.494	-0.542	0.084	60.04	-0.17
-200	0	348	40.14	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		867			0.272	8.372	17.633	0.750	0.310		

m	1.61	2.70
B	-3.30	1.54
K	112.38	0.88
r	0.998733	0.51

	% PESO
Malla 65	6.75
Malla 100	14.66
Malla 150	19.95
Malla 200	18.67
Malla -200	39.96

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
 Concentrado Celda
 Serrano

30-Ago-02 muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	2	0.27	0.27	0.772	2.318	5.373	1.790	0.596	0.26	0.01
100	147	31	4.17	4.44	0.494	2.167	4.697	1.070	0.244	5.14	-0.70
150	104	156	20.97	25.40	0.137	2.017	4.068	0.276	0.019	22.70	2.70
200	74	153	20.56	45.97	-0.109	1.869	3.494	-0.205	0.012	47.27	-1.31
-200	0	402	54.03	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		744			1.293	8.372	17.633	2.931	0.871		

m	2.01	5.96
B	-3.87	2.97
K	85.46	1.48
r	0.997925	0.75

	% PESO
Malla 65	0.26
Malla 100	4.88
Malla 150	17.56
Malla 200	24.57
Malla -200	52.73

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Concentrado Banco de Celdas
 Denver

30-Ago-02 muestras tomadas 8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	1	0.14	0.14	0.816	2.318	5.373	1.892	0.666	0.08	0.07
100	147	5	0.72	0.86	0.677	2.167	4.697	1.468	0.459	1.52	-0.66
150	104	52	7.44	8.30	0.396	2.017	4.068	0.799	0.157	8.61	-0.32
200	74	119	17.02	25.32	0.138	1.869	3.494	0.258	0.019	23.50	1.82
-200	0	522	74.68	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		699			2.028	8.372	17.633	4.417	1.301		

m	1.55	7.16
B	-2.73	4.19
K	58.24	2.45
r	0.990506	1.45

	% PESO
Malla 65	0.08
Malla 100	1.44
Malla 150	7.10
Malla 200	14.88
Malla -200	76.50

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
Concentrado Final Bulk

30-Ago-02 muestras tomadas 8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	2	2.08	2.08	0.588	2.318	5.373	1.363	0.346	1.91	0.17
100	147	6	6.25	8.33	0.395	2.167	4.697	0.857	0.156	9.17	-0.83
150	104	15	15.63	23.96	0.155	2.017	4.068	0.313	0.024	23.59	0.37
200	74	17	17.71	41.67	-0.058	1.869	3.494	-0.108	0.003	41.45	0.21
-200	0	56	58.33	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		96			1.080	8.372	17.633	2.424	0.529		

m	1.45	3.96
B	-2.77	2.39
K	80.76	1.44
r	0.999131	0.88

	% PESO
Malla 65	1.91
Malla 100	7.26
Malla 150	14.42
Malla 200	17.87
Malla -200	58.55

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
Concentrado Final Zinc

30-Ago-02 muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	0.3	0.76	0.76	0.688	2.318	5.373	1.595	0.473	0.53	0.24
100	147	1	2.54	3.31	0.533	2.167	4.697	1.154	0.284	5.23	-1.92
150	104	7	17.81	21.12	0.192	2.017	4.068	0.387	0.037	18.95	2.17
200	74	7	17.81	38.93	-0.025	1.869	3.494	-0.047	0.001	38.82	0.12
-200	0	24	61.07	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		39.3			1.387	8.372	17.633	3.089	0.794		

m	1.66	5.25
B	-3.12	2.95
K	76.50	1.66
r	0.990723	0.95

	% PESO
Malla 65	0.53
Malla 100	4.70
Malla 150	13.72
Malla 200	19.87
Malla -200	61.18

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Descarga del Molino - Alimento a
 la Celda Unitaria

30-Ago-02 muestras tomadas 8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	130	21.07	21.07	0.192	2.318	5.373	0.446	0.037	20.97	0.09
100	147	126	20.42	41.49	-0.056	2.167	4.697	-0.121	0.003	43.28	-1.79
150	104	153	24.80	66.29	-0.386	2.017	4.068	-0.779	0.149	63.76	2.52
200	74	69	11.18	77.47	-0.593	1.869	3.494	-1.108	0.352	78.33	-0.86
-200	0	139	22.53	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		617			-0.842	8.372	17.633	-1.562	0.541		

m	1.80	1.56
B	-3.97	0.84
K	162.26	0.45
r	0.99675	0.24

% PESO	
Malla 65	20.97
Malla 100	22.30
Malla 150	20.49
Malla 200	14.56
Malla -200	21.67

Se asegura que en la celda unitaria se esta flotando mineral grueso solo hay 21.67 % -m200

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
 Descarga del Molino - Alimento al
 clasificador

30-Ago-02 muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	172	35.17	35.17	0.019	2.318	5.373	0.044	0.000	34.03	1.15
100	147	78	15.95	51.12	-0.173	2.167	4.697	-0.376	0.030	53.81	-2.68
150	104	100	20.45	71.57	-0.476	2.017	4.068	-0.959	0.226	69.98	1.59
200	74	46	9.41	80.98	-0.676	1.869	3.494	-1.263	0.457	81.27	-0.29
-200	0	93	19.02	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		489			-1.306	8.372	17.633	-2.554	0.713		

m	1.59	1.08
B	-3.66	0.62
K	198.43	0.36
r	0.996124	0.21

	% PESO
Malla 65	34.03
Malla 100	19.78
Malla 150	16.18
Malla 200	11.28
Malla -200	18.73

La mayor cantidad de mineral grueso retorna al clasificador

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**

Alimento al Molino:

19-Feb-02

muestras tomadas

8 am - 8 pm.

F80

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
5/8	15705	38	1.47	1.47	0.625	4.196	17.607	2.623	0.391	4.95	-3.48
1/4	6282	927	35.96	37.43	-0.008	3.798	14.426	-0.029	0.000	23.95	13.48
1/8	3141	274	10.63	48.06	-0.135	3.497	12.229	-0.472	0.018	44.29	3.77
1/16	1585	363	14.08	62.14	-0.323	3.200	10.240	-1.032	0.104	62.65	-0.51
65	208	719	27.89	90.03	-0.979	2.318	5.373	-2.269	0.958	91.39	-1.36
100	147	76	2.95	92.98	-1.138	2.167	4.697	-2.466	1.295	93.43	-0.45
150	104	57	2.21	95.19	-1.307	2.017	4.068	-2.637	1.709	95.00	0.19
200	74	31	1.20	96.39	-1.435	1.869	3.494	-2.682	2.059	96.18	0.21
-200	0	93	3.61	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		2578	100.00		-4.699	23.063	72.135	-8.965	6.533		

3.01

1.43

0.81

0.47

0.09

0.07

0.05

0.04

m 0.811

B -2.93

K 4045.1

r 0.992

ley de distribución $G(x) = 100 - F(x) = 100 \cdot \exp(-(x/k)^m)$

F80	7272.76
------------	----------------

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**

Descarga del molino

30-Ago-02

muestras tomadas

8 am - 8 pm.

P80

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
5/8	15705	1	0.08	0.08	0.850	4.196	17.607	3.567	0.723	0.00	0.08
1/4	6282	2	0.17	0.25	0.777	3.798	14.426	2.951	0.604	0.12	0.13
1/8	3141	2	0.17	0.42	0.738	3.497	12.229	2.581	0.545	1.46	-1.04
1/16	1585	3	0.25	0.67	0.699	3.200	10.240	2.237	0.489	6.93	-6.25
65	208	332	27.92	28.60	0.098	2.318	5.373	0.226	0.010	50.52	-21.93
100	147	262	22.04	50.63	-0.167	2.167	4.697	-0.362	0.028	58.23	-7.60
150	104	283	23.80	74.43	-0.530	2.017	4.068	-1.069	0.281	65.14	9.30
200	74	113	9.50	83.94	-0.757	1.869	3.494	-1.414	0.573	71.10	12.84
-200	0	191	16.06	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		1189	100.00		1.708	23.063	72.135	8.717	3.250		

12.45 ley de distribucion $G(x) = 100 - F(x) = 100 \cdot \exp(-(x/k)^m)$

6.73

4.23

2.67

m 0.671

0.68

B -1.72

0.54

K 367.2

0.43

r 0.939

0.34

P80	745.87
------------	---------------

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

30-Ago-02

muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	4	1.57	1.57	0.619	2.318	5.373	1.434	0.383	1.69	-0.12
100	147	20	7.84	9.41	0.374	2.167	4.697	0.809	0.140	9.19	0.23
150	104	42	16.47	25.88	0.131	2.017	4.068	0.264	0.017	24.67	1.21
200	74	43	16.86	42.75	-0.071	1.869	3.494	-0.132	0.005	43.71	-0.97
-200	0	146	57.25	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		255			1.052	8.372	17.633	2.375	0.544		

m	1.54	4.08
B	-2.97	2.39
K	83.66	1.40
r	0.999168	0.83

	% PESO
Malla 65	1.69
Malla 100	7.50
Malla 150	15.49
Malla 200	19.04
Malla -200	56.29

El rebose del clasificador helicoidal tiene una liberación de 56.29 % -m200

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler

Relave Bulk - Banco de Celdas Denver

30-Ago-02

muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	8	8.08	8.08	0.401	2.318	5.373	0.929	0.161	7.06	1.02
100	147	7	7.07	15.15	0.276	2.167	4.697	0.598	0.076	16.98	-1.83
150	104	14	14.14	29.29	0.089	2.017	4.068	0.180	0.008	30.50	-1.21
200	74	17	17.17	46.46	-0.116	1.869	3.494	-0.216	0.013	44.91	1.55
-200	0	53	53.54	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		99			0.650	8.372	17.633	1.490	0.258		

m	1.16	2.65
B	-2.26	1.77
K	89.67	1.19
r	0.994018	0.80

	% PESO
Malla 65	7.06
Malla 100	9.92
Malla 150	13.52
Malla 200	14.41
Malla -200	55.09

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
Relave Celda Serrano

30-Ago-02

muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	4	4.30	4.30	0.498	2.318	5.373	1.154	0.248	3.63	0.67
100	147	5	5.38	9.68	0.368	2.167	4.697	0.798	0.136	11.60	-1.92
150	104	14	15.05	24.73	0.145	2.017	4.068	0.293	0.021	24.63	0.10
200	74	15	16.13	40.86	-0.048	1.869	3.494	-0.090	0.002	39.94	0.92
-200	0	55	59.14	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		93			0.963	8.372	17.633	2.155	0.407		

m	1.24	3.32
B	-2.36	2.15
K	79.28	1.40
r	0.994631	0.92

	% PESO
Malla 65	3.63
Malla 100	7.97
Malla 150	13.03
Malla 200	15.31
Malla -200	60.06

Liberación adecuado para que realizar una segunda flotación en las celdas denver de Zinc

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
RELAVE FINAL

30/08/2002

muestras tomadas

8 am - 8 a.m.

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	1	1.89	1.89	0.599	2.318	5.373	1.388	0.359	1.91	-0.02
100	147	4	7.55	9.43	0.373	2.167	4.697	0.809	0.139	9.71	-0.27
150	104	9	16.98	26.42	0.124	2.017	4.068	0.251	0.015	25.24	1.17
200	74	9	16.98	43.40	-0.078	1.869	3.494	-0.147	0.006	44.06	-0.67
-200	0	30	56.60	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		53			1.018	8.372	17.633	2.301	0.519		

m	1.52	3.96
B	-2.93	2.33
K	84.32	1.38
r	0.999414	0.82

	% PESO
Malla 65	1.91
Malla 100	7.80
Malla 150	15.54
Malla 200	18.82
Malla -200	55.94

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
Relave Celda Unitaria

30-Ago-02 muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	165	23.78	23.78	0.157	2.318	5.373	0.365	0.025	23.68	0.10
100	147	150	21.61	45.39	-0.102	2.167	4.697	-0.222	0.010	47.53	-2.14
150	104	177	25.50	70.89	-0.463	2.017	4.068	-0.935	0.215	68.05	2.84
200	74	69	9.94	80.84	-0.672	1.869	3.494	-1.256	0.452	81.76	-0.93
-200	0	133	19.16	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		694			-1.081	8.372	17.633	-2.048	0.702		

m	1.90	1.44
B	-4.26	0.74
K	171.71	0.38
r	0.995554	0.20

	% PESO
Malla 65	23.68
Malla 100	23.85
Malla 150	20.53
Malla 200	13.71
Malla -200	18.24

La cantidad de finos que se dirige al clasificador helicoidal todavía es de consideración 18.24 % -m200

PRODUCCION DE MINERAL AÑO 2002

MESES	POLO Nv-6	OLEGARIO NV-3	PALACIOS NV-3	V. HUAMÁN ORO NEGRO	ADMINISTRACIÓN	TOTAL
SALDO DICIEMBRE - 2001						454.60
ENERO	0.00	782.20	570.10	42.30		1,394.60
FEBRERO		647.80	458.30	62.30	0.00	1,168.40
MARZO		684.50	409.20	54.20		1,147.90
ABRIL		918.80	406.30	99.10		1,424.20
MAYO		955.40	426.20	142.10		1,523.70
JUNIO		753.20	412.10	105.00		1,270.30
JULIO		808.10	451.60	99.80		1,359.50
AGOSTO		666.50	419.60	62.10		1,148.20
SEPTIEMBRE		523.20	299.60	62.90		885.70
OCTUBRE		377.80	296.40	110.10		784.30
NOVIEMBRE		289.80	319.50	90.30		699.60
DICIEMBRE		210.40	270.30	80.50	463.30	1,024.50
SUB TOTAL	0.00	7,617.70	4,739.20	1,010.70	463.30	14,285.50
TOTAL				13,830.90		

MESES	CONCENTRADOS OBTENIDOS			
	MINERAL TRATADO	PLOMO	ZINC	COBRE
SALDO DICIEMBRE - 2001				
ENERO	1400.00	177.66	247.65	0.00
FEBRERO	1210.70	155.20	244.40	0.00
MARZO	1357.50	185.86	243.66	0.00
ABRIL	1465.50	214.76	271.69	0.00
MAYO	1552.65	207.10	306.10	0.00
JUNIO	1135.20	155.80	211.35	0.00
JULIO	1135.20	157.86	280.61	0.00
AGOSTO	1417.85	188.44	159.53	29.80
SEPTIEMBRE	974.259	113.80	191.16	26.52
OCTUBRE	871.20	128.00	122.89	0.00
NOVIEMBRE	514.008	63.62	125.32	0.00
DICIEMBRE	768.90	86.01	86.17	0.00
SUB TOTAL	13802.967	1834.110	2490.530	56.320
Saldo para el 2003	482.533			

PRIMER RESUMEN DE PLANTA CONCENTRADORA - AÑO 2002

A partir de Enero a Agosto del presente año, se inician las evaluaciones, siendo lo principal para este mes: la disminución en el consumo de AR-1404 (Cynamid); logrando un ahorro de 40 % en comparación de AR-1404 (**Renasa**); requiriéndose una evaluación económica para determinar su rendimiento total, siendo el tratamiento para este periodo de un promedio de **53 TMS/día**; Obteniendo dos concentrados, el primero un concentrado bulk de despacho con leyes promedios de **129.52 plata oz. / TC, 36.26 % Plomo y 8.35 % de Zinc**, (según análisis químico del 03, 07, 12, 14, 19 y 23 de Agosto), con una Humedad promedio de **10.01 %**; el segundo concentrado que sería concentrado Zinc de despacho con leyes promedios de **9.57 plata oz. / TC, y 53.05 % de Zinc**, con una humedad promedio de **13.91 %** y un análisis de malla promedio de **58 % menos malla 200** (menos de 74 micras), en el rebose del clasificador Helicoidal. Observándose que la carga circulante en el clasificador helicoidal es de 244.90 % (con datos corregidos), Además el consumo de bolas es de 40 Kg. por día. Siendo las leyes de cabeza a partir del día 03 de Agosto de 2002 las siguientes para la realización del blending.

	Ag. onz / tc	Pb. %	Zn %
03-Ago-02	12.85	9.69	9.35
11-Ago-02	28.66	5.65	10.32
17-Ago-02	26.91	5.16	11.22
24-Ago-02	25.08	6.16	2.64
31-Ago-02	25.08	4.27	7.05
Mineral Olegario Nv-3 Promedio	23.72	6.19	8.12
03-Ago-02	20.00	5.75	11.23
11-Ago-02	10.28	3.77	8.74
17-Ago-02	24.00	3.97	8.54
24-Ago-02	8.60	4.37	9.33
31-Ago-02	7.00	3.28	4.96
Mineral Palacios Nv-3 Promedio	13.98	4.23	8.56
03-Ago-02	10.81	2.78	16.40
27-Jul-02	8.46	2.58	12.13
Mineral V. Huaman Promedio Nv-6	9.64	2.68	14.27

La realización del blending a partir del mes de Agosto es de:

93 % la mezcla Dos de Olegario por una de Palacio, el objetivo principal es mezclar siempre en relación 2: 1, (Olegario Nv –3, Palacios Nv – 3).

7 % la mezcla de Polo – Amapola - Tucu

El mineral de V. Huaman Nv- 6, se mezcla cuando llega por lo general una vez a la semana, la cual es agregada a la mezcla correspondiente al 93 %. Para el mes de Agosto fueron agregados los días 01, 08, 10, 14, 28 Y 31, de Agosto.

Según el análisis de cabeza calculada para el caso de la plata se puede establecer una estimación de la ley de cabeza procesada por la planta concentradora para el mes de Agosto, siendo las siguientes:

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
02-Ago-02	17.61	4.26	8.55
09-Ago-02	19.91	5.16	9.73
30-Ago-02	17.21	4.47	6.75

CHANCADO.

Se Mantiene el control en el chancado siendo para el mes de Agosto el control de malla de **55-60** % menos la malla $\frac{1}{4}$ (tamaño menor a 6 mm), la cual se ha tomado como parámetro para la verificación de un chancado correcto.

MOLIENDA Y CLASIFICACION:

La carga de bolas de acero al molino correspondiente a este periodo ha sido realizada de la siguiente manera.

Bolas de 3 " 2200 kg

Bolas de 2 " 700 kg

Bolas de 1 " 200 kg

Para este periodo la carga al molino de bolas es de 40 kilogramos, para mantener en 55 - 57 % - m200 aproximadamente), siendo este el factor de molienda promedio para el mes de Agosto de 0.75.

Manteniéndose el porcentaje de sólido en Molienda de 69.35 %, con una densidad de pulpa promedio de 1830 gr / lt. (Densidad del mineral es de 2.89 gr/ cc)

Reactivos	gr / tm	kg - Dia	Kg - Mensual
Cal (punto 1)	516.30	21.89	436.07
AR - 1242 (Punto 2)	24.59	1.24	24.66
NaHSO ₃ (Punto 2)	172.94	9.17	182.58
NaCN (Punto 2)	51.76	2.74	54.65
AR - 2510 (Punto 2)	17.95	0.69	13.83
ZnSO ₄ (Punto 2)	323.17	17.13	341.19
Z-11 (Punto 2)	24.71	1.24	24.78

En el punto 3

Reactivos - Celda Unitaria	gr / tm	kg - Dia	Kg - Mensual
Z-11	0.00	0.00	0.00
ER - 440	7.36	0.39	7.77

En el punto 4

Reactivos Rebose del Clasificador	gr / tm	kg - Dia	Kg - Mensual
ZnSO ₄	10	0.53	10.56
AR -1404	14.33	0.65	12.86

En los puntos 5, 6 7 y 8

Reactivos Circuito de Plomo	gr / tm	kg - Dia	Kg - Mensual
ZnSO ₄ (Punto 5)	269.31	14.27	284.33
ER - 440 (Punto 6)	7.36	0.39	7.77
ZnSO ₄ (Punto 7)	3.47	0.17	3.48
AR - 2510 (Punto 8)	17.95	0.69	13.83

En el punto 9

Reactivos Relave de Plomo	gr / tm	kg - Dia	Kg - Mensual
Cal kg/ TM	4.348	184.35	3672.19
CuSO4	582.34	30.86	614.81
AR - 1242	7.18	0.38	7.58

En el Punto 11

Reactivos Celda Serrano de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg - Mensual
Z-6 / Z-11	74.12	3.73	74.34

En los puntos 12, 13 y 14

Reactivos Circuito de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg - Mensual
Z-6 / Z-11 (Punto 12)	148.23	7.46	148.67
D - 250 (Punto 13)	38.7	2.05	40.86

RELAVE FINAL

Para este periodo, las leyes promedios son de **1.83** plata oz. / TC, **0.17** % de Plomo y **0.45** % de Zinc.

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
2-Ago-02	1.62	0.15	0.40
9-Ago-02	1.43	0.15	0.55
30-Ago-02	2.43	0.20	0.40
Promedio	1.83	0.17	0.45

Siendo el porcentaje de sólidos del relave de 7.28 % con una densidad de pulpa de 1050 gr / lt.

CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (KG / TM)	4.86	206.06	4104.79
ZnSO4	605.94	32.11	639.73
NaHSO3	172.94	9.17	182.58
NaCN	55.65	2.95	58.75
AR- 1404	128.96	5.81	115.73
AR - 1242	31.77	1.60	31.86
Z – 6	111.17	5.60	111.50
Z – 11	135.88	6.84	136.28
CuSO4	582.34	30.86	614.81
D – 250	53.21	2.82	56.18
AR – Na	148.23	7.86	156.50
ER – 440	16.56	0.88	17.48
AR-2510	35.91	1.39	27.68

COMENTARIOS

- Para este periodo, se realizó un control al molino de Bolas.
- Se Realiza el flowsheet de los equipos de planta; así como un flowsheet de los puntos de dosificaciones de reactivos. Las cuales fueron Realizadas con anterioridad.
- Debido Al poco consumo del reactivo AR-131, se dejo de utilizar para colocar en su reemplazo AR-1242, siendo efectivo solo en algunos meses.

SEGUNDO RESUMEN DE PLANTA CONCENTRADORA - AÑO 2002

Para este periodo de Septiembre a Diciembre del presente año, se inicia las evaluaciones, siendo lo principal para el mes de Diciembre. El tratamiento de mineral oxidado a partir del 19 de diciembre, con un Ph natural de 1.5, el aumento del consumo de Cal era necesaria en el circuito de plomo, siendo normal para el circuito de Zinc; el tratamiento para este mes de un promedio de **54 TMS/día**; Obteniendo dos concentrados, el primero un concentrado bulk de despacho con leyes promedios de **87.21 plata oz. / TC, 26.88 % Plomo y 10.20 % de Zinc**, con una Humedad promedio de **12.70 %**; el segundo concentrado que seria concentrado Zinc de despacho con leyes promedios de **9.93 plata oz. / TC, y 51.90 % de Zinc**, con una Humedad promedio de **14.16 %** y un análisis de malla promedio de **60 % menos malla 200** (menos de 74 micras), en el rebose del clasificador Helicoidal.

La carga circulante en el clasificador helicoidal se mantiene actualmente en 240 % (con datos corregidos), Además el consumo de bolas es de 50 Kg. por día.

Siendo las leyes de cabeza hasta el mes de Diciembre de 2002 para la realización del blending las siguientes:

	Ag. onz / tc	Pb. %	Zn %	Cu %
15-Dic-02	11.96	3.69	8.20	
28-Dic-02	8.84	3.48	6.04	
Mineral Olegario Nv-3 Promedio	10.40	3.59	7.12	
30-nov-2002	21.44	1.40	1.12	1.44
Mineral Olegario Nv-8 Promedio	21.44	1.40	1.12	1.44
07-Dic-02	12.39	4.58	9.06	
15-Dic-02	6.56	4.59	9.67	
28-Dic-02	7.97	4.78	10.53	
Mineral Palacios Nv-3 Promedio	8.97	4.65	9.75	
15-Dic-02	7.87	1.70	2.76	2.64
28-Dic-02	12.54	0.80	1.12	
Mineral V. Huaman Promedio Nv-5	10.21	1.25	1.94	2.64

La realización del blending hasta el mes de **Diciembre del 2002** es de:

100 % la mezcla del mes ha sido una de Olegario y una de Palacio, (Olegario Nv-3, Palacios Nv – 3), llegando incluso agregar mineral de las contratas V. Huaman Nv-5 y Olegario Nv-8; por falta de Mineral.

El mineral de V. Huaman Nv- 5, se mezcla cuando llega, la cual es agregada a la mezcla correspondiente al 100 %.

Según el análisis de cabeza Analizada para el caso de la plata, se puede establecer una estimación de la ley de cabeza procesada por la planta concentradora para el presente mes, siendo las siguientes:

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
07-Dic-02	12.98	3.99	7.16
12-Dic-02	10.64	3.59	7.42

CHANCADO.

Se Mantiene el control en el chancado siendo para este mes de **54-60 %** menos la malla $\frac{1}{4}$ (tamaño menor a 6 mm).

MOLIENDA Y CLASIFICACION:

La carga de bolas de acero al molino correspondiente al presente mes fue la siguiente:

- 1200 kilogramos bolas de 2 “
- 1700 Kilogramos bolas de 3”
- Kilogramos bolas de 1” (bolas gastadas)

Para este periodo, la carga al molino de bolas es de 50 kilogramos (hasta el mes de **Diciembre**, para mantener en 60 - 62 % - m200 aproximadamente), siendo para ello el factor de molienda promedio para este mes es de **0.90 promedio**, manteniéndose el porcentaje de sólido en molienda de 69.35 %, con una densidad de pulpa promedio de 1830 gr / lt. (Densidad del mineral es de 2.89 gr/ cc)

El consumo de reactivo

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (punto 1)	715.92	32.07	284.81
AR – 1242 (Punto 2)	0.00	0.00	0.00
NaHSO3 (Punto 2)	164.70	9.22	81.90
NaCN (Punto 2)	49.30	2.76	24.52
AR – 2510 (Punto 2)	11.40	0.47	4.14
ZnSO4 (Punto 2)	410.37	22.98	204.07
Z-11 (Punto 2)	0.00	0.00	0.00

En el punto 3

Reactivos - Celda Unitaria	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Z-11	23.53	1.25	11.12
ER – 440	7.01	0.39	3.49

En los puntos 5, 6 7 y 8

Reactivos Circuito de Plomo	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
ZnSO4 (Punto 5)	256.48	14.36	127.54
ER – 440 (Punto 6)	5.26	0.29	2.62
Z-11 (Punto 7)	2.35	0.13	1.11

En el punto 9

Reactivos Relave de Plomo	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Cal kg/ TM	5.590	250.44	2223.88
CuSO4	554.61	31.06	275.80
AR – 131	4.56	0.26	2.27
D – 250	13.82	0.77	6.87

En el Punto 11

Reactivos Celda Serrano de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Z-6 / Z-11	70.59	3.76	33.35
AR –Na	141.17	7.91	70.20

En los puntos 12, 13 y 14

Reactivos Circuito de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Z-6 / Z-11 (Punto 12)	141.17	7.51	66.69
D - 250 (Punto 13)	38.85	2.06	18.28

RELAVE FINAL

Para este periodo, las leyes promedios son de **1.61** plata oz. / TC, **0.40** % de Plomo y **0.84** % de Zinc.

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
7-Dic-02	2.04	0.50	0.65
12-Dic-02	1.17	0.30	1.03

Siendo el porcentaje de sólidos del relave de 7.28 % con una densidad de pulpa de 1050 gr / lt.

CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (KG / TM)	6.31	353.36	3137.84
ZnSO4	666.86	37.34	331.62
NaHSO3	164.70	9.22	81.90
NaCN	53.00	2.97	26.36
AR- 1404	227.47	10.83	96.15
AR - 1242	4.56	0.24	2.15
Z – 6	105.88	5.93	52.65
Z – 11	131.76	7.38	65.52
CuSO4	554.61	29.51	262.01
D – 250	50.67	2.84	25.20
AR – Na	141.17	7.91	70.20
ER – 440	12.27	0.69	6.10
AR-2510	20.52	0.84	7.45
AR-131	29.37	1.20	10.66

COMENTARIOS FINALES

1. En este periodo se realizo en forma estricta los análisis granulométricos en toda la planta y así tener una idea del comportamiento granulométrico del mineral en los diferentes puntos.
2. También se puede apreciar que la carga circulante que de un inicio era de 300 % se redujo a 249.9 %, lográndose con esta medida un aumento considerable de tratamiento de mineral, es decir darle mas capacidad a nuestro molino

Otros.

Para el presente Periodo se realizó el tratamiento del mineral oxidado con las siguientes observaciones:

1. El pH natural es de 1.5, se lavo cuatro veces y el pH aumento a 2.3; con lo cual se procedió a agregar cal directamente al mineral con la finalidad de disminuir su acidez – la relación fue; por cada 10 TM de mineral oxidado una bolsa de cal (22 kilos aproximadamente).
2. Durante su tratamiento cuando su pH supera el 7.0 se tiene problemas de los reactivos, se debilitan disminuyendo su poder colector principalmente el los Xantatos y Ditiolfosfatos.
3. El silicato de sodio origina mayor desplazamiento de la plata hacia el relave
4. El sulfuro de sodio adicionado al molino origina un incremento de la plata en el relave.
5. Las variaciones con respecto a los espumante son varios al inicio no resulto el ER-440, por lo cual se procedió a utilizar Metil amyl alcohol para finalmente utilizar D-250 conjuntamente con el AR-2510.
6. Al final se trabajó con un pH de 4.0 promedio en el circuito de Plomo y un pH 5.0 – 6.0 en el circuito de zinc.
7. al inicio del tratamiento se tuvo problemas con la dosificación de la cal porque los alimentadores no eran los suficientes para dosificar en forma continua gran cantidad de cal requerida, pero después de la adición de cal al mineral se pudo trabajar en forma continua y uniforme sin complicaciones en la espumación.

8. El uso del cianuro para el mineral oxidado origina gran desplazamiento de plata al relave.

9. El sulfuro de sodio adicionado en la celda cerrado mejora la recuperación en el circuito de zinc de la plata.

10. Siguiendo los cuidados mencionados se puede obtener un Relave de 2.71 oz / tc análisis realizado el 27 de Diciembre.

11. A partir del 02 de Enero de 2003 se ha realizado la mezcla de mineral sulfurado con el concentrado del mineral oxidado en relación de 8 a 1 ; siendo el tratamiento diario de 16, mineral de tratamiento normal, con dos del concentrado del mineral oxidado, lográndose los mismo resultados; pero se debe tener presente lo siguiente:

- El pH de tratamiento en el circuito de plomo es de 11.6 llegando hasta 12.0, este incremento se debe a que si disminuye el pH de tratamiento las espumas se debilitan llegando incluso a que el celda unitaria no se obtenga ningún concentrado.
- Un aumento de todos los Ditiofosfatos como AR -2510 y AR-131 en un 25 % del consumo normal.
- Un aumento del Ditiofosfato AR-1242 en el circuito de zinc en 300 % del consumo normal.

12. A Sugerencia se realizó la prueba de mezclar el mineral Normal con el mineral oxidado en una relación de 70 a 30 % respectivamente para ser flotado en la celda de laboratorio observando lo siguiente.

- El pH natural es de 2.6
- Durante el tratamiento se observa la activación de zinc en el concentrado de plomo.
- El pH de tratamiento fue de 9.3.

RESUMEN DE PRODUCCIÓN MINA - AÑO 2003

Meses	TMH HUANCAPETI	TMH OXIDADO	TMH de Mina	TMH TOTALES	TMH FLOTADAS OXIDADAS	TMH FLOTADAS CON. OXIDADO	TMH FLOTADAS HUANCAPETI	TMH FLOTADAS MINA	TMH Flotadas TOTALES
Enero	0	146.3	681.2	827.5	234.3	0	0	681.2	915.5
Febrero	0	99	683.47	782.47	59.4	0	0	894.911	954.311
Marzo	0	239.6	732.3	971.9	171.6	99.66	0	771.705	1042.965
Abril	0	116.9	680.8	797.70	230.51	16.5	0	557.7	804.71
Mayo	0	104.2	1082.9	1187.1	0	62.87	0	1218.7	1281.57
Junio	264.3	80.7	985.8	1330.8	226.05	0	264.3	981.1	1471.45
Julio	146.7	19.4	1090.1	1256.2	0	71.61	146.7	1092.43	1310.74
Agosto	115.7	0	1083.4	1199.1	19.8	9.9	115.7	958.65	1104.05
Septiembre	197.6	0	1001.1	1198.7	20.25	0	197.6	952.02	1169.87
Octubre	67	0	1064.4	1131.4	0	0	67	1202.09	1269.09
Noviembre	0	0	1052.65	1052.65	0	0	0	995.28	995.28
Diciembre	0	0	916	916	0	0	0	942.15	942.15
TOTALES	791.3	660	10373	12652	961.91	260.54	791.3	11248	13262

Meses	Leyes Promedios de cabeza			Concentrados Obtenidos		Concentrados Enviados	
	Ag oz/tc	Pb %	Zn %	Pb	Zn	a Lima	
						Pb	Zn
Enero	12.51	3.66	9.32	156.60	143.00	120.77	124.58
Febrero	11.54	3.76	6.05	60.00	39.00	62.1	31.7
Marzo	14.98	4.18	6.87	11295.00	112.00	91.57	124.4
Abril	16.04	6.06	8.81	62.10	69.96	63.4	60.4
Mayo	19.95	6.03	10.36	165.04	219.02	155.9	187.7
Junio	20.63	6.6	11.47	195.00	246.00	208.75	216.94
Julio	29.69	7.2	12.09	209.35	212.00	244.7	273.45
Agosto	30.04	7.09	12.49	246.50	212.67	181.19	243.23
Septiembre	23.59	6.67	12.94	197.22	246.16	245.88	238.91
Octubre	22.38	6.63	13.63	155.00	261.75	120.79	241.55
Noviembre	26.34	6.86	14.59	200.00	252.00	216.05	203.65
Diciembre	29.53	6.36	11.36	95.00	120.00	155.21	229.85
TOTALES	23.85	6.52	11.95	1840.91	2154.56	1866.3	2176.4

Meses	Concentrados Enviados		Concentrados Enviados a Lima % de Humedad		Concentrados Enviados a Lima TMS		Leyes Promedio de Concentrados			
	a Lima TMH						Plomo		Zinc	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ag oz/tc	Pb %	Ag oz/tc	Zn %
Enero	120.77	124.6	10.77	12.67	107.76	108.80	69.68	23.66	9.78	44.8
Febrero	62.1	31.7	11.93	13.67	54.69	27.37	76.86	21.52	13.85	45.53
Marzo	91.57	124.4	10.39	13	82.06	108.23	81.76	31.43	14.47	49.92
Abril	63.4	60.4	12.45	13.33	55.51	52.35	124.66	29.9	17.75	47.58
Mayo	155.9	187.7	9.93	13.1	140.42	163.11	117.88	39.5	15.49	51.25
Junio	208.75	216.9	9.52	12.08	188.88	190.73	126.66	35.12	12.93	53.06
Julio	244.7	273.5	9.28	11.44	221.99	242.17	126.1	39.35	13.79	52.17
Agosto	181.19	243.2	9.13	11.12	164.65	216.18	137.75	35.85	14.07	52.2
Septiembre	245.88	238.9	9.54	11.4	222.42	211.67	119.43	35.56	11.77	53.2
Octubre	120.79	241.6	8.39	11.28	110.66	214.30	128.79	46.12	13.87	51.4
Noviembre	216.05	203.7	8.8	11.37	197.04	180.49	140.15	38.95	14.16	54.4
Diciembre	155.21	229.9	8.51	12.01	142.00	202.25	131.44	33.92	12.01	52.1
TOTALES	1866.3	2176			1688.070	1917.652	120.60	35.71	13.43	51.65

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

10-Ene-03 muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	8	1.58	1.58	0.618	2.318	5.373	1.432	0.382	1.39	0.20
100	147	26	5.14	6.72	0.431	2.167	4.697	0.935	0.186	7.73	-1.01
150	104	77	15.22	21.94	0.181	2.017	4.068	0.365	0.033	21.55	0.38
200	74	91	17.98	39.92	-0.037	1.869	3.494	-0.069	0.001	39.55	0.37
-200	0	304	60.08	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		506			1.193	8.372	17.633	2.663	0.602		

m	1.48	4.28
B	-2.80	2.56
K	77.86	1.53
r	0.998452	0.93

	% PESO
Malla 65	1.39
Malla 100	6.34
Malla 150	13.83
Malla 200	18.00
Malla -200	60.45

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 RELAVE FINAL

23/01/2003 muestras tomadas 8 am - 8 a.m.

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	4	0.79	0.79	0.685	2.318	5.373	1.587	0.469	0.81	-0.02
100	147	26	5.16	5.95	0.450	2.167	4.697	0.976	0.203	6.07	-0.12
150	104	73	14.48	20.44	0.201	2.017	4.068	0.405	0.040	19.54	0.89
200	74	87	17.26	37.70	-0.011	1.869	3.494	-0.020	0.000	38.29	-0.60
-200	0	314	62.30	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		504			1.325	8.372	17.633	2.948	0.712		

m	1.56	4.82
B	-2.93	2.80
K	75.97	1.63
r	0.999619	0.96

	% PESO
Malla 65	0.81
Malla 100	5.26
Malla 150	13.47
Malla 200	18.75
Malla -200	61.71

BALANCE METALURGICO

16 Enero de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	52.99	100.00	11.67	3.19	8.19	1193.841	319.000	819.000	100	100	100
Conc. Bulk	5.56	10.49	85.60	25.89	10.29	918.703	271.618	107.955	79.70	85.16	13.21
Conc. Zinc	7.28	13.74	10.64	1.79	45.34	149.555	24.594	622.968	12.97	7.71	76.22
Relave	40.15	75.77	1.09	0.30	1.14	84.488	22.731	86.376	7.33	7.13	10.57
TOTAL	52.99					1152.746	318.943	817.299	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			11.27	3.19	8.17						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

21-Feb-03 muestras tomadas 8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	8	1.58	1.58	0.618	2.318	5.373	1.432	0.382	1.49	0.08
100	147	31	6.11	7.69	0.409	2.167	4.697	0.887	0.167	8.19	-0.50
150	104	77	15.19	22.88	0.169	2.017	4.068	0.340	0.028	22.51	0.37
200	74	91	17.95	40.83	-0.048	1.869	3.494	-0.089	0.002	40.79	0.04
-200	0	300	59.17	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		507			1.148	8.372	17.633	2.570	0.580		

m	1.49	4.20
B	-2.84	2.50
K	79.60	1.49
r	0.999655	0.90

	% PESO
Malla 65	1.49
Malla 100	6.70
Malla 150	14.31
Malla 200	18.29
Malla -200	59.21

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

26 Febrero de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	55.64	100.00	13.85	4.48	8.57	1416.855	448.000	857.000	100	100	100
Conc. Bulk	6.90	12.40	60.23	33.45	9.91	764.074	414.804	122.891	80.46	92.59	14.35
Conc. Zinc	7.48	13.44	9.19	1.09	52.77	126.345	14.649	709.178	13.31	3.27	82.80
Relave	41.26	74.16	0.78	0.25	0.33	59.175	18.540	24.473	6.23	4.14	2.86
TOTAL	55.64					949.595	447.993	856.542	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			9.28	4.48	8.57						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

28-Mar-03

muestras tomadas

8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	10	1.98	1.98	0.594	2.318	5.373	1.376	0.353	1.87	0.11
100	147	33	6.52	8.50	0.392	2.167	4.697	0.849	0.154	8.92	-0.43
150	104	73	14.43	22.92	0.168	2.017	4.068	0.339	0.028	23.00	-0.08
200	74	91	17.98	40.91	-0.049	1.869	3.494	-0.091	0.002	40.61	0.30
-200	0	299	59.09	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		506			1.105	8.372	17.633	2.474	0.537		

m	1.44	3.98
B	-2.73	2.42
K	79.56	1.47
r	0.999727	0.90

	% PESO
Malla 65	1.87
Malla 100	7.05
Malla 150	14.08
Malla 200	17.61
Malla -200	59.39

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

28 Marzo de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	55.64	100.00	14.44	4.27	7.12	1477.212	427.000	712.000	100	100	100
Conc. Bulk	8.46	15.21	89.39	25.02	9.43	1390.844	380.541	143.425	89.61	89.13	20.18
Conc. Zinc	5.62	10.09	9.04	1.64	51.78	93.331	16.551	522.571	6.01	3.88	73.52
Relave	41.56	74.70	0.89	0.40	0.60	68.011	29.879	44.819	4.38	7.00	6.31
TOTAL	55.64					1552.186	426.971	710.816	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			15.17	4.27	7.11						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

22-Abr-03 muestras tomadas 8am - 8 am

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	12	2.38	2.38	0.573	2.318	5.373	1.327	0.328	2.18	0.20
100	147	33	6.55	8.93	0.383	2.167	4.697	0.830	0.147	9.85	-0.93
150	104	81	16.07	25.00	0.142	2.017	4.068	0.286	0.020	24.51	0.49
200	74	88	17.46	42.46	-0.067	1.869	3.494	-0.126	0.005	42.30	0.16
-200	0	290	57.54	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		504			1.030	8.372	17.633	2.318	0.499		

m	1.44	3.82
B	-2.76	2.32
K	82.12	1.41
r	0.998996	0.86

	% PESO
Malla 65	2.18
Malla 100	7.67
Malla 150	14.65
Malla 200	17.79
Malla -200	57.70

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

30 Abril de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	55.64	100.00	17.50	7.05	9.48	1929.025	705.000	948.000	100	100	100
Conc. PB	8.08	14.52	104.12	45.47	8.32	1666.055	660.055	120.775	84.86	93.62	12.73
Conc. Zinc	8.45	15.18	13.27	1.34	52.05	222.112	20.347	790.354	11.31	2.89	83.34
Relave	39.12	70.30	0.97	0.35	0.53	75.166	24.605	37.259	3.83	3.49	3.93
TOTAL	55.64					1963.333	705.007	948.388	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			17.81	7.05	9.48						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

16-May-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	9	1.78	1.78	0.605	2.318	5.373	1.403	0.366	1.66	0.12
100	147	31	6.13	7.91	0.404	2.167	4.697	0.877	0.164	8.57	-0.67
150	104	78	15.42	23.32	0.163	2.017	4.068	0.329	0.027	22.91	0.41
200	74	90	17.79	41.11	-0.051	1.869	3.494	-0.096	0.003	41.00	0.10
-200	0	298	58.89	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		506			1.122	8.372	17.633	2.513	0.559		

m	1.48	4.10
B	-2.81	2.46
K	79.98	1.47
r	0.999411	0.89

	% PESO
Malla 65	1.66
Malla 100	6.92
Malla 150	14.34
Malla 200	18.09
Malla -200	59.00

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

27 de Mayo de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	58.67	100.00	23.19	5.46	8.67	2556.234	546.000	867.000	100	100	100
Conc. PB	9.10	15.51	148.45	32.77	8.86	2538.728	508.408	137.458	86.75	93.12	15.86
Conc. Zinc	8.16	13.90	15.46	1.13	48.46	236.920	15.710	673.714	8.10	2.88	77.71
Relave	41.41	70.58	1.94	0.31	0.79	150.939	21.881	55.761	5.16	4.01	6.43
TOTAL	58.67					2926.587	545.999	866.933	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			26.55	5.46	8.67						

se Trabaja a un Ph en el circuito de plomo de 9.4

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

13-Jun-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	11	2.17	2.17	0.583	2.318	5.373	1.352	0.340	2.01	0.16
100	147	34	6.71	8.88	0.384	2.167	4.697	0.833	0.148	9.50	-0.63
150	104	77	15.19	24.06	0.154	2.017	4.068	0.310	0.024	24.18	-0.12
200	74	94	18.54	42.60	-0.069	1.869	3.494	-0.129	0.005	42.17	0.43
-200	0	291	57.40	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		507			1.052	8.372	17.633	2.366	0.516		

m	1.46	3.91
B	-2.79	2.35
K	81.82	1.42
r	0.999459	0.86

	% PESO
Malla 65	2.01
Malla 100	7.49
Malla 150	14.68
Malla 200	17.99
Malla -200	57.83

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

26 de Junio de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	55.64	100.00	20.12	6.80	12.01	2217.828	680.000	1201.000	100	100	100
Conc. PB	9.73	17.49	134.31	36.28	7.61	2588.955	634.430	133.076	86.46	93.29	11.06
Conc. Zinc	10.79	19.38	15.17	1.18	53.40	324.153	22.874	1035.156	10.82	3.36	86.05
Relave	35.13	63.13	1.17	0.36	0.55	81.416	22.726	34.720	2.72	3.34	2.89
TOTAL	55.64					2994.524	680.030	1202.953	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			27.17	6.80	12.03						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

17-Jul-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	11	2.17	2.17	0.583	2.318	5.373	1.352	0.340	2.07	0.10
100	147	31	6.13	8.30	0.396	2.167	4.697	0.858	0.157	8.97	-0.67
150	104	75	14.82	23.12	0.166	2.017	4.068	0.334	0.027	22.28	0.85
200	74	79	15.61	38.74	-0.023	1.869	3.494	-0.043	0.001	38.96	-0.23
-200	0	310	61.26	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		506			1.122	8.372	17.633	2.501	0.525		

m	1.37	3.88
B	-2.58	2.41
K	77.27	1.50
r	0.999176	0.94

	% PESO
Malla 65	2.07
Malla 100	6.90
Malla 150	13.31
Malla 200	16.69
Malla -200	61.04

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

17 de Julio de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	55.64	100.00	26.83	7.01	13.82	2957.471	701.000	1382.000	100	100	100
Conc. PB	10.53	18.93	147.87	35.45	6.41	3085.269	671.011	121.331	88.20	95.71	8.76
Conc. Zinc	11.99	21.55	14.14	0.98	56.47	335.858	21.117	1216.813	9.60	3.01	87.81
Relave	33.12	59.52	1.17	0.15	0.80	76.767	8.929	47.619	2.19	1.27	3.44
TOTAL	55.64					3497.894	701.056	1385.763	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			31.73	7.01	13.86						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

22-Ago-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	12	2.37	2.37	0.573	2.318	5.373	1.328	0.328	2.33	0.04
100	147	35	6.92	9.29	0.376	2.167	4.697	0.815	0.141	9.74	-0.46
150	104	77	15.22	24.51	0.148	2.017	4.068	0.299	0.022	23.59	0.92
200	74	79	15.61	40.12	-0.039	1.869	3.494	-0.074	0.002	40.53	-0.41
-200	0	303	59.88	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		506			1.058	8.372	17.633	2.368	0.493		

m	1.38	3.76
B	-2.62	2.33
K	79.67	1.44
r	0.999434	0.90

	% PESO
Malla 65	2.33
Malla 100	7.41
Malla 150	13.84
Malla 200	16.94
Malla -200	59.47

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

15 de Agosto de 2003

	Peso	% Peso	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
			Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	52.99	100.00	29.46	8.14	14.49	3247.376	814.000	1449.000	100	100	100
Conc. PB	9.78	18.45	152.54	42.14	8.42	3101.774	777.358	155.324	88.06	95.49	10.70
Conc. Zinc	12.64	23.86	12.25	1.03	52.10	322.121	24.571	1242.857	9.14	3.02	85.61
Relave	30.58	57.70	1.55	0.21	0.93	98.580	12.117	53.659	2.80	1.49	3.70
TOTAL	52.99					3522.476	814.046	1451.840	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			31.96	8.14	14.52						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

19-Sep-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	11	2.17	2.17	0.583	2.318	5.373	1.352	0.340	2.14	0.03
100	147	35	6.92	9.09	0.380	2.167	4.697	0.823	0.144	9.54	-0.45
150	104	79	15.61	24.70	0.146	2.017	4.068	0.294	0.021	23.73	0.97
200	74	81	16.01	40.71	-0.046	1.869	3.494	-0.087	0.002	41.16	-0.45
-200	0	300	59.29	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		506			1.062	8.372	17.633	2.382	0.508		

m	1.42	3.84
B	-2.70	2.35
K	80.48	1.44
r	0.999422	0.89

	% PESO
Malla 65	2.14
Malla 100	7.40
Malla 150	14.19
Malla 200	17.43
Malla -200	58.84

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

19 de Septiembre de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	55.64	100.00	15.60	5.77	13.14	1719.588	577.000	1314.000	100	100	100
Conc. PB	11.95	21.48	59.06	25.34	6.18	1398.181	544.223	132.727	85.36	94.31	10.07
Conc. Zinc	11.82	21.24	9.19	0.98	53.73	215.147	20.814	1141.134	13.14	3.61	86.55
Relave	31.87	57.28	0.39	0.21	0.78	24.627	12.030	44.682	1.50	2.08	3.39
TOTAL	55.64					1637.954	577.066	1318.543	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			14.86	5.77	13.19						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

22-Oct-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	10	1.98	1.98	0.594	2.318	5.373	1.376	0.353	1.95	0.03
100	147	33	6.52	8.50	0.392	2.167	4.697	0.849	0.154	8.97	-0.47
150	104	78	15.42	23.91	0.156	2.017	4.068	0.314	0.024	22.78	1.13
200	74	79	15.61	39.53	-0.032	1.869	3.494	-0.060	0.001	40.07	-0.55
-200	0	306	60.47	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		506			1.109	8.372	17.633	2.479	0.531		

m	1.41	3.94
B	-2.68	2.41
K	78.83	1.48
r	0.999232	0.91

	% PESO
Malla 65	1.95
Malla 100	7.02
Malla 150	13.82
Malla 200	17.29
Malla -200	59.93

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

BALANCE METALURGICO

21 de Octubre de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	55.64	100.00	23.92	5.84	13.68	2636.702	584.000	1368.000	100	100	100
Conc. PB	6.04	10.86	168.87	48.90	7.33	2021.475	531.037	79.601	69.38	90.92	5.80
Conc. Zinc	13.38	24.05	28.14	1.53	51.31	745.904	36.792	1233.846	25.60	6.30	89.93
Relave	36.22	65.09	2.04	0.25	0.90	146.375	16.273	58.584	5.02	2.79	4.27
TOTAL	55.64					2913.754	584.102	1372.031	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			26.43	5.84	13.72						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler
 Rebose del clasificador Helicoidal

13-Nov-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	7	1.38	1.38	0.632	2.318	5.373	1.464	0.399	1.21	0.17
100	147	27	5.33	6.71	0.432	2.167	4.697	0.936	0.186	7.42	-0.71
150	104	73	14.40	21.10	0.192	2.017	4.068	0.387	0.037	21.52	-0.42
200	74	100	19.72	40.83	-0.048	1.869	3.494	-0.089	0.002	40.05	0.78
-200	0	300	59.17	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		507			1.208	8.372	17.633	2.698	0.625		

m	1.52	4.41
B	-2.88	2.60
K	78.44	1.54
r	0.99893	0.92

	% PESO
Malla 65	1.21
Malla 100	6.21
Malla 150	14.10
Malla 200	18.52
Malla -200	59.95

Datos Corregidos

BALANCE METALURGICO MENSUAL

Noviembre de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	995.28	100.00	27.20	6.89	14.42	2998.245	689.066	1442.206	100	100	100
Conc. PB	192.30	19.32	118.92	34.07	8.57	2532.658	658.187	165.553	88.15	95.52	11.46
Conc. Zinc	225.21	22.63	11.38	0.79	53.53	283.917	17.940	1211.258	9.88	2.60	83.86
Relave	577.77	58.05	0.88	0.22	1.17	56.592	12.964	67.630	1.97	1.88	4.68
TOTAL	995.28					2873.166	689.091	1444.440	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			26.07	6.89	14.44						

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

Análisis Granulométrico: Función Distribución de Rosin - Rammler

Rebose del clasificador Helicoidal

19-Dic-03

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	X ²	XY	Y ²	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	11	2.17	2.17	0.583	2.318	5.373	1.352	0.340	1.91	0.26
100	147	32	6.31	8.48	0.392	2.167	4.697	0.850	0.154	9.44	-0.96
150	104	79	15.58	24.06	0.154	2.017	4.068	0.310	0.024	24.43	-0.36
200	74	99	19.53	43.59	-0.081	1.869	3.494	-0.151	0.007	42.79	0.80
-200	0	286	56.41	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		507			1.048	8.372	17.633	2.361	0.524		

m	1.49	3.96
B	-2.86	2.36
K	82.60	1.41
r	0.998619	0.85

	% PESO
Malla 65	1.91
Malla 100	7.53
Malla 150	14.99
Malla 200	18.36
Malla -200	57.21

Datos Corregidos

Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

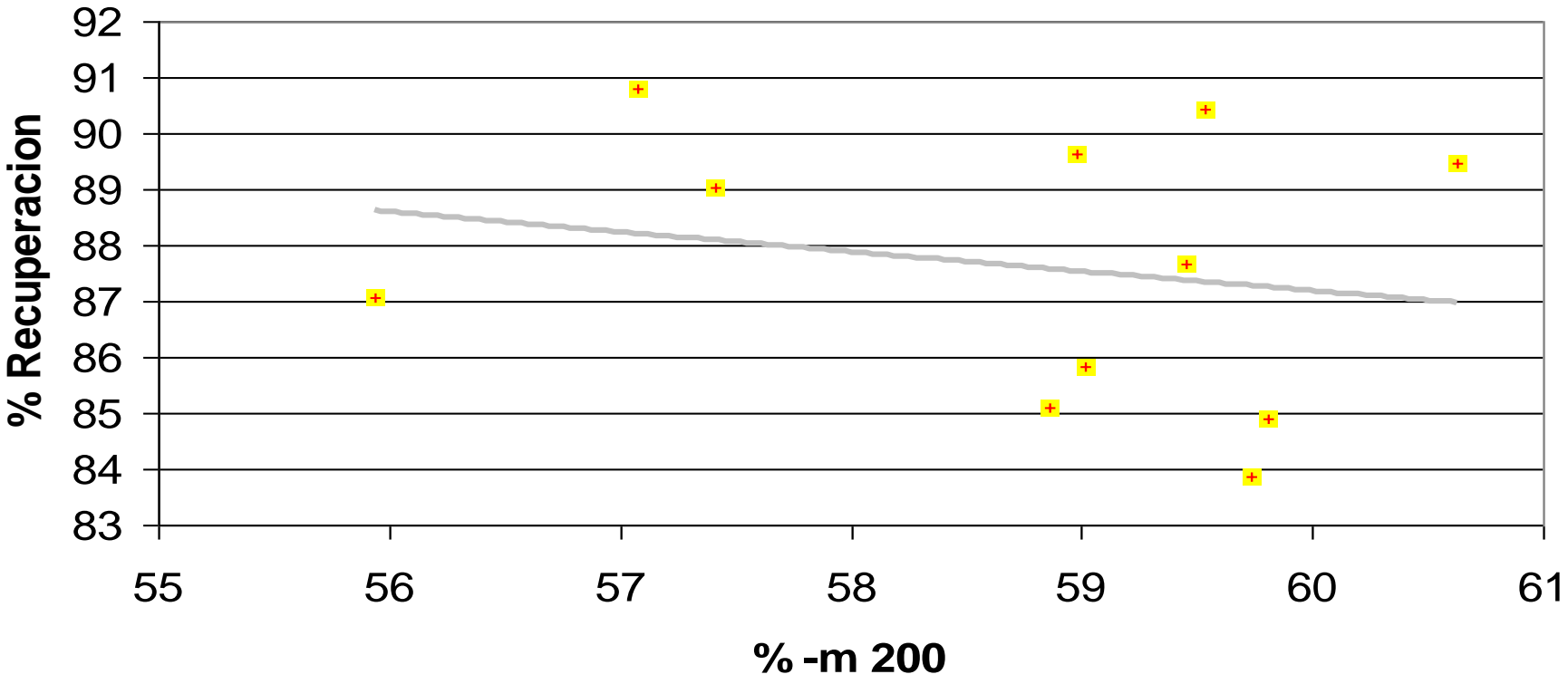
BALANCE METALURGICO

Diciembre de 2003

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	942.15	100.00	29.53	6.36	11.36	3254.758	635.956	1136.347	100	100	100
Conc. PB	171.48	18.20	159.41	33.13	7.54	3198.258	602.961	137.303	91.17	94.81	12.07
Conc. Zinc	173.15	18.38	11.93	0.91	50.87	241.758	16.693	935.001	6.89	2.62	82.18
Relave	597.52	63.42	0.97	0.26	1.03	67.811	16.320	65.437	1.93	2.57	5.75
TOTAL	942.15					3507.827	635.974	1137.741	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			31.82	6.36	11.38						

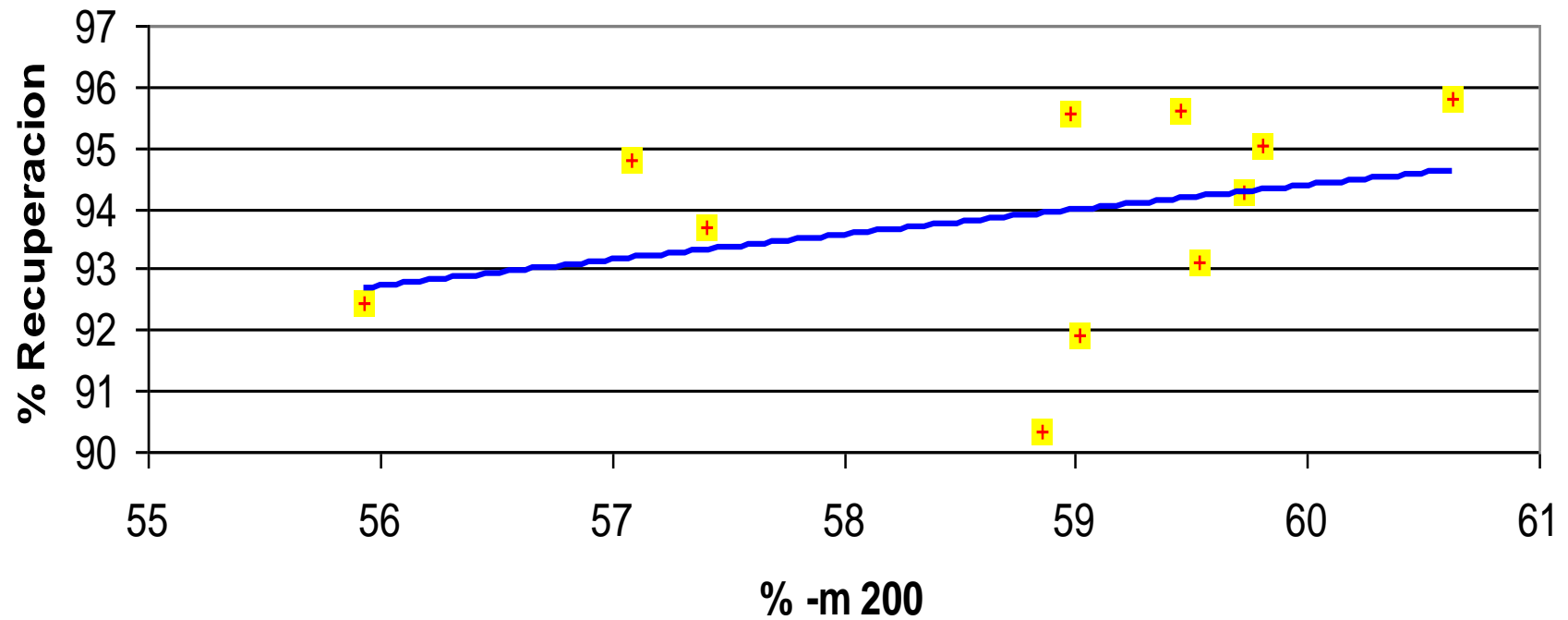
Se determinar para realizar al final un cuadro Recuperacion (plata, Plomo y zinc) versus liberación

% Recuperacion Vs. % -m 200



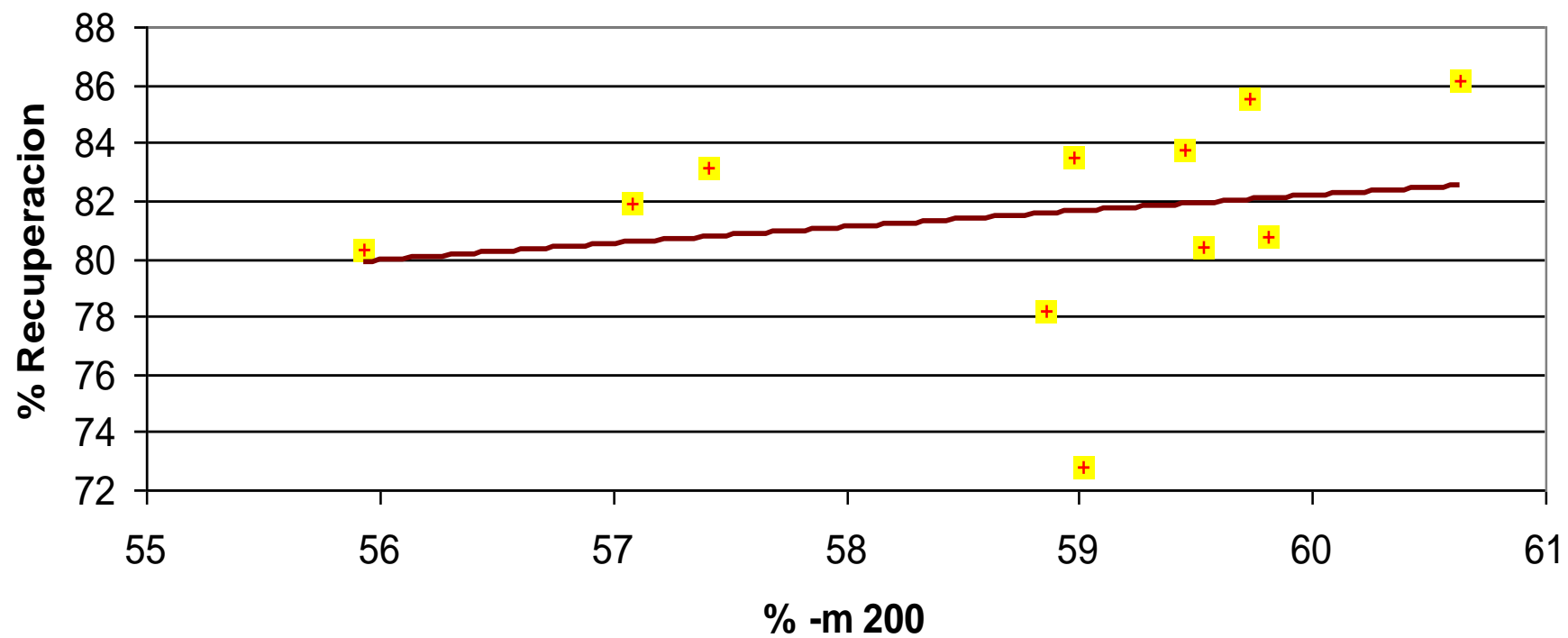
■ Recuperacion de la Plata — Logarítmica (Recuperacion de la Plata)

% Recuperacion del Pb Vs. %-m 200



+ Recuperacion del Plomo — Logarítmica (Recuperacion del Plomo)

% Recuperacion del Zn Vs. %-m 200



+ Recuperacion el Zinc — Logarítmica (Recuperacion el Zinc)

Tabla de datos N°1

	m-200	Ag %	Pb %	Zn %
Abril	55.94	87.06	92.46	80.29
Diciembre	57.08	90.82	94.80	81.89
Junio	57.41	89.05	93.69	83.12
Marzo	58.86	85.09	90.32	78.19
Septiembre	58.98	89.65	95.58	83.49
Febrero	59.02	85.83	91.91	72.78
Noviembre	59.45	87.66	95.60	83.75
Mayo	59.53	90.43	93.11	80.43
Octubre	59.73	83.87	94.26	85.54
Agosto	59.81	84.89	95.03	80.76
Julio	60.63	89.47	95.81	86.14

La tabla N°1, se llega a realizar con todos los balances metalúrgicos y análisis granulométricos correspondientes al año 2003

PRIMER RESUMEN DE PLANTA CONCENTRADORA - AÑO 2003

Para este Periodo de evaluaciones, el Mineral fresco de **Huinac SAC**; para este mes es de un promedio de **56.34 TMS/día**; Obteniendo dos concentrados: el primero un concentrado bulk de despacho con leyes promedios de **137.75 plata oz. / TC, 35.85 % Plomo**, (según análisis químico del presente mes), con una Humedad promedio de **9.13 %**; el segundo concentrado que seria el de Zinc de despacho con leyes promedios de **14.07 plata oz. / TC, y 52.2 % de Zinc**, (según análisis químico del presente mes), con una Humedad promedio de **11.12 %** y un análisis de malla promedio de **60 % menos malla 200** (menos de 74 micras), en el rebose del clasificador Helicoidal.

Observándose lo siguiente:

La carga circulante en el clasificador helicoidal se mantiene actualmente en 230 % (con datos corregidos). Además el consumo de bolas es de 50 Kg. por día. Siendo las leyes químicas de cabeza, para la realización del blending, gusto del 2003 lo siguiente:

	Ag. onz / tc	Pb. %	Zn %
02-Ago-03	37.33	6.26	8.01
09-Ago-03	32.52	5.86	12.81
16-Ago-03	46.08	7.42	11.07
23-Ago-03	28.58	6.28	9.99
Mineral Olegario Nv-3 Promedio	36.13	6.46	10.47
02-Ago-03	23.04	8.14	18.62
09-Ago-03	12.10	7.05	17.62
16-Ago-03	14.44	7.21	16.65
23-Ago-03	15.17	6.49	14.69
Mineral Palacios Nv-3 Promedio	16.19	7.22	16.90
09-Ago-03	4.67	3.87	7.81
16-Ago-03	3.79	3.81	7.44
23-Ago-03	14.58	10.61	10.97
Mineral Palacios Huancapeti Promedio Nv-5	7.68	6.10	8.74

La realización del blending para este mes (agosto) es de:

100 % la mezcla del mes ha sido una de Olegario y una de Palacio, (Olegario Nv-3, Palacios Nv - 3). A este mes debe agregarse la mezcla de administración NV- 11

Según el análisis de cabeza Analizada para el caso de la plata, se puede establecer una estimación de la ley procesada por la planta concentradora, siendo las siguientes:

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
02-Ago-03	38.35	7.85	10.51
09-Ago-03	26.98	5.06	12.01
16-Ago-03	29.46	8.14	14.49
23-Ago-03	25.37	7.31	12.93
Promedio	30.04	7.09	12.49

CHANCADO.

Se Mantiene el control en el chancado siendo para este mes de **52 - 60 %** menos la malla $\frac{1}{4}$ (tamaño menor a 6 mm).

MOLIENDA Y CLASIFICACION:

La Revisión de la carga de bolas forjadas al molino correspondiente a este mes es la siguiente.

- 2200 kg bolas de 3 “ de diámetro
- kg bolas de 2” de diámetro
- kg bolas de 1” de diámetro.

Para el presente mes la carga al molino de bolas es de 50 kilogramos, para mantener en 60 - 61 % - m200 aproximadamente), siendo para ello el factor de molienda promedio para este mes es de **0.89 promedio**

Manteniéndose el porcentaje de sólido en Molienda de 69.35 %, con una densidad de pulpa promedio de 1830 gr / lt. (Densidad del mineral es de 3.2 gr/ cc)

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal	363.39	20.47	359.14
AR – 131	12.62	0.71	12.47
NaHSO3	174.28	9.23	161.91
NaCN	51.12	2.30	40.42
Flotanol H53	12.98	0.73	12.83
ZnSO4	506.61	26.83	470.65
Z-11	0.00	0.00	0.00

CONCENTRADO PLOMO DE DESPACHO:

Las leyes promedios son mencionadas con anterioridad, Con un porcentaje de sólido de flotación de 19.95 % con una densidad de pulpa de 1140 gr / lt.

En el punto 3

Reactivos - Celda Unitaria	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Z-11	23.24	1.31	22.97
Minerec	5.63	0.32	5.56

En los puntos 5, 6 7 y 8

Reactivos Circuito de Plomo	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
ZnSO4	253.3	12.86	225.55
D - 250	4.33	0.24	4.28
Z-11	9.29	0.52	9.18
Minerec	16.89	0.95	16.69

CONCENTRADO DE DESPACHO ZINC.

Para este periodo, las leyes promedios son mencionadas con anterioridad, Con un porcentaje de sólido de 10 % en la flotación, siendo la densidad de pulpa de 1070 gr / lt.

En el punto 9

Reactivos Relave de Plomo	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Cal kg/ TM	4.907	276.48	4849.96
CuSO4	54.73	3.08	54.09
AR – 1242	11.26	0.63	11.13
D-250	27.30	1.54	26.98

En el Punto 11

Reactivos Celda Serrano de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Z-6 / Z-11	46.47	2.62	45.93

En los puntos 12, 13 y 14

Reactivos Circuito de Zn	gr / tm	kg - Dia	Kg – Mensual
Z-6 / Z-11	185.9	10.47	183.73
D - 250	27.3	1.54	26.98
AR - 1242	11.26	0.63	11.13

RELAVE FINAL

Para este periodo, las leyes promedios son de **2.56** oz. / TC de plata, **0.25** % de Plomo y **1.17** de Zinc.

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
2-Ago-03	1.55	0.3	0.55
9-Ago-03	6.03	0.25	2.30
12-Ago-03	1.85	0.35	1.00
16-Ago-03	1.55	0.21	0.93
23-Ago-03	2.92	0.15	0.88
26-Ago-03	1.46	0.21	1.37
Promedio	2.56	0.25	1.17

Siendo el porcentaje de sólidos del relave de 7.28 % con una densidad de pulpa de 1050 gr / lt.

CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (KG / TM)	5.29	298.04	5228.19
ZnSO4	759.91	40.24	705.97
NaHSO3	174.28	9.23	161.91
NaCN	54.77	2.47	43.30
AR- 1404	229.12	11.62	203.80
AR - 1242	24.62	1.39	24.33
Z – 6	116.90	6.59	115.53
Z – 11	148.72	8.38	146.98
CuSO4	547.73	30.86	541.33
D – 250	58.92	3.32	58.23
AR – Na	139.42	7.85	137.79
F-70	4.33	0.24	4.28
ER – 440		0.00	0.00
AR-2510		0.00	0.00
AR-131	12.62	0.71	12.47
A-110	0.50	0.03	0.49

COMENTARIOS

- Para este periodo de evaluacion, se llegó a determinar con toda exactitud que en la molienda cuando se obtiene una liberación superior a 56 % -m 200, la recuperacion de la plata, cuya tendencia es a disminuir, mientras que en el caso del Plomo y Zinc las recuperaciones, tienden a subir, por lo que es necesario un control estricto, con referencia a la malla del rebose la cual debe ser entre un rango del 56 – 60 % -m 200, no debiendo salir del mencionado rango.
- La revisión de bolas se realizó una vez al mes, siendo así por cada mes.
- La mezcla del concentrado Oxidado con mineral fresco se disminuye en una relación de 12 a 1, debido al desplazamiento de plata al zinc, ocurrido en los últimos despachos de Zinc.
- Debido a que la empresa Renasa esta pasando por una crisis de insumos y materias primas para la elaboración de sus reactivos, no cuenta con los reactivos ER-440 y AR-2510, para lo cual se tiene programado unas evaluaciones con reactivos nuevos, tanto como espumante y como nuevos aeropromotores.
- Debido al desplazamiento de la plata al zinc se realizo algunas modificaciones En el PH para el circuito de plomo, el promedio debe ser de PH = 9.6, llegando incluso a subir hasta 9.8 y bajar hasta PH 9.4.
Cuando se observa el desplazamiento de la plata al zinc, se atribuye el problema a la mezcla del concentrado oxidado con mineral fresco por lo que se disminuye la mezcla de 8 a 1 de un inicio a 12 a 1, pero al final se obtiene

en los despacho de Zinc el mismo desplazamiento de plata la cual no se reportaba en los análisis semanales, llegando a una confusión de cual era el problema; luego se observa que se estaba flotando a un PH de 10.5 como máximo y como mínimo 10.1, se sugiere bajar a un PH máximo de PH = 10.0, pero al final se sigue reportando los desplazamiento de plata al zinc observación solo comprobada en los despachos de Zinc.

La conclusión de problema en los despachos de zinc en referencia a la plata. Es que la plata en el mineral se hace mas susceptible a una pequeña variación del PH siendo lo recomendado para la situación actual de PH 9.6 como promedio con una variación de +- 0.2

- El PH para el circuito de plomo promedio debe ser de PH = 9.6, llegando incluso a bajar hasta PH 9.4.
- Con respecto al reactivo AR-2510, todavía no se a podido encontrar una alternativa de reemplazo debido a que no se consiguen los mismos resultados con los reactivos probados.

SEGUNDO RESUMEN DE PLANTA CONCENTRADORA - AÑO 2003

Para este periodo de evaluacion, con el Mineral fresco de **Huinac SAC**; para este mes de un promedio de **56.6 TMS / día**; Obteniendo dos concentrados, el primero un concentrado bulk de despacho con leyes promedios de **131.44 plata oz. / TC, 33.92 % Plomo**, (según análisis químico del presente mes), con una Humedad promedio de **8.51 %**; el segundo concentrado que seria concentrado Zinc de despacho con leyes promedios de **12.01 plata oz. / TC, y 52.1 % de Zinc** según análisis químico del presente mes), con una Humedad promedio de **12.07** y un análisis de malla promedio **de 60 % menos malla 200** (menos de 74 micras), en el rebose del clasificador Helicoidal.

Observándose lo siguiente:

La carga circulante en el clasificador helicoidal se mantiene actualmente en 240 % (con datos corregidos)

Además el consumo de bolas es de 50 Kg. por día.

Siendo las leyes de cabeza para este periodo, las siguientes para la realización del blending.

	Ag. onz / tc	Pb. %	Zn %
06-Dic-03	23.77	4.76	8.82
13-Dic-03	57.89	7.61	11.60
19-Dic-03	30.33	5.41	10.94
26-Dic-03	30.19	4.92	10.07
Mineral Olegario Nv-3 Promedio	35.55	5.68	10.36
06-Dic-03	20.27	7.40	14.48
13-Dic-03	10.50	8.32	17.75
19-Dic-03	7.29	5.22	11.23
26-Dic-03	9.48	5.12	10.65
Mineral Palacios Nv-3 Promedio	11.89	6.52	13.53

La realización del blending para este periodo es de:

100 % la mezcla del mes ha sido dos de Olegario y una de Palacio, (Olegario Nv-3, Palacios Nv - 3). Aproximadamente

Según el análisis de cabeza Analizada para el caso de la plata, se puede establecer una estimación de la ley de cabeza procesada por la planta concentradora para el presente mes, siendo las siguientes:

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
05-Dic-03	33.69	7.10	12.00
13-Dic-03	30.19	6.69	14.48
19-Dic-03	27.70	5.92	9.10
Promedio	30.53	6.57	11.86

CHANCADO.

Se Mantiene el control en el chancado siendo para este mes de **45 - 50 %** menos la malla $\frac{1}{4}$ (tamaño menor a 6 mm).

MOLIENDA Y CLASIFICACION:

La Revisión de la carga de bolas de acero al molino correspondiente al presente periodo, siendo la siguiente.

2300 kg bolas de 3 "de diámetro

500 kg bolas de 2" de diámetro

300 kg bolas de 1" de diámetro.

Para el presente Mes la carga al molino de bolas es de 50 kilogramos, para mantener en 59 - 60 % - m200 aproximadamente), siendo para ello el factor de molienda promedio para este mes es de **0.89 promedio**

RELAVE FINAL

Para este periodo, las leyes promedios son de **0.97 oz. / TC** de plata, **0.27 %** de Plomo y **1.03** de Zinc.

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %
5-Dic-03	0.97	0.35	1.29
13-Dic-03	0.97	0.25	0.89
19-Dic-03	0.97	0.20	0.92
Promedio	0.97	0.27	1.03

CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

NaHSO ₃	158.00	8.41	139.96
NaCN	66.40	3.01	50.06
AR- 1404	189.00	9.63	160.30
AR - 1242	32.00	1.81	30.16
Z – 6	117.00	6.62	110.26
Z – 11	160.00	9.06	150.78
CuSO ₄	560.40	31.72	528.12
D – 250	55.20	3.12	52.02
AR – Na	106.00	6.00	99.89
ER - 440	14.50	0.82	13.66
Flotano H 53	3.18	0.18	3.00
AR-131	9.50	0.54	8.95
A-110	0.50	0.03	0.47

COMENTARIOS

- Se esta terminando de colocar la bomba; para bombear los concentrados de la celda serrano como la del circuito de zinc (celdas denver), a las nuevas cochas de zinc. Se debería considerar el cambio de ejes de algunas celdas por estar demasiadas gastadas
- Debido a que la empresa esta pasando por un momento de baja producción de mineral por parte de la mina, debido a que la veta se ha reducido, la compañía para ese periodo se ha visto obligado a tratar mineral oxidado que antes no era necesario su procesamiento por parte de la empresa por contar antes con mineral sulfurado suficiente para el procesamiento respectivo, estos han originado cambios significativos en el proceso de flotacion, con algunas complicaciones debido al comportamiento irregular, como alto consumo de cal y pruebas en la propia planta con reactivos alternativos y muchos mas baratos que lo utilizados normalmente, que en muchos de los casos han sido ineficientes y con gran desplazamiento de plata a los concentrados de Zinc.

RESUMEN DE PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS DEL AÑO 2004

Meses	Concentrados Obtenidos Huaraz TMH		Concentrados Enviados a Lima TMH		SalDOS Concentrados Huaraz TMS		Concentrados Enviados a Lima % Humedad		Concentrados Enviados a Lima TMS	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Dic-03					53.96	60.39				
Enero	155	220	148.35	173.92	60.61	106.47	8.55	9.23	135.67	157.87
Febrero	95	120	86.48	115.8	69.13	110.67	8.56	11.07	79.08	102.98
Marzo	135	175	179.79	242.75	24.34	42.92	8.99	11.79	163.63	214.13
Abril	145	190	120.65	147.58	48.69	85.34	8.39	10.71	110.53	131.77
Mayo	140	180	121.5	177.4	67.19	87.94	8.81	10.92	110.80	158.03
Junio	130	160	150.07	147.57	47.12	100.37	8.70	11.88	137.01	130.04
Julio	175	260	151.87	211.59	70.25	148.78	8.91	12.21	138.34	185.75
Agosto	145	200	187.49	298.7	27.76	50.08	8.88	10.41	170.84	267.61
Sep.	150	210	89.2	146.98	88.56	113.1	8.88	11.65	81.28	129.86
Octubre	170	240	124.77	148.26	133.79	204.84	8.62	11.64	114.015	131.00
Nov	160	230	182.26	270.14	111.53	164.7	8.20	10.29	167.315	242.34
Dic	106.77	156.28	28.58	123.17	189.72	197.81	8.80	11.82	26.06	108.61
Corrección										
TOTALES	1706.77	2341.28	1571.01	2203.86			8.69	11.07	1434.56	1959.99

Totales producidas de Plomo	1706.77
Totales Producidas de Zinc	2341.28

Meses	Leyes Promedio de los Concentrados			
	Plomo		Zinc	
	Enviados a lima			
	Ag oz/tc	Pb %	Ag oz/tc	Zn %
Enero	135.19	31.98	14.13	52.7
Febrero	124.01	27.75	13.97	54.3
Marzo	155.89	34.45	12.05	51.3
Abril	148.64	34.4	12.03	53.1
Mayo	165.06	33.53	13.94	50.7
Junio	179.79	30.61	16.06	52.4
Julio	162.37	28.93	10.6	51.8
Agosto	142.95	27.6	10.08	53.9
Sept.	156.73	29.3	9.1	54.7
Octubre	159.35	33.57	8.63	53
Nov	162.53	34.29	7.82	54.3
Dic	160.4	36.29	7.73	53.8
Corrección				
TOTALES	154.87	31.71	11.14	52.97

RESUMEN DE PRODUCCIÓN MINA - AÑO 2004

Mes	Saldo Mes Anterior	TMH Olegario Nv - 3	TMH Palacios Nv - 3	TMH Palacios Nv - 4	TMH Adm. Nv - 4	TMH Polo Nv - 4	TMH TOTALES Del Mes	TMH TOTALES Mas Saldo
Enero	128	625.2	272.8	20.3	20	19.4	957.7	1085.7
Febrero	34.5	386.8	157.8	0	0	7.4	552	586.5
Marzo	115.3	552.8	170.7	0	0	39.3	762.8	878.1
Abril	84.45	637.1	188.3	0	0	14.6	840	924.45
Mayo	67.07	553.6	273.1	0	80.3	15.3	922.3	989.37
Junio	139.8	759.4	201.6	0	79.9	15.5	1056.4	1196.2
Julio	415.09	551.6	268.9	0	0	0	820.5	1235.6
Agosto	78.83	623.4	243.7	0	0	0	867.1	945.93
Sep	50	713.3	223.8	53	0	0	990.1	1040.1
Octubre	132.3	719.6	238.6	19.5	45.6	39.3	1062.6	1194.9
Nov	52.9	775.4	201.9	0	240.6	19.5	1237.4	1290.3
Dic	234.7	764.1	300.4	0	237.22	60.7	1362.42	1597.1
TOTAL		7662.3	2741.6	92.8	703.62	231	11431.3	12964

Mes	TMH	TMH	TMH	TMH	TMH	TMH	Saldo TMH	Cabeza		
	Flotadas Olegario Nv - 3	Flotadas Palacios Nv - 3	Flotadas Palacios Nv - 4	Flotadas Adm. Nv - 4	Flotadas Polo Nv - 4	Flotadas TOTALES		Ag oz/tc	Pb %	Zn %
	Enero	693.36	279.07	20.3	39	19.47		1051.2	34.5	22.81
Febrero	277.5	186.3	0	0	7.4	471.2	115.3	27.65	6.67	12.73
Marzo	611.73	163.22	0	0	18.7	793.65	84.45	29.87	5.62	11.56
Abril	620.4	201.78	0	0	35.2	857.38	67.07	27.63	5.16	12.93
Mayo	571.77	203.1	0	38.9	15.3	829.07	160.3	31.18	5.01	11.74
Junio	573.21	207.9	0	0	0	781.11	415.09	29.3	5.04	11.89
Julio	733.87	286.09	0	121.3	15.5	1156.76	78.83	33.03	5.32	10.83
Agosto	646.22	249.71	0	0	0	895.93	50	30.14	4.7	11.59
Sep	649.1	235.6	23.1	0	0	907.8	132.3	25.3	3.9	11.55
Octubre	806.5	237.2	49.4	22	26.9	1142	52.9	23.56	4.9	13.24
Nov	651.8	134.3	0	237.6	31.9	1055.6	234.7	27.82	6.14	13.96
Dic	491.7	179.7	0	26.6	19	717	880.12	22.33	5.75	13.22
TOTAL	7327.2	2564	92.8	485.4	189.37	10659	880.12	27.20	5.27	12.33

Meses	Concentrados Obtenidos		Concentrados Enviados		Saldos Concentrados		Concentrados Enviados		Concentrados Enviados	
	Huaraz TMH		a Lima TMH		Huaraz TMH		a Lima % Humedad		a Lima TMS	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Dic-03					53.96	60.39				
Enero	155	220	148.35	173.92	60.61	106.47	8.55	9.23	135.67	157.87
Febrero	95	120	86.48	115.8	69.13	110.67	8.56	11.07	79.08	102.98
Marzo	135	175	179.79	242.75	24.34	42.92	8.99	11.79	163.63	214.13
Abril	145	190	120.65	147.58	48.69	85.34	8.39	10.71	110.53	131.77
Mayo	140	180	121.5	177.4	67.69	87.94	8.81	10.92	110.80	158.03
Junio	130	160	150.07	147.57	47.12	100.37	8.70	11.88	137.01	130.04
Julio	175	260	151.87	211.59	70.25	148.78	8.91	12.21	138.34	185.75
Agosto	145	200	187.49	298.7	27.76	50.08	8.88	10.41	170.84	267.61
Sept.	150	210	89.2	146.98	88.56	113.1	8.88	11.65	81.28	129.86
Octubre	170	240	124.77	148.26	133.79	204.84	8.62	11.64	114.015	131.00
Nov	160	230	182.26	270.14	111.53	164.7	8.20	10.29	167.315	242.34
Dic	106.77	156.28	28.58	123.17	189.72	197.81	8.80	11.82	26.06	108.61
Corrección										
TOTALES	1706.8	2341.3	1571	2203.9			8.69	11.07	1434.56	1960

BALANCE METALURGICO AÑO 2004

			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	10658.70	100.00	27.20	5.27	12.33	2998.256	527.000	1233.000	100	100	100
Conc. PB	1706.77	16.01	154.87	31.71	7.50	2733.618	507.770	120.097	87.59	95.20	8.92
Conc. Zinc	2341.28	21.97	11.14	0.60	52.97	269.733	13.180	1163.534	8.64	2.47	86.43
Relave	6610.65	62.02	1.72	0.20	1.01	117.589	12.404	62.641	3.77	2.33	4.65
TOTAL	10658.70					3120.941	533.354	1346.272	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			28.31	5.33	13.46						

Ratio Pb	6.24
-----------------	-------------

Ratio Zn	4.55
-----------------	-------------

Función Distribución de Gates - Gaudin - Schuhmann

Análisis Granulométrico

RELAVE FINAL

14/05/2004

muestras tomadas

8 am - 8 a.m.

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x) Acum.(+)	F(x) pas(-)	Log F(x) (Y)	Log μ (X)	χ^2	XY	γ^2	F(x) Calculado	F(x)-F(x)c Diferencia
65	208	4	0.89	0.89	99.11	1.996	2.318	5.373	4.627	3.984	102.65	-3.54
100	147	31	6.92	7.81	92.19	1.965	2.167	4.697	4.258	3.860	88.35	3.84
150	104	65	14.51	22.32	77.68	1.890	2.017	4.068	3.813	3.573	76.08	1.60
200	74	62	13.84	36.16	63.84	1.805	1.869	3.494	3.374	3.258	65.67	-1.83
-200	0	286	63.84	100.00	0.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.00	0.00
		448				7.656	8.372	17.633	16.072	14.676		

m	0.43221
b	1.009465
k	195.791
r	0.98127

	PESO %
Malla 65	0.00
Malla 100	11.65
Malla 150	12.27
Malla 200	10.41
Malla -200	65.67

Datos corregidos

G(x) Acum.(+)	F(x) pas(-)
0.00	100.00
11.65	88.35
23.92	76.08
34.33	65.67
100	0.00

Análisis Granulométrico: **Función Distribución de Rosin - Rammler**
 Rebose del clasificador Helicoidal

27-Sep-04

Malla Tyler	Abertura μ	Peso gr.	Peso %	G(x)	Log Ln[100/G(x)] Y	Log μ X	χ^2	XY	Y^2	G(x) Calculado	G(x)-G(x)c Diferencia
65	208	29	5.71	5.71	0.457	2.318	5.373	1.059	0.209	5.33	0.37
100	147	47	9.25	14.96	0.279	2.167	4.697	0.604	0.078	15.98	-1.02
150	104	85	16.73	31.69	0.060	2.017	4.068	0.122	0.004	31.69	0.00
200	74	87	17.13	48.82	-0.144	1.869	3.494	-0.270	0.021	48.40	0.41
-200	0	260	51.18	100.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000		
		508			0.651	8.372	17.633	1.515	0.311		

m	1.35	2.93
B	-2.66	1.83
K	93.83	1.15
r	0.99911	0.73

	% PESO
Malla 65	5.33
Malla 100	10.64
Malla 150	15.71
Malla 200	16.71
Malla -200	51.60

Datos Corregidos

RESUMEN DE PLANTA CONCENTRADORA - AÑO 2004

Para este periodo de evaluaciones, la planta concentradora reporta los siguientes datos:

Se llega a tratar un promedio de 58 TMH por día, obteniendo las leyes promedios de nuestros concentrados como se detallan:

Despachos	Ag oz/tc	% Pb	% Zn	% Cu	% Hum.	TMH
Plomo	162.53	34.29	7.26	5.47	8.2	182.26
Zinc	7.82	0.66	54.3	0.46	10.29	270.14

Mineral	Ag. onz / tc	Pb. %	Zn %	Cu %	TMS
08-Nov-04	24.19	3.07	10.30	1.03	206.7
16-Nov-04	27.32	2.84	11.79	1.01	292.8
24-Nov-04	28.61	3.72	10.43	1.047	145
30-Nov-04	30.21	4.98	10.79	1.15	130.9
Olegario Nv-3 Promedio	27.21	3.43	10.97	1.05	775.4
08-Nov-04	8.87	6.42	17.46	0.36	61.2
16-Nov-04	7.21	5.38	16.66	0.19	22.0
24-Nov-04	10.06	5.34	14.69	0.387	41.5
30-Nov-04	8.63	7.47	18.66	0.25	77.2
Palacios Nv-3 Promedio	8.84	6.49	17.26	0.30	201.9
03-Nov-04	79.30	20.48	18.00	1.14	19.5
16-Nov-04	24.90	14.84	20.15	0.59	21.6
19-Nov-04	34.39	16.54	22.78	0.97	20.0
22-Nov-04	35.05	14.33	22.40	0.97	20.0
23-Nov-04	62.24	15.31	20.80	1.28	19.5
Administracion Promedio	46.59	16.26	20.83	0.98	100.6
23-Nov-04	25.40	8.73	18.18	0.87	20.2
26-Nov-04	38.96	14.68	22.08	1.09	18.0
27-Nov-04	45.84	12.75	22.13	1.31	21.4
30-Nov-04	56.14	13.85	22.12	1.28	80.4
Administracion Promedio	47.92	13.05	21.55	1.20	140
17-Nov-04	7.53	8.39	8.54	0.19	19.5
Polo Nv -4 Promedio	7.53	8.39	8.54	0.19	19.5

Según el análisis de cabeza se puede estimar una aproximación de la ley de cabeza procesada por la planta concentradora, siendo para este mes (noviembre) lo siguiente:

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %	Cu %
08-Nov-04	20.08	4.25	13.19	0.802
16-Nov-04	23.48	3.64	11.84	0.854
24-Nov-04	23.99	5.42	12.17	0.855
Promedio	22.52	4.44	12.40	0.837

RELAVE FINAL

Para este periodo, las leyes promedios son de **1.91** oz. / TC de plata, **0.21** % de Plomo y **1.08** de Zinc y **0.079** % de Cobre.

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %	Cu %
8-Nov-04	1.71	0.23	0.96	0.061
16-Nov-04	1.98	0.21	1.13	0.098
24-Nov-04	2.04	0.20	1.16	0.079
Promedio	1.91	0.21	1.08	0.079

CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (KG / TM)	5.30	305.60	4336.44
ZnSO4	965.00	52.30	742.19
NaHSO3	160.00	8.67	123.06
NaCN	47.00	2.17	30.76
AR- 1404	195.00	10.12	143.59
AR - 1242	54.00	3.11	44.18
Z – 6	120.00	6.92	98.18
Z – 11	125.00	7.21	102.27
CuSO4	500.00	28.83	409.10
D – 250	49.00	2.83	40.09
AR – Na	100.00	5.77	81.82
ER - 440	3.70	0.21	3.03
AR-131	11.00	0.63	9.00
A-110	3.00	0.17	2.45

COMENTARIOS

- Para el Año 2004, luego de pasar por un periodo de desbastecimiento de mineral por parte de la mina, recién a mediados del presente año, se logró normalizar el proceso de tratamiento con mineral sulfurado en la planta concentradora, dejando de lado el tratamiento de mineral oxidado.
- se logró mejorar la calidad de las leyes promedios, del mineral como (muestran las leyes promedio), pero la mineralogía del mineral cambio debido a la gran cantidad de pirita presente en el mineral lograndose de esta manera aumentar la dureza la cual fue perjudicial, para el proceso de molienda, lograndose obtener, leyes en nuestros relave de plata de 2.0 oz /tc y 1 % de Zinc, se reporta solo el mes de noviembre la cual fue la mas alta del presente año.
- Otro factor importante fue que debido a que la empresa recién estaba saliendo de los problemas económicos, no se podia solicitar los repuestos en el tiempo determinado, como son bolas de acero para el Molino y muelas para las chancadoras de quijadas, viendonos obligabos muchas veces a rellenar los repuestos con soldaduras para volverlas autilizar nuevamente, lo cual resta la eficiencia a la etapa de chancado y molienda.
- Una vez solucionado los problemas económicos de la Empresa y contado con poder adquisitivo, se opto por cambiar los tamaños de bolas que en un inicio sólo eran de tamaños de 2 y 3 pulgadas, se opto por usar tres tamaños 1 ½, 2 y 3 puldas, lograndose con ello mejorar el proceso de molienda. Para el Chancado los repuestos llegaban ha su debida oportunidad, mejorando con ello el proceso de chancado, pero esto sólo se logro casi ya para terminar el año 2004

RESUMEN DE PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS DEL AÑO 2005

Meses	Concentrados Obtenidos Huaraz TMS		Concentrados Enviados a Lima TMH		Concentrados Enviados A lima % Humedad		Concentrados Enviados a Lima TMS		Saldos Concentrados Huaraz TMS	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Dic-04					7.25	10.56	204.55	221.17	189.72	197.81
Enero	200	275	275.54	239.4	7.67	10.6	254.41	214.02	135.31	258.79
Febrero	183	270	91.48	340.45	8.48	11.86	83.72	300.07	234.59	228.72
Marzo	265	340	156.96	311.51	8.63	11.64	143.41	275.25	356.18	293.47
Abril	180	220	347.5	472.04	8.66	11.55	317.41	417.52	218.77	95.95
Mayo	180	262	255.94	192.4	8.99	11.87	232.93	169.56	165.84	188.39
Junio	245	375	221.85	510.85	8.92	11.15	202.06	453.89	208.78	109.50
Julio	185	305	319.65	353.3	8.93	11.24	291.11	313.59	102.67	100.91
Agosto	240	353	285.86	377.38	8.4	9.18	261.85	342.74	80.83	111.17
Sept.	180	310	222.45	323.48	8.72	10.06	203.05	290.94	57.77	130.23
Octubre	165	230	159.68	285.93	9.05	10.78	145.23	255.11	77.54	105.13
Noviembre	210	275.31	192.9	251.16	7.48	10.77	178.47	224.11	109.07	156.33
Diciembre	279.82	267.73	159.4	255.8	9.15	10.93	144.81	227.84	244.08	196.21
Corrección										
TOTALES	2512.82	3483.0	2689.2	3913.7	8.59	10.929	2458.46	3484.64	1991.44	1974.79

Meses	Leyes Promedio de los Concentrados			
	Plomo		Zinc	
	Enviados a lima			
	Ag oz/tc	Pb %	Ag oz/tc	Zn %
Dic-04				
Enero	145.43	38.36	8.31	53.42
Febrero	158.43	35.0	7.44	53.34
Marzo	156.96	36.5	7.67	52.14
Abril	155.00	40.53	7.43	53.53
Mayo	149.94	38.21	7.64	53.25
Junio	146.35	35.35	7.40	51.04
Julio	148.68	36.82	7.17	53.65
Agosto	130.91	41.30	6.25	52.60
Septiembre	148.48	39.13	7.0	53.13
Octubre	161.41	39.32	7.64	51.75
Noviembre	161.04	35.72	8.2	53.41
Diciembre	154.21	36.5	7.68	51.54
Corrección				
TOTALES	149.97	38.11	7.42	52.68

RESUMEN DE PRODUCCIÓN MINA - AÑO 2005

Mes	Saldo Mes Anterior	TMH Odesa Nv - 3	TMH Llactun Nv - 3	TMH Llactun Nv - 4	TMH Adm. Nv - 4	TMH El Ingenio Nv - 4	TMH TOTALES Del Mes	TMH TOTALES Mas Saldo
Enero	880.12	930.2	273.5	0	14.4	0	1218.1	2098.22
Febrero	679.22	704.75	273.2	0	20	60.5	1058.45	1737.67
Marzo	523.07	893.5	234	81.9	60.7	284.5	1554.6	2077.67
Abril	690.02	662.8	227.6	176.3	20	221	1307.7	1997.72
Mayo	913.46	797.2	182.1	183.6	0	223.1	1386	2299.46
Junio	1026.51	697.8	198.5	230.9	0	188.3	1315.5	2342.01
Julio	796.72	767.5	237	207.6	0	327.7	1539.8	2336.52
Agosto	1040.74	668.4	233.3	295.3	0	241.5	1438.5	2479.24
Septiembre	966.92	786.2	237.2	206.5	0	141.8	1371.7	2338.62
Octubre	1118.18	667.5	190.6	274.1	0	117	1249.2	2367.38
Noviembre	1279.60	845.8	146	269.2	0	102.9	1363.9	2643.5
Diciembre	1441.61	831.9	61.4	445	0	241.7	1580.00	3021.61
TOTAL		9253.6	2494.4	2370.4	115.1	2150	16383.5	27739.62

Mes	TMH	TMH	TMH	TMH	TMH	TMH	Saldo TMH	Cabeza		
	Flotadas	Flotadas	Flotadas	Flotadas	Flotadas	Flotadas		Ag oz/tc	Pb %	Zn %
	Odesa	Llactun	Llactun	Adm.	El Ingenio	TOTALES				
	Nv - 3	Nv - 3	Nv - 4	Nv - 4	Nv - 4					
Enero	750.75	374.93	0	251.62	41.7	1419	679.22	23.42	4.35	11.83
Febrero	904.2	249	0	20	41.4	1214.6	523.07	24.88	5.51	12.91
Marzo	917.4	224.4	0	46.2	199.65	1387.65	690.02	26.6	6.43	14.38
Abril	586.11	165	171.6	34.5	127.05	1084.26	913.46	27.91	7.01	14.67
Mayo	628.65	287.1	27.2	0	330	1272.95	1026.51	31.38	7.19	15.31
Junio	821.7	266.87	198	0	258.72	1545.29	796.72	34.95	6.74	14.55
Julio	741.18	206.32	0	0	348.28	1295.78	1040.74	28.41	7.22	14.87
Agosto	1022.34	274.78	0	0	215.2	1512.32	966.92	28.41	7.22	14.87
Septiembre	870.54	205.2	0	0	144.7	1220.44	1118.18	25.48	6.01	12.65
Octubre	736.28	211.1	0	0	140.4	1087.78	1279.6	26.26	5.99	12.41
Noviembre	697.29	144.3	257.4	0	102.9	1201.9	1441.61	27.11	5.78	13.14
Diciembre	644.82	83.3	473.55	0	125.4	1327.07	1694.54	23.49	5.37	10.67
TOTAL	9321.3	2692.3	1127.8	352.32	2075.4	15569.03	1694.54	27.38	6.27	13.54

RESUMEN DE PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS DEL AÑO 2005

Meses	Concentrados Obtenidos		Concentrados Enviados a Lima		Concentrados Enviados a Lima		Concentrados Enviados a Lima		Saldos de los Concentrados	
	Huaraz TMS		TMH		% Humedad		TMS		TMS	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Dic-04			204.55	221.17	7.25	10.56	189.72	197.81	189.72	197.81
Enero	200	275	275.54	239.4	7.67	10.60	254.41	214.02	135.31	258.79
Febrero	183	270	91.48	340.45	8.48	11.86	83.72	300.07	234.59	228.72
Marzo	265	340	156.96	311.51	8.63	11.64	143.41	275.25	356.18	293.47
Abril	180	220	347.5	472.04	8.66	11.55	317.41	417.52	218.77	95.95
Mayo	180	262	255.94	192.4	8.99	11.87	232.93	169.56	165.84	188.39
Junio	245	375	221.85	510.85	8.92	11.15	202.06	453.89	208.78	109.50
Julio	185	305	319.65	353.3	8.93	11.24	291.11	313.59	102.67	100.91
Agosto	240	353	285.86	377.38	8.40	9.18	261.85	342.74	80.83	111.17
Septiembre	180	310	222.45	323.48	8.72	10.06	203.05	290.94	57.77	130.23
Octubre	165	230	159.68	285.93	9.05	10.78	145.23	255.11	77.54	105.13
Noviembre	210	275.31	192.9	251.16	7.48	10.77	178.47	224.11	109.07	156.33
Diciembre	279.82	267.73	159.4	255.8	9.15	10.93	144.81	227.84	244.08	196.21
Corrección										
TOTALES	2512.82	3483.04	2689.21	3913.7	8.58	10.96	2458.46	3484.64		

Totales producidas de Plomo	2512.82
Totales Producidas de Zinc	3483.04

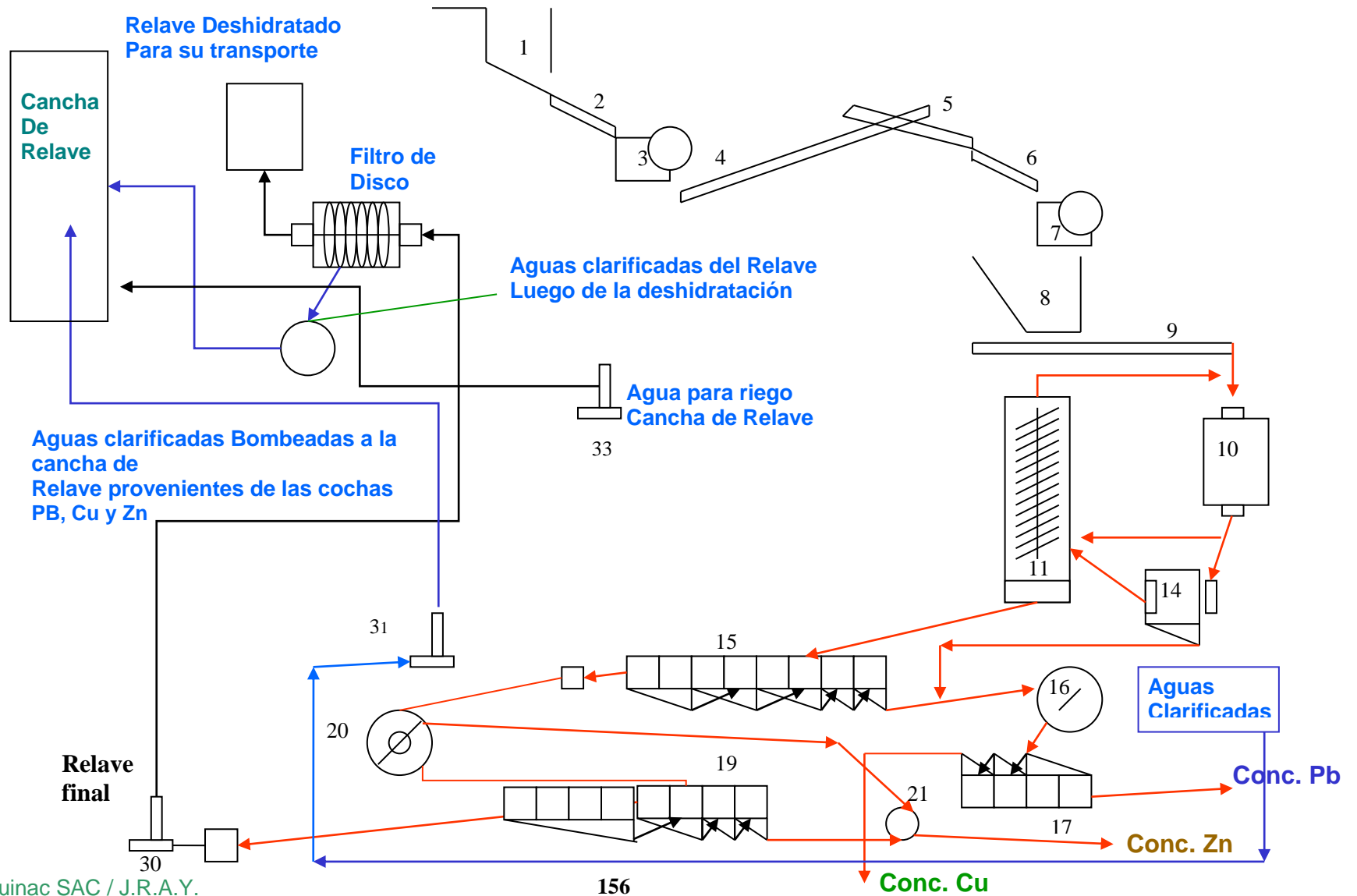
BALANCE METALURGICO AÑO 2005

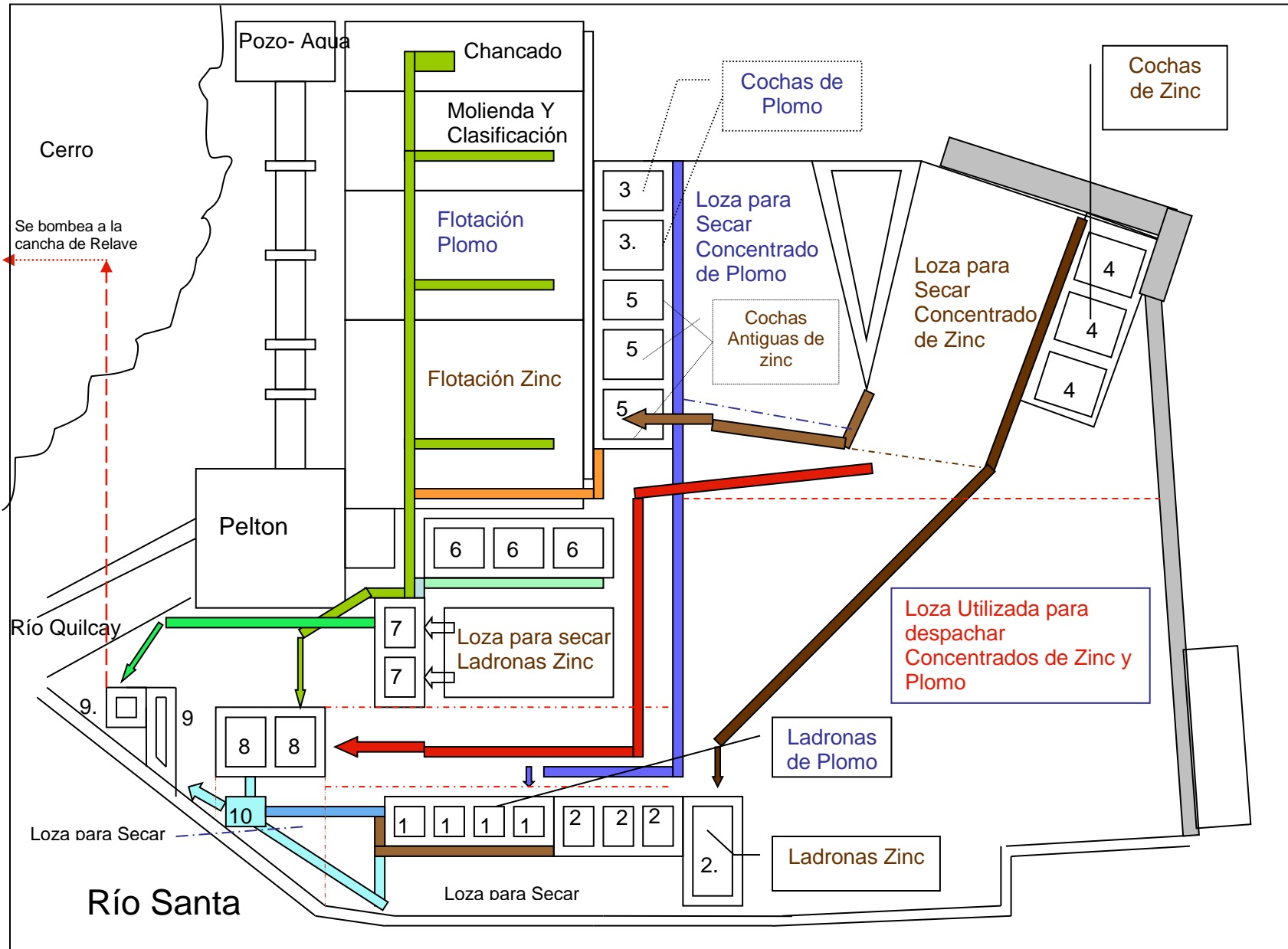
			LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION		
	Peso	% Peso	Ag oz / TC	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn	Ag %	Pb %	Zn %
Cabeza	15569.03	100.00	27.13	6.27	13.50	2990.540	627.000	1350.000	100	100	100
Conc. PB	2512.82	16.14	152.83	37.29	7.50	2718.994	601.855	121.049	89.15	95.71	8.92
Conc. Zinc	3483.04	22.37	7.54	0.60	52.67	185.938	13.423	1178.312	6.10	2.13	86.78
Relave	9573.17	61.49	2.14	0.22	0.95	145.047	13.527	58.414	4.76	2.15	4.30
TOTAL	15569.03					3049.98	628.81	1357.77	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada			27.67	6.29	13.6						

Ratio Pb	6.20
-----------------	-------------

Ratio Zn	4.47
-----------------	-------------

Diagrama de Flujo de la planta Concentradora Año 2005





MOTORES Y EQUIPOS

8-Sep-05

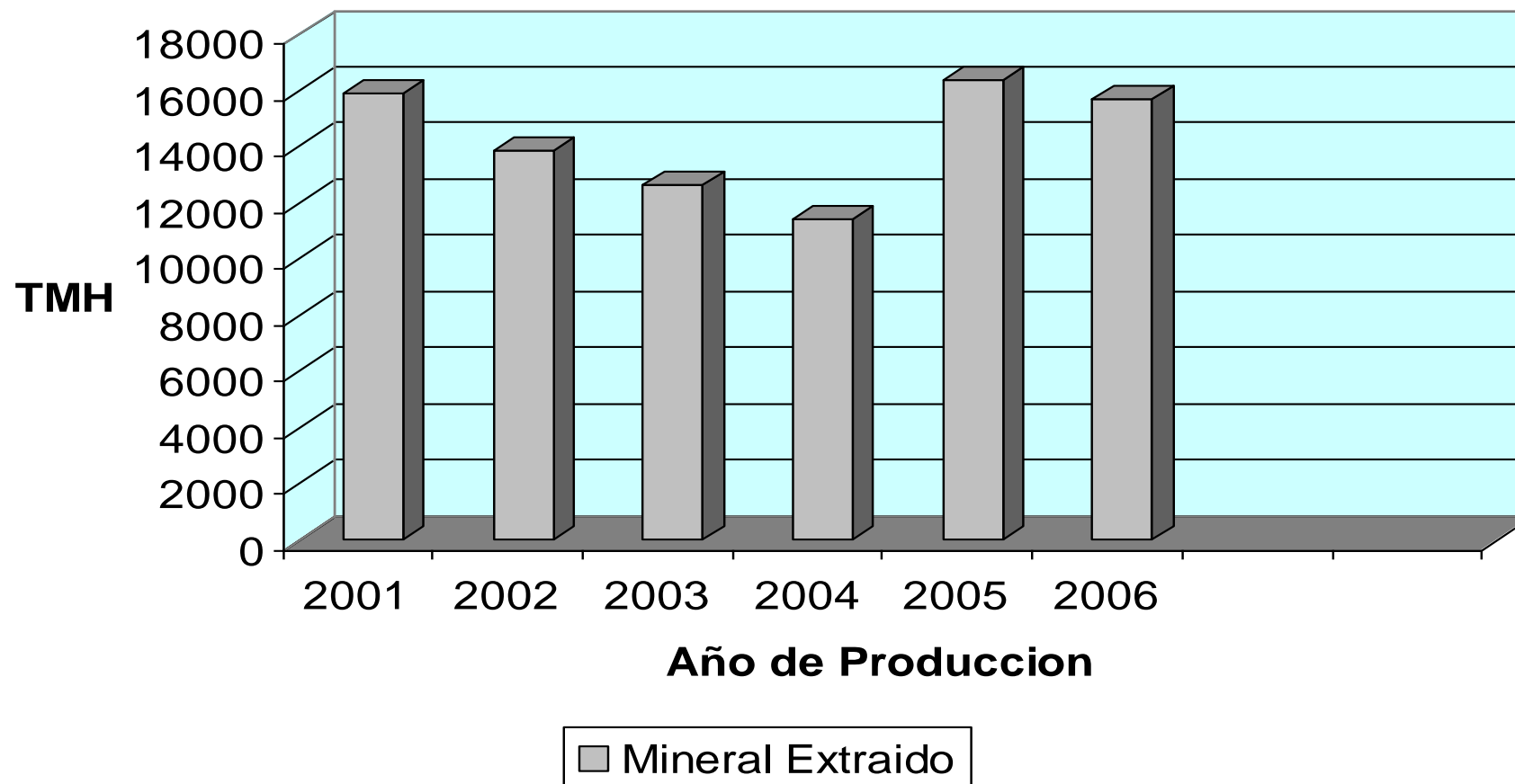
N°	Nombres	Unidad	HP	Total HP	Dimensiones
SECCION CHANCADO					
1	Tolva de gruesos	1	0	0	
2	Zaranda vibratoria (malla 3/4")	1	3	3	4 ft* 2 ft
3	Chancadora de Quijada	1	25	25	10" * 16"
4	Faja transportadora N °1	1	3	3	27 ft * 15 "
5	Faja transportadora N °2	1	2	2	7ft * 15"
6	Zaranda vibratoria (malla 1/2 ")	1	3	3	3ft * 5 ft
7	Chancadora de Quijada	1	15	15	8" * 10"
Total	Seccion chancado	51.00 HP		37.9 kw	
SECCION MOLINENDA Y CLASIFICACION					
8	Tolva de finos	1	0	0	
9	Faja transportadora N ° 3	1	3	3	17" * 15 ft
10	Molino de bolas	1	40	40	4 ft * 5 ft
11	Clasificador helicoidal	1	3.6	3.6	24 " * 13 ft
12	Reactiveros	3	0.5	1.5	
13	Dosificador de cal	1	1.5	1.5	14" * 18"
Total	Seccion Molinda	49.60 HP		36.9 kw	
SECCION FLOTACION Bulk Ag-Cu-Pb					
14	Celdas Unitaria Denver Ag- Pb - Cu	1	6	6	32 " * 32"
15	Banco de celdas denver - Ag - Pb -Cu	4	5.5	22	32 " * 32"
Total	Seccion Flotacion Bulk	28.00 HP		20.8 kw	
SECCION FLOTACION PLOMO - COBRE					
16	Acondicionador Pb - Cu	1	4.8	4.8	5 ft * 5 ft
17	Banco de celdas denver - Pb - Cu	2	3	6	24 " * 24"
18	Reactiveros	1	0.5	0.5	
Total	Seccion Flotacion Plomo - Cobre	11.30 HP		8.4 kw	
SECCION FLOTACION ZINC					
19	Banco de celdas denver - Zn	2	5.5	11	32 " * 32"
20	Celda Serrano - Zn	1	10	10	6 ft * 6 ft
21	Bomba del concentrado de Zinc	1	3	3	1 1/2 " * 11/4 "
22	Dosificador de Cal	1	1.5	1.5	14 " * 18 "
23	Reactiveros	2	0.4	0.8	
Total	Seccion Flotacion Zinc	26.30 HP		19.5 kw	
SECCION FILTRADO DEL RELAVE					
23	FILTRO DE 6 DISCO - AIRE	1	40	40	
24	FILTRO DE 6 DISCO - ROTACION	2	4	8	3 " * 3"
25	Motor faja transportadora	1	2	2	17" * 15 ft
Total	Seccion de Filtrado	50.00 HP		37.2 kw	
SECCION LABORATORIO					
26	Campana Extractora	1	1.5	1.5	LAQ
27	Pulverizadora	1	2.4	2.4	8"
28	Campana Extractora - AAS	1	0.4	0.4	AAS
29	Compresora	1	0.33	0.33	AAS
Total	Seccion de Filtrado	4.63 HP		3.4 kw	
SECCION RELAVE Y RIEGO					
30	Bomba RELAVE FINAL	1	7.5	7.5	3 " * 3"
31	Bomba de aguas clarificadas al relave	1	3	3	2 " * 2 "
32	Bomba para riego canchas de mineral	1	2	2	1 1/4" * 1"
33	Bomba para riego deposito de relave	1	2	2	1 1/2 " * 1"
34	Bomba para riego Entrada a la Compañía	1	1	1	1 " * 1 "
Total	Seccion Relave y Riego	15.50 HP		11.5 kw	
Total Electrico en Planta		236.33 HP		175.6 kw	
Generada y Aportada por la pelton		130.70 HP		97.13 kw	

Descripcion y Leyenda

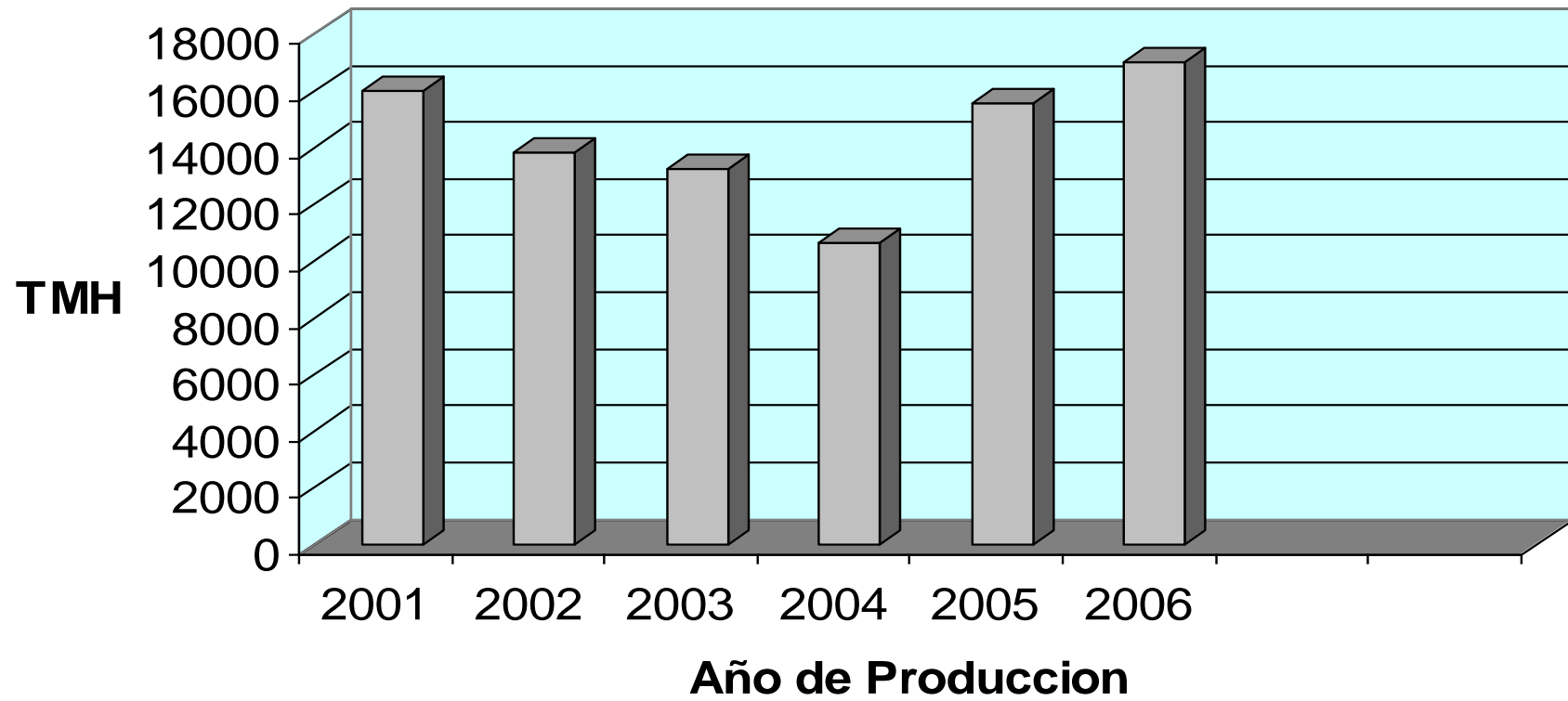
10-Oct-05

N°	Nombres	Unidad	DIMENSIONES		
			Largo	Ancho	Altura
Pozos de Sedimentacion			mt	mt	mt
1	Ladronas de Plomo	4	1.85	1.35	1.30
2	Ladronas de Zinc 1	3	2.08	1.84	1.30
2.1	Ladrona de Zinc 2	1	3.88	2.11	1.30
3	Cocha de Plomo 1	1	4.84	1.95	1.60
3.1	Cocha de Plomo 2	1	4.84	3.30	1.60
4	Cochas de Zinc	3	5.07	1.77	1.60
5	Cochas Antiguas de Zinc	3	4.84	2.80	1.60
6	Cochas de Antiguas de Cobre	3	3.43	3.21	1.15
7	Cochas de Auxiliares 1	2	2.69	1.05	0.64
8	Cochas Auxiliares 2	2	2.75	1.77	1.38
9	Cochas Auxiliares 3	1	3.10	1.52	1.56
9.1	Cochas Auxiliares 4	1	2.59	2.50	2.52
10	Caja de Agua	1	0.50	0.50	0.22
Canales para Recuperacion					
Utilizadas para derivar los derrames o Fugas en diferentes punto de la planta a Las pozas de Sedimentacion para su posterior tratamiento ó recuperacion En la planta Concentradora		Se encuentran de pintadas en colores en el plano de flujo de Derrames de Colores Azul, Celeste, Marron, Amarillo, Rojo, Verde y Gris			

Mineral Extraído en Mina

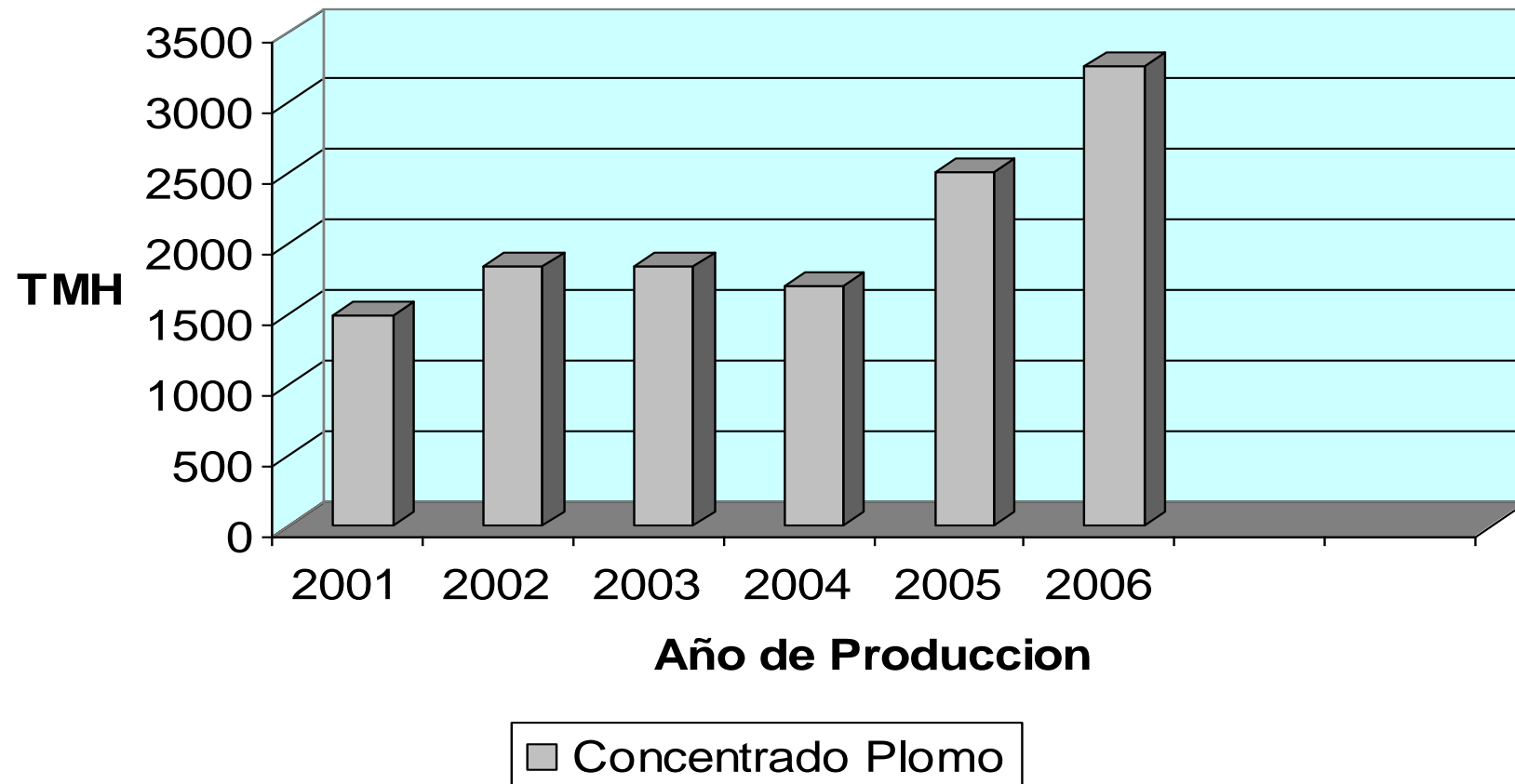


Mineral Flotado

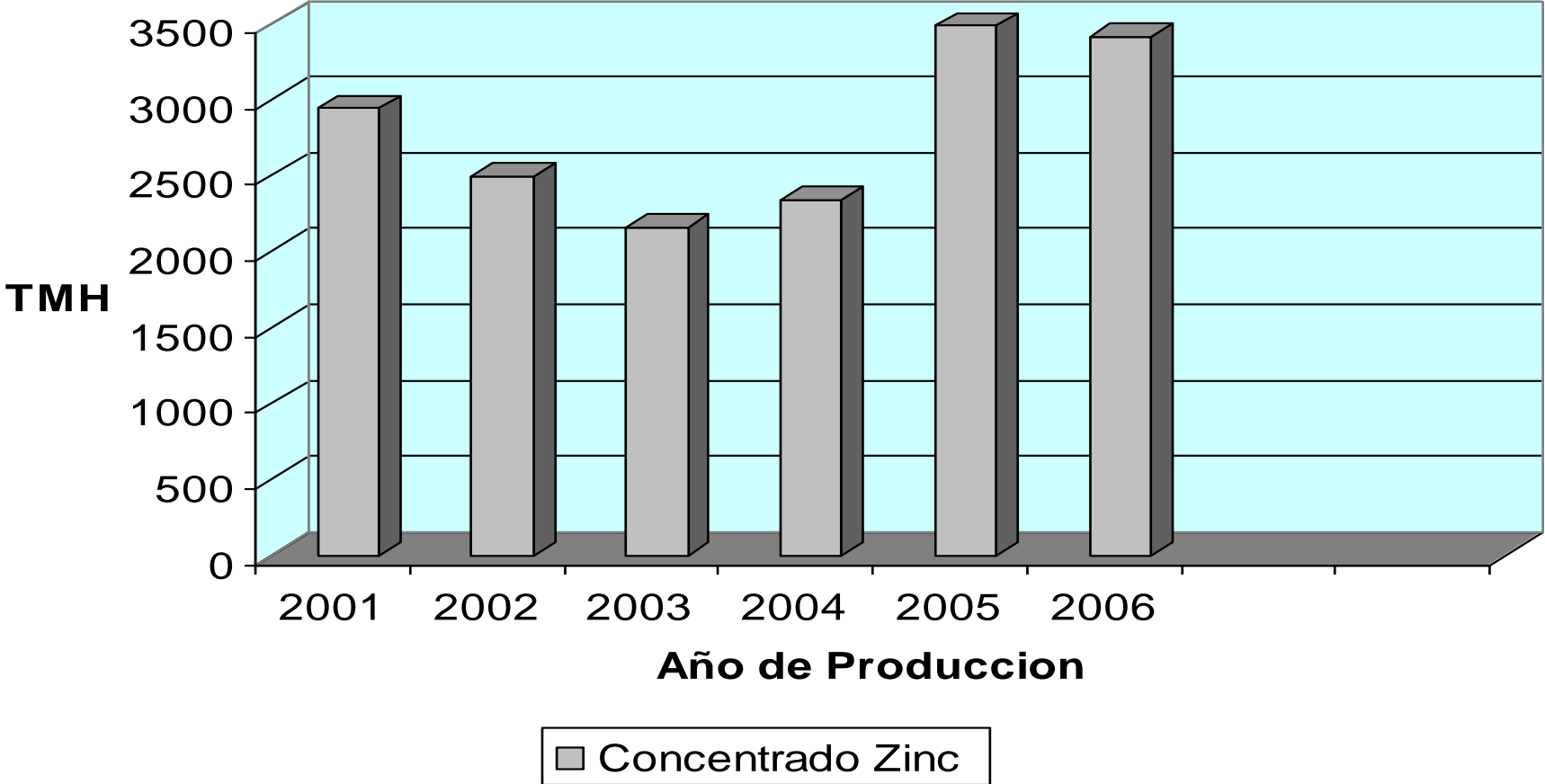


■ Mineral Flotado

Concentrado de Plomo Obtenidos



Concentrado de Zinc Obtenidos



RESUMEN DE PLANTA CONCENTRADORA - AÑO 2005

Se inicián las operaciones en la planta concentradora, cuya evaluación con el mineral freso de Huinac SAC, para este mes, se reportan en tratamiento un promedio de 60 TMH/ día cpon las siguientes leyes:

Despachos	Ag oz/tc	% Pb	% Zn	% Cu	% Hum.	TMH
Plomo	154.21	36.5	8.54	5.99	9.15	159.40
Zinc	7.68	0.80	51.54	0.46	10.93	255.80

Mineral	Ag. onz / tc	Pb. %	Zn %	Cu %	TMS
08-Dic-05	21.36	4.39	11.05	0.71	260.8
16-Dic-05	33.47	5.46	14.06	0.69	183.0
24-Dic-05	21.87	5.20	12.75	0.69	205.5
31-Dic-05	21.37	4.46	12.40	0.72	182.6
ODesa Nv-3 Promedio	24.15	4.84	12.43	0.70	831.9
08-Dic-05	10.23	6.08	18.05	0.22	21.5
16-Dic-05	20.00	9.02	19.97	0.38	21.8
24-Dic-05	13.40	7.93	17.44	0.28	18.1
31-Dic-05					0
Llactun Nv-3 Promedio	14.63	7.67	18.55	0.29	61.4
08-Dic-05	27.85	7.80	9.00	2.10	105.9
16-Dic-05	30.03	7.22	9.65	0.85	153.4
24-Dic-05	22.56	6.25	10.74	0.55	63.5
31-Dic-05	32.89	6.33	7.75	2.07	122.2
Llactun Nv-4 Promedio	29.23	6.98	9.13	1.44	445.0
08-Dic-05	8.45	3.68	11.21	0.20	36.9
16-Dic-05	27.56	6.66	5.11	0.6	61.9
24-Dic-05	8.21	4.03	11.39	0.19	78.4
31-Dic-05	16.92	5.18	9.21	0.47	64.5
El Ingenio Nv -4 Promedio	12.86	3.65	5.48	0.31	241.7
Total	23.49	5.37	10.67	0.83	1580.00

Según el análisis químico se puede estimar una aproximación de la ley de cabeza procesada por la planta concentradora para el presente mes, siendo las siguientes:

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %	Cu %
08-Dic-05	31.89	7.31	13.14	1.370
16-Dic-05	35.09	6.92	12.00	1.360
24-Dic-05	31.82	8.56	13.55	1.270
31-Dic-05	27.76	5.47	11.69	1.240
Promedio	31.64	7.07	12.60	1.310

RELAVE FINAL

A partir del **8 de Diciembre**, las leyes promedios son de **2.23** oz. / TC de plata, **0.24** % de Plomo y **0.83** de Zinc y **0.09** % de Cobre.

Fecha	Ag oz/ tc	Pb %	Zn %	Cu %
8-Dic-05	2.16	0.22	0.88	0.083
16-Dic-05	2.29	0.25	0.75	0.090
24-Dic-05	2.20	0.26	0.76	0.100
31-Dic-05	2.27	0.21	0.92	0.080
Promedio	2.23	0.24	0.83	0.09

CONSUMO TOTAL DE REACTIVOS

Reactivos	gr / tm	kg – Dia	Kg – Mensual
Cal (KG / TM)	6.41	339.15	8505.96
ZnSO4	1475.40	78.06	1957.83
NaHSO3	256.20	13.56	339.97
NaCN	37.68	1.99	50.00
AR- 1404	226.06	11.96	299.98
AR - 1242	70.83	3.75	93.99
Z – 6	143.17	7.58	189.98
Z – 11	188.38	9.97	249.98
CuSO4	578.70	30.62	767.92
D – 250	28.63	1.51	37.99
AR – Na	105.50	5.58	140.00
ER - 440	6.78	0.36	9.00
AR-131	9.04	0.48	12.00
Floculante	7.54	0.40	10.01
Dias trabajados			25.08

COMENTARIOS

- Para el presente Año 2005, se pudo mejorar en un 25 %, la planta concentradora tanto en equipos como en infraestructura.
- Se instala una planta de filtrado con un filtro de 6 discos tal como se indica en el nuevo flowsheet de la planta, con la finalidad de deshumedecer el Relave, para luego ser transportado fuera de la ciudad de Huaraz en camiones con una capacidad de 40 TMH, en un deposito de 100 Hectareas perteneciente a la Empresa Minera Huinac SAC..
- Se realiza un cambio de todas las celdas de flotacion tanto para el circuito de Plomo como para el circuito de Zinc.
- Se realiza un cambio de equipos y de infraestructura en el taller de Maestranza, como son: un torno nuevo de última generación, para la fabricación de piezas metálicas, repuestos que son de urgencia para el funcionamiento continuo de los equipos, tanto en mina como en planta.
- La infraestructura nueva de los almacenes y la nueva construcción de algunos adicionales.
- Se aumenta la capacidad de tratamiento a 60 TMH por día, sin perjudicar o que exista cambios drásticos en el proceso y en los concentrados obtenidos por la planta Concentradora.
- Se realiza unos gráficos resumiendo toda la producción del año 2001 al 2006 incluido. (ver pagina del 163 al 166)
- Se tiene proyectado aumentar la capacidad de tratamiento de la planta concentradora a 70 TMH por día, para el Año 2006

CAPITULO VII

ÍÑFORME DE ESTUDIO MICROSCOPICO

C. Cánepa 1. Junio.2001

1. INTRODUCCION

Se incluye el informe del Dr. César Cánepa de Juniiio del 2001 conciste en un estudio microscópico en sección pulida del material correspondiente a dos muestras procedentes de la planta de flotación de Minera Huinac, denominado: Concentrado Cu y Relave Final, cuyos resultados son materia del presente informe. El objetivo del estudio consistió en caracterizar cualitativa y cuantitativamente la constitución mineralógica de cada muestra para determinar el grado de liberación de los minerales presentes y, con la interpretación de los resultados obtenidos, en postular indicaciones precisas que permitan optimizar el desarrollo del proceso de tratamiento.

Las muestras fueron analizadas granulométricamente mediante tamizado, utilizando los de mallas 100, 200 Y 325. En total, se obtuvo 8 fracciones granulométricas; de cada una de las cuales se tomó una pequeña porción representativa para confeccionar la respectiva probeta pulida. El material restante ha sido entregado al cliente para su análisis químico respectivo.

Las probetas de todas las fracciones han sido estudiadas cualitativa y cuantitativamente bajo el microscopio óptico; en las probetas de las fracciones de malla - 400 sólo se efectuó estudio cualitativo.'

Tanto en la tabla de resultados cuantitativos como en las fotos que ilustran el PTE. Informe, las diversas especies minerales han sido designadas mediante abreviaturas cuya explicación aparece en el listado adjunto.

1.1 ANÁLISIS GRANULOMETRICO

Los resultados de la separación mediante tamizado aparecen en la tabla N° 1.

TABLA No. 1

Análisis granulométrico (% peso)

Muestra	M+100	M+200	M+325	M-325
Concentrado Cu	2.20	31.20	55.10	11.50
Relave Final	6.80	38.35	47.65	7.20

En ambas muestras se observa que la distribución granulométrica no presenta un comportamiento usual; en efecto, la muestra Concentrado Cu posee una marcada escasez de partículas finas y un relativo exceso en lo que corresponde a material de granulometría mayor que malla 200. En cuanto a la muestra Relave Final, si la comparamos con una distribución granulométrica normal para este tipo de muestras se observa escasez de partículas gruesas y una relativa abundancia en lo que corresponde a material de granulometría intermedia/fina. En todo caso, está claro que la distribución granulométrica en ambas muestras describe curvas homólogas. Como es de esperar; la explicación de la configuración granulométrica aparentemente anómala en ambas muestras será discutida mas adelante, sobre la base de los resultados del estudio microscópico.

1.2 RESULTADOS DEL ESTUDIO MICROSCOPICO

Generalidades

En las tablas de resultados cuantitativos se consigna, separadamente, los porcentajes de abundancia (volumen %) de las especies minerales presentes, tanto bajo la forma de "**Partículas libres**" (en las que una especie mineral constituye mas del 95% del área de la partícula), como bajo la forma de "**partículas mixtas**" (constituidas por la asociación de dos o mas especies minerales y donde cada una de éstas ocupa no menos del 5% del área total). Los ensambles calcopirita/sulfuros secundarios de cobre y cobre gris / sulfosales de plomo-cobre (que lógicamente no necesitan liberación por tratarse de menas del mismo elemento) aparecen incluidas dentro de las partículas libres. Adicionalmente, el estudio microscópico cuantitativo permite la caracterización morfológica de cada partícula mixta, mediante la determinación simultánea de los porcentajes de área y de periferia ocupados por cada especie mineral participante; con tales datos se ha calculado el grado de liberación parcial correspondiente a cada especie mineral en cada tipo de partícula mixta (de esta manera, el grado de liberación parcial resulta siendo un indicador de la aptitud de reacción al proceso de concentración de cada una de las especies minerales asociadas). Los grados de liberación parcial de las partículas mixtas y de las libres (cuyo grado de liberación parcial se considera lógicamente como 100) ponderados por los porcentajes de abundancia respectivos, permiten

calcular el grado de liberación total (G.L.) para cada especie mineral, cálculo que se efectúa malla por malla (el grado de liberación total resulta así una expresión objetiva de cómo varía la liberación de una especie mineral de una malla a otra, en función del tamaño del grano). Utilizando los pesos específicos respectivos, los porcentajes en volumen pueden ser fácilmente convertidos en porcentajes en peso.

2. Muestra Concentrado Cu

2.1 Aspectos cualitativos

Los minerales metálicos observados en las diversas briquetas son: **cobre gris sulfosales Cu-Pb, enargita, calcopirita, esfalerita, galena y pirita.**

El cobre gris, presenta valores de plata y se presenta mayormente como partículas libres (las cuales tienden a aumentar hacia las mallas más finas); usualmente forma entre crecimientos de geometría simple con galena, esfalerita y pirita, la cual aparece frecuentemente como inclusiones relícticas dentro del cobre gris. Es también observar ensambles geoméricamente complejos de cobre gris con las sulfosales Cu-Pb o con amarres esfalerita/galena, esfalerita/pirita, galena/pirita y galena/gangas.

Las **sulfosales de Cu-Pb** están constituidas por seligmanita y bournonita, con predominio de la primera en las mallas más gruesas. Una parte de estos minerales ocurre como partículas libres pero *es también frecuente* encontrarlos formando entre crecimientos de geometría simple, generalmente con Galena y cobre gris y menos frecuentemente con esfalerita.

La calcopirita es escasa, puede encontrarse libre (especialmente en las fracciones gruesas; otras veces forma entre crecimientos simples con esfalerita o complejos con cobre gris y/o esfalerita.

La esfalerita, es mayormente del tipo blenda; generalmente ocurre como partículas libres. También aparece formando entre crecimientos de geometría simple con galena y menos frecuentemente con pirita, o entre crecimientos complejos con amarres cobre gris/calcopirita, cobre gris/galena, cobre gris/pirita y galena/pirita.

Una parte de la **galena** aparece como partículas libres y otra parte forma ensambles de geometría simple con cobre gris, esfalerita, pirita y sulfosales de Cu-Pb. Además constituye entre crecimientos complejos con cobre gris/esfalerita, cobre gris, pirita, cobre gris/gangas y esfalerita/pirita, principalmente.

La enargita es muy escasa, generalmente forma entre crecimientos complejos con cobre gris, esfalerita y galena.

La pirita es porosa y se encuentra generalmente como partículas libres, también suele formar amarres de geometría simple con cobre gris y/o esfalerita y algo más complejos con cobre gris/pirita, cobre gris/galena y esfalerita/galena. En la fracción de malla -325 la liberación es excelente; sólo se observa unas pocas partículas mixtas, especialmente de los tipos esfalerita/galena, esfalerita/cobre gris y cobre gris/galena. Las partículas libres más abundantes son las de cobre gris y sulfosales Cu-Pb; menos abundantes son esfalerita y pirita, mientras que galena y gangas son más bien escasas. En la muestra se observa la presencia de varios "grumos" constituidos por la aglomeración de numerosos granos ultra finos que simulan una partícula de mayor tamaño. Algunas veces los grumos se han desmoronado y sólo

Se observa los granos individuales adosados unos a otros formando una especie de cadenas de disposición poligonal y corta extensión (ver foto N° 4). Esta tendencia asociativa de los granos ultra finos podría ser debida bien a que la excesiva molienda al aumentar el área de contacto provoca un incremento notable de su actividad periférica, o bien a que hay una incorrecta dosificación en la relación floculantes/dispersantes.

2.2 Aspectos cuantitativos

Los resultados obtenidos aparecen en la Tabla N° 2. Es importante resaltar que en casi todas las fracciones granulométricas, pero especialmente en la de malla +100, se observa presencia de grumos (en parte desmoronados), lo que explicaría la distorsión de la distribución granulométrica observada durante el tamizado (ver Tabla N° 1). A nivel de partículas libres, las menas más abundantes son cobre gris, esfalerita y galena, mientras que calcopirita y

sulfosales Cu-Pb son bastante escasas. Por su parte, la pirita ocurre modestamente y las gangas son muy escasas. El cobre gris aumenta marcadamente desde las fracciones gruesas hacia las finas hasta alcanzar casi 65% en la de malla +325; la esfalerita muestra una variación irregular de porcentajes con tendencia a decrecer hacia las fracciones mas finas, en cambio la galena aumenta constantemente hacia las fracciones finas. Tanto la calcopirita como las sulfosales Cu-Pb ocurren en porcentajes modestos que disminuyen claramente hacia las fracciones finas. La pirita es relativamente abundante en la fracción de malla + 200 pero luego decrece hacia la de malla +325; las gangas son bastante escasas y mantienen un porcentaje muy modesto y prácticamente constante en todas las fracciones.

En lo que se refiere a partículas mixtas, se observa claramente la variedad y abundancia de éstas, especialmente en las fracciones de mallas +100 y +200, lo que revela el carácter extremadamente complejo de la mineralización. Incluso en la fracción de malla +325 ocurren varios ensambles (especialmente cobre gris/esfalerita, cobre gris/galena, esfalerita/galena, galena/sulfosales Cu-Pb y cobre gris/esfalerita/galena) que se resisten a la liberación mediante molienda. Como consecuencia de lo anterior, los grados de liberación total de todas las menas son demasiado bajos en las fracciones de mallas +100 y +200, e incluso en la de malla+325 no alcanzan valores satisfactorios.

2.3 Comentarios

1. Los resultados del presente estudio permiten establecer que la distorsión observada en la distribución granulométrica de la muestra Concentrado Cu se debe a la tendencia del material a formar grumos con lo cual una parte de los granos finos al aglutinarse simulan un tamaño mayor por lo cual quedan retenidos en un tamiz que no les corresponde. Esto se produce porque muy probablemente la actitud del operador es tratar de moler lo mas fino posible en su afán de lograr una adecuada liberación. En efecto, la compleja mineralogía del yacimiento obliga a una molienda enérgica pero dada la naturaleza esencialmente .frágil de la mayoría de las menas **es necesario un estricto control del proceso de clasificación con el fin de evitar la sobremolienda.** Una medida correctiva adicional seria controlar cuidadosamente la dosificación de la relación floculantes/ dispersantes.

2. La calidad de la muestra es afectada por la relativa abundancia de contaminantes, especialmente, esfalerita, galena y pirita que están presentes como integrantes de partículas mixtas pero también como partículas libres. Al respecto, se recomienda **afinar los parámetros del proceso a efectos de lograr que la galena sea derivada al Concentrado Pb**; en lo que respecta a esfalerita y pirita, no tiene sentido lograr su depresión porque irían a contaminar igualmente el Concentrado Pb. Con relación a las partículas mixtas, puede intentarse mejorar su liberación remoliendo el material de tamaño mayor que malla 200 pero esta acción debe estar ligada a un exhaustivo control de la clasificación, tal como se indica en 1).

3. De acuerdo con el flow-sheet de la Planta, la muestra estudiada procede de un circuito de separación Cu-Pb. Al respecto, debe considerarse que algunas de las menas presentes (bournonita y seligmannita) corresponden al tipo de sulfosales de Cu y Pb; esto significa que dichos minerales tienen el carácter de menas dobles cuyos cationes, lógicamente, no puede ser separados por un proceso físico como es la flotación. En resumen, tales menas están aptos para flotar en cualquiera de los dos circuitos - (Pb Y Cu) y por tanto contaminan inevitablemente a uno u otro. Esta situación es imposible de controlar y sólo dejará de ser un problema cuando La explotación llegue a niveles más profundos donde las sulfosales tienden a desaparecer

4. Finalmente, es importante tener en cuenta que el problema de la calidad del concentrado tiene su origen en la alimentación del circuito de separación Cu-Pb; en efecto, la excesiva presencia de esfalerita y pirita debe ser evitada oportunamente para lo cual debe mejorarse la eficiencia en el Banco de Celdas que distribuye la alimentación tanto al circuito Cu-Pb como al circuito Zn.

3. Muestra Relave Final

3.1 Aspectos cualitativos

Los minerales metálicos observados en las diversas briquetas son: **cobre gris, calcopirita, esfalerita, galena y pirita.**

El cobre gris es muy escaso y se presenta entre crecimientos de geometría simple con esfalerita y/o pirita.

La calcopirita se presenta como pequeñas inclusiones dentro de gangas o pirita; es escasa.

La esfalerita ocurre usualmente como inclusiones de pequeño tamaño en gangas; ocurre moderadamente.

La galena se presenta como finas inclusiones dentro de las gangas; es muy escasa.

La pirita se presenta mayormente libre y menos frecuentemente como pequeñas inclusiones en gangas; en raras ocasiones ocurre contiene pequeños granos de calcopirita.

En la fracción de malla -325 se observa marcada abundancia de pirita y gangas transparentes; la esfalerita, que ocurre como escasas partículas libres, es prácticamente la única mena observada. Cuando se utiliza grandes aumentos, es posible observar como algunas piritas presentan pequeñas partículas de galena o cobre gris adosadas a su periferia; por analogía, puede estimarse que en los granos ultra finos presentes en esta fracción una buena parte de ellos consiste de galena o cobre gris, los cuales por su tamaño extremadamente pequeño no pueden ser plenamente identificados mediante microscopía óptica.

3.2 Aspectos cuantitativos

Los resultados obtenidos son los presentados en la Tabla N° 3. En lo que corresponde a partículas libres, la esfalerita sólo está presente, en muy modesto porcentaje, en la fracción de malla +325. El resto de partículas libres es esencialmente pirita y gangas transparentes.

3.3 TABLA N°.02

Porcentaje de abundancia (volumen %) y grado de liberación parcial (entre paréntesis) de las especies minerales presentes bajo la forma de partículas libres y/o mixtas. En la parte inferior. El grado de liberación total (G.L.) calculado para cada especie mineral.

MUESTRA: Concentrado de Cu

Partículas libres	Malla +100								Malla + 200								Malla +325									
	CGRs		cp	ef	gn/FSCu-Pb	py	GGs		CGRs		cp	ef	gn/FSCu-Pb	py	GGs		CGRs		cp	ef	en	gn	x	py	GGs	
CGRs	19.75	19.75							46.40	46.40							63.40	63.40								
	(100.00)								(100.00)								(100.00)									
cp	0.60		0.60						0.05		0.05						0.00		0.00							
			(100.00)								(100.00)						6.85		6.85							
ef	11.40			11.40					11.95			11.95														
				(100.00)								(100.00)														
en																										
gn	4.90				4.90				5.45			5.45					9.80				9.80					
					(100.00)							(100.00)									(100.00)					
SFSsCu_Pb	1.80					1.80			0.30				0.30				0.00									
						(100.00)							(100.00)													
py	4.95						4.95		10.60				10.60				4.25							4.25		
							(100.00)						(100.00)											(100.00)		
GGs	0.10							0.10	0.10					0.10			0.15								0.15	
								(100.00)					(100.00)											(100.00)		
CGRs/cp	0.30	0.15	0.15						0.65	0.35	0.35						0.15	0.10	0.05							
	(100.00)		(100.00)						(100.00)	(100.00)							(100.00)	(100.00)								
CGRS/SF SsCu-Pb	2.95	1.45				1.50			0.85	0.55			0.30				0.90	0.55						0.35		
	(100.00)					(100.00)			(100.00)	(100.00)			(100.00)				(100.00)	(100.00)						(100.00)		
Partículas Mixtas	46.75	21.35	0.75	11.40	4.90	3.30	4.95	0.10	76.35	47.30	0.35	11.95	5.45	0.60	10.60	0.10	85.50	64.05	0.05	6.85	9.80	0.35	4.25	0.15		

Partículas libres	Malla +100						Malla + 200						Malla +325						
	CGRs	cp	ef	gn/FSCu-Pb	py	GGs	CGRs	cp	ef	gn/FSCu-Pb	py	GGs	CGRs	cp	ef	en gn	x	py	GGs
CGRs/ef	4.25	3.10	1.15				8.50	5.00	3.50				6.40	3.55	2.85				
	(60.40)		(11.90)				(41.00)		(22.05)				(37.25)		(27.85)				
CGRs/gn	15.85	9.80	6.05				3.85	2.30	1.55				2.10	1.25	0.85				
	(45.60)		(16.20)				(44.85)		(21.10)				(42.20)		(19.45)				
CGRs/py	5.50	3.70		1.80			3.65	2.70		0.95			0.55	0.40				0.15	
	(55.95)			(11.65)			(60.65)			(8.15)			(59.00)					(5.65)	
CGRs/GGs	1.05	0.60			0.45		0.70	0.30											
	(47.00)				(13.65)		0.40												
cp/ef							(35.20)												
							(31.90)												
ef/gn	7.40		4.60	2.80			0.45	0.25	0.20				2.90		1.50	1.40			
			(43.10)	(19.10)				(41.25)	(31.25)						(32.00)	(26.30)			
ef/SFSsCu-Pb	0.30		0.20	0.10															
			(49.00)	(9.00)															
ef/py	1.25		0.85	0.40															
			(51.25)	(11.25)															
ef/GGs	0.30		0.05		0.25		0.55		0.35	0.20									
			(6.00)		(56.00)				(40.40)	(16.40)									
gn/SFSsCu-Pb	0.60		0.45	0.15			0.30		0.15		0.15		0.50		0.25	0.25			
			(49.50)	(9.50)					(40.00)		(26.20)				(29.50)	(29.50)			
gn/py	0.60		0.30	0.30			0.30		0.15	0.15									
			(42.00)	(32.00)					(22.65)	(29.35)									
gn/GGs							0.20		0.10	0.10									
									(26.00)	(26.00)									
SFSsCu-Pb/py	0.70		0.55	0.15			0.20		0.10		0.10								
			(54.00)	(4.00)					(45.00)		(45.00)								
SFSsCu-Pb/GGs	0.65		0.35		0.30														
			(36.00)		(21.00)														
py/GGs	0.30			0.20	0.10		0.10			0.05	0.05		0.15					0.05	0.10
				(56.00)	(6.00)					(36.00)	(16.00)							(16.00)	(36.00)
CGRs/cp/ef	0.35	0.10	0.15	0.05			0.10	0.05	tr	0.05									
	(24.00)	(12.00)	(2.00)					(36.00)	0.00	(5.00)									
CGRs/cp/py							0.10	0.05	0.05		tr								
							(36.00)	(9.00)			0.00								

CGRs/ef/gn	2.55 (42.25)	1.55 (1.00)	0.25 (49.60)	0.75		1.10 (21.05)	0.45 (12.05)	0.35 (11.75)	0.30		1.10 (35.00)	0.50 (6.15)	0.25 (12.00)	0.35	
CGRs/ef/py	1.30 (24.00)	0.50 (23.15)	0.55 (5.75)	0.25		0.60 (43.85)	0.40 (3.85)	0.10		0.10 (4.00)					
CGRs/ef/GGs						0.30 (57.35)	0.20 (1.35)	0.05		0.05 (2.65)					
CGRs/gn/SFSsCu-Pb	0.30 (24.00)	0.20	tr 0.00	0.10 (12.25)		0.50 (2.80)	0.25	0.10 (4.95)	0.15 (15.55)						
CGRs/gn/py	1.60 (24.00)	0.80	0.30 (3.30)	0.50 (11.10)		0.55 (30.80)	0.25	0.15 (6.85)	0.15 (8.05)						
CGRs/gn/GGs	1.40 (24.00)	0.70	0.20 (2.40)	0.50 (17.40)		0.50 (33.95)	0.25	0.15 (10.60)	0.10 (6.00)						
CGRs/SFSsCu-Pb/py	0.35 (24.00)	0.15	0.15 (0.25)	0.05 (1.00)		0.10 0.00	tr	0.10 (67.50)	tr 0.00						
CGRs/py/GGs						0.15 (20.00)	0.05		0.05 (12.00)	0.05 (3.00)					
cp/ef/GGs						0.10	0.05 (30.00)	0.05 (16.00)		tr 0.00					
cp/gn/SSL Cu-PB											0.15	tr 0.00	0.15 (3.00)	tr 0.00	
cp/py/GGs						0.10	0.05 (25.00)		0.05 (20.00)	tr 0.00					
ef/gn/SSL Cu-Pb	0.30		0.05 (2.25)	0.05 (4.00)	0.20 (42.25)	0.25		0.10 (20.50)	0.10 (20.00)	0.05 (0.50)					
ef/gn/py	1.20		0.50 (17.75)	0.30 (10.50)	0.40 (14.75)										
ef/gn/GGs	0.30		0.10 (9.00)	0.05 (4.00)	0.15 (25.00)	0.05		0.05 (42.00)	tr 0.00	tr					
CGRs/cp/ef/GGs	0.30 (24.00)	0.15 (4.00)	0.05 0.00	0.05	0.05 (3.00)	0.00									
CGRs/ef/en/gn											0.20 (20.00)	0.10	0.05 (8.00)	0.05 (3.00)	tr 0.00
CGRs/ef/gn/SSL Cu-Pb	0.95 (24.00)	0.30	0.10 0.00	0.15 (3.35)	0.40 (25.00)	0.05 (36.00)	0.05 0.00	tr 0.00	tr 0.00	tr 0.00					

CGRs/ef/g n/GGs	0.65 0.30 0.10	0.15 0.10	0.10 tr 0.00	0.05 0.05 (6.00) (35.00)	tr	0.20 0.05 (9.00)	0.05 (16.00)	0.05 (3.00)	0.05 (1.50)
CGRs/ef/ SSLCu- Pb/py	(24.00) (3.50)	(4.50) (2.50)	0.00						
CGRs/gn/ SSLCu- Pb/py	0.65 0.15 (24.00)	0.10 (2.50)	0.25 0.15 (11.25) (5.00)			0.10 0.05 (24.00)	tr 0.00	0.05 (16.00)	tr 0.00
CGRs/gn/ py/GGs	0.65 0.15 (24.00)	0.10 (2.00)	0.25 0.15 (24.50) (4.50)						
cp/ef/SSL Cu- Pb/GGs				0.10 0.05 (30.00)	0.05 (14.00)	tr 0.00	tr 0.00		
cp/ef/gn/S SLCu-Pb	0.35	0.05 0.05 (4.00) 0.00	0.15 (12.00)	0.10 (12.50)					
ef/gn/py/G Gs						0.15	tr tr 0.00 0.00	0.10 0.05 (25.00) (14.00)	
CGRs/cp/ ef/gn/py	0.30	0.05 0.05 (4.00) (3.00)	0.05 0.15 (5.00) (14.00)						
CGRs/ef/g n/SSLCu- Pb/py	0.35 0.20 tr (24.00) 0.00	0.05 0.05 (1.00) (3.00)	0.05 (0.50)						
CGRs/ef/g n/SSLCu- Pb/GGs	0.30 0.10 (24.00)	0.05 0.05 0.00 (6.00)	0.10 (10.50)	0.10 0.05	tr tr tr 0.00 0.00 0.00	0.05 (2.50)			
CGRs/ef/ SSLCu- Pb/py/GG s	0.35 0.15 (12.00)	0.05 0.00	0.05 tr 0.10 (6.00) 0.00 (10.00)						
Total (Vol %) G.L (%)	100.0 44.10 71.75	1.00 20.40 77.20	16.65 6.10 9.40 2.35 70.09 43.25 66.63 59.20 23.12	100.0 59.70 88.38	0.75 16.95 8.25 1.05 12.25 1.05 64.68 77.21 72.64 70.01 88.05 31.43	100.0 69.95 94.85	0.05 11.55 0.05 12.95 4.45 0.30 100.00 70.62 3.00 81.64 95.88 62.25		

3.4 TABLA No.03

Porcentaje de abundancia (volumen %) y grado de liberación parcial (entre paréntesis) de las especies minerales presentes bajo la forma de partículas libres y/o mixtas. En la parte inferior. El grado de liberación total (G.L.) calculado para cada especie mineral.

MUESTRA: Relave

Partículas libres	Malla +100			Malla + 200					Malla +325				
	cp	py	GGs	CGRs	cp	ef	gn	py	GGs	ef	py	GGs	
CGRs													
cp													
ef										1.00	1.00		
gn										(100.00)			
OXsFe													
py	3.45	3.45		41.50				41.50		45.25	45.25		
GGs	89.85	(100.00)	89.85	56.30				(100.00)	56.30	53.50	(100.00)	53.50	
			(100.00)					(100.00)				(100.00)	
Partículas Mixtas	93.30	3.45	89.85	97.80			41.50	56.30		99.75	1.00	45.25	53.50

3.4 TABLA No.03

MUESTRA: Relave

Partículas libres	Malla +100			Malla + 200						Malla +325				
	cp	py	GGs	CGRs	cp	ef	gn	py	GGs	ef	py	GGs		
cp/py	0.00			0.15	0.05			0.10						
cp/GGs	0.35	tr	0.35	0.15	0.05			0.10	0.10					
ef/GGs	0.35	0.00	(95.00)		(5.00)				(80.00)					
gn1/GGs	0.00		0.30	0.15		0.05		0.10	0.10					
OXsFe/GGs			(80.75)			(3.00)			(88.00)					
py/GGs	0.00			0.30			0.05	0.25	0.25					
GGs/ef/py						0.00	0.00	(90.00)						
OXsFe/GGs	0.35		0.80	0.00						0.25	0.10	0.15		
py/GGs	5.65	0.55	(80.00)	1.35				0.20	1.15		(16.00)	(36.00)		
GGs/ef/py	0.00	(0.80)	(86.10)	0.10	tr	tr		0.10	(76.30)					
		0.00			0.00	0.00		(63.75)						
% de Abundancia G.L	100.00	tr	4.00	100.00	tr	0.10	0.05	0.05	41.90	57.90	100.00	1.00	45.35	53.65
		0.00	86.36		0.00	7.00	3.00	0.00	99.33	99.43		100.00	99.81	99.82

Las partículas mixtas son bastante escasas; aquellas en las cuales participan menas (calcopirita galena, esfalerita y cobre grises) solo ocurren en las fracciones de mallas +100 y +200 y siempre en porcentajes muy modestos.

Comentarios

1. Los resultados del estudio microscópico indican que las pérdidas de valores detectados mediante análisis químicos no tienen su expresión en minerales que puedan ser claramente identificados con microscopía óptica; es decir, tales valores seguramente escapan como granos ultra finos de menas. Dichos granos ultra finos están mayormente presentes, como es de esperar, en la fracción de malla -325; sin embargo, debido a la frecuente formación de grumos (ver fotos) estos granos de menas ultra finas también ocurren en casi todas las fracciones.

2. Las medidas correctivas pertinentes deberán considerar, necesariamente, lo indicado anteriormente con respecto de la muestra Concentrado Cu; es decir, evitar la sobre molienda mediante un exhaustivo control del proceso de clasificación en el material que sirve de alimentación al circuito de separación Cu-Pb.

ANEXO

Abreviaturas, nomenclatura y composición química de las especies minerales mencionadas en el presente informe.

Abreviatura	Nombre	Composición química
bnn	Bournonita	(Cu,Pb)
CGRS	cobre gris (grupo de la tetraedrita)	(Cu,Pb) (Cu,Fe,Ag) ₁₂ (As,Sb) ₄ S ₁₃
cp	calcopirita	CuFeS ₂
ef	esfalerita	(Zn,Fe)S
en	enargita	Cu ₃ AsS ₄
gn	galena	PbS
Ggs	gangas transparentes	(variada)
py	pirita	FeS ₂
slg	seligmannita	(Cu,Pb)
SSLCu-Pb	sulfosales de cobre-plomo	(variada, ver bnn, slg)

FOTOGRAFÍAS DEL ESTUDIO MICROSCÓPICO (Escala grafica en micrones)

Muestra: Concentrado Cu

Foto No. 1.- Malla + 100

Esfalerita y cobre gris como partículas libres. Variadas partículas mixtas, algunas de geometría muy compleja: Cobre gris/galena/pirita, cobre gris/esfalerita/galena/sulfosales Cu-Pb, cobre gris/galena, cobre gris/esfalerita/galena' esfalerita/pirita y cobre gris/galena/pirita.

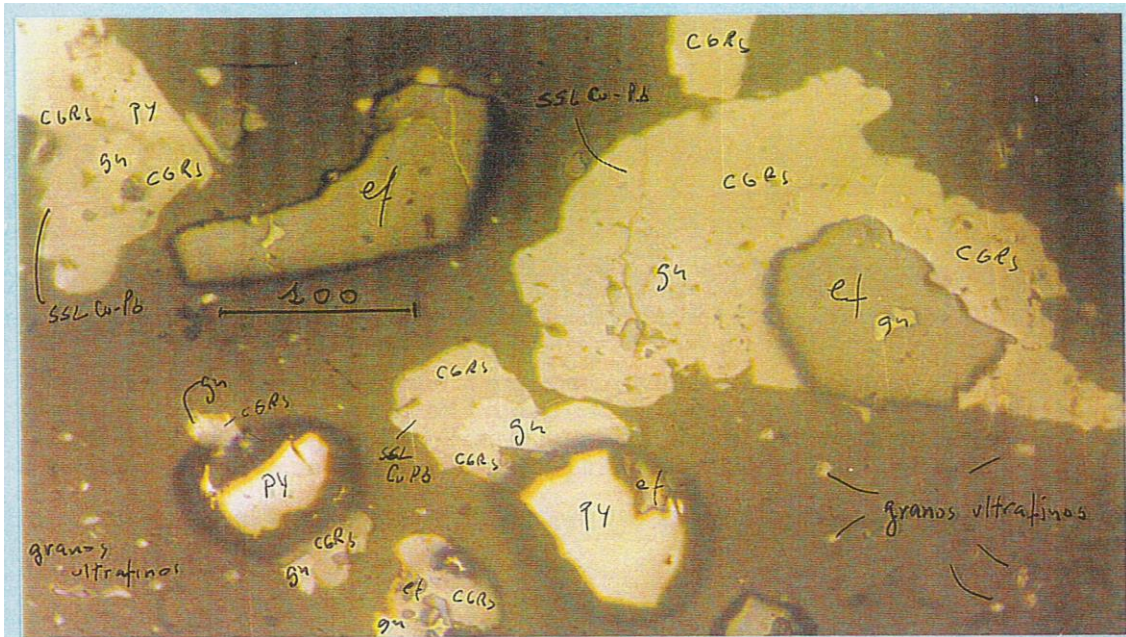


Foto No. 2.- Malla + 200

Mejora algo la liberación (esfalerita, cobre gris, galena y pirita)- pero subsisten abundantes mixtos (cobre gris/esfalerita, cobre gris/esfalerita/galena, cobre gris/pirita, esfalerita/sulfosales Cu-Pb/pirita).

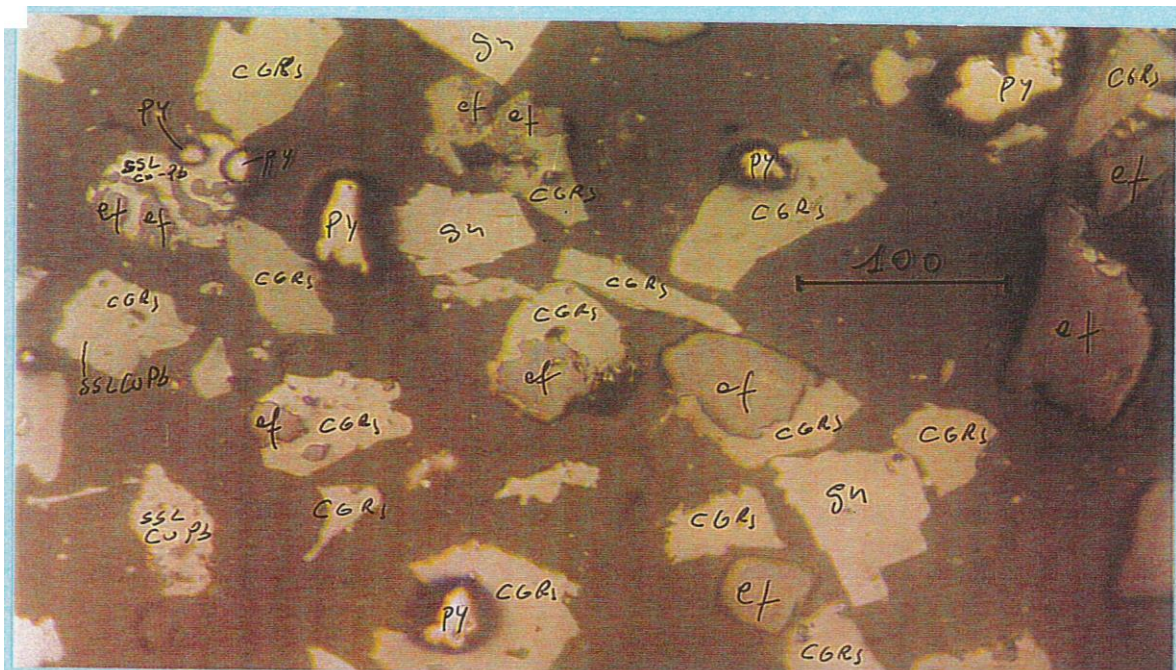


Foto No. 3.- Malla + 325

Claro incremento de la liberación (predominan cobre gris, esfalerita y pirita) y notoria presencia de grumos (algunos en proceso de desmoronamiento). En los grumos, los grai1o's periféricos, mayormente constituidos por cobre gris, facilitan la flotación del mineral que les sirve de núcleo (esfalerita, pirita o galena).

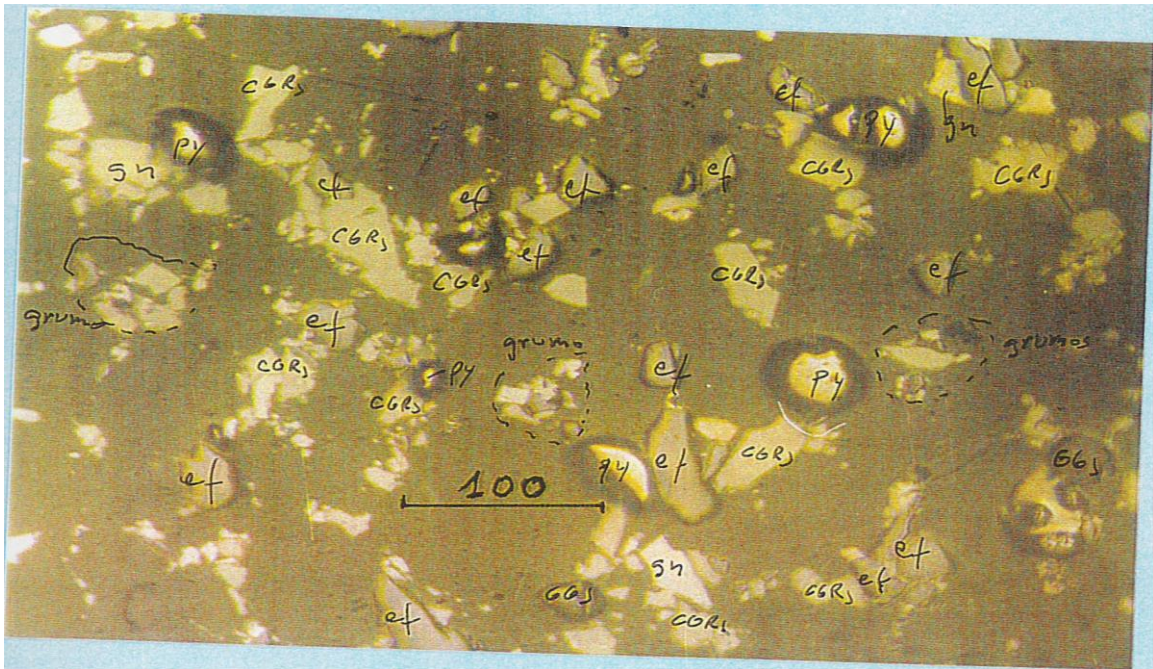
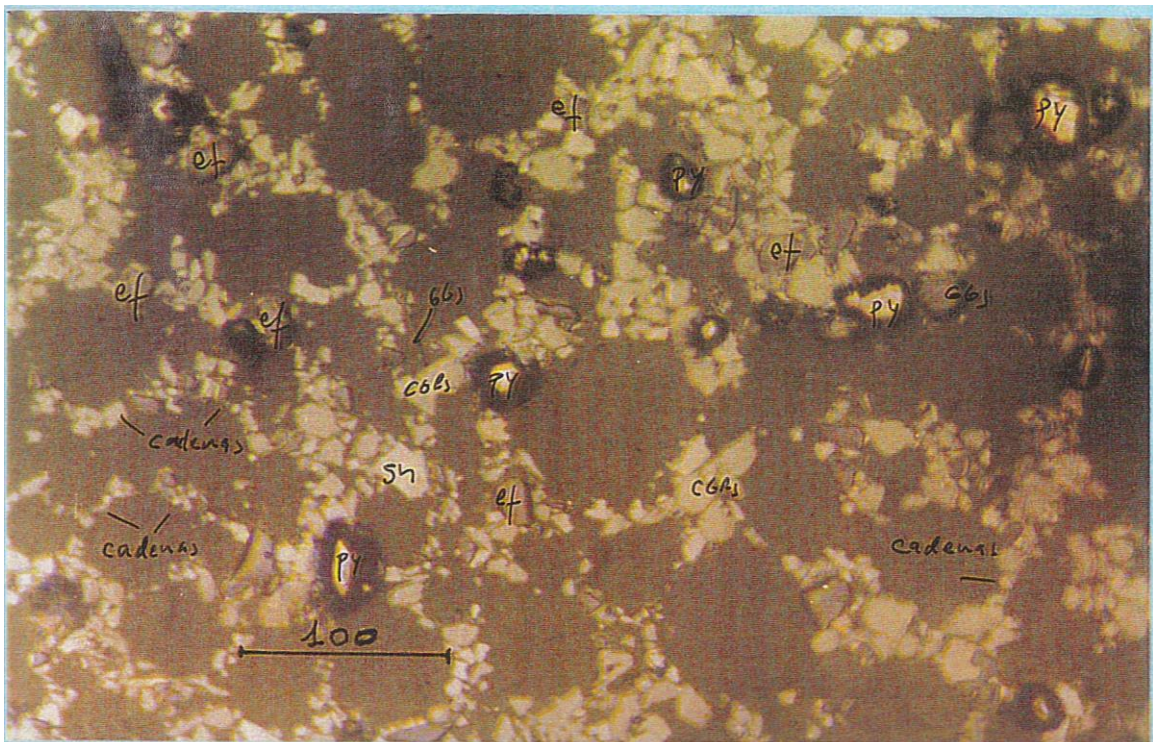


Foto No. 4.- Malla -325

Liberación prácticamente total. Abundancia de grumos y cadenas poligonales, ambos conformados por granos ultra finos.



Muestra: Relave Final

Foto No. 5.- Malla + 100

Gangas y piritas libres; mixtos pirita/gangas y esfalerita/pirita/gangas

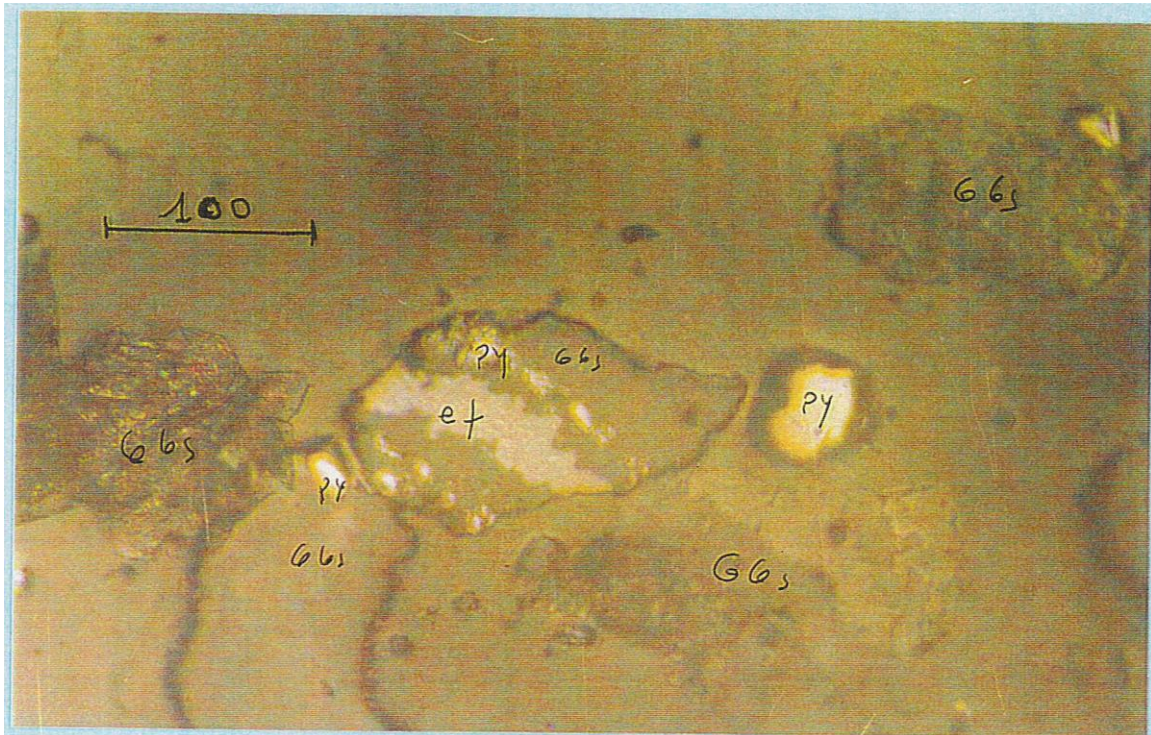


Foto No. 6.- Malla + 200

Abundantes pirita y gangas libres. Mixto sulfosales Cu-Pb/pirita/gangas,

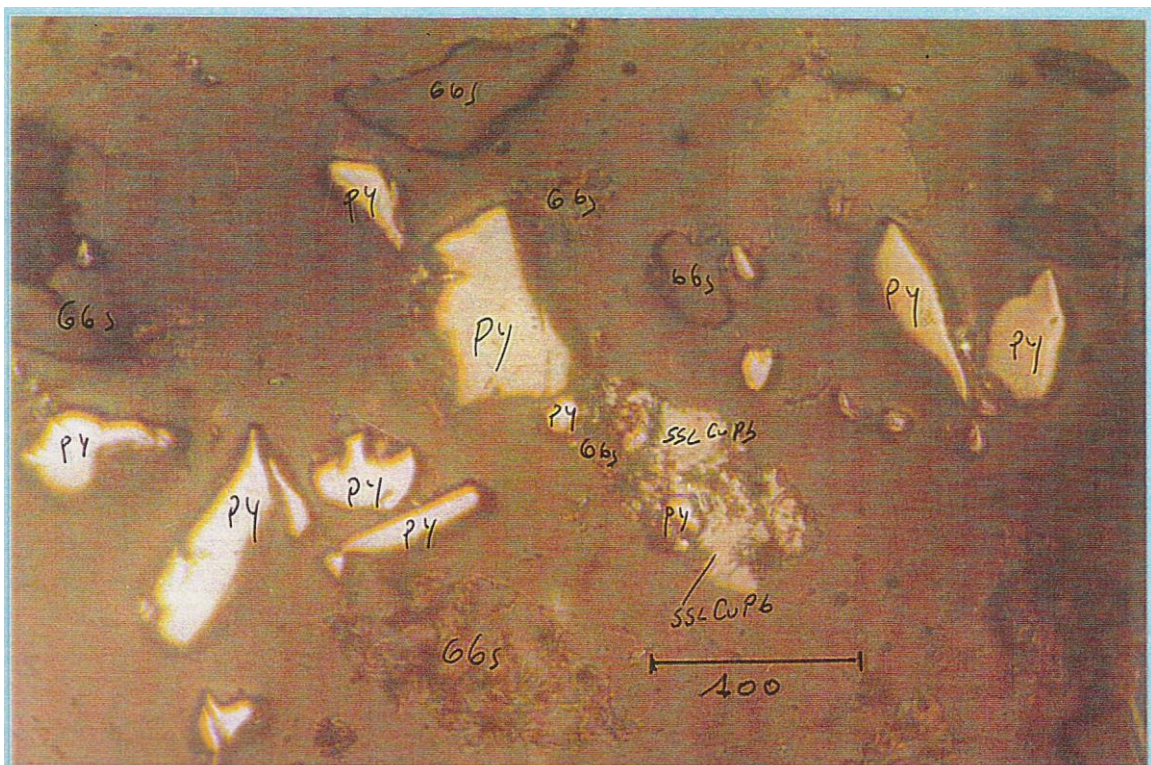


Foto No. 7.- Malla + 325

Piritas, gangas y un grano de esfalerita como partículas libres. Se observa la ocurrencia de numerosos grumos; la mayoría completa o parcialmente desmoronados.

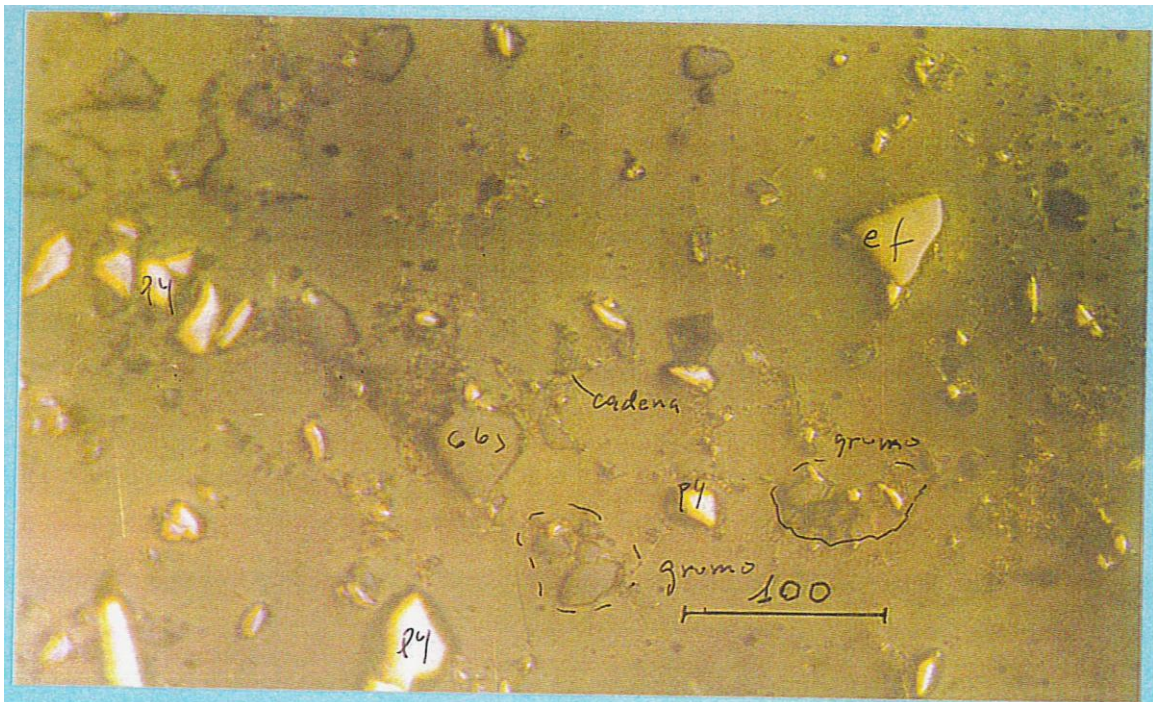
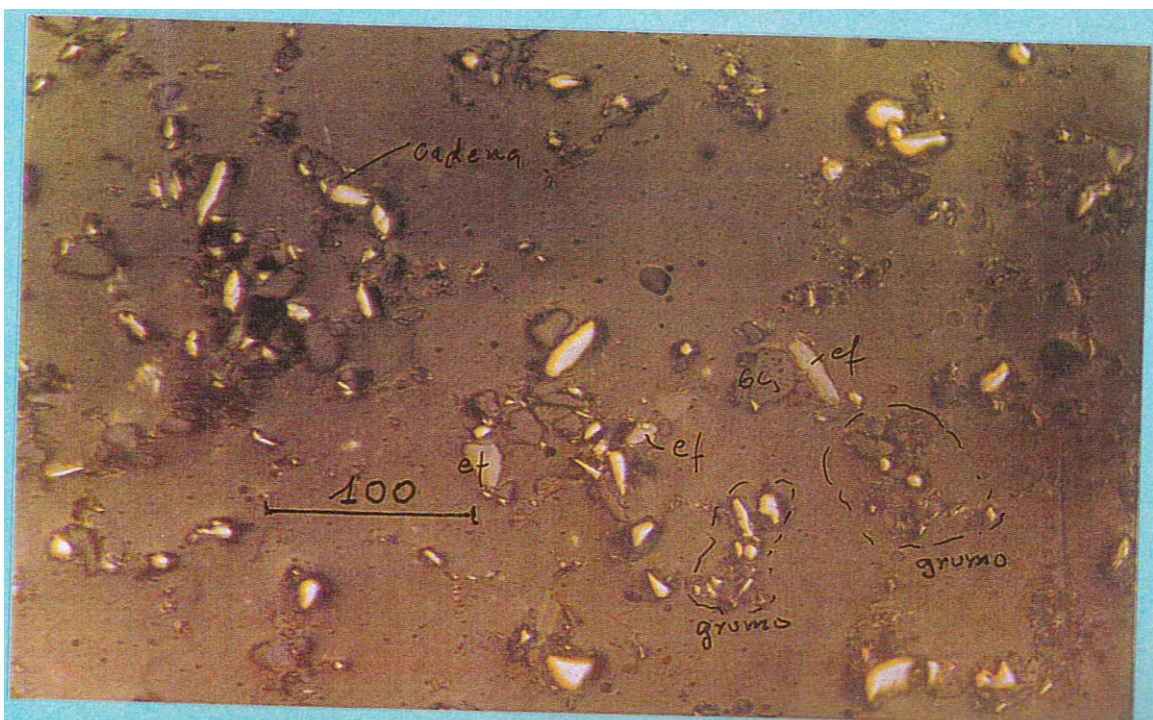


Foto No. 8.- Malla - 325

Escasas esfaleritas, piritas y gangas abundantes. Numerosos grumos y cadenas. Se observa una gran cantidad de granos ultra finos cuya identificación es prácticamente imposible (algunos de ellos probablemente corresponden a menas).



BIBLIOGRAFIA

1. Fundamentos de la flotación de Minerales por: Dow. CH. CO
2. Fundamentos de la Teoría y práctica del empleo de los reactivos de flotación por: Dr. S.I. Mitrofanov y el Dr. S.V. Dudenkov.
3. Catalogo Ditiófosfato/ Xantatos/ Espumantes por : Compañía RENASA
4. La Resolución Directoral del ministerio de Energía y Minas N° 222-97 EM/DGM. Del 12 de Junio de 1997
5. El Diseño Definitivo del Nuevo Depósito de Relave, elaborado en Septiembre de 1997, por ARA INGENIEROS S.A.
6. Estudio del Impacto Ambiental UEA Admirada Atila y concepción Amapola 5, en Agosto del 2000
7. Estudio Especial del Medio ambiente – Minera Huinac SAC, UEA Admirada Atila y Amapola 5, en referencia al Informe N° 091-2001 DGAA/ER, diciembre del 2002, realizada por Enviromental Quality Analytical Services S.A. “Equas S.A.”
8. Declaración del Impacto Ambiental, Proyecto Huinac “Proyecto de Explotación de Mineral Polimetalicó Concepción Minera” Unión Huinac RV” Julio del 2006
9. Hidrometalurgia Tomo I y Tomo II Autores:
Ph .D. H. H. Haung, Ph. D. L. G . Twidwel, Ph. D. D. Miller,
Traducidos por: Ms. Sc Luis M. Chia Aquije y Ms. Sc. F. Chia Aquije
10. Ingeieria Metalurgica – Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales Por Ivan Quiroz Nuñez.
11. Introducción a la flotacion de Minerales Por Nenacio Astucuri T. – 1994
12. Introducción al procesamiento de Minerales por: Errol G. Nelly - Universidad of Auckland y David J. Spottiswood – Colorado School of Mines.
13. Denver Equipment Index – Second Edition – Volumen 1
14. Dimensionamiento y Optimizacion de las Planatas Cocnetradoras Meediante Tecnicas de Modelacion Matematica por: Dr. Jaime Sepúlveda e Ing. Leon Gutierrez R.
15. Manual de Productos Quimicos Para Minería – Cytec- Cyanamid

ANEXOS

Fotos de la planta Concentradora Quilcay N° 1



Cancha de Relave sin muro de concreto



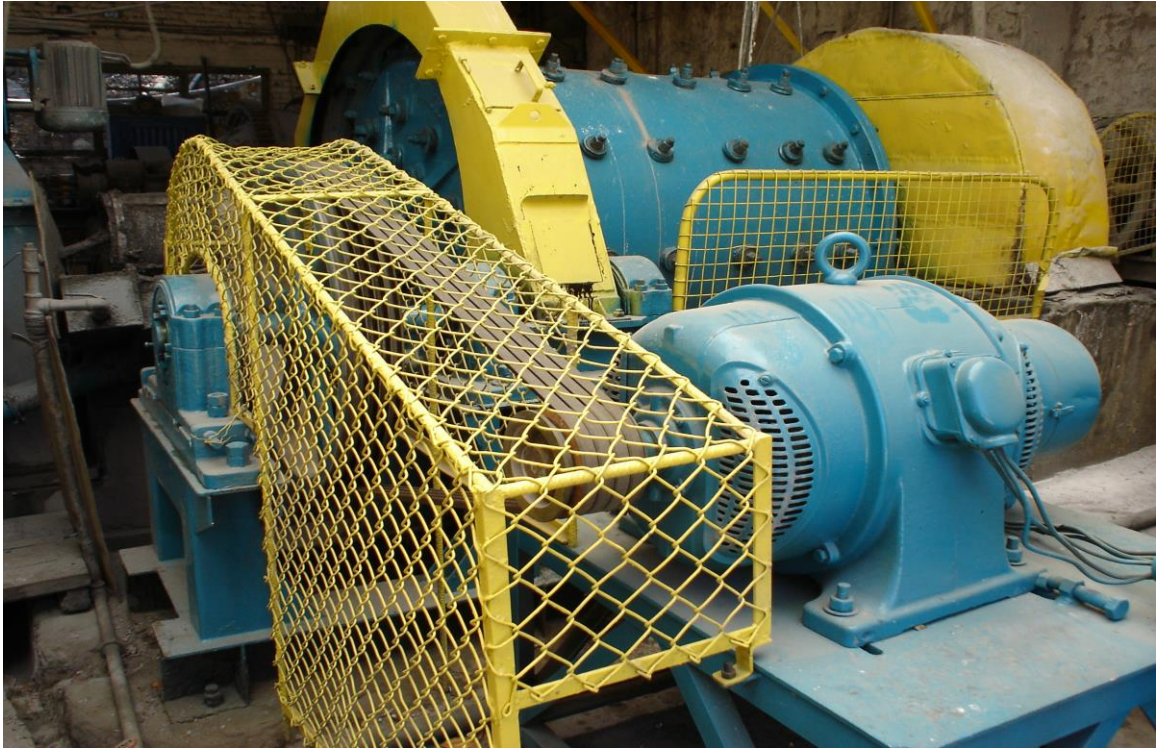
Cancha de Relave año 2005



Cancha de Relave, inicio del Encapsulamiento



Se aprecian las pozas de Sedimentación y del tratamiento de las aguas clarificadas



Molino de bolas 4 * 5 pies*pies



Molino de bolas 4 * 5



Clasificador Helicoidal 24 " * 13 ft



Zaranda Vibratoria con abertura de 1 "



Chancadora de Quijadas 8" * 10" , fajas transportadora y zaranda vibratoria



Zaranda Vibratoria y chancadora de Quijada 8 " * 10 "



Chancadora de quijadas 8 " * 10 "



Circuito de Flotación de Plomo



Vista De la loza De Los concentrados Plomo y zinc

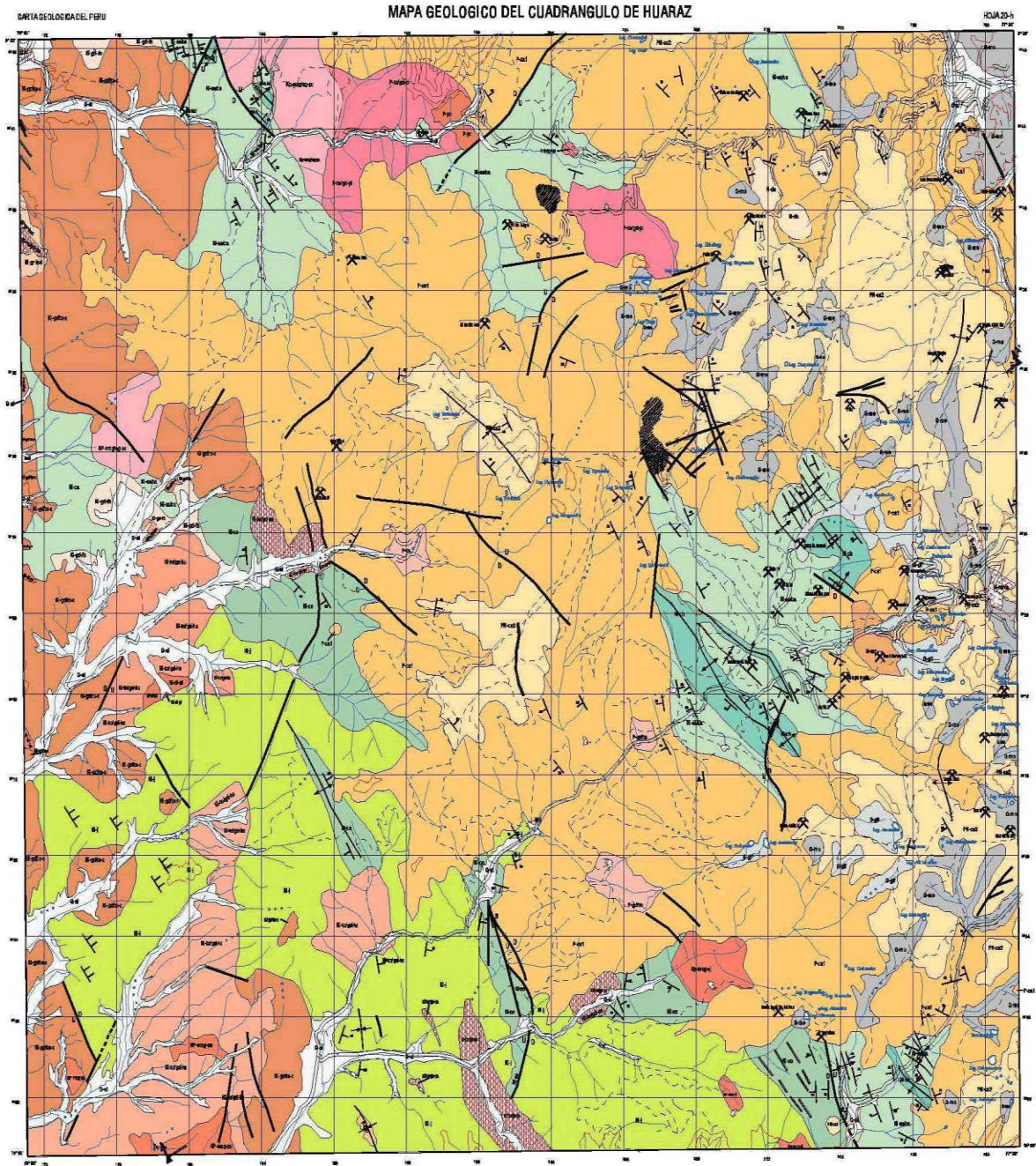


Tolva de Gruesos



Tolva de finos

Mapa del Departamento de Ancash



LEYENDA

UNIDAD	REDAZ	LEDAZ	FORMACIONES/UNIDADES	DESCRIPCION	DESCRIPCION
CENEDOR CAL	CENEDOR CAL	CENEDOR CAL	San Juan	San Juan	San Juan
			San Mateo	San Mateo	San Mateo
			San Pedro	San Pedro	San Pedro
			San Pablo	San Pablo	San Pablo
MISMO CAL	MISMO CAL	MISMO CAL	San Mateo	San Mateo	San Mateo
			San Pedro	San Pedro	San Pedro
			San Pablo	San Pablo	San Pablo
			San Juan	San Juan	San Juan

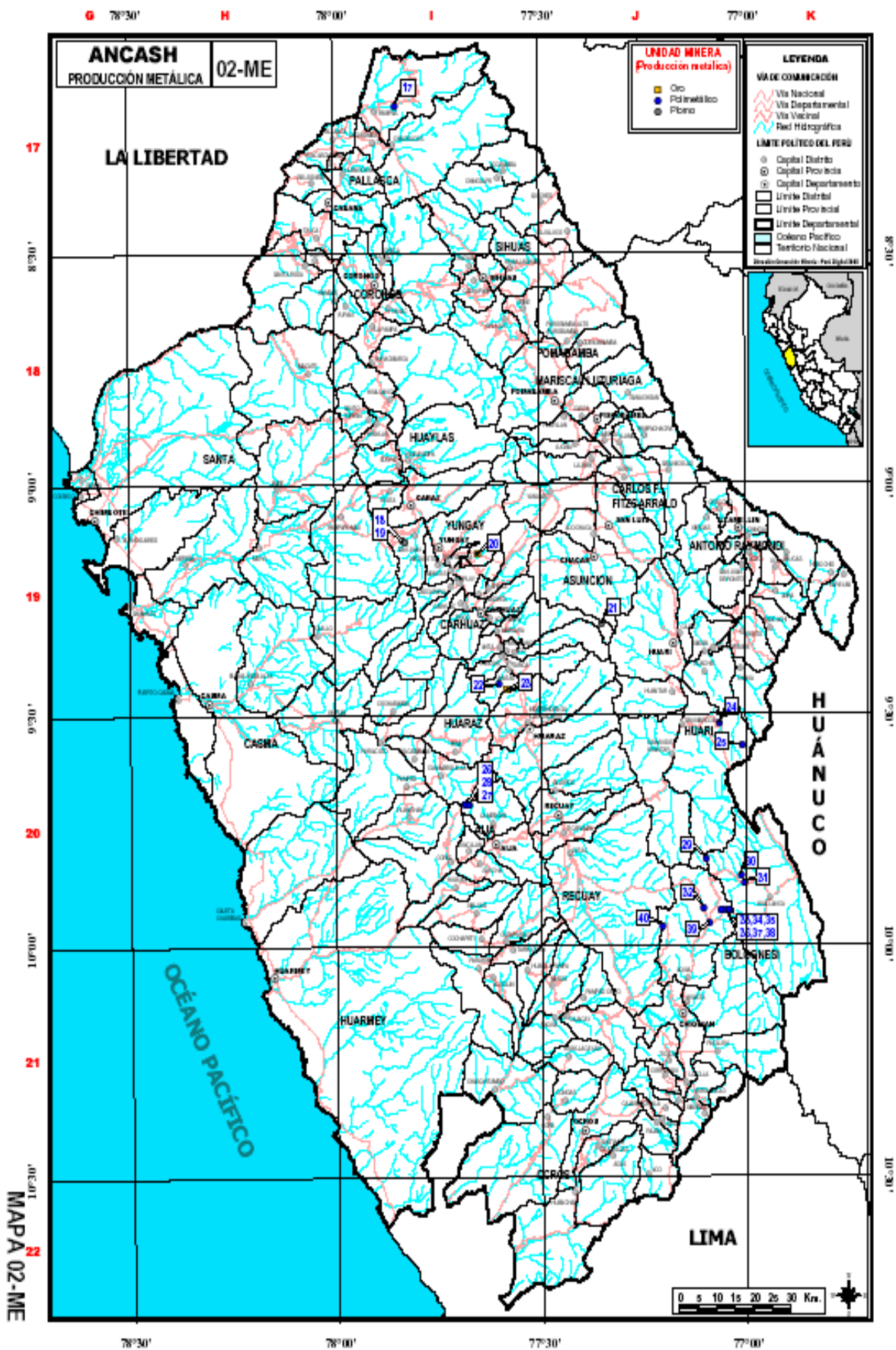
REPUBLICA DEL PERU
 MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS
 INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO
MAPA GEOLOGICO DEL CUADRANGULO DE HUARAZ
 DEPARTAMENTO DE ANCASH
 Elaborado por: J. C. GARCIA - A. G. GARCIA



RESCALA: 1:50,000
TOMADO DEL PLAN LACTO 1:50,000

Unidad	Redaz	Leclaz
San Juan	San Juan	San Juan
San Mateo	San Mateo	San Mateo
San Pedro	San Pedro	San Pedro
San Pablo	San Pablo	San Pablo

- SIMBOLOGIA**
- Conflicto concesión
 - Conflicto terreno
 - Ruedas y base de apoyo de actividad
 - Ruedas y base de apoyo hidrogeológico
 - Tipo de actividad
 - Estado de actividad
 - Límite de actividad
 - Límite de actividad (múltiple)
 - Faja de actividad
 - Faja de actividad (múltiple)
 - Zona de actividad
 - Línea de Perfil Geológico y Geológico





APENDICE

Función de Distribución de Gates – Gaudin- Shuhmann

Esta función tiene la siguiente expresión:

$$F(x) = 100 (x/x_0)^\alpha$$

Donde x_0 es el tamaño máximo de la distribución y α una constante.

Recordar que $f(x)$ representa un porcentaje acumulado pasante, lo que implica que si $F(x) = 100$, entonces $x = x_0$, lo que a su vez significa que el 100 % de las partículas son menores al tamaño x_0 .

La forma habitual de representar la distribución de Gates – Gaudin – Schuhmann (G-G-S) es un grafico log –log, donde las ordenadas se plotea en $\log F(x)$ y en las abcisas el $\log x$.

La recta se origina debido a que:

$$F(x) = 100 (x/x_0)^\alpha$$

Se transforma en el papel logarítmico en:

$$\log F(x) = \alpha \log x + \log (100/ x_0)^\alpha$$

Donde α es la pendiente de la recta y $\log (100/ x_0)$ la ordenada en el origen.

De acuerdo a lo anterior si se tiene un conjunto de datos experimentales de tamaño de partículas y sus correspondientes porcentajes en peso acumulados pasantes, el ajuste de estos datos a la distribución de G-G-S, se deberá probar graficando en papel log – log, el tamaño de partícula contra el porcentaje en peso acumulado fino correspondiente y verificando la correlación de los puntos a una línea recta (se puede utilizar el método de los mínimos cuadrados).

Para determinar la función frecuencia $f(x)$, que es el porcentaje en peso, conociendo $F(x)$ bastara usar $f(x) = dF(x)/dx$, así:

$$F(x) = 100 (x/x_0)^\alpha$$

$$f(x) = F'(x) = \alpha (100\alpha/ x_0) x^{\alpha-1}$$

Utilizando la ecuación $\mu = \int_0^\infty x f(x)dx / \int_0^\infty f(x)dx$, se determina el tamaño medio de partículas de la distribución que resulta ser:

$$\mu = \alpha/(\alpha+1) x_0$$

Mediante la ecuacion $\partial^2 = \int_0^\infty (x-\mu)^2 f(x)dx / \int_0^\infty f(x)dx$, se halla la varianza:

$$\partial^2 = (\alpha x_0^2) / [(\alpha+2)(\alpha+1)^2]$$

La función de distribución de G-G-S, es la que mas comúnmente se usa en nuestro medio.

Función de Distribución de Rosin - Rammler

Un conjunto de datos experimentales de abertura de malla y su respectivo porcentaje acumulado fino, se ajustaran a una distribución de Rosin – Rammler (R-R) si cumplen la siguiente expresión.

$$F(x) = 100 (1 - \exp [-(x/x_r)^a]) \dots\dots\dots (2.15)$$

Con X_r y a = Constantes

Utilizando la siguiente ecuación

$$F(x) + G(x) = \int_0^x f(z)dz + \int_0^\infty f(z)dz = 100 \dots\dots\dots(2.16)$$

Se obtiene:

$$G(x) = 100 - F(x) = 100 \exp [-(x/x_r)^a]$$

Recordar que $G(x)$ representa un porcentaje en peso acumulado retenido.

La expresión 2.16, puede ser modificada de la siguiente manera:

$$100/G(x) = \exp [(x/x_r)^a]$$

Tomando logaritmos:

$$\ln[100/G(x)] = a \log x - a \log \dots\dots\dots(2.17)$$

Al graficar el $\log [100 /G(x)]$ versus $\log x$, se obtendrá una línea recta de pendiente a y ordenada en el origen ($a \log x_r$). Existe un papel especial para hacer este grafico llamado de Rosin – Rammler, en el cual se plotea directamente x (tamaño de abertura de malla) y $G(x)$ (porcentaje en peso retenido acumulado). También podrá usarse un papel $\log - \log$, en el cual se localizara directamente x , pero será necesario tabular los valores de $\ln[100/G(x)]$, para colocarlos en la ordenada. Un grafico de Rosin Rammler tiene la forma indicada en la página 55 (como ejemplo).

En Este grafico se puede apreciar que para $X = X_r$, $G(x) = 63.2$ lo cual puede ser deducido por la expresión 2.16.

Como en el caso de la distribución de G-G-S, conocido $F(x)$, se puede determinar $f(x)$ o la función de porcentajes en peso. Usando la Expresión:

$$f(x) = dF(x)/dx$$

$f(x)$ para la distribución de R-R resulta ser:

$$f(x) = F'(x) = a/x_r (x/x_r)^{a-1} \exp [-(x/x_r)^a] \dots\dots\dots(2.18)$$

Utilizando:

$$\mu = \int_0^\infty x f(x) dx / \int_0^\infty f(x) dx$$

$$\sigma^2 = \int_0^\infty (x - \mu)^2 f(x) dx / \int_0^\infty f(x) dx$$

Se determina la media y la varianza de esta distribución las que respectivamente son:

$$\mu = x_r \Gamma [(a+1)/a]$$

$$\sigma^2 = x_r \Gamma [(a+1)^2/a - \Gamma [(a+1)/a]^2]$$

Γ representa la función error

Debe indicarse en este punto que las funciones de G-G-S y R-R son equivalentes para sistemas en los cuales $x \ll x_r$. Así utilizando el teorema de Taylor para desarrollar la expresión de R-R, se tiene:

$$F(x) = 100 (1 - \exp [-(x/x_r)^a])$$

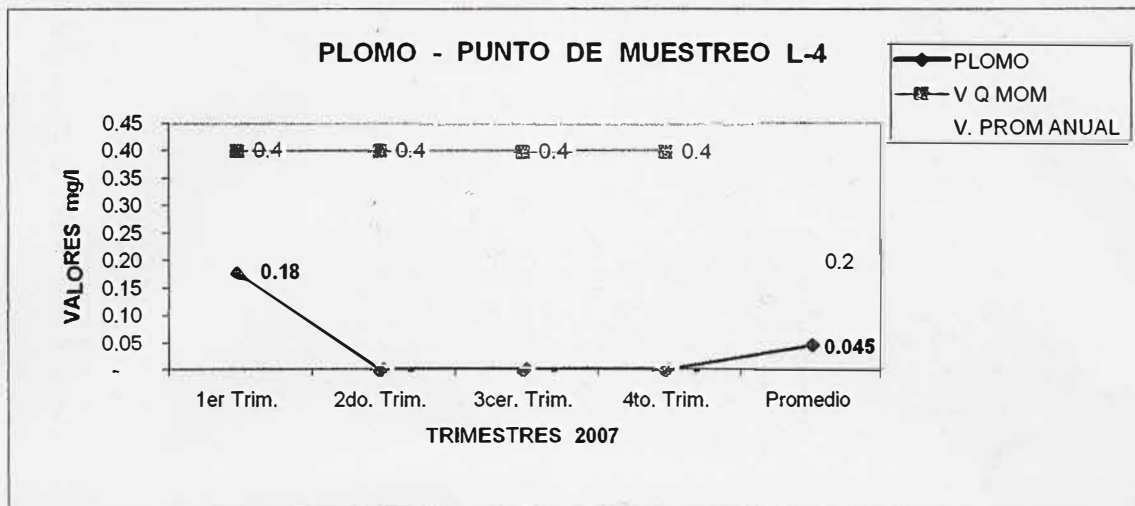
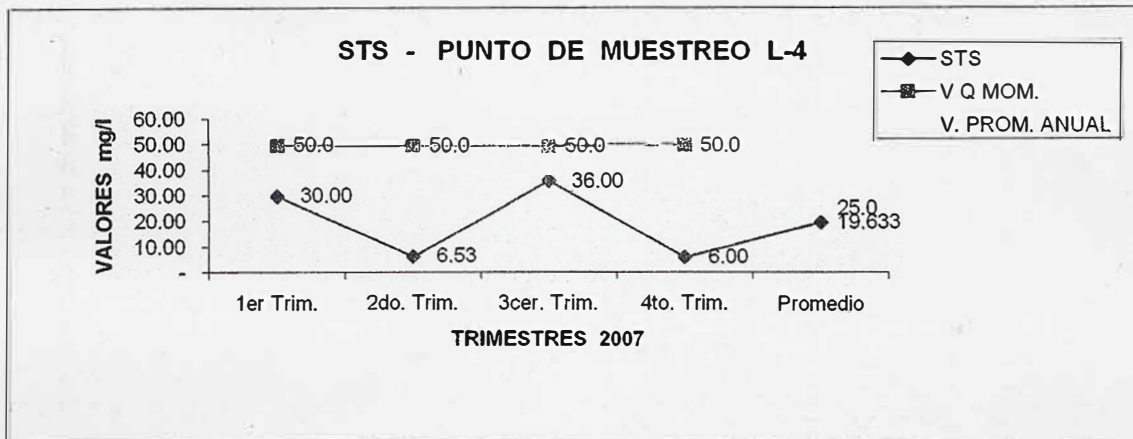
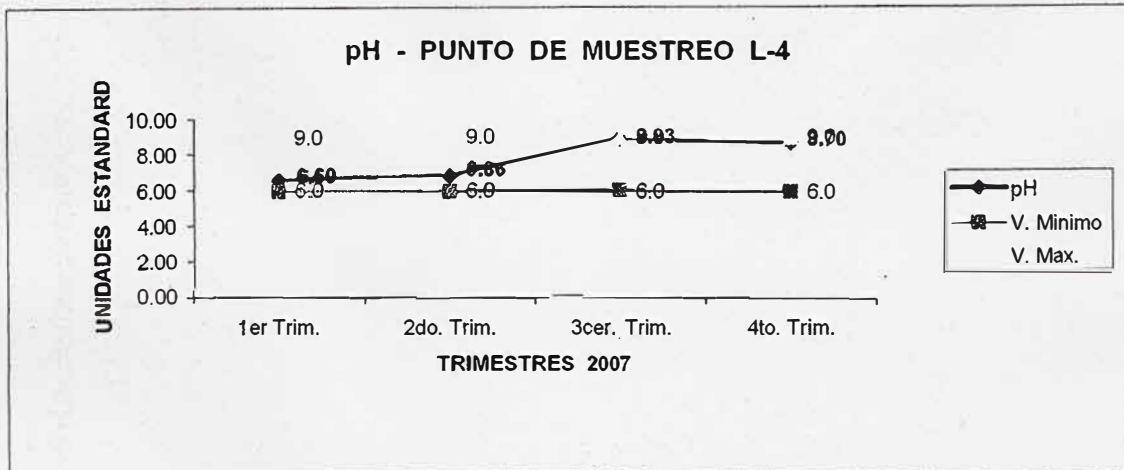
$$F(x) = 100 (1 - [1 - (x/x_r)^a + 1/2(x/x_r)^{2a} + 1/3(x/x_r)^{3a} \dots\dots\dots])$$

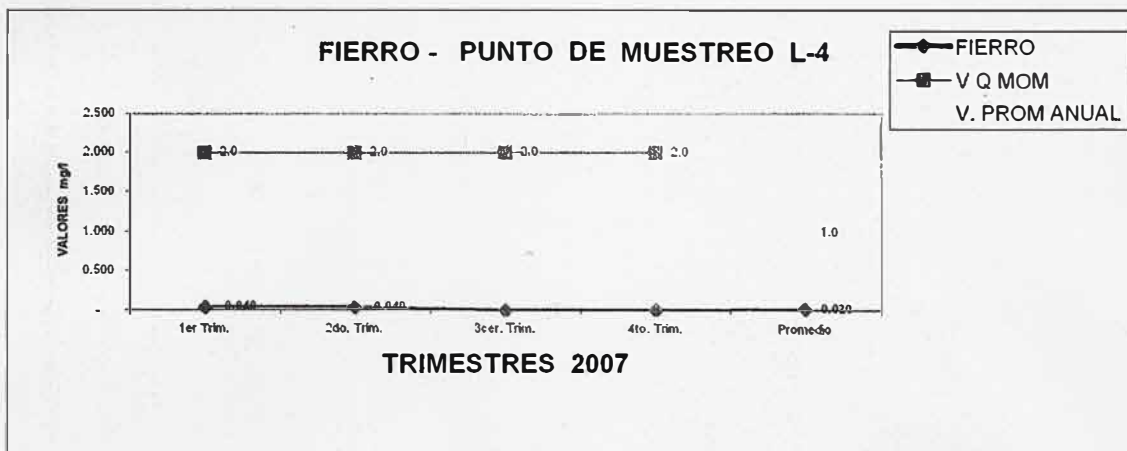
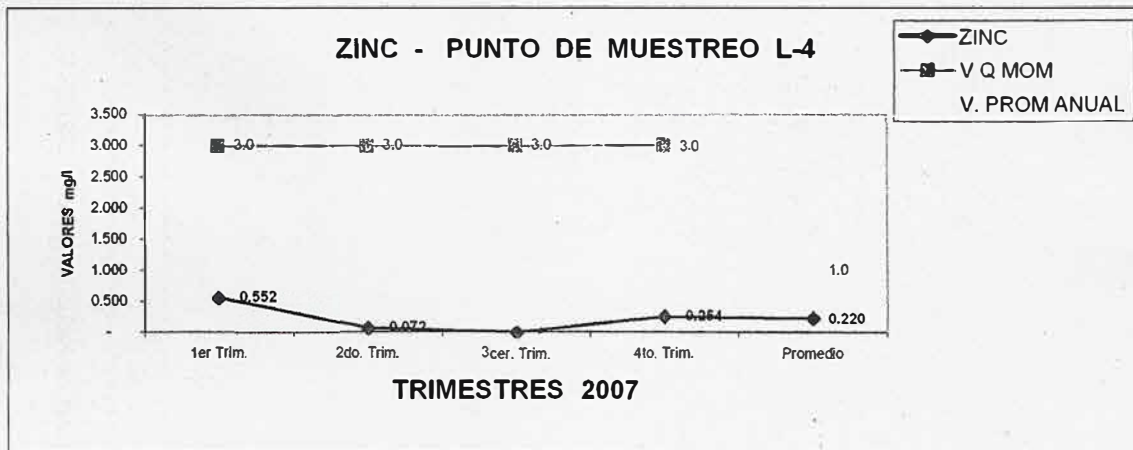
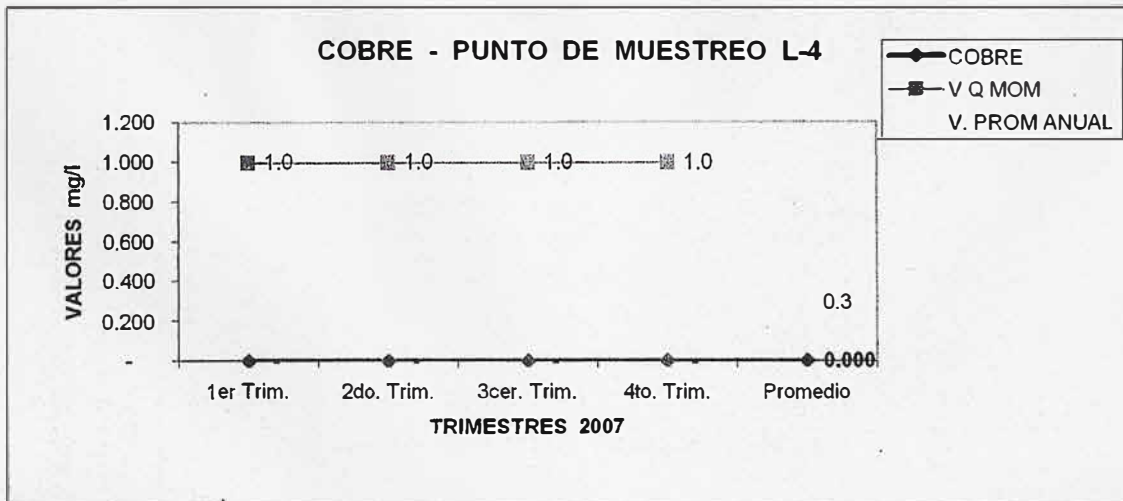
$$F(x) = 100 (x/x_r)^a$$

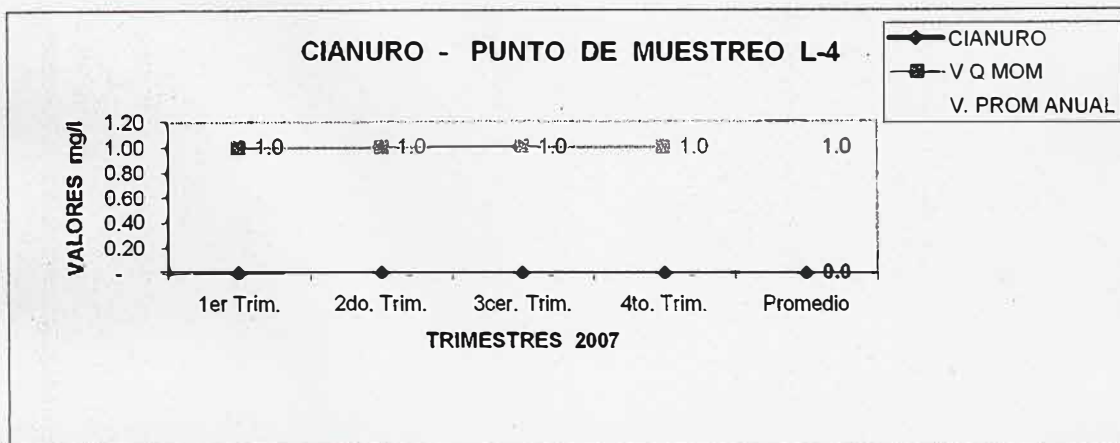
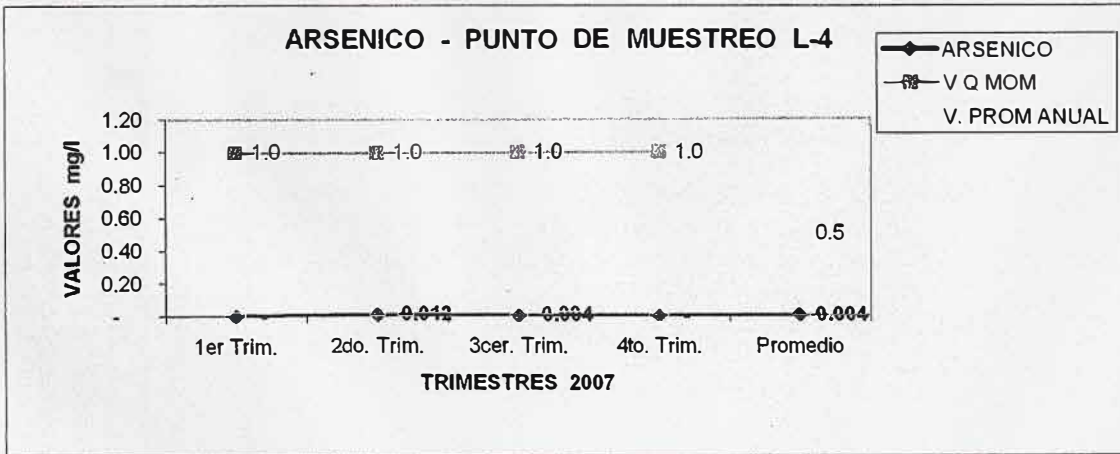
Expresión que es similar a la de la distribución de **G-G-S**.

GRAFICOS MONITOREO AÑO 2007

L-4 - AGUA CLARIFICADA DE LA NUEVA CANCHA DE RELAVES Y SON ENTREGADAS AL RIO SANTA (EFLUENTE)



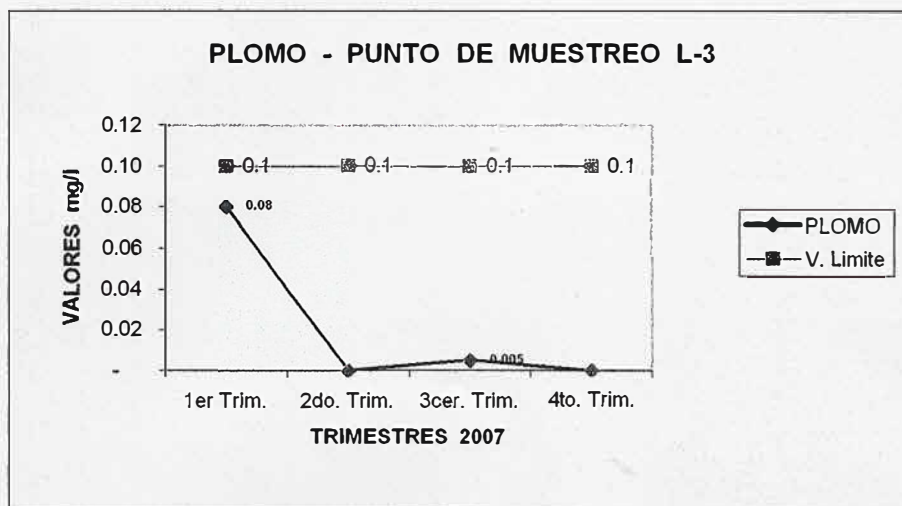
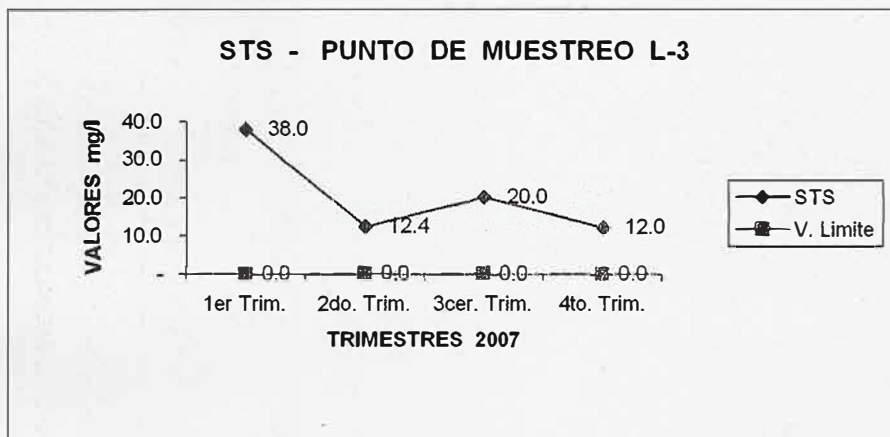
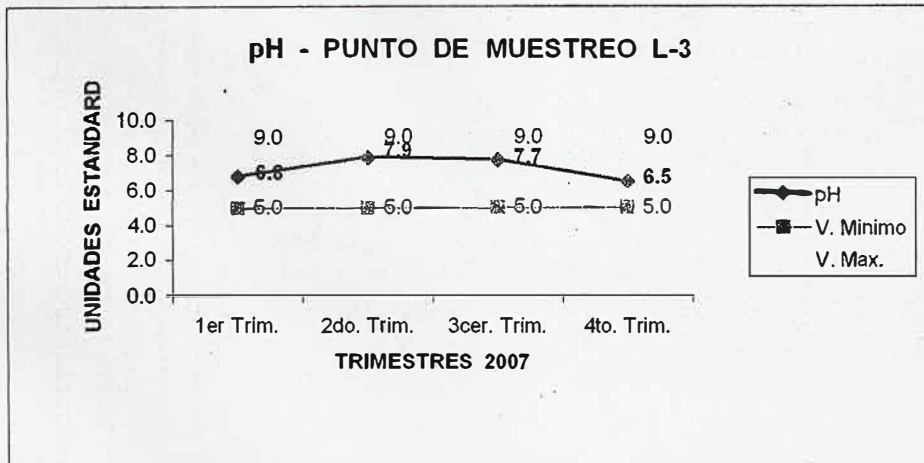




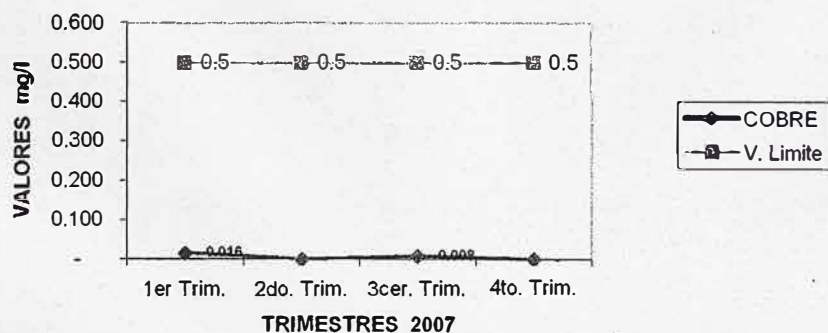
INFORME DE ENSAYO N°0205/07, 0206/07 EQUAS SA. 1ER. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°10706413 J .RAMON SA. 2DO. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°10709073 J .RAMON SA. 3CER. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°1260/07 EQUAS SA 4TO. TRIM. 07

GRAFICOS MONITOREO AÑO 2007

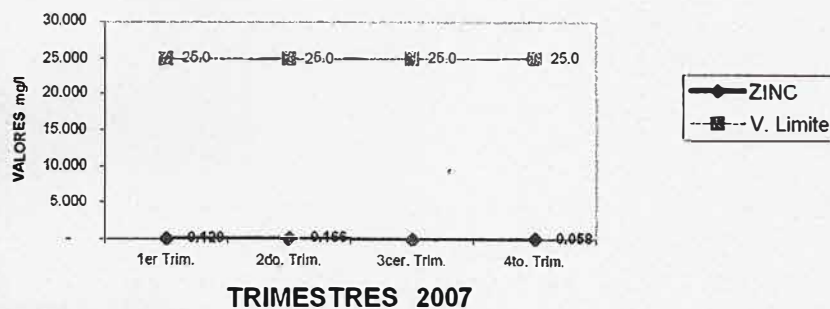
L-3 - AGUA DEL RIO SANTA A 100 MTS. AGUAS ABAJO DE LA RELAVERA DESPUES DE RECIBIR LAS AGUAS DEL RIO QUILCAY Y EFLUENTES CLARIFICADOS DE LA RELAVERA (RECEPTOR)



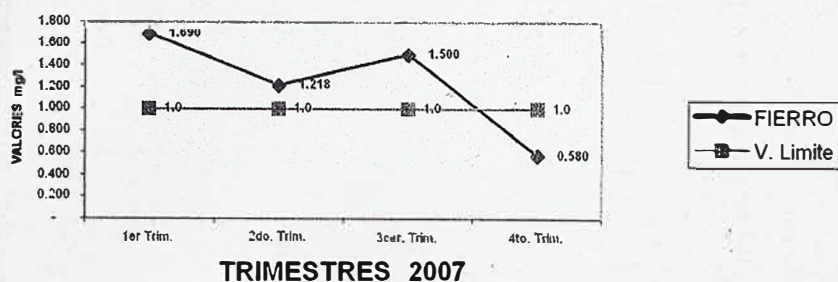
COBRE - PUNTO DE MUESTREO L-3

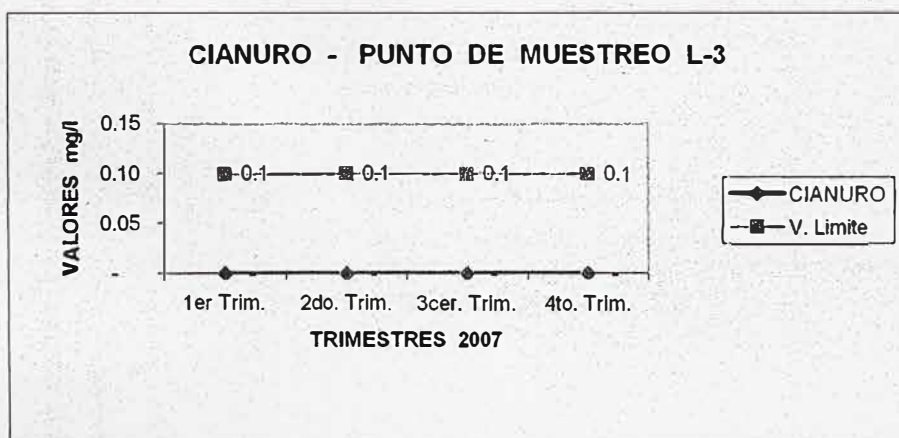
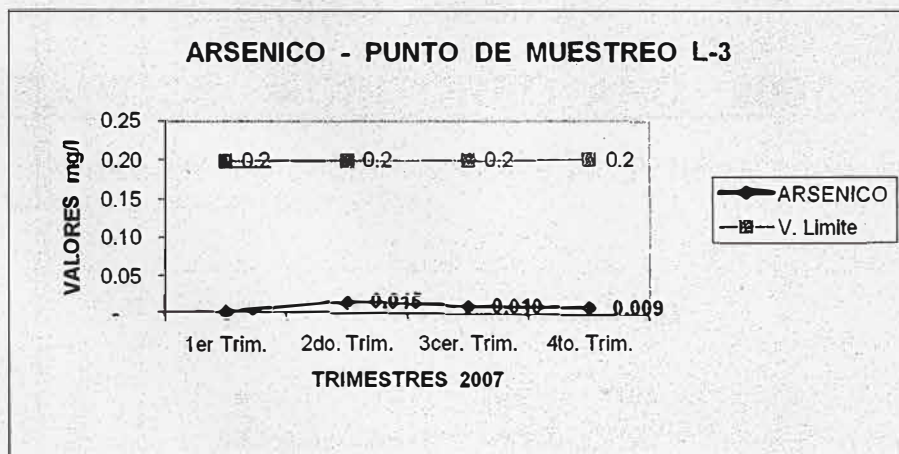


ZINC - PUNTO DE MUESTREO L-3



FIERRO - PUNTO DE MUESTREO L-3

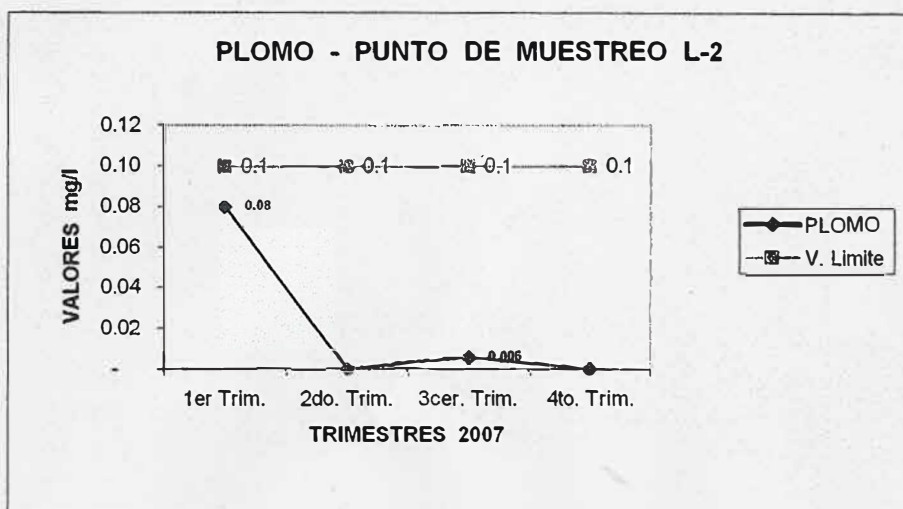
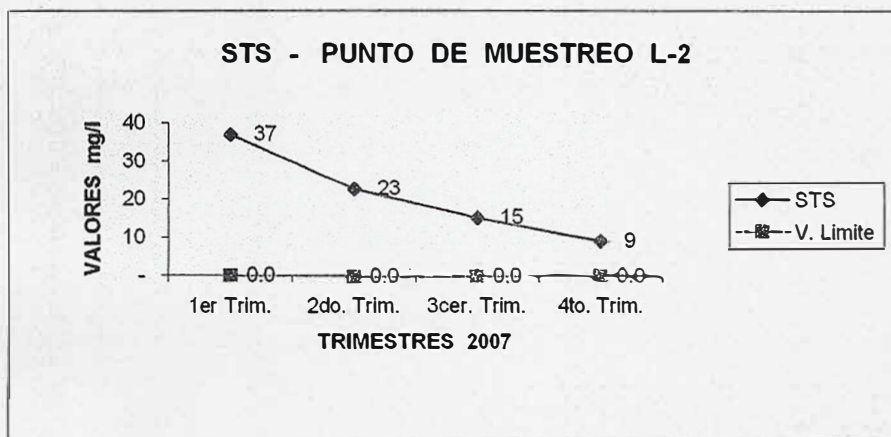
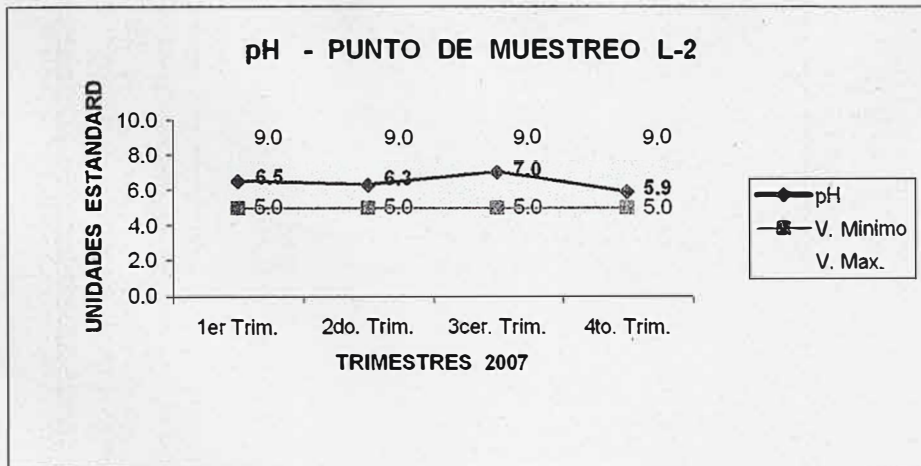




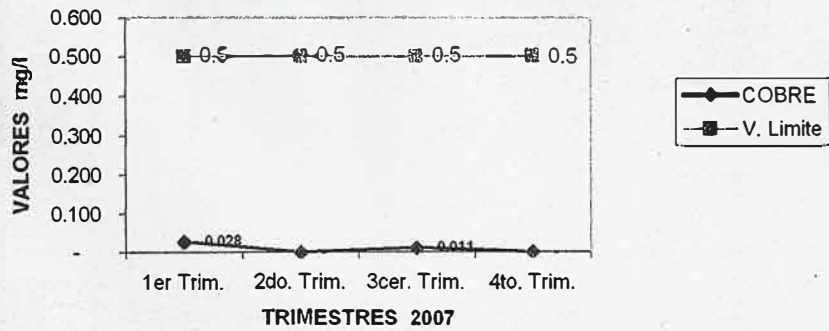
INFORME DE ENSAYO N°0205/07, 0206/07 EQUAS SA. 1ER. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°10706413 J .RAMON SA. 2DO. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°10709073 J .RAMON SA. 3CER. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°1259/07 EQUAS SA 4TO . TRIM. 07

GRAFICOS MONITOREO AÑO 2007

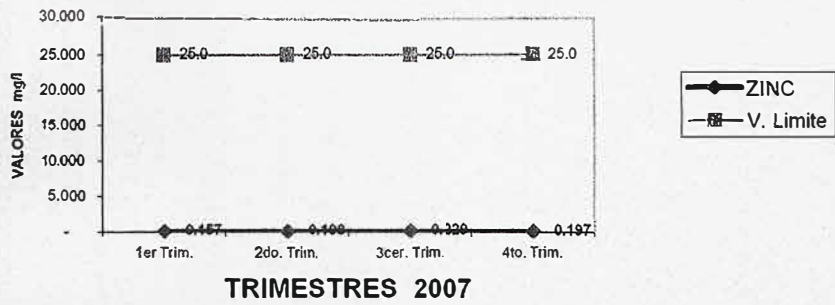
L-2 - AGUAS DEL RIO QUILCAY A 50 MTS ANTES DE LA CONFLUENCIA
 CON EL RIO SANTA (RECEPTOR)



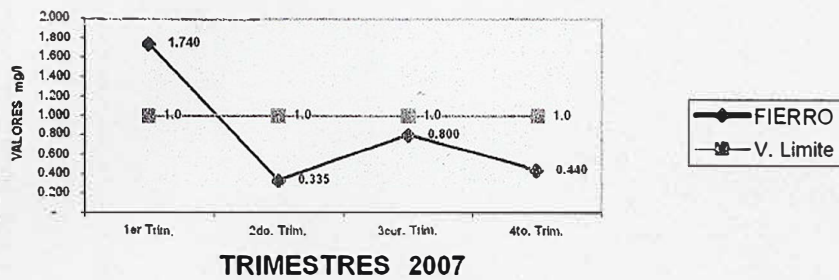
COBRE - PUNTO DE MUESTREO L-2



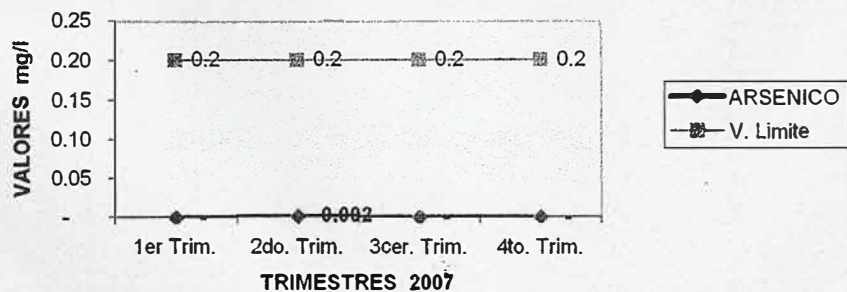
ZINC - PUNTO DE MUESTREO L-2



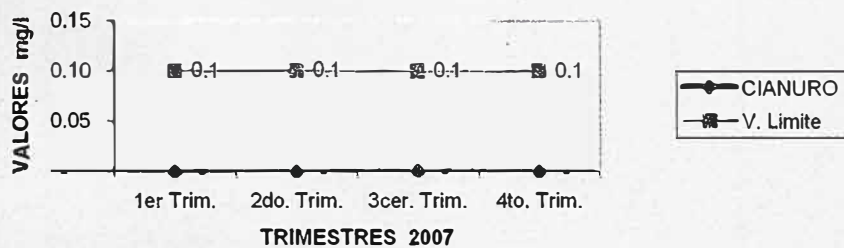
FIERRO - PUNTO DE MUESTREO L-2



ARSENICO - PUNTO DE MUESTREO L-2



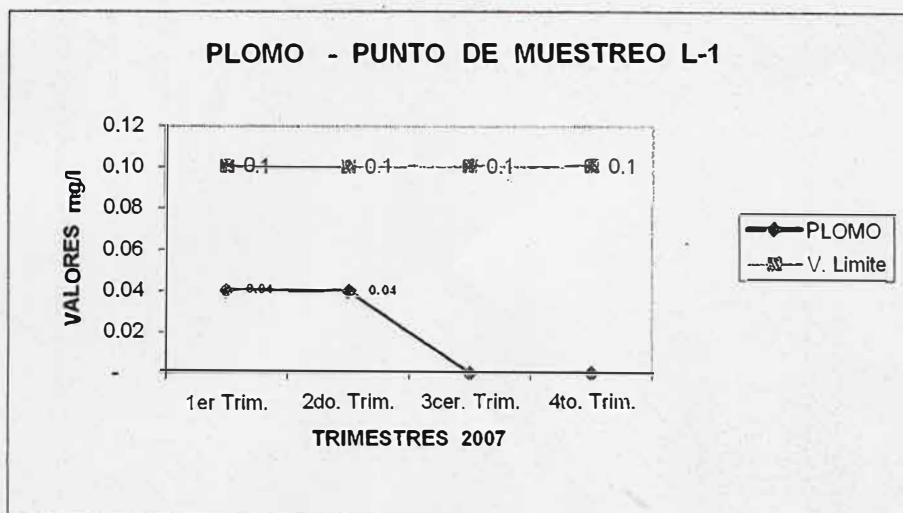
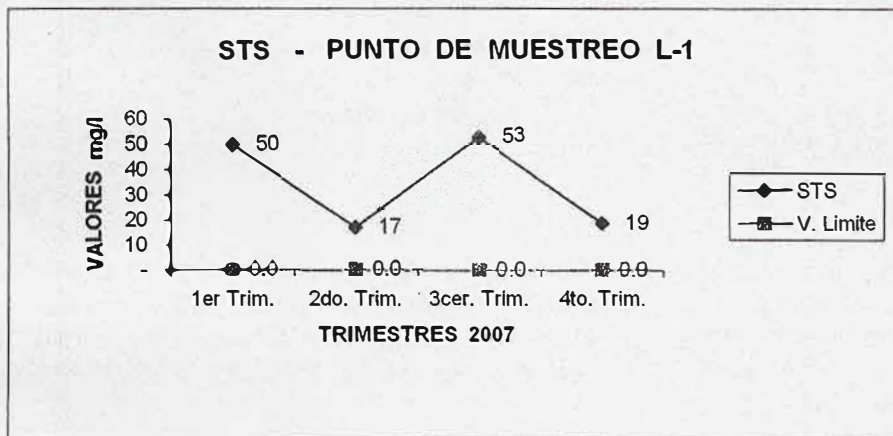
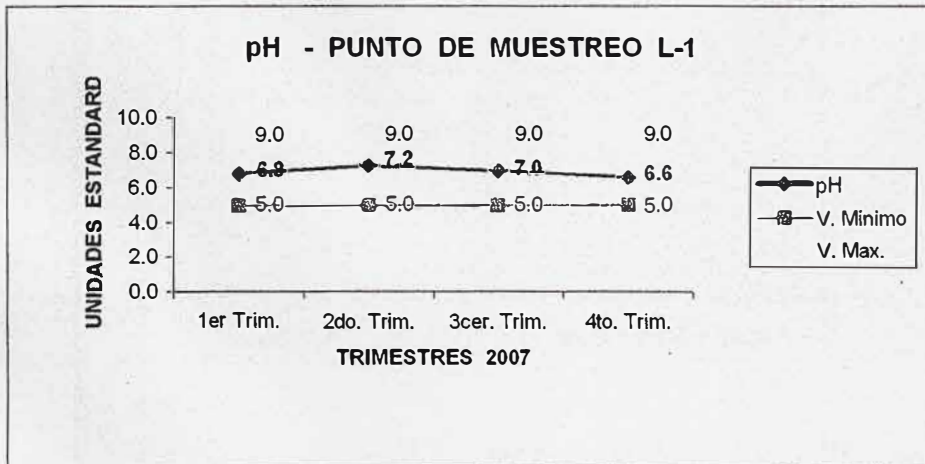
CIANURO - PUNTO DE MUESTREO L-2



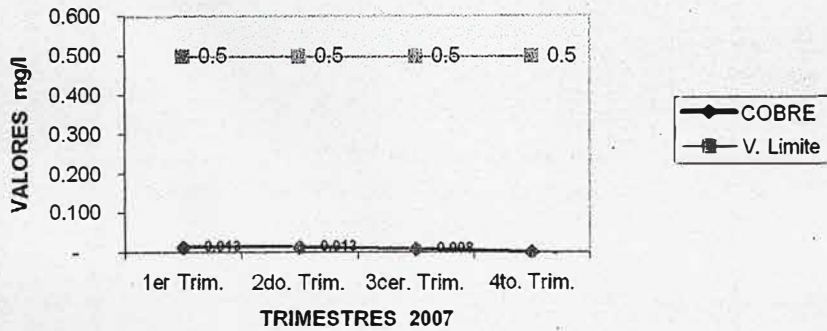
INFORME DE ENSAYO N°0205/07, 0206/07 EQUAS SA. 1ER. TRIM. 07
INFORME DE ENSAYO N°10706413 J .RAMON SA. 2DO. TRIM. 07
INFORME DE ENSAYO N°10709073 J .RAMON SA. 3CER. TRIM. 07
INFORME DE ENSAYO N°1259/07 EQUAS SA 4TO. TRIM. 07

GRAFICOS MONITOREO AÑO 2007

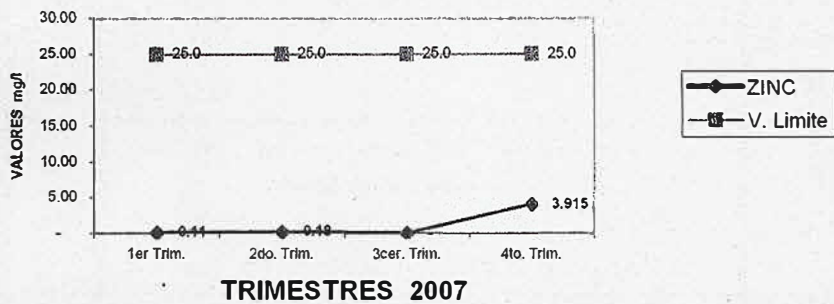
L-1, AGUAS DEL RIO SANTA A 50 MTS. AGUAS ARRIBA DE LA CONFLUENCIA CON EL RIO QUILCAY (RECEPTOR)



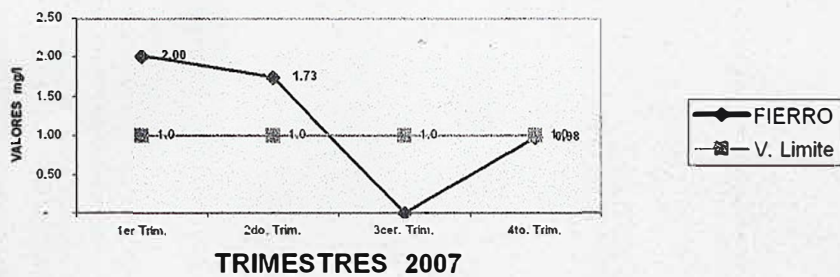
COBRE - PUNTO DE MUESTREO L-1

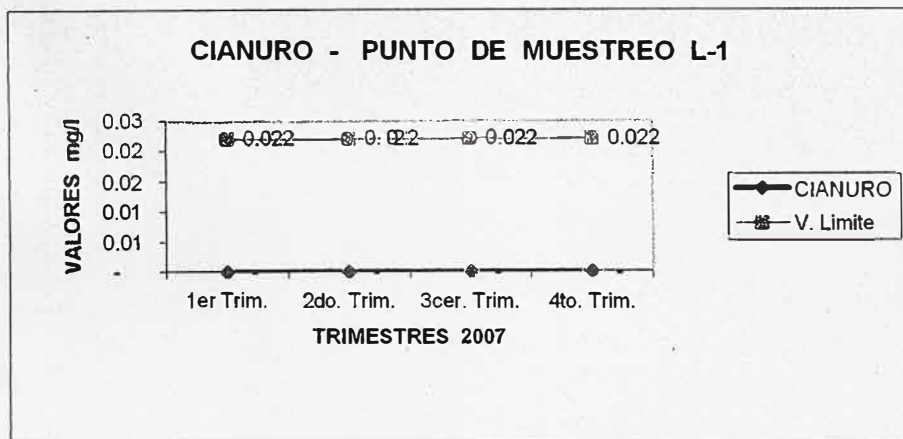
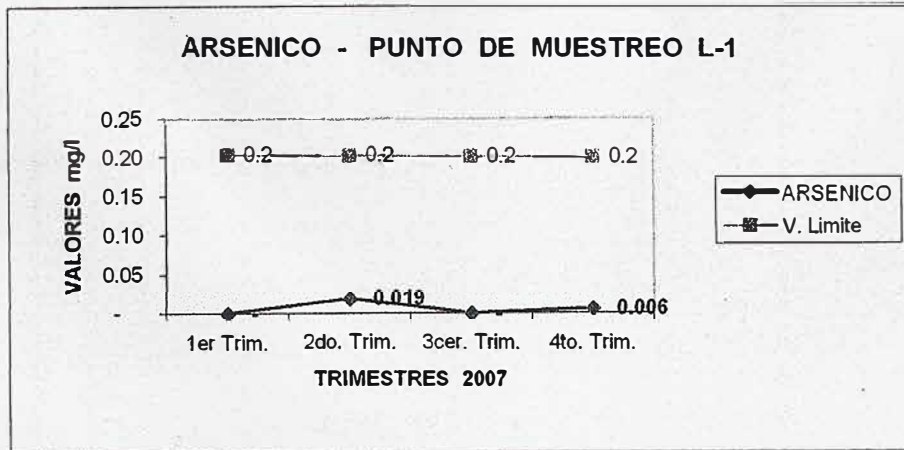


ZINC - PUNTO DE MUESTREO L-1



FIERRO - PUNTO DE MUESTREO L-1





INFORME DE ENSAYO N°0205/07, 0206/07 EQUAS SA. 1ER. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°10706413 J .RAMON SA. 2DO. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°10709073 J .RAMON SA. 3CER. TRIM. 07
 INFORME DE ENSAYO N°1259/07 EQUAS SA 4TO. TRIM. 07



RESULTADOS DE LAS MEDICIONES DE RUIDO

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz

Área Monitoreada : PLANTA CONCENTRADORA QUICAY N° 1

Fecha de Mediciones : 14 Noviembre 2 007
Responsable de las Mediciones : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

ESTACION DE MONITOREO	Fuentes de Ruido		Descripción del Punto de Monitoreo	Decibelios en el Rango A (dBA)						Observaciones
				15:00		15:30		16:20		
				Min.	Max.	Min.	Max.	Min.	Max.	
R-1	Operaciones de Grupo Electrógeno	221 617 E 8 946 181 N	10 m. al Este del grupo, área del parqueo de vehículos	93	95	92	94	95	96	Los rangos de variación en decibelios indican fuente de emisión continua.
R-2	Área del Laboratorio	221 620 E 8 946 198 N	A 5 m del area de ingreso.	74	76	75	74	75	74	Influye al registro la operación del grupo electrógeno.
R-3	Area de Maestranza	221 613 E 8 946 321 N	10 m. del área de maestranza	65	66	74	79	71	76	Durante el monitoreo se encontraba un solo camión en mantenimiento.
R-4	Área de Chancado	221 578 E 8 996 187 N	A 10 al sur de la planta de Chancado	85	87	80	82	85	86	La variación en decibelios indica fuente de emisión continua.

Los resultados se refieren solamente a las mediciones In Situ ejecutados en las fechas indicadas.



EQUAS S.A.

Environmental Quality Analytical Services S.A.

Tecnología al servicio de la Protección y Saneamiento

Los Cibernéticos 297 - Las Acacias - Lima 12
Teléfono: 548-0180 Telefax: 349-4050 - 548-3696
E-mail: equas@infonegocio.net.pe



RESULTADOS DE LAS MEDICIONES DE RUIDO

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz

Área Monitoreada : PLANTA CONCENTRADORA QUICAY N° 1

Fecha de Mediciones : 14 Noviembre 2 007
Responsable de las Mediciones : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

ESTACION DE MONITOREO	Fuentes de Ruido		Descripción del Punto de Monitoreo	Decibelios en el Rango A (dBA)						Observaciones
				15:00		15:20		15:50		
	Descripción	Ubicación		Min.	Max.	Min.	Max.	Min.	Max.	
R-5	Área de Molinos	221 569 E 8 946 178 N	A 10m de la puerta, área de transito del personal.	80	81	75	78	72	78	Las emisiones de ruido es intermitente.
R-6	Área de las Oficinas	221 615 E 8 946 206 N	Entre el ingreso y el área de acceso	70	78	82	88	87	91	Los rangos registrados tiene influencia de las actividades del área de maestranza
R-7	Actividades propias de oficina	No registrado	Permanencia frecuente del personal administrativo	65	70	72	77	68	71	El registro esta influenciado por la operatividad de 03 computadoras y 01 fotocopidora, y ruidos de operaciones adyacentes a las oficinas.

Los resultados se refieren solamente a las mediciones In Situ ejecutados en las fechas indicadas.



INFORME DE ENSAYO N° 1050/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz
Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY
Matriz de la muestra : Efluente

Fecha de Muestreo : 14 Noviembre 2 007 Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
 Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C. Fecha de ejecución del ensayo : 16 – 24 Noviembre 2 007
 Orden de Servicio : EQA - 519/07

CODIGO		DESCRIPCIÓN DE LA ESTACION	Sólidos Totales en Suspensión 103°C mg/L	CN-Total mg CN/L	Metales Disueltos en mg/L				
*	**				As	Cu	Fe	Pb	Zn
A2269	L-4	Efluente clarificado de la Cancha de Relaves	24	<0,005	<0,001	<0,003	0,76	0,002	0,272
<i>Métodos de Ensayo</i>			<i>APHA 2540 D</i>	<i>APHA 4500-CN- C</i>	<i>APHA 3114 C</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Código del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALÍTICOS.-

STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th EDIC. APHA, AWWA WEF, 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

Las muestras fueron recepcionadas en condiciones de conservación, cumpliendo con el control de calidad para ser analizadas.

Lima, 24 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente General – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra dirimente para los ensayos de metales, la solicitud de dirimencia ante la comisión debe realizarse diez días útiles antes de su vencimiento.



INFORME DE ENSAYO N° 1050/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz
Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY
Matriz de la muestra : Efluente

Fecha de Muestreo : 14 Noviembre 2 007 Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
 Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C. Fecha de ejecución del ensayo : 16 – 24 Noviembre 2 007
 Orden de Servicio : EQA - 519/07

CODIGO		DESCRIPCIÓN DE LA ESTACION	Metales Totales en mg/L				
*	**		As	Cu	Fe	Pb	Zn
A2669	L-4	Efluente clarificado de la Cancha de Relaves	0,057	<0,003	1,68	0,04	0,372
<i>Métodos de Ensayo</i>			<i>APHA 3114 C</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Código del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALÍTICOS.-

STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th EDIC. APHA, AWWA WEF, 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

Las muestras fueron recepcionadas en condiciones de conservación, cumpliendo con el control de calidad para ser analizadas.

Lima, 24 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente General – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra dirimente para los ensayos de metales, la solicitud de dirimencia ante la comisión debe realizarse diez días útiles antes de su vencimiento.



INFORME DE ENSAYO N° 1050/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz
Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY
Matriz de la muestra : Efluente

Fecha de Muestreo : 14 Noviembre 2 007
 Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
 Fecha de ejecución del ensayo : 16 – 24 Noviembre 2 007
 Orden de Servicio : EQA - 519/07

CODIGO		DESCRIPCIÓN DE LA ESTACION	Sólidos Suspensión 103°C mg/L	Aceites y Grasas mg/L	CN - WAD mg CN/L	Metales Totales en mg/L				
*	**					As	Cu	Fe	Pb	Zn
A2270	L-5	Aguas turbinadas de la Mini-Central Hidroeléctrica	13	1,1	<0,005	0,004	<0,003	0,84	<0,01	0,197
<i>Métodos de Ensayo</i>			<i>APHA 2540 D</i>	<i>APHA55 20 D</i>	<i>APHA 4500-CN I</i>	<i>APHA 3114 C</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Código del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALÍTICOS.-

STANDAR METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th EDIC. APHA, AWWA WEF, 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

Las muestras fueron recepcionadas en condiciones de conservación, cumpliendo con el control de calidad para ser analizadas.

Lima, 24 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente General – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra dirimente para los ensayos de metales, la solicitud de dirimencia ante la comisión debe realizarse diez días útiles antes de su vencimiento.



INFORME DE ENSAYO N° 1047/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz

Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS U.P QUILCAY

Matriz de la Muestra : Aire

Fecha de Muestreo : 14 - 15 Noviembre 2 007
 Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – V.K.S. Ingenieros S.A.C

Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
 Fecha de Ejecución del Orden de Servicio : 16 Noviembre – 22 Noviembre 2007
 Orden de Servicio : EQI-162/07

Código EQUAS S.A.	Código del Cliente	DESCRIPCIÓN DEL PUNTO DE MUESTREO	PARTÍCULAS EN SUSPENSIÓN PM ₁₀ ug/m ³ (24h)*	SO ₂ ug/m ³ (24 h)*	Metales en ug/m ³	
					As	Pb
I0380	E-1	Área de la cancha de relave, planta concentradora Quilcay N° 1	79	71	<0,01	<0,01
I0381	E-2	A 200m. de la estación de control ambiental – área de chancado	41	56	<0,01	<0,01

(*) Tiempo de Monitoreo

REFERENCIA DE METODOS ANALITICOS.-

PM₁₀ = Gravimétrico - EPA V47-N° 234, Ap.5

SO₂ = Peroxido – U.S EPA

As, Pb = Digestión Ácida, Espectrofotometría de Absorción Atómica – U. S. EPA

Lima, 23 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Director Gerente – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.



INFORME DE ENSAYO N° 1051/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz

Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY

Matriz de la Muestra : Agua Potable

Fecha de Muestreo : 15 Noviembre 2 007
Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
Fecha de ejecución del ensayo : 16 – 24 Noviembre 2 007

Orden de Servicio : EQA-519/07

PARÁMETROS	*A2271	Expresado en:	METODOS DE ENSAYO
	**AC-6 Agua de uso doméstico		
Turbidez	3,9	NTU	APHA 2130 B
Sólidos Totales Suspendidos (103 °C)	5	mg/L	APHA 2540 D
Cloruros	0,7	mg Cl/L	APHA 4500-Cl C
Dureza Total	34	mg CaCO ₃ /L	APHA 2340 C
Arsénico	<0,001	mg/L	APHA 3114 C
Aluminio	0,1	mg/L	APHA 3111 D
Cromo	<0,01	mg/L	APHA 3111 B
Manganeso	0,023	mg/L	APHA 3111 B
Sodio	4,000	mg/L	APHA 3111 B

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Descripción del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALITICOS.-

- STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 20th, Edic. APHA AWWA, WEF 1998.
- FERMENTACION DE TUBOS MULTIPLES" STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th, Edic. APHA AWWA, WEF 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

- La muestra fue recepcionada en condiciones de conservación y preservación cumpliendo con el control de calidad para ser analizada.

Lima, 24 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente gENERAL – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.

El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra dirimente para los ensayos de metales, la solicitud de dirimencia ante la comisión debe realizarse diez días útiles antes de su vencimiento.



INFORME DE ENSAYO N° 1051/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz

Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY

Matriz de la Muestra : Agua Potable

Fecha de Muestreo : 11 Noviembre 2 007
Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
Fecha de ejecución del ensayo : 16 – 24 Noviembre 2 007

Orden de Servicio : EQA-519/07

PARÁMETROS	*A2271	Expresado en:	METODOS DE ENSAYO
	**AC-6 Agua de uso doméstico		
pH a 20°C	6,8	Unidad de pH	APHA 4500 H+ B
Conductividad Eléctrica	42,90	umhos/cm	APHA 2510 B
Sulfatos	13	mg SO ₄ /L	APHA 4500-SO ₄ E
Nitratos	0,10	mg N-NO ₃ /L	APHA 4500-NO ₃ B
Calcio	9,60	mg/L	APHA 3111 B
Cobre	<0,003	mg/L	APHA 3111 B
Hierro	0,14	mg/L	APHA 3111 B
Magnesio	2,92	mg/L	APHA 3111 B
Plomo	<0,01	mg/L	APHA 3111 B
Zinc	0,006	mg/L	APHA 3111 B
Coliformes Totales (35 °C)	<1,1	NMP/100 mL	APHA 9221 B
Coliformes Fecales (44,5 °C)	<1,1	NMP/100 mL	APHA 9221 E

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Descripción del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALITICOS.-

- STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 20th, Edic. APHA AWWA, WEF 1998.
- FERMENTACION DE TUBOS MULTIPLES” STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th, Edic. APHA AWWA, WEF 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

- La muestra fue recepcionada en condiciones de conservación y preservación cumpliendo con el control de calidad para ser analizada.

Lima, 24 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente gENERAL – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.

El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra dirimente para los ensayos de metales, la solicitud de dirimencia ante la comisión debe realizarse diez días útiles antes de su vencimiento.



INFORME DE ENSAYO N° 1049/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz
Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY
Matriz de la muestra : Agua Superficial

Fecha de Muestreo : 11 Noviembre 2 007
 Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
 Fecha de ejecución del ensayo : 16 – 24 Noviembre 2 007
 Orden de Servicio : EQA - 519/07

CODIGO		DESCRIPCIÓN DE LA ESTACION	Sólidos Totales en Suspensión 103°C mg/L	Cianuro Wad mg CN/L	Metales Disueltos en mg/L				
*	**				As	Cu	Fe	Pb	Zn
A2266	L-1	Río Santa, 50 m. aguas arriba de la confluencia con el Río Quilcay	32	<0,005	<0,001	0,003	0,03	<0,01	0,210
A2267	L-2	Río Quilcay, aguas arriba de la Planta	17	<0,005	<0,001	<0,003	0,07	<0,01	0,202
A2268	L-3	Río Santa, 100 m. aguas abajo de la relavera	25	<0,005	<0,001	<0,003	0,07	<0,01	0,314
Métodos de Ensayo			APHA 2540 D	APHA 4500-CN I	APHA 3114 C	APHA 3111 B	APHA 3111 B	APHA 3111 B	APHA 3111 B

(* Código de EQUAS S.A.

(**) Código del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALÍTICOS.-

STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th EDIC. APHA, AWWA WEF, 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

Las muestras fueron recepcionadas en condiciones de conservación y preservadas, cumpliendo con el control de calidad para ser analizadas.

Lima, 24 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente General – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra dirimente para los ensayos de metales, la solicitud de dirimencia ante la comisión debe realizarse diez días útiles antes de su vencimiento.



INFORME DE ENSAYO N° 1049/07

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz

Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY

Matriz de la muestra : Agua Superficial

Fecha de Muestreo : 11 Noviembre 2 007
Responsable del Muestreo : Haydee Acuña Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Fecha de Recepción : 16 Noviembre 2 007
Fecha de ejecución del ensayo : 16 – 24 Noviembre 2 007
Orden de Servicio : EQA - 519/07

CODIGO		DESCRIPCIÓN DE LA ESTACION	Metales Totales en mg/L				
*	**		As	Cu	Fe	Pb	Zn
A2266	L-1	Río Santa, 50 m. aguas arriba de la confluencia con el Río Quilcay	0,038	0,004	2,51	<0,01	0,263
A2267	L-2	Río Quilcay, aguas arriba de la Planta	0,006	0,015	0,80	<0,01	0,215
A2268	L-3	Río Santa, 100 m. aguas abajo de la relavera	0,035	0,033	0,71	<0,01	0,378
<i>Métodos de Ensayo</i>			<i>APHA 3114 C</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>	<i>APHA 3111 B</i>

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Código del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALÍTICOS.-

STANDAR METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th EDIC. APHA, AWWA WEF, 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

Las muestras fueron recepcionadas en condiciones de conservación y preservadas, cumpliendo con el control de calidad para ser analizadas.

Lima, 24 de Noviembre de 2 007.

Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente General – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra dirimente para los ensayos de metales, la solicitud de dirimencia ante la comisión debe realizarse diez días útiles antes de su vencimiento.



RESULTADOS DE LOS DATOS DE CAMPO DE MONITOREO DE AGUA

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz

Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY

Cuerpo de Agua : Agua Superficial

Responsable del Muestreo : Haydee Acuna Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.
Fecha de Muestreo : 14 de noviembre del 2 007.

Código Estación de Monitoreo	Nombre de la Fuente	Ubicación Geográfica *	pH (unidad de ph)	Temperatura (°C)	Conductividad Eléctrica (uS/cm)	Oxígeno Disuelto (mg/l)	Hora de Muestreo
L-1	Río Santa, 50 m. aguas arriba de la confluencia con el Río Quilcay	8 946 466 N 221 852 E 3 000 msnm	7,38	16,5	166	5,2	1:30
L-2	Río Quilcay, aguas arriba de la Planta	8 946 540 N 221879 E 3 025 msnm	5,27	13,7	105	4,6	4.20
L-3	Río Santa, 100 m. aguas abajo de la relavera	8 946 784 N 221 819E 3 025 msnm	6,93	15,0	144	6,0	12:30

* UTM Sistema SAM 56
Lima, 16 de Noviembre del 2 007

Responsable del Muestreo



RESULTADOS DE LOS DATOS DE CAMPO DE MONITOREO DE AGUA

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz
Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY
Cuerpo de Agua : Efluente de la Planta de Tratamiento del agua de relave.
Responsable del Muestreo : Haydee Acuna Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Código Estación de Monitoreo	Nombre de la Fuente	Ubicación Geográfica *	pH (unidad de ph)	Temperatura (°C)	Conductividad Eléctrica (uS/cm)	Hora de Muestreo
L-4	Efluente clarificado de la Cancha de Relaves	8 946 682 N 221,738 E 3044 msnm	6,94	18,6	194	12:20

* UTM Sistema SAM 56
Lima, 16 de Noviembre del 2 007

Responsable del Muestreo



RESULTADOS DE LOS DATOS DE CAMPO DE MONITOREO DE AGUA

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz
Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY
Cuerpo de Agua : Efluente de la Mini-Central Hidroeléctrica.
Responsable del Muestreo : Haydee Acuna Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Código Estación de Monitoreo	Nombre de la Fuente	Ubicación Geográfica *	pH (unidad de ph)	Temperatura (°C)	Conductividad Eléctrica (uS/cm)	Fecha de Muestreo
L-5	Aguas turbinadas de la Mini-Central Hidroeléctrica	8 946 221 N 221 540 E 3 024 msnm	5,02	13,4	149	4:50

* UTM Sistema SAM 56
Lima, 16 de Noviembre del 2 007

Responsable del Muestreo



RESULTADOS DE LOS DATOS DE CAMPO DE MONITOREO DE AGUA

Solicitante : DIRECCION REGIONAL DE ENERGIA Y MINAS
Dirección : Campamento Vichay S/N° Huaraz
Procedencia : AREA DE INFLUENCIA DE LAS OPERACIONES MINERAS - U.P. QUILCAY
Cuerpo de Agua : Potable
Responsable del Muestreo : Haydee Acuna Pittman – VKS Ingenieros S.A.C.

Código Estación de Monitoreo	Nombre de la Fuente	Ubicación Geográfica *	pH (unidad de ph)	Temperatura (°C)	Conductividad Eléctrica (uS/cm)	Fecha de Muestreo
AC – 6	Agua de uso domestico del comedor	8 946 117 N 221 595 E 3 036 msnm	5,02	13,4	149	4:50

* UTM Sistema SAM 56
Lima, 16 de Noviembre del 2 007

Responsable del Muestreo



VERIFICACION DE LA CALIBRACION DE EQUIPO PARA MEDICION EN CAMPO

CODIGO DEL POTENCIOMETRO: WTH - pH 330i

BUFFER 4: Lote Hi - 70 04 BUFFER 7: Lote Hi - 7007 BUFFER 10:
F.V : 30 de Noviembre F.V: 30 de Noviembre

Lote...../.....
F.V...../.....

Precisión: ± 5 unidades

FECHA	HORA	Temperatura °C	pH 4 BUFFER	Temperatura °C	pH 7 BUFFER	Temperatura °C	pH 10 BUFFER	OBSERVACIÓN
14/11/07	12:00	17,5	3,984	18,6	6,868			Inicio de Monitoreo, los rangos de mediciones de campo, variaran en 0,01 dígitos.
14/11/07	16 :50	19,4	4,050	21,5	6,968			Culminación de Monitoreo.

Responsable del Monitoreo

Recepción de Muestras



INFORME DE ENSAYO N° 1260/07

Solicitante : MINERA HUINAC S.A.C. – DREM ANCASH
Dirección : Jr. Tomas Ramsey N° 1084 – Magdalena del Mar
Procedencia : PLANTA CONCENTRADORA QUILCAY N° 1
Matriz de la muestra : Efluente

Fecha de Muestreo : 26 Diciembre 2 007
Responsable del Muestreo : Ing. José Atuncar Yrribarri – Empresa Solicitante

Fecha de Recepción : 27 Diciembre 2 007
Fecha de ejecución del ensayo : 27 Diciembre 2 007 – 09 Enero 2 008
Orden de Servicio : EQA - 624/07

CODIGO		DESCRIPCIÓN DE LA ESTACION	pH a 20°C Unidad de pH	Sólidos Totales en Suspensión 103°C mg/L	CN-Total mg CN/L	Metales Disueltos en mg/L				
*	**					As	Cu	Fe	Pb	Zn
A2704	L-4	Aguas clarificadas de la nueva cancha de relaves	8,7	6	<0,005	<0,001	<0,003	<0,01	<0,01	0,254
Métodos de Ensayo			APHA 4500-H ⁺ B	APHA 2540 D	APHA 4500-CN C	APHA 3114 C	APHA 3111 B	APHA 3111 B	APHA 3111 B	APHA 3111 B

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Código del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALÍTICOS.-

STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th EDIC. APHA, AWWA WEF, 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

La muestra fue recepcionada en condiciones de conservación y preservada, cumpliendo con el control de calidad para ser analizada.

Lima, 09 de Enero de 2 008.

EQUAS S.A.

Ing. Eusebio Víctor Condor Evaristo
Gerente General



Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente General – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra efluente para los ensayos de metales, la solicitud de devolución ante la comisión debe realizarse diez días hábiles antes de su vencimiento.



INFORME DE ENSAYO N° 1259/07

Solicitante : MINERA HUINAC S.A.C.
 Dirección : Jr. Tomas Ramsey N° 1084 – Magdalena del Mar
 Procedencia : PLANTA CONCENTRADORA QUILCAY N° 1
 Matriz de la muestra : Agua Superficial
 Fecha de Muestreo : 26 Diciembre 2 007
 Responsable del Muestreo : Ing. José Atuncar Yrribarri – Empresa Solicitante

Fecha de Recepción : 27 Diciembre 2 007
 Fecha de ejecución del ensayo : 27 Diciembre 2 007 – 09 Enero 2 008
 Orden de Servicio : EQA - 624/07

CODIGO	DESCRIPCIÓN DE LA ESTACION	pH a 20°C Unidad de pH	Sólidos Totales en Suspensión 103°C mg/L	Cianuro Wad mg CN/L	Metales Totales en mg/L				
					As	Cu	Fe	Pb	Zn
A2701	L-1 Rfo Santa, 50 m. aguas arriba de la confluencia con el río Quilcay	6,6	19	<0,005	0,006	<0,003	0,98	<0,01	3,915
A2702	L-2 Rfo Quilcay, 50 m. antes de la confluencia con el río Santa	5,9	9	<0,005	<0,001	<0,003	0,44	<0,01	0,197
A2703	L-3 Rfo Santa, 100 m. aguas abajo de la nueva cancha de relaves	6,5	12	<0,005	0,009	<0,003	0,58	<0,01	0,058
Métodos de Ensayo		APHA 4500-H ⁺ B	APHA 2540 D	APHA 4500-CN I	APHA 3114 C	APHA 3111 B	APHA 3111 B	APHA 3111 B	APHA 3111 B

(*) Código de EQUAS S.A.

(**) Código del Solicitante

REFERENCIA DE METODOS ANALITICOS.-

STANDARD METHODS FOR THE EXAMINATION OF WATER AND WASTE WATER, 21th EDIC. APHA, AWWA WEF, 2005.

ESTADO Y CONDICION DE LA MUESTRA.-

Las muestras fueron recaptadas en condiciones de conservación y preservadas, cumpliendo con el control de calidad para ser analizadas.

Lima, 09 de Enero de 2 008.

EQUAS S.A.

Ing. Eusebio Víctor Cándor Evaristo
Gerente General



Prohibida su reproducción parcial o total sin la autorización del Gerente General – EQUAS S.A.

Los resultados obtenidos se refieren solamente a las muestras ensayadas.

Los resultados de los ensayos obtenidos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de productos o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. El laboratorio mantendrá en custodia por 30 días, la muestra únicamente para los ensayos de metales, la solicitud de devolución ante la comisión debe realizarse diez días hábiles antes de su vencimiento.



Investigación Metalúrgica No.6881

MINERA HUINAC S.A.C.

Muestra de Concentrado Bulk Pb-Cu

Separación Cobre-Plomo

6 de marzo del 2008

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 8106 - Fax (51-1) 441 4729



Investigación Metalúrgica No.6881

MINERA HUINAC S.A.C.

Muestra de Concentrado 'Bulk' Pb-Cu

Separación Cobre-Plomo

El 21 de enero del 2008 se recibió en el Laboratorio de Metalurgia un balde de cinco (5) galones de muestra de concentrado bulk Pb-Cu. La muestra fue remitida por el Ing. Henry Vizcarra M., Gerente General.

Propósito de la Muestra.- El Ing. Vizcarra solicita pruebas de separación cobre-plomo empleando el reactivo BCS (60% Bisulfito de Sodio, 20% carbometil celulosa y 20% fosfato monosódico) en reemplazo del bicromato de sodio, con el propósito de obtener concentrados de plomo-plata y cobre-plata de ley comercial.

Ensayes de la Muestra.- Una porción representativa de la muestra ensaya como sigue:

Elemento		Ensaye
Plata	oz/tc	203.2
Oro	g/t	1.27
Cobre	%	6.89
Plomo	%	33.1
Zinc	%	9.8
Fierro	%	11.5
Arsénico	%	2.4
Antimonio	%	2.1
Insoluble	%	1.6

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 8108 - Fax (51-1) 441 4729

Los ensayos indican que la muestra de concentrado 'bulk' contiene cantidad apreciable de zinc y fierro que afectarán la calidad de los concentrados.

Resultado de la Investigación.- Los resultados de las pruebas en circuito abierto indican que es factible la separación cobre-plomo del concentrado 'bulk' empleando el reactivo BCS en reemplazo del bicromato.

Los resultados de las mejores pruebas de separación se muestran a continuación:

Separación Cobre-Plomo con el Reactivo BCS

Prueba No.	Producto	Peso %	Ensayes					Recuperación %				
			Ag oz/tc	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ag	Cu	Pb	Zn	
2	<u>Sin Remolienda</u>											
	Conc.TríCl.Cu	39.8	407.3	15.3	7.4	7.9	19.6	82.5	90.6	8.4	32.8	
	Conc.Pb	48.5	45.5	0.5	60.1	11.0	1.8	11.2	3.8	83.6	55.4	
4	<u>Con Remolienda</u>											
	Conc.ReCl.Cu	20.5	685.7	25.2	6.0	8.3	9.6	71.1	78.0	3.6	18.1	
	Conc.Pb	46.8	44.8	0.5	58.7	11.4	1.8	10.6	3.4	80.6	56.2	

Por separación sin remolienda tal como llega la muestra se obtiene un concentrado de cobre-plata que ensaya 407 oz/tc de plata y 15% de cobre, con recuperación del 82% de la plata y 91% de cobre.

El concentrado de plomo-plata ensaya 45 oz/tc de plata y 60% de plomo, con recuperación del 11% de la plata y 84% del plomo.



LABORATORIO
PLENGE

I.M. No.6881
Minera Huinac S.A.C.
Página No.3.-

Por separación con remolienda del concentrado de cobre se obtiene un concentrado cobre-plata que ensaya 686 oz/tc de plata y 25% de cobre, con recuperación del 71% de la plata y 78% de cobre.

El concentrado de plomo-plata ensaya 45 oz/tc de plata y 59% de plomo, con recuperación del 11% de la plata y 81% del plomo.

Los elementos penalizables de los concentrados obtenidos en las pruebas son los siguientes:

Elementos Penalizables

Elemento	Prueba No.2		Prueba No.4	
	Conc.TriCl.Cu	Conc.Pb	Conc.ReCl.Cu	Conc.Pb
As %	4.3	0.3	8.2	0.3
Sb %	3.8	0.3	7.0	0.3
Bi %	0.08	0.03	0.14	0.03
Cd %	0.06	0.06	0.08	0.07
Hg ppm	104	27	175	28

Se aprecia que los concentrados de cobre presentan alto contenido de arsénico y antimonio que posiblemente impediría la comercialización.

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 8106 - Fax (51-1) 441 4729

PRUEBAS EXPERIMENTALES

Separación Cobre-Plomo.- Se efectuaron cuatro pruebas de separación empleando el reactivo BCS (60% Bisulfito de Sodio, 20% Carbometil Celulosa y 20% Fosfato Monosódico). Las dos mejores pruebas se detallan a continuación.

En la prueba No.2 se realiza la separación a la granulometría tal como llega, a 20% de sólidos y pH 7.5. El resultado obtenido es el siguiente:

Prueba No.2 Separación Cobre-Plomo

Producto	Peso %	Ensayes					Distribución %				
		Ag oz/tc	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc. TriCl. Cu	39.8	407.3	15.3	7.4	7.9	19.8	82.5	90.6	8.4	32.8	70.2
Medio No.3 Cu	3.2	129.2	4.3	14.9	8.1	26.2	2.1	2.1	1.4	2.7	7.5
Medio No.2 Cu	3.5	98.9	2.9	21.2	8.9	23.6	1.8	1.5	2.1	3.3	7.5
Medio No.1 Cu	4.9	94.5	2.8	31.5	11.4	16.1	2.4	2.0	4.5	5.8	7.2
Conc. Pb	48.5	45.5	0.5	60.1	11.0	1.8	11.2	3.8	83.6	55.4	7.7
Cabeza Calc.	100.0	196.6	6.7	34.9	9.6	11.1	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Las cifras indican que se obtiene un concentrado de cobre-plata que ensaya 407 oz/tc de plata y 15% de cobre, con recuperación del 82% de la plata y 91% del cobre.

El concentrado de plomo-plata ensaya 45 oz/tc de plata y 60% de plomo, con recuperación del 11% de la plata y 84% del plomo.

Conocidos los resultados de la segunda prueba se efectúa una cuarta prueba para mejorar la calidad del concentrado de cobre-plata, en esta prueba se remuele el concentrado de cobre para luego limpiarlo a pH 9.0. El resultado logrado es el siguiente:

Prueba No.4
Separación Cobre-Plomo

Producto	Peso %	Ensayes					Distribución %				
		Ag oz/tc	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Conc.ReCl.Cu	20.5	685.7	25.2	6.0	8.3	9.6	71.1	78.0	3.6	18.1	16.5
Medio No.2 Cu	9.2	193.6	7.2	19.5	10.1	21.0	9.0	10.0	5.3	9.8	16.2
Medio No.1 Cu	23.5	77.5	2.4	15.2	6.4	30.6	9.2	8.6	10.5	15.9	60.3
Conc. Pb	46.8	44.8	0.5	58.7	11.4	1.8	10.6	3.4	80.6	56.2	7.0
Cabeza Calc.	100.0	197.5	6.6	34.1	9.5	11.9	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Las cifras indican que se obtiene un concentrado de cobre-plata que ensaya 686 oz/tc de plata y 25% de cobre, con recuperación del 71% de la plata y 78% del cobre.

El concentrado de plomo-plata ensaya 45 oz/tc de plata y 59% de plomo, con recuperación del 11% de la plata y 81% del plomo.

Se aprecia que se logra mejorar la calidad del concentrado cobre-plata con la remolienda y que el mayor contenido de fierro pirita quedó deprimido en el "medio No.1" de cobre, producto que puede ser recirculado a la etapa de limpieza del 'bulk' Pb-Cu.



LABORATORIO
PLENGE

I.M. No.6881
Minera Huinac S.A.C.
Página No.6.-

Ensaye de los Concentrados.- A continuación se presenta el ensaye de los concentrados de flotación obtenidos:

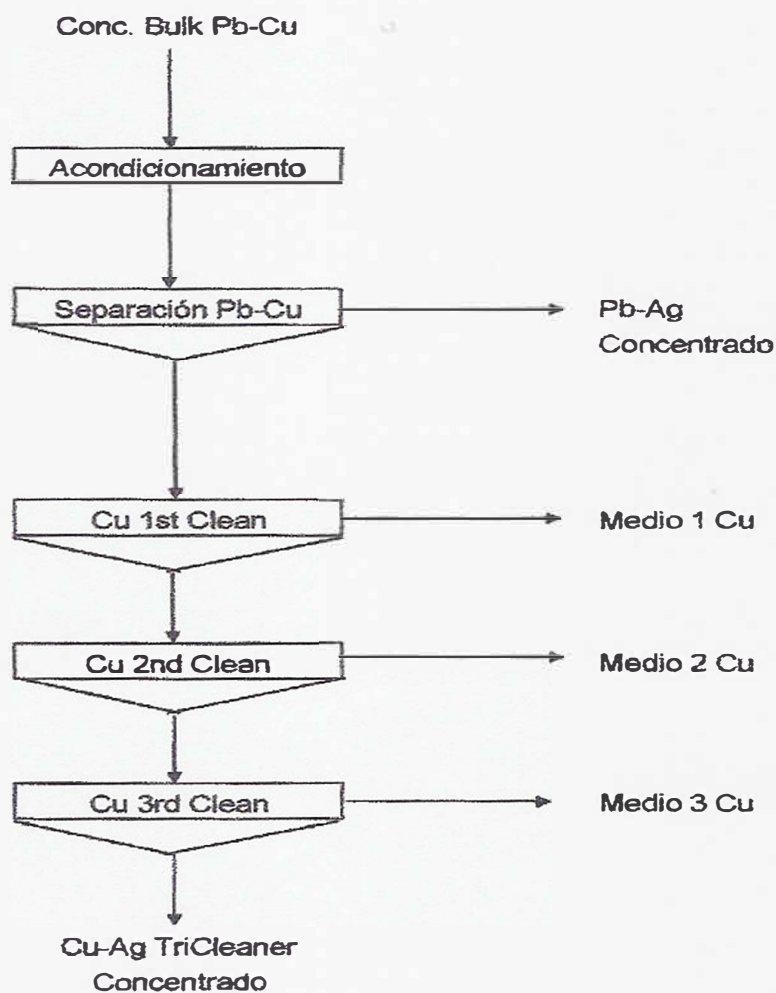
Elemento	Prueba No.2		Prueba No.4	
	Conc.TriCl. Cu	Conc.Pb	Conc.ReCl.Cu	Conc.Pb
Ag oz/tc	407.3	45.5	685.7	44.8
Cu %	15.34	0.53	25.24	0.48
Pb %	7.4	60.1	6.0	58.7
Zn %	7.9	11.0	8.3	11.4
Fe %	19.6	1.8	9.6	1.8
Mn %	0.8	3.8	0.7	3.8
As %	4.3	0.3	8.2	0.3
Sb %	3.8	0.3	7.0	0.3
Hg ppm	104	27	175	28
ICP - Multielementos				
Al %	<0.01	0.02	<0.01	<0.01
Bi %	0.08	0.03	0.14	0.03
Cd %	0.08	0.06	0.08	0.07
Ca %	0.18	0.25	0.19	0.26
K %	<0.01	0.02	<0.01	0.01
Mg %	0.02	0.05	0.03	0.03
Ti %	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
Ba ppm	46	37	41	31
Be ppm	11	2	2	<1
Co ppm	<1	<1	<1	<1
Cr ppm	11	7	20	10
Mo ppm	<5	<5	<5	<5
Ni ppm	<2	<2	<2	<2
P ppm	1112	196	2047	177
Sc ppm	<1	<1	<1	1
Sn ppm	464	95	686	101
Sr ppm	<1	<1	1	3
V ppm	<1	<1	<1	2
W ppm	<1	56	<1	66
Y ppm	1	1	<1	2
Zr ppm	<1	<1	<1	3

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 10, Perú - T. 441 3959 / 441 8106 - Fax (51-1) 441 4729

Los diagramas de flujo, para la flotación en circuito abierto, fueron los siguientes:

Esquema de Flotación No.1
de la Prueba No.2

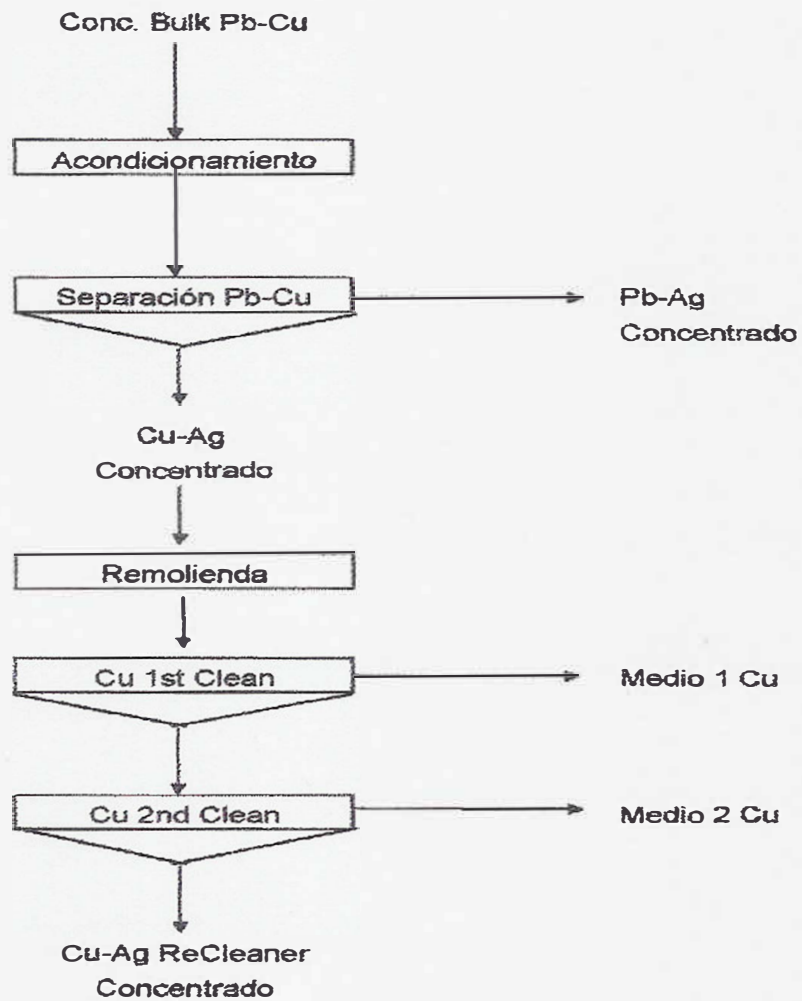




LABORATORIO
PLENGE

I.M. No.6881
Minera Huinac S.A.C.
Página No.8.-

Esquema de Flotación No.2
de la Prueba No.4



C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 8106 - Fax (51-1) 441 4729



I.M. No.6881
Minera Huinac S.A.C.
Página No.9.-

Los detalles y características de las pruebas realizadas se encuentran en las copias adjuntas de los Reportes del Laboratorio de Metalurgia. No obstante quedamos atentos a proporcionar la información adicional que sea necesaria.



C. H. PLENGE & CIA. S.A.
Laboratorio de Investigación
y Análisis de Minerales

Lima, 6 de marzo del 2008

Original y copia: Sr. Henry Vizcarra Mayorga

File: Met2/Met2/Huinac/6881/6881 Huinac.doc

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 8108 - Fax (51-1) 441 4729



LABORATORIO
PLENGE

ANEXO

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 3106 - Fax (51-1) 441 4729

Compañía : Minera Huinac S.A.C.
 Proyecto :
 Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu
 CHP No. : 6881

Ensayo de Cabeza

Elemento		Ensayo
Ag	oz/tc	203.2
Au	g/t	1.27
Cu	%	6.89
Cu soluble H ₂ SO ₄	%	<0.01
Cu soluble cianuro	%	1.21
Cu residual	%	5.68
Pb	%	33.1
Zn	%	9.8
Fe	%	11.5
Mn	%	2.3
As	%	2.4
Sb	%	2.1
Insoluble	%	1.6
ICP - Semicuantitativo		
Al	%	<0.01
Ca	%	<0.01
K	%	<0.01
Mg	%	<0.01
Na	%	<0.01
Ti	%	<0.01
Ba	ppm	<1
Be	ppm	1
Bi	ppm	530
Cd	ppm	308
Co	ppm	<1
Cr	ppm	<1
Mo	ppm	<5
Ni	ppm	<2
P	ppm	12
Sc	ppm	<1
Sn	ppm	390
Sr	ppm	1
V	ppm	<1
W	ppm	<1
Y	ppm	<1
Zr	ppm	69



LABORATORIO
PLENGE

Compañía : Minera Huinac S.A.C.
Proyecto :
Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu

Fecha : Feb. 05/08
Operador : Ing. Ramos
CHP No. : 6881

Prueba No.1 : Separación Plomo Cobre
Granulometría tal como llega

Procedimiento Separación Cu-Pb
Alimento 550 g de concentrado bulk Pb-Cu
Molienda Granulometría tal como llega
Condiciones

Etapas	Reactivos Adicionados, gramos por tonelada				Tiempo, minutos			pH
	Carbón	BCS	A3418	MIBC	Molien.	Acond.	Flot.	
Acondicionamiento 1	908					10		
Acondicionamiento 2		1345						
Separación			23	44		10	3	7.5

Balance Metalúrgico

Producto	Peso %	Ensayes						Distribución %				
		Ag oz/tc	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ins. %	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
1 Conc. Cu	48.4	380.8	13.3	10.8	7.2	21.1		87.7	95.4	15.1	35.4	88.0
2 Conc. Pb	51.6	47.3	0.6	56.6	12.4	2.7		12.3	4.6	84.9	64.6	12.0
Cabeza Calc.	100.0	199.0	6.8	34.4	9.9	11.6		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Observaciones

BCS = 60% Bisulfito de Sodio + 20% Carbometil Celulosa + 20% Fosfato Monosódico

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 8106 - Fax (51-1) 441 4729



Compañía : Minera Huinac S.A.C.
 Proyecto :
 Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu

Fecha : Feb. 07/08
 Operador : Ing. Ramos
 CHP No. : 6881

Prueba No.2 : Separación Plomo Cobre
Granulometría tal como llega

Procedimiento Separación Cu-Pb
 Alimento 550 g de concentrado bulk Pb-Cu
 Molineta Granulometría tal como llega
 Condiciones

Etapa	Reactivos Adicionados, gramos por tonelada				Tiempo, minutos			pH
	Carbón	BCS	A3418	MIBC	Molien.	Acond.	Flot.	
Acondicionamiento 1	909					10		
Acondicionamiento 2		1345						
Separación			23	44		10	3	7.5
1st clean		436		22		5	3	7.0
2nd clean		436		33		5	2	7.0
3rd clean		436		22		5	2	7.0

Balace Metalúrgico

Producto	Peso %	Ensayes						Distribución %				
		Ag az/tc	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ins. %	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
1 Conc. TriCl. Cu	39.8	407.3	15.3	7.4	7.9	19.6		82.5	90.6	8.4	32.8	70.2
2 Medio 3 Cu	3.2	129.2	4.3	14.9	8.1	26.2		2.1	2.1	1.4	2.7	7.5
3 Medio 2 Cu	3.5	98.9	2.9	21.2	8.9	23.6		1.8	1.5	2.1	3.3	7.5
4 Medio 1 Cu	4.9	94.5	2.8	31.5	11.4	16.1		2.4	2.0	4.5	5.8	7.2
5 Conc. Pb	48.5	45.5	0.5	60.1	11.0	1.8		11.2	3.8	83.6	55.4	7.7
Cabeza Calc.	100.0	196.6	6.7	34.9	9.6	11.1		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Combinación Productos

1+2 Conc. ReCl. Cu	43.0	386.6	14.5	7.9	7.9	20.1		84.6	92.6	9.8	35.5	77.7
1-3 Conc. Cl. Cu	46.5	364.8	13.7	8.9	8.0	20.4		86.4	94.1	11.9	38.8	85.1
1-4 Conc. Cu	51.5	338.9	12.6	11.1	8.3	20.0		88.8	96.2	16.4	44.8	82.3

Observaciones

Compañía : Minera Huinac S.A.C.
Proyecto :
Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu

Fecha : Feb. 10/08
Operador : Ing. Ramos
CHP No. : 6881

Prueba No.3 : Separación Plomo Cobre + Flotación inversa para la limpieza del Conc. Cu
Granulometría tal como llega

Procedimiento Separación Cu-Pb, limpieza del Conc. Cu por flotación inversa.
Alimento 550 g de concentrado bulk Pb-Cu
Molienda Granulometría tal como llega
Condiciones

Etapa	Reactivos Adicionados, gramos por tonelada							Tiempo, minutos			pH
	Carbón	BCS	ZnSO ₄	Na ₂ S	NaCN	A3418	MIBC	Molien.	Acond.	Flot.	
Acondicionamiento 1	909								10		
Acondicionamiento 2		1345	455								
Separación						23	44		10	3	7.5
1st clean				100	909	11				3	8.0
2st clean					364		11			2	8.3

Balance Metalúrgico

Producto	Peso %	Ensayes						Distribución %				
		Ag oz/TC	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ins. %	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
1 Conc. ReCl. Pb	1.9	628.4	23.5	15.8	9.6	3.1		6.1	6.6	0.9	1.9	0.5
2 Medio 1 Pb	1.7	475.8	16.4	22.1	9.4	7.9		4.1	4.0	1.1	1.7	1.2
3 Conc. Cu	49.5	318.6	12.0	11.6	7.6	20.7		78.4	85.0	16.9	38.8	91.9
4 Conc. Pb	46.8	48.6	0.7	58.7	12.0	1.5		11.4	4.4	81.1	57.6	6.3
Cabeza Calc.	100.0	199.8	7.0	33.9	9.7	11.1		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Combinación Productos

1+2 Conc. Cl. Pb	3.7	566.8	20.2	18.8	9.5	5.4		10.2	10.6	2.0	3.6	1.8
1-3 Conc. Pb-Cu	53.2	333.1	12.6	12.1	7.8	19.6		88.6	95.6	18.9	42.4	93.7

Observaciones

Con Flotación Inversa en en la limpieza del Cobre



LABORATORIO
PLENGE

Compañía : Minera Huinac S.A.C.
Proyecto :
Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu

Fecha : Feb. 14/08
Operador : Ing. Ramos
CHP No. : 6881

Prueba No.4 : Separación Plomo Cobre con Remolienda del Conc. Cobre
Granulometría tal como llega

Procedimiento Separación Cu-Pb
Alimento 550 g de concentrado bulk Pb-Cu
Molienda Granulometría tal como llega
Condiciones

Etapas	Reactivos Adicionados, gramos por tonelada						Tiempo, minutos			pH
	Carbón	CaO	BCS	ZnSO4	A3418	MIBC	Molien.	Acond.	Flot.	
Acondicionamiento 1	909							10		
Acondicionamiento 2			1345							
Separación					17	44		5	3	7.0
Remolienda		145		455			5			
1st clean		145	436			22		30	2.0	9.0
2nd clean		145	436			22		5	2.0	9.0

Balance Metalúrgico

Producto	Peso %	Ensayes						Distribución %				
		Ag oz/tc	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ins. %	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
1 Conc. ReCl. Cu	20.5	885.7	25.2	8.0	8.3	9.6		71.1	78.0	3.6	18.1	16.5
2 Medio 2 Cu	9.2	193.6	7.2	19.5	10.1	21.0		9.0	10.0	5.3	9.8	16.2
3 Medio 1 Cu	23.5	77.5	2.4	15.2	6.4	30.6		9.2	8.6	10.5	15.9	60.3
4 Conc. Pb	46.8	44.8	0.5	58.7	11.4	1.8		10.6	3.4	80.6	56.2	7.0
Cabeza Calc.	100.0	197.5	6.6	34.1	9.5	11.9		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Combinación Productos

1-2 Conc. Cl. Cu	29.7	983.4	19.7	10.2	8.9	13.1		80.2	88.0	8.8	27.9	32.7
1-3 Conc. Cu	53.2	331.7	12.0	12.4	7.8	20.9		89.4	96.6	19.4	43.8	93.0

Observaciones

La molienda se realizó en molino de guijarros, el acondicionamiento para la etapa de limpieza se realizó a pH=9.0 durante 30 minutos
El color de concentrado de cobre es amarillito grisáceo (característico de la energía)

C. H. PLENGE & CIA. S.A

Av. Del Ejército 1142, Miraflores, Lima 18, Perú - T. 441 3959 / 441 8106 - Fax (51-1) 441 4729



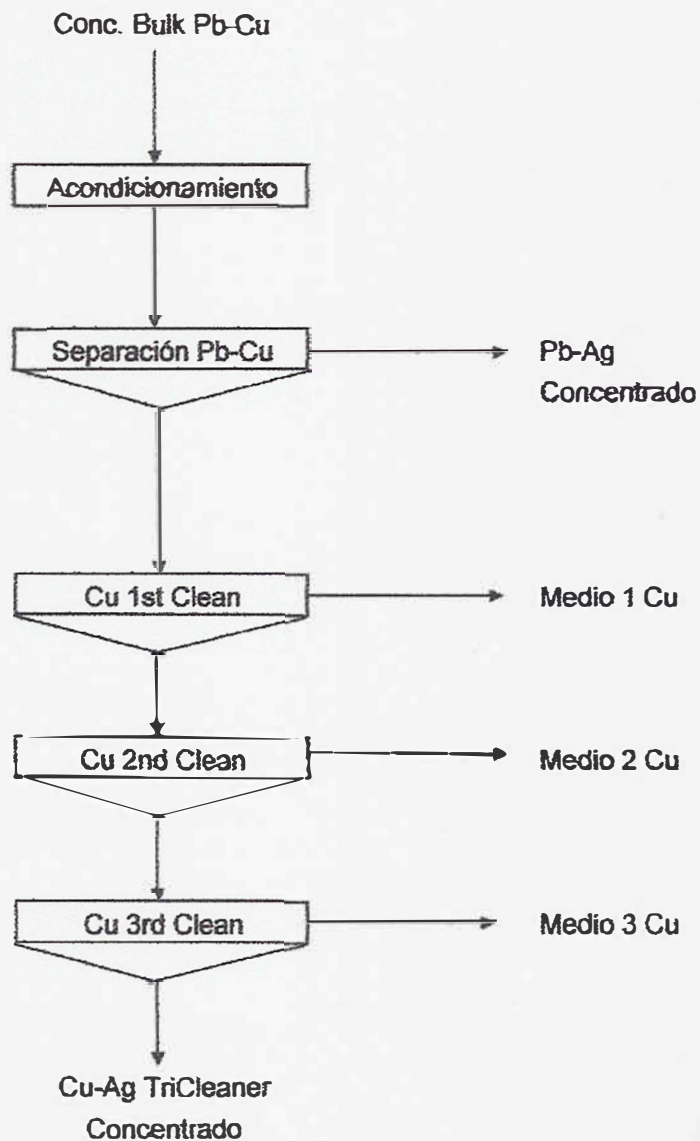
Compañía : Minera Huinac S.A.C.
Proyecto :
Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu
CHP No. : 6881

Ensaye de Concentrados

Elemento		Prueba No.2		Prueba No.4	
		Conc. TriCl. Cu	Conc. Pb	Conc. ReCl. Cu	Conc. Pb
Ag	oz/tc	407.3	45.5	685.7	44.8
Cu	%	15.34	0.53	25.24	0.48
Pb	%	7.4	60.1	6.0	58.7
Zn	%	7.9	11.0	8.3	11.4
Fe	%	19.6	1.8	9.6	1.8
Mn	%	0.8	3.8	0.7	3.8
As	%	4.3	0.3	8.2	0.3
Sb	%	3.8	0.3	7.0	0.3
Hg	ppm	104	27	175	28
ICP - Multielementos					
Al	%	<0.01	0.02	<0.01	<0.01
Bi	%	0.08	0.03	0.14	0.03
Cd	%	0.06	0.06	0.08	0.07
Ca	%	0.16	0.25	0.19	0.26
K	%	<0.01	0.02	<0.01	0.01
Mg	%	0.02	0.05	0.03	0.03
Ti	%	<0.01	<0.01	<0.01	<0.01
Ba	ppm	46	37	41	31
Be	ppm	11	2	2	<1
Co	ppm	<1	<1	<1	<1
Cr	ppm	11	7	20	10
Mo	ppm	<5	<5	<5	<5
Ni	ppm	<2	<2	<2	<2
P	ppm	1112	196	2047	177
Sc	ppm	<1	<1	<1	1
Sn	ppm	464	95	686	101
Sr	ppm	<1	<1	1	3
V	ppm	<1	<1	<1	2
W	ppm	<1	56	<1	66
Y	ppm	1	1	<1	2
Zr	ppm	<1	<1	<1	3

Compañía : Minera Huinac S.A.C.
Proyecto :
Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu
I.M. CHP : 6881

Diagrama de Flujo No.1
Flotación en Circuito Abierto de la Prueba No.2



Compañía : Minera Huinac S.A.C.
Proyecto :
Muestra : Conc. Bulk Pb-Cu
I.M. CHP : 6881

Diagrama de Flujo No.2
Flotación en Circuito Abierto de la Prueba No.4

