

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA**



**PROYECTO PARA LA INSTALACION DE UNA PLANTA
DE FLOTACION DE 500 TMSD**

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO METALURGISTA

RODOLFO GOMEZ LUCANA

LIMA-PERU

2006

Sumario

El proyecto Explorador es propiedad de la Compañía Minera Ares S.A.C. que tiene planeado la construcción de una planta concentradora, con una capacidad de 500 TMSPD, para producir concentrados de plata y oro, basado en estudios disponibles y el desarrollo de la veta Explorador, propiedad de Ares, ubicada a 366 Km. al este de Nazca, Perú, cerca al pueblo de Chalhuanca, en el departamento de Apurímac, en el área minera de Tumiri, distrito de Cotaruse, provincia de Aymaraes. Este estudio define el proceso de la planta con un circuito clásico de chancado, molienda, flotación, espesamiento y filtrado para producir un concentrado de plata. Para cada área operación se ha hecho una descripción secuencial del proceso así como los diagramas de flujo para cada operación unitaria, estimados del costo capital y operativo, este último basado en la data de costos de Ares.

CONTENIDO

Sumario

Prologo

1.0 Introducción

1.1	Objetivos	7
1.2	Instalaciones comprendidas en el estudio	7
1.3	Fuentes de información	8
1.4	Unidades de medición	9

2.0 Condiciones Locales

2.1	Ubicación	11
2.2	Condiciones del lugar y superficie	11
2.3	Condiciones Climáticas	12
2.4	Sismicidad	13
2.5	Historia	14

3.0 Planta Concentradora

3.1	Antecedentes	17
3.2	Generalidades	17
3.3	Criterios de diseño	21
3.4	Mineralogía	29
3.5	Experimentación metalúrgica	31

3.5.1	Pruebas de cianuración	31
3.5.2	Pruebas de gravimetría	32
3.5.3	Pruebas de flotación	33
3.6	Operaciones unitarias	37
3.6.1	Chancado	37
3.6.2	Molienda y clasificación	40
3.6.3	Flotación	43
3.6.4	Espesamiento y Filtración	47
3.7	Depósito de relaves	51
3.8	Reactivos de flotación	52
3.9	Control del proceso e instrumentación	53
3.10	Ubicación de las instalaciones	53
3.10.1	Chancado y apilamiento	53
3.10.2	Edificio de procesos	54
3.10.3	Drenajes y movimientos de tierra	54
4.0	Infraestructura	
4.1	Accesos.	55
4.1.1	Viajes desde Lima	55
4.1.2	Carretera de acceso a la mina Explorador	56
4.1.3	Nueva carretera a Planta	56
4.1.4	Carretera de acarreo del mineral	56
4.2	Energía	57
4.3	Suministro de agua	58

4.3.1	Sistema de agua recuperada	58
4.3.2	Sistema de agua fresca	59
4.3.3	Sistema sanitario de desagüe	61
4.4	Instalaciones auxiliares	61
4.5	Comunicaciones	62
4.5.1	Comunicación telefónica y satelital	62
4.5.2	Comunicación radial	63
5.0	Costo Capital y Evaluación Económica	
5.1	Bases para el estimado de Planta	64
5.2	Mano de obra directa	64
5.3	Materiales	65
5.4	Equipo de Planta	65
5.5	Costos de operación del proyecto	66
5.5.1	Costos de personal	67
5.5.2	Costos de operación para exploración y desarrollo	69
5.5.3	Costos de operación de mina subterránea	69
5.5.4	Costos de operación de la planta concentradora	69
5.5.5	Costos de operación - gastos y servicios generales	70
5.6	Bases para estimar el costo de operación	71
5.7	Revisión de Costos Operativos	71
5.7.1	Costos de mantenimiento	71
5.7.2	Costos de energía	72
5.7.3	Contingencia	72

5.8	Evaluación Económica	70
6.0	Medio ambiente	
6.1	Marco legal	74
6.2	Aspectos a considerar en el cierre del proyecto	75
6.2.1	Cancha de relaves	75
6.2.2	Botadero de desmonte	75
6.2.3	Planta de Beneficio	76
6.2.4	Campamento	77
6.2.5	Infraestructura	77
7.0	Plan de ejecución del proyecto	
7.1	Objetivos	79
7.2	Organización	79
7.3	Cronograma	80
	Conclusiones	81
	Bibliografía	82
Apéndice A	Balance de materiales y de agua para 500 TMSPD	
Apéndice B	Costos de Operación	
Apéndice C	Estimado del costo capital	
Apéndice D	Planos	

PROLOGO

A comienzos del año 2000, se produjo en el mercado mundial una imprevista y significativa disminución de los precios tanto en los metales base y preciosos. Este acontecimiento origino entre otros, una demanda por parte de los compradores de metales y concentrados. Este problema fue sentido a nivel mundial.

En el Perú, país minero por excelencia, se sintió esta crisis, y varias compañías tuvieron que paralizar sus operaciones, debido a que los costos de producción eran mayores que el beneficio económico proveniente de la venta de sus productos. Ante esta coyuntura la compañía minera Ares S.A.C. lejos de amilanarse considero importante seguir apostando por el Perú, teniendo en cuenta sus experiencias en Caylloma, Arcata, Selene y Ares para lo cual decidió llevar acabo el proyecto Explorador muy cerca de la antigua unidad Selene. Este trabajo define el proceso de la planta con un circuito convencional de chancado, molienda, flotación, espesamiento y filtrado para producir concentrados de plata con contenidos de oro.

Agradezco al Ingeniero Adam Jhonston, Gerente de Metalurgia, por darme la oportunidad de integrarme a este proyecto, del mismo modo al Ingeniero Jaime Farfán Palma Superintendente de la planta, con quien tuve la oportunidad de compartir experiencias y de poner en operación la planta concentradora.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 Objetivos

El objetivo del presente estudio considerando como base el proceso de concentración ya definido, es diseñar las instalaciones requeridas para un tratamiento económico del mineral de la veta Explorador y preparar a nivel de Ingeniería básica revisada los estimados de costos de operación del proyecto explorador.

1.2 Instalaciones comprendidas en el estudio

Instalaciones del proceso

- Tolva de gruesos
- Molienda y clasificación
- Flotación
- Espesamiento del concentrado
- Filtrado
- Espesamiento de relaves
- Preparación de reactivos.

Instalaciones auxiliares

- Hotel / campamento permanente
- Edificio de administración
- Laboratorio
- Seguridad
- Posta Médica
- Almacén
- Mantenimiento de vehículos ligeros
- Almacenaje y distribución de combustible
- Comunicaciones
- Distribución de servicios y utilitarios:
 - o Agua cruda (fresca)
 - o Agua del proceso
 - o Desagüe
 - o Energía.

Depósitos de relaves

- Presa de relaves
- Bombeo de agua recuperada y tuberías (a futuro)
- Caminos de acceso.

Suministro de agua cruda

- Estructura de recolección
- Línea de tubería

Energía

- Instalaciones de generación.

- Distribución de energía para suministro de agua cruda.
- Distribución de energía para suministro de agua recuperada.
- Instalaciones auxiliares y distribución de energía para el proceso.

Instalaciones del sitio

- Caminos de acceso.

Otras instalaciones no incluidas en este estudio

- Constructor o contratista
 - o Oficinas de construcción
 - o Instalaciones
 - o Agua y energía para construcción
 - o Instalaciones y campamento para construcción
 - o Suministro de agregados.

1.3 Fuentes de Información

La recopilación de este estudio es la compilación del trabajo de las siguientes compañías.

- Compañía Minera Ares S,A.C., de Lima Perú por la parte de geología, minería, instalaciones temporales, accesos, costos indirectos del contratista, costos de operación y evaluación económica del proyecto explorador.
- Golder Associates Inc, de Lakewood, Colorado, USA por parte geotécnica, hidrológica, sistema de relaves y medio ambiente.
- AGRA Simons Limited y HATCH.

1.4 Unidades de medición

Las unidades de medida usadas en este reporte son las del Sistema Internacional, excepto el caso de algunos equipos y materiales típicos cuyas medidas están referidas al Sistema Inglés.

Todas las elevaciones están referidas al nivel del mar.

Los costos están referidos al segundo trimestre del año 2002 en US\$ dólares americanos.

CAPITULO II

CONDICIONES LOCALES

2.1 Ubicación

La planta del proyecto Explorador estará ubicada a 365 Km al este de Nazca, Peru, cerca al pueblo de Chalhuanca, en el Departamento de Apurimac, en el área minera de Tumiri, distrito de Cotaruse, provincia de Aymaraes.

2.2 Condiciones del lugar y superficie

La ubicación de la planta de proceso propuesta, esta sobre roca natural en una elevación promedio de 4,600 m.s.n.m. Las condiciones de superficie son:

La zona de la planta de chancado propuesta se encuentra en una loma en declive, con el fin de compatibilizar la forma del proceso con la topografía y de ese modo minimizar el movimiento de tierras. La zona de molienda y flotación en el terreno previsto es ligeramente plano con poca pendiente con un area lo suficientemente grande y esta compuesta por roca andesítica gris.

2.3 Condiciones climáticas

El proyecto Explorador por su ubicación en la sierra sur central del Perú, se ha caracterizado por su gran altitud y clima árido. La temperatura en la época de invierno, esta llega a $-15\text{ }^{\circ}\text{C}$ y la máxima en verano de $15\text{ }^{\circ}\text{C}$ (estimados). Con respecto al viento, la velocidad máxima reportada es de 80 Kph con dirección Sur Oeste de acuerdo a cartas de velocidad y dirección del viento de SENAMHI.

Los Registros climatológicos para el proyecto Explorador en cuanto a evaporación (desde 1964 hasta 1975), precipitaciones (desde 1970 hasta 1998), obtenidos del SENAMHI, se muestran en los cuadros adjuntos.

La precipitación en Explorador ocurre en forma de lluvia y algo de nieve. La estación húmeda ocurre durante las fechas de noviembre hasta marzo. Datos provenientes de la localidad de Chalhuanca, indican una precipitación promedio anual de 760 mm, con un máximo de 1,169 mm y un mínimo de 446 mm respectivamente.

Para la evaporación, se han tomado datos de la comunidad de Chalhuanca que han sido registrados desde 1964 hasta 1975.

La evaporación localizada es mas alta entre los meses de Junio hasta Diciembre, siendo el promedio anual para el periodo de registro de 1,227 mm.

2.4 Sismicidad

El área del proyecto Explorador esta localizada dentro de la cordillera de Huanzo aproximadamente a 150 Km al sur oeste del Cuzco y 300 Km al este-sureste de Nazca, siendo la topografía extremadamente escabrosa con elevaciones del orden de 4,600 m.

El conjunto sismo tectónico para esta área es dominado por la zona de subducción creada por la placa Sudamericana y la placa de Nazca, las cuales convergen en un borde. Esta es la única gran placa en el mundo en la cual la placa oceánica desciende dentro de la masa del continente. El proceso de subducción en esta zona da como resultados frecuentes a grandes terremotos. Para efectos de diseño y modelaje y según la norma de diseño sismo-resistente E-030 del Reglamento Nacional de Construcciones, puede clasificar el factor zona en $Z = 0.4$, zona 3, que es la zona de mayor sismicidad del país, con una aceleración máxima en el terreno de 0.4 g.

Previamente a la ejecución de la Ingeniería de Detalle, del estudio de mecánica de suelos se obtendrán los parámetros restantes para calcular la fuerza cortante basal, como son el período predominante de vibración del suelo y el factor S de la misma norma, de acuerdo al tipo de perfil de suelo existente.

2.5 Historia

El primer denuncia en esta área fue hecho en 1970 por gente que descubrió antiguos trabajos de la época de los españoles en la veta Tumiri. Entre 1973 y 1990 la veta Tumiri fue minada para obtener mineral de plata y donde las operaciones formales no comenzaron hasta 1980, con una capacidad de proceso de 50 tm por día. En 1990 la mina Tumiri cerró a causa del bajo precio de los metales.

En 1983 el Grupo Hochschild comenzó su presencia en el área realizando una nueva evaluación de Tumiri y exploraciones de áreas adyacentes. El resultado de esta exploración fue el descubrimiento de una estrecha veta con un alto grado de contenido de oro, la veta Explorador fue descubierta en un área no denunciada, 5 Km. al nor-oeste de Tumiri. Hochschild suspendió sus operaciones de exploración en el año 1985 y fue hasta 1994 que reinició sus operaciones en el área.

TABLA N° 2.1 PRECIPITACION MENSUAL TOTAL (mm)
1970-1998
CHALHUANCA, PERÚ

Año	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	TOTALES ANUALES
1970	167.1	145.4	162.1	30.4	20.3	5.3	6.2	4.3	51.2	43.0	36.3	72.0	743.6
1971	152.5	177.3	113.1	54.4	2.7	10.7	0.1	13.4	11.2	32.8	9.4	113.6	691.2
1972	305.6	222.9	240.1	32.8	3.8	1.0	15.8	5.7	36.2	56.6	50.9	54.8	1,026.2
1973	251.5	185.0	178.7	84.7	8.5	4.1	13.6	19.5	58.8	25.9	60.9	63.0	954.2
1974	269.9	278.2	178.0	99.9	5.7	26.5	5.7	95.6	64.9	27.0	38.9	78.7	1,169.0
1975	160.1	177.1	196.2	31.3	28.1	3.4	0.0	11.3	21.3	30.9	21.6	141.2	822.5
1976	171.6	144.5	177.4	33.3	12.9	14.5	3.6	21.4	125.8	1.8	8.2	52.8	767.8
1977	57.6	316.8	145.4	28.2	0.0	0.0	13.0	0.7	27.2	29.1	104.9	35.3	758.2
1978	193.7	66.8	41.9	24.6	11.6	12.5	2.3	3.2	17.2	37.9	85.8	113.2	610.7
1979	40.9	90.4	95.2	41.9	4.2	2.1	5.8	23.2	9.8	25.5	33.0	74.1	446.1
1980	76.7	49.3	175.2	27.3	4.4	0.7	5.0	1.5	34.2	103.2	55.1	44.0	576.6
1981	184.4	246.3	80.4	87.1	4.5	0.0	0.3	75.0	35.1	38.1	81.2	128.3	960.7
1982	111.7	90.4	104.1	26.1	0.2	25.8	0.0	29.1	36.3	86.7	57.4	32.4	600.2
1986	118.7	169.2	132.0	61.9	16.7	0.0	7.5	23.0	32.7	15.8	28.6	103.8	709.9
1987	227.5	49.5	135.9	18.8	20.6	12.4	10.1	9.8	1.2	43.3	41.2	20.2	590.5
1988	237.6	68.3	105.4	88.0	25.3	0.0	14.8	4.4	24.4	28.6	46.2	89.0	732.0
1995	179.7	91.5	93.8	27.3	3.2	0.0	0.0	4.4	31.2	22.6	34.0	43.4	531.1
1996	166.2	279.9	136.9	119.3	T	1.0	4.2	34.6	31.1	36.4	46.2	78.7	934.5
1997	195.7	207.5	113.2	34.8	19.5	T	1.0	50.4	59.5	15.9	70.6	76.7	844.8
1998	225.0	88.0	112.2	8.8	T	T	0.0	0.0	T	27.6	13.8	159.0	634.4
Promedio	174.7	157.2	135.9	48.0	9.6	6.0	5.5	21.5	35.5	36.4	46.2	78.7	755.2
Año húm '74	269.9	278.2	178.0	99.9	5.7	26.5	5.7	95.6	64.9	27.0	38.9	78.7	1,109.0
Año seco 79	40.9	90.4	95.2	41.9	4.2	2.1	5.8	23.2	9.8	25.5	33.0	74.1	446.1

Notas:

1. Información obtenida del SENAMHI, Oficina de Estadística para la estación Chalhuanca.
2. "T" indica trazos o indicios.

TABLA N° 2.2 TOTAL MENSUAL EVAPORACION (mm)
1964-1975
CHALHUANCA, PERÚ

Año	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTALES ANUALES
1964	75.3	102.6	75.6	117.3	131.2	150.2	175.6	171.8	187.3	170.6	129.5	162.5	1,649.5
1965	135.2	79.7	85.0	110.5	41.6	42.6	122.7	127.1	111.6	142.7	129.5	73.5	1,401.7
1966	129.5	96.7	101.3	118.6	71.0	155.6	170.6	129.2	119.8	127.6	129.4	122.3	1,474.6
1967	75.3	52.3	48.2	68.6	98.3	126.8	120.7	146.1	139.2	164.9	173.9	173.7	1,388.0
1968	77.5	74.4	54.3	84.7	95.4	101.1	142.5	160.0	179.8	175.4	137.7	148.4	1,431.2
1969	101.8	76.7	63.2	85.8	190.7	109.0	128.2	148.1	133.2	136.9	138.0	110.2	1,421.8
1970	60.3	54.8	61.2	68.3	60.6	90.8	120.5	177.2	95.6	126.7	120.9	89.4	1,126.3
1971	56.0	43.7	53.6	31.1	77.5	85.8	109.1	111.1	131.3	137.3	158.3	85.3	1,112.1
1972	47.6	57.5	41.8	65.5	95.6	96.1	108.4	115.2	90.4	109.7	108.9	97.0	1,033.7
1973	49.8	48.2	43.3	45.1	71.9	83.5	86.7	88.2	76.6	102.7	95.0	66.5	857.5
1974	39.1	35.3	53.5	50.0	81.3	72.3	85.5	68.7	81.4	106.7	110.5	109.0	893.3
1975	56.4	41.4	39.0	65.7	62.0	73.6	101.5	107.5	91.5	106.7	122.1	70.2	937.6
Prom.	75.3	63.6	60.0	78.6	98.3	107.3	122.7	129.2	119.8	134.0	129.5	109.0	1,227.3

Notas:

1. Información obtenida del SENAMHI, Oficina General de Estadística e Informática para la Estación Chalhu

CAPITULO III

PLANTA CONCENTRADORA

3.1 Antecedentes.

En el estudio de pre-factibilidad del proyecto Explorador, se analizó las alternativas de los procesos de cianuración y flotación; de acuerdo a evaluaciones que hizo Compañía Minera Ares; el proceso para el presente será el de flotación.

El presente estudio se desarrollara hasta la producción de un concentrado bulk de plata que será comercializado por Compañía Minera Ares.

3.2 Generalidades

La fuente principal de información metalúrgica experimental se inicia con los trabajos realizados en los laboratorios de Lakefield Research en agosto de 1999 que la anterior propietaria, Cia. Minera Selene S.A.C. contrató, ampliando los estudios en febrero y octubre del año 2000 para confirmar el estudio de prefactibilidad del proyecto, siendo evaluados en ese momento

los procesos de flotación, gravimetría y cianuración; resultando la flotación como el proceso más ventajoso para diseñar en el presente estudio.

En las pruebas de flotación realizadas en el laboratorio se obtuvieron recuperaciones y leyes de concentrado que superan las consideradas para el proyecto. Estos buenos resultados fueron confirmados con las pruebas de flotación efectuadas en la planta piloto de 50 TMD realizadas en abril 2002, y con las pruebas batch de flotación realizadas en los Laboratorios de Tecsup en Lima en mayo 2002.

En el diseño se han tomado en cuenta las futuras etapas de crecimiento de producción de la mina y se prevé que la planta iniciara sus operaciones con 500 TMSD hasta lograr tratar 14,000 Tm/mes y a futuro se puede producir un incremento a 750 TMSD y posiblemente 1,000 TMSD. Las instalaciones que se construyan contemplan las posteriores modificaciones para que éstas no afecten la operación y además la expansión de la plantas se realice en corto periodo de ejecución.

El diagrama de flujo de la planta concentradora del proyecto Explorador se ha desarrollado en base a las conversaciones realizadas con el personal técnico de Compañía Minera Ares, y para lo cual se han considerado criterios de diseño que son el producto de cálculos metalúrgicos, información existente obtenida en pruebas por Cia. Minera Ares en la planta piloto, así como de las pruebas realizadas en el laboratorio metalúrgico de Lakefield en Chile y en los laboratorios de Tecsup en Lima,

complementado con la experiencia del grupo MHC en sus operaciones de Arcata, Caylloma y Ares.

La planta concentradora esta diseñada para tratar 500 toneladas métricas secas de mineral por día, durante las 24 horas del día y 7 días a la semana durante 28 días al mes, que hacen un total de 336 días al año, con un tratamiento anual de 168,000 toneladas métricas.

La planta concentradora que procesará el mineral extraído de la mina consta de las siguientes áreas o secciones: el chancado con dos etapas, primario y secundario, la molienda con dos etapas también, primaria y secundaria, la flotación con Rougher I, Rougher II, Scavenger y con dos etapas de limpieza, el espesamiento y el filtrado. El relave final, antes de ser almacenado en la cancha de relaves, será depositado en un espesador de relaves para recuperar el agua y recircularla al proceso, así como densificar la pulpa que se envíe a la presa de relaves.

El tamaño máximo de mineral con el que se alimentará a la planta de chancado será con el 100% -12 pulg. Que mediante una chancadora de quijadas 20" x 30", una chancadora cónica de 38" de diámetro y dos zarandas de clasificación reducirían y separaran el mineral respectivamente hasta -3/8", para enviarlo mediante transportadores de faja a las tolvas de fino donde será almacenado y posteriormente enviado al área de molienda.

En el área de la molienda, el mineral con el que se alimenta al molino primario de bolas 9.5' Ø x 8', el cual trabajará en circuito cerrado con

ciclones de 15" Ø, entregará un producto en el rebose u overflow de los ciclones primarios con un P80 de 200 micrómetros, el cual se descargara en la caja de bombas del circuito secundario para ser alimentado al nido de ciclones de 10" Ø del molino secundario de bolas 7' x 7'. El rebose de los ciclones secundarios pasa a la flotación, entregando un producto final con P80 de 85.3 micrómetros y el underflow del ciclón retornara al molino.

En el área de flotación, en las etapas rougher y scavenger se emplearán celdas Wemco de 500 pie³ y en las dos etapas de limpieza se emplearan celdas WS-180.

Los reactivos que se usaran son el Xantato Z-6 (30 gr/TMS), Aeroprometer 404 (70 gr/TMS), Aeroprometer 208 (50 gr/TMS) y como espumante, el MIBC (40 gr/TMS).

El mineral que se tratará tiene leyes de 12.36 oz/TMS de plata con 0.96% Fe, 0.01 % As, 0.24% azufre total, 0.13% carbono y 3.95 gr/TMS de oro.

Las recuperaciones estimadas son del orden de 87.00% para la plata y 85.00% para el oro.

La producción estimada de concentrado será de 6.04 TMSD con leyes de plata de 890.0 oz/TMS, 277.60 gr/TMS de oro que equivalen a una producción de 5,374.6 onzas de plata por día y 1,676.7 gramos de oro por día.

En la planta se ha estimado un consumo de agua de 3.81 m³/TMS, de los cuales el consumo de agua fresca representa el 55.9%, que será suministrado de una laguna local o la quebrada Sullca, y el 44.1% restante de agua será cubierto por el agua recuperada de los espesadores de concentrado y relave final.

La energía de 1960 kW para la planta concentradora será suministrada por generadores in-situ.

3.3 Criterios de diseño

Los criterios de diseño propuestos para la planta concentradora están dados en el sistema métrico (SI). Como unidad de longitud se emplea el metro (m), como unidad de peso se emplea la tonelada métrica (t), a menos que se indique otro sistema. Las tasas de procesamiento han sido expresadas en toneladas métricas secas por día (TMD) y en toneladas métricas secas por hora (TMSH). El contenido metálico del oro fino ha sido expresado en gramos por tonelada métrica seca (gr/tms) y el de plata en onzas por toneladas métricas secas (oz/tms).

Las instalaciones del proceso consisten en lo siguiente:

- (i) Chancado primario
- (ii) Recuperación y almacenaje del mineral chancado.
- (iii) Molienda y clasificación.
- (iv) Flotación con circuitos rougher, scavenger y limpiezas
- (v) Espesamiento y filtrado del concentrado

- (vi) Disposición de relaves
- (vii) Distribución y almacenaje de reactivos.

Los siguientes códigos son usados para identificar la fuente del criterio de diseño del proceso usado.

Tabla 3.1

Código	Fuentes de Datos
A	Por Ares
B	Pruebas de Laboratorio Lakefield u otro
C	Empresa de Ingeniería Agra, Hatch u otros
D	Por cálculos Metalúrgicos
E	Por fabricantes de equipos
F	Datos libros técnicos y/o prácticas de experiencia
G	Criterio asumido por mutuo acuerdo

TABLA 3.2
CRITERIOS DE DISEÑO DE PLANTA
CAPACIDAD 500 TMSPD

CARACTERISTICAS DEL MINERAL		
Tamaño máximo (ROM), mm.	305	(A)
Gravedad especifica (sp-gr) del sólido	2.7	(A)
Humedad en estación seca, %	4.0	(A)
Humedad estación lluvias, %		
Densidad aparente, ROM, tm/m ³	1.59	(A)
Angulo reposo, ROM, grado sexagesimal	32.0	(A)
Densidad aparente tamaño 2", tm/m ³	1.62	(A)
Angulo reposo, tamaño 2", grado sexagesimal	36.0	(A)
Densidad aparente tamaño 3/8", tm/m ³	1.63	(A)
Angulo reposo, tamaño 3/8", grado sexagesimal	37.0	(A)
Índice de abrasión	0.8	(A)
Análisis promedio de leyes:		
Oro, gr/tms	3.95	(A)
Plata, oz/tms	12.36	(A)
Fierro, %	0.96	(A)
MINERAL PROCEDENTE DE MINA		
Stockpile, tms.	3,200	(A)
Angulo de reposo real del mineral, grado sexagesimal	65	(F)
Tolva de gruesos:		
- Capacidad tms vivas	80	(D)
- Capacidad tmh vivas	86	(D)
CHANCADO		
cronograma de operación:		
Días / semana	7	(A)
Guardias / día	1	(A)
Horas / guardia, diseño	12	(A)
Disponibilidad de planta, diseño,	83	(A)
tamaño de aliment. máxima 100% (pulg) mm	(-12) 305	(F)

tamaño de producto final 100% (pulg) mm	(-3/8) 9.5	(F)
Producto final P80, mm	6.35	(F)
Tonelaje de chancado:		
Promedio, tms/h	50.2	(A)
GRIZZLY VIBRATORIO		
Alimentación máxima (pulg) mm	(12) 305	(A)
Apertura máxima (pulg) mm	(3) 75	(A)
Dimensiones del grizzly	3' x 6'	(F)
Angulo del grizzly, menor o igual	15°	(F)
CHANCADORA PRIMARIA		
Alimentación máxima, (pulg) mm	(12) 305	(A)
Set chancadora, (pulg) mm	(2) 50	(F)
Producto, P80, (pulg) mm	(2.46) 61.45	(A)
Dimensiones de Chancadora, pulg	20" x30"	(F)
Potencia, HP	100	(E)
ZARANDA # 1 DUPLEX PRIMARIA		
Tonelaje alimentación, tmsh	50.2	(A)
Abertura mallas superior e inferior, (pulg) mm	(1.5" y 3/8")	(A)
	38 y 9.5	
Dimensiones de la zaranda, pies	5' x 10'	(A)
CHANCADORA SECUNDARIA		
Tonelaje de a alimentación, tmsh	98.75	(F)
Tamaño máximo alimentación pulg	100% -3.5"	(F)
Tamaño alimentación F80 (pulg) mm	(1 7/8) 46.43	(F)
Set chancadora, (pulg) mm	(1/2) 12.	(F)
Producto P80, mm	11.6	(F)
Dimensiones de la chancadora, pulg	38"	(F)
Potencia, HP	150	(E)

ZARANDA # 2, SIMPLE SECUNDARIA		
Tonelaje de alimentación, tms	98.75	(A)
Abertura de malla, (pulg) mm	(3/8") 9.5	(D)
Dimensiones de la zaranda, (pies)	(6'x14')	(A)
TOLVA DE MEDIOS		
Cantidad	1	(A)
Capacidad, tms vivas	100	(D)
tmh vivas	108	(D)
SILO DE FINOS		
N° de tolvas	2	(A)
Capacidad unitaria, tms vivas	200	(A)
tmh vivas	215	(A)
Densidad aparente del mineral, tms/m ³ (tamaño 3/8°)	1.63	(A)
Angulo reposo tamaño 3/8", grados sexagesimales	37.0	(A)
MOLIENDA		
Tonelaje de alimentación, tms	21.7	(A)
alimentación F80, micrómetros(aprox. 100% - 3/8")	6,350	(A)
Tamaño Producto P80 micrómetros (75% - 200m)	85.3	(A)
Disponibilidad %	96	(A)
MOLINO DE BOLAS N° 1		
Tonelaje alimentación, tms	21.7	(A)
Wi (Kw-hr/tms)	18.1	(A)
Alimentación F80, micrómetros, 100% - 3/8"	6,350	(A)
Producto, P80, micrómetros	200	(A)
Dimensiones, pies (diámetro x longitud)	9.5'X8'	(A)
Potencia instalada, HP	400	(A)
CLASIFICACION - CICLONES - MOLINO N° 1		
Tamaño de los ciclones, diámetro (pulg)	15"	(A)
Número de ciclones	2	(A)
% sólidos peso, rebose	56.36	(A)

% sólidos peso, alimentación	67.33	(A)
Carga circulante %	150	(A)
MOLINO DE BOLAS № 2		
tonelaje alimentación al circuito, tmsh	21.7	(A)
Wi (Kw-hr/tms)	18.1	(A)
Alimentación al circuito F80, micrómetros	200	(A)
Producto del circuito P80, micrómetros	85.3	(A)
Dimensiones, pies (diámetro x longitud)	7X7	(A)
Potencia instalada, HP	230	(A)
CLASIFICACION - CICLONES - MOLINO № 2		
Tamaño de los ciclones, diámetro (pulg)	10"	(A)
Numero de ciclones	4	(A)
% sólidos peso, rebose	30.7	(A)
% sólidos peso, alimentación	53.7	(A)
Carga circulante %	350	(A)
FLOTACION		
Tonelaje alimentación fresco, tmsh	21.7	(A)
% sólidos peso alimentación fresca	30.7	(D)
Carga circulante, % peso	20.0	(A)
Tiempo de acondicionamiento, minutos	7.00	(A)
Alimentación total rougher I, tmsh	26.04	(D)
% sólidos peso alimentación rougher I	29.14	(D)
Tiempo de flotación Rougher I, minutos	17.5	(A)
Alimentación total rougher II, tmsh	26.54	(D)
% sólidos peso alimentación rougher II	28.52	(D)
Tiempo de flotación rougher II, minutos	17.5	(A)
Alimentación scavenger , tmsh	23.28	(D)
% sólidos peso alimentación	28.33	(D)
Tiempo de flotación scavenger ,min	25.0	(A)
Alimentación total 1ra. Limpieza , tmsh	1.52	(D)
% sólidos peso alimentación.	20.57	(D)
Tiempo flotación, minutos	30.0	(A)
Alimentación a segunda limpieza, tmsh	0.434	(D)

% sólidos peso alimentación	16.72	(D)
Tiempo flotación, minutos	30.0	(A)
Vol. de las celdas rougher/scavenger , m ³ (pie ³)	14.15 (500)	(A)
Volumen de las celdas de limpieza, m ³ (pie ³)	4.7 (166)	(A)
ESPESADOR DE CONCENTRADO		
Tonelaje de alimentación fresca, tms/h	0.262	(A)
Gravedad específica (sp-gr) del concentrado	3.0	(A)
% sólidos peso alimentación fresca	28.98	(A)
Área unitaria del espesador, (pie ² /tcs/día), m ² /tms/día	(3.76) 0.385	(B)
% sólidos peso del under flow	50.00	(A)
Dimensiones del espesador, diámetro x altura, pies	20' X 10'	(A)
FILTRO DE CONCENTRADO		
Tonelaje de alimentación, tms/h	0.262	(A)
% sólidos peso de alimentación	50.0	(A)
Humedad estimada, %	10.0	(A)
Unidad área filtrante, lbs/pie ² x hora	15.0	(E)
Dimensiones del filtro, diam. (pies) x # discos	6' X 4 d	(A)
Vacío requerido, pies ³ /r/nin	200.0	(D)
Aire soplado requerido, pies ³ /minuto	40.0	(D)
ESPESADOR DE RELAVE		
Tonelaje de alimentación, tms/h	21.44	(A)
% sólidos peso alimentación	28.23	(A)
Área unitaria del espesador, (pie ² /tcs/día), m ² /tms/día)	4	(F)
% sólidos peso del under flow	45.0	(A)
Dimensiones del espesador, diámetro x altura, pies	50' X 10'	(E)
CONSUMO DE REACTIVOS		
	Grs /tms	
aeroprometer 404	70	(A)
xantato Z- 6	30	(A)

aeroprometer 208	50	(A)
Espumante MIBC	40	(A)
Floculante Superfloc A-110, espesador concent.	5	(A)
Floculante Superfloc A-110, espesador relave	15	(A)

3.4 Mineralogía

Los depósitos del Explorador son vetas epidérmicas del tipo cuarzo breccia con oro y plata como los metales económicos. Los principales minerales sulfurosos son chalcopirita, pirita y galena. Las rocas de las paredes son principalmente andesita silicificada, sin embargo pueden estar presentes otros tipos de roca tal como breccia. El depósito consiste en tres vetas separadas: Explorador, Paralela y Tumiri. La veta paralela se ubica a 80 metros al sur de la veta Explorador y Tumiri 1,600 metros al norte. Los recursos de la veta Explorador han sido calculados como 811,133 tm con 12.36 oz/tm de plata y 3.95 gr/tm de oro.

Las primeras muestras representativas de las vetas Explorador I y Explorador II (actualmente Tumiri) fueron analizadas por Lakefield Research Chile en enero de 1999, evidenciando en el mineral del yacimiento una baja presencia de sulfuros de metales bases (de menos del 1%) siendo el cuarzo el principal constituyente del mineral, acompañado de una pequeña cantidad de feldespato de potasio.

Con leyes, para estas dos muestras, de 9 y 13 oz/TM de Ag, se obtiene que los minerales portadores de plata son en orden de ocurrencia la Argentita (Ag_2S) con 0.2% y la polibasita $(\text{AgAu})_{16}\text{SbS}_{11}$ / Piragirita Ag_3SbS_3 con menos de 0.01% y la plata nativa con menos de 0.01% y el electrum. Siendo este último el principal portador de oro, el cual también se presenta en forma nativa.

Otras tres muestras representativas de la veta Explorador, denominadas A, B y C fueron examinadas en los laboratorios de Lakefield Research Canadá en octubre del 2000, usando técnicas de análisis SEM (Scanning Electrón Microscopy), EDS (Energy Dispersive Spectral), difracción de Rayos X y separación por líquidos densos. Encontrándose similar composición y asociación mineralógica que ratifican la predominación de los minerales opacos insolubles como es el cuarzo alrededor del 98%, con poca cantidad de feldespatos de potasio.

La plata, con una ley promedio en las tres muestras estudiadas de 9.45 Ag oz/tm esta presente como:

- Sulfuros de plata, en granos liberados de 50 a 150 micrómetros; también en inclusiones en los no opacos y en pirita a 50 micrómetros, en intercrecimiento con la chalcopirita.
- Sulfosales de plata, en granos liberados y en granos intercrecidos con calcopirita y sulfuros de plata a 50 micrómetros.
- Electrum, en granos libres de tamaños de 4 a 200 micrómetros, como inclusiones en no opacos 2 a 5 micrómetros, asociado a la calcopirita, sulfuros de plata y sulfosales. También como inclusiones en sulfosales.

El oro en Explorador con una ley promedio de 3.4 gr/tm, esta presente como electrum y en muy poca cantidad como oro nativo en inclusiones en los sulfuros de plata de 1 a 10 micrómetros.

En el mineral de Explorador no se determinó a presencia de carbonatos; si hay trazas de arcilla montmorillonita, el fierro esta presente como pirita (<0.5%), goetita (< 0.5%) y óxidos / hidróxidos (< 0.5%).

Por la mineralogía descrita, es previsible que en un proceso de flotación bulk se tenga un elevado radio de concentración, conteniendo principalmente pirita e insolubles. Se prevé que la recuperación de plata estará ligada a las sulfosales presentes en granos finos de 50 micrómetros y que la flotación del oro dependerá de la flotabilidad del electrum que ocurre libre en tamaños de hasta 200 micrómetros.

3.5 Experimentación metalúrgica

La investigación metalúrgica para definir el proceso se inicia en 1999, desarrollándose una primera etapa hasta principios del 2000, efectuándose luego trabajos para el estudio de prefactibilidad, terminando en esta tercera etapa confirmatoria de resultados en marzo del 2002.

3.5.1 Pruebas de cianuración

La cianuración, llevada a cabo en las dos primeras etapas de investigación por Lakefield para el mineral de Explorador indican que para lograr extracciones de plata y oro máximas mayores del 89.8% requiere de condiciones que implican altos costos operativos como son tiempos de agitación de más de 96 horas, molienda final con aproximadamente un P80 de 57 micrómetros , consumos de cianuro en el rango de 5 a 7 kg/tm y alta concentración como es 5 g/l.

Aunque la extracción de oro es mejor que la de plata (hasta 96%), este aporte no compensa el mayor gasto operativo que requiere las fuertes condiciones de cianuración respecto de la flotación.

Para el mineral de veta Tumiri, las condiciones para lograr extracciones cercanas al 90% son mas intensas que las indicadas para Explorador como un P80 de 48 micrómetros, fuerza de cianuro de 6 g/l y 4.5 kg/ton de consumo de cianuro; esto limita seriamente la viabilidad del proyecto siguiendo este proceso.

3.5.2 Pruebas de gravimetría

La gravimetría fue igualmente evaluada en las dos primeras etapas por Lakefield de Chile y Canadá, los resultados muestran desde el inicio que con este proceso se alcanzan recuperaciones máximas del 30% en plata y 51% en oro. Combinada una concentración gravimétrica con cianuración del relave se alcanzan resultados de recuperaciones totales de 50% Ag y 85% Au.

Combinando los procesos de gravimetría con flotación, el aporte de recuperación del primero está, para la plata, en el rango de 9 a 26% y para el oro de 21 a 38% observando que las pruebas que no incluyeron gravimetría obtienen tanto para la plata como para el oro recuperaciones similares que las con gravimetría incluida (82.9 a 90.3% para la plata y 83.5 a 90% para el oro hasta la flotación rougher); esto indica que una etapa de

gravimetría no es necesaria ya que las recuperaciones equivalentes se pueden obtener con la flotación como único proceso de concentración.

3.5.3 Pruebas de flotación

Primera etapa

En el "Estudio de la Recuperación de Oro y Plata en Muestras de Explorador I y Explorador II (Tumiri)" de agosto 1999 se concluye que:

- La flotación permite recuperaciones mas altas de oro y plata que la cianuración o la gravimetría obteniéndose en circuito abierto con dos limpiezas el 80% en Au y Ag que se estiman en circuito cerrado una recuperación total de 87% Ag y 85% Au, como se muestra.

Tabla 3.3

Resumen de pruebas Batch Flotación Mineral de la veta Explorador con y sin remolienda

Prueba		Ley Ag Oz/tm	Ley Au g/tm	Recup. % Ag	Recup. % Au	Molienda % -m200	Remol. (min)
FE-I-8	Conc.Batch.	742.3	214.9	82.6	79.8	75	5
	Conc. Total			86.5	84.0		
FE-I-9	Conc.Batch.	741.0	227.4	83.2	81.6	75	10
	Conc. Total			87.0	85.6		
FE-I-10	Conc.Batch.	976.1	299.2	78.2	76.1	52	No

Fuente: Lakefield Canadá

- La molienda gruesa como 52% -200m afecta la recuperación de plata, por lo que se prefiere flotar a 75% -200m. La molienda gruesa afecta en menor proporción a la recuperación de oro.
- La remolienda de medios no parece ser importante para mejorar la recuperación.
- La ley de concentrado es alta aunque se use colector poco selectivo como el xantato amílico de potasio 35 gr/tm.

Segunda etapa

En "La Investigación de la Recuperación de Oro y Plata" Reporte 1, realizada por Lakefield Research de Canadá en enero y octubre del 2000, se define que:

- En la flotación rougher, al incrementarse el grado de molienda de un P80 de 154 micrómetros a un P80 de 44 micrómetros, se tiene un incremento en la recuperación de 87.1 % a 94.5% para la plata y 86.4% a 94.5% para el oro.
- La inclusión en flotación de los colectores A-208 y A-3418 contribuyen a un mayor grado de concentrado y recuperación respecto del tener solo el PAX en la flotación rougher.

Tabla 3.4**Influencia de la molienda en la recuperación y la ley del Concentrado Rougher**

Prueba	Ley Ag Oz/tm	Ley Au g/tm	Recup. % Ag	Recup. % Au	Molienda P ₈₀ (mic)	colecto r (g/tm)
F-1 Conc.Roug.	127.7	45.0	86.4	86.4	154	85.0
F-2 Conc.Roug.	74.9	28.0	90.4	90.4	97	85.0
F-3 Conc.Roug.	73.0	28.9	91.4	91.4	65	85.0
F-4 Conc.Roug.	56.9	20.7	93.4	93.4	44	85.0

Fuente: Lakefield Canadá

Tabla 3.5**Resumen de resultados estimados de pruebas de ciclo cerrado de Explorador**

Locked Tests	Peso %	Ley Ag Oz/tm	Ley Au g/tm	Recup. % Ag	Recup. % Au	colectores (g/tm)
F-24 Conc.	0.62	1268.4	475	88.8	87.7	135.0
Relave	99.4	1.4	0.42			
F-25 Conc.	0.63	1184.9	438	87.6	85.0	135.0
Relave	99.37	1.1	0.49			
F-26 Conc.	0.68	1314.7	419	92.4	87.7	135.0
Relave	99.32	0.7	0.40			
F-27 Conc.	0.67	1514.6	500	93.6	90.4	135.0
Relave	99.33	0.7	0.36			

Fuente: Lakefield Canada

Estos resultados permiten considerar conservadoramente las recuperaciones de 87.0% Ag y 85.0% Au (Prueba F-25) para el cálculo económico del estudio de factibilidad.

Tercera etapa.

Se efectuaron pruebas en la planta piloto Selene de 50 TMD del 04 al 11 de abril, siguiendo el esquema de flotación instalado, a partir del cual se modificaron parámetros de molienda y reactivos:

- Permite confirmar la influencia de la molienda que con 64% -200m, 180 gr/tm de colectores y dos etapas de limpieza, las recuperaciones disminuyen sensiblemente hasta 64% Ag, manteniendo una alta ley de concentrado.
- Una molienda próxima a 70% -200m asegura lograr las recuperaciones estimadas para el proyecto:

Tabla 3.6
Resumen de resultados en planta piloto Ares del mineral de la veta Explorador

Pilotaje día Abril		Peso TMS	Ley Ag Oz/tm	Ley Au g/tm	Recup. % Ag	Recup. % Au	(% - m200)
04 al 09	Cabeza	324.4	16.8	4.4	77.0	81.6	64.2
	conc	3.6	1223.3	260.9			
	Relave	320.8	3.2	0.9			
10 al 11	Cabeza	70.9	17.2	4.0	86.0	81.5	72.0
	conc	1.3	841.7	157.9			
	Relave	69.6	2.4	0.7			

En mayo 2002 en el laboratorio de Tecsup se efectuaron las últimas pruebas de flotación para afinar los parámetros de flotación.

Tabla 3.7

Cabeza	Ley Ag Oz/tm	Ley Au g/tm	Recup. % Ag	Recup. % Au	Molienda P ₈₀ (mic)	Colectores (g/tm)
P-6	1081.4	294.0	87.3	84.5	70	190.0
P-7	899.1	226.0	92.7	85.2	80	160.0

Fuente: laboratorio TECSUP

3.6 Operaciones unitarias.

3.6.1 Chancado

El mineral extraído del interior de la mina con volquetes de 20 TMH, será descargado directamente sobre la parrilla de la tolva de gruesos que tiene una abertura de 305 mm ó 12” para luego ingresar a dicha tolva que tiene una capacidad neta de 80 TMS.

Como la sección chancado esta diseñada para tratar 50.2 TMS/hora operando 10 horas efectivas por día, y como también la planta concentradora debe procesar 14,000 TMS/mes a razón de 500 TMS por día, se ha previsto una cancha de almacenamiento de 3,200 TMS cerca de la tolva de gruesos.

Para la alimentación de este stock a dicha tolva se utilizará, según sea el requerimiento, un cargador frontal. También este stock permitirá una alimentación fluida de mineral, homogenización de la ley de cabeza y flexibilidad para el control de la humedad.

La descarga de mineral de la tolva de gruesos que tiene un tamaño de 305 mm ó 12", será controlada con un alimentador de cadena que alimenta directamente al transportador de faja (№ 1), de 36" de ancho. Para proteger a las chancadoras, en esta faja transportadora se instalará un electroimán, así como también una faja magnética para sacar del proceso cualquier objeto metálico.

Este transportador de faja alimentará con el mineral a un grizzly vibratorio de 75 mm ó 3" de abertura entre rieles. Las partículas menores de 75 mm por medio de un chute serán descargadas a la zaranda vibratoria duplex 5' x 10' con abertura de mallas de 38 mm o 1½" en el piso superior y de 9.5 mm o 3/8" en el piso inferior.

Las partículas mayores de 75 mm y menores de 305 mm serán alimentadas a la chancadora primaria de quijadas 20" x 30". Esta chancadora tendrá una capacidad requerida de 50.2 TMS/hr para una abertura mínima en el lado cerrado de 50 mm. El producto de la chancadora, 80% menos 61.45 mm (curva típica) será descargado directamente también sobre la zaranda vibratoria duplex 5' x 10'.

Los gruesos de la zaranda duplex 5' x 10' ingresan a la faja transportadora № 8 de 24" de ancho x 21.60 m de longitud, para luego transferir la carga en forma sucesiva a las fajas transportadoras № 9, № 10 y № 11 y alimentar con carga a una tolva de medios de 30 TMS de capacidad.

De la tolva de medios, el mineral es descargado a través de un chute al alimentador de faja № 12 de 24" de ancho x 8.50 m de longitud, que alimentará el mineral a la chancadora secundaria cónica de 38". Esta chancadora tendrá una capacidad requerida de 100 TMSH para una abertura mínima de 12.5 mm ó 1/2" en el lado cerrado. El producto de esta chancadora, con 80% -11.61 mm (curva típica) será alimentado a la zaranda vibratoria simple 6' x 14', que trabaja con la malla de abertura 9.5 mm ó 3/8".

Las partículas mayores que 9.5 mm de la zaranda simple, son alimentadas a la faja transportadora № 8 mezclándose con los gruesos de la zaranda duplex y cerrando el circuito

Las partículas menores que 9.5 mm de las dos zarandas vibratorias son descargadas a la faja transportadora № 2 de 24" de ancho x 21 m de longitud, para luego también transferir la carga en forma sucesiva al transportador de faja № 3 y al transportador de faja reversible № 4 de 24" ancho x 7 m de longitud.

Esta faja reversible alimentará el mineral en forma alternada a cada una de las dos tolvas de finos.

Sobre la chancadora primaria se ha previsto la instalación de un colector de polvos, como también la instalación de una bomba vertical o bomba sumidero en una poza adecuada para recuperar las partículas finas de la sección chancado y enviarlas a la sección molienda.

También se ha considerado la instalación de un puente grúa de 10 Ton para facilitar el mantenimiento de los equipos.

La tasa promedio de diseño de tratamiento de la sección chancado es de 168,665 TMS de mineral por año con 336 días anuales, 50.2 TMS por hora con guardia de 12 horas por día y disponibilidad de 83.33%.

En la sección chancado también se ha considerado el listado de los siguientes equipos:

- Un electroimán
- Una faja magnética
- Un detector de metales
- Sistema de iluminación
- Control de distribución eléctrica incluyendo sus paradas de seguridad.

3.6.2 Molienda y clasificación

El producto del chancado 100% - 9.5 mm es almacenado en dos tolvas, cada una con una capacidad neta de 200 TMS.

De cada tolva de finos, el mineral es descargado a través de una faja alimentadora de 24" ancho x 4.5 m de longitud (№ 5 y № 6 respectivamente). Estas fajas pueden trabajar en forma alternada o ambas a la vez, según sea el stock de finos en las tolvas, de tal manera que deben transferir la carga a la faja transportadora № 7 de 24" de ancho x 21 m de

longitud y alimentar, según diseño, 21.7 TMS/h de mineral 100% -9.5 mm al molino primario de bolas de 9.5' x 8'.

El molino primario trabaja en circuito cerrado con un sistema de una (1) bomba de 5" x 4" y un (01) ciclón de 15" de diámetro y un (01) ciclón más en stand-by. Este ciclón permitirá una mejor operación al tener menos posibilidad de atoros.

La pulpa que descarga del molino primario contiene 70.59% de sólidos; ésta pasará por un trommel con malla de abertura 3/8" y será transportada al cajón de bombas 5" x 4" que alimenta con pulpa al ciclón de 15" de diámetro y 67.33% de sólidos.

El producto del ciclón (rebose) del circuito primario, 48.99% con -200 mallas (P80 de 200 micrómetros) será transportado al cajón de bombas 5" x 4" del circuito secundario con 56.36 % sólidos y una densidad de pulpa de 1,550 gr/lit. Los gruesos del ciclón retornaran al molino primario con 77.37% de sólidos que producirá una carga circulante estimada en 150%.

Todos los reactivos y espumantes que se mencionan a continuación serán descargados en el cajón de bombas: aeroprometer 404, aerofloat 208, xantato amílico de potasio (PAX) y el espumante MIBC (metil isobutil carbinol) para el acondicionamiento respectivo con el mineral.

En el circuito secundario, que recibe la pulpa del rebose del ciclón de 15" de diámetro, trabaja el molino de bolas 7' x 7' en circuito cerrado inverso con el cajón de bombas 5" x 4" y ciclones de 10" diámetro. La pulpa que se

descarga del molino contiene 68.53% de sólidos y antes de ser alimentado al cajón de bombas pasa por un trommel con una malla de 3/8" de abertura.

Se adiciona al cajón de bombas 32.18 m³/h de agua (fresca o recuperada) para poder alimentar al ciclón con una pulpa con 53.80% de sólidos. Los gruesos de los ciclones producen una carga circulante estimada en 350% con 68.53% de sólidos, que son alimentados al molino secundario sin necesidad de adicionar agua. El rebose de los ciclones produce una pulpa que alimenta a la sección de flotación con 30.7% de sólidos y una densidad de 1,240 gr/lit, que permite obtener un tamaño de partículas con un P80 de 85.3 micrómetros (75% -200 mallas).

El tonelaje de mineral alimentado al molino primario será controlado con una balanza automática instalada en la faja transportadora N° 7.

La dosificación de los reactivos en esta sección será de 40 gr/TMS de A-404, 50 gr/TMS de A-208, 18 gr/TMS de PAX y de 40 gr/TMS de espumante MIBC.

También se ha determinado que la carga moledora balanceada inicial será con bolas de 4" (30%), de 3" (60%) y de 2" (10%) para el molino primario y para el molino secundario será con bolas de 2" (40%), 1 ½ " (50%) y de 1" (10%).

Para facilitar el mantenimiento de los equipos se instalara un puente grúa de 15 toneladas y también se ha previsto la instalación de una bomba

vertical en una poza (sumidero) adecuada para recuperar los derrames y regresarlo al circuito de molienda.

Los molinos primario y secundario trabajaran con motores de 400 y 230 HP, respectivamente.

La sección molienda tratara 14,000 TMS por mes, a razón de 500 TMS por día con la disponibilidad del 96% que equivalen a 21.7 TMS/hora, durante 24 horas por día, 7 días a la semana y 28 días por mes.

Asimismo, se ha previsto la instalación a futuro de un Jig (separador gravimetrico) duplex 42" x 42" en la descarga de los molinos primario y secundario, según sea la necesidad y requerimiento.

3.6.3 Flotación

El producto final de la sección molienda, pulpa fresca del rebose del ciclón secundario, será alimentado por gravedad al acondicionador 8' x 8' conteniendo 21.7 TMS/hr de sólidos, 30.7% de sólidos, con una densidad de 1,240 gr/lit y un tamaño promedio de partículas con P80 de 85.3 micrómetros.

El tanque acondicionador también se alimenta con la carga circulante de los mixtos de flotación (relave 1ra limpieza mas concentrado Rougher II), obteniéndose un flujo total de pulpa alimentada de 72.97 m³/hr (42.95 pie³/min). Al acondicionador solo se adicionará el colector aerofloat 208 que se mezclará con la pulpa total durante el tiempo adicional de 7.5 minutos. Las

líneas de los reactivos 404, PAX, MIBC se mantienen en stand-by en caso de ser necesarias.

La pulpa total que sale del acondicionador alimenta por gravedad al primer banco Rougher I conteniendo 26.04 TMS/hr de sólidos, 29.14% de sólido y 1,225 gr/lit de densidad.

La primera flotación básica (primer banco Rougher I) se realiza en dos celdas Wemco № 144 de 500 pies³ cada una, la extracción de las espumas se realiza por un solo lado de las celdas durante 18.6 minutos, obteniéndose el concentrado Rougher I. En la canaleta de recepción, se adiciona 1.238 m³/hr de agua fresca o recuperada y por gravedad se alimenta a la primera celda de limpieza.

El concentrado de la primera limpieza a través de una bomba 1½" x 1 ¼", previa adición de 1.238 m³/hr de agua, se alimenta a la segunda limpiadora para obtener posteriormente el concentrado final de plata. El concentrado Rougher I con una ley aproximada de 400 oz Ag/TMS, al ser sometido a dos etapas de limpieza, genera el concentrado final con una ley mayor que 860 oz Ag/TMS. Se ha previsto la instalación de una tercera limpiadora para ser usada a futuro si el mineral lo requiere. En todo caso, la etapa de limpieza tiene la flexibilidad necesaria para ser operada con una, dos o tres etapas de limpieza.

El relave de la segunda limpieza se alimenta a la primera limpiadora por gravedad y el relave de la primera limpiadora, por medio de una bomba de 1 ½" x 1 ¼", se alimenta al acondicionador.

El concentrado final o espumas de la segunda limpiadora, alimentan al espesador de concentrado de 20' de diámetro por medio de una bomba 1½" x 1 ¼".

Las etapas de limpieza se realizan en las celdas WS-180 de 166 pies³ de capacidad, una celda por etapa de limpieza.

El segundo banco Rougher II será alimentado por gravedad con el relave del primer banco Rougher I y el concentrado Scavenger por medio de una bomba 1½" x 1¼". Esta segunda flotación se realizara en dos celdas Wemco № 144, que serán preparadas para la extracción de las espumas por un solo lado durante 17.8 minutos, obteniéndose el concentrado Rougher II con una ley aproximada de 20 oz Ag/TMS. A la canaleta de recolección se le adicionara 1.8 m³/hora de agua y por medio de una bomba 1½ " x 1¼" retornara al tanque acondicionador.

El relave del segundo banco Rougher II, alimentará por gravedad al banco de celdas Scavenger. A la entrada de estas celdas también se alimentaran los reactivos A-404, PAX y el espumante MIBC si fuese necesario. Esta flotación de agotamiento se realizará en dos celdas Wemco № 144, que también serán preparadas para la extracción de las espumas por un solo lado durante 20 minutos, obteniendo así el concentrado

Scavenger. A la canaleta de recolección también se adicionara 1.774 m³/hr de agua, antes de ser retornado dicho concentrado al banco de celdas Rougher II por medio de una bomba 1½" x 1¼".

El banco Scavenger tendrá la flexibilidad operativa de trabajar como se ha descrito o permanecer en stand-by si el comportamiento metalúrgico del mineral lo requiere.

Al acondicionador se dosificará 50 gr/TMS del aerofloat 208 y a las celdas Scavenger se adicionará 30 gr/TMS de A-404 y 10 gr/TMS de PAX.

Se ha previsto la instalación de un sistema aspersion de agua para lavar las espumas de las celdas de limpieza sobre la cama de espumas en las celdas WS180.

La pulpa del banco de celdas Scavenger, que es relave final, alimentará por gravedad al espesador de relave de 50 pies de diámetro.

La toma de muestras del mineral de cabeza, del concentrado de plata y del relave final se hará con muestreadores automáticos instalados convenientemente en los lugares respectivos.

Para el mantenimiento de los equipos se ha previsto la instalación de 2 sistemas de izaje uno para las celdas propiamente dichas y otra para el movimiento de los reactivos puente grúa de 5 toneladas y para la recuperación de los derrames de la sección, la instalación de una bomba vertical tipo sumidero que se ubicara en la parte central de la sección.

3.6.4 Espesamiento y Filtración

Espesador de concentrado

La pulpa de concentrado que sale de la flotación, conteniendo 0.262 TMS/hr de concentrado de plata con 28.98% de sólidos y una densidad de 1,239 gr/lit alimentará al espesador de 20 pies de diámetro, por medio de una bomba de 1½" x 1¼". Si las condiciones del terreno lo permiten, esta alimentación se hará por gravedad.

También se ha previsto que se recirculará al espesador, el filtrado proveniente del tanque receptor de vacío y el agua del sistema de vacío. Asimismo, se ha considerado la instalación de un sistema de aspersores de agua para romper las espumas que se formarían sobre el agua clarificada.

Para ayudar y mejorar la sedimentación del concentrado, se alimentará al flujo de pulpa con 5 gr/TMS de floculante antes que ingrese al espesador.

El espesador con un área unitaria de 3.76 pies²/TCS/día descargará un lodo con 50% de sólidos y una densidad de 1,500 gr/lit.

En el rebose del espesador se recuperará 6.61 m³/hr de agua, que representa el 96.22% del total de agua alimentada, conteniendo <100 ppm de sólidos en suspensión.

El agua que sale por el rebose del espesador alimentará por gravedad a las cochas de sedimentación que tendrán una capacidad de 8 m³, donde

los sólidos en suspensión se reducirán a menos de 40 ppm. El agua que sale por rebose de las cochas de sedimentación ingresará al sistema de bombeo de agua recuperada, pasando previamente por un clarificador de 7 m de diámetro, para alimentar al tanque de almacenamiento con agua recuperada.

El lodo descargado del espesador con 50% de sólidos y una densidad de 1,500 gr/lit, alimentará de forma continua al filtro de discos por medio de una bomba 1½" x 1¼".

Espesador de relave

El relave procedente de la flotación, conteniendo 21.44 TMS/hr de mineral estéril con 28.23% de sólidos y una densidad de pulpa de 1,216 gr/lit, alimentará al espesador de relave por gravedad.

Para ayudar y mejorar la sedimentación del mineral estéril, se alimentará al flujo de pulpa con 10 gr/TMS de floculante, antes que ingrese al espesador, que con un área unitaria estimada de 0.41 m²/TMS/día, descargará una pulpa de 45% de sólidos y una densidad de 1,395 gr/lit. Esta pulpa descargada a través de una bomba 5" x 4" y será enviada a la cancha de relave.

Por el rebose del espesador se recuperará 28.30 m³/hr de agua conteniendo 100 ppm de sólidos en suspensión, que equivale a una recuperación del 51.93%.

El agua del rebose del espesador alimentará por gravedad al clarificador de 7 m de diámetro, para disminuir el contenido de sólidos en suspensión a menos de 30 ppm, para lo cual también se adicionará al clarificador 5 gr/TMS de floculante.

El agua del rebose del clarificador (agua recuperada del espesador de concentrado mas agua recuperada del espesador de relave) alimentará por gravedad al cajón de la bomba 3" x 3" para ser enviado al tanque industrial de almacenamiento de agua recuperada.

El lodo del clarificador conjuntamente con la cama filtrante que se forma al inicio para operar el equipo, será purgado cada mes, al cajón de la bomba 5" x 4" y enviado a través de la bomba del espesador de relave a la cancha de relaves.

Filtración

La pulpa de concentrado procedente del espesador respectivo, conteniendo 0.262 TMS/hr de concentrado con 50% de sólidos y una densidad de 1,500 gr/lit alimentará con una bomba de 1½" x 1¼" a un filtro de discos de 6 pies x 4 discos que trabajará en vacío continuo. Para el tonelaje que se filtrará, se ha previsto trabajar con un disco a la presión de vacío de 14" a 15" de Hg. Se empleará en los sectores lonas de polipropileno como medio filtrante que darán un rate de filtrado de 10.22 lbs/hr/pie².

Se empleará el sistema de vacío en seco con sus componentes respectivos: Receptor de vacío (recipiente de filtrado), trampa de agua, bomba de filtrado y la bomba de vacío en seco modelo 6801, tamaño 703 de 24 HP, que emplea el agua como fluido de compresión.

El soplado de los sectores se hará con un soplador Airtec de 24 HP a una presión de 3 psi.

El sistema de vacío descarga el filtrado a un tanque de 3 m³ de capacidad, desde donde conjuntamente con el agua de la compresora de la bomba de vacío, serán recirculados al espesador de concentrado por medio de una bomba centrífuga de 2" x 2½" con motor de 8.5 HP.

El filtro descargará el queque con una humedad del 10%, directamente por gravedad a una tolva de concentrado.

De los espesadores y del sistema de vacío, se estima que se recuperará 34.91 m³/hr de agua que equivale a una recuperación de 57.10%.

Despacho de concentrado

Desde la tolva, el concentrado será llenado en bolsas dobles de polietileno y propileno con capacidad para 50 Kg, que serán controlados en una balanza de 200 Kg de capacidad con precisión de ± 0.01 Kg.

Después que los sacos sean muestreados con una sonda de 1" de diámetro recolectándose por cada seco 100 gr, serán cocidos colocándose una identificación de rafia de colores, codificados por día de producción.

3.7 Deposito de relaves.

La Compañía Minera Ares S.A.C. ha contratado los servicios de Consultores para que prepare el estudio de factibilidad de las instalaciones requeridas para la deposición del relave. El plan contempla enviar a la cancha 14,000 TMS mensuales de material por cuatro años, que representan 520,000 m³ a depositar, se tienen ubicados tres lugares potenciales.

Previendo un futuro crecimiento de la mina, se seleccionará un área que permita acumular en siete años 1'000,000 de m³ de relave de las mismas características de 1.3 gr/cc de densidad aparente y 2.7gr/cc de peso específico.

Las características a considerar en el diseño incluyen drenaje del área del relave, revestimiento parcial del área de almacenamiento, evacuación al medio ambiente del agua de la parte superior y control de polvos en la playa de los relaves.

Las instalaciones para la disposición de relaves en esta etapa cubrirán un área aproximadamente de 72,000 m². Con la información disponible al momento se estima que una vez formada la laguna se podrán recuperar un promedio de 21 m³/hora de agua de la relavera en una primera etapa de arranque de la planta posteriormente la recuperación de agua ira incrementando a medida que la planta se vaya ampliando.

3.8 Reactivos de flotación

Los reactivos principales que se utilizaran en la flotación son los siguientes:

Espumante MIBC

Aeropromoter A-404

Aeropromoter 208

Xanthato Z-6

Floculante superfloc A-110.

El espumante MIBC se recibirá en cilindros de 55 galones al 100% y se utilizara principalmente en el molino 40 gr/tm y en caso de ser necesario en la flotación.

El colector A-404 se utilizara diluido en concentración al 5% y los puntos principales de adición serán: en la molienda 50 gr/tm, en el acondicionador 10 gr/tm y en la flotación Scavenger 10 gr/tm.

El xanthato Z-6 se utilizará en concentraciones al 5% y se adicionará en la molienda 20 gr/tm, en el acondicionador 5 gr/tm, y en la flotación Scavenger 5 gr/tm.

El otro colector que se utilizara en la flotación es el aeropromoter A-208; su dosificación será en concentración al 5% y se adicionará en el acondicionador 25 gr/tm y en la flotación Scavenger 25 gr/tm.

Finalmente el floculante Superfloc A-110, se adicionará en los dos espesadores; en el de concentrado se dosificará 5 gr/tm y en el de relaves 15 gr/tm.

3.7 Control del proceso e instrumentación

La mayor parte de la planta será controlada manualmente excepto los sistemas que tengan su propio sistema de control. Los paneles de control suministrados por el vendedor para ciertos equipos requieren la atención directa del operador, tales como los filtros, bombas. Se montaran sistemas de arranque para chancado, molienda, etc. en las áreas adyacentes a los equipos.

Se proveerá de mecanismos de seguridad de corte de energía (shut-off) para los transportadores de faja, alimentadores y otros equipos.

3.10 Ubicación de las instalaciones

3.10.1 Chancado y apilamiento

La planta de chancado y la tolva de gruesos estarán ubicados en la parte Este de la planta. La estación de chancado y fajas transportadores estarán ubicadas en un área en donde la rampa de vaciado estará compuesta del material generado por el corte. Se puede ver que la planta de chancado, tolva de gruesos y el sistema de transportadores esta bajo un estrato de roca sana a una profundidad ligera.

Se requerirá una pila de mineral de 3,200 toneladas de mineral para la producción de mineral durante el desarrollo de la mina. Esta pila de mineral estará ubicada en una plataforma cerca de la planta de chancado.

3.10.2 Edificio de procesos

El edificio de procesos se cimentara sobre la conformación de una plataforma estable y consolidada según se indica en el estudio de suelos que se realizo.

3.10.3 Drenajes y movimientos de tierra

Los drenajes que circunden la planta están diseñados para evacuar los flujos de agua provenientes de las lluvias y deshielos de estaciones invernales, los mismos que estarán orientados a la pendiente de la topografía natural del terreno.

El movimiento de tierras de las explanaciones será efectuado con equipo pesado de construcción (tractores, cargadores frontales, etc.). Dicho material removido será eliminado en un lugar cercano y tratado para no modificar el medio ambiente de la zona.

Los cortes de declive han sido asumidos en 1.5 horizontal a 1 vertical. Estos declives podrán ser cortados en forma mas empinada si los cortes se encuentran en roca competente o calificada.

CAPITULO IV

INFRAESTRUCTURA

4.1 Accesos

4.1.1 Viaje desde Lima

- a) Via Lima-Nazca-Izcahuaca: Para acceder al lugar, la ruta seguida es por la Carretera Panamericana Sur de Lima a Nazca ubicado en el kilometro 485, y de Nazca a Izcahuaca ubicado en el kilometro 298, de la carretera Nazca a Abancay, siendo esta una vía de primer orden enteramente asfaltada. A partir del punto de Izcahuaca nos desplazamos a la unidad minera de Explorador por una vía de tercer orden, el tiempo empleado en este último tramo es de 1 hora 50 minutos aproximadamente, en una unidad liviana.

- b) Vía Lima-Cusco-Izcahuaca: Para cubrir el tramo Lima Cusco se efectúa vía aérea, el cual demora 50 minutos y el tramo de Cusco-Izcahuaca se efectúa sobre una carretera asfaltada de primer orden, el mismo que demora 9 horas. El tiempo

considerado aproximadamente para movilizarse en una unidad de transporte liviana.

4.1.2 Carretera de acceso a la mina Explorador.

El acceso de Izcahuaca a la unidad minera Explorador es de 45 Km, siendo esta una vía de tercer orden como se ha descrito en el acápite anterior. Esta vía se encuentra en la actualidad en proceso de mejoramiento, para lo cual se ha tomado los servicios de una firma especializada.

4.1.3 Nueva carretera a Planta

Actualmente la única carretera al lugar de la planta cruza directamente bajo el portal de la veta Explorador y a través de las operaciones mineras. Por lo tanto, se construirá aproximadamente un kilómetro y medio de nueva carretera para unir el lugar del proyecto con la carretera principal de acceso. El nuevo camino esta planeado para tomar ventaja del camino existente tanto como sea posible, para minimizar las cantidades de voladura y perforación requeridas. Se requerirá entre 200 y 400 metros de perforación y voladura.

4.1.4 Carretera de acarreo del mineral

Un camino de aproximadamente 400 metros será construido desde el portal de la mina hasta la zona previamente designada para almacenamiento de mineral para enviarlo a la Planta de Chancado.

Este camino será construido en gran parte aprovechando el transporte existente en la mina.

4.2 Energía

En la siguiente tabla se indican los requerimientos de energía eléctrica para el proyecto son :

Tabla 4.1

Energía para planta	1,460 KW
Otras cargas	500 KW
Total de energía para planta	1,960 KW
Energía para mina	615 KW
Consumo total de energía	2,575 KW

La energía eléctrica para el proyecto Explorador será suministrada por una estación de grupos electrógenos. La energía será suministrada por dos generadores conectados a un patio de llaves común. Ambos generadores suministrarán conjuntamente los requerimientos de energía para la planta.

La estación de energía será construida en módulos. Cada generador completo con motor, generador, controles locales, banco de baterías de arranque y cargador, será suministrado en una base aislada. Los

generadores tendrán un techo y dependiendo de las condiciones del lugar uno o mas muros. El patio de llaves será construido en un modulo separado. Toda la tubería de interconexión y cableado en la estación de energía correrá entre los módulos a un nivel bajo en bandejas o enterrados.

El combustible será suministrado al lugar mediante camiones y almacenado en tanques. El tanque de almacenamiento estará introducido dentro de una berma hecha de roca y cubierto con una geomembrana de polietileno.

4.3 Suministro de agua

Habrá dos sistemas de agua para el proyecto, uno proveniente del agua recuperada de los relaves que será usada como agua de proceso, y el otro, sistema de agua fresca que proveerá de este recurso para propósitos industriales del proceso, domésticos y otros usos. El sistema de tuberías estará enterrado alrededor de la planta.

Se instalará un Sistema de Agua No Potable y uno Contra Incendios. Se usará agua embotellada para la cocina y para beber, y extintores portátiles para el control del fuego localizado.

4.3.1 Sistema de agua recuperada

El agua recuperada será utilizada para el proceso y la preparación de reactivos. El agua será recuperada del deposito de relaves utilizando dos bombas sumergibles, una operando y la otra en stand-by, soportadas en una

pequeña barcaza. El agua será bombeada a través de una línea de tuberías hacia un sumidero, a partir de allí se bombeara hacia los tanques de proceso ubicado cerca de la planta. El agua de procesos se distribuirá por gravedad a las diferentes secciones de la planta. La elevación de la línea de tuberías dependerá del diseño final del sistema de relaves, pero podemos anticipar como probable nivel 4,600 m.

4.3.2 Sistema de agua fresca

a) Condiciones de operación normales.

Bajo condiciones de operación normal, el agua fresca será utilizada por los requerimientos del proceso y domésticos, tales como inodoros y lavabos. El agua será suministrada por dos bombas verticales de turbina, una operando y otra en stand-by, suspendidas en una estructura de alimentación localizada en la quebrada Sullca. La tubería de agua seguirá la pendiente del talud hacia el tanque de agua fresca que esta cerca de la planta. Los mismos criterios se van a aplicar para el sistema de agua recuperada.

El requerimiento de agua domestica se estima alrededor de 200 litros/día/persona. Asumiendo aproximadamente 100 personas en el lugar, esto produce un requerimiento domestico de $0.83\text{m}^3/\text{hora}$ en promedio, con una demanda pico de $2.5\text{ m}^3/\text{hora}$.

El proceso en la planta requiere $81\text{ m}^3/\text{hora}$, con un pico de $86\text{ m}^3/\text{hora}$ de agua total. Para esto, incluyendo los requerimientos

domésticos, la demanda promedio de agua fresca es de 60.83 m³/hora sin considerar el agua recuperada de la cancha de relaves que es de 21 m³/hora, la demanda pico de agua fresca total para el proceso y los requerimientos domésticos aproximadamente están estimados en 67.5 m³/hora.

b) Condiciones de operación inicial y estación seca.

Durante el inicio de las operaciones y durante la estación seca el agua recuperada no estará disponible para el proceso. La totalidad del agua suministrada deberá provenir del sistema de agua cruda. El peor caso es durante el inicio de las operaciones, los valores estimados de requerimiento de agua son de acuerdo a los cálculos realizados para las diferentes secciones.

Tabla 4.2

DESCRIPCION	Consumo promedio m³/hora	Consumo máximo m³/hora
Agua fresca proceso	60	65
Agua recuperada proceso	21	21
Agua uso domestico	0.83	2.5
Demanda Total de Agua	81.83	88.5

Basado en el cuadro anterior, el sistema de agua fresca necesita tener una capacidad por encima de 67.5 m³/hora para que el

proceso tenga una operación continua y normal. Dado este requerimiento el sistema de agua fresca será como sigue:

- Los 3 tanques de agua tendrán una capacidad de 40 m³ de almacenamiento con un diámetro de 2.3 m x 3.5 m de altura.
- Uno de los tanques será exclusivamente para agua fresca.
- Dos bombas que suministran 90 m³ / hora para 130 mt. de cabeza, con un motor de 25 kW. La línea de tubería ira desde la toma hasta el lugar de la planta y será de 4" de diámetro hecha de polietileno. Se debe acotar que la mayor capacidad de las bombas es para futuras ampliaciones.

4.3.3 Sistema sanitario de desagüe

Se dispondrá de un colector general de descarga de diámetro 6", el mismo que coleccionará los efluentes de los servicios higiénicos de los edificios componentes de la unidad minera Explorador, dicho colector tendrá buzones de inspección, conforme a las normas vigentes de SEDAPAL.

El colector tendrá un recorrido final que será un tanque séptico, el mismo será diseñado según las normas de SEDAPAL.

4.4 Instalaciones auxiliares

Las instalaciones auxiliares del nuevo proyecto consistirán en lo siguiente:

- 1) Un edificio de administración provisto de oficinas para el personal clave y aparatos de comunicación domestica.
- 2) Edificio de habitaciones para vivienda, recreación, cocina, comida, áreas de lavandería y otras de soporte, para aproximadamente 75 trabajadores operativos.
- 3) Una Garita de Control y Posta Médica.
- 4) Un almacén.
- 5) Un laboratorio.

Los edificios de Garita de Control y Administración serán construidos de modo de tenerlos operativos al inicio de la construcción de la planta. Estos serán construidos prefabricados, materiales tipo panel de acero sobre losas de concreto. Se requerirá de una pequeña cantidad de movimiento de tierra para la construcción de estas instalaciones auxiliares.

El Almacén y Laboratorio serán construidos según requerimiento de la necesidad y serán principalmente de estructura de acero.

Finalmente, varios de los edificios del campamento existente serán reubicados para proveer alojamiento a los supervisores, personal y visitas.

4.5 Comunicaciones

Las comunicaciones consistirán de dos sistemas: Un sistema satelital provisto de teléfono, fax, y servicios de información entre el lugar y Lima; y

un sistema de radio provisto de un sistema de comunicaciones propia para el personal clave ubicado en la vecindad del proyecto, que provea también comunicaciones de retorno a Lima.

4.5.1 Comunicación telefónica y satelital

El sistema actual en servicio será reubicado al nuevo lugar sujeto a la finalización del edificio de Administración y previamente al trabajo de construcción civil. Consistirá en una antena satélite de plato conectada a una unidad de recepción, la cual será entonces alimentada por una unidad múltiplex. El múltiplex divide las señales en dos canales, los cuales son alimentados por el sistema telefónico a través de un PVX. La operación existente usa dos canales, sin embargo, el sistema es reajutable para proveer seis líneas separadas, permitiendo cinco líneas telefónicas y una maquina fax, operando simultáneamente. Se preverá que al menos una computadora con modem para Internet y correo electrónico sea también incorporada.

4.5.2 Comunicación radial.

El sistema de radio consistirá de una unidad base y un número de radios portátiles .manuales. La unidad base será capaz de comunicarse tan lejos como Lima, suministrando copia de seguridad a través del sistema telefónico. El rango de alcance de los radios portátiles esta limitado a su potencia y a lo escabroso del terreno.

Para la nueva instalación será añadido un total de 28 radios portátiles y se instalara una unidad repetidora en el punto más alto posible de la central. La repetidora incrementara el rango de acción de las unidades manuales y facilitara la comunicación punto a punto desde la planta. La unidad de base existente será reubicada cuando el espacio apropiado del edificio de Administración este completo y listo. Con una combinación de una unidad de base potente se lograra incrementar el numero de radios manuales para el personal clave y vínculos y la unidad repetidora permitirá expandir el rango de alcance de los radios manuales.

CAPITULO V

COSTO CAPITAL Y EVALUACION ECONOMICA

5.1 Base para el estimado de Planta

El costo capital estimado está basado en los siguientes datos del proyecto:

- Criterio de diseño
- Diagramas de flujo del proceso
- Disposición del sitio y la planta
- Lista de equipos
- Cotizaciones de vendedores
- Base de datos de Ares.

De acuerdo a los estándares de clasificación, este estimado está a nivel de ingeniería básica con un margen de error de +/- 15%. Esto ha sido determinado usando información de proveedores de equipos e información de Ares.

5.2 Mano de obra directa

Los costos de mano de obra se han calculado tomando en cuenta los salarios y beneficios de acuerdo a la ley laboral peruana. Se ha considerado un salario .promedio por hora, que incluye lo siguiente:

- Tarifa .de salario promedio
- Horas de sobre tiempo
- Supervisión de contratistas
- Topógrafos
- Herramientas y consumibles
- Seguridad
- Andamios
- Limpieza del lugar
- Vehículos ligeros
- Equipo móvil pesado
- Equipo móvil ligero
- Gastos de oficina de campo
- Costos de oficina administrativa
- Utilidad del contratista.

5.3 Materiales

Los precios de equipos importados son FOB. El costo del flete para transportar los materiales a la planta ha sido incluido en los costos indirectos. Los precios están basados en información utilizada en proyectos

anteriores que a realizado la Compañía Minera Aresen sus diferentes unidades.

5.4 Equipos de Planta

El presupuesto de los equipos de planta está basado en información suministrada por los posibles proveedores para:

- Planta de chancado

- Planta de molienda

- Flotación

- Espesamiento y filtrado

- Reactivos

- Planta de tratamiento de agua

- Planta de generación

Otros precios de equipos han sido basados en información utilizada en proyectos anteriores.

5.5 Costos de operación del proyecto

Los costos de operación para el Proyecto Explorador fueron estimados con una tasa de operación promedio de 168,000 toneladas métricas por año, el costo unitario proyectado de la operación será aproximadamente US\$ 45.02 por tonelada métrica los cuales estan resumidos de acuerdo al area en la siguiente tabla.

Tabla 5.1 costo de operación

Area	\$ tonelada de mineral procesado
Servicios y gastos generales	\$ 14.47
Mina	\$ 26.17
Proceso	\$ 4.37
Costo total del precio	\$ 45.02

Los costos de operación del proyecto han sido detallados con los siguientes componentes:

- Costo de personal
- Costos de exploración y desarrollo
- Costos de mina
- Costos de planta
- Gastos generales
- Servicios generales

5.5.1 Costos de personal

Los costos de personal requeridos para esta operación incluyen a los empleados, obreros de la mina y de planta, habiéndose considerado la tasa por hora y la tasa mensual de otras operaciones del grupo. Los beneficios

laborales totales a ser pagados a los empleados están incluidos dentro de estas tasas unitarias.

5.5.2 Costos de operación para exploración y desarrollo

Este monto se basa en los costos en que incurrirá el área de Geología e incluye la perforación, labores horizontales, labores verticales y gastos generales. El monto total estimado para la operación de junio a diciembre del 2003 es de US\$ 368,550 y el costo unitario en US\$ 5.01 por tonelada métrica. Se ha considerado adicionalmente US\$ 530,000 para la etapa pre-operacional que corresponde al estimado del costo capital.

5.5.3 Costos de operación de mina subterránea

Los costos para la etapa de operación se han estimado en US\$ 1'555,575, los que se distribuirán en preparación, explotación y servicios generales y para la etapa pre-operacional se han considerado US\$ 1'825,000 que se usarán en la preparación, bombeo de agua interior mina, aire comprimido y ventilación, éste monto está dentro del estimado del costo capital. En ambos casos se incluyen los gastos generales.

5.5.4 Costos de operación de la planta concentradora

Se estimó un costo promedio de la planta que incluye la operación, los servicios generales, mantenimiento y gastos generales en US\$ 4.37 por tonelada métrica de mineral. Ver apéndice B, donde se resume los costos promedio.

5.5.5 Costos de operación - gastos y servicios generales

Estos costos han sido estimados por Ares en US\$ 1'063,496, los cuales se distribuyen en \$403,424 para gastos generales y US\$ 660,072 para servicios generales.

5.6 Bases para estimar el costo de operación

Las bases para el costo de operación estimado son:

- Los costos están estimados a un nivel de Ingeniería Básica de $\pm 15\%$.
- Los costos están expresados en dólares y actualizados al último trimestre del año 2002.
- Los costos están estimados por el Proyecto basados en cálculos actuales de otras tres operaciones del Grupo Hochschild; Compañía Minera Ares, Compañía Minera Caylloma y Compañía Minera Arcata.
- Los costos laborales fueron basados en salarios y jornales actuales en operaciones existentes.
- Los costos de energía por kilowatt-hora están basados en costos actuales de operaciones de similar magnitud.
- Los costos para repuestos de equipos y suministros de mantenimiento rutinario para las instalaciones del proceso están basados en costos actuales de operaciones similares.
- Los costos de operación para consumibles están basados en costos actuales de otras operaciones del grupo.

- Los vehículos para el proceso serán arrendados por el Proyecto y sus costos de operación y mantenimiento están incluidos en los costos generales y administrativos de la operación.
- No se incluye contingencia.

5.7 Revisión de Costos Operativos

Se revisó los costos operativos del proceso preparados por Compañía Minera Ares S.A.C. para el proyecto Explorador y estos costos incluyen los costos de mantenimiento, consumibles, mano de obra y de energía.

5.7.1 Costos de mantenimiento

El método standard para calcular los costos de mantenimiento es un porcentaje del costo de un equipo nuevo, normalmente entre 3 y 5%. Los costos de mantenimiento estimados por Ares están por debajo de este rango, sin embargo, los costos de mantenimiento varían ampliamente entre compañías dependiendo de su política. Consideramos que los costos estimados por Ares, debido a su amplia experiencia operativa están dentro de los estándares de sus operaciones.

5.7.2 Costos de energía

Los costos de energía comprenden dos componentes: el costo para generar energía y la cantidad de energía requerida. Ares ha estimado que sus costos de energía para el Proyecto será de \$0.07/KWh basado en el historial de sus registros de costos en Ares y Caylloma. Los cálculos teóricos

por proveedores de generadores dan un costo de \$0.10/Kwh, de los cuales 90% corresponden a costos de combustible. En la presente revisión se están considerando los costos anuales de Ares, con la única precaución que si se eleva el precio del combustible, el costo de generación de energía se incrementará.

5.7.3 Contingencia

Compañía Minera Ares S.A.C. no tiene contingencia en sus costos de operación, por tal razón se está considerando un 10% de contingencia a los costos Operativos.

5.8 Evaluación Económica

La Evaluación Económica del proyecto lo haremos mediante los siguientes indicadores:

- Valor Actual Neto (VAN)
- Tasa Interna de retorno (TIR)

Para hacer el calculo del VAN se se ha tomado como referencia los precios del oro y la plata promedios en el 2002 que son 310 \$/onza y 4.63 \$/onza respectivamente, se ha considerado un periodo de 4 años, la tasa de interes es de 10%. El costo de capital estimado es de 10,372,618 US\$. Las ventas anuales de concentrado se estiman en 11,662,497 el costo operativo total es de 7,561,680 US\$ y el flujo de caja anual es de 4,100,817 US\$. El

valor actual neto es 2,626,420 US\$ y la tasa interna de retorno es 21.2% en ambos casos son valores que indican que el proyecto es rentable.

CAPITULO VI

MEDIO AMBIENTE

6.1 Marco legal

El proyecto Explorador está siendo desarrollado y diseñado en concordancia con las siguientes regulaciones y leyes peruanas, para protección del medio ambiente:

- Decreto Legislativo 613, Código de Medio Ambiente y Recursos Naturales.
- Ley 26786, Ley de Evaluación del Impacto Ambiental.
- D.S. 016-93-EM y D.S. 059-93-EM, Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero Metalúrgica.
- R.M. 011-96-EM/VMM, Niveles máximos permisibles de efluentes líquidos minerometalúrgicos.
- R.M. 315-96-EM/VMM, Niveles máximos permisibles de emisiones gaseosas.

De conformidad con la normatividad sectorial, se está ejecutando una evaluación del impacto ambiental que incluya lo siguiente:

- Desarrollo de las medidas de mitigación para minimizar cualquier impacto potencial identificado.
- Un Plan de Monitoreo de Medio Ambiente de efluentes líquidos y calidad de aire para garantizar confianza a fin de establecer una línea base con el objetivo de implementar un control durante la fase de operación.
- Diseñar un plan de cierre para garantizar la protección del ambiente al término de las operaciones.
- Un Plan de Salud y Seguridad Ocupacional para proteger a los empleados y trabajadores contra accidentes y otros.

6.2 Aspectos a considerar en el cierre del proyecto

6.2.1 Cancha de relaves

La zona será revegetada de acuerdo a la nueva topografía del lugar donde se deposita el relave.

6.2.2 Botadero de desmonte

El desmonte de roca será depositado en un botadero considerando el ángulo de reposo del material y en una ubicación apropiada que no entorpezca las labores mineras, ni a la planta. Se propone un talud para el botadero de 2.5 horizontal por 1 vertical, el cual será ajustado según la topografía de la zona.

Se efectuará un análisis de potencial de acidez del desmonte de mina para el diseño del área de disposición apropiada que garantiza la protección del medio ambiente.

6.2.3 Planta de beneficio

Antes del cierre de la planta, el lugar donde se ubicará será descontaminado, limpiándolo de cualquier componente que pueda reaccionar con agentes químicos y garantizar la estabilidad química de la etapa post cierre. Todos los equipos de proceso y químicos dentro del edificio serán reubicados para rescatar su valor. Debe tomarse una decisión dentro del último año de operaciones acerca de la disposición de cada uno de los edificios de la Planta de Procesos, siendo prudente planificar anticipadamente si los servicios van a ser desmantelados y removidos del lugar para rescatar su valor o si van a ser destruidos y enterrados a manera de desmonte. Los tanques de combustible y aceite utilizados en el lugar serán removidos. La cimentación de concreto de cualquier edificio que sea derruido será compactado y nivelado de tal forma que no exista contraste con el entorno. Las instalaciones de superficie del sistema de desagüe tanque séptico serán removidas y eliminadas. Todas las excavaciones serán rellenadas y reconstruidas, de modo que tengan un drenaje libre y se incorporen a la topografía existente. Cualquier área disturbada que permanezca en la vecindad de los edificios será cubierta con suelo y revegetada.

6.2.4 Campamento

Será un requerimiento contractual que los contratistas remuevan todos los Edificios del lugar. Se seguirán los mismos requerimientos del ítem anterior.

6.2.5 Infraestructura

Tuberías

Las tuberías de suministro de agua y de escurrimiento de relaves serán removidas de la superficie, revegetando cualquier zona afectada.

Suministro de energía

Las líneas de distribución serán enterradas bajo tierra, los generadores serán removidos del lugar, las líneas de poder serán desconectadas, descargadas y enterradas. Toda zona asociada y/o relacionada a la generación de energía y distribución será revegetada.

Acceso al lugar y caminos

Al momento del cierre del proyecto los caminos del lugar deben ser graduados para aproximarse a la topografía original y las áreas afectadas también serán revegetadas.

Control de sedimentos

Los sedimentos dentro de las pozas o canchas de relaves serán ensayados para ver su contenido de contaminantes, por ejemplo: metales

pesados, aceites, etc. Si se encontraran que existen contaminantes, el sedimento será excavado y transportado a la cancha y colocados debajo del desmonte de roca. Si no existiera contaminante en el sedimento este será incorporado en los alrededores y los suelos del lugar.

CAPITULO VII

PLAN DE EJECUCIÓN DEL PROYECTO

7.1 Objetivos

El plan de ejecución para el proyecto ha sido desarrollado para satisfacer los siguientes objetivos básicos.

Para establecer las facilidades auxiliares permanentes en el lugar, incluyendo el abastecimiento de agua y disposición de desagüe, al inicio del proyecto como una base para la construcción y operaciones iniciales, de tal manera evitar duplicar los costos y la posterior interrupción asociada con la entrega, remoción de los servicios transitorios y facilidades temporales.

Completar el proyecto y la puesta en marcha en el tiempo más corto posible, haciendo máximo uso de la estación seca; y completar el proyecto al menor costo posible, sin sacrificar la producción, calidad, seguridad y el medio ambiente.

7.2 Organización

El proyecto será ejecutado por un equipo compuesto por Compañía Minera Ares S.A.C., especialistas de Goldex S.A., y varias empresas de ingeniería,

vendedores de materiales y equipos, contratistas de construcción, y otros de servicios misceláneos.

El personal de Ares y Goldex trabajarán juntos y en forma coordinada para completar el proyecto Explorador que incluye la ingeniería, logística, y la gerencia de construcción. Todos los otros participantes del proyecto estarán bajo la gerencia del proyecto, que es de Compañía Minera Ares S.A.C.

Los servicios de ingeniería de detalle serán proveídos por las siguientes compañías:

- Servicios iniciales de ingeniería tales como suministros de agua y disposición de desagüe por Cosapi S.A.
- Facilidades para el relave por Golder Asociados del Perú.
- Planta de proceso e infraestructura por Compañía Minera Ares S.A.C. y Goldex.

Por razones de cronograma y de costos, el grueso de los materiales y los equipos serán provistos por Compañía Minera Ares y los demás, de procedencia local mientras sea posible, siempre que los costos previstos sean competitivos y los plazos de entrega estén de acuerdo a los requerimientos del cronograma.

El equipo que no esté disponible en Perú, será suministrado por proveedores extranjeros. En caso de ser necesario se utilizarán equipos usados de buena calidad para reducir costos y mejorar el cronograma.

Con el objeto de agilizar el desarrollo del proyecto se extenderán paquetes con un mínimo de tres contratistas calificados responsables para los siguientes trabajos:

- Movimiento de tierras y plata formado general
- Montaje de bases y tanques, tolvas, silos, etc.
- Concreto, fabricación y montaje de edificios de acero estructural
- Instalación de equipos mecánicos y sistemas de tuberías
- Instalaciones eléctricas e instrumentación.

De acuerdo a la disponibilidad de contratistas, se pueden evaluar otros esquemas que estén de acuerdo a la política del proyecto por parte de Compañía Minera Ares.

7.3 Cronograma

El cronograma general del proyecto ha sido desarrollado basado en las siguientes hitos:

Colocación de las órdenes de compra y/o reparación para los Ítems de equipos de largo término (molino de bolas, equipos para la planta de chancado) a más tardar el 22 de julio del 2002.

Emisión del paquete para el contrato de movimiento de tierras a más tardar el 10 de agosto del 2002.

Inicio de la construcción de la planta de proceso, cancha de relave e infraestructura de construcción a más tardar el 10 de setiembre del 2002.

Fin de la construcción de la planta de proceso e infraestructura el 10 de febrero del 2003.

La prueba metalúrgica veinte días después de terminada la construcción.

Para fundamentar lo anterior, la ingeniería de detalle en general será terminada como sigue:

Planta de proceso e infraestructura 30 / setiembre / 2000

El cronograma ha sido basado en las siguientes entregas para los equipos de largo plazo de entrega:

- Molinos de bolas y sus respectivos motores (molinos usados)
- Equipos para la planta de chancado (nuevos)
- Overhauling de grupos electrógenos
- Transporte desde la ciudad de origen hasta proyecto Explorador.

CONCLUSIONES

1. La prueba a nivel de planta piloto que se realizó en la unidad Selene (antigua planta) demostró que se podía lograr las recuperaciones estimadas por lo que se decidió continuar con la siguiente fase del proyecto.
2. El valor actual neto es 2,626,420 US\$ y la tasa interna de retorno es 21.2% en ambos casos son valores que indican que el proyecto es altamente atractivo.
3. El circuito de chancado está sobredimensionado, esto será de beneficio posterior debido a que a futuras ampliaciones de la planta esta sección solo incrementará las horas de operación.
4. La planta concentradora inició sus operaciones el 6 de octubre de año 2003, de acuerdo al cronograma debió iniciar sus operaciones en febrero del 2003 se tuvo un retraso de 8 meses debido principalmente al trabajo de movimiento de tierra que se retrasó por las lluvias y a la instalación de los equipos mecánicos que no llegaron a su debido tiempo, durante el montaje se tuvieron diversos problemas de índole mecánico y eléctrico que fueron corregidos en el transcurso de la operación.

Bibliografía

1. Errol G. Kelly – David J. Spotswood. “Introducción al procesamiento de minerales”. Editorial Limusa 1990 México
2. Wills B. A. – “Tecnología de procesamiento de minerales”. Editorial Limusa 1990 México
3. Comesa Manual de instalación del molino de bolas 91/2' X 8'. Año 1997
4. Lakefield “Pruebas de flotación para el proyecto explorador”reporte octubre 2000. informe explorador E - 7
5. Tepsup “Proyecto Explorador pruebas de flotación”mayo 2002. reporte interno informe explorador H-04
6. Senamhi “Estadística de la estación Chalhuanca”.1997-2000
7. Historial de registros de costos Ares, Caylloma y Arcata años 1997-2000 informes anuales.

APENDICE A

Tabla N° 1 BALANCE DE MATERIALES DISEÑO 500 TMSPD

DESCRIPCIÓN	tmph	g.e. / % sól. / den.	m³/hr	gpm
Alimentación Grizzly Vibratorio				
Sólidos	50.2	2.70	18.59	
Líquido	3.8	93.00	3.78	
Alimentación Chancadora Primaria				
Sólidos	42.4	2.7	15.70	
Alimentación Zaranda N° 1 Primaria	50.2	2.70	18.59	
Sólidos				
Gruesos de Zaranda a Tolva de medios				
Sólidos	48.0	2.70	17.78	
Finos de Zaranda a Tolva finos				
Sólidos	2.2	2.70	0.81	
Alim. Chancadora Secund / Zaranda N° 2				
Sólidos	98.8	2.70	36.57	
Finos Zaranda N° 2				
Sólidos	48.0	2.70	17.78	
Gruesos Zaranda N° 2				
Sólidos	50.7	2.7	18.79	
Carga circulante				
Sólidos	50.7	2.70	18.79	
% carga circulante	106.0			
Alimentación Tolva de Finos				
Sólidos	50.2	2.70	18.59	

TABLA Nº 1 CONTINUACIÓN				
DESCRIPCIÓN	tmph	g.e. / % sól. / den.	m³/hr	gpm
Alimentación fresca a Molino de bolas Nº 1				
Sólido	21.7	2.70	8.04	
Líquido	1.63	93.00	1.63	
Pulpa	23.3	2.413	9.67	
Agua alimento líquido	11.45		11.45	50.4
Descarga Molino de bolas				
Sólidos	54.24	2.70	20.09	
Líquido	22.60	70.59	22.60	
Pulpa	76.85	1,800	42.69	187.9
Agua descarga Líquido	3.72		3.72	16.4
Alimentación a Ciclones				
Sólidos	54.25	2.70	20.09	
Líquido	26.32	67.33	26.32	
Pulpa	80.57	1.736	46.42	204.2
Gruesos de Ciclones				
Sólidos	32.55	2.70	12.06	
Líquidos	9.52	77.37	9.52	
Pulpa	42.07	1.950	21.58	94.9
Carga circulante %	150.00			
Finos de ciclones				
Sólidos	21.7	2.70	8.04	
Líquido	16.80	56.36	16.80	
Pulpa	38.50	1,550	24.84	109.3

TABLA Nº 1 CONTINUACIÓN				
DESCRIPCIÓN	tmph	g.e. / % sól. / den.	m³/hr	gpm
Descarga Molino Secundario				
Sólidos	75.95	2.70	28.13	
Líquido	34.87	68.53	34.87	
Pulpa	110.82	1.759	63.00	2777.33
Agua	32.18		32.18	141.6
Alimentación a ciclones Nº 2				
Sólidos	97.65	2.70	36.17	
Líquido	83.86	53.80	83.86	
Pulpa	181.51	1.512	120.02	528.1
Gruesos de ciclones Nº 2				
Sólidos	75.95	2.70	28.13	
Líquido	34.87	68.53	34.87	
Pulpa	110.82	1.759	63.00	277.2
Rebose de ciclones Nº 2				
Sólidos	21.7	2.70	8.04	
Líquido	48.98	30.70	48.98	
Pulpa	70.68	1.240	57.02	250.9
Alimentación fresca al Acondicionador				
Sólidos	21.7	2.70	8.04	
Líquido	48.98	30.70	48.98	
Pulpa	70.68	1.240	57.02	250.9
Agua liquido	0.0		0.00	
Concentrado Rougher II				
Sólidos	3.26	2.70	1.21	
Líquido	7.60	30.00	7.60	

TABLA Nº 1 CONTINUACIÓN				
DESCRIPCIÓN	tmph	g.e. / % sól. / den.	m³/hr	gpm
Pulpa	10.85	1.233	8.80	38.7
Agua liquido	1.8		1.8	7.9
Relave 1ra Limpieza				
Sólidos	1.09	2.70	0.40	
Líquido	4.94	18.00	4.94	
Pulpa	6.03	1.128	5.34	23.5
Alimentación total a Celdas Rougher I				
Sólidos	26.04	2.70	9.64	
Líquido	63.32	29.14	63.32	
Pulpa	89.36	1.225	72.97	321.1
Concentrado Rougher I				
Sólidos	1.35	2.70	0.499	
Líquido	3.00	31.00	2.999	
Pulpa	4.35	1.242	3.498	15.4
Agua canal Rougher Liquido	1.239		1.239	5.4
Relave Rougher I				
Sólidos	24.69	2.70	9.15	
Líquido	60.32	29.04	60.32	
Pulpa	85.02	1.224	69.47	305.7
Alimento Rougher II				
Sólidos	26.54	2.70	9.83	
Líquido	86.50	28.52	66.50	
Pulpa	93.04	1.219	76.33	
Relave Rougher II				

TABLA Nº 1 CONTINUACIÓN				
DESCRIPCIÓN	tmph	g.e. / % sól. / den.	m³/hr	gpm
Sólidos	23.28	2.70	8.62	
Líquido	58.91	28.33	58.91	
Pulpa	82.19	1.217	67.53	297.1
Concentrado Scavenger				
Sólidos	1.845	2.70	0.68	
Líquido	4.408	29.50	4.41	
Pulpa	6.253	1.228	5.09	22.4
Agua canal Líquido	1.774		1.774	7.81
Concentrado 1ra Limpieza Flotación				
Sólidos	0.434	2.70	0.16	
Líquido	0.922	32.00	0.92	
Pulpa	1.356	1.252	1.08	4.8
Agua canal 1ra Limpieza Líquido	1.238		1.238	5.4
Concentrado 2da Limpieza (conc. final)				
Sólidos	0.262	3.00	0.09	
Líquido	0.533	33.00	0.53	
Pulpa	0.795	1.282	0.62	2.7
Agua canal Líquido	0.110		0.11	0.5
Relave 2da Limpieza				
Sólidos	0.172	2.70	0.06	
Líquido	1.628	9.533	1.63	
Pulpa	1.799	1.064	1.69	7.4
Relave final				

TABLA Nº 1 CONTINUACIÓN				
DESCRIPCIÓN	tmph	g.e. / % sól. / den.	m³/hr	gpm
Sólidos	21.44	2.70	7.94	
Líquido	54.50	28.23	54.50	
Pulpa	75.94	1.216	62.44	274.7
Alimentación Espesador concentrado				
Sólidos	0.262	3.0	0.087	
Líquido	0.643	28.98	0.643	
Pulpa	0.906	1.239	0.731	3.2
Descarga Espesador Concentrado (U/F)				
Sólidos	0.262	3.00	0.09	
Líquido	0.262	50.00	0.26	
Pulpa	0.524	1.500	0.35	1.5
Agua del spray del Espesador				
Líquido	2.0		2.00	8.8
Rebose Espesador concentrado (O/F)				
Líquido	6.61		6.61	29.1
Filtro de Concentrado – Queque				
Sólidos	0.262	3.00	0.09	
Líquido	0.029	90.00	0.03	
Pulpa	0.291	2.500	0.12	0.5
Alimento Espesador de relaves				
Sólidos	21.44	2.7	7.94	
Líquido	54.50	28.23	54.50	
Pulpa	75.94	1.216	62.44	
Descarga espesador relaves				
Sólidos	21.44	2.7	7.94	

Líquido	26.20	45.00	26.20	
Pulpa	47.64	1.396	34.14	
Rebose Espesador Relaves				
Líquido	28.30		28.30	124.5
Alimento clarificador agua				
Líquido	34.91		34.91	153.6
Rebose clarificador agua				
Líquido	43.91		34.91	153.6

**TABLA Nº 2 BALANCE DE AGUA
CAPACIDAD 500 TMSPD**

	DESCRIPCIÓN	m ³ /Hr.	m ³ /Hr.	USGPM	Hrs /Día	m ³ /Día
		Normal	Diseño	Normal	Normal	Normal
1.0	CIRCUITO DE MOLIENDA					
	ENTRADA					
1.1	AGUA EN MINERAL	1.63	2.119	7.172	24	39.12
	AGUA ALIMENTACIÓN MOLINO -1	11.45	14.886	50.38	24	274.8
1.2	AGUA DESCARGA MOLINOS	35.90	46.67	157.96	24	861.6
	TOTAL ENTRADA	48.98	63.674	215.512	24	1175.52
	DESCARGA					
1.4	AGUA DE REBOSE DE CICLON -2	48.98	63.674	215.512	24	1175.52
	TOTAL DESCARGA	48.98	63.674	215.512	24	1175.52
2.0	CIRCUITO DE FLOTACIÓN Ag - Au.					
	ENTRADA					
2.1.	REBOSE DE CICLON -2	48.98	63.674	215.512	24	1175.52
2.2.	AGUA CANALETA ROUGHER	3.038	3.949	13.367	24	72.91
2.3	AGUA CANALETA SCAVENGER	1.774	2.306	7.806	24	42.58

TABLA N° 2 CONTINUACIÓN						
	DESCRIPCIÓN	m³/Hr.	m³/Hr.	USGPM	Hrs /Dia	m³/Día
		Normal	Diseño	Normal	Normal	Normal
2.4	AGUA CANALETA 1RA LIMPIEZA	1.238	1.609	5.447	24	29.71
2.5.	AGUA CANALETA 2DA LIMPIEZA	0.110	0.143	0.484	24	2.64
	TOTAL ENTRADA	55.14	71.682	242.616	24	1323.36
	SALIDA					
2.6	RELAVE FINAL	54.50	70.850	239.80	24	1308.0
2.7	CONCENTRADO FINAL Ag -Au	0.64	0.836	2.816	24	15.36
	TOTAL SALIDA	55.14	71.682	242.616	24	1323.36
3.0	ESPESADOR DE CONCENTRADO					
	ENTRADA					
3.1.	CONCENTRADO DE Ag - Au	0.642	0.835	2.825	24	15.408
3.2	AGUA SPRAY ESPESADOR	2.000	2.600	8.800	24	48.00
3..3	AGUA SECCION FILTRO	4.230	5.499	18.612	24	101.520
	TOTAL ENTRADA	6.872	8.934	30.237	24	164.928
	SALIDA					
3.3.	DESCARGA ESPESADOR	0.262	0.3406	1.153	24	6.288

TABLA N°2 CONTINUACIÓN						
	DESCRIPCIÓN	m³/Hr.	m³/Hr.	USGPM	Hrs /Dia	m³/Día
		Normal	Diseño	Normal	Normal	Normal
3.4	REBOSE DEL ESPESADOR	6.610	8.593	29.084	24	158.640
	TOTAL SALIDA	6.872	8.934	30.237	24	164.928
4.0	FILTRO CONCENTRADO					
	ENTRADA					
4.1.	ALIMENTACIÓN FILTRO	0.262	0.341	1.153	24	6.288
	TOTAL ENTRADA	0.262	0.341	1.153	24	6.288
	SALIDA					
4.2.	QUEQUE DEL FILTRO	0.029	0.038	0.128	24	0.696
4.3	AGUA DE FILTRADO	0.233	0.303	1.025	24	5.592
	TOTAL SALIDA	0.262	0.341	1.153	24	6.88
5.0	ESPESADOR DE RELAVE					
	ENTRADA					
5.1.	ALIMENTACIÓN ESPESADOR	54.50	70.85	239.80	24	1308.0

TABLA Nº 2 CONTINUACIÓN						
	DESCRIPCIÓN	m³/Hr.	m³/Hr.	USGPM	Hrs /Dia	m³/Día
		Normal	Diseño	Normal	Normal	Normal
	TOTAL ENTRADA	54.50	70.85	239.80	24	1308.0
	SALIDA					
5.2	DESCARGA ESPESADOR	26.20	36.06	115.28	24	628.8
5.3	REBOSE DEL ESPESADOR	28.30	36.79	124.52	24	679.2
	TOTAL SALIDA	54.50	70.85	239.80	24	1308.0
6.0	CLARIFICADOR DE AGUA					
	ENTRADA					
6.1	ALIMENTACIÓN CLARIFICADOR	34.91	45.38	153.60	24	837.84
	TOTAL ENTRADA	34.91	45.38	153.60	24	837.84
	SALIDA					
6.2	REBOSE CLARIFICADOR	34.91	45.38	153.60	24	837.84
	TOTAL SALIDA	34.91	45.38	153.60	24	837.84

TABLA N° 3 RESUMEN DE CONSUMO DE AGUA, MOLIENDA, FLOTACION Y FILTRADO

	Descripción	m³/Hr.	m³/Hr	USGP	Hrs /Dia	m³/Día
		Normal	Diseño	Normal	Normal	Normal
	ENTRADA					
1.1	AGUA EN MINERAL	1.63	2.12	7.17	24	39.12
1.2.	AGUA LIMENTACION MOLINO	11.45	14.89	50.38	24	274.80
1.3.	AGUA DESGARGA MOLINO	35.90	46.67	157.96	24	861.60
2.2	AGUA CANALETA ROUGHER	3.04	3.95	13.38	24	72.96
2.3	AGUA CANALETA SCAVENGER	1.77	2.30	7.79	24	42.48
2.4	AGUA CANALETAS LIMPIEZAS	1.35	1.76	5.94	24	32.40
3.2.	AGUA SPRAY ESPESADOR	2.00	2.60	8.80	24	48.00
3.3	AGUA BOMBA VACIO	4.00	5.2	17.60	24	96.00
	INGRESO	61.14	79.48	269.02	24	1467.36
	SALIDA					
2.6	AGUA DESCARGADA ESPSD. RELAVE	26.20	34.06	115.28	24	268.806
3.4	AGUA REBOSE CLARIFICADOR	34.91	45.38	153.61	24	837.84
4.2	QUEQUE DEL FILTRO	0.03	0.04	0.13	24	0.72
	SALIDA	61.14	79.48	269.02	24	1467.36

APENDICE B

TABLA Nº 1 COSTOS DE OPERACIÓN PROYECTADOS – PLANTA CONCENTRADORA
AÑO 2003

Descripción	Unid.	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Total
<u>OPERACIÓN PLANTA</u>	<u>US\$</u>						<u>30,870</u>	<u>30,870</u>	<u>30,870</u>	<u>30,870</u>	<u>30,870</u>	<u>30,870</u>	<u>30,870</u>	<u>216,000</u>
Chancado	US\$						4,935	4,935	4,935	4,935	4,935	4,935	4,935	34,545
Molienda	US\$						10,710	10,710	10,710	10,710	10,710	10,710	10,710	74,970
Flotación	US\$						4,935	4,935	4,935	4,935	4,935	4,935	4,935	34,545
Filtrado	US\$						2,310	2,310	2,310	2,310	2,310	2,310	2,310	16,170
Despacho	US\$						4,620	4,620	4,620	4,620	4,620	4,620	4,620	32,340
Manjo de Sólidos	US\$						3,360	3,360	3,360	3,360	3,360	3,360	3,360	23,520
<u>SERV. GENERALES</u>	<u>US\$</u>						<u>5,210</u>	<u>5,210</u>	<u>5,210</u>	<u>5,210</u>	<u>5,210</u>	<u>5,210</u>	<u>5,210</u>	<u>36,470</u>
Sistemas de bombas	US\$						840	840	840	840	840	840	840	5,880
Fajas	US\$						800	800	800	800	800	800	800	5,600
Mantenimiento Planta	US\$						3,570	3,570	3,570	3,570	3,570	3,570	3,570	24,990
<u>GASTOS GENERALES</u>	<u>US\$</u>						<u>9,815</u>	<u>9,815</u>	<u>9,815</u>	<u>9,815</u>	<u>9,815</u>	<u>9,815</u>	<u>9,815</u>	<u>68,705</u>
Supervisión	US\$						7,315	7,315	7,315	7,315	7,315	7,315	7,315	51,205
Gastos Generales	US\$						2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	17,500
<u>TOTAL</u>	<u>US\$</u>						<u>45,895</u>	<u>45,895</u>	<u>45,895</u>	<u>45,895</u>	<u>45,895</u>	<u>45,895</u>	<u>45,895</u>	<u>321,265</u>

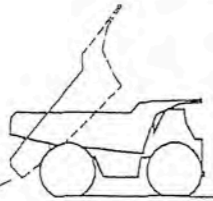
APENDICE C

TABLA N° 1
RESUMEN ESTIMADO DEL COSTO CAPITAL

DESCRIPCIÓN	UND.	NUEVO	EXISTENTE	TOTAL
Exploración y Desarrollo	US\$	530,000	0	530,000
Exploraciones	US\$	228,193	0	228,193
Desarrollos	US\$	127,824	0	127,824
Gastos generales	US\$	173,983	0	173,983
Mina Subterránea	US\$	1,825,000	0	1,825,000
Preparaciones	US\$	1,150,000	0	1.150,000
Bombeo agua int. mina	US\$	150,000	0	150,000
Aire comprimido	US\$	300,000	0	300.000
Ventilación	US\$	50,000	0	50.000
Gastos generales	US\$	175,000	0	175,000
Planta Concentradora	US\$	4,579,218	387,400	4,966,618
Ingeniería de básica / detalle	US\$	400,000	0	400,000
Movimiento de tierras	US\$	105,536	0	105,536
Concreto	US\$	330,440	0	330,440
Estructural	US\$	478,972	0	! 478,972
Arquitectura	US\$	42,720	0	42,720
Mecánica	US\$	1,926,550	387,400	2,313.950
Tubería	US\$	250,000	0	250,000
Electricidad	US\$	350,000	0	350,000
Instrumentación	US\$	45,000	0	45,000
Pruebas de planta	US\$	50,000	0	50,000
Presa de Relaves	US\$	600,000	0	600,000

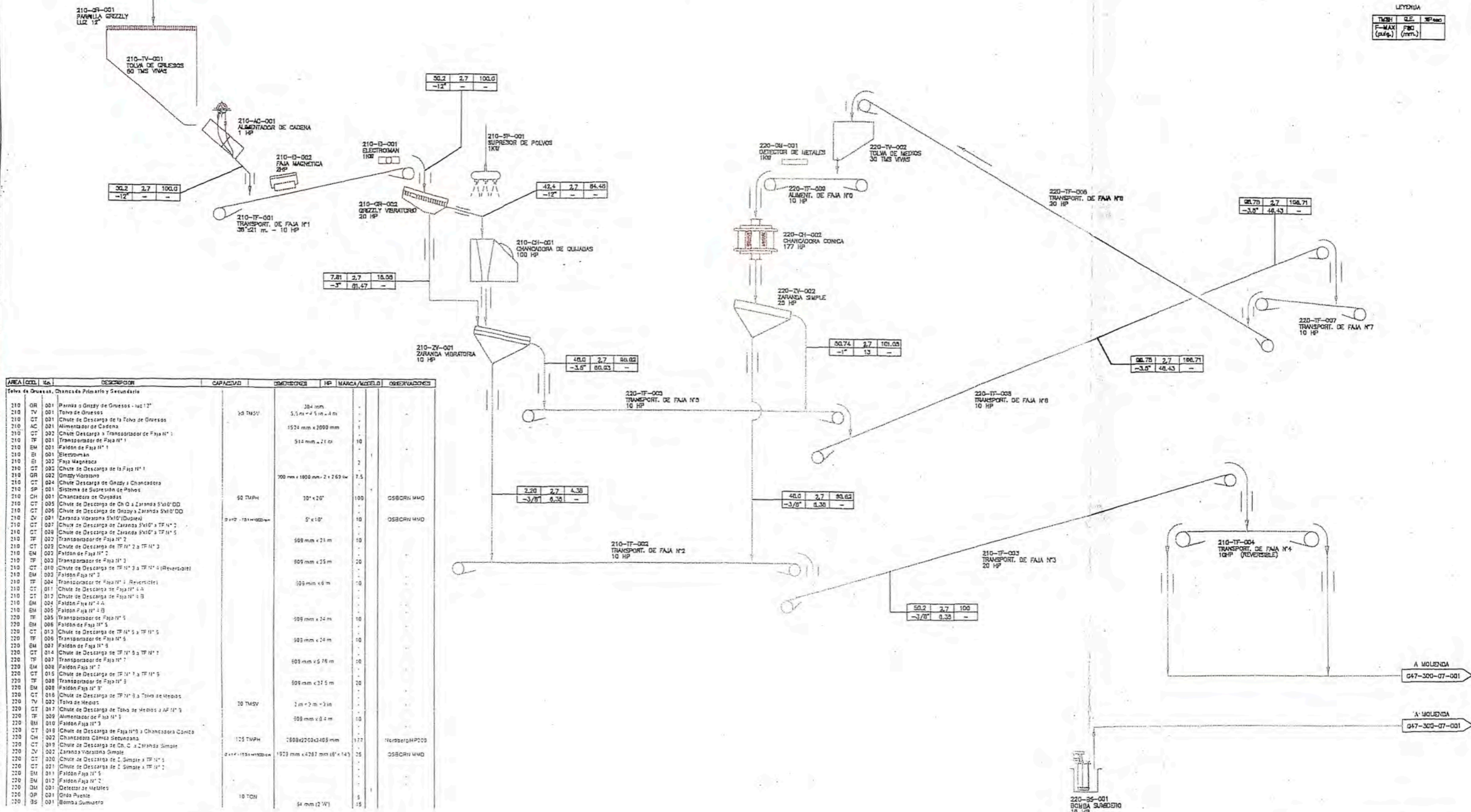
TABLA Nº 1 CONTINUACION				
DESCRIPCIÓN	UND.	NUEVO	EXISTENTE	TOTAL
Gastos Generales	US\$	775,000	0	775,000
Vías de acceso	US\$	200,000	0	200,000
Administración	US\$	175,000	0	175,000
Campamentos	US\$	0	0	0
Fletes y seguros	US\$	400.000	0	400,000
Servicios Generales	US\$	886,000	560,000	1,446,000
Energía (interconexión)	US\$	585.000	0	585,000
Planta térmica	US\$	0	560,000	560,000
Talleres mecánico	US\$	200,000	0	200,000
eléctrico	US\$	101,000	0	101.000
Laboratorio	US\$	830,000	0	830,000
Contingencias	US\$	830,000	0	830,000
Imprevistos	US\$	830,000	0	830,000
TOTAL	US\$	9,425,218	947,400	10,372,618

APENDICE D



LEYENDA

TUBO	D.E.	HP
F-MAX	PCB	
(pulg.)	(mm.)	



AREA / COT. / No.	DESCRIPCION	CAPACIDAD	DIMENSIONES	HP	MARCA/MODELO	OBSERVACIONES
Tolva de Grosos, Chancas de Primario y Secundario						
210 OR 001	Pavilla o Gzzzly de Grosos - 12x12"		204 mm			
210 TV 001	Tolva de Grosos	30 TMSV	5,5 m x 4,5 m - 4 m			
210 CT 001	Chute de Descarga de la Tolva de Grosos					
210 AC 001	Alimentador de Cadena		1524 mm x 2000 mm			
210 CT 002	Chute Descarga a Transportador de Faja N° 1		514 mm x 21 m	10		
210 TF 001	Transportador de Faja N° 1					
210 EM 001	Faldón de Faja N° 1					
210 EI 001	Electroman					
210 EI 002	Falsa Magnética					
210 CT 002	Chute de Descarga de la Faja N° 1					
210 OR 002	Ortizy Vibratorio		700 mm x 1800 mm - 2 x 263 W	7,5		
210 CT 004	Chute Descarga de Ortizy a Chancadora					
210 SP 001	Sistema de Supresión de Polvos					
210 CH 001	Chancadora de Oyajás	50 TMSV	70' x 20'	100		OSBORN MUD
210 CT 005	Chute de Descarga de Ch. a Zarama 5'x10' DD					
210 CT 006	Chute de Descarga de Ortizy a Zarama 5'x10' DD					
210 CV 001	Zarama Vibratoria 5'x10' (Duple)	2 x 110 x 1000 W	5' x 10'	10		OSBORN MUD
210 CT 007	Chute de Descarga de Zarama 5'x10' a TF N° 2					
210 CT 008	Chute de Descarga de Zarama 5'x10' a TF N° 5					
210 TF 002	Transportador de Faja N° 2		505 mm x 21 m	10		
210 CT 009	Chute de Descarga de TF N° 2 a TF N° 3					
210 EM 002	Faldón de Faja N° 2					
210 TF 003	Transportador de Faja N° 3		505 mm x 25 m	20		
210 CT 010	Chute de Descarga de TF N° 3 a TF N° 4 (Reversible)					
210 EM 003	Faldón Faja N° 3					
210 TF 004	Transportador de Faja N° 4 Reversible		505 mm x 6 m	10		
210 CT 011	Chute de Descarga de Faja N° 4 A					
210 CT 012	Chute de Descarga de Faja N° 4 B					
210 EM 004	Faldón Faja N° 4 A					
210 EM 005	Faldón Faja N° 4 B					
210 TF 005	Transportador de Faja N° 5		505 mm x 24 m	10		
210 EM 006	Faldón de Faja N° 5					
210 CT 013	Chute de Descarga de TF N° 5 a TF N° 6					
210 TF 006	Transportador de Faja N° 6		505 mm x 24 m	10		
210 EM 007	Faldón de Faja N° 6					
210 CT 014	Chute de Descarga de TF N° 6 a TF N° 7					
210 TF 007	Transportador de Faja N° 7		505 mm x 25 m	10		
210 EM 008	Faldón Faja N° 7					
210 CT 015	Chute de Descarga de TF N° 7 a TF N° 8					
210 TF 008	Transportador de Faja N° 8		505 mm x 17,5 m	20		
210 EM 009	Faldón Faja N° 8					
210 CT 016	Chute de Descarga de TF N° 8 a Tolva de Medios					
210 TV 002	Tolva de Medios	30 TMSV	3 m x 2 m - 3 in			
210 CT 017	Chute de Descarga de Tolva de Medios a TF N° 9					
210 TF 009	Alimentador de Faja N° 9		505 mm x 3,4 m	10		
210 EM 010	Faldón Faja N° 9					
210 CT 018	Chute de Descarga de Faja N° 9 a Chancadora Conica					
210 CH 002	Chancadora Conica Secundaria	125 TMSV	2000x2700x405 mm	177		Harder HP200
210 CT 019	Chute de Descarga de Ch. a Zarama Simple					
210 CV 002	Zarama Vibratoria Simple	2 x 110 x 1000 W	1920 mm x 2887 mm (6' x 14')	25		OSBORN MUD
210 CT 020	Chute de Descarga de Z. Simple a TF N° 5					
210 CT 021	Chute de Descarga de Z. Simple a TF N° 2					
210 EM 011	Faldón Faja N° 5					
210 EM 012	Faldón Faja N° 2					
210 DM 001	Detector de Metales					
210 GP 001	Grúa Puente	10 TON	54 mm (2' 1")	5		
210 BS 001	Bomba Sumersa					

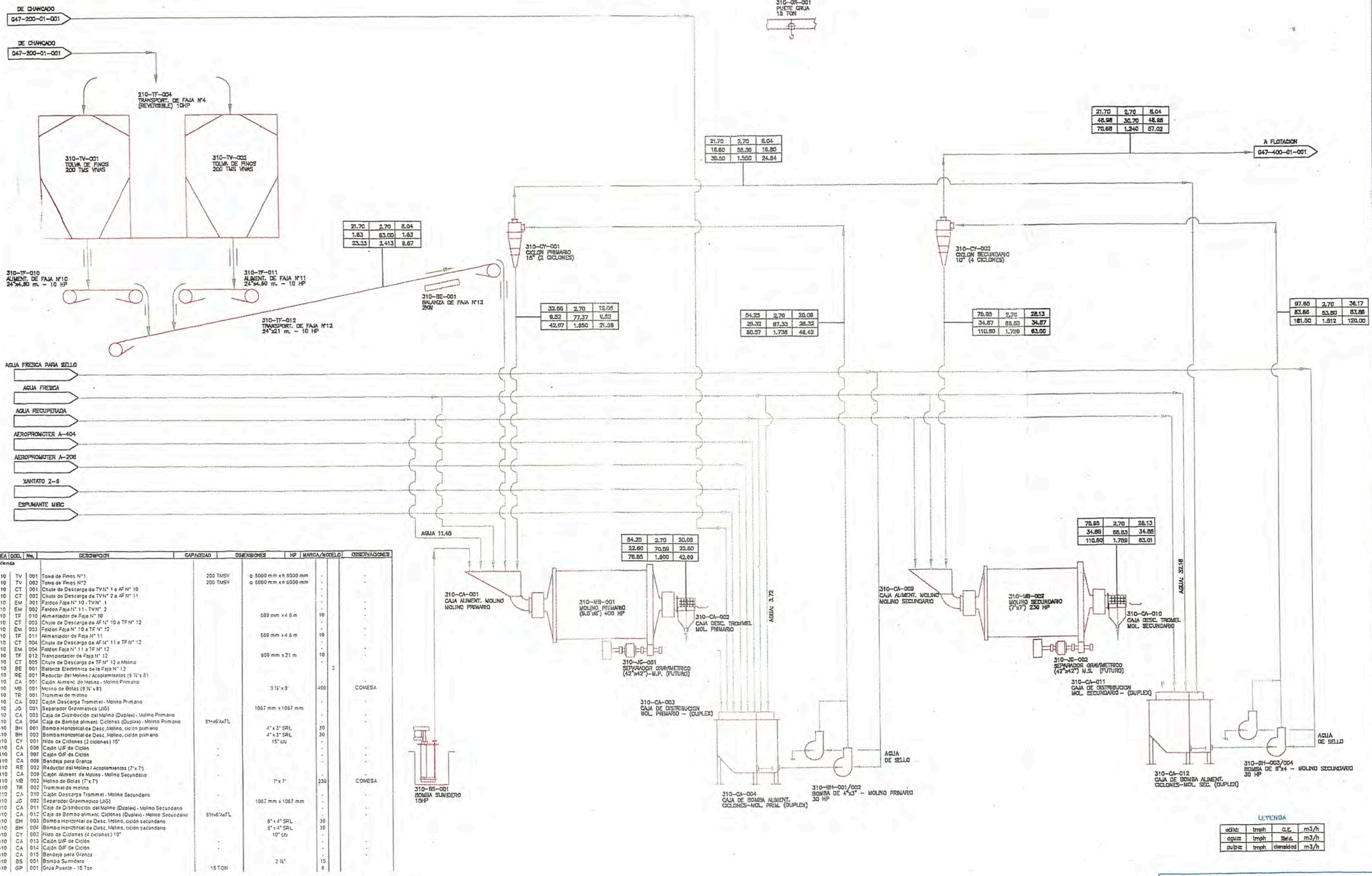
TITULO

PROYECTO EXPLORADOR
INGENIERIA DE DETALLE

PLANTA CONCENTRADORA - CHANCADO
DIAGRAMA DE FLUJO
CAP. 500 TMSD

PLANO NO. G47-200-01-001

REV. A



AREA	COD.	NO.	DESCRIPCION	CAPACIDAD	DIMENSIONES	HP	MARCA/MODELO	OBSERVACIONES
Molenda	TV	001	Tolva de Finos N°1	200 TMSV	φ 6000 mm x h 6000 mm			
	TV	002	Tolva de Finos N°2	200 TMSV	φ 6000 mm x h 6000 mm			
	CT	001	Chute de Descarga de TV N° 1 a AF N° 10					
	CT	002	Chute de Descarga de TV N° 2 a AF N° 11					
	EM	001	Faldón Faja N° 10 - TV N° 1					
	EM	002	Faldón Faja N° 11 - TV N° 2					
	TF	010	Alimentador de Faja N° 10		609 mm x 4.6 m	10		
	CT	003	Chute de Descarga de AF N° 10 a TF N° 12					
	EM	003	Faldón Faja N° 10 a TF N° 12					
	TF	011	Alimentador de Faja N° 11		609 mm x 4.6 m	10		
	CT	004	Chute de Descarga de AF N° 11 a TF N° 12					
	EM	004	Faldón Faja N° 11 a TF N° 12					
	TF	012	Transportador de Faja N° 12		609 mm x 21 m	10		
	CT	005	Chute de Descarga de TF N° 12 a Molino					
	BE	001	Balanza Electrónica de la Faja N° 12			2		
	RE	001	Reductor del Molino / Acoplamientos (9' 3/4" x 8')					
	CA	001	Cajón Aliment. de Molino - Molino Primario		9' 3/4" x 8'	400		COMESA
	MB	001	Molino de Bolas (9' 3/4" x 8')					
	TR	001	Trommel de molino					
	CA	002	Cajón Descarga Trommel - Molino Primario					
	JG	001	Separador Gravimétrico (JIG)		1067 mm x 1067 mm			
	CA	003	Caja de Distribución del Molino (Duplex) - Molino Primario					
	CA	004	Caja de Bomba aliment. Ciclonos (Duplex) - Molino Primario	8' 1/2" x 4' 1/2"				
	BH	001	Bomba Horizontal de Desc. Molino, ciclón primario		4' x 3" SRL	30		
	BH	002	Bomba Horizontal de Desc. Molino, ciclón secundario		4' x 3" SRL	30		
	CY	001	Nido de Ciclonos (2 ciclonos) 15"		15" dia			
	CA	006	Cajón U/F de Ciclon					
	CA	007	Cajón O/F de Ciclon					
	CA	008	Bandeja para Granza					
	RE	002	Reductor del Molino / Acoplamientos (7' x 7')					
	CA	009	Cajón Aliment. de Molino - Molino Secundario		7' x 7'	230		COMESA
	MB	002	Molino de Bolas (7' x 7')					
	TR	002	Trommel de molino					
	CA	010	Cajón Descarga Trommel - Molino Secundario					
	JG	002	Separador Gravimétrico (JIG)		1067 mm x 1067 mm			
	CA	011	Caja de Distribución del Molino (Duplex) - Molino Secundario					
	CA	012	Caja de Bomba aliment. Ciclonos (Duplex) - Molino Secundario	8' 1/2" x 4' 1/2"				
	BH	003	Bomba Horizontal de Desc. Molino, ciclón secundario		8' x 4" SRL	30		
	BH	004	Bomba Horizontal de Desc. Molino, ciclón secundario		8' x 4" SRL	30		
	CY	002	Nido de Ciclonos (4 ciclonos) 10"		10" dia			
	CA	013	Cajón U/F de Ciclon					
	CA	014	Cajón O/F de Ciclon					
	CA	015	Bandeja para Granza					
	BS	001	Bomba Sumidero		2 1/2"	15		
	GP	001	Grúa Puente - 15 Ton	15 TON		8		

LEYENDA

añil:	tmph	g.e.	m3/h
espum:	tmph	ml/d.	m3/h
pulve:	tmph	cantidad	m3/h

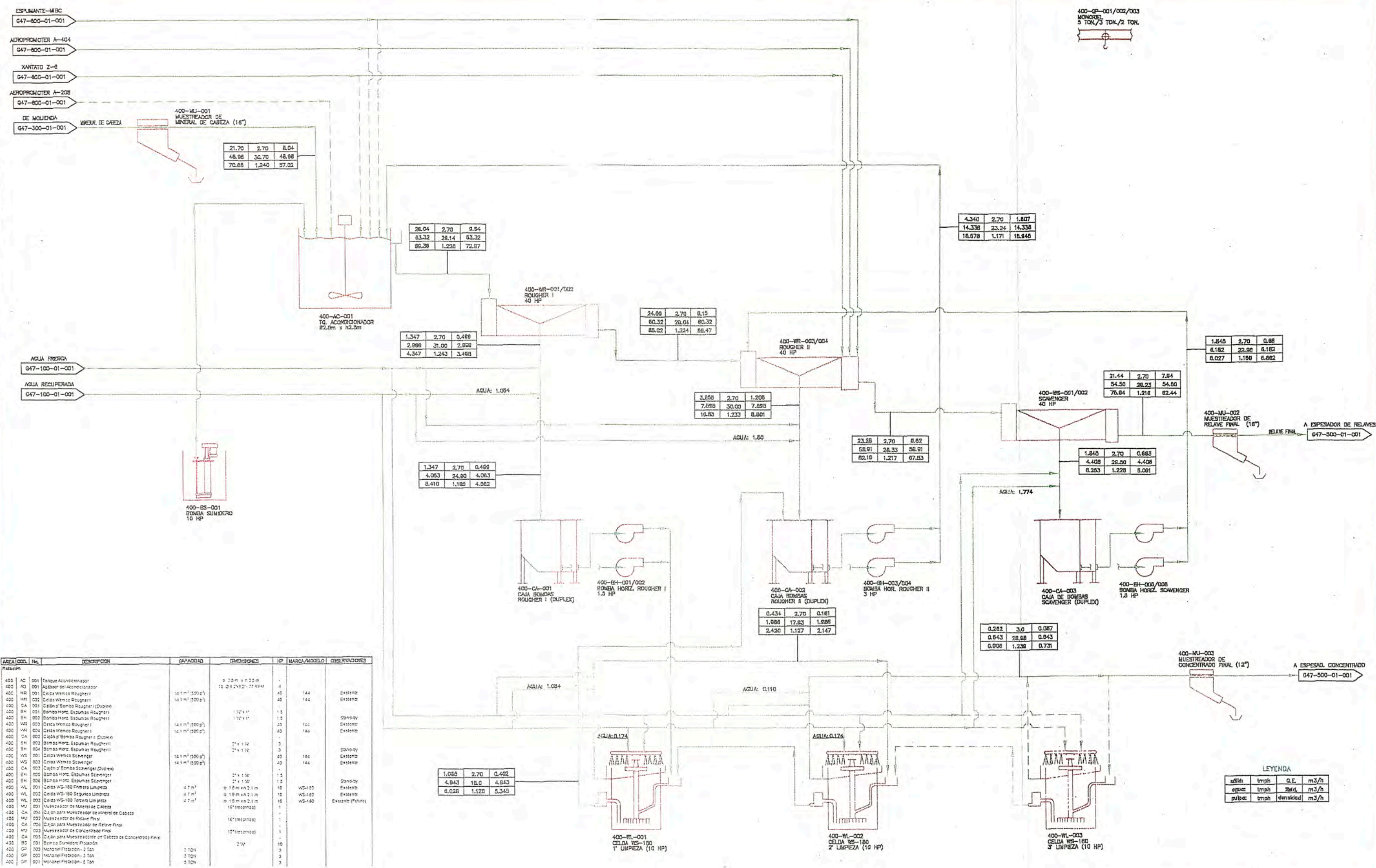
TITULO

PROYECTO EXPLORADOR
INGENIERIA DE DETALLE

PLANTA CONCENTRADORA - MOLIENDA
DIAGRAMA DE FLUJO
CAP. 500 TMSD

PLANO NO. 647-300-01-001

REV. A



AREA	COL.	No.	DESCRIPCION	CAPACIDAD	DIMENSIONES	HP	MARCA/MODELO	OBSERVACIONES
400	AC	001	Tanque Acondicionador	9.20 m x 2.25 m	-	-	-	Existente
400	AG	001	Agilador del Acondicionador	12.1 m ³ (300 g ³)	10.0 x 2.45 x 2.77 (34")	4	144	Existente
400	WR	001	Celda Wemco Rougher I	12.1 m ³ (300 g ³)	-	40	144	Existente
400	WR	002	Celda Wemco Rougher II	12.1 m ³ (300 g ³)	-	40	144	Existente
400	CA	001	Caja de Bomba Rougher (Duplex)	-	-	-	-	Existente
400	BH	001	Bomba Horiz. Espuma Rougher I	1.57 x 1.17	1.5	1.5	-	Existente
400	BH	002	Bomba Horiz. Espuma Rougher II	1.57 x 1.17	1.5	1.5	-	Existente
400	SH	001	Bomba Horiz. Espuma Scavenger	1.57 x 1.17	3	3	-	Existente
400	SH	002	Bomba Horiz. Espuma Scavenger	1.57 x 1.17	3	3	-	Existente
400	WS	001	Celda Wemco Scavenger	12.1 m ³ (300 g ³)	-	40	144	Existente
400	WS	002	Celda Wemco Scavenger	12.1 m ³ (300 g ³)	-	40	144	Existente
400	CA	002	Caja de Bomba Scavenger (Duplex)	-	-	-	-	Existente
400	BH	003	Bomba Horiz. Espuma Scavenger	2.1 x 1.57	1.5	1.5	-	Existente
400	BH	004	Bomba Horiz. Espuma Scavenger	2.1 x 1.57	1.5	1.5	-	Existente
400	WL	001	Celda WS-180 Primera Limpieza	2.7 m ³	ø 1.8 m x 2.1 m	10	WS-180	Existente
400	WL	002	Celda WS-180 Segunda Limpieza	2.7 m ³	ø 1.8 m x 2.1 m	10	WS-180	Existente
400	WL	003	Celda WS-180 Tercera Limpieza	2.7 m ³	ø 1.8 m x 2.1 m	10	WS-180	Existente (Futura)
400	MJ	001	Muestreador de Mineral de Cabeza	16" (intercomod)	-	-	-	-
400	CA	002	Caja para Muestreador de Mineral de Cabeza	16" (intercomod)	-	-	-	-
400	MJ	002	Muestreador de Relave Final	12" (intercomod)	-	-	-	-
400	CA	003	Caja para Muestreador de Relave Final	12" (intercomod)	-	-	-	-
400	MJ	003	Muestreador de Concentrado Final	12" (intercomod)	-	-	-	-
400	CA	004	Caja para Muestreador de Concentrado Final	12" (intercomod)	-	-	-	-
400	BS	001	Bomba Sumidero Plastico	2.7 m ³	2.7"	10	-	-
400	GP	001	Motocorriente Plastico - 2 Ton	2.70V	-	3	-	-
400	GP	002	Motocorriente Plastico - 2 Ton	2.70V	-	3	-	-
400	GP	003	Motocorriente Plastico - 2 Ton	2.70V	-	3	-	-

LEYENDA

gph	lpm	Q.E.	m ³ /h
gpm	lpm	2nd.	m ³ /h
polos	lpm	dim. actual	m ³ /h

TITULO
 PROYECTO EXPLORADOR
 INGENIERIA DE DETALLE
 PLANTA CONCENTRADORA - FLOTACION
 DIAGRAMA DE FLUJO
 CAP. 500 TMSD
 PLANO NO. G47-400-01-001
 REV. A