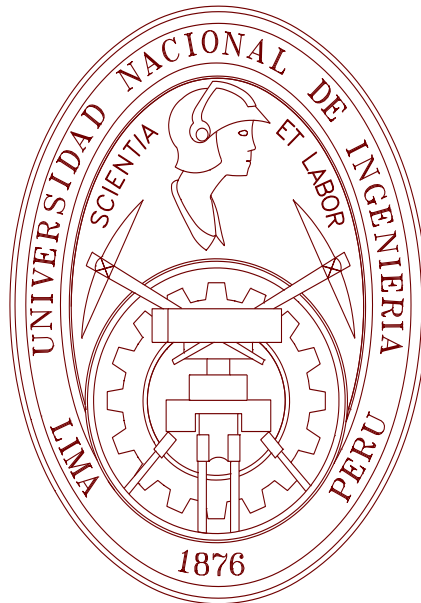


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA, GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



ESTUDIO DE FACTIBILIDAD DEL PROYECTO PICOMACHAY

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

**PARA OBTENER EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

NERIO ANTONIO CHAVARRY CORREA

**Lima – Perú
2008**

DEDICATORIA

A mis queridos padres Sergio y Maximina mi eterno cariño por educarme y protegerme hasta alcanzar la meta de ser profesional.

A mi Abnegada esposa y adorados hijos Luis Antonio, Cecilia, y Fernando quienes aceptaron sacrificar su tiempo de dedicación hacia ellos mientras me realizaba como profesional.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a mi alma máter la Universidad Nacional de Ingeniería, a mis maestros Jorge Díaz A., Fausto Zavaleta, Carlos Loret de Mola, Cesar Sotillo, Pedro Máximo Angeles, Pedro Tumialán Estanislao Dunin, Isaac Ríos, Francisco Sotillo y otros que transmitieron sus enseñanzas en mi formación profesional; y a mis compañeros de la etapa estudiantil.

Mi agradecimiento al equipo de ingenieros que trabaja conmigo en el desarrollo de este proyecto.

Gracias a las empresas mineras que me dieron la oportunidad de brindarles mis servicios, gracias a todos los que de una u otra forma contribuyeron a hacer posible la realización de este objetivo.

INDICE

	Pag.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
INTRODUCCION	v
RESUMEN	vii
CAPÍTULO I: INFORMACION GENERAL	
1.1 Objetivos	1
1.2 Reseña Histórica del Proyecto	1
1.3 Ubicación del Proyecto.	3
1.4 Descripción de las propiedades.	4
CAPÍTULO II: GEOLOGIA	
2.1 Geología Regional	8
2.2 Geología Local	8
2.3 Geología Económica	14
2.3.1 Historia de la Estimación de los Recursos	14
2.3.2 Modelamiento y Estimación de Recursos Geológicos	15
CAPÍTULO III: MINERIA	
3.1 Diseño del límite Final de la Mina	18
3.1.1 Optimización del PIT Final con Whittle	18
3.1.2 Determinación de las Reservas Minables	19
3.2 Planeamiento de Minado	22
3.2.1 Plan de Minado por Tipo de Mineral	22
3.3 Operaciones Mina	24
3.3.1 Preminado	24
3.3.2 Minado	24
CAPÍTULO IV: PROCESAMIENTO DE MINERAL	
4.1 Caracterización del Mineral	31
4.2 Pruebas Metalúrgicas	31
4.2.1 Primera Fase de Pruebas Metalúrgicas.	31
4.2.2 Segunda Fase de Pruebas Metalúrgicas.	35
4.2.3 Tercera Fase de Pruebas Metalúrgicas.	37

4.3	Criterios del Diseño y Flowsheet del Proceso	38
4.4	Proceso de recuperación.	39
4.4.1	Preparación del Mineral para Lixiviación	39
4.4.2	Instalación del sistema de Riego por Goteo.	39
4.4.3	Implementación del Control de la fuerza del cianuro durante el riego	40
4.4.4	Aplicación de la Cal al mineral durante la descarga en el PAD	
4.4.5	Colección de Solución Enriquecida	41
4.4.6	Tanque de Solución Pregnant	41
4.4.7	Poza de Solución Pregnant	42
4.4.8	Adsorción con carbón activado	42
4.4.9	Desorción y Electrowining	43
4.4.10	Fundición	44
4.4.11	Reactivación Química del carbón	44
4.4.12	Reactivación térmica del Carbón	45
4.4.13	Tanque de Solución Barren	45
4.4.14	Poza de Grandes Eventos	46
4.4.15	Filtración	47
4.4.16	Planta de Preparación de Solución Cianurada	47
4.5	Producción de DORE.	47
4.6	Disposición de Mineral de los Pads	48
CAPÍTULO V: LABORATORIO QUIMICO		
5.1	Equipos	52
5.2	Reactivos	53
CAPITULO VI: SUMINISTRO DE AGUA		
6.1	Balance de agua para uso industrial y Domestico	55
6.2	Canal Acequia	58
6.3	Desarenador	58
6.4	Reservorios de Almacenamiento	59
6.5	Sistema de Bombeo de Agua	59
6.6	Línea de Bombeo de Agua	61
CAPÍTULO VII: SUMINISTRO DE ENERGÍA ELECTRICA		
7.1	Requerimiento de Energía	62

7.1.1	Energía requerida en etapa inicial (año 0)	63
7.1.2	Energía requerida a máximo Nivel de Producción (Año 1)	63
7.2	Fuente de abastecimiento de Energía Eléctrica	64
7.2.1	Energía Hidráulica Electrocentro	64
	Costo de Energía Electrocentro VS Generación por Grupos	
7.2.2	Electrógenos	65
7.3	Proyecto de Electrificación Picomachay.	66
	Calidad de Energía, Protección y medición de Energía en	
7.4	media tensión 22.9kV y baja tensión 460/220V.	66
7.4.1	Calidad de Energía-Autotransformador	66
	Protección y Medición de energía en Línea de Media Tensión	
7.4.2	de 22.9kV.	67
7.5	Distribución de Energía	67
CAPÍTULO VIII: MEDIO AMBIENTE		
8.1	Impacto Medioambiental y Medidas de Control	70
8.1.1	Clima y Meteorología	70
8.1.2	Precipitación	70
8.1.3	Calidad de Aire	70
8.1.4	Fisiografía	71
8.1.5	Suelo	71
8.1.6	Tierras Aptas para Pastos (P)	71
8.1.7	Agua	72
8.1.8	Ambiente Biológico	72
8.2	Planta de Tratamiento de Efluentes	73
8.3	Permisos y Autorizaciones	74
CAPITULO IX: SOCIOECONOMICO		
9.1	Objetivo	76
9.2	En Salud	76
9.3	En Vivienda	77
9.4	En Educación	77
9.5	Empleo	77
9.6	Economía	77

CAPITULO X: INFRAESTRUTURA Y SERVICIOS

GENERALES

10.1 Servicios Generales y Administración	78
10.2 Infraestructura.	78
10.3 Infraestructura en Mina.	78
10.4 Infraestructura en el Campamento.	81

CAPÍTULO XI: ESTUDIO ECONÓMICO

11.1 Valorización de la Producción	83
11.2 Costo de Operación	84
11.3 Costo de Minado	86
11.3.1 Costo de Tratamiento	87
11.3.2 Servicio a la Producción Mina	88
11.3.3 Costo de Servicios Administrativos Mina	88
11.3.4 Costos Administrativos, Generales y Otros	89
11.4 Análisis de la Inversión	89
11.4.1 Inversión Requerida	89
11.4.2 Plan de Inversiones	90
11.5 Depreciación	90
11.6 Costo de Oportunidad del Capital	91
11.7 Evaluación Económica	91
11.8 Análisis de Sensibilidad	93
CONCLUSIONES	95
RECOMENDACIONES	96
BIBLIOGRAFÍA	97

INTRODUCCION

El Proyecto Picomachay en el Perú, inicia su fase exploratoria en el año 1995 por medio de la Empresa Queenstake Resources Inc. y posteriormente por otras empresas, hasta que en el año 2003, Minera Calipuy S.A.C. subsidiaria de Absolut Resources Corp. en Join Venture con Monterrico Metals P/C, continúa con la exploración del Proyecto.

En los inicios del año 2007, Minera Calipuy toma la decisión de llevar a cabo la evaluación económica en miras a la explotación del mismo; con el asesoramiento de técnicos en operaciones de oro similares, se realizó las pruebas metalúrgicas en botella y en columnas, con soluciones cianuradas y a diferente granulometría y adicionalmente se realiza una campaña de perforación con la finalidad de incrementar los recursos medidos e indicados, reducir recursos inferidos con taladros dentro de la misma malla de perforación anterior, asimismo con los resultados de la prueba metalúrgica se ensayó un perfil de prefactibilidad, el mismo que se lleva a cabo en el mes de Mayo del 2007. Teniendo en cuenta que es un yacimiento de oro diseminado* con recursos geológicos minerales oxidados y mixtos, se decide una explotación de mina a cielo abierto y el proceso de recuperación de oro mediante “heap leaching” y las soluciones enriquecidas tratarlas con columnas de carbón activado (Método CIC).

La última campaña de exploración se concluyó en el mes de Octubre del 2007 y con esta información y la realización de otras pruebas metalúrgicas que fueron positivas se decide realizar una evaluación técnica económica integral del yacimiento hasta un nivel de Factibilidad.

En vista de que el proyecto tiene reservas de mineral para 5 años, se ha previsto las operaciones de minado con equipos de empresas especializadas, de tal manera de reducir el nivel de inversión; contemplando adquirir para la Minera Calipuy una perforadora con capacidad de perforación de taladros de 5 $\frac{3}{4}$ " a 6 $\frac{1}{4}$ " de diámetro.

La evaluación económica de este estudio se realiza tomando como referencia un precio del oro a \$ 700 por onza (conservador) y de \$ 750 por onza (promedio).

Este documento ha sido preparado por el autor con experiencia en procesos de minado de oro del Perú, con el apoyo de un grupo de exploraciones que participó en la fase inicial de este proyecto.

RESUMEN

El presente Estudio de Factibilidad se basa en los resultados de los trabajos de evaluación técnica desarrollados a partir del mes de octubre 2007 habiéndose utilizado para ello toda la información disponible que se ha venido obteniendo de los trabajos de campo correspondiente a exploraciones geológicas, evaluación socio económica, relaciones sociales comunitarias, evaluación del medio ambiente.

De setiembre 2007 a la fecha se hizo participar a las empresas especializadas: Golder Associates Peru S.A., Horizons South America S.A.C., Cesel S.A., Ingenieros, Geoval Peru S.A.C, Esondi S.A., Tecmmine EIRL., quienes desarrollaron aspectos técnicos supervisados directamente por profesionales del proyecto.

Los estudios no comprendidos en el desarrollo realizado por estas empresas fueron elaborados por el personal técnico del proyecto.

Considerando que el depósito mineral aurífero corresponde a características mineralógicas particulares como la presencia del metal económico en mineral oxidado y mixto, se determinó el tratamiento a heap leaching, orientando todos los estudios de ingeniería y de procesos a determinar la factibilidad económica de este proyecto.

Geología

En el yacimiento, durante la fase exploratoria, se realizaron perforaciones de taladros tipo RCD, así como también se tomaron muestras en trincheras y canales del área mineralizada. Con esta información se procedió a la construcción del modelo de bloques y estimación de los recursos geológicos claramente diferenciados en tres zonas, una zona de óxidos en la parte superior, zona de mixtos en la parte intermedia y zona de sulfuros en la parte inferior. En base a esta información se determinaron las reservas geológicas aplicando metodología de estimación geoestadística.

Luego de realizar las primeras pruebas metalúrgicas del mineral oxidado y mixto con tratamiento de soluciones cianuradas con resultados favorables, se determinó el proceso del tratamiento heap leaching y la explotación a cielo abierto.

Planeamiento Mina

En base al conocimiento general del yacimiento y en función a las reservas de mineral se determinó el límite final probable del pit, desarrollándose planes de minado para una producción del orden de 5,000 Tm/día a 7,100 Tm/día en un horizonte de vida de 5 años.

En base a este nivel de producción se dimensionó el tamaño de la planta, plataforma de lixiviación, tamaño del laboratorio, talleres y demás servicios conexos a la operación, así mismo también se determinó el suministro de agua, energía, tamaño de equipos de minado y fuerza laboral.

Operaciones Mina.

Debido que el yacimiento tiene un comportamiento errático de presencia de oro, se ha previsto la explotación mediante minado selectivo, por lo que se requiere la explotación en bancos de 6 m de altura y el mineral disparado se transportará directamente de la mina al Pad. Teniendo una gran importancia la perforación y voladura para obtener una buena fragmentación y requerida para la lixiviación así como mínima proyección del disparo y evitar la dilución, que de todas formas requerirá la aplicación de un adecuado control de calidad.

La distancia de acarreo del mineral hacía el Pad se hará a través de un acceso de 2.5 km de longitud con pendiente negativa en 80%.

La ubicación del área del Pad, botadero de desmonte y demás instalaciones han sido localizadas por el personal del proyecto, se encargó a una empresa especializada la evaluación geotécnica requerida por el Ministerio de Energía y Minas.

Planta de Procesos.

El proceso metalúrgico (heap leaching) ha sido diseñado en función de los tipos de mineral y de los resultados de las pruebas metalúrgicas obtenidas con la participación de una empresa especializada que en el caso de Picomachay la presencia de la plata en las solución pregnant no es relevante, se determinó que la recuperación del oro se utilice el método CIC (coal in column).

Este proceso comprende las siguientes etapas: Lixiviación, Recolección de Solución Pregnant, Adsorción, Desorción, Electrodeposición, Fundición y Reactivación del Carbón Activado.

Las áreas de apoyo a este proceso de minado y recuperación de oro, están conformados por el laboratorio químico, talleres de mantenimiento, suministro de agua fresca, suministro de energía, y de servicios generales.

Evaluación Económica.

De acuerdo al tamaño de esta operación, se ha estimado una inversión inicial de US\$ 7,609,026 en la primera etapa, durante los cuatro primeros años de producción inversiones del orden de US\$ 4,889,681, éstos últimos se pueden aplicar de los ingresos por ventas durante la marcha operativa.

Los costos operativo anuales alcanzan la cifra aproximada 10.5 millones de dólares. Los Gastos Generales conformados por Gastos Financieros Operativos, Gastos por Venta, Seguros y Regalías alcanza la cifra aproximada de US\$ 3 millones de dólares anuales.

Los ingresos por venta alcanzan una cifra promedio de 28 millones de dólares.

El análisis de la rentabilidad con esta información determina un VANE (valor actual neto económico) de 29.36 millones de dólares y una TIRE (tasa interna de retorno económica) de 138 %, que demuestran buena rentabilidad del proyecto.

CAPÍTULO I: INFORMACION GENERAL

1.1 Objetivos

Objetivos generales:

El objetivo del presente trabajo es determinar la viabilidad técnica y económica del proyecto minero Picomachay, a partir de la información de los recursos geológicos obtenidos en la fase exploratoria y la pre-factibilidad de dicho proyecto para determinar la factibilidad de Picomachay.

Objetivos particulares del estudio:

- Formular el proyecto minero.
- Evaluar la viabilidad del proyecto minero, basado en la perspectiva técnica, económica y ambiental.
- Aplicar herramientas financieras de evaluación de proyectos mineros.

1.2 Reseña Histórica del Proyecto

Los trabajos preliminares fueron iniciados por la compañía Queenstake en 1995 quienes, mediante imágenes satelitales Landsat procesadas por Remote Sensing Enterprises Inc., identificaron la anomalía de color en esta zona. Luego en Joint Venture con Newcrest Mining ejecutaron un programa de perforación con el sistema de aire reverso (RCD), logrando un total de 1848 m. en 08 sondajes en el año 1998.

Posteriormente, los trabajos fueron continuados por Monterrico Metals en el 2001, de quienes Minera Calipuy SAC, subsidiaria de Absolut Resources Corp., toma una opción por 75 % con recursos propios desde el año 2003.

Desde fines del 2003 a Diciembre del 2005 Minera Calipuy ha desarrollado un intenso programa de perforación RCD en cuatro campañas alternadas con trabajos de estudios geofísicos, mapeo geológico y muestreo geoquímico superficial, perforándose 12,446.5 m en un total de 90 taladros. Las

perforaciones han sido orientadas a la zona de principal anómala en un área aproximada de 1.5 x 0.5 Km, determinándose un cuerpo mineralizado con extensión aproximada de 800 x 200 m, continuando la mineralización hacia los extremos Oeste y Noreste.

Año 2003

- Acuerdo Joint Venture con Monterrico Metals plc, compilación de data, mapeo y muestreo geoquímico de superficie, planeamiento del programa de perforación a realizarse en el año 2004.
- Gastos \$ 36,524.92

Año 2004

- Estudios de Geofísica realizados por la empresa Quantec Geoscience Perú SAC.
- Gestiones/Estudios de Impacto Ambiental ante el Ministerio de Energía y Minas.
- Desarrollo de las dos primeras campañas de perforación (Fase I- Fase II) con un total de 4030.5 m en 25 taladros (RC).
- Adquisición de concesiones adicionales en el proyecto Pico Machay (IRI 245, PICO CHICO UNO, PICO CHICO DOS COMPLEMENTARO, PICO CHICO TRES).
- Gastos \$ 954,259.70

Año 2005

- Mapeo geológico del área principal del proyecto.
- Muestreo geoquímico superficial (rocas y suelos).
- Realización de las Campañas de Perforación RC Fase III y IV (8416m en 65 taladros)
- Cálculo de Recursos Estimados en el proyecto Pico Machay, realizado por Caracle Creek Internacional Consulting Inc. (Ontario, Canadá)
- Adquisición de estación Meteorológica para el proyecto Pico Machay
- Gastos \$ 1'182,667.64

Año 2006

- Elaboración y correlación de secciones con análisis geoquímicos PIMA realizado en muestras de superficie y de taladro
- Programación preliminar de perforación RC, Infill Drilling para el estudio de prefactibilidad.
- Se continuó con los trabajos de campo correspondientes a mapeo geológico y muestreo de superficie (Roca y Suelos).
- Gastos \$ 193,388.29

Año 2007

- Minera Calipuy inicia los planeamientos de trabajos y estudios de ingeniería como parte del Estudios de Pre-Factibilidad para iniciar la actividad productiva en el yacimiento aurífero Pico Machay.
- Trabajos de investigación metalúrgica realizado por TECNOLOGIA MINERA METALURGICA INDUSTRIAL EMPLEADA E.I.R.L.
- Campaña de Perforación Aire Reversa Infill Drilling Fase V (5842 m en 70 taladros).
- Terminada la interpretación y evaluación del modelo geológico con los resultados de la última campaña de perforación RC, se presentó el reporte final de recursos medidos e indicados realizado por la empresa Geoval Perú SAC.
- El informe final del cálculo de recursos medidos e indicados realizado por Geoval Perú SAC nos confirma la viabilidad inicial del proyecto, 218,418 onzas de Au en la zona de óxidos-mixtos con ley promedio de 0.72 g/t y cut off de 0.20 gr/Tm.
- Todos los trabajos programados se desarrollan en forma continuada y sistemática, tenemos proyectado presentar el Estudio de Factibilidad del Proyecto Pico Machay en Enero del 2008.
- Gastos (Procesando).

1.3 Ubicación del Proyecto.

El proyecto PicoMachay a 220 Km en línea recta al SE de Lima entre altitudes desde los 4,600 a 5,000 msnm, ubicado en el distrito de Santa Ana, provincia de Castrovirreyna, en el departamento de Huancavelica.

El proyecto Pico Machay está localizado en el extremo Sur del Perú Central, dentro de la secuencia volcánica Terciaria y a 220 Km en línea recta al SE de Lima con una altura promedio de 4,900.00 m.s.n.m, distrito de Santa Ana, provincia de Castrovirreyna, departamento de Huancavelica (Fig. 1)

La misma que alcanza un área de 4,822 hectáreas.

El acceso desde la ciudad de Lima es como sigue:

- Lima – Pisco (San Clemente) 228 Km 3.0 horas Asfaltado
- Pisco(San Clemente)– Pte. Rumichaca 195 Km 3.5 horas Asfaltado
- Pte. Rumichaca – Santa Ana 50 Km 2.0 horas Afirmado
- Santa Ana – Pico Machay 20 Km 1.0 hora Trocha

El proyecto está dentro de la hoja topográfica a la escala 1: 100 000 número 27-m, del IGN (Castrovirreyna) y hoja topográfica a la escala 1: 25 000, número 27-m-I-NW, del Catastro Rural del Ministerio de Agricultura.

1.4 Descripción de las propiedades.

El área el proyecto está cubierta por 15 concesiones mineras que abarcan 4823 hectáreas y se encuentran ubicadas en el departamento de Huancavelica, cuadrángulo de Castrovirreyna. (Ver tabla 1 y Fig. 2).

Tabla Nº 1 Propiedades Mineras del proyecto Pico Machay.

Ítem	Concesión	Código	Hectárea	Titular
8	EL ALCATRAZ 4	01-01385-94	1000.00	IRI PERU S.A. COMPAÑIA MINERA
9	EL ALCATRAZ 5	01-01386-94	800.00	IRI PERU S.A. COMPAÑIA MINERA
10	IRI-219	01-01945-98	700.00	IRI PERU S.A. COMPAÑIA MINERA
11	IRI-221	01-01947-98	700.00	IRI PERU S.A. COMPAÑIA MINERA
1	IRI 238	01-00195-03	8.00	MINERA MONTERRICO PERU S.A.C.
2	IRI 239	01-00196-03	15.00	MINERA MONTERRICO PERU S.A.C.
6	IRI 240	01-00200-03	2.00	MINERA MONTERRICO PERU S.A.C.
3	IRI 241	01-00197-03	24.00	MINERA MONTERRICO PERU S.A.C.
4	IRI 242	01-00198-03	15.00	MINERA MONTERRICO PERU S.A.C.
5	IRI 243	01-00199-03	2.00	MINERA MONTERRICO PERU S.A.C.
7	IRI 244	01-00201-03	225.00	MINERA MONTERRICO PERU S.A.C.
12	IRI 245	01-02375-04	500.00	MINERA PICOMACHAY S.A.C
13	PICO CHICO UNO	01-02712-04	11.99	MINERA PICOMACHAY S.A.C
14	PICO CHICO DOS	01-02897-04	20.00	MINERA PICOMACHAY S.A.C
15	PICO CHICO TRES	01-03572-04	800.00	MINERA PICOMACHAY S.A.C

Las coordenadas geográficas centrales aproximadas son 75° 13' Latitud W y 13° 30' Longitud S.

La ubicación geográfica de las Concesiones Mineras está determinada por las coordenadas UTM de la Tabla N° 2.

Tabla N° 2		
Vértice	Coordenada Norte UTM	Coordenada Este UTM
A	8,563,000	473,000
B	8,563,000	478,000
C	8,564,000	478,000
D	8,564,000	481,000
E	8,558,000	481,000
F	8,558,000	480,000
G	8,557,000	480,000
H	8,557,000	474,000
I	8,562,000	474,000
J	8,562,000	473,000

Fig.1.- Propiedades incluidas en el proyecto Pico Machay.

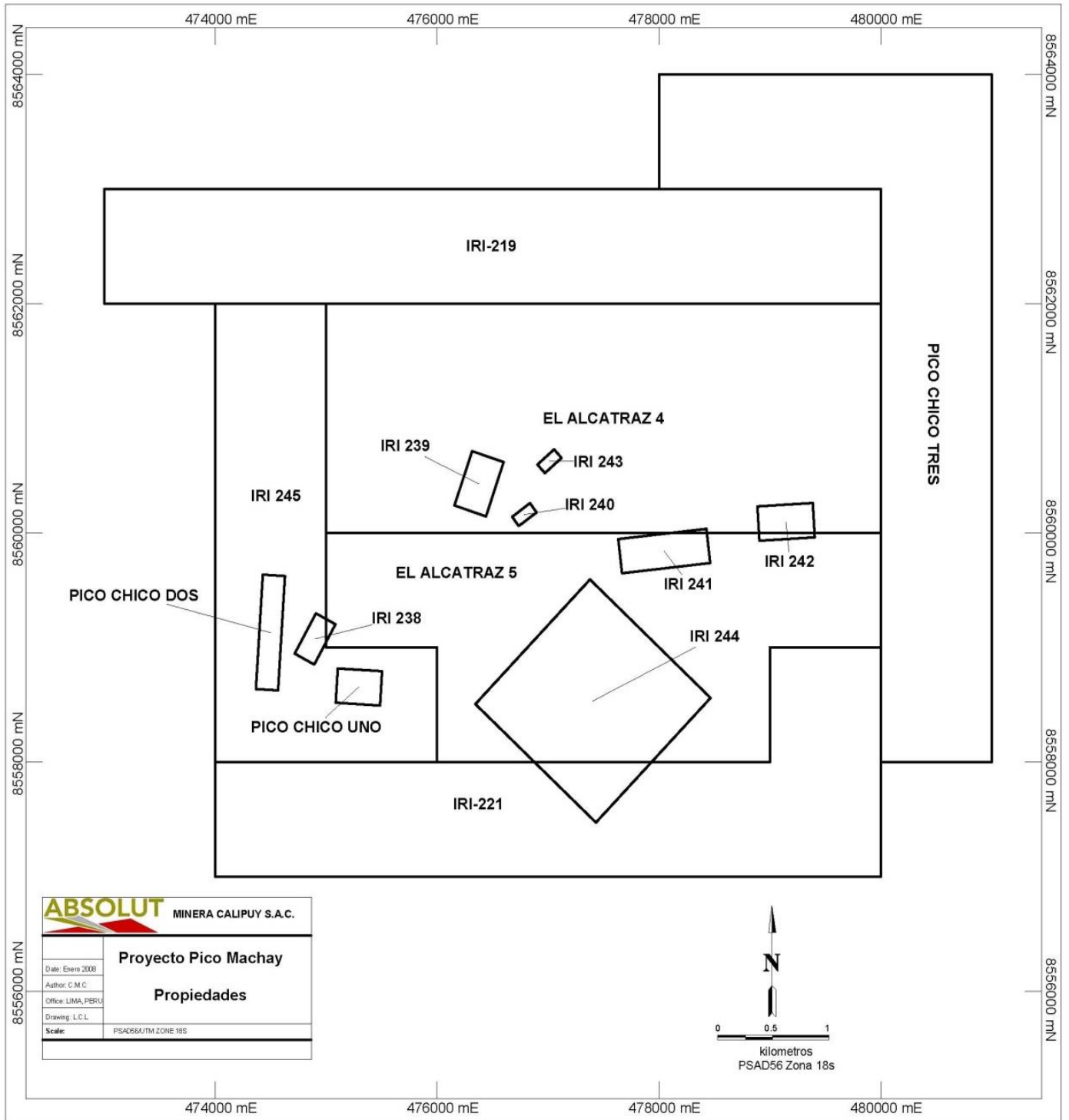
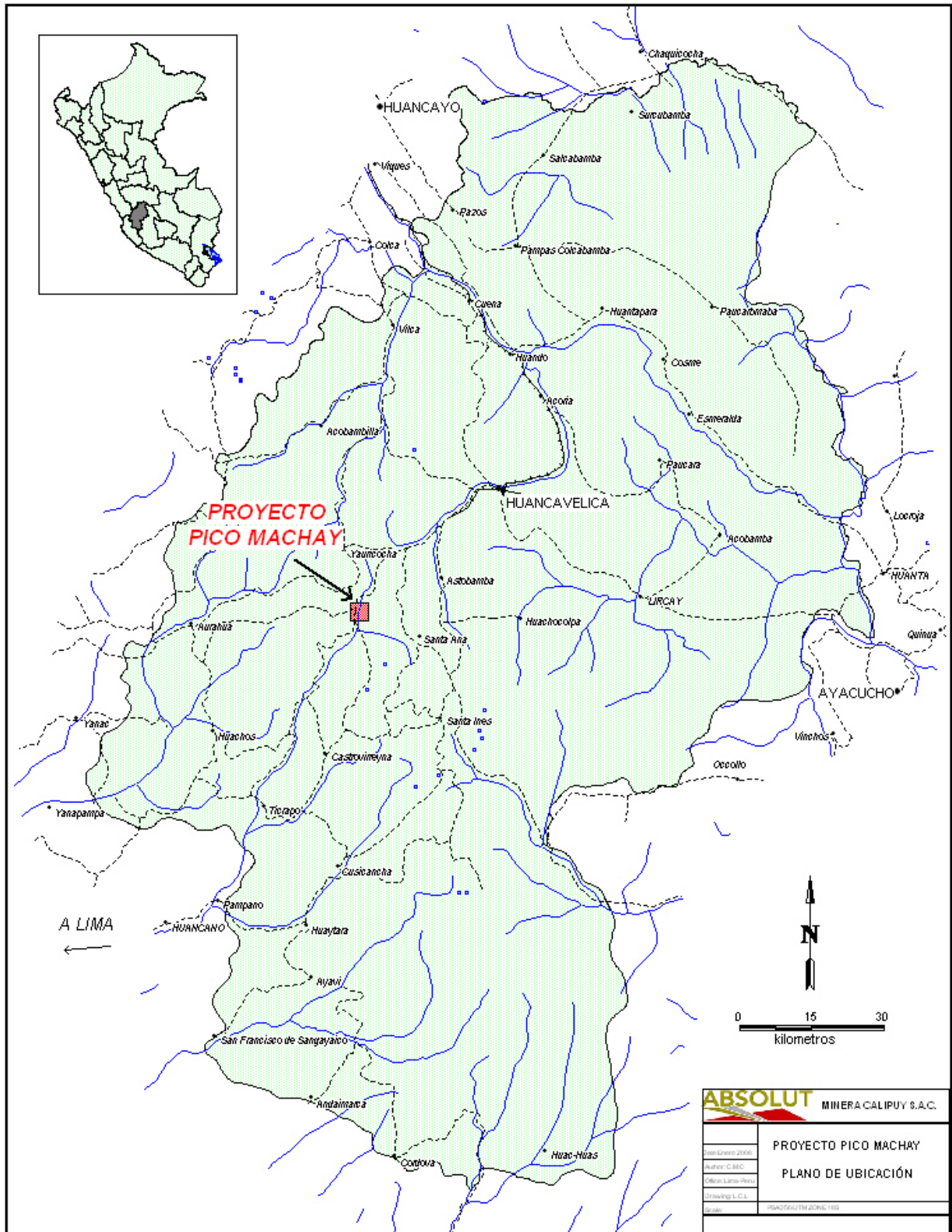


Fig. Nº 2 Ubicación de Proyecto Picomachay



CAPÍTULO II: GEOLOGIA

2.1 Geología Regional

En el marco geológico regional afloran diferentes unidades litológicas que van desde el Cretáceo inferior a la secuencia volcánica Terciaria y depósitos Cuaternarios recientes, que en general siguen el rumbo andino Noroeste-Sureste. En contacto hacia el borde Oeste se presenta el Batolito de la Costa.

Las rocas del Mesozoico están conformadas por secuencias sedimentarias clásticas, calcáreas y algunos depósitos de tipo volcano-sedimentario. Estos últimos ocurren principalmente hacia los sectores Suroeste y Noreste e infrayacen discordantemente a la secuencia volcánica del Terciario.

Según el mapa geológico de Castrovirreyna a escala 1:100000 (INGEMMET, Salazar y Landa, 1970), la secuencia volcánica terciaria en la que se ubica el proyecto tiene como rocas de basamento a las sedimentitas silicoclásticas y calcáreas de la cuenca mesozoica oriental andina. Estas rocas cretácicas están cubiertas parcialmente por las capas rojas continentales de la formación Casapalca que marca el paso al terciario inferior. La sobreyace una secuencia volcánico-sedimentaria del Eoceno-Oligoceno.

Las formaciones Miocénicas Castrovirreyna, Caudalosa, Auquivilca, Huichinga y Astobamba son las más importantes desde el punto de vista minero, pues es en ellas, donde se localizan los distritos mineros ya conocidos como Caudalosa-San Genaro y las minas Palomo, Dorita, etc. entre varias otras con mineralización polimetálica de Pb, Zn, Ag, Cu en relleno de fisuras. En la Fm Huichinga se ubica el Proyecto Pico Machay.

Los volcánicos Terciarios están instruidos por stocks andesítico-dacíticos de unos 5-10 Km de diámetro en promedio.

2.2 Geología Local

Localmente el yacimiento Pico Machay se encuentra asociado a la Fm Huichinga del Mioceno, compuesta por lavas andesíticas y dacíticas intercaladas con tufos andesíticos y dacíticos, que sobreyacen a la secuencia volcano-sedimentaria de la Fm Auquivilca también del Mioceno. También

observamos la presencia de domos hipabisales de composición diorítica y andesítica. (Fig.3)

Según la publicación del Ingemmet (Boletín 44 – Humberto Salazar / César Landa), la columna estratigráfica del área comprende las siguientes unidades:

Formación Auquivilca

Con este nombre se describe una secuencia de rocas piroclásticas en la base y depósitos lacustres en la parte superior. Su nombre e ha tomado de los afloramientos que existen entre los cerros Saihuapata y Auquivilca, ubicados en las vecindades del río Luicho y Santa Ana.

En el cerro Auquivilca la sección medida presenta un grosor de 911 m diferenciándose dos miembros, un inferior representado por rocas tobáceas macizas y un miembro superior que consiste de areniscas y limonitas intercaladas con calizas grises en capas delgadas hasta laminares y brechas tobáceas ocasionalmente.

Se denomina así, a la secuencia de derrames andesíticos y dacíticos intercalados con algunas brechas de flujo y tobas andesíticas y dacíticas que se interdigitan con la secuencia sedimentaria piroclástica de la Fm Auquivilca en algunos sectores. Su grosor es variable de un lugar a otro, pero se estima 300 m. en la localidad tipo entre Sigsihuasi y Huichinga.

Esta unidad volcánica se considera que guarda relación con el volcanismo asociado a los centros volcánicos que dieron lugar a la Fm Caudalosa.

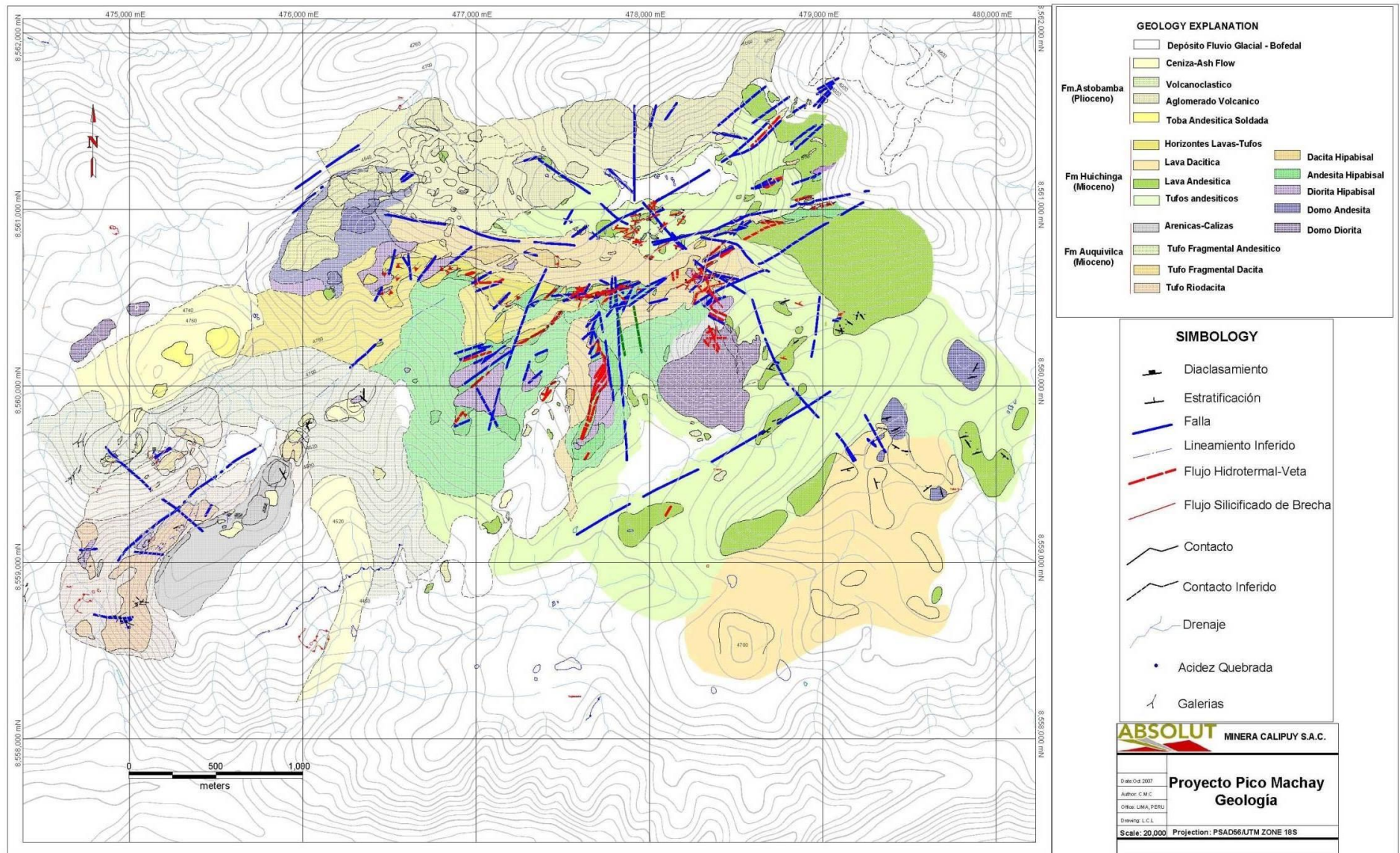


Fig. 3 Geología del Proyecto Pico Machay

Formación Huichinga

Formación Astobamba

Se designa con este nombre a un conjunto de derrames andesíticos, basálticos y brechas de flujo de similar composición, con ocasionales horizontes tobáceos y piroclásticos, relacionados a centros volcánicos de tipo estrato volcán y explosivo; interpretación basada en la disposición groseramente periclinal que muestran los derrames.

Depósitos Cuaternarios

En la parte alta del flanco occidental andino y en altiplano del área se han diferenciado los siguientes depósitos cuaternarios:

Depósitos Glaciares, están representados por material morrénico antiguo y reciente distribuidos en las cabeceras de los valles glaciares. Este material consiste de gravas y bloques medianos, subangulosos a subredondeados, englobados en una matriz de grava fina y matriz limoarcillosa.

Depósitos Fluvioglaciares, durante el cuaternario el proceso erosivo es activo y guarda relación con el desarrollo de varias etapas de glaciación con sus productos consiguientes, los cuales fueron acarreados y depositados por los ríos de ambas vertientes de la zona andina de estudio, posteriormente la profundización de sus cauces ha desarrollado terrazas aluvionales.

Depósitos Coluviales, en las laderas de los valles se ha depositado material de escombros de gravas y bloques subangulosos distribuidos en material limo arenosa y grava fina.

Toda a columna estratigráfica sedimentaria y volcánica está afectada por magmatismo intrusivo subvolcánico (domos hipabisales), existen Domos Dioríticos y Domo Andesíticos.

Fig. 4 Sección de Mineralización Pit Final 477900

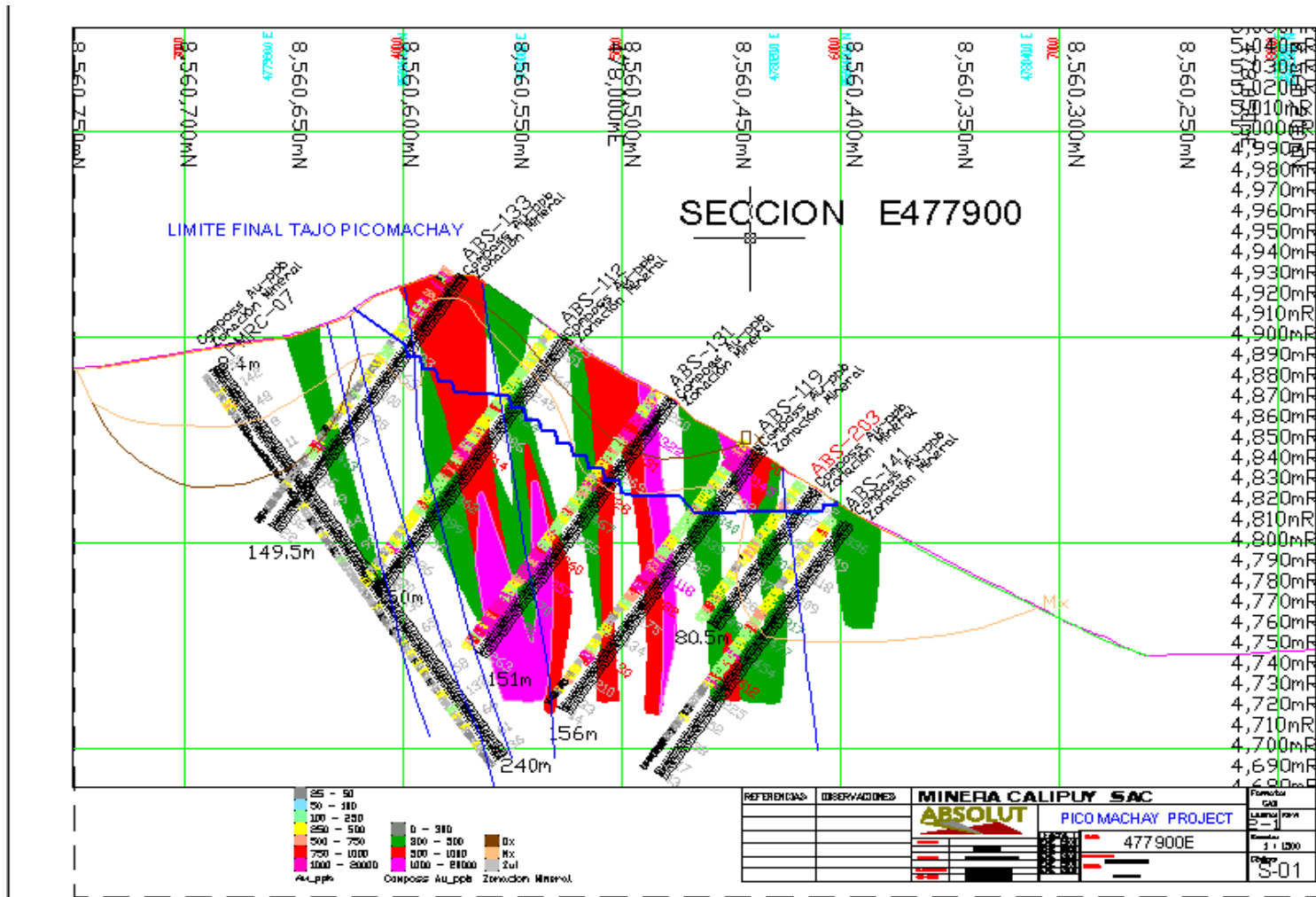
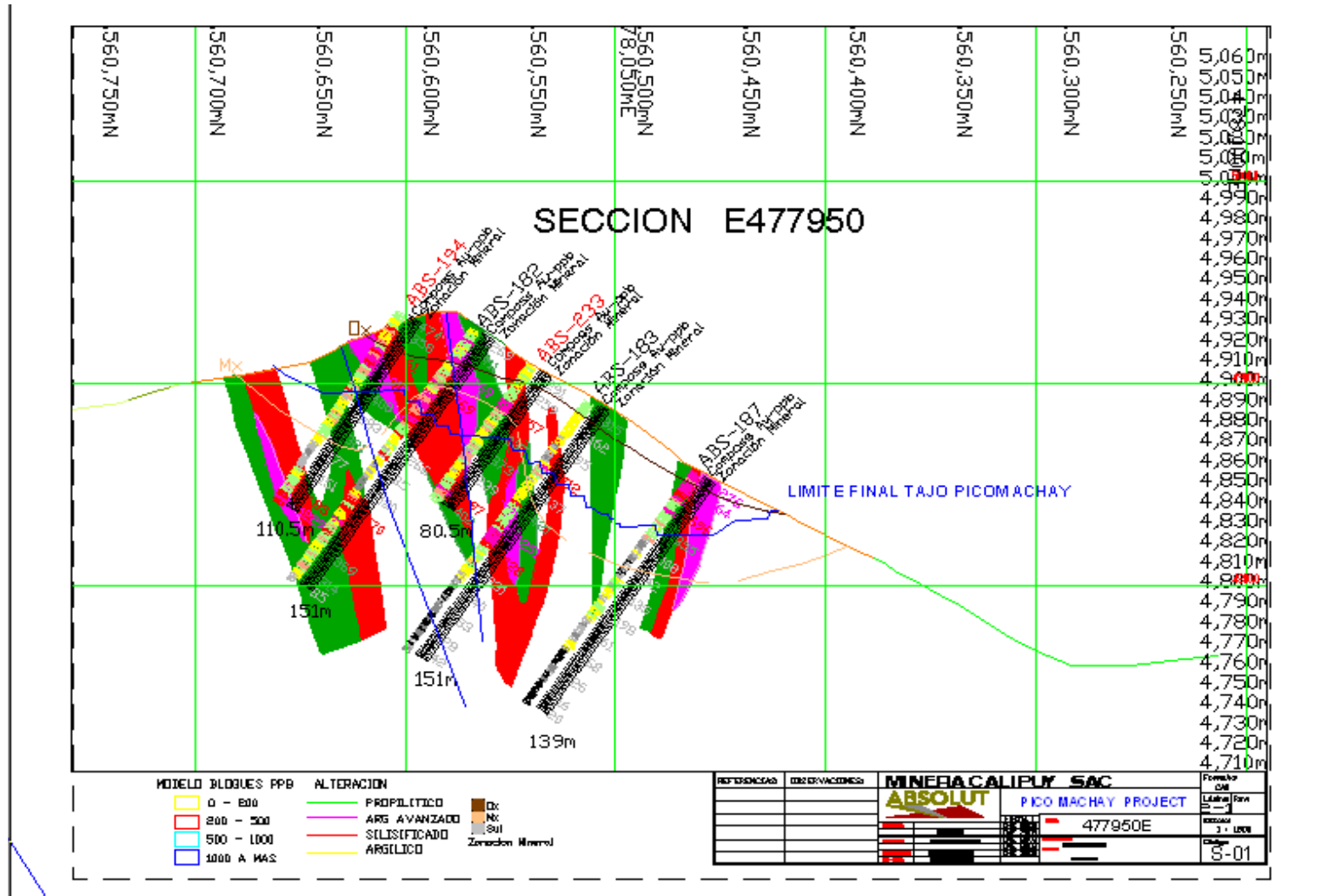


Fig. 5 Sección de Mineralización Pit Final 477950



2.3 Geología Económica

2.3.1 Historia de la Estimación de los Recursos

En el año 2005 se realizó el primer cálculo de Recursos Estimados, el trabajo fue realizado por Caracle Creek Internacional Consulting Inc. y el resumen de los resultados obtenidos se muestra en los siguientes cuadros:

Recursos Geológicos Estimados – Pico Machay

Tabla Nº 3 Zona de Óxidos-Mixtos

Intervalo Au g/t	Toneladas	Au g/t	Contenido Onzas Au
De 0.3 a 0.5	4,664,152	0.39	58,272
De 0.5 a 1.0	6,833,170	0.73	161,266
Mayor a 1.0	4,428,708	1.52	217,085
Total (Mayor a 0.3)	15,926,030	0.85	436,623

Tabla Nº 4 Zona de Sulfuros

Intervalo Au g/t	Toneladas	Au g/t	Contenido Onzas Au
De 0.3 a 0.5	5,765,789	0.38	71,100
De 0.5 a 1.0	2,792,972	0.67	60,250
Mayor a 1.0	341,339	1.30	14,229
Total (Mayor a 0.3)	8,900,100	0.51	145,579

Para efectos del cálculo de recursos se calculó los pesos específicos de 11 muestras de mano provenientes de las zonas de óxidos, mixtos y sulfuros (Laboratorio ALS Chemex). Los resultados promedios nos dieron 2.32 g/cm³.

En el año 2007, se realizó la V Fase de perforación con el sistema de aire reversa (Infill drilling) con la finalidad de cambiar la categoría de los recursos geológicos estimados a recursos medidos e indicados.

El nuevo cálculo de recursos fue realizado por Geoval Perú SAC a petición de Minera Calipuy SAC y fue terminado en Octubre del 2007, la incorporación de la información de la última campaña de perforación permitió la densidad de secciones transversales cada 25 m, con lo cual se calculó los recursos medidos e indicados considerando el total de datos de 154 taladros de aire reversa y 2,262 muestras de superficie en canales.

La mineralización de oro se distribuye uniformemente en los 2 dominios establecidos: zona de óxidos + mixtos y zona de sulfuros.

Los recursos en este cálculo fueron obtenidos mediante kriging ordinario y al cut off de 0.20 gr/Tm Au, el resumen general de recursos se puede ver en el siguiente cuadro:

Tabla Nº 5 Recursos óxidos mas mixtos (Picomachay)

	Volúmen M3	Densidad	Tonelaje	AU	Onzas
				Gr/T	
Medido	600.94	2.3	1,382,153	0.92	41,094
Indicado	3,486.61	2.3	8,019,208	0.69	177,324
Med+Ind	4,087.55	2.3	9,401,362	0.72	218,418
Inferido	2,250.66	2.3	5,176,528	0.64	107,111
TOTAL	6,338.21	2.3	14,577,889	0.70	325,529

Nota. Resumen de recursos en Pico Machay, calculados por Geoval Perú SAC (2007).

El informe final del cálculo de recursos medidos e indicados realizado por Geoval Perú SAC nos confirma la viabilidad inicial del proyecto, 218,418 onzas de Au en la zona de óxidos-mixtos con ley promedio de 0.72 g/Tm y cut off de 0.20 gr/Tm.

2.3.2 Modelamiento y Estimación de Recursos Geológicos

Con los resultados de la última campaña de perforación RCD (Reverse Circulation Drilling), se hizo la interpretación y evaluación final del modelo geológico, la mineralización aurífera se presenta en un sistema de fracturas conjugadas y con

diseminación hacia las paredes, formando en conjunto un cuerpo mineralizado con un control estructural principal de orientación N 70° y dip subvertical al SE.

La alteración se presenta bien marcada a lo largo de lineamientos y fracturamientos de azimut N 70° - 80°, en la parte central silicificación intensa con vuggy silica, sobreimposición y aureola de argílica avanzada, hacia los bordes externos alteración argílica moderada-fuerte. En profundidad se observa propilitización débil asociada a volcánicos lávicos andesíticos.

Para la interpretación y evaluación del yacimiento se construyeron secciones verticales de mineralización (37) y alteración (16) transversales al cuerpo mineralizado cada 25 m, los que fueron tomados como base para el respectivo cálculo de recursos. Ver Fig. 4

En el cuerpo mineralizado se puede identificar 3 zoneamientos definidos: zona de óxidos, zona de mixtos y zona de sulfuros. La parte oxidada está constituida por óxidos goetíticos-jarosíticos con trazas de hematita, la zona de mixtos presenta trazas de pirita diseminada y azufre puntual cristalizado en las oquedades, la profundidad alcanzada de ambas zonas es de 80 a 100 m promedio; en la zona de sulfuros se observa pirita diseminada y en finas venillas 3-10%.

Fig.6. Sección de Alteración Pit Final - 477900

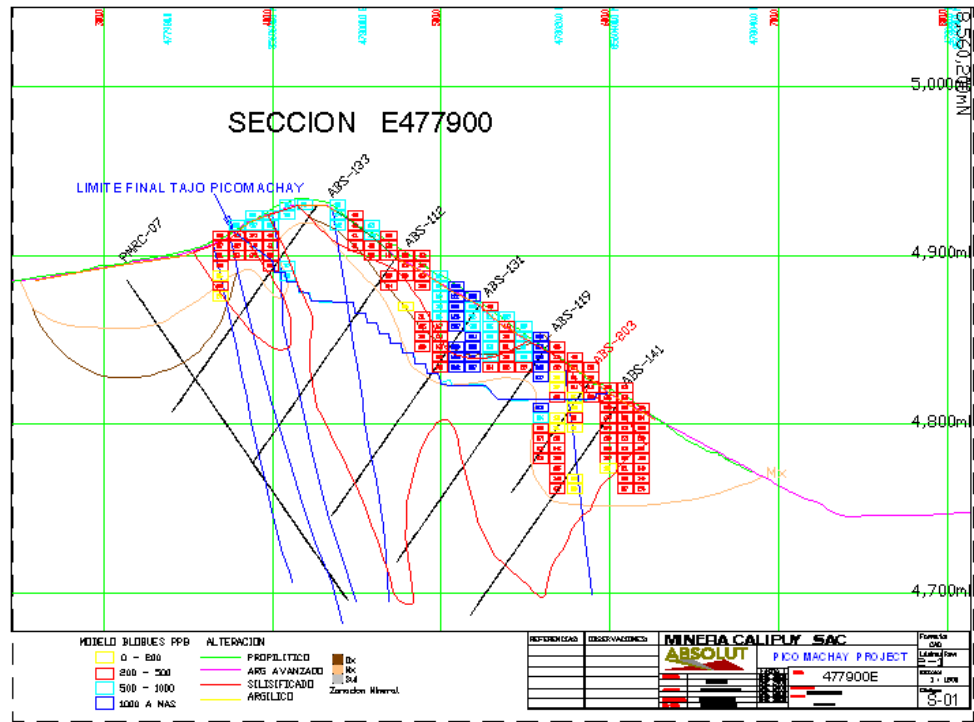
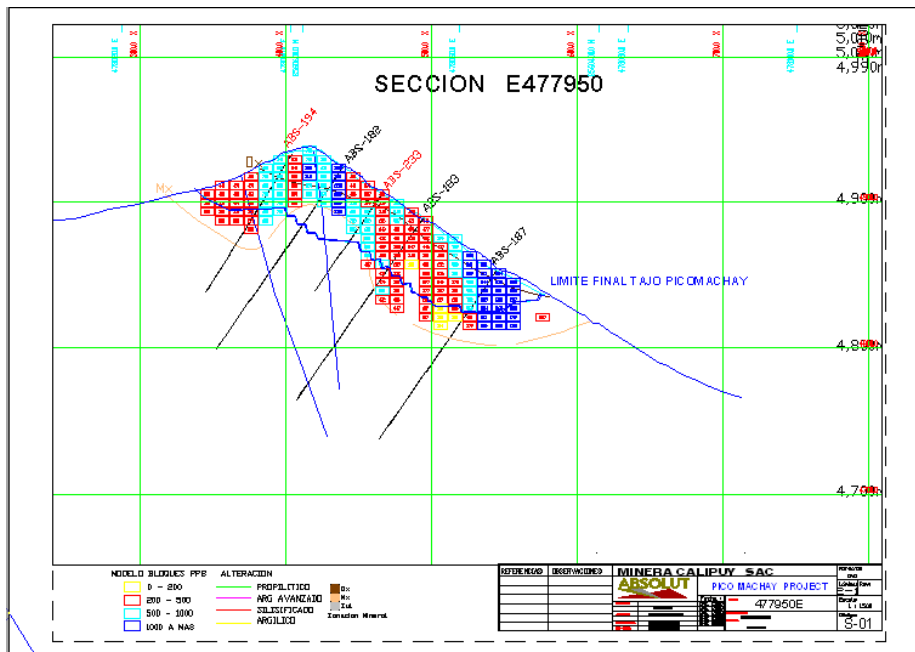


Fig.7 Sección de Alteración Pit Final – 477950



CAPÍTULO III: MINERÍA

3.1 Diseño del límite Final de la Mina

Después de haber realizado el modelo del yacimiento así como la estimación de recursos geológicos, se ha procedido a la determinación de reservas minables, siendo la ley de corte interno es de 0.20 g Au/Tm para los recursos geológicos.

El método de minado que se utilizará es el de cielo abierto (Open Pit), toda vez que se trata de un cuerpo de mineral con contenido de oro diseminado en el macizo rocoso.

3.1.1 Optimización del PIT Final con Whittle

Para el cálculo de las reservas minables se utilizó el mismo modelo de bloques de las reservas estimadas en el modelo geológico.

A este modelo de bloques se aplicó el diseño del límite final utilizando el optimizador Whittle de GEMCOM.

Para el diseño del límite final se utilizaron los siguientes parámetros:

Precio del oro (US\$/Oz) 700

Considerando la proyección de precios a nivel internacional se consideró un valor conservador de \$700.00 por onza.

Costo de Minado (US\$/Tm) 0.9424

A partir de la estructura de costos de proyectos similares que presentan 500 Toneladas por día se ha considerado 0.9424 \$/TM.

Costo de Proceso metalúrgico (US\$/Tm – Mineral) 2.8647

Costos de G&A (US\$/Tm) 1.3634

Recuperación Metalúrgica 70%

Ángulo del Talud Final (promedio) 45°

Ley de Cut Off Interno 0.20 g Au/Tm

Altura de banco 6.00 metros.

3.1.2 Determinación de las Reservas Minables

El cuadro de reservas minables de la Tabla 4 indica las reservas minables al interior del Límite final óptimo del PIT.

Tabla Nº 6

RESERVAS DE MINERAL DEL TAJO PICOMACHAY									
MINA	LEY DE CORTE INTERNO	CATEGORIA				TOTAL RESERVAS MINABLES		DESMONTE TM	RELACION RDM
		PROBADO		PROBABLE		TM	LEY gr/TM		
		TM	LEY gr/TM	TM	LEY gr/TM				
OXIDOS	0.2	1,309,228	0.955	3,115,261	0.718	4,424,489	0.788	2,698,938	0.61
MIXTOS	0.2	2,782,110	0.881	4,482,937	0.645	7,265,047	0.735	4,431,679	0.61
TOTAL		4,091,338	0.905	7,598,198	0.675	11,689,536	0.756	7,130,617	0.61

Adicionalmente a estos parámetros principales las rampas de acceso se ha diseñado con 12 metros de ancho con una pendiente de 8%, el ángulo de talud de operación dependerá del back break (3.5 metros) se calcula entre 57° y 62°, la altura de banco será de 6 metros, el ancho mínimo de operación de 20 metros.

Se observa un tonelaje total de reservas probadas minables de 4091338 TM con ley de 0.905 gr/TM y un tonelaje total de reservas probables de 7598198 TM con ley 0.675 gr/TM, ambos dan como resultado un total de reservas minables de 11689536 TM con 0.756 gr/TM.

Ver Plano Limite Final y Curva Tonelaje vs Ley.

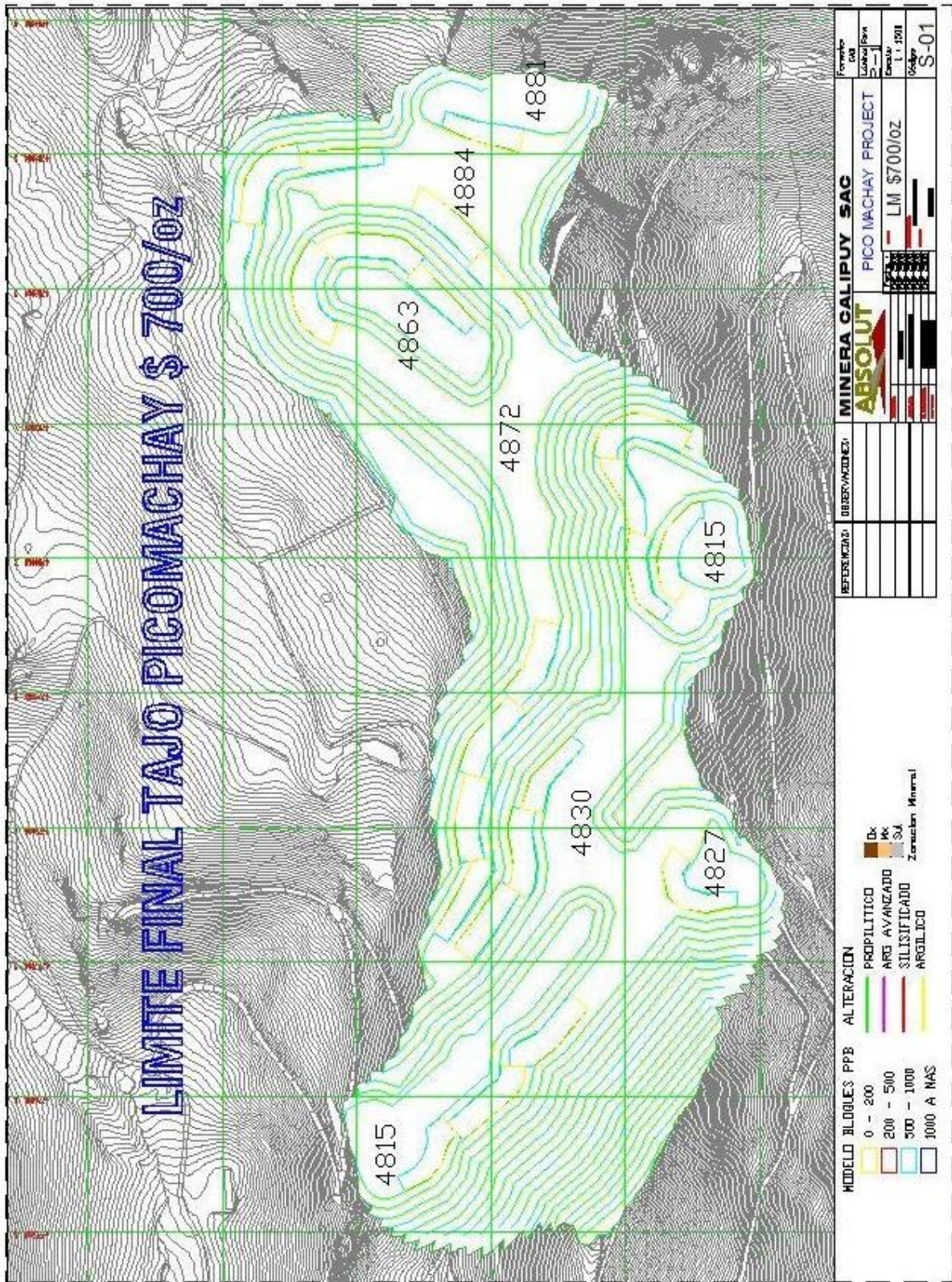
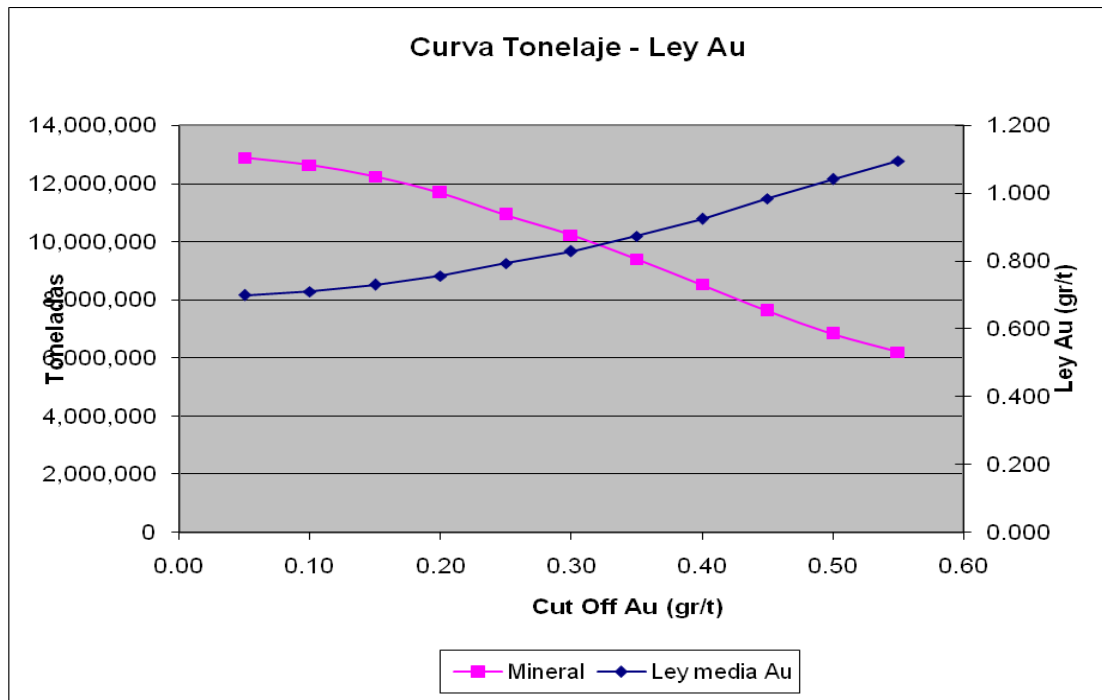


Tabla N° 7 Reservas de Mineral del Limite Final probable por Bancos

BANCO	DESMONTE M3	MINERAL M3	DENSIDAD	Ton Desmonte	Ton Mineral	AU Au gr/tm	AG Ag gr/tm	TOTAL MATERIAL
4941	15.537	6.104	2.3	35.735	14.039	1.747	0	49.7743
4935	17.074	43.908	2.3	39.270	100.988	1.275	2.69	140.2586
4929	37.879	92.387	2.3	87.122	212.490	1.065	2.51	299.6118
4923	75.932	172.677	2.3	174.644	397.157	0.978	2.62	571.8007
4917	135.406	233.051	2.3	311.434	536.017	0.927	2.41	847.4511
4911	223.318	281.402	2.3	513.631	647.225	0.890	2.53	1160.856
4905	265.451	331.134	2.3	610.537	761.608	0.860	2.66	1372.1455
4899	291.452	365.64	2.3	670.340	840.972	0.803	3.15	1511.3116
4893	277.842	393.31	2.3	639.037	904.613	0.754	3.48	1543.6496
4887	272.023	397.083	2.3	625.653	913.291	0.718	3.21	1538.9438
4881	221.263	372.202	2.3	508.905	856.065	0.702	3.27	1364.9695
4875	182.972	346.814	2.3	420.836	797.672	0.704	3.03	1218.5078
4869	163.55	320.714	2.3	376.165	737.642	0.709	3.54	1113.8072
4863	147.257	299.098	2.3	338.691	687.925	0.707	2.87	1026.6165
4857	145.271	279.126	2.3	334.123	641.990	0.681	2.80	976.1131
4851	140.846	278.717	2.3	323.946	641.049	0.685	2.80	964.9949
4845	134.922	257.803	2.3	310.321	592.947	0.688	2.95	903.2675
4839	126.174	231.473	2.3	290.200	532.388	0.679	4.16	822.5881
4833	111.18	187.202	2.3	255.714	430.565	0.636	4.03	686.2786
4827	56.412	113.217	2.3	129.748	260.399	0.572	4.22	390.1467
4821	40.203	64.051	2.3	92.467	147.317	0.513	2.64	239.7842
4815	15.579	15.294	2.3	35.832	35.176	0.489	1.63	71.0079
Total	3097.543	5082.407	2.3	7124.3489	11689.533	0.756	3.09	18813.885

Fig. 9 Grafico de Curva Tonelaje vs Ley



3.2 Planeamiento de Minado

El Plan de Minado ha sido elaborado en base a la capacidad instalada de Planta y al Tonelaje de mineral por día permitido según el EIA, oscilará entre 5000 y 7000 TM por día, y según las reservas de mineral la vida de las operaciones será de 5 años.

Ver Cuadro adjunto.

Tabla N° 8			
RESUMEN DE PRODUCCIÓN TM			
AÑO	Anual TM	Mensual TM	Diario TM
1	1,800,000	150,000	5,000
2	2,570,000	214,167	7,100
3	2,566,855	213,905	7,100
4	2,566,855	213,905	7,100
5	2,185,823	182,152	6,000
Total	11,689,533	194,826	6,460

El resumen total del Plan de Minado se presenta en la Tabla N° 9 (Resumen del Plan de minado por años)

Tabla N° 9				
RESUMEN DE PRODUCCION TM				
AÑO	MINERAL TM	LEY g/Tm	DESMONTE TM	ONZAS Au
1	1,800,000	0.963	1,161,836	55,730
2	2,570,000	0.819	1,719,914	67,672
3	2,566,855	0.710	1,755,394	58,594
4	2,566,855	0.690	1,372,925	56,943
5	2,185,823	0.650	1,114,280	45,679
TOTAL	11,689,533	0.756	7,124,349	284,618

3.2.1 Plan de Minado por Tipo de Mineral

En la zona mineralizada de óxidos y mixtos debido a la presencia de tres litologías (argílico avanzado, silicificado y argílico) con un comportamiento metalúrgico distinto que afecta las propiedades de percolación en el argílico, razón por la cual

se ha determinado hacer un blending del mineral silicificado con el mineral argilizado para mejorar dicha percolación.

Las Reservas minables por cada una de estas litologías se muestran en el siguiente Cuadro

Tabla N° 10

RESERVAS MINABLES AL LIMITE FINAL														
POR TIPODE MINERAL 2008														
Cia Minera Calipuy S.A.C														
Lima Office														
C\GCDBAL	ARGILICO AVANZA		ARGILICA		SILICIFICADO		PROPILITICO		TOTAL MINERAL			TOTAL DESM	TOTAL GENERAL	
BANCO	TONNAGE TM	MINERAL Au gr/tm	TONNAGE TM	MINERAL Au gr/tm	TONNAGE TM	MINERAL Au gr/tm	TONNAGE TM	MINERAL Au gr/tm	TM MINERAL	AU Au gr/tm	AG Ag gr/tm	TM DESMONTE	TOTAL MATERIAL	W.O.R
PLANE 4941	9.904	1.757	4.135	1.722	0	0	0	0	14.039	1.747	0.00	35.735	49.774	2.55
PLANE 4935	83.196	1.295	17.792	1.179	0	0	0	0	100.988	1.275	2.69	39.270	140.259	0.39
PLANE 4929	115.170	1.384	52.17	0.684	45.150	0.690	0	0	212.490	1.065	2.51	87.122	299.612	0.41
PLANE 4923	207.063	1.199	91.039	0.798	99.055	0.680	0	0	397.157	0.978	2.62	174.644	571.801	0.44
PLANE 4917	260.068	1.150	125.066	0.849	132.239	0.642	18.644	0.356	536.017	0.927	2.41	311.434	847.451	0.58
PLANE 4911	275.606	1.006	171.737	0.996	192.706	0.653	7.176	0.274	647.225	0.890	2.53	513.631	1160.856	0.79
PLANE 4905	344.370	0.941	175.646	0.740	241.592	0.831	0	0	761.608	0.860	2.66	610.537	1372.146	0.80
PLANE 4899	458.798	0.900	141.135	0.727	241.039	0.663	0	0	840.972	0.803	3.15	670.340	1511.312	0.80
PLANE 4893	459.537	0.998	136.480	0.521	308.596	0.494	0	0	904.613	0.754	3.48	639.037	1543.650	0.71
PLANE 4887	423.476	0.684	113.979	0.689	373.076	0.768	2.760	0.282	913.291	0.718	3.21	625.653	1538.944	0.69
PLANE 4881	404.964	0.745	90.002	0.415	361.099	0.725	0	0	856.065	0.702	3.27	508.905	1364.970	0.59
PLANE 4875	299.470	0.765	124.097	0.420	374.105	0.750	0	0	797.672	0.704	3.03	420.836	1218.508	0.53
PLANE 4869	333.953	0.810	95.916	0.396	307.773	0.696	0	0	737.642	0.709	3.54	376.165	1113.807	0.51
PLANE 4863	379.044	0.772	70.948	0.543	237.933	0.651	0	0	687.925	0.707	2.87	338.691	1026.617	0.49
PLANE 4857	242.540	0.690	75.657	0.455	323.793	0.727	0	0	641.990	0.681	2.80	334.123	976.113	0.52
PLANE 4851	264.027	0.688	74.131	0.445	302.891	0.742	0	0	641.049	0.685	2.80	323.946	964.995	0.51
PLANE 4845	284.906	0.695	68.561	0.415	239.480	0.758	0	0	592.947	0.688	2.95	310.321	903.268	0.52
PLANE 4839	207.976	0.559	80.516	0.372	243.896	0.883	0	0	532.388	0.679	4.18	290.200	822.588	0.55
PLANE 4833	209.880	0.544	78.444	0.455	142.241	0.871	0	0	430.565	0.636	4.03	255.714	686.279	0.59
PLANE 4827	143.096	0.502	45.062	0.455	72.241	0.784	0	0	260.399	0.572	4.22	129.748	390.147	0.50
PLANE 4821	82.878	0.54	42.222	0.412	22.217	0.601	0	0	147.317	0.513	2.64	92.467	239.784	0.63
PLANE 4815	0.000	0	25.092	0.474	10.082	0.527	0	0	35.174	0.489	1.63	35.832	71.008	1.02
GRAN TOT	5,489.922	0.835	1,899.827	0.618	4,271.203	0.720	28.580	0.328	11689.533	0.756	3.09	7,124.349	18813.885	0.61

Por la localización de la mineralización con mayor contenido metálico de oro, se ha determinado la explotación durante los dos primeros los volúmenes de mejor ley lo que nos permite, debido a la cotización alta del oro, la recuperación de la inversión en forma más inmediata.

La ley promedio de las reservas del límite final probable del Pit es de 0.756 g Au/TM. En el plan a mediano de extracción a mediano plazo, se estima extraer durante los dos primeros años 4.37 millones de toneladas de mineral con una ley promedio de 0.878 g/TM y una relación desmonte/mineral de 0.70.

En los tres años restantes se extraerán 7.32 millones de toneladas de mineral con una ley promedio de 0.685 g/TM y una relación de desmonte/mineral de 0.58.

Los límites anuales de secuencia de minado se presenta en el Anexo I.

3.3 Operaciones Mina

3.3.1 Preminado

El pre-minado consiste en preparar las condiciones para una producción continua de minado, en donde se requerirá la construcción de los accesos dentro y fuera de la mina, estos últimos por ejemplo las rutas de mina al Pad y al Botadero de Desmonte.

Para el caso del proyecto Picomachay el mineral se encuentra en la parte superficial del tajo por lo que el pre-minado consistirá en la preparación de accesos:

3.3.2 Minado

El método de minado es a cielo abierto, en el que se ejecutarán las siguientes fases de minado. Perforación, Voladura, Carguío, Acarreo, Servicios Auxiliares que se realiza con una adecuada administración técnica.

El nivel de producción anual de mineral a ser depositado en el PAD, se presenta en la Tabla 11, en donde se observa una producción inicial de mineral de 5000 TM/día y de 7100 TM/día para los años 2, 3 y 4, estimándose la conclusión en el quinto año con una producción diaria de mineral de 6,000 TM/día.

Tabla N° 11							
RESUMEN DE PRODUCCIÓN (TM/DIA)							
AÑO	MINERAL			DESMONTE	TOTAL	MOVIMIENTO TOTAL	
	Anual TM	Mensual TM	Diario TM	Anual TM	MATERIALES TM	DIARIO (TM/DIA)	
1	1,800,000	150,000	5,000	1,161,836	2,961,836	246820	8227
2	2,570,000	214,167	7,100	1,719,914	4,289,914	357493	11916
3	2,566,855	213,905	7,100	1,755,394	4,322,249	360187	12006
4	2,566,855	213,905	7,100	1,372,925	3,939,780	328315	10944
5	2,185,823	182,152	6,000	1,114,280	3,300,103	275009	9167
Total	11,689,533	194,826	6,460	7,124,349	18,813,882	313,565	10,452

3.3.2.1 Perforación

Para esta actividad se contará con una perforadora Ingersol Rand DML, con capacidad de perforación de 5 ¾ “ a 6 ¼” de diámetro.

La malla de perforación de la mina se resume en el cuadro siguiente:

Tabla Nº 12				
DIMENSIONES DE LA MALLA PERFORACIÓN				
		SILICIFICADA	ARGILICA AVANZADA	ARGILICA
PROMEDIO		B =3.60, E=4.16		

Donde:

B = Burden

E = Espaciamiento

Se determinó previamente la longitud general de la perforación es de 6 metros para el banco, más 0.50 metros de sub drilling, total 6.50 metros por taladro.

La perforación y la voladura van juntos y tienen un gran efecto en todos los demás fases del ciclo de minado

En general todo diseño debe dar un adecuado tonelaje del material, buen apilamiento y una fragmentación óptima que asegure que el carguío, transporte y otros servicios se realicen con el menor costo y mayor producción.

El costo de perforación estimado en 0.3457 \$/TM, (Ver Tabla 12).

3.3.2.2 Voladura

La voladura se realizará con una iniciación no eléctrica (Sistema nonél); se utilizará como explosivo el Heavy anfo (50%) y emulsión (50%) cuya mezcla y carguío de taladro se realizará mediante un camión fábrica (semi-computarizado) que será rentada a una empresa especializada.

Los accesorios que se utilizará son los siguientes:

Booster 1 Lb.

Nonel dual 600 ms/17ms de 10 metros.

Mecha lenta de seguridad 1 m/minuto.

Conectores CTD.

Fulminante convencional N°8.

El diseño de la carga explosiva estará de acuerdo al tipo de roca (Ver Figura N°7), el objetivo principal de la voladura es la fragmentación y el control de la dilución del mineral, por lo que al margen de los parámetros básicos de control la distribución de la carga explosiva es fundamental con lo que se previene utilizar tacos intermedios (deeks).

El factor de potencia con que se proyecta trabajar es de 0.539 kg/Tm promedio, con una altura de carga de 4.70 m y 1.80 m de taco.

Fig. N° 10 DISEÑO DE LA COLUMNA EXPLOSIVA DEL TALADRO

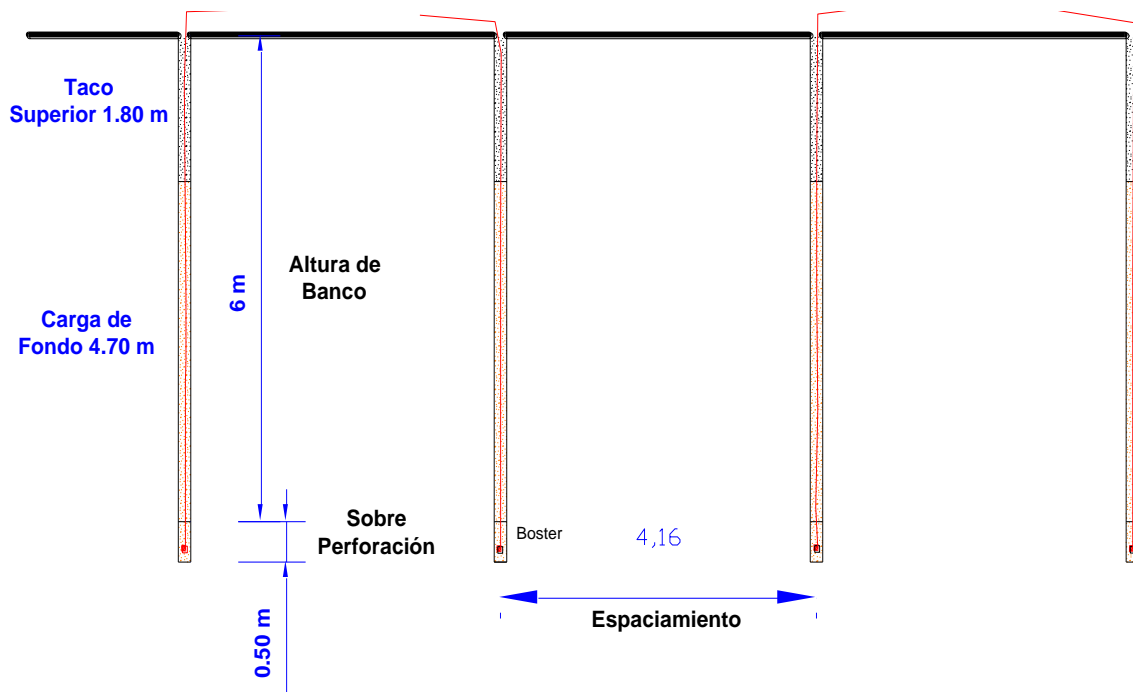


Tabla N° 13 Parámetros de perforación y voladura

	Unidad	Cantidad
<u>PERFORACION</u>		
Altura de banco	m	6.00
Sobre Perforación	m	0.50
Espaciamento	m	4.16
Burden	m	3.60
Diámetro de Broca	m	0.152
Diámetro de Taladro	m	0.152
Densidad material	Tm/m3	2.30
Toneladas por taladro	Tm	207
<u>VOLADURA</u>		
Mezcla Explosiva		Heavy Anfo
Emulsión		50%
Anfo		50%
Densidad explosivo	Kg/m3	1300.00
Tipo de Carga		C.Fondo
Explosivo por Taladro	Kg	111
Factor de potencia	Kg-Exp/Tm	0.539
Factor de carga	Kg-Exp/m3	1.239
<u>DISTRIBUCION DE CARGA</u>		
Altura de fondo	m	4.70
Taco Superior	m	1.80
<u>EXPLOSIVO</u>		
Explosivo/Taladro	Kg	111
Emulsión	Kg	56
Nitrato	Kg	52
Petróleo	Gl	1
<u>ACCESORIOS x TALADRO</u>		
Booster 1 Lb	Uni/Tal	1
Fanel Dual	Uni/Tal	1
Cord. Det. 5 gr	m/Tal	
Mecha Lenta	m/Tal	0.013
Fulminante	Uni/Tal	0.013
CTD (6m)	Uni/Tal	0.053

Tabla N° 14 Costos de Perforación y Voladura

	Unidad	US\$/Uni	Cantidad/Tal	US\$/Tal	Tm /Tal	US\$/Tm
Costo de Perforación	m	11.000	6.5000	71.500	206.82	0.3457
	Unidad	US\$/Uni	Cantidad/Tal	US\$/Tal	Tm /Tal	US\$/Tm
Emulsión	Kg	0.4430	55.7278	24.687	206.82	0.1194
Nitrato	Kg	0.4560	52.3841	23.887	206.82	0.1155
Petróleo	Gl	3.8100	1.0416	3.969	206.82	0.0192
Booster 1 Lb	Uni	2.3100	1.0000	2.310	206.82	0.0112
Fanel Dual	Uni	3.4500	1.0000	3.450	206.82	0.0167
Cord. Det. 5 gr	m	0.1270	-	-	206.82	-
Mecha Lenta	m	0.1100	0.0126	0.001	206.82	0.0000
Fulminante	Uni	0.1100	0.0128	0.001	206.82	0.0000
CTD (6m)	Uni	1.7700	0.0527	0.093	206.82	0.0005
TOTAL MATERIALES				58.399	207.00	0.2824
Total costo de Perforación y Voladura				129.899		0.6281

3.3.2.3 Carguío

El carguío de mineral y desmonte se realizará con excavadoras y cargadores frontales de 3.5 a 4 m³ de capacidad de cuchara.

Tabla Nº 15		
EQUIPOS DE CARGUIO		
EQUIPO	TIPO	CANTIDAD
Excavadora	PC 400	1
Excavadora	CAT 345BL	1
SUBTOTAL	EXCAVADORAS	2
Cargador frontal	966G	1
Cargador frontal	L150C	1
Cargador frontal	L150E	1
SUBTOTAL	CARGADOR FRONTAL	3

Los equipos grandes, Excavadoras y Cargadores 966G, serán utilizados preferentemente en el carguío de mineral y desmonte. Los equipos L150 serán equipos auxiliares en manipuleo de materiales en el pad o botadero.

Se ha estimado un costo por carguío que se muestra en la [Tabla Nª12](#).

3.3.2.4 Acarreo

El acarreo del mineral se realizará desde los frentes de minado al PAD a través de una vía de acceso de 2.5 Km de distancia en superficie, con 8% de gradiente y con un ancho de 9m; el desmonte se trasladará a través de una rampa de acceso, de las mismas características de la Mina, hacia el Botadero, a una distancia de 500m. Los equipos que se utilizarán en esta fase de minado serán volquetes de volteo posterior con una capacidad de tolva de 15 m³ y una potencia de 420 HP.

El número de volquetes requeridos para este nivel de producción será el siguiente:

Tabla Nº 16		
EQUIPO DE TRANSPORTE		
EQUIPO	TIPO	CANTIDAD
Volquete FM12	15 m ³	15

Tabla N° 17 Calculo de productividad de equipos de acarreo - Mineral

MINERAL					
	Km/Hora	Distancia (Km)	Tiempo (Min)	Eficiencia	Tiempo Neto (Min)
Con carga	18.00	2.50	8.33	85%	9.80
Sin carga	20.00	2.50	7.50	85%	8.82
			15.83		18.63
Tiempo de carguío	Minutos	1.64			
Tiempo de descarga	Minutos	1.50			
Tiempo de recorrido con carga	Minutos	9.80			
Tiempo de recorrido sin carga	Minutos	8.82			
Tiempo de acarreo	Minutos	21.77			
Productividad	23.00	Tm/Viaje			
	63.39	Tm/Hr			

Tabla N° 18 Calculo de productividad de equipos de acarreo - Desmonte

DESMONTE					
	Km/Hora	Distancia (Km)	Tiempo (Min)	Eficiencia	Tiempo Neto (Min)
Con carga	18.00	0.50	1.67	60%	2.78
Sin carga	20.00	0.50	1.50	60%	2.50
			3.17		5.28
Tiempo de carguío	Minutos	1.64			
Tiempo de descarga	Minutos	1.50			
Tiempo de recorrido con carga	Minutos	2.78			
Tiempo de recorrido sin carga	Minutos	2.50			
Tiempo de acarreo	Minutos	8.42			
Productividad	23.00	Tm/Viaje			
	163.88	Tm/Hr			

3.3.2.5 Servicios Auxiliares

Adicionalmente se contará con equipos auxiliares para los trabajos de apoyo a las operaciones de minado, como son:

- Arreglo de Vías de acceso
- Empuje del Desmonte en el botadero
- Mezcla y empuje de Mineral en el Pad

Nivelación de pisos de los frentes de minado

Limpieza de los frentes de minado después de la voladura

Las maquinarias que se utilizarán para estos fines serán las siguientes:

- Tractores de oruga o bulldozers (2 D8R, uno para Mina y otro para la construcción de PAD 1 D6G, 1 D6R o similares).
- Motoniveladora 140H, 2 unidades o similares.
- Cisternas para regadío de carreteras, 01 unidad.
- Rodillo compactador, 2 unidades (para construcción de Pad)
- Retroexcavadoras, 2 unidades.
- Camiones de baranda para las operaciones de limpieza de desechos, 1 unidad.
- Camionetas de doble tracción, 4 unidades.
- Luminarias de alta potencia, 2 unidades.

Así mismo, para apoyo al personal que labora en la mina se contará con los equipos siguientes:

- Vehículos Combi tipo coaster para empleados, 2 unidades
- Ambulancia para apoyo y eventualidades, 01 unidad.

CAPÍTULO IV: PROCESAMIENTO DE MINERAL

4.1 Caracterización del Mineral

Se determinaron tres tipos de mineralización óxidos en la parte superior, mixtos en la parte intermedia y sulfuros en la parte inferior. De estos tres tipos de mineralización se presentan favorables para el Heap Leaching los óxidos y mixtos, que presentan comportamientos metalúrgicos siguientes:

Mineral Silicificado

Mineral Argílico Avanzado

Mineral Argílico

De las pruebas metalúrgicas que se describirán en el punto siguiente se determina la necesidad de mezclar adecuadamente el mineral argílico avanzado con el silicificado. El mineral argílico presenta un comportamiento metalúrgico bueno.

4.2 Pruebas Metalúrgicas

El oro contenido en estos minerales se encontraba en tamaños finos y en leyes bajas lo que determina un tratamiento por Heap Leaching, sólo los óxidos y mixtos serán tratados en este proceso.

Tres fueron las litologías que por sus contenidos de elementos valiosos y volúmenes presentes se consideraron para realizar las pruebas de cianuración.

4.2.1 Primera Fase de Pruebas Metalúrgicas.

Solubilidad:

Para cada litología y por cada tamaño de partícula se procedió a determinar el porcentaje de solubilidad del oro y la plata.

De las tres litologías la que presenta mejor solubilidad de oro promedio es la litología Argilica con 96.17% mientras que las otras dos litologías están en valores cercanos a 90%, Al analizar la solubilidad por cada tamaños de partículas en

todas las litologías se muestran por encima del 80% de solubilidad lo que indica que el oro es soluble a la acción del cianuro, pudiendo estar el oro en forma fina y libre en todo el rango de tamaños. Si analizamos la plata la tendencia es la misma. Existen buenas solubilidades en todas las litologías.

Los resultados obtenidos de las pruebas de solubilidad confirman la docilidad del mineral hacia el proceso de cianuración.

Tabla N° 19

Litología		Silicificada		Argílica Avanzada		Argílica	
Solubilidad	%	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
		89.23	93.89	91.46	83.77	96.17	74.62

Pruebas de Cianuración por agitación:

Se realizan pruebas de cianuración en botellas para cada litología a evaluar, con las muestras minerales cuarteadas desde el mineral de cabeza a las siguientes condiciones:

Concentración de cianuro:	50 y 500 mg/lit
pH:	10.5 (acondicionado con cal)
Granulometría:	100% - ¾"
Peso de sólidos:	2000 gramos
Volumen de agua:	4000 mililitros
Tiempo de agitación:	1, 2, 4, 8, 12, 24, 36, 48 y 72 horas

tiempo	concentracion de cianuro (50 ppm)		
	Recuperacion de oro (%)		
	Silicificada	Argilica av.	Argilica
0	0.00	0.00	0.00
1	38.62	52.03	41.54
2	49.66	61.79	52.31
4	58.62	69.92	64.62
8	66.21	74.80	75.38
12	70.34	87.80	83.08
24	77.24	89.43	89.23
36	79.31	91.06	90.77
48	80.69	91.06	90.77
72	82.76	87.80	90.77

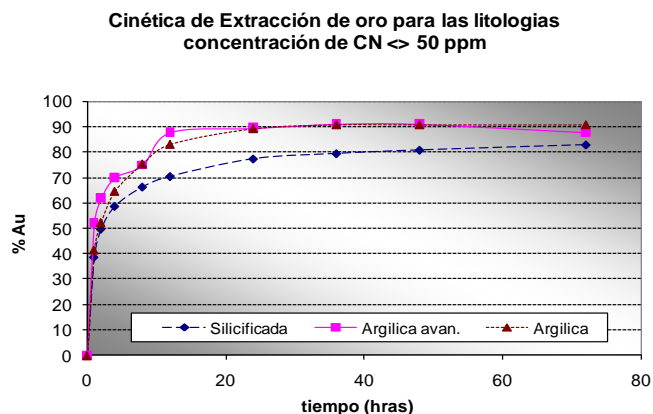


Fig. 11

Recuperación Promedio: 87.11

tiempo	concentracion de cianuro (500 ppm)		
	Recuperacion de oro (%)		
	Silicificada	Argilica av.	Argilica
0	0.00	0.00	0.00
1	62.84	78.74	38.62
2	71.62	81.89	49.66
4	77.03	86.61	58.62
8	79.05	86.61	66.21
12	83.11	88.19	70.34
24	87.84	88.19	77.24
36	89.19	88.19	79.31
48	89.19	88.19	80.69
72	90.54	89.76	82.76

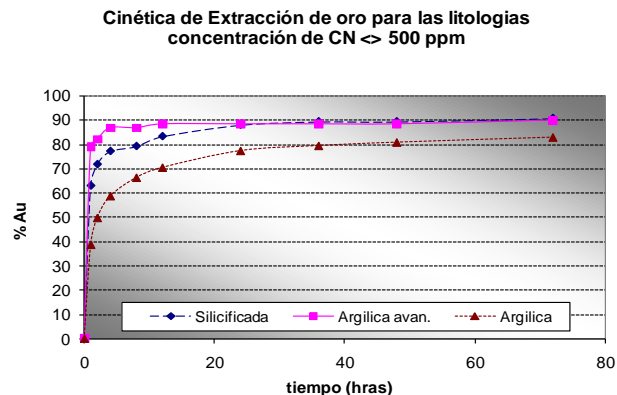


Fig. 12

Recuperación Promedio: 87.68

Los resultados de las pruebas de cianuración por agitación en botella, a una granulometría gruesa, se presentan positivos dado que para ambos casos de concentración de cianuro (50 y 500 ppm) las recuperaciones en promedio superan el 87%.

Son con estos resultados que se proceden a realizar las pruebas de cianuración en columna para las distintas litologías con una concentración de cianuro de 50 ppm. Pruebas con 500 ppm no ameritan ya que las recuperaciones son similares.

Pruebas de Cianuración en Columna:

Resumen de Resultados de Pruebas de Cianuración en Columna:

Cianuración en Columna			
tiempo	Silicificada	Argil. Avanz.	Argilica
0	0.00	0.00	0.00
1	0.00	0.00	0.00
2	20.01	4.71	4.44
3	36.87	38.41	18.89
4	46.97	54.75	38.36
5	53.49	65.13	48.00
6	58.31	71.15	52.06
7	61.75	75.26	55.22
8	64.36	77.84	57.24
9	66.54	79.63	58.76
10	68.42	80.99	59.87
11	70.08	82.05	60.71
12	71.53	82.86	60.71
13	72.84	83.52	60.71
14	74.23	84.13	61.49
15	75.29	84.64	61.91
16	76.21	85.10	62.60
17	77.15	85.45	62.89
18	77.15	85.45	63.25
19	78.47	85.85	63.54
20	79.45	86.20	63.84
21	80.34	86.70	64.08
22	81.02	86.90	64.32
23	81.63	87.08	64.38
24	82.21	87.22	64.43
25	82.87	87.33	
26	83.37	87.42	
27	83.93		
28	84.57		
29	85.40		
30	86.20		
31	86.49		
32	86.76		
33	87.17		

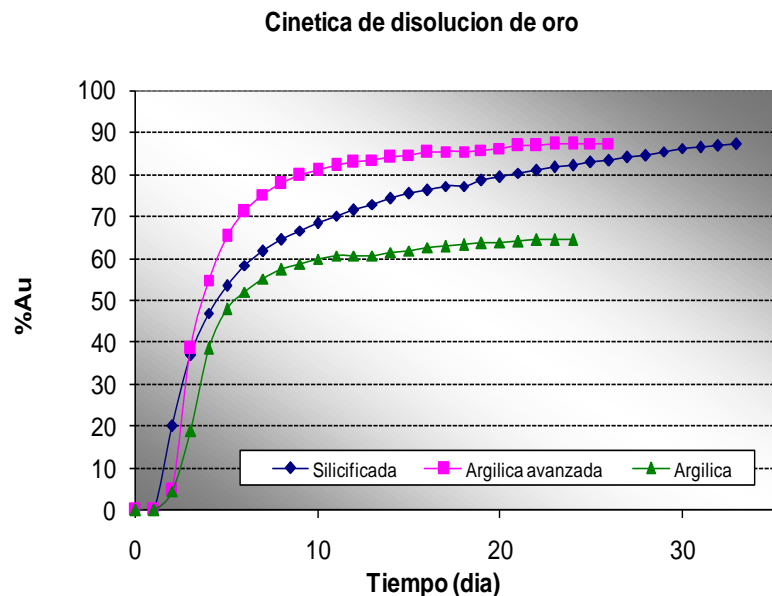


Fig. 13

La recuperaciones obtenidas de las litologías Silicificada y Argilica avanzada superan el 87%, en tanto que la recuperación de la argílica solo llegó al 64% aprox, a pesar que su solubilidad y cianuración en botella dieron valores altos (96.17% y 90.77% respectivamente), probablemente esto sea debido a algún tipo de impermeabilización debida a los contenidos de arcilla en esta litología.

Dado estos resultados se realizaran nuevas pruebas de solubilidad, cianuración en botella y columna de una mezcla de mineral 1:1 de las litologías silicificada y argílica (posible mezcla a ser cargada a las pilas de lixiviación).

4.2.2 Segunda Fase de Pruebas Metalúrgicas.

MEZCLA DE LITOLOGIAS SILICIFICADA + ARGILICA

Solubilidad:

Para la mezcla de litologías y por cada tamaño de partículas se procedió a determinar el porcentaje de solubilidad del oro.

El resultado obtenido de las pruebas de solubilidad confirman la docilidad del mineral hacia el proceso de cianuración.

Tabla N° 20

	Unidad	Au
Solubilidad	%	87.82

Pruebas de Cianuración en botella:

Se realizan pruebas de cianuración en botellas para esta mezcla de litología, con las muestras minerales cuarteadas desde el mineral de cabeza a las siguientes condiciones:

Concentración de cianuro:	50 y 500 mg/lit
pH:	10.5 (acondicionado con cal)
Granulometría:	100% - 3/4"
Peso de sólidos:	2000 gramos
Volumen de agua:	4000 mililitros
Tiempo de agitación:	1, 2, 4, 8, 12, 24, 36, 48 y 72 horas

Cianuración en botella

TIEMPO	50 ppm	500 ppm
0	0.00	0.00
1	26.86	38.73
2	38.87	50.72
4	49.57	61.51
8	59.68	68.97
12	64.60	72.33
24	72.65	79.95
36	76.24	81.34
48	78.33	83.45
72	80.43	86.27

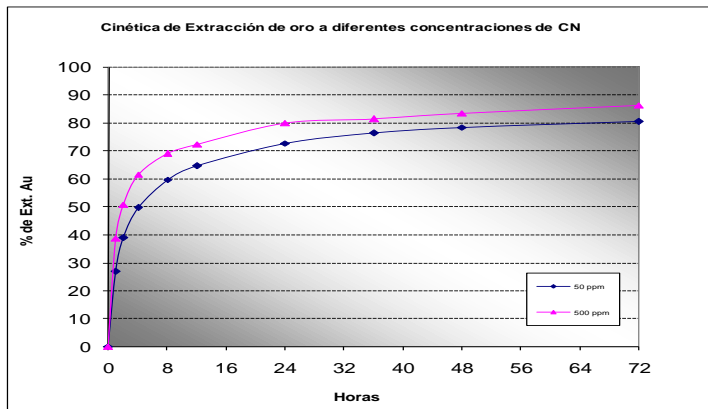


Fig. 14

Prueba de Cianuración en Columna:

Las altas de soluciones de oro alcanzadas en los primeros días de lixiviación implica que existe oro libre fino de rápida disolución por el cianuro, alcanzando valores cercanos a 60% en los primeros doce días de riego.

Tiempo (días)	MEZCLA L1+L3	
	Au	Ag
0	0.00	0.00
1	0.00	0.00
2	0.00	0.00
3	22.54	0.98
4	36.48	2.61
5	43.38	4.33
6	47.63	5.84
7	50.49	7.01
8	52.96	8.15
9	55.00	8.92
10	56.87	9.56
11	57.83	9.97
12	58.98	10.48
13	60.15	10.99
14	61.13	11.47
15	62.01	11.91
16	62.91	12.36
17	63.39	12.63
18	64.02	13.01
19	65.05	13.59
20	65.97	14.07
21	66.97	14.62
22	67.52	14.95
23	68.12	15.29
24	68.62	15.52
25	69.08	15.74
26	69.56	15.99
27	70.01	16.27
28	70.45	16.57
29	71.01	17.00
30	71.01	17.00
31	71.01	17.00
32	72.08	17.62
33	72.65	18.03
34	73.20	18.20
35	73.63	18.39
36	74.13	18.54

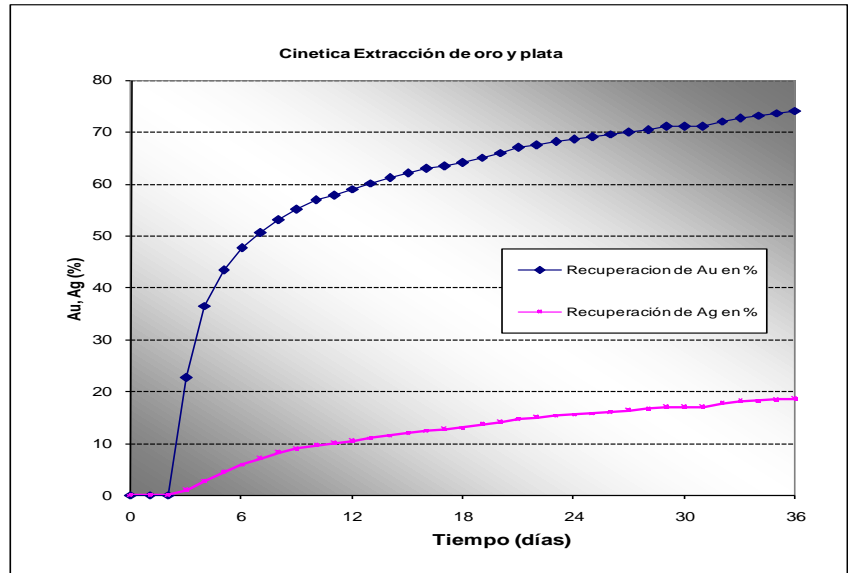


Fig. 15

Considerando el resultado de esta prueba se recomienda realizar pruebas incrementando la concentración de cianuro a 100 y 200 ppm dado que existen expectativas de obtener mejores recuperaciones al trabajar con mayores concentraciones de cianuro.

4.2.3 Tercera Fase de Pruebas Metalúrgicas.

Se están realizando pruebas de cianuración en columnas de 8"Ø incrementando la concentración de cianuro a 100 y 200 ppm. Estas pruebas también se realizarán en columnas de mayor tamaño (en columnas de 18"Ø) para confirmar el consumo de reactivos y parámetros de operación.

Dado que en el yacimiento Picomachay se ha encontrado mineral del tipo mixto (en las tres litologías), se realizan pruebas metalúrgicas de este material para la determinación de porcentajes de recuperación y parámetros de operación.

Todas las pruebas a realizar servirán para obtener los parámetros iniciales de operación que nos aseguren la mejor recuperación posible.

Se necesitará durante la etapa productiva implementar un área de Investigaciones Metalúrgicas para realizar toda la secuencia de pruebas de cianuración (tanto en botellas como en columnas) con el mineral y condiciones insitu; estas pruebas servirán para afinar los parámetros de operación de acuerdo a las características del mineral que ingresa a las pilas de lixiviación. Se estima que esta área también realizará pruebas del mineral proveniente de las exploraciones realizadas por geología.

4.3 Criterios del Diseño y Flowsheet del Proceso

El proceso metalúrgico para la recuperación (Lamina F-01) de los valores de oro y plata, ha sido diseñada en función a las pruebas metalúrgicas; a partir de las soluciones cianuradas iónicas complejas mediante el carbón activado con el método CIC (Coal in Column) la misma que consta de los subprocesos siguientes:

- Preparación de mineral para Lixiviación

- Diseño e Instalación del sistema de Riego

- Riego con solución Cianurada

- Lixiviación

- Colección de Solución Enriquecida

- Tanque de Solución pregnant

- Poza de Solución pregnant

- Adsorción con Carbón Activado

- Desorción y Electrodeposición

- Fundición

- Reactivación Química del carbón

- Reactivación Térmica del carbón

- Tanque de Solución Barren

Pozas de Grandes Eventos

Planta de preparación de solución cianurada

Sistema de Bombeo de agua fresca

4.4 Proceso de recuperación.

4.4.1 Preparación del Mineral para Lixiviación

El mineral que se acarrea de la mina al pad se acumula en una pila de una altura de 6 metros, después que previamente se le agrega el óxido de calcio en razón a 2.6 kg/Tm, operación que se realiza con un cargador frontal para homogenizar la mezcla. El tonelaje de mineral promedio de cada módulo será de xx toneladas la que genera en la parte superior un área de aproximadamente 2,600 m², seguidamente después de esta operación dicho mineral es removido para eliminar la compactación con un buldozer a una profundidad de aproximadamente de 1.5 m. El no evitar la compactación afectaría la percolación de la solución lixivante.

La lixiviación es un parámetro muy importante del proceso de recuperación del oro, toda vez que se pretende irrigar de manera eficiente todo el módulo de mineral en el pad, para lo cual en este caso se ha determinado que el sistema de riego por la naturaleza del mineral será mediante el riego por goteo.

4.4.2 Instalación del sistema de Riego por Goteo.

El sistema de riego que se utilizará en la lixiviación será el de goteo; la solución lixivante se conducirá desde el tanque barren donde se acondiciona la fuerza del cianuro que se aplicará en el riego a través de una línea de tubería matriz, la cual alimentará dentro del pad a los raiser que estarán sobre la plataforma de riego, desde estos raiser saldrán las mangueras lay flat de 4"Ø, las mismas que están diseñadas para conducir 80 m³/h de solución sin pérdidas de carga significativas.

Desde cada manguera lay flat se conectaran los laterales (mangueras HDPE) de 16 mm Ø. Cada modulo de lixiviación tendrá un área promedio de 2,600 m². El marco de riego diseñado para el mineral que se va a lixiviar es de 40 cm entre laterales y 40 cm entre emisores de riego, la longitud máxima de cada lateral será

de 70 metros. El flow rate para el proceso de lixiviación será de 8 lt/hr/m² a una velocidad de percolación de 1.5 metros lineales/día, para lo cual se ha seleccionado el lateral de riego de 16 mm Ø con emisores (goteros) cuyo caudal nominal es de 1.6 lt/hr a una presión de 14.5 PSI. El ciclo de lixiviación promedio por cada modulo de riego será de 60 días.

Para evitar el taponamiento de los emisores de riego por acumulación de sólidos en suspensión menores a 120 mesh, cada celda de riego contempla la instalación de una electroválvula de purga de 4" que será instalada al final de la manguera lay flat.

Para efectos de control de flow rate cada celda de riego dispondrá de una válvula mariposa de regulación, un flujómetro tipo turbina y un manómetro de aguja.

4.4.3 Implementación del Control de la fuerza del cianuro durante el riego

Mediante el sistema de bombeo instalado en el tanque barren de capacidad de 40 m³ se impulsa la solución lixivante hacia el pad de lixiviación a través de la línea de tuberías presurizadas, la cual bordea el pad y desde cada derivación penetra un ramal dentro del pad, para luego a través de un sistema de tuberías enterradas (risers) se distribuya la solución lixivante en las diversas celdas de riego por goteo instaladas en la superficie del pad; durante el ciclo de lixiviación por 60 días en cada celda ó módulo, el área de riego estimado durante un mes será de 26,000 m².

El riego de la pila será con solución cianurada de concentración de hasta 0.015% (150 ppm) de NaCN y ph igual a 10.50, con un flujo de riego de 8 l/hr/m², a una velocidad de percolación de 1.5 metros lineales/día. El consumo de cal será 2,50 Kg/tm.

4.4.4 Aplicación de la Cal al mineral durante la descarga en el PAD

El Mineral ROM después de la voladura será transportado directamente al pad, durante el proceso de descarga del mineral con un cargador frontal se ejecutará la mezcla de la cal con el mineral de manera homogénea.

El manejo de la descarga, la aplicación de cal y el riego estará a cargo del área de lixiviación.

4.4.5 Colección de Solución Enriquecida

La solución atraviesa el mineral y a su paso va disolviendo los elementos valiosos presentes (oro, plata, etc.). La solución así enriquecida (solución pregnant) llega a la parte inferior de la pila y es captada por las diferentes tuberías perforadas de colección de solución, éstas tuberías llevan la solución hacia la parte exterior del PAD, llegando a una caja de distribución y de allí es derivada al desarenador respectivo.

La solución pregnant que proviene de la caja de distribución es recibida en el desarenador respectivo. Aquí quedan depositadas las partículas finas que vienen en la solución por arrastre.

Se contará con dos desarenadores cuyo volumen será de 155 m³ cada uno, esto obedece al diseño realizado por la empresa Golder Associates.

4.4.6 Tanque de Solución Pregnant

El Tanque Pregnant recepcionará la solución enriquecida con oro y plata que proviene desde el desarenador, desde donde mediante un sistema de bombeo se trasladará a los circuitos de adsorción con carbón activado. En caso de rebose será conducido a la poza pregnant.

La capacidad instalada de cada circuito de adsorción será de 4,250 m³/día siendo necesario que el tanque pregnant tenga un volumen de 40 m³.

El tanque pregnant contará con tres bombas horizontales. Dos de ellas tendrán su línea de salida de 8"Ø cada una, que llevará la solución hacia los circuitos de adsorción, y la tercera (de stand by) se encontrará en una ubicación central y con las conexiones necesarias para poder reemplazar a cualquiera de las otras dos en caso de mantenimiento y/o eventualidades.

4.4.7 Poza de Solución Pregnant

La plataforma donde se encontrará el tanque pregnant contará con las instalaciones necesarias para que en caso de un reboce de solución ésta sea canalizada hacia la poza pregnant. La poza pregnant tendrá un volumen de 14,650 m³ y contará con una bomba horizontal que retornará la solución hacia el tanque pregnant o hacia uno de los circuitos de adsorción.

4.4.8 Adsorción con carbón activado

La planta contará con dos circuitos de adsorción que podrán procesar en conjunto 8,500 m³/día. La “solución pregnant” (solución rica que contiene oro, plata y otros elementos en menor porcentaje) proveniente de las pilas de lixiviación ingresarán hacia los circuitos de adsorción que estará ubicados dentro de la planta. Los circuitos de adsorción (5 columnas) contienen dentro de sus columnas carbón activado. El carbón activado capta el oro y la plata que se encuentra en solución. La solución ingresa a las columnas donde el oro y la plata van quedándose en el carbón activado. La “solución barren” (solución pobre con contenidos mínimos de oro y plata) que sale de la última columna, pasa por el DSM (filtro de malla N° 30), en donde queda retenido el carbón fino que se haya escapado de las columnas, evitando de esta manera que pueda llegar a las pilas de lixiviación. El DSM se limpiará periódicamente y el carbón fino es retirado de la operación. La solución es llevada al tanque barren en donde se aplicará el cianuro para mantener la concentración deseada, desde allí nuevamente se bombeará hacia las pilas de lixiviación.

Se contará con dos circuitos de adsorción, de 5 columnas y un DSM cada uno. Cada columna será cargada con dos toneladas de carbón activado. Cada circuito contará con su bomba de alimentación de solución proveniente del tanque pregnant. El cajón DSM tendrá una malla N° 30.

Las características principales del circuito se muestran en la siguiente tabla:

Tabla N° 21				
CIRCUITO DE ADSORCION				
Circuito N°	Columnas	Capacidad de Columnas (Kg. De carbón)	Capacidad de Circuito (Kg. De carbón)	Flujo por cada Circuito (gpm)
1	5	2,000	10,000	780
2	5	2,000	10,000	780
TOTAL	10		20,000	1,560

La

eficiencia promedio del proceso de adsorción se estima en un 96%, con una carga promedio de 2.5 Kg de oro / TM de carbón.

4.4.9 Desorción y Electrowining

Completado el período de adsorción de una de las columnas de los circuitos de adsorción con carbón activado, el carbón es retirado y depositado en una columna de 2,000 Kg de capacidad para iniciar el proceso de Desorción y Electrodeposición.

Este proceso consiste en recircular una solución zadra entre el tanque de preparación, la columna de carbón activado, el enfriador y la celda electrolítica, tal como sigue:

Preparación de 5 m³ de solución zadra de desorción al 1% de hidróxido de sodio, 20% de alcohol etílico y una temperatura de calentamiento a 80°C. Bombeo de la solución caliente hacia las columnas de desorción. La solución al pasar a través del carbón lixivia el oro en forma de complejo iónico. La solución caliente que sale de las columnas es enfriada hasta los 65°C con la finalidad de evitar pérdidas por evaporación del alcohol etílico. Esta solución pasa a través de una celda electrolítica depositándose el oro en los cátodos de lana de acero inoxidable.

La electrodeposición normalmente se realiza con un amperaje de 500 y un voltaje de 3.0.

Este proceso tiene normalmente una duración de 14 horas con la cual la ley de oro en la solución de desorción se encuentra por debajo de 10 ppm.

La planta contará con un circuito de desorción con dos reactores en donde se realizará también la reactivación química del carbón activado.

Los cátodos electrolíticos que se utilizarán serán de lana de acero inoxidable, en donde al darse la electrodeposición se obtiene un precipitado que luego es pasado por un filtro de aire a presión.

4.4.10 Fundición

Los precipitados obtenidos de las cosechas de las celdas electrolíticas, después de ser filtrados, serán pesados y depositados en la bóveda. Cada dos semanas se procederá a realizar la fundición de estos precipitados en un horno de crisol.

El cemento de oro después del lavado y filtrado será fundido aproximadamente a 1,100 °C, en un horno basculante de crisol de 150 Kg con inyección de petróleo, previa adición de fundentes, para obtener un DORE con 65% de oro y 30% de plata.

4.4.11 Reactivación Química del carbón

Después del proceso de desorción, el carbón requiere de una reactivación para que recupere su eficiencia, donde deben reducirse los elementos inorgánicos (carbonatos y otros).

Sirve para eliminar las sustancias inorgánicas (carbonatos y otros) la cual consiste en lavar el carbón con HCl diluido al 5% en un reactor de acero inoxidable; se debe tener en cuenta, que antes y después de este lavado ácido del carbón, se debe lavar con agua.

La solución final de la reactivación química será neutralizada con una solución de hidróxido de sodio que luego es conducida a la poza ó tanque barren.

4.4.12 Reactivación térmica del Carbón

Después de haber eliminado las sustancias inorgánicas con la reactivación química o lavado ácido, el carbón activado requiere de una reactivación térmica para eliminar las sustancias orgánicas.

La reactivación térmica consiste en pasar el carbón con un 15% de humedad por una cámara de pre-secado hasta 10% de humedad para luego ingresar al horno de reactivación térmica que llega a una temperatura de 700°C.

Para el proceso en operaciones Picomachay se ha contemplado para el proyecto contar con 2 hornos eléctricos verticales, cuya capacidad de diseño serán de 42 Kg C*/hora cada horno. El circuito será implementado con tolvas de alimentación y descarga así como de un secador vibratorio y un banco de calentamiento por horno. Todo esto funcionará automáticamente de acuerdo a los parámetros establecidos para la reactivación térmica, el mismo que estará provisto por sistemas de alarmas para seguridad del trabajador y el equipo en general.

Reactivado un lote de carbón se pasa éste a través de una malla Nro.30 a fin de clasificar y retornar el carbón mayor a dicha malla al circuito de adsorción; el fino se almacenará para un tratamiento futuro.

4.4.13 Tanque de Solución Barren

La solución que sale de los circuitos de adsorción es recibida en el tanque de solución barren, el volumen de solución a enviar a las pilas de lixiviación será de 9,500 m³/día, por lo que se requerirá que el tanque Barren tenga un volumen de 40 m³.

El tanque barren contará con tres bombas horizontales de 200 m³/h y 150 HP cada una. Dos de ellas operarán permanentemente y la tercera (stand by) podrá reemplazar a cualquiera de las otras dos en caso de mantenimiento y/o desperfecto. Las bombas enviarán la solución lixivante hacia las pilas de lixiviación a través de una línea matriz de acero SCH 40 de 10"Ø. Esta línea matriz irá por un lado del pad y aproximadamente cada 100m saldrá una tubería de acero SCH 40 de 8"Ø que subirá hacia la parte alta de las pilas y terminara en un riser

desde donde se distribuirá la solución hacia los distintos módulos de lixiviación que se encuentren operativos.

La estación de bombeo de solución lixivante que se ubica en el tanque barren está diseñado para bombear 400 m³/hr como caudal máximo, esta estación de bombeo consta de 2 electrobombas de 150 HP de potencia y tienen una capacidad de bombear un caudal de 200m³/hr cada una, hasta una altura dinámica total de 120 m.

En una operación normal el tanque barren recibirá las siguientes soluciones:

- Solución barren proveniente de la planta de beneficio

- Solución concentrada de cianuro de sodio

- Solución de anti incrustante

- Solución de recirculación de la poza de grandes eventos y

- Agua industrial del reservorio

Si las lluvias son fuertes, se selecciona solución pregnant y se mantendrá el mismo nivel en el tanque pregnant, la poza de grandes eventos es la que aumentará de volumen. Si la poza de grandes eventos llega al máximo de su volumen, de los circuitos de adsorción se derivará 80 m³/hr a la planta de tratamiento de efluentes, y se pone en marcha la bomba de la poza de grandes eventos (200 m³/hora) para alimentar al tanque Barren; de esta forma se controla las soluciones tratando de mantener niveles máximos de operación.

4.4.14 Poza de Grandes Eventos

La plataforma donde se encontrará el tanque Barren contará con las instalaciones necesarias para que en caso de reboce de solución esta sea canalizada hacia la poza de grandes eventos. La poza de grandes eventos tendrá un volumen de 14,650 m³ y contará con una bomba horizontal de 200 m³/hr para retornar la solución hacia el tanque Barren o enviarla hacia las pilas de lixiviación.

4.4.15 Filtración

El filtrado que se contempla en este sistema de lixiviación está diseñado para evitar el taponamiento de los emisores (goteros) y así poder mantener siempre una buena uniformidad en el regado y distribución de la solución lixivante dentro del pad. Este sistema consiste en una filtración primaria y una filtración secundaria. Para ambos casos se usa filtros auto limpiantes con mallas de 80 y 120 mesh, ya que estos son los más funcionales para una operación de lixiviación; los filtros primarios de 80 mesh serán instalados en la línea de tuberías antes del ingreso de solución lixivante al pad con la finalidad de captar todos los sólidos en suspensión más gruesos y los filtros secundarios de 120 mesh serán instalados al ingreso de cada módulo de riego.

4.4.16 Planta de Preparación de Solución Cianurada

En la planta de preparación de solución cianurada se diluye el cianuro de sodio sólido para obtener una solución cianurada de alta concentración, la cual se aplicará a la solución barren para elevar su concentración a 150 ppm de cianuro de sodio.

La planta de preparación de cianuro contará con dos tanques de 27 m³ de capacidad (uno para preparación y otro para dosificación). Contará además con su cabina y accesorios para el izaje y cortado de las bolsas de cianuro de sodio.

4.5 Producción de DORE.

La producción estimada de DORE se muestra en la tabla siguiente:

Tabla Nº 22					
AÑOS	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5
Au-Oz	39,007	47,366	41,011	39,856	31,972
Ag-Oz	17,645	21,426	18,552	18,029	14,463
Dore-Oz	60,017	72,877	63,101	61,323	49,193

De acuerdo a las pruebas metalúrgicas realizadas se proyecta una recuperación metalúrgica promedio de 70%.

4.6 Disposición de Mineral de los Pads

El diseño del PAD y las pozas lo viene realizando Golder Associates; el PAD será construido en un área de 21.72 ha, en dos etapas, en la primera etapa se construirán 10 ha de plataforma de lixiviación junto con las pozas pregnant y de mayores eventos, con una capacidad de 14500 m³ cada una.

Los equipos para el movimiento de tierras serán ejecutados por una empresa especializada y registrada ante el Ministerio de Energía y Minas.

La ejecución de la construcción de la plataforma de lixiviación y las pozas Minera Calipuy y el control de calidad de la construcción (CQA) será supervisada por una empresa especializada.

Concluida la construcción de las plataformas de lixiviación (pad) se procede con el carguío de mineral y durante el apilado de un nuevo piso, se procederá almacenar el mineral roto proveniente de la mina.

Previa a la construcción de las pilas se prepara una rampa de acceso dentro de las pilas con mineral de baja ley para lograr una altura de 6 metros.

La pila se formará depositando directamente el mineral al final de la rampa mediante la descarga de los volquetes, manteniendo el piso de 6 metros de altura, con taludes de 1.5:1

Sobre la ruma de mineral descargada por cada camión se vierte la cal (2.50 kg/Tm) para asegurar un $\text{pH} = 10.50$ en la solución.

Las pilas (módulos) en PICOMACHAY son del tipo permanente, es decir una vez completado el ciclo de lixiviación por 60 días en los módulos de mineral, se retira la red de las tuberías de riego, para preparar un nuevo módulo sobre el módulo lixiviado.

La pila de lixiviación, alcanzará la mayor altura de 80 metros, siguiendo las recomendaciones técnicas presentada por la empresa Golder Associates, en la construcción y llenado de mineral a los pads.

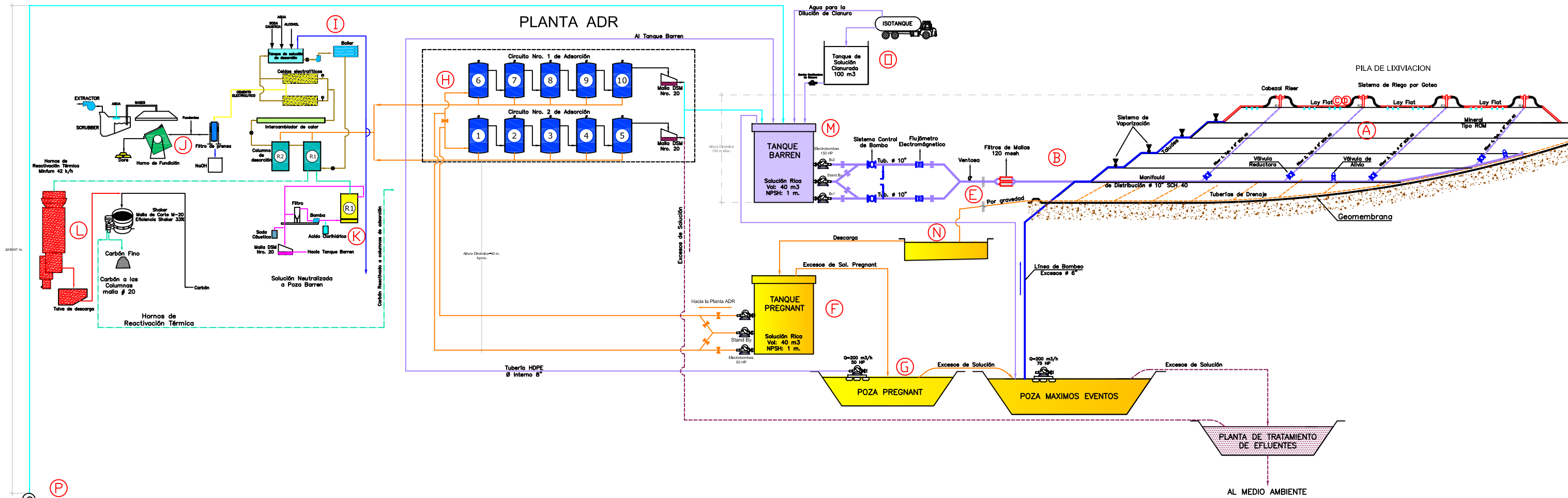
Para la construcción de pad se ha determinado un área total 21.7 hectáreas distribuidas en dos etapas una primera etapa de 10.3 hectáreas para una producción de 19 meses y la segunda etapa corresponde a un área de 11.4 hectáreas tal como se detalla en el cuadro siguiente:

Tabla N° 23	
PILAS DE LIXIVIACION Y COBERTURA	
PILAS N°	AREA (m2)
Pad 1 - I	103,000
Pad 1 - II	114,000
TOTAL	217,000

Además se contará con una capacidad total de colección de soluciones de 29,300 m3 cuya distribución se detalla en la tabla siguiente:

Tabla N° 24	
POZAS DE COLECCION	
POZAS	VOLUMEN (m3)
Poza Pregnant	14,650
Poza Mayores Eeventos	14,650
TOTAL	29,300

ADR PLANT AND LEACHING FLOW SHEET



MINERA CALIPUY SAC	
ABSOLUT OPERACION: PICO MACHAY	
PROYECTO: PLANTA - LIXIVIACION	PLANO: FLOW SHEET PLANTA ADR Y LIXIVIACION
APROBADO: ING. ANTONIO CHAVARRY	DEPARTAMENTO: HUANCAMELICA
DISEÑO: ING. LUIS CHAVARRY	PROVINCIA: CASTROVIRREYNA
DESARROLLO: ING. MANUEL GUZMAN	DISTRITO: SANTA ANA
ING. WILI QUISPE	FECHA: NOVIEMBRE 2007
	ESCALA: S/E
LAMINA N° F-01	

CAIPÍTULO V: LABORATORIO QUIMICO

El laboratorio como área de apoyo en las operaciones tendrá la misión de realizar los análisis químicos de las muestras, para lo cual se analizarán los siguientes elementos:

ORO, PLATA, COBRE, ZINC, HIERRO, ARSENICO, MERCURIO.

Los métodos a desarrollar serán los siguientes:

Determinación de oro por el método de Fire Assay.

Determinación de oro en muestras Geoquímicas por el método de Fire Assay-Absorción Atómica.

Determinación de oro soluble por Absorción Atómica.

Análisis de oro y plata en Bull ión.

Análisis de oro y plata en carbones.

Determinaciones de cianuro libre y total en soluciones lixiviantes.

Determinación de óxido de cal en soluciones lixiviantes.

Determinación de cal total, cal útil e insoluble.

Determinación de carbonato de calcio en soluciones de desorción.

Determinación de carbonato de calcio en carbones.

Análisis de oro en soluciones cianuradas .METODO DE CHIDY.

Determinación de la gravedad específica en el mineral.

Determinación de cianuro en soluciones de desorción.

Determinación de humedad por método gravimétrico.

En el proceso de recepción de muestras, es donde se procede a registrar las

muestras en el sistema de información, mediante la captura de código de barras, posteriormente se procederá al secado de las muestras en una estufa eléctrica a una temperatura promedio de 150° C.

Las muestras entran a un proceso de chancado para reducir el tamaño a una malla -10, para ser pulverizadas en el siguiente proceso a malla -140, para su análisis posterior, todo este proceso es desarrollado en la sección de preparación mecánica de muestras.

Una vez pulverizada las muestras pasan a la sección de pesado en donde se pesan las diferentes muestras de acuerdo al análisis químico requerido.

En la sección de vía húmeda es donde se realiza el ataque químico mediante adición de ácido clorhídrico y nítrico a las muestras, para luego ser llevadas a la sección de instrumentación para su lectura correspondiente.

En la sección de Fire Assay las muestras son fundidas a una temperatura de 1000° C, obteniendo un régulo de PLOMO-ORO-PLATA, luego se someten a una Copelación a una temperatura de 850° C, obteniéndose un DORE de ORO – PLATA, dicho doré es sometido a un ataque químico para su disgregación y su derivación a la sección de instrumentación.

En la sección de instrumentación las muestras provenientes de las secciones de vía húmeda y Fire Assay son acondicionadas para su posterior lectura en el equipo de Absorción Atómica de los elementos a analizar y emitir el reporte de análisis.

5.1 Equipos

Para realizar los análisis en el LABORATORIO QUIMICO, se utilizaran los siguientes equipos:

- Agitador de rodillos
- Balanza Analítica
- Centrífuga

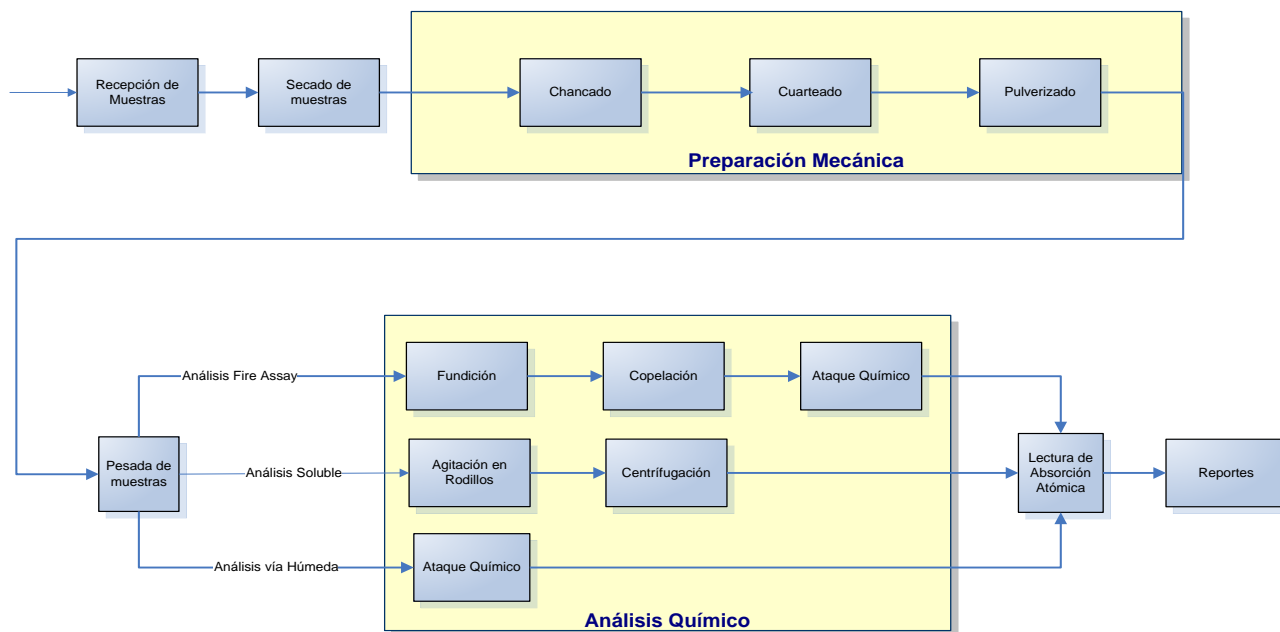
- Horno de copelación eléctrico
- Compresora de aire
- Pulverizador de anillos
- Chancadora
- Equipo de Absorción atómica
- Horno de fundición a petróleo
- Plancha de calentamiento
- Ro Tap

5.2 Reactivos

En el proceso de análisis se usará los siguientes reactivos:

- | | |
|-----------------------|------------------------|
| 1.-ACIDO CLORHIDRICO. | 9.-OXIDO DE CALCIO |
| 2.-ACIDO NITRICO. | 10.-CIANURO DE SODIO |
| 3.-ACETONA. | 11.-SILICE GRANULADO |
| 4.-FENOLTALEINA. | 12.-HIDROXIDO DE SODIO |
| 5.-RODAMINA. | 13.-ACETILENO |
| 6.-NITRATO DE PLATA. | 14.-SOLUCIONES BAFER |
| 7.-ACIDO OXALICO. | 15.-LITARGIRIO (PbO) |
| 8.-BORAX. | 16.-OXIDO NITROSO |

Fig. N° 17. DIAGRAMA DE PROCESO DE LABORATORIO QUÍMICO



Las aguas residuales de los procesos de Laboratorio Químico serán derivadas hacia la planta de tratamiento de efluentes mediante un sistema de tuberías.

CAPITULO VI: SUMINISTRO DE AGUA

Después de una evaluación de la zona para encontrar posibles fuentes favorables de agua, se descartaron casi la totalidad por no contar con el volumen y calidad requerido para el proceso hidrometalúrgico.

Se determinó la necesidad de captar el agua en la quebrada Ccahuiña para las operaciones industriales y de la quebrada Pucamayo para el consumo doméstico.

El abastecimiento de agua de las operaciones Picomachay se realizará mediante un sistema de bombeo de 10 l/s durante una operación de 14 horas por día, lo que significa abastecer 504 m³/día de agua fresca, desde la quebrada Cahuiña, mientras para abastecer agua al campamento se tomará desde la quebrada Pucamayo 35.5 m³/día.

6.1 Balance de agua para uso industrial y Domestico

DATOS:

Evaporación mensual	53.33	mm
Area del nivel superior de solución en las pozas		
Poza Pregnan de soluc. Pregnant (poza llena)	3,900.0	m ²
Poza Barrent de soluc. Barren (poza llena)	3,900.0	m ²
Total área expuesta	7,800.0	m ²
Tonelaje mensual de mineral a depositar en Pad	150,000.0	TMS
Humedad del mineral luego del escurrimiento	5.0	%
Área total de riego (10 módulos)	26,000.0	m ²
Tonelaje de cada módulo	30,000.0	TMS
Densidad aparente	1.70	m ³ /Tm
Volumen de cada módulo	17,647.0	m ³
Altura del módulo	6.0	m
Ángulo de talud del módulo	(V=1, h = 1.50)	
Área de techo de cada módulo	2,600.0	m ²

Tiempo de riego	60 Días
Número de módulos	10
Volumen mensual de solución de riego	149,760.0 m3/mes
Flujo de riego	8.0 lt/Hr/ m2
Área total de riego	26,000.0 m2
Evaporación durante el riego	2.0 %
EVAPORACIÓN DE AGUA DE LAS POZAS	416.0 m3/mes
53.33*7800/1000	
ABSORCIÓN DE HUMEDAD POR EL MINERAL	7,500.0 m3 /mes
5*150,000/100	
EVAPORACIÓN DURANTE EL RIEGO	2,995.0 m3/mes
2*149,760/100	
MÁXIMO VOLUMEN DE AGUA NECESARIA EN EPOCA DE ESTIAJE	10,911.0 m3
/Mes	

364 m3 /día

DISPONIBILIDAD DE AGUA

Agua proveniente de la quebrada Ccahuiña	26.65 l/s = 2,303 m3/día
Agua proveniente de la Quebrada Pucamayo	15.36 l/s = 1,327 m3/día
TOTAL DISPONIBILIDAD DE AGUA	= 3,630 m3/día

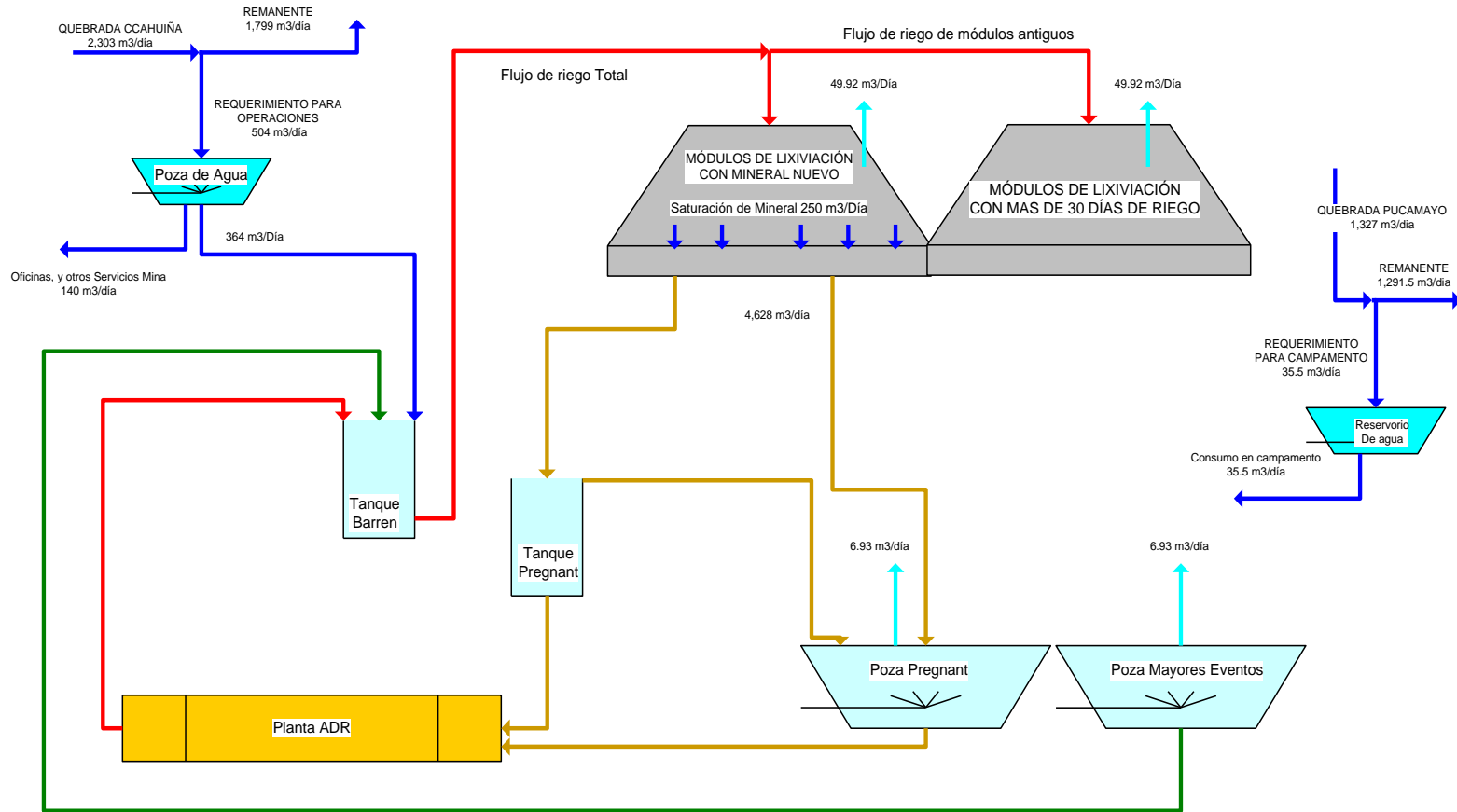
CONSUMOS

En la operación de la Planta	364 m3/día
Para el riego de carreteras	90 m3/día
Para otros usos (Oficinas, limpieza, perforación y otros)	50 m3/día
Consumo doméstico campamento minero	35.5 m3/día
TOTAL CONSUMO	539.5 m3/día

Nota: El remanente de agua permisible para el uso por PICOMACHAY, discurrirá por el mismo rio Ccahuiña (o Canal Nixon) siguiendo su curso.

Fig. N° 18

DIAGRAMA DE FLUJO DE BALANCE DE AGUA (150,000 TM / MES)

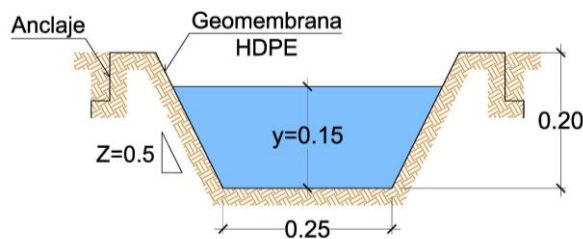


6.2 Canal Acequia

La captación del agua de la quebrada Ccahuiña para uso industrial se captará mediante el canal acequia que tiene una longitud de 1585 metros desde el punto de captación en la quebrada Ccahuiña hasta la derivación hacia un sedimentador. Este canal para lograr la conducción eficiente se requiere de una sección trapezoidal uniforme en toda su longitud y obtener velocidades entre 0.6 m³/s a 1.0 m³/s, en los cruces de quebradas se usará tuberías de paso y en las zonas de filtración y desbordamiento se plantea impermeabilizar con geomembrana.

La sección trapezoidal del canal esta diseñada para abastecer un caudal constante de 20 lt/seg, con un ancho de solera de 0.25 m, tirante de agua 0.15 m., altura total 0.20 m. y talud de 0.5.

Fig. N° 19: Sección de Canal impermeabilizada con geomembrana



6.3 Desarenador

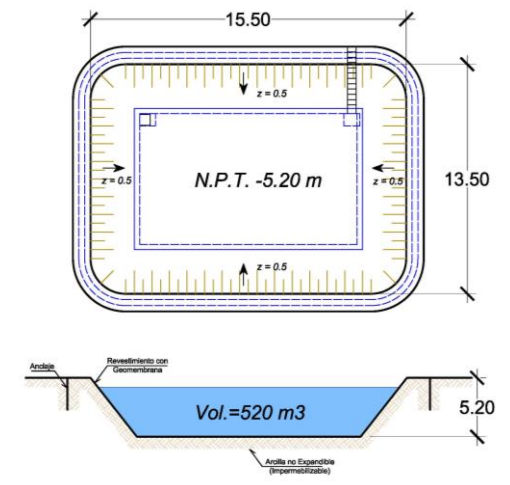
El desarenador se construirá con la finalidad de evitar el ingreso de sólidos en suspensión (partículas superiores a 0,2 mm) al reservorio. El desarenador en el fondo tiene un espacio disponible para recibir los sedimentos en suspensión que retiene; estos sedimentos serán removidos periódicamente mediante lavado

hidráulico. Además de su función de sedimentador el desarenador contará con un vertedero de rebose que permite devolver los excedentes al canal acequia.

6.4 Reservorios de Almacenamiento

El Volumen de agua requerida para el proceso Hidrometalúrgico el cual requiere de 504 m³/día, se derivará desde el canal acequia mediante un vertedero hacia el desarenador para después descargar por rebose al primer reservorio de almacenamiento, ubicado en la cota 4438 cuya capacidad es de 520 m³. Diseñado para 14 horas de bombeo de agua al día.

Fig. N° 20: Primer Reservorio de Almacenamiento



El segundo reservorio de almacenamiento ubicada cerca a la planta de procesos, en la cota 4786 msnm tendrá una capacidad de 1500 m³/día, y estará revestido con geomembrana de alta densidad de espesor 1.00 mm.

6.5 Sistema de Bombeo de Agua

Por la diferencia de cotas existente entre el primer y segundo reservorio, se generan presiones elevadas razón por la cual se determinó bombear el agua en dos etapas.

El primer tramo será desde la primera estación de bombeo hasta el tanque de paso (segunda estación de bombeo), el segundo tramo desde el tanque de paso

hasta el reservorio ubicado cerca a la planta de procesos.

Las dos estaciones de bombeo contarán con una Electrobomba Multietápica (4 etapas), con una potencia de 60 HP, cada una con sus respectivos accesorios de control de bomba y ventosas de aire en Norma ANSI 300 a lo largo de la línea de bombeo.

La primera estación de bombeo se ubicará en el primer reservorio, cota 4438 msnm y bombeará hasta un tanque ubicada en la segunda estación de bombeo cuya capacidad será de 8 m³, desde allí se bombeará hasta el segundo reservorio de almacenamiento ubicado cerca a la planta de procesos.

Fig. N° 21: Primera estación de Bombeo

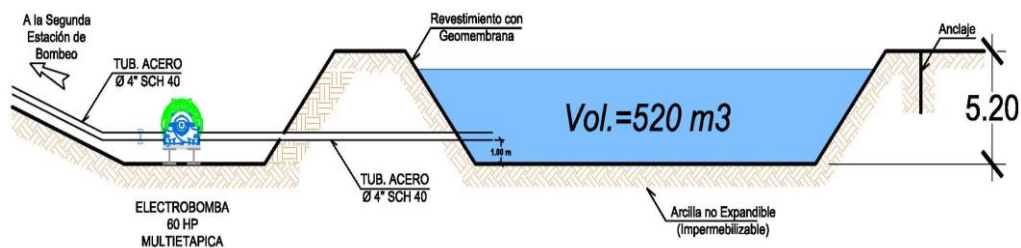
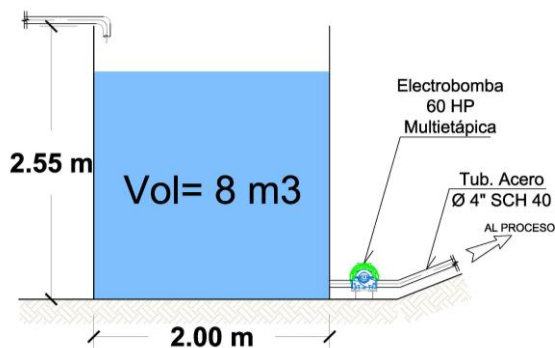


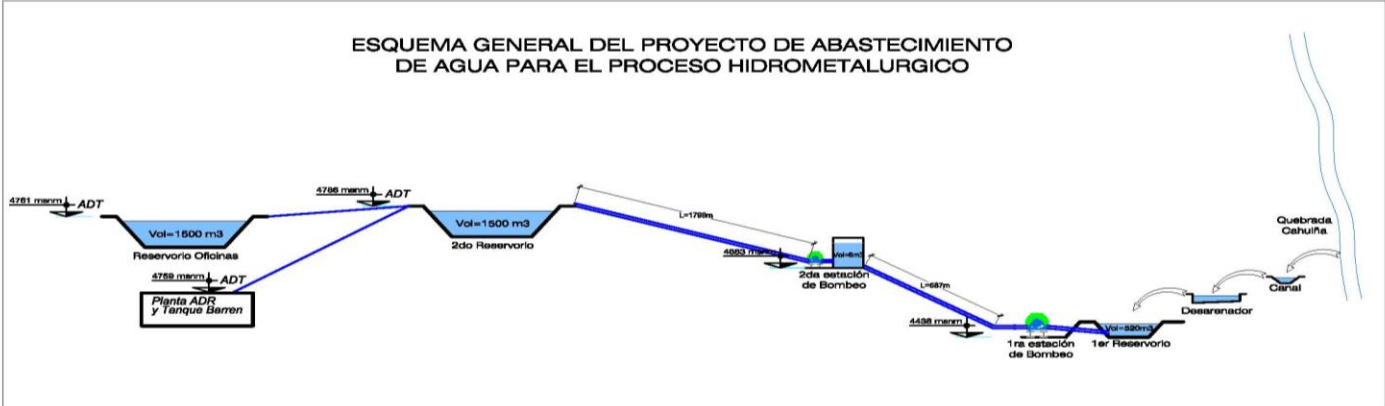
Fig. N° 22: Segunda Estación de Bombeo



6.6 Línea de Bombeo de Agua

La longitud de la Línea de bombeo de agua desde la Primera estación de bombeo hasta el reservorio ubicado cerca de la Planta de procesos será de 2,383 metros con una diferencia de altura de 346 metros. La conducción del agua se hará a través de tuberías de Acero al carbono SCH 40 las cuales irán soldadas cada 12 m. La tubería de impulsión varía de diámetro de acuerdo a las presiones, y serán ancladas cada 30 metros con dados de concreto armado.

Fig. 23



CAPÍTULO VII: SUMINISTRO DE ENERGÍA ELECTRICA

La Energía Eléctrica para el proyecto Picomachay, es de vital importancia e indispensable, debido a la permanente utilización ininterrumpida de las Electrobombas que se utilizan en el suministro de agua, lixiviación, adsorción, desorción, electrodeposición, laboratorio y otras actividades relacionadas directamente a la producción.

El suministro de energía eléctrica debe tener una capacidad instalada para cubrir la demanda que la operación requiere. Para lo cual se ha realizado un estudio de la disponibilidad energética en la zona y de autogeneración con grupos electrógenos.

La demanda energética a máxima producción es de 785 Kw, en vista que la hidroeléctrica cercana al proyecto presenta restricción para el suministro de este requerimiento, se ha realizado un estudio técnico económico para solicitar la instalación de una línea eléctrica de mediana tensión (22.9 Kv) desde el distrito de Santana hasta la zona de operación que cubrirá una longitud de 7.4 km de distancia.

La ejecución del proyecto de Electrificación, contempla tres fases de trabajo.

Ejecución del proyecto de Traslado de Energía, desde el Distrito de Santa Ana – Huancavelica hasta las instalaciones de Picomachay, recorriendo una trayectoria de 7.4Km.

Ejecución de montaje Protección, medición y calidad de energía

Distribución de energía en media y baja tensión.

7.1 Requerimiento de Energía

La evaluación de la carga eléctrica con la cual se inicia el Proyecto y la carga eléctrica máxima que tendrá el proyecto en plena operación es:

7.1.1 Energía requerida en etapa inicial (año 0)

	Kw
Planta ADR (bomba Pregnat para 1 circuitos de 60HP, otros)	70
Planta Lixiviación (bomba para lixiviar PAD de 150HP)	120
Laboratorio (Instrumentación, extractores, centrifugas, otros)	40
Inv. Metalúrgica (chancadora, agitadores, otros)	5
Mantenimiento Electromecánico (Soldador, compresora, tableros, Otros)	20
Oficinas de la Unidad Minera (alumbrado, estufas, equipo de cómputo)	30
Campamento de la Unidad Minera (alumbrado, estufas, diversos)	20
Línea de agua 2 bombas de 60 HP	100
Requerimiento total para año 0	405

7.1.2 Energía requerida a máximo Nivel de Producción (Año 1)

	Kw
Planta ADR (bomba Pregnat para 1 circuitos de 60HP)	150
Horno de reactivación térmica.	70
Planta Lixiviación (bomba para lixiviar PAD de 150HP)	240
Laboratorio (Instrumentación, extractores, centrifugas, otros)	70
Inv. Metalúrgica (chancadora, agitadores, otros)	5
Mantenimiento Electromecánico (Soldador, compresora, tableros, otros)	30
Oficinas de la Unidad Minera (Alumbrado, calefacción, equipo de cómputo)	50
Campamento de la Unidad Minera (Alumbrado, calefacción, equipo de cómputo)	50
Línea de agua 2 bombas de 60HP	100
Contratas	20
Requerimiento total para año 1	785

7.2 Fuente de abastecimiento de Energía Eléctrica

El abastecimiento de Energía para el proceso de operación, tendrá como eje principal la Energía proveniente de ELECTROCENTRO, pero el respaldo en caso de fallas de esta línea eléctrica por diferentes razones, deberá ser vía una Auto-Generación con grupos Electrógenos.

Dado este escenario el suministro de energía eléctrica será:

Auto Generación de Energía con Grupos Electrógenos (G.E)

Se requiere contar con Grupos Electrógenos, para el respaldo de suministro de Energía Eléctrica permanente. Las características de la zona a 4900msnm, en la cual existe tormentas atmosféricas (descarga de rayos), así como otras fallas propias de una Línea de Media tensión de 22.9kV, interrumpen frecuentemente el suministro de energía proveniente de ELECTROCENTRO.

Se contará con 2 Grupos Electrógenos; un Caterpillar Cat 32 de generación 550Kw, a adquirir en la primera etapa (año 0) cuyo costo es de \$149,000, en condición Nuevo. Como complemento a este Grupo Electrógeno, se adquirirá en la segunda Etapa año (1), un grupo de segunda, con una potencia efectiva Stand By en mina de 200Kw, cuyo costo estimado es de \$65,000.

La inversión estimada en grupos Electrógenos será de: \$214,000.00 (Dólares Americanos).

Tabla N° 25

SISTEMA DE GENERACION ELECTRICA DE CONTINGENCIA (*)				
ITM N°	MARCA	MODELO	KW	ANTIGÜEDAD
1	Caterpillar	C32	550	Nuevo
2	Caterpillar		200	2
TOTAL			750	

(*) Auditado por la DGAA del MEM.

7.2.1 Energía Hidráulica Electrocentro

El costo de Energía, con generación por Grupos Electrógenos (G.E), versus

Energía proveniente de ELECTROCENTRO, sobrepasa los Un millón de Dólares Americanos en un año para una capacidad de consumo de 550kW-Hr.

Razón por la cual, a pesar que no hay la suficiente energía eléctrica disponible, se ha previsto instalar una Línea en Mediana Tensión 22.9kV suministrada por ELECTROCENTRO en dos etapas, cuya potencia de la fase un recorrido de 7.4Km., soportadas en conductor de aluminio AAAC de 70mm², en 81 estructuras cuya inversión estimada es de \$199,484.50 Dólares Americanos.

La línea Eléctrica en la zona de Huancavelica, específicamente en el Distrito de Santa Ana, requiere mejorar la calidad de energía eléctrica, así mismo los elementos de protección y medición demandan una inversión de \$ 145,877.50.

El tiempo estimado de montaje y puesta en operación 3 meses, con participación de 12 obreros, 6 técnicos y 3 ingenieros supervisores.

Trayectoria de Línea Media Tensión de 22.9kV, en un recorrido de 7.4Km.

7.2.2 Costo de Energía Electrocentro VS Generación por Grupos Electrógenos

El costo en un mes de Energía proveniente desde ELECTROCENTRO, es \$81,612 Dólares Americanos, menos que el obtenido con Grupos Electrógenos. Siendo en un año cerca a un millón de dólares americanos.

Agregado a estos el mantenimiento de los Grupos Electrógenos y los gastos en mantenimiento justifica y urge de primera instancia la ejecución del proyecto de Electrificación, quedando el G.E, sólo como alternativa y emergencia en caso de no contar con energía proveniente de ELECTROCENTRO (energía Hidráulica).

Tabla N° 26

Origen de Energía	Energía consumida Kw	KwxHr.	Costo Energia en 1Hr.	Mes (24 horas día)
Electrocentro	550	0.08	44.00	31680.00
Grupo Electrónico CAT 32	550	0.29	157.35	113292.00
Diferencia de costo con Grupo Electrónico (sin considerar elementos de mantenimiento al G.E).				-81612.00

7.3 Proyecto de Electrificación Picomachay.

La ejecución del proyecto contempla tres fases de trabajo:

Transporte de Energía de 7.4 Km, desde el Distrito de Santa Ana, hasta la Sub estación Picomachay. Se ubicarán 81 estructuras en todo el trayecto (tramos de monopostes y otros bipostes), sobre esta, se realizará el tendido del conductor de aluminio de 70mm².

7.4 Calidad de Energía, Protección y medición de Energía en media tensión 22.9kV y baja tensión 460/220V.

La Energía Eléctrica es distribuida por Electrocentro desde la Sub Estación principal Caudalosa, ubicada a 33Km del Distrito de Santa Ana, con conductor de 25mm².

7.4.1 Calidad de Energía-Autotransformador

De acuerdo a la evaluación técnica realizada por ELECTROCENTRO, pueden entregar energía máximo 200Kw, en condiciones actuales. Mayor a esta potencia sus usuarios (pueblos aledaños), sentirían el efecto de la caída de carga por la

sección de conductor de 25mm².

La carga solicitada por el Proyecto Picomachay es de 800Kw, para superar el inconveniente, de caída de carga indicada, se ubicará a 20Km del distrito de Santa Ana (en el Distrito de Santa Inés), autotransformadores monofásicos, esto permitirá corregir la caída de tensión manteniendo los valores de 22.9kV.

7.4.2 Protección y Medición de energía en Línea de Media Tensión de 22.9kV.

En la primera Estructura, en el Distrito de Santa Ana se ubicará un Recloser, para el registro de eventos y protección de fallas en la línea, así mismo sobre esta misma estructura se ubicará el Transformix provisto del medidor de Energía, para el registro de consumo de Energía Eléctrica.

7.5 Distribución de Energía

Cada una de las áreas productivas, requieren de energía en diferentes puntos de la unidad minera, así mismo la capacidad de carga es diversas. La Sub Estación se ubicará estratégicamente cerca a la mayor carga de la operación, en este caso cerca a las Electrobombas de Lixiviación y las Electrobombas Pregnant. En esta fase de trabajo, se realizarán traslados de energía interna en media (22.9kV) y baja tensión (460/220V) hasta llegar a todo los usuarios.

En ella se contempla, equipos, maquinarias electromecánicas, elementos de protección, tendido de línea eléctrica de media y baja tensión (transporte), distribución en media y baja tensión (usuarios finales), incluido en todo ello la mano de obra.

Se destaca que el trabajo e inversión de mayor cuantía está en la línea de agua (suministro de energía para las dos electrobombas) y suministro de energía a las electrobombas de Lixiviación y Pregnant (de 150HP y 60HP respectivamente).

Detalle	US \$
Inversión Línea de Media Tensión Santa Ana - Picomachay Trayectoria: 7.4Km	199,484.50
Inversión en: Mejoramiento de calidad de Energía, protección-medición y Sub Estación	145,877.50
Inversión en distribución de energía en la Unidad Minera Media y Baja Tensión.	166918.60
Inversión Total en: Transporte, Distribución de Energía Eléctrica, Protección y calidad de energía de 800 Kw de potencia	512,280.60

Tabla N° 27

Resumen General de Inversión en Suministro de Energía Eléctrica “Proyecto Picomachay”

El Proyecto Picomachay, requiere de una Inversión total de US \$726,280.60 para la Electrificación y asistencia en forma óptima del suministro de Energía a los usuarios.

Inversión que garantizará durante los cinco años de vida proyectada, una operación sin mayores contratiempos a causa de falta de energía.

Esta inversión indicada se distribuye según el siguiente cuadro:

Tabla 28

Descripción	año 0	año 1	Total
Auto Generación de Energía con Grupos Electrógenos (G.E)	149000.00	65000.00	214000.00
Inversión Transporte de Energía "Línea de Media Tensión 22.9kV 7.4Km"	199484.50		199484.50
Inversión en: Calidad de Energía, Protección-medición y Sub Estación	145877.50		145877.50
Inversión en Distribución de energía en Media y Baja Tensión.	120000.00	46918.60	166918.60
Inversión total por año y el total final	614362.00	111918.60	726280.60

En los años posteriores de operación el área realizará trabajos de mantenimiento y soporte, incurriendo en gastos de operación y no de inversión.

CAPÍTULO VIII: MEDIO AMBIENTE

Como parte del Estudio de Factibilidad, el estudio de línea base se viene completando para determinar las condiciones actuales existentes basadas en el aspecto humano, físico, biológico y arqueológico, aspectos que influenciarán en la implementación del proyecto. El EIA viene siendo elaborado por la empresa Cesel Ingenieros, de la información disponible hasta la fecha se presenta el siguiente resumen preliminar.

8.1 Impacto Medioambiental y Medidas de Control

8.1.1 Clima y Meteorología

En el sector comprendido entre los 3,800 y 4,800 m.s.n.m., se presenta un promedio anual de temperatura del orden de 4.6°C.

En el sector situado sobre los 4,800 m de altitud, que no se cuenta con información, se estima que la temperatura promedio anual esta en el orden de los 2°C, presentándose temperaturas mínimas ordinarias bajo 0°C durante todo el año.

8.1.2 Precipitación

En el sector comprendido entre los 3,800 y 4,800 m.s.n.m., se estima que la precipitación promedio anual es de 850 mm.

En el área situada sobre los 4,800 m de altitud, no se cuenta con información pluviométrica, estimándose que la precipitación promedio anual esta alrededor de 1,200 mm.

8.1.3 Calidad de Aire

Para determinar la calidad de aire en el área de influencia del proyecto Picomachay, se realizó el monitoreo de calidad de aire en el mes de diciembre del 2007, los cuales se encuentran en la línea base del estudio impacto ambiental que se encuentra en elaboración.

8.1.4 Fisiografía

El ámbito del área de estudio presenta unidades geomorfológicas variadas, debido principalmente a la interacción de los diferentes procesos orogénicos y epirogénicos, ocurridos en épocas pasadas, pudiendo identificarse en su actual configuración cuatro Grandes Paisajes: Llanura aluvial, lacustre, colinoso y montañoso.

8.1.5 Suelo

La zona en estudio se encuentra en la parte alta de la cuenca del río Santa Ana, afluente del río Pisco, cuenca y está influenciada por la Cordillera occidental de los Andes. Este hecho caracteriza a la zona en un ambiente bien marcado que corresponde, el ambiente frío sub húmedo de la parte alta montañosa con pasturas alto andinas.

El ambiente agrupa suelos volcánicos y suelos de rocas intrusivas, poco desarrollados, clasificado dentro de los Andosoles. Así mismo los suelos se han derivado a partir de materiales fluvio glaciares.

Los suelos de rocas intrusivas son ácidos franco arenosos a franco superficiales a moderadamente profundos, sin desarrollo genético. Ocupan posiciones de superficies de pendientes fuertemente a extremadamente empinadas (8 - +50%)

8.1.6 Tierras Aptas para Pastos (P)

No reúne las condiciones edáficas, topográficas y ecológicas mínimas requeridas para cultivos intensivos o permanentes, pero sí para el sostenimiento de pasturas y, por tanto, para la actividad pecuaria. Dentro de esta categoría se reconoció dos clases de capacidad de uso: P2 y P3, las que a continuación se describen.

Clase P2

Se trata de tierras que presentan moderadas deficiencias o limitaciones referidas, principalmente, a los factores edáficos, topográficos y climáticos. Se determinó la Subclase P2swc

- Subclase P2swc

Agrupación de suelos hidromórficos, caracterizados por presentar drenaje imperfecto a muy pobre, fertilidad natural generalmente baja a media; superficiales a moderadamente profundos, limitados por la presencia de una napa freática fluctuante entre la superficie y 1 m de profundidad; textura media a moderadamente gruesa; y de reacción extremadamente ácida. Las limitaciones de uso están referidas al drenaje imperfecto a muy pobre, debido a la napa freática fluctuante, que asciende hasta la superficie en época de lluvias.

Clase P3

Se trata de tierras de calidad agrológica baja y de aptitud limitada para la explotación de las pasturas.

8.1.7 Agua

Temperatura

La temperatura del agua registrada para todas las muestras presentan valores que oscilan de 3.2 °C a 14.0 °C.

pH

El pH registrado en 8 de los 10 puntos de monitoreo se encuentran dentro del rango de los Estándares de Calidad de Agua de la Ley General de Aguas D.L. 17762, Clase III, donde se indica que el valor límite es 5.0 a 9.0 unidades de pH y de los Límites Máximos Permisibles R.M. 011-96 EM/VMM estableciendo un valor límite de 6.0 a 9.0 unidades de pH.

Los valores de pH de 2 puntos que se encuentran fuera del rango establecido por los valores comparativos antes mencionados: PP3 (4.1 unid. de pH) y PP8 (3.6 unid. de pH).

8.1.8 Ambiente Biológico

Tundra Pluvial - Alpino Sub Tropical (tp AS)

Esta zona de vida ocupa la franja inmediata inferior del piso Nival, entre los 4300 y 5,000 metros de altitud a lo largo de la Cordillera de los Andes. De acuerdo a

estaciones climatológicas y pluviométricas similares o afines, en esta zona de vida la biotemperatura media anual máxima es de 3.2°C (Túnel Cero, Huancavelica) y la media anual mínima es de 2.5°C (Accnacochoa, Huancavelica).

El relieve topográfico es generalmente accidentado, variando a colinado y ondulado, este último propio del aspecto glacial.

Fauna Terrestre

Información sobre fauna de mamíferos terrestres, aves, anfibios y reptiles

Se observa hábitats típicos para fauna de la puna donde es común encontrar clases de aves. Se observaron algunas especies de ganado propio de la zona de vida como llamas y alpaca.

La revisión bibliográfica sugiere que 5 especies podrían ser registradas en el área de proyecto. Estas especies son: *Pseudalopex culpaeus* “zorro andino”, *Conepatus semistriatus* “zorrino”, *Lagidium peruanum* “vizcacha”, *Akodon mollis* “ratón campestre de pelo suave”.

Fauna Acuática

El análisis biológico para la determinación de las condiciones ambientales de los recursos acuáticos del área involucrada en el presente proyecto comprenderá la evaluación de los siguientes grupos bióticos: microalgas, macroinvertebrados bentónicos, zooplancton y peces.

8.2 Planta de Tratamiento de Efluentes

Durante el período de lluvias ocurridas entre los meses de diciembre a marzo, las precipitaciones podrían hacer difícil almacenar el volumen de agua en las pozas, siendo necesario evacuar parte de la solución barren a una planta de tratamiento de efluentes antes de ser descartado sin impactar en el medio ambiente.

Para la preparación de reactivos se ha considerado el uso de 4 tanques con

agitadores donde se prepara los reactivos: Hipoclorito de calcio ($\text{Ca}(\text{ClO})_2$) al 10 %, hidrosulfuro de sodio (NaHS) al 10%, cloruro férrico (Fe_3Cl) al 10%, floculante al 1% y cal en estado sólido.

- Estos reactivos son dosificados de la siguiente manera:
- En el primer reactor, hipoclorito de calcio que sirve para destruir el cianuro
- En el segundo tanque se dosifica hidrosulfuro de sodio para precipitar el mercurio
- En el tercer reactor se dosifica cloruro férrico para precipitar el arsénico, y
- En el cuarto tanque se dosifica cal por medio de un alimentador de sólidos para neutralizar la solución a pH 7.5 – 8.0, más un floculante catiónico para sedimentar todos los sólidos formados en los reactores y que precipite con facilidad en la poza de sedimentación, de capacidad de 1100 m³, para un tiempo de retención efectivo de 14 horas.

8.3 Permisos y Autorizaciones

- El Estudio de impacto ambiental (EIA); lo viene ejecutando la Empresa CESEL Ingenieros; donde determinará la línea base del manejo ambiental y un plan de cierre de minas conceptual. Esta empresa está autorizada por la Dirección General de Asuntos Ambientales del Ministerio de Energía y Minas.
- La presentación de dicho estudio está prevista para el 15 de Febrero del presente año, la fecha de aprobación de este EIA se estima en unos 40 días, dependiendo del Ministerio de Energía y Minas y del seguimiento que se realice.
- Basado en este estudio se ha realizado el primer taller en Santa Ana, el pasado 15 de Diciembre del 2007, el segundo taller esta previsto para el 9 de Febrero del 2008 y la audiencia pública una vez que ordene el Ministerio de Energía y Minas. Una vez obtenido el Estudio de Impacto Ambiental, se

solicitará al Ministerio de Energía y Minas, la Concesión de la Planta de Beneficio cuya área ya ha sido determinada en 350 há.

- El Certificado de Operaciones Mineras se obtiene después de tener el Estudio de Impacto Ambiental aprobado por el Ministerio de Energía y Minas al que se adjuntará el planeamiento de extracción minera y del proceso que ya se tiene elaborado.
- El Permiso del uso de aguas para Consumo Industrial y para Consumo humano, es una autorización que se viene gestionando ante la Administración técnica del Distrito de Riego de Chincha Pisco – Subdistrito de Riego Pisco. El agua para uso industrial provendrá de la quebrada Cahuiña y la que corresponde a consumo humano provendrá de la quebrada Pucamayo.
- El Instituto Nacional de Cultura, nos debe otorgar un documento denominado Certificado de Inexistencia de Restos Arqueológicos (CIRA); ya se realizó la inspección arqueológica del área (1500 há) por el Instituto Nacional de Cultura de Huancavelica; sin ninguna observación esperamos la resolución final del INC de Lima.

CAPITULO IX: SOCIOECONOMICO

9.1 Objetivo

El objetivo del estudio socio económico fue realizar una evaluación social, económica y política del entorno del proyecto Picomachay, identificando los principales grupos de interés y las relaciones entre ellas, así como las percepciones que tienen frente al proyecto. Dicha información servirá de fuente principal para la elaboración de la línea base social que formará parte del EIA del proyecto.

De una manera específica con este estudio se buscará caracterizar el contexto socio económico relativo de tal forma que se logre facilitar un plan de trabajo con los habitantes circundantes al proyecto.

Realizar recomendaciones sobre elementos a tener en cuenta para un relacionamiento adecuado entre los funcionarios y el proyecto Picomachay y los grupos de interés.

El estudio socioeconómico en la zona fue realizado por la empresa Golder en octubre del 2007, determinándose lo siguiente:

El área de influencia directa (AID) alcanza a las localidades de Santa Ana ubicado a 9.1 km del proyecto, Santa Rosa a 10 km, La Libertad a 8 km, Pucapampa a 15 km, distancias consideradas en línea recta.

El área de influencia indirecta (AII) alcanza a las localidades de Santa Ines, Choclococha, Astobamba.

En base a una población de 900 habitantes aproximadamente localizados en el área de influencia del proyecto se identificaron los siguientes estados de salud, vivienda, educación, empleo y economía.

9.2 En Salud

La mayoría de la población (84.5%) recibe atención médica del Estado, la población infantil (96%) se encuentra protegido por programas de vacunación. Se

observa la falta de mayor atención en el parto al 71% de las mujeres, quienes conoce métodos de planificación familiar en el orden del 45.4%.

9.3 En Vivienda

Los pobladores no poseen títulos de propiedad, el 61.6% tiene viviendas con paredes de piedra, 129 de 214 viviendas son inadecuadas calificadas como pobres.

El 39.3% de las viviendas cuenta con energía eléctrica, el 48% utiliza agua de piletas públicas.

9.4 En Educación

El 45% de la población posee nivel primario, la población con edades de 6 a 11 años presenta el 83.9% de escolaridad. La tasa de analfabetismo para edades de 15 años a más es de 23% para mujeres y 6.2% para varones.

9.5 Empleo

La población en edad de trabajo es de aproximadamente 600 personas. De ellas más de la mitad (377) esta empleada de alguna forma (ganadería/agricultura).

9.6 Economía

La principal actividad económica es la ganadería (91%) de las cuales más del 95% poseen alpacas y tienen ingresos por la venta de lana que realizan en gran parte a través de intermediarios. Se considera que el 82% de las familias presenta una o más NBI (Necesidades Básicas Insatisfechas) ubicándolos dentro del nivel de pobres y pobreza extrema al 46%. El 36% son pobres no extremos.

CAPITULO X: INFRAESTRUTURA Y SERVICIOS GENERALES

10.1 Servicios Generales y Administración

Servicios Generales y Administración esta conformado principalmente por las áreas de Almacén, Comedores, Campamento, Recursos Humanos, Asistencia Social y Relaciones Comunitarias. Esta infraestructura estará ubicada en el campamento.

10.2 Infraestructura.

La infraestructura básica para las operaciones de minado están conformadas por: Oficinas Administrativas, Planta de Beneficio, Laboratorio Químico / Metalúrgico, Taller de Mantenimiento Mecánico – Eléctrico, Almacenes, Casa de Fuerza, Lixiviación, Polvorín, Campamento.

Oficinas Administrativas.- Constituido por el área de trabajo de los Ingenieros y/o supervisores técnicos, cuenta con ambientes de trabajo para las áreas de Geología, Planeamiento Mina, Control de Calidad, Operaciones Mina, Perforación y Voladura, Administración, Asistentia Social, Seguridad, Medio Ambiente, Sistemas y Comunicaciones, y Superintendencia General.

10.3 Infraestructura en Mina.

La infraestructura en el área de mina se realizará en la primera etapa al 100%, y el campamento se desarrollará en dos etapas. En la fecha se ha previsto una inversión inicial de US\$ 760,000 para la primera etapa que comprende toda la infraestructura de mina y la parte más importante del campamento. Se ha solicitado la cotización a terceros para la construcción de esta infraestructura, pero a la fecha se espera que alcancen su propuesta, por lo tanto el monto mencionado corresponde a una estimación en base a infraestructura similar en otras operaciones.

La infraestructura está ubicada a una altura de 4,800msnm y es sus alrededores se construirán los siguientes ambientes:

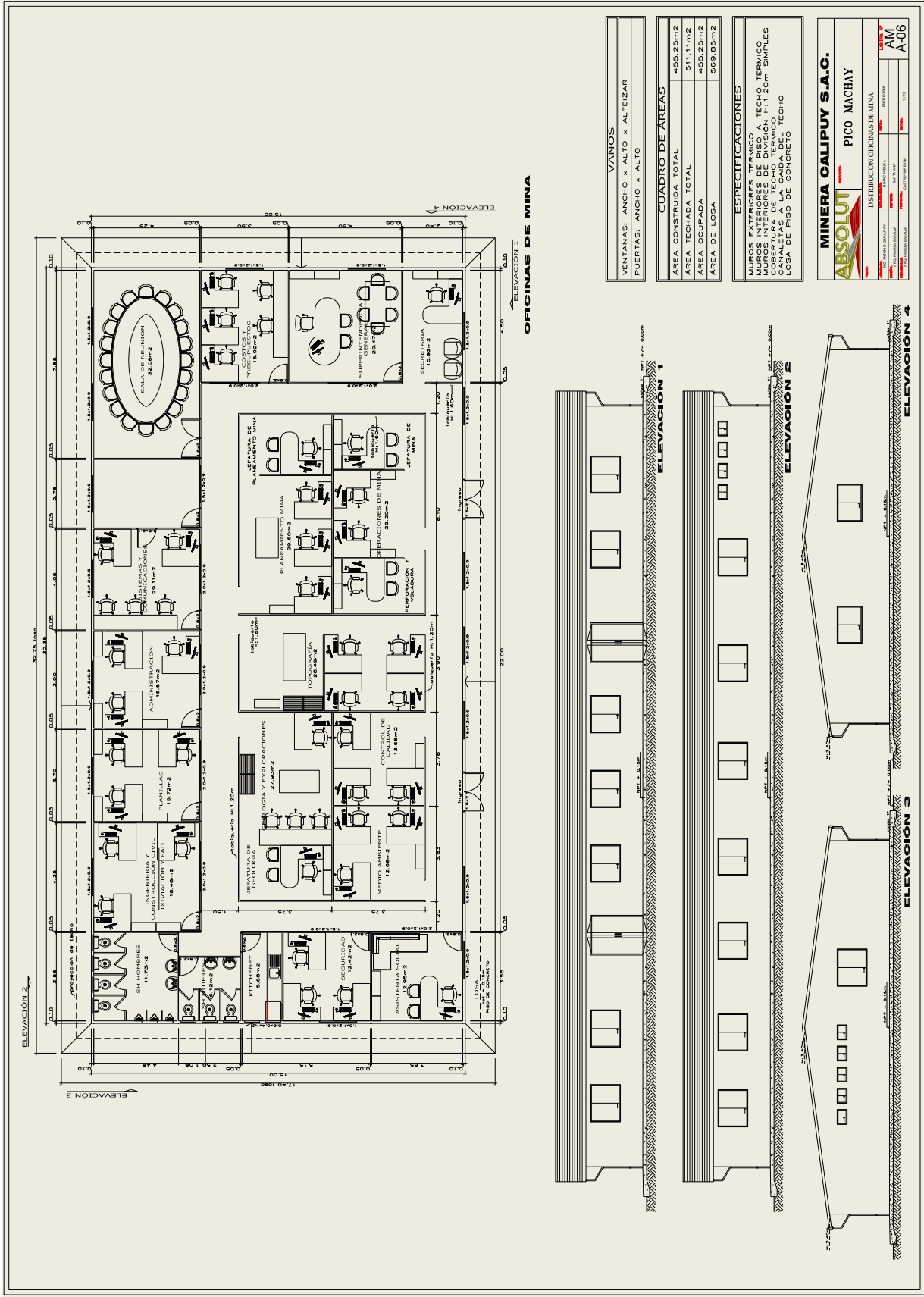
Laboratorio Químico, desarrollado en un área de 258.62 m², todos los ambientes y la distribución de los mismos está hecho para el desarrollo de los análisis químicos de muestras sólidas y líquidas de las diferentes áreas de la unidad.

Planta de ADR, desarrollado en un área de 2,206.64m², cuenta con áreas de oficinas, bóveda, almacenes, talleres, área de desorción y circuitos todo con la finalidad de recuperar el oro que se encuentra en la solución pregnant hasta obtener la barra de oro bullión.

Almacén de Cianuro, desarrollado en un área de 120.00m², con la función del almacenamiento del cianuro.

Almacén de Cal, desarrollado en un área de 430.00m², con la función del almacenamiento de la cal.

Oficinas de Mina, desarrollado en un área de 455.25m², cuenta con las siguientes áreas: superintendencia general, costos y presupuestos, sala de reuniones, sistemas y comunicaciones, administración, planillas, ingeniería y construcción civil, seguridad, asistencia social, geología y exploraciones, topografía, planeamiento de mina, operación de mina, control de calidad, medio ambiente, baños de hombres y mujeres y kitchenet.



OFICINAS DE MINA

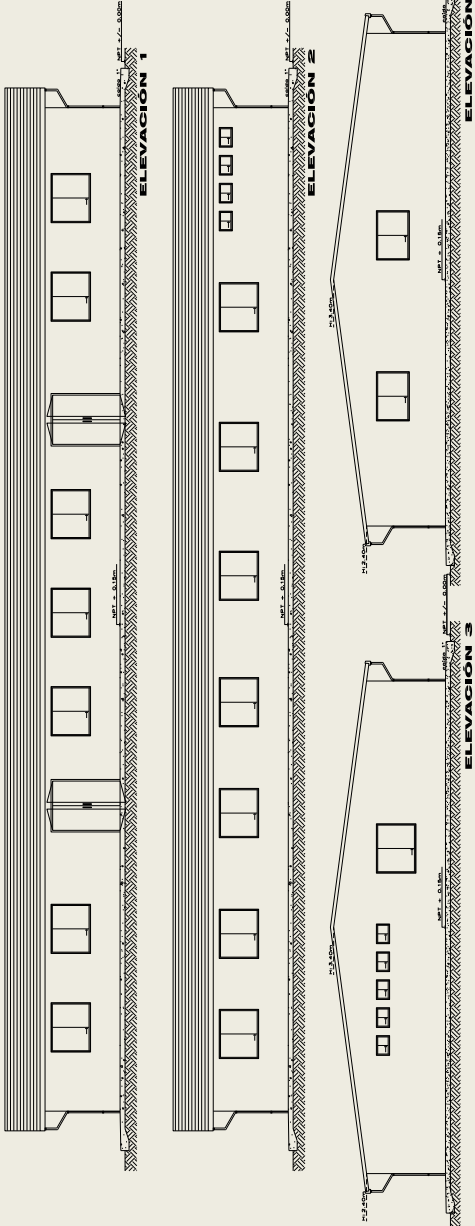
VANOS	
VENTANAS: ANCHO X ALTO X ALFEIZAR	
PUERTAS: ANCHO X ALTO	

CUADRO DE AREAS	
AREA CONSTRUIDA TOTAL	455.25m ²
AREA TECHADA TOTAL	511.11m ²
AREA OCUPADA	455.25m ²
AREA DE LOSA	562.85m ²

ESPECIFICACIONES	
MURS EXTERIORES TERMICO	
MURS INTERIORES DE PISO A TECHO TERMICO	
MURS INTERIORES DE DIVISION H:1.20m SIMPLES	
CANALETAS A LA CAIDA DEL TECHO	
LOSA DE PISO DE CONCRETO	

MINERA CALIPUY S.A.C.
ABSOLUT
 PICO MACHAY
 DISTRIBUCION OFICINAS DE MINA

PROYECTO	OFICINAS DE MINA
FECHA	17/04/2016
ESCALA	1:100
PROYECTISTA	AM A-06
PROYECTO	OFICINAS DE MINA
FECHA	17/04/2016
ESCALA	1:100
PROYECTISTA	AM A-06



Planta de Investigación, desarrollado en un área de 615.00m², cuenta con áreas de oficinas, área de trabajo con agua, mesa de rodillos, hornos y área de cianuración en columnas.

Mantenimiento, desarrollado en un área de 900m², cuenta con oficinas, baño/vestidor, talleres, área de grupo eletrógeno, tableros y sub estación, todo para las funciones de proveer de energía a toda la unidad a través de grupos electrógenos y/o energía hidráulica proveniente de electro centro, además mantiene el soporte de todas las maquinarias.

Polvorín, desarrollado en un área de 2,327.08m², cuenta con 2 depósitos de faneles y retardos, 1 almacén de nitrato de amonio, patio de maniobras y áreas reservadas para el silo de emulsión.

Almacén General, desarrollado en un área de 375.00m², cuenta con una oficina, baño completo, depósito y el almacén, todo para guardar todos suministros e insumos para las diferentes áreas.

Lixiviación, desarrollado en un área de 118.50m², cuenta con oficinas, ½ baño, oficina de reuniones y/o capacitaciones, baño/vestidor de obreros y almacén.

10.4 Infraestructura en el Campamento.

La infraestructura en el campamento se construirá en un área de terreno de 14,525m² y se desarrollará en dos etapas. En la primera etapa se ha previsto desarrollar lo siguiente:

Dormitorio de Jefaturas, desarrollado en un área de 99.07m² con una capacidad de 6 personas, en el módulo se desarrollan 6 dormitorios de 1 persona cada uno, 3 baños completos compartidos y sala de estar.

Dormitorio de Empleados, desarrollado la en un área de 241.52m² con una capacidad de 24 personas, en el módulo se desarrollan 12 dormitorios de 2 personas cada uno, 12 baños completos, sala de estar y cabinas telefónicas.

Dormitorio de Obreros, desarrollado en un área de 209.14m² con una capacidad

de 48 personas, en el módulo se desarrollan 12 dormitorios de 4 personas cada uno, 1 batería de baño/vestidor compartido con 10 cubículos de inodoros, 2 urinarios corridos, 1 lavatorio corrido, 10 cubículos de ducha y un área de vestidor.

Dormitorio de Personal de Seguridad, desarrollado en un área de 151.80m² con una capacidad de 40 personas, en el módulo se desarrollan 10 dormitorios de 4 personas cada uno, 1 batería de baño/vestidor compartido con 4 cubículos de inodoros, 1 urinario corridos, 1 lavatorio corrido, 4 cubículos de ducha y un área de vestidor.

Posta médica, desarrollada en un área de 68.43m², en el módulo consta de recepción, consultorio, emergencias, reposo, farmacia, depósito y 1 baño completo.

Comedor – Cocina, desarrollado en un área de 278.59m² con una capacidad de 72 personas, en el módulo se desarrolla el comedor con 9 mesas de 8 personas cada una, un área de autoservicio y la cocina. En la cocina se desarrollan los siguientes espacios: área de cocina, área de lavado, área de carnes, aves y pescados, área de vegetales y cocina fría, cámara de congelación, cámara de conservación, almacén de abarrotos, panadería, área de recepción y cuarto de basura.

Caseta de Control, desarrollado en un área de 7.82m², al interior cuenta con un área para un escritorio y un sofá de espera.

Caseta de Teléfono, desarrollado en un área de 5.64m² con una capacidad para 4 personas.

En la segunda etapa se concluirá con la construcción del Campamento en el momento que las operaciones ingresen a su máxima producción.

CAPÍTULO XI: ESTUDIO ECONÓMICO

11.1 Valorización de la Producción

La valorización de la producción de oro y plata de la empresa está en consideración de los resultados de las pruebas metalúrgicas realizadas por la empresa TECMMINE en función a estos resultados se ha proyectado una recuperación metalúrgica a nivel industrial de oro de 70% y la de plata 30%, del balance metalúrgico resulta un bullión Au-Ag con leyes expresadas en porcentajes de 60% 199 mil onzas de oro y 35% 90 mil onzas de plata a nivel del proyecto.

Tabla N° 29 BALANCE METALÚRGICO Y VALORIZACIÓN

	Unidad	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Total Año
Dore : g.		1,866,738	2,266,740	1,962,657	1,907,371	1,530,076	9,533,582
Ley Au.		65%	65%	65%	65%	65%	65%
Ley Ag.		30%	30%	30%	30%	30%	30%
Fino Au. g.		1,213,380	1,473,381	1,275,727	1,239,791	994,549	6,196,828
Fino Ag. g.		560,022	680,022	588,797	572,211	459,023	2,860,075
Au. Oz.		39,011	47,370	41,016	39,860	31,975	199,233
Ag. Oz.		18,005	21,863	18,930	18,397	14,758	91,953
Fino Au. Oz	99.99%	39,007	47,366	41,011	39,856	31,972	199,213
Fino Ag. Oz	98.00%	17,645	21,426	18,552	18,029	14,463	90,114

Cotización

Au. US\$/Oz.		700.00	700.00	700.00	700.00	700.00	700.00
Ag. US\$/Oz.		12.00	12.00	12.00	12.00	12.00	12.00
Valor Neto Au. US\$		27,305,000	33,155,869	28,708,009	27,899,333	22,380,600	139,448,811
Valor Neto Ag. US\$		211,740	257,111	222,620	216,349	173,553	1,081,373
TOTAL GENERAL US\$		27,516,740	33,412,980	28,930,629	28,115,681	22,554,154	140,530,183

El valor de la producción del proyecto se valoriza de acuerdo a la producción de mineral y la ley de cabeza programada para cada año de operación durante la vida del proyecto.

El monto por valorización de la producción del proyecto asciende a 140.53 millones de dólares americanos.

Fig. 24

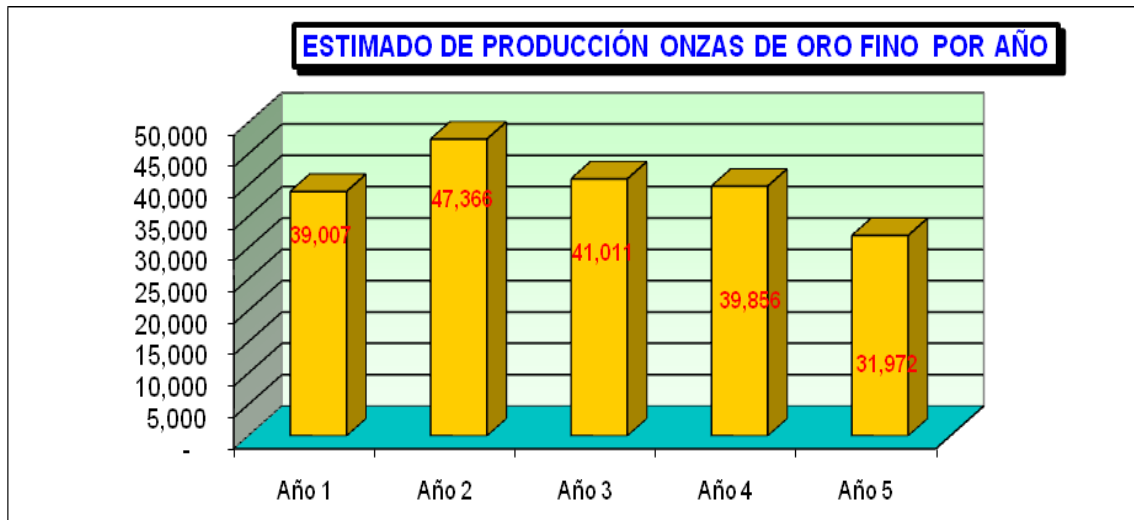
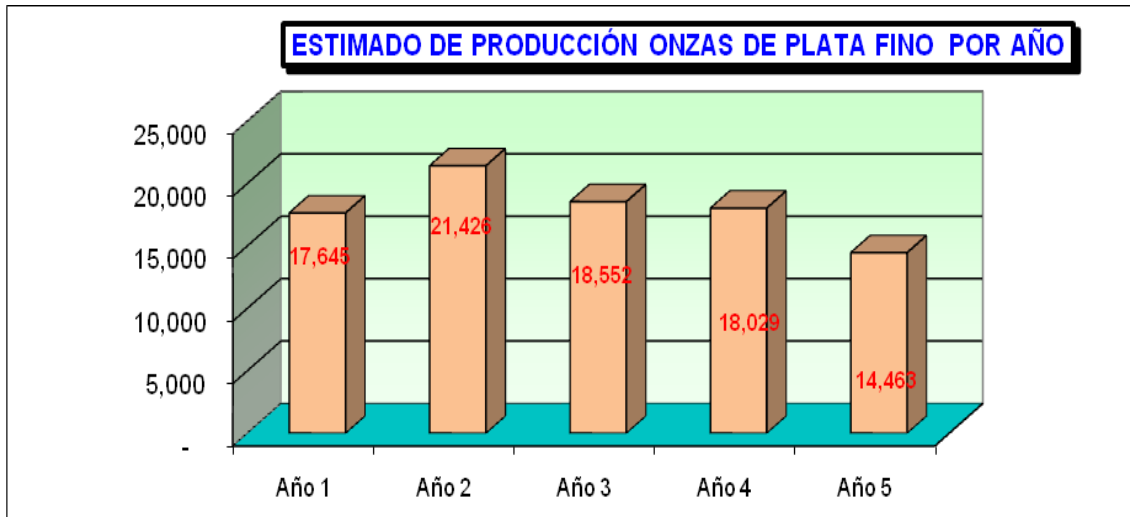


Fig. 25



11.2 Costo de Operación

El costo de operación promedio del proyecto es de 4.509 US\$/Tm de mineral para una producción promedio de 6500 Tm/día con una relación de desmonte a mineral de 0.61.

Tabla Nº 20 COSTOS DE OPERACIÓN US\$/Tm

Concepto	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Total Prom
Perforación Voladura	1.225	1.189	1.198	1.106	1.111	1.164
Operaciones Mina	1.406	1.238	1.245	1.175	1.181	1.241
Planta	0.905	0.815	0.815	0.815	0.852	0.836
Inv. Metalúrgica	0.060	0.042	0.042	0.042	0.049	0.046
Geología Mina	0.212	0.149	0.149	0.149	0.175	0.163
Laboratorio Químico	0.145	0.110	0.110	0.110	0.124	0.118
Matto Eléctrico	0.318	0.223	0.223	0.223	0.262	0.245
Seguridad Minera	0.122	0.085	0.086	0.086	0.100	0.094
Medio Ambiente	0.115	0.080	0.081	0.081	0.095	0.088
Planeamiento Mina	0.174	0.122	0.122	0.122	0.143	0.134
Administración Mina	0.494	0.346	0.346	0.346	0.407	0.380
TOTAL COSTO US\$/Tm	5.176	4.398	4.416	4.254	4.499	4.509

Los niveles de costos estimados por la vida del proyecto se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla Nº 31 COSTOS DE OPERACIÓN EN US\$

Concepto	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Total Año
Perforación Voladura	2,205,436	3,055,206	3,075,420	2,837,763	2,428,774	13,602,600
Operaciones Mina	2,531,486	3,181,364	3,195,652	3,015,614	2,581,572	14,505,690
Planta	1,628,491	2,094,836	2,092,931	2,092,931	1,862,162	9,771,350
Inv. Metalúrgica	107,197	107,197	107,197	107,197	107,197	535,985
Geología Mina	382,141	382,141	382,141	382,141	382,141	1,910,703
Laboratorio Químico	261,383	282,424	282,338	282,338	271,926	1,380,411
Matto Eléctrico	573,092	573,092	573,092	573,092	573,092	2,865,460
Seguridad Minera	219,490	219,490	219,490	219,490	219,490	1,097,451
Medio Ambiente	206,660	206,660	206,660	206,660	206,660	1,033,301
Planeamiento Mina	312,401	312,401	312,401	312,401	312,401	1,562,006
Administración Mina	888,658	888,658	888,658	888,658	888,658	4,443,290
TOTAL COSTO US\$	9,316,436	11,303,470	11,335,982	10,918,286	9,834,073	52,708,247

11.3 Costo de Minado

Es el costo por perforación, voladura, carguío, transporte y servicios auxiliares, los costos fijos de reparación y mantenimiento de los equipos de minado están incluidos en el costo de propiedad y de operación de cada equipo, el proceso de minado se realizará con equipo de terceros (empresa especializada).

Tabla N° 32 COSTO DE MINADO

DSC_CCOSTOS	Mineral (US\$/Tm)	Desmante (US\$/TM)
PERFORACIÓN	0.371	0.352
VOLADURA	0.282	0.268
REMOCION	0.032	0.032
CARGUIO	0.140	0.140
TRANSPORTE	0.546	0.211
SERVICIOS AUXILIARES	0.047	0.031
MANTENIMIENTO DE VIAS	0.085	
Sub Total US\$/TM Mineral	1.503	1.034

Por otro lado el costo promedio de de producción mina por una tonelada de mineral puesto en el pad se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla Nº 33 COSTO DE PRODUCCIÓN MINA

Descripción	US\$/TM (Mineral)
Perforación	0.551
Voladura	0.419
Carguio	0.211
Mantenimiento de vías de acceso	0.085
Remocion	0.048
Serv. de equipo auxiliar	0.062
Transporte	0.654
Costo de Labor Perforación y Voladura	0.102
Costo Otros Perforación y Voladura	0.040
Costo de Labor Operaciones Mina	0.113
Costo Otros Operaciones Mina	0.004
Costo Materiales Operaciones Mina	0.003
Total Costo de Producción Mina	2.405

11.3.1 Costo de Tratamiento

El costo de tratamiento para nuestro caso comprende, costo de lixiviación, costos de adsorción, costos de desorción, costos de reactivación del carbón activado, costos de fundición; el costo de refinación está comprendida para este proyecto como costos de comercialización de la misma manera los fletes, custodia y otros costos del producto terminado se encuentran en incluidos en los costos de comercialización.

Tabla N° 34 COSTO DE TRATAMINETO

C. Costo	Descripción	Total Año	US\$/Tm
1	Mano de Obra	502,205	0.230
2	Materiales	1,183,125	0.541
3	Equipos y servicios	140,832	0.064
4	Otros	36,000	0.016
Total Planta		1,862,162	0.852

11.3.2 Servicio a la Producción Mina

Los servicios a la producción mina está relacionado a las áreas de sorote técnico a la producción los cuales comprende: investigación metalúrgica, Geología mina, Laboratorio Químico, Mantenimiento eléctrico, Seguridad minera, Medio ambiente y planeamiento mina los costos unitario por tonelada de mineral se detalla en el cuadro siguiente:

Tabla N° 35 COSTO DE SERVICIOS A LA PRODUCCIÓN

Concepto	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Total Prom
Inv. Metalúrgica	0.060	0.042	0.042	0.042	0.049	0.046
Geología Mina	0.212	0.149	0.149	0.149	0.175	0.163
Laboratorio Químico	0.145	0.110	0.110	0.110	0.124	0.118
Matto Eléctrico	0.318	0.223	0.223	0.223	0.262	0.245
Seguridad Minera	0.122	0.085	0.086	0.086	0.100	0.094
Medio Ambiente	0.115	0.080	0.081	0.081	0.095	0.088
Planeamiento Mina	0.174	0.122	0.122	0.122	0.143	0.134
TOTAL COSTO US\$	1.146	0.811	0.812	0.812	0.948	0.888

11.3.3 Costo de Servicios Administrativos Mina

Los costos de servicios administrativos mina son costos no atribuibles directamente al costo de minado, incluye costos de administración, superintendencia, servicio de seguridad, asistencia social tópico, apoyo a comunidades y otros.

Para el proyecto Picomachay el costo por cada tonelada de mineral se estima en 0.38 US\$/TM, lo que significa que el monto anual de este costo asciende aproximadamente 890 mil dólares.

11.3.4 Costos Administrativos, Generales y Otros

Son costos de debido a la dirección y operaciones de la empresa:

Tabla N° 36 COSTOS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Total Año
Gastos Administrativos Lima	689,100	824,495	826,711	798,241	724,332	3,862,878
Gastos Administrativos Huancavelica	-	-	-	-	-	-
Gastos Financieros	322,386	385,729	386,765	373,446	338,869	1,807,195
Gastos de Venta	574,250	687,079	688,926	665,201	603,610	3,219,065
TOTAL GASTOS	1,585,735	1,897,303	1,902,402	1,836,888	1,666,811	8,889,138
Depreciación	566,120	932,170	932,170	932,170	932,170	4,294,802
Seguros	72,000	72,000	72,000	72,000	72,000	360,000
Regalias	255,659	309,324	264,509	256,493	203,531	1,289,516
TOTAL GASTOS	2,479,513	3,210,797	3,171,082	3,097,551	2,874,513	14,833,456

11.4 Análisis de la Inversión

La inversión inicial se ha calculado para una escala de producción de 5,000 toneladas por día de mineral cuyo plan se muestra en el anexo N°2.

11.4.1 Inversión Requerida

La inversión inicial requerida asciende a 7.61 millones de dólares de los cuales 4.11 millones corresponde a infraestructuras y equipos, 2 millones a la construcción de pad y 1.5 millones costo de capital.

Esta inversión inicial corresponde a la etapa de construcción y puesta en operación del proyecto.

Cabe aclarar que la etapa de construcción del proyecto se estima en 4 meses, en función a este periodo se estima el capital de trabajo.

11.4.2 Plan de Inversiones

Para crecimiento sostenido de la producción programada en el proyecto se requiere mayor infraestructura y maquinaria para el cual se presenta el plan de inversiones durante los años de operación del proyecto, esta inversión corresponde principalmente a la construcción de Pad tal como se tal como se muestras en el cuadro siguiente.

Tabla N° 37 PLAN DE INVERSIÓN

AREA	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	US\$
Construcción de PAD	2,000,000	-	1,285,000	1,283,428	1,283,428	-	5,851,855
Planta, Lix. Inv. Metalúrgica	1,626,968	20,000	430,726	80,000	-	-	2,157,694
Mina	520,000	-	-	-	-	-	520,000
Geología	30,000	-	-	-	-	-	30,000
Medio Ambiente	190,000	80,000	31,500	100,000	-	-	401,500
Mant. Eléctrico	807,281	-	-	-	-	-	807,281
Seguridad Minera	20,000	-	-	-	-	-	20,000
Sistemas y Comunicaciones	83,590	-	-	-	-	-	83,590
Administracion	2,045,000	100,000	150,000	-	-	-	2,295,000
Planeamiento	-	25,600	20,000	-	-	-	45,600
Laboratorio	286,188	-	-	-	-	-	286,188
TOTAL US\$	7,609,026	225,600	1,917,226	1,463,428	1,283,428	-	12,498,707

Estos montos de inversión de los años 1 – 4 provendrán de valor generado por el proyecto en los primeros años de operación.

11.5 Depreciación

Se considera una depreciación lineal para los diferentes equipos, maquinarias e instalaciones.

Tabla N° 38 Depreciación de Equipos, maquinarias e infraestructura

DESCRIPCION	TOTAL US\$	VIDA UTIL	DEPREC. ANUAL	DEPREC. MENSUAL
Equipos de Mina	410,000	5	82,000	6,833
Equipos e instalaciones planta	2,157,694	5	431,539	35,962
Equipos de medio ambiente	31,500	5	6,300	525
Equipos de Mantenimiento	807,281	5	161,456	13,455
Equipos de planeamiento	69,600	5	13,920	1,160
Equipos de sistemas y comunicaciones	83,590	5	16,718	1,393
Equipos de Laboratorio Química	286,188	5	57,238	4,770
Equipos de Seguridad e Higiene Minera	20,000	5	4,000	333
Equipos e Instalaciones Administrativos	795,000	5	159,000	13,250
TOTAL US\$	4,660,852		932,170	77,681

11.6 Costo de Oportunidad del Capital

Para este estudio, para estimar el costo de oportunidad del capital de las empresas mineras globales se ha empleado el CAPM (Capital Asset Pricing Model), en el cual se estima una tasa libre de riesgo de 4.35% (equivalente a retorno de bonos a 10 años gobierno USA), una prima por riesgo promedio de mercado de 4.75%, finalmente para homogeneizar las estimaciones en el caso de las empresas mineras que operan en el Perú, se asume un costo de oportunidad de 10% para este estudio.

La tasa de retorno que los accionistas esperan obtener para minería es similar a otros proyectos mineros el cual se estima en 10% igual al costo de capital, el mismo que significa que cubre el costo de capital, el grado de riesgo de la actividad y el beneficio que se espera retribuir al inversionista.

11.7 Evaluación Económica

El análisis de la rentabilidad del proyecto se realiza mediante el flujo de caja económico, para la alternativa propuesta se resume en lo siguiente:

TIRE = 138.44 %

VANE (10%) US\$ = 29'363,140

Los resultados anteriores demuestran un rentabilidad económica expectante para el proyecto siendo su Tasa Interna de Retorno Económico (TIRE) de 138.44% mucho mayor por el mínimo esperado de 10%, El Valor Actual Neto Económico (VANE) descontado al 10% es de US\$ 29'363,140.

Estos indicadores demuestran la alta rentabilidad del proyecto.

Tabla N° 39

FLUJO DE CAJA ECONÓMICO PROYECTO PICOMACHAY (US\$)							
CONCEPTO	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6
Inversiones	(5,609,026)	(225,600)	(632,226)	(180,000)	-	-	
Ingresos		27,516,740	33,412,980	28,930,629	28,115,681	22,554,154	
Costos		(9,316,436)	(11,303,470)	(11,335,982)	(10,918,286)	(9,834,073)	
Gastos de Administración Lima		(689,100)	(824,495)	(826,711)	(798,241)	(724,332)	
Gastos de Administración otros		-	-	-	-	-	
Gastos Financieros		(322,386)	(385,729)	(386,765)	(373,446)	(338,869)	
Gastos de Venta		(574,250)	(687,079)	(688,926)	(665,201)	(603,610)	
Depreciación		(932,170)	(932,170)	(932,170)	(932,170)	(932,170)	
Seguros		(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	(72,000)	
Regalias		(255,659)	(309,324)	(264,509)	(256,493)	(203,531)	
Utilidad Bruta Operativa	(5,609,026)	15,129,140	18,266,487	14,243,565	14,099,844	9,845,568	-
Gastos de desarrollo (PADs)	(2,000,000)	-	(1,285,000)	(1,283,428)	(1,283,428)	-	
Utilidad antes de participaciones e impuesto	(7,609,026)	15,129,140	16,981,487	12,960,138	12,816,416	9,845,568	-
Participación Utilid. (8%)		(1,210,331)	(1,358,519)	(1,036,811)	(1,025,313)	(787,645)	-
Utilidad antes de impuesto	(7,609,026)	13,918,809	15,622,968	11,923,327	11,791,103	9,057,922	-
Impuesto a la Renta (30%)	-	(4,175,643)	(4,686,890)	(3,576,998)	(3,537,331)	(2,717,377)	-
Utilidad Neta	-	9,743,166	10,936,077	8,346,329	8,253,772	6,340,546	
(+) DEPRECIACIÓN	-	932,170	932,170	932,170	932,170	932,170	
(+) CAPITAL DE TRABAJO						1,500,000	
(+) VALOR DE RESCATE							
(-) CIERRE DE MINA				(250,000)	(250,000)	(500,000)	(1,000,000)
FLUJO DE CAJA ECONÓMICO US\$	-7609026.43	10675336.7	11868247.84	9028499.251	8935942.465	8272716.07	-1000000
Valor Actual Neto Económico (VANE = 10%)	29,363,140						
Tasa Interna de Retorno Económico (TIRE)	138.44%						

11.8 Análisis de Sensibilidad

Se ha hecho un análisis de sensibilidad con los diferentes precio del oro para observación la rentabilidad del proyecto basado en los indicadores Valor actual neto Económico y la Tasa Interna de Retorno Económico (TIRE)

Tabla N° 40 SENSIBILIDAD CON VARIACIÓN DE PRECIO DE ORO

PRECIO DE ORO	INGRESOS (US\$)	VANE (10%)	TIRE
US\$/ Oz 700	140,530,183	29,363,140	138.44%
US\$/ Oz 730	146,506,561	32,309,309	149.41%
US\$/ Oz 750	150,490,813	34,273,421	156.67%
US\$/ Oz 650	130,569,554	24,452,860	119.86%
US\$/ Oz 600	120,608,925	19,542,579	100.79%
US\$/ Oz 550	110,648,295	14,632,298	81.00%
US\$/ Oz 500	100,687,666	9,722,017	60.08%

Fig. 26 SENSIBILIDAD CON VARIACIÓN DE PRECIO DE ORO

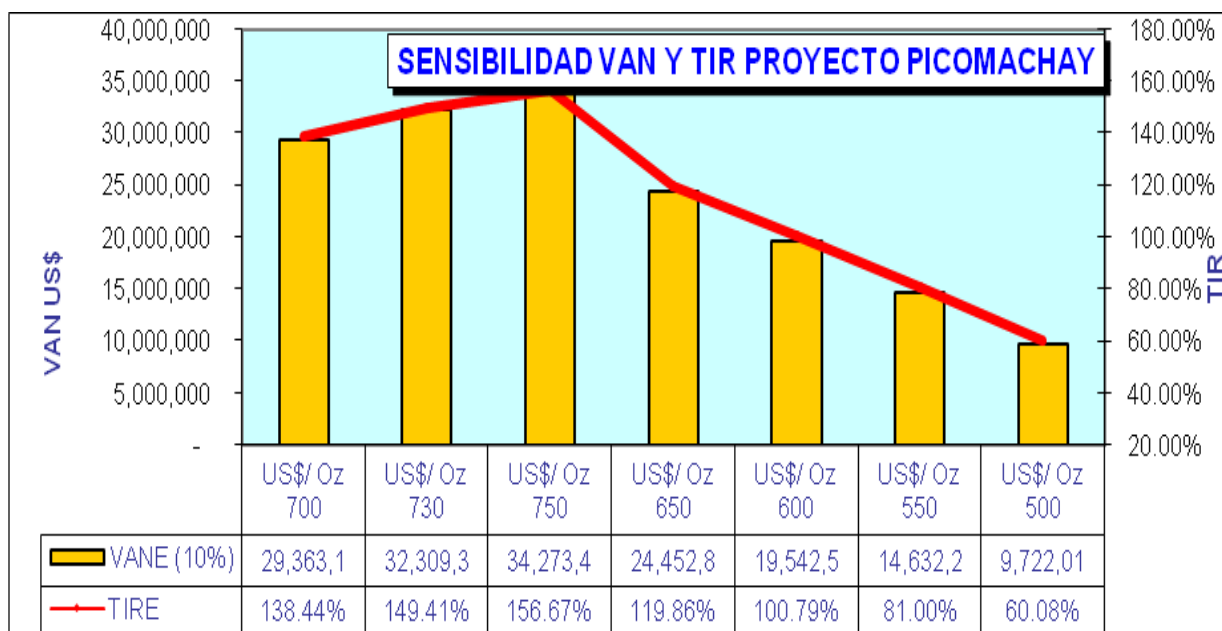
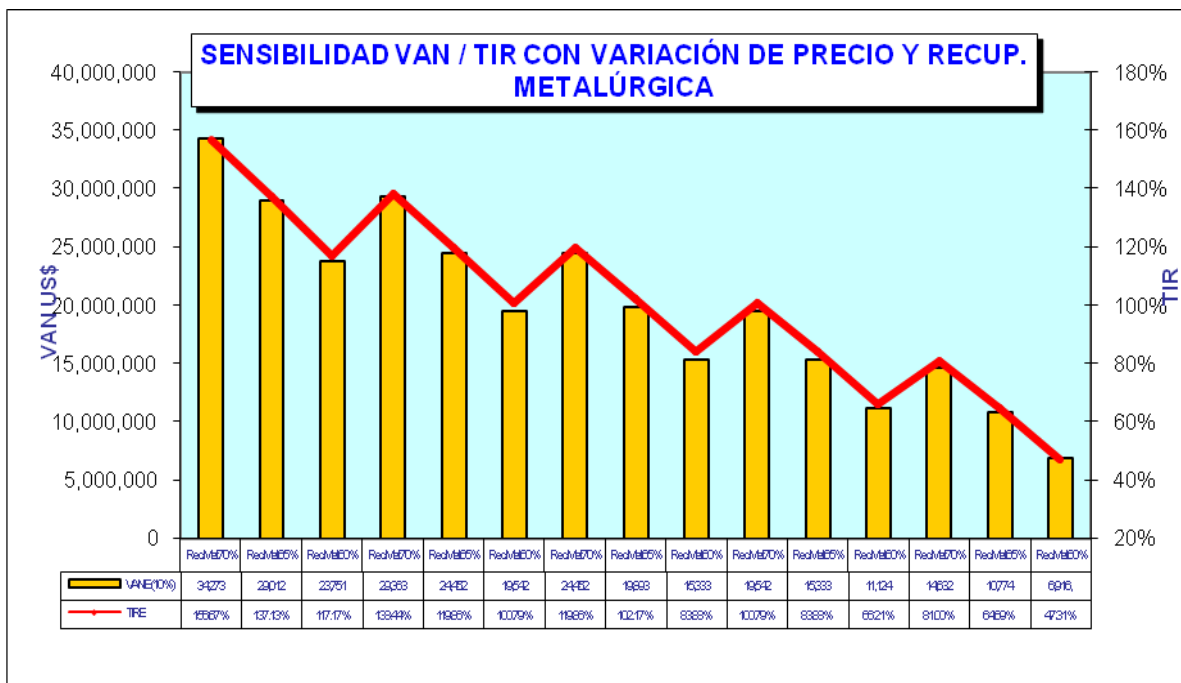


Tabla N° 41

SENSIBILIDAD VAN / TIR CON VARIACIÓN DE PRECIO Y RECUP. METALÚRGICA

PRECIO E ORO	REC. METAL.	INGRESOS (US\$)	VANE (10%)	TIRE
US\$/ Oz 750	Rec.Met.70%	150,490,813	34,273,421	156.67%
US\$/ Oz 750	Rec.Met.65%	139,818,710	29,012,406	137.13%
US\$/ Oz 750	Rec.Met.60%	129,146,607	23,751,391	117.17%
US\$/ Oz 700	Rec.Met.70%	140,530,183	29,363,140	138.44%
US\$/ Oz 700	Rec.Met.65%	130,569,554	24,452,860	119.86%
US\$/ Oz 700	Rec.Met.60%	120,608,925	19,542,579	100.79%
US\$/ Oz 650	Rec.Met.70%	130,569,554	24,452,860	119.86%
US\$/ Oz 650	Rec.Met.65%	121,320,398	19,893,313	102.17%
US\$/ Oz 650	Rec.Met.60%	112,071,242	15,333,767	83.88%
US\$/ Oz 600	Rec.Met.70%	120,608,925	19,542,579	100.79%
US\$/ Oz 600	Rec.Met.65%	112,071,242	15,333,767	83.88%
US\$/ Oz 600	Rec.Met.60%	103,533,560	11,124,954	66.21%
US\$/ Oz 550	Rec.Met.70%	110,648,295	14,632,298	81.00%
US\$/ Oz 550	Rec.Met.65%	102,822,087	10,774,220	64.69%
US\$/ Oz 550	Rec.Met.60%	94,995,878	6,916,142	47.31%

FIG. N° 27



CONCLUSIONES

Desde el punto de vista de minado el yacimiento es de fácil acceso y no presenta sobre carga de estéril, pudiéndose extraer mineral con la construcción de un acceso desde el inicio de la operación.

El área elegida para el proceso de heap leaching topográficamente ofrece ventajas desde el punto de vista constructivo, seguridad y operativo.

La evaluación económica del proyecto reflejada en el flujo de caja económico presenta un VANE de US\$ 29,363,140 con una TIR de 138% indicando que es un proyecto de buena rentabilidad.

El plan de manejo ambiental que diseñará la empresa especializada se debe cumplir a cabalidad poniendo énfasis en destacar las condiciones físico químicas de partida encontradas en la zona cercana al proyecto.

RECOMENDACIONES

Se recomienda la aplicación de un minado selectivo por el comportamiento errático de la ley de oro del yacimiento y para reducir la dilución se debe utilizar equipo mediano en las operaciones de minado.

Se recomienda en primera instancia continuar con la construcción del proyecto en el más breve plazo a fin de aprovechar el buen precio del oro en el mercado internacional que se mantendría al menos en un horizonte de mediano plazo.

Durante la construcción del proyecto tener énfasis en la adecuada construcción de la plataforma de lixiviación, manteniendo los controles de calidad en todas las etapas a fin de garantizar un adecuado control ambiental.

Continuar e impulsar mayor aproximación con las comunidades en base a participación en forma directa e indirecta, con la finalidad de reducir los riesgos que afecten al proyecto y que presentaron en otros proyectos similares y de mayor envergadura.

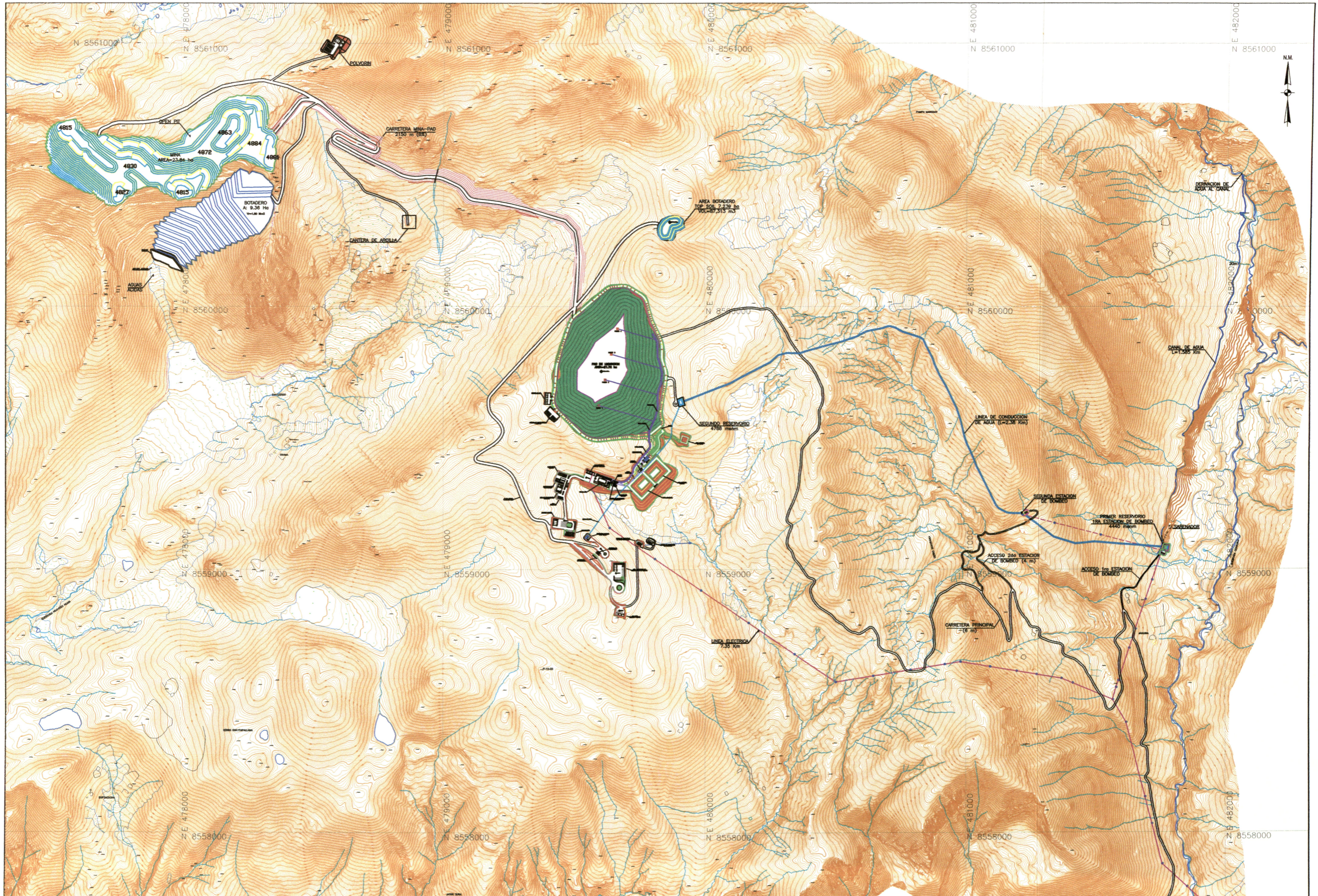
Finalmente se recomienda iniciar a la brevedad posible el inicio de la ejecución del proyecto, considerando que un eventual retraso ocasionaría mayores costos que influirán en el monto de la inversión inicial.

BIBLIOGRAFÍA

<p>- ENRIQUE ORCHE GARCIA Gráficas Áreas Montano S.A, Madrid 2,001</p>	<p>Manual de Geología y Prospección de Yacimientos Minerales.</p>
<p>- WILLIAM HISTRULID Colorado School of Mines, Golden, Colorado, USA & LKAP, Kiruna, Swiden. A.A. BALKEMA / ROTTERDAM 1995.</p>	<p>Open Pit Mine, Planning & Design</p>
<p>- BACKER Y JACOBSEN Mc Graw Hill, 1976</p>	<p>- Contabilidad de Costos Un Enfoque Administrativo y de Gerencia</p>
<p>- SERGIO BRAVO ORELLANA Publicaciones en Finanzas – ESAN, 2005</p>	<p>- Metodologías de evaluación de inversiones</p>
<p>- RICHARD BREALEY – STIWART C. MYERS Mc Graw Hill, 1993</p>	<p>- Principios de Finanzas Corporativas.</p>
<p>- MANUEL CÓRDOVA ZAMORA, 1999</p>	<p>- Estadística Inferencial, Aplicaciones</p>
<p>- FERNANDO D’ALESSIO IPINZA Editorial Printice Hall, 2004</p>	<p>- Administración y dirección de la producción.</p>
<p>- LETRICIA, GAYLE RAYBURN Mc Graw Hill, 1999</p>	<p>- Contabilidad y Administración de Costos</p>
<p>- POBERT S. KAPLAN / ROBIN COOPER Editorial Gestión 2000, Barcelona 1999</p>	<p>- Coste y Efecto</p>
<p>- AUGUSTO MILLAN U. Editorial Universitaria, Chile</p>	<p>- Evaluación y Factibilidad de Proyectos Mineros.</p>
<p>MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS, Dirección General de Asuntos Ambientales , Lima 2001</p>	<p>Guía de Relaciones Comunitarias</p>

PROYECTO PICOMACHAY CONOGRAMA DE ACTIVIDADES (DIAGRAMA EN SEMANAS)





		MINERA PICOMACHAY SAC	
PICO MACHAY		GENERAL DE DISTRIBUCION	
PROYECTO: PICOMACHAY INGENIERO: ING. ANTONIO CHAVARRY INGENIERO: ING. LUIS CHAVARRY INGENIERO: ING. WILLY QUILBE	LOCALIDAD: HUANCABUELA DISTRITO: SANTA ANA DISTRITO: CASTROVIRREYNA	FECHA: ABRIL 2008 ESCALA: 1:5000	LAMINA N°: G-01

LEYENDA	
CURVA MAYOR	4500
CURVA INTERMEDIA	
QUEBRADA	
LAGUNA	
ELEVACION	4197.8
CARRERA	
DRENAJE	
BOFEDAL	

DATOS TECNICOS	
1. Area de Influencia Mina y Botadero	133.72 ha
2. Area de Pod., Planta ADR, Libricción Lab. Quím. Inv. Mat., Oficinas y Almacén	172.81 ha
3. Area de Campamento	9.09 ha
4. Botadero Top Soil	2.70 ha
AREA TOTAL PARCIAL	318.32 ha
FACTOR SEGURIDAD (1.10)	
AREA TOTAL	350 ha

DATOS TECNICOS	
DENOMINACION	COORDENADAS UTM
Derivación de Agua al Canal	482,052.4551 E 8'580,508.7188 N
Primer Reservoir (1ra Estación de Bombeo)	481,779.2340 E 8'559,044.3080 N
Tanque de Paso (2da Estación de Bombeo)	481,215.8650 E 8'559,209.8200 N
Segundo Reservoir	478,908.979 E 8'559,635.9010 N

