

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

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



**PLAN Y PRESUPUESTO OPERATIVO 2009 Y QUINQUENIO 2009-2013
UNIDAD MINERA CERRO LINDO**

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

CARLOS RAUL TORO VILCHEZ

Lima – Perú

2009

A mis padres Rosa y José
A mi amada esposa Mariela
A todos aquellos que contribuyeron en mi
carrera

ABSTRACTO

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Señores integrantes de la Comisión Dictaminadora:

En cumplimiento del Reglamento de Grados y Títulos vigente en la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Carrera Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería, pongo a vuestra consideración el presente trabajo de Informe de Ingeniería titulado “PLAN Y PRESUPUESTO OPERATIVO 2009 Y QUINQUENIO 2009-2013”, con el objetivo de optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas.

Este trabajo de Informe de Ingeniería se ha realizado con la finalidad de dar a conocer el planeamiento del año 2009 y también del quinquenio 2009-2013 que como Jefe de Costos de la Unidad Minera Cerro Lindo de la Compañía Minera MILPO participe activamente en su elaboración elaborado a partir de los datos Geológicos, de Mina y Planta concentradora que se tienen como resultados de los periodos 2007-2008, que en este escenario se podrán adicionar con la finalidad de garantizar la continuidad operativa de la Mina en el largo plazo, así como también el incremento de producción y tratamiento en planta de 10,000 Toneladas por día en el año 2010.

El Autor.

PLAN Y PRESUPUESTO OPERATIVO 2009 Y QUINQUENIO 2009-2013
UNIDAD MINERA CERRO LINDO

TABLA DE CONTENIDO

I.	Abstracto	iii
----	-----------------	-----

CAPITULO I
INTRODUCCIÓN

1.1	Ubicación Geográfica	1
1.2	Acceso, Clima y Dimensiones	2
1.3	Historia del Yacimiento	3

CAPITULO II
RESUMEN EJECUTIVO

2.0	Objetivos	4
-----	-----------------	---

CAPITULO III
GEOLOGÍA

3.1	Geología Regional	6
3.2	Geología Local	7
3.3	Estructuras	9
3.4	Alteración	11
3.5	Hidrogeología	12
3.6	Mineralización	13
3.7	Exploración	18
3.8	Recursos y Reservas	19

CAPITULO IV
MINAS

4.1	Método de Minado	34
4.2	Desarrollo y Preparaciones	36
4.3	Secuencia de Minado	38
4.4	Equipos de Mina	51
4.5	Producción Mina	52
4.6	Diagrama de Operaciones Mina	53

CAPITULO V**PLANTA CONCENTRADORA**

5.1	Introducción	54
5.2	Instalaciones Principales	54
5.3	Producción Planta Concentradora	62
5.4	Flow Sheet	63

CAPITULO VI**INFRAESTRUCTURA AUXILIAR**

6.1	Planta desalinizadora	64
6.2	Suministro de Energía	68
6.3	Campamentos	69

CAPITULO VII**AREAS DE SOPORTE**

7.1	Servicios Técnicos	71
7.2	Mantenimiento	75
7.3	Seguridad y Salud Ocupacional	77
7.4	Medio Ambiente	78
7.5	Relaciones Comunitarias	82
7.6	Recursos Humanos	89

CAPITULO VIII**PLAN Y PRESUPUESTO OPERATIVO 2009**

8.1	Objetivos estratégicos	91
8.2	Objetivos y metas físicas	91
8.3	Geología y exploraciones	92
8.4	Mina	94
8.5	Planta Concentradora	97
8.6	Servicios de soporte	99
8.7	Presupuesto Operativo 2009	111
8.8	Programa de inversiones 2009	112
8.9	Ingresos, costos y margen operativo 2009	113

CAPITULO IX
PLAN Y PRESUPUESTO OPERATIVO QUINQUENIO 2009-2013

9.1	Objetivos estratégicos	114
9.2	Geología y Exploraciones	119
9.3	Mina	122
9.4	Planta Concentradora	125
9.5	Presupuesto operativo 2009-2013	126
9.6	Programa de inversiones 2009-2013	126

CAPITULO X

Bibliografía	127
--------------------	-----

ANEXOS

Objetivos y metas 2009	129
Plan de producción 2009	130
Programa de relleno en pasta 2009	131
Programa de avances 2009	132
Programa de tratamiento Planta 2009	133
Programa de consumo de energía 2009	134
Presupuesto operativo 2009	135
Inversiones 2009	136
Margen operativo 2009	137
Programa perforaciones DDH 2009-2013	138
Programa de producción 2009-2013	139
Programa de relleno en pasta 2009-2013	140
Programa de tratamiento Planta 2009-2013	141
Programa de consumo de energía 2009-2013	142
Presupuesto operativo 2009 -2013	143
Inversiones 2009-2013	144

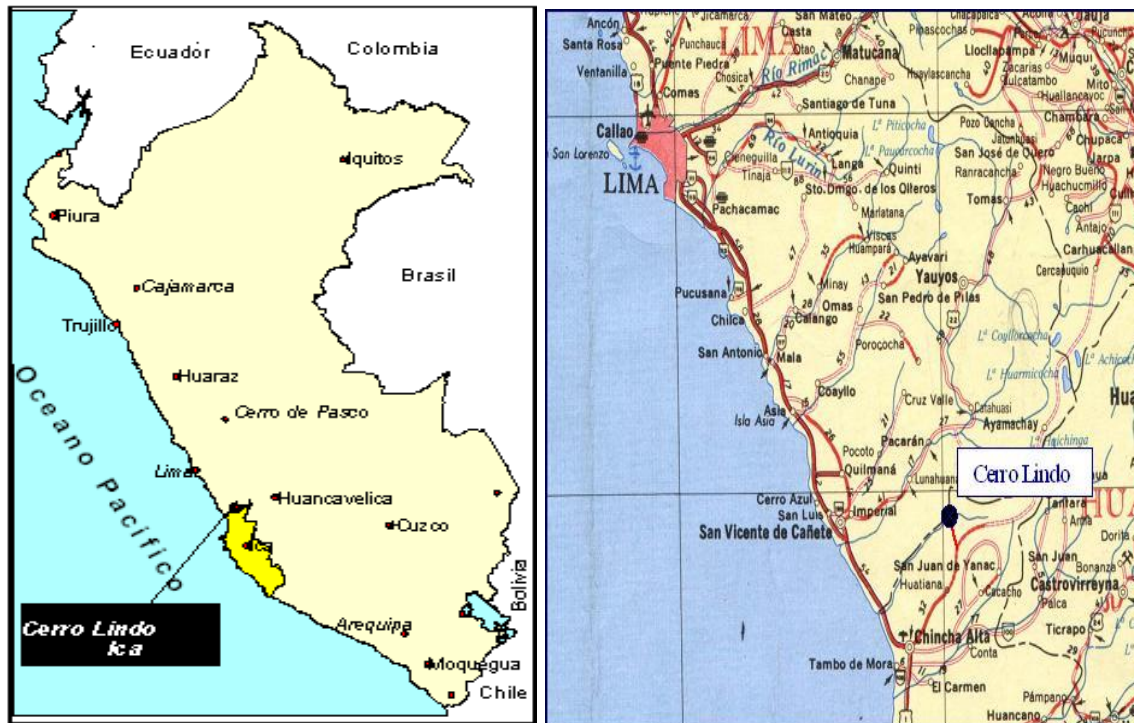
PLANOS

N°2.2.1.3 Plano de la Secuencia de Minado 2009 OB5 nivel 1880.....	146
N°2.2.1.4 Plano de la Secuencia de Minado 2009 OB2 y OB5 nivel 1850.....	147
N°2.2.1.5 Plano de la Secuencia de Minado 2009 OB2 y OB5 nivel 1820.....	148
N°2.2.2.3 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB5 nivel 1910.....	149
N°2.2.2.4 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB2 nivel 1910.....	150
N°2.2.2.5 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB6 nivel 1880.....	151
N°2.2.2.7 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB2 nivel 1880.....	152
N°2.2.2.8 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB6 nivel 1850.....	153
N°2.2.2.9 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB2 nivel 1850.....	154
N°2.2.2.10 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB6 nivel 1820.....	155
N°2.2.2.11 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB2 nivel 1820.....	156
N°2.2.2.12 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB6 nivel 1800.....	157
N°2.2.2.13 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB5 nivel 1800.....	158
N°2.2.2.14 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 OB2 nivel 1800.....	159
N°2.2.2.15 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 Rampa (-) 074.....	160
N°2.2.2.16 Plano de Desarrollo y Preparaciones 2009 Rampa (-) 678.....	161
N° 2.3.2.1 Plano Esquemático de Ventilación 2009.....	162
N° 3.2.1.3 Plano Producción a Largo Plazo 2009-2013.....	163

CAPITULO I INTRODUCCIÓN

1.1 Ubicación Geográfica

La Unidad Minera Cerro Lindo se encuentra ubicada en el Distrito de Chavín, Provincia de Chinchipe – Ica a 175 Km. al SE de Lima; a una altitud de 1820 m.s.n.m. y cuenta con un clima Semi –árido. En los Planos se muestra la Ubicación General de la Unidad Minera Cerro Lindo.



1.2 Accesibilidad

El acceso es desde Lima a través de la Carretera Panamericana Sur (Chincha), luego se continúa con una carretera afirmada de 64 Km.

En el Plano se muestra la accesibilidad de la Unidad Minera Cerro Lindo



1.3 Historia del Yacimiento.

Cerro Lindo se descubre por el afloramiento de óxidos limoníticos y baritina sacaroide que era explotado inicialmente. Desde el año 82 al 87 la Compañía Minera Milpo inicia los trabajos geológicos consistentes en muestreos superficiales y galerías de exploración, delimitándose con esos trabajos el OB1 y OB2.

En 1999 se ejecutaron 4525 m de galería subterránea y 35112 m de perforación diamantina, descubriéndose en su total magnitud el OB5, en el 2002 se realizó el estudio de factibilidad teniendo recursos medidos de 34 MT con 5.2% de Zn, 0.8% de Cu, 36.1 g/tn de Ag y 0.6% de Pb, teniendo además 10 MT de mineral inferido con leyes muy similares.

Genéticamente el yacimiento de Cerro Lindo es un depósito de sulfuros masivos vulcanogénicos, perteneciente al Grupo Casma de edad Cretácico, estas rocas se acumularon dentro de una cuenca durante el proceso de subducción.

La secuencia volcánica sedimentaria consiste de lavas y piroclastos félsicos, esta finalmente es intruida por el batolito de la costa generando alrededor un metamorfismo de contacto.

El yacimiento geoméricamente está orientado al NW, buzando al SW con ángulo de buzamiento de 65. teniendo una longitud aproximada de 800 m un espesor de 200 m y una profundidad de 450 m, los cuerpos definidos son OB1, OB2 y OB5 que están controlados estructuralmente por fallas e intruidas posteriormente por diques andesíticos porfirítico.

CAPITULO II

RESUMEN EJECUTIVO

2.1 Objetivos

La elaboración del Plan Operativo y Presupuesto 2009 y del Quinquenio 2009-2013 de la Unidad Cerro Lindo por decisión de la Gerencia de Planeamiento tiene como objetivos:

- a. Documentar en forma organizada, verificable y evaluable el proceso de Planeamiento y el Planeamiento en sí a Corto Plazo (1 año) y Mediano Plazo (Quinquenio 2009-2013). La documentación implica el informe impreso y el archivo digital respectivo.
- b. Sistematizar y luego, optimizar el proceso de Planeamiento hasta la emisión por la Unidad Cerro Lindo del documento final completo, debidamente aprobado por la Gerencia de la Unidad y las Gerencias de la Oficina Corporativa (Gerencia de Planeamiento y Gerencia Corporativa de Operaciones), en forma oportuna y según los plazos y fechas requeridas.

El propósito del presente trabajo es formular las tareas del Plan Operativo para el año 2009 – 2013, trabajando en base a las reservas calculadas al 30 de Diciembre del 2008. Los criterios que se tuvieron en cuenta para el presente planeamiento mantienen los objetivos estratégicos corporativos de la unidad.

- A partir del 2009 incrementar recursos en una cantidad equivalente a las reservas explotadas el año anterior más un 30%
- Incremento de la producción sostenida en Mina a 10 000 TPD (2009:1er Semestre: 6,000 TPD; 2do Semestre: 6,500 TPD y finalmente en enero 2010: 10,000 TPD)
- Reducción de costos por economía de escala (Acumulado 2008: 20.73 US\$/TMS y el estimado para el 2009: 18.55 US\$/TMS), incorporación de mejoras en los diferentes procesos unitarios, esto debe conducir en forma sustancial en el incremento del margen operativo.

El presente documento consta de dos partes:

En la primera Parte, se detalla el plan operativo para el 2009, el mismo que incluye: costos, inversiones en activos fijos, valorización de concentrados, flujo de caja proyectado para el 2009, también se presenta en detalle los servicios de soporte como ventilación, drenaje, relleno en pasta, sostenimiento, parámetros geomecánicos, energía, etc.

En la Segunda Parte, se presenta el plan quinquenal 2009 – 2013, con un resumen del plan de exploraciones, producción de mineral, concentrados, los costos de producción, inversiones en activos fijos, valorización de los concentrados, etc.

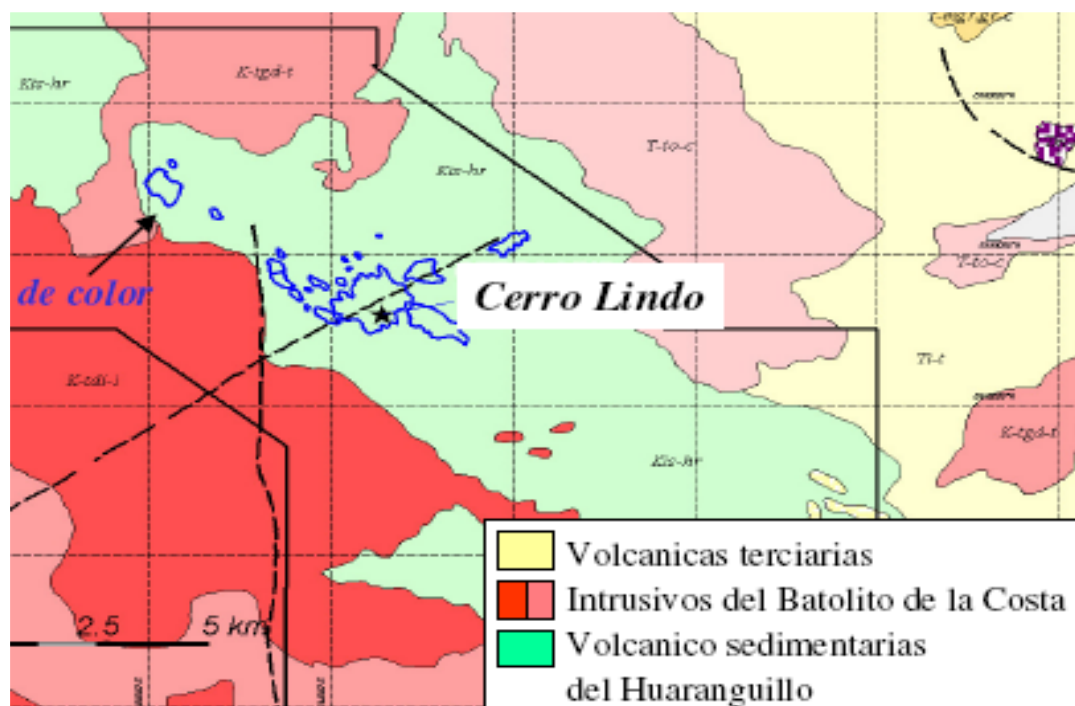
CAPITULO III GEOLOGÍA

3.1 Geología Regional

El depósito de Cerro Lindo pertenece al Grupo Casma del Cretácico, este grupo aflora en la parte Occidental del Perú, regionalmente el Casma es una serie volcánica – sedimentaria.

El Yacimiento de Cerro Lindo está emplazado directamente en la Formación Huaranguillo de edad Albiano medio a Cenomaniano (Cretácico medio), esta formación descansa como un techo colgado sobre los intrusivos del Batolito de la Costa. La Formación Huaranguillo tiene un rumbo general de N60W y buza preferencialmente al SW.

La formación Huaranguillo es parte del relleno Vulcano sedimentario de la Cuenca Cañete, la cual es contemporánea en el norte con la cuenca Huarmey y Lancones. Dichas cuencas forman un gran metalotecto al oeste de la Cordillera Occidental de los Andes. En el Plano se muestra la Geología Regional de la Unidad Minera Cerro Lindo



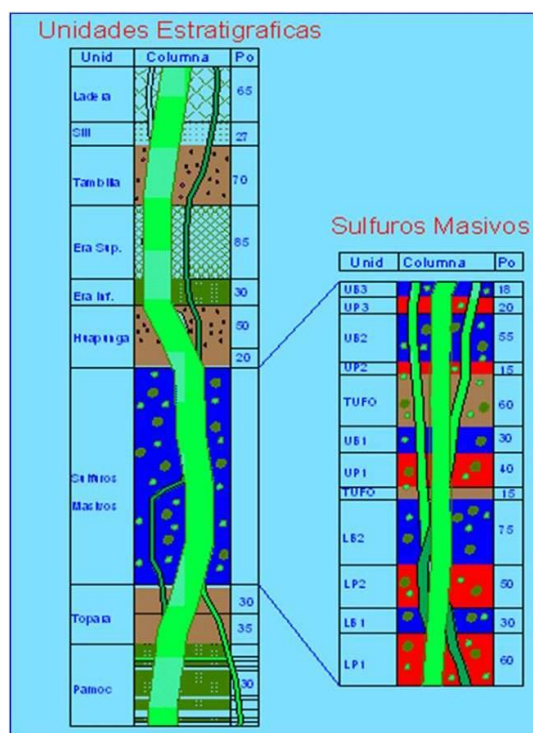
3.2 Geología Local

El yacimiento minero de Cerro Lindo es un depósito de sulfuro masivo Vulcano génico (tipo Kuroko), las zonas de mineral de sulfuro están alojadas dentro de una secuencia Vulcano – sedimentaria del Cretaceo medio, la cual forma una orientación de faja NW-SE de treinta por diez kilómetros.

Esta secuencia volcánica esta compuesta por lavas y tufos andesititas a felsicas, también por sedimentos marinos formados por la erosión de arcos de isla.- La caja techo de las zonas mineralizadas de Cerro Lindo generalmente son riodacitas en composición, la caja piso y la caja techo exhiben alteración dominante y extensa de sílice – sericita – pirita que se extiende cientos de metros desde el mineral, esta alteración generalmente es mas fuerte en la caja piso cuando se compara con la caja techo.

En la Figura se muestra la secuencia estratigráfica.

Columna Estratigráfica



El depósito de Cerro Lindo consiste de cuerpos lenticulares de sulfuros masivos incluyendo pirita, esfalerita, calcopirita y menor cantidad de galena, las leyes promedios son: 4,30% de Zn, 0,60% de Cu, 0,5% de Pb y 1,1 Oz de Ag /TM.

3.3 Estructuras

El patrón estructural en la propiedad Cerro Lindo está caracterizado por plegamientos abiertos de las capas y bloques estructurales limitados por fallas quebradizas.

Existen tres familias de fallas regionales, las cuales se describen a continuación. Las dos primeras son interpretadas como sistemas de fallas antiguas relacionadas a la mineralización y que fueron reactivadas posteriormente durante el levantamiento de los Andes.

Fallas NW

Este sistema es muy antiguo, anterior a la deposición de los sulfuros masivos y ha tenido gran influencia en la mineralización porque permitió definir la forma de la cuenca donde se han depositado los sulfuros masivos; encontrándose cambios abruptos en la potencia de las unidades litológicas y de sulfuros.

Fallas NNE

Este sistema de fallas ha tenido igual importancia en la deposición de los sulfuros masivos, ya que son transversales a estos y deben corresponder a fallas que sirvieron de paso de la mineralización.

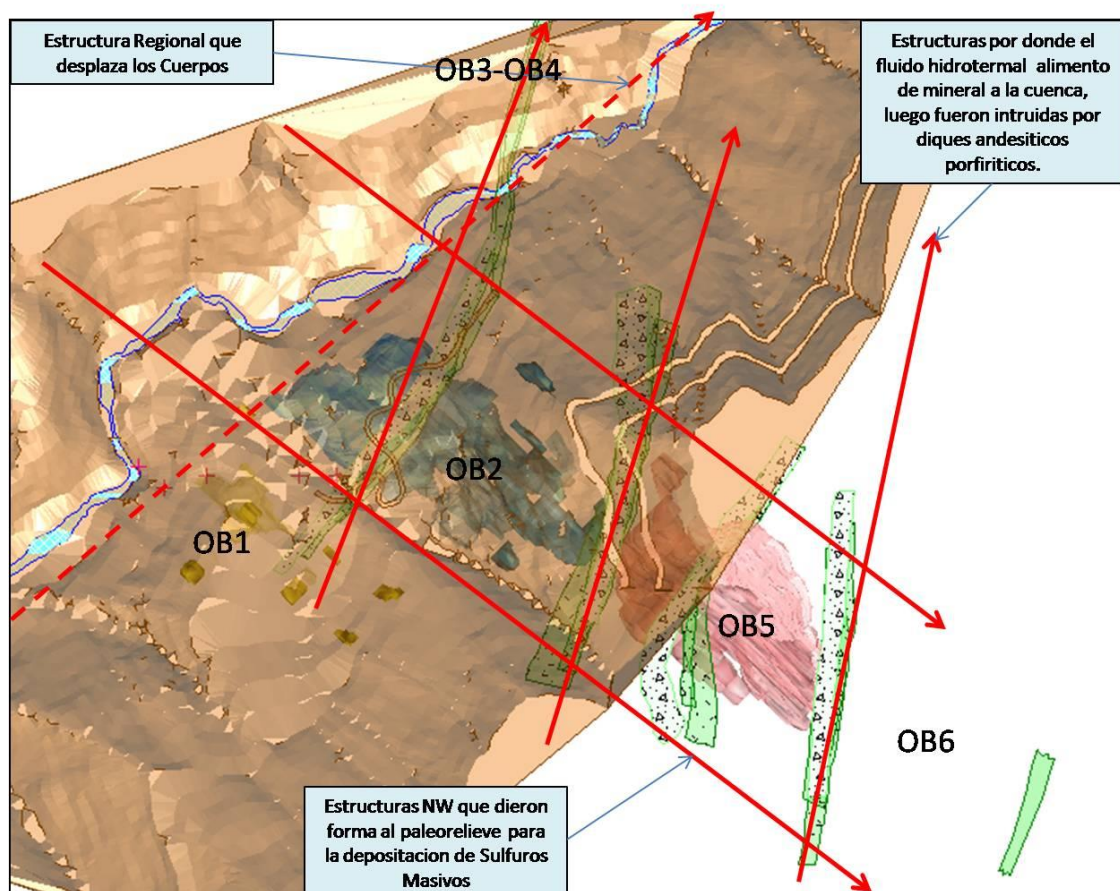
Actualmente estas fallas están ocupadas por zonas de stringers y diques pórfido andesíticos.

Fallas NE

Es un estructura regional ocupada actualmente por el Rio Topara que desplaza el OB1 de la deposición original, luego el OB1 es desplazado más al SW por las estructuras NW.

En la figura se observa las estructuras en Cerro Lindo.

Plano Estructural



3.4 Alteración

El principal patrón de alteración hidrotermal en cerro Lindo es de Cuarzo - Sericita- Pirita dominante circundando al depósito en toda la caja piso. La silicificación mayormente es observa alrededor del yacimiento como alteración local. La piritización ocurre como diseminaciones y venas y se extiende por cientos de metros desde el depósito. Los productos del intemperismo de la pirita tales como limonita, hematita y goethita producen una prominente anomalía de color rojo amarillenta hematita. No se encuentra la alteración propilitica dentro del depósito de VMS en Cerro Lindo.

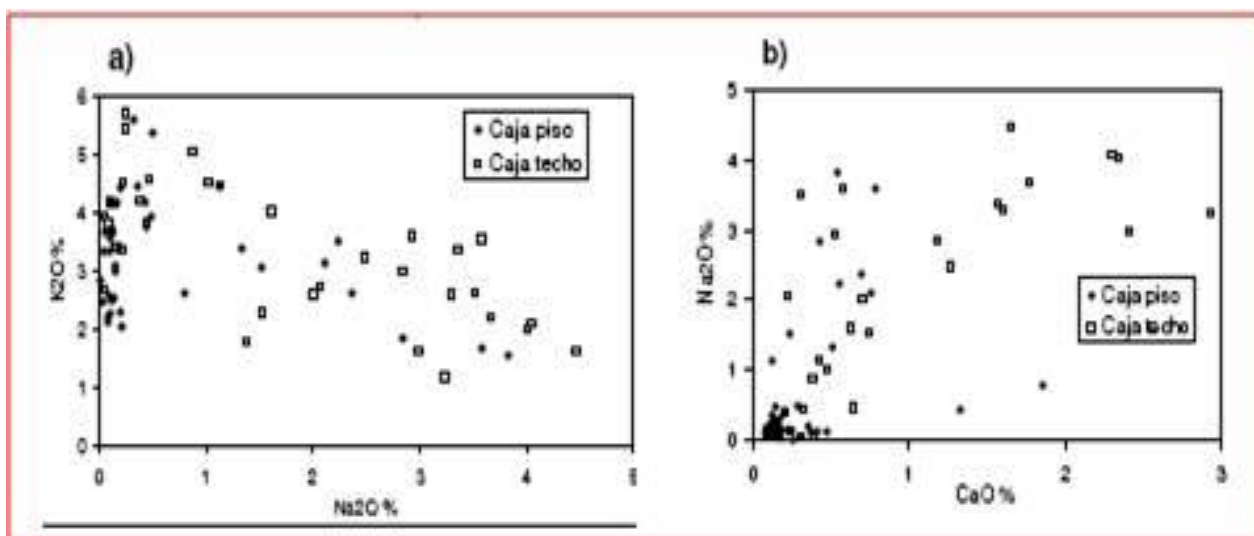
Según los análisis de Roca Total mostramos los siguientes gráficos.

En la figura la conclusión de dichos análisis:

En el cuadro a) se observa el aumento de K Vs el Na, esto indica el incremento de Sericita.

En el cuadro b) se nota la disminución de Na y Ca indicando destrucción de plagioclasas que es típico en VMS.

Sección vertical – Sulfuros Secundarios



3.5 Hidrogeología

Flujos de napa freática no se espera que vayan a ser significativos en Cerro Lindo. Un estudio de hidrogeología fue llevado a cabo para el proyecto cerro lindo con el objeto de evaluar fuentes de agua subterránea para operación de la concentradora de la mina.

Este estudio estimaba una permeabilidad en masa de roca de $1.9 \cdot 10^{-5}$ a $4.7 \cdot 10^{-6}$ cm/s, la cual es considerada a ser muy baja. La cantidad de recarga es estimada a ser equivalente alrededor de 5% de la precipitación anual (0.0155 m/año).

Hay una pequeña descarga permanente desde el socavón de exploración y esta parece que se recarga desde infiltración directa de la superficie del terreno. A inicios de marzo el 2000 hacia el final de la estación húmeda en el Perú, el flujo medido desde el socavón fue 0.5 l/s. El personal de Milpo indicaba a WMC que el flujo existente durante todo el año, con algún incremento durante la estación húmeda.

El flujo dentro del túnel existente fue captado solo en dos ubicaciones.

Un flujo de 0.2 l/s, estuvo viniendo desde la galería transversal 3205. Esta agua estuvo ingresando al túnel a través del agujero de un taladro perforado y de filtraciones por las fracturas. Un segundo flujo de 0.34 l/s estuvo fluyendo desde la galería transversal XC900N. En los socavones de exploración se encontraba seco, en las intersecciones de fallas la roca podía estar húmeda por goteo.

Las fallas serán intersectadas en diferentes lugares a medida que la mina sea desarrollada. El caudal de flujo de agua subterránea por área unitaria de apertura puede disminuir marginalmente con la profundidad, sin embargo mas agua puede ser encontrada en zonas de falla, cuando dichas fallas sean intersectadas. El flujo puede

ser fuerte inicialmente, pero esta rápidamente disminuye a medida que la falla sea desaguada.

Se espera que la napa freática no vaya a influenciar significativamente la estabilidad del tajeo.

Si un apreciable flujo de napa freática es encontrado, a este deberá dársele tiempo para que se desagüe.

Los requerimientos de bombeo para la mina deberán ser mínimos con la mayor parte de agua derivada desde la perforación control de polvo y actividad de relleno.

3.6 Mineralización

El depósito de sulfuro masivo de Cerro Lindo, mide 1100 m de largo, 450 m de ancho y 250 m en espesor, ocupa un graben de intracuenca alargado hacia el noroeste. El depósito se inclina a aproximadamente 65 grados al SW como un resultado de la deformación orogénica. La cantidad total de sulfuros masivos depositados en el graben excede 150 millones de toneladas. El depósito consiste de tres cuerpos principales, referidos como OB1, OB2, OB3, OB4, OB5, OB6, los cuales están limitados por las fallas el OB2 ocupa la zona central y contiene aproximadamente la mitad del tonelaje estimado. Fallas de deformación NE prominentes son observadas en Cerro Lindo y son interpretadas como estructuras sinvolcanicos transversales. Diques pórfidos tardíos fueron emplazados dentro de estas estructuras.

3.6.1 Tipos de mineralización

Sulfuros masivos baríticos bandeados ricos en Zinc (SPB):

Este tipo de mineralización contiene más del 50% de los sulfuros totales (incluyendo baritina), con baritina representando más del 10%. La baritina es un sulfato y está considerada dentro de los sulfuros porque fue depositada al mismo tiempo que la mineralización.

Sulfuros masivos baríticos, homogéneos ricos en Cu (SPB):

Este tipo de mineralización despliega una textura homogénea y está compuesta de baritina, pirita, pirrotita, calcopirita y esfalerita negra. Los sulfuros típicamente ocurren como parches entrecrecidos gruesos y la esfalerita negra aparece como inclusiones en la calcopirita. Hay menos pirita aquí que en los sulfuros bandeados ricos en Zn.

Pirita masiva homogénea (SPP):

Este tipo de mineralización comprende sulfuros masivos casi exclusivamente compuestos de pirita, menos de 10% de barita y poca calcopirita intersticial. La textura es homogénea y granular, usualmente con tamaños de grano fino, grueso y muy grueso.

Sulfuros semi-masivos (SSM):

Este tipo de roca contiene entre 20% y 50% de sulfuros. Los sulfuros, casi siempre pirita estéril, ocurren como disseminaciones, parches, venillas, arranques de mineral en masa, Ellos son típicamente de grano más fino comparados a los sulfuros masivos.

3.6.2 Mineralogía

El la totalidad del yacimiento está compuesto por cuerpos lenticulares y apilados de sulfuros masivos primarios de pirita (50-95%), esfalerita marrón, calcopirita, galena secundaria (menor). Hay cantidades considerables de baritina (10-60%).

El cobre se concentra en contacto con los sulfuros masivos baríticos. El plomo es usualmente bajo y está asociado con sulfuros de zinc de alta ley y localmente con vetas de cuarzo y emplazadas en enclaves de roca volcánica dentro de los sulfuros masivos. La plata y el oro están fuertemente relacionados con el plomo y el cobre.

Una serie de observaciones macroscópicas y microscópicas evidencian que hubo un importante metasomatismo de los sulfuros baríticos con Zinc por los sulfuros piritosos cupríferos durante la formación del yacimiento Cerro Lindo, enclaves métricos de sulfuros baríticos con Zinc “flotando” en los sulfuros piritosos. Los contactos son difusos.

Las texturas de remplaza miento de los minerales de baja temperatura (pirita, galena, esfalerita, baritina) por los de alta temperatura (calcopirita, pirrotita) en este frente indica que los sulfuros piritosos fueron de mayor temperatura, transportando cobre y

fierro que se precipitaron en los contactos con los horizontes baríticos previamente depositados en forma sedimentaria.

En el OB2 A en interior mina encontramos una zona típica de Mineralización que degrada desde la Superficie hacia el final del Cuerpo producto de la Alteración Supergena.

El mineral secundario rico en cobre causa problemas en la planta de tratamiento, por esa razón se va a delimitar el cuerpo con taladros del 2009 y calcular los recursos para poder planificar otro tratamiento metalúrgico y la recuperación del mineral.

En la figura 3.6.2-1 se observa la secuencia de alteración supergena en Cerro Lindo.

En la figura 3.6.2-2 se observa en plano horizontal la influencia de los Sulfuros Secundarios.

En la figura 3.6.2-3 se observa una sección vertical.

Figura N° 3.6.2-1

Secuencia de Alteración Supergèna

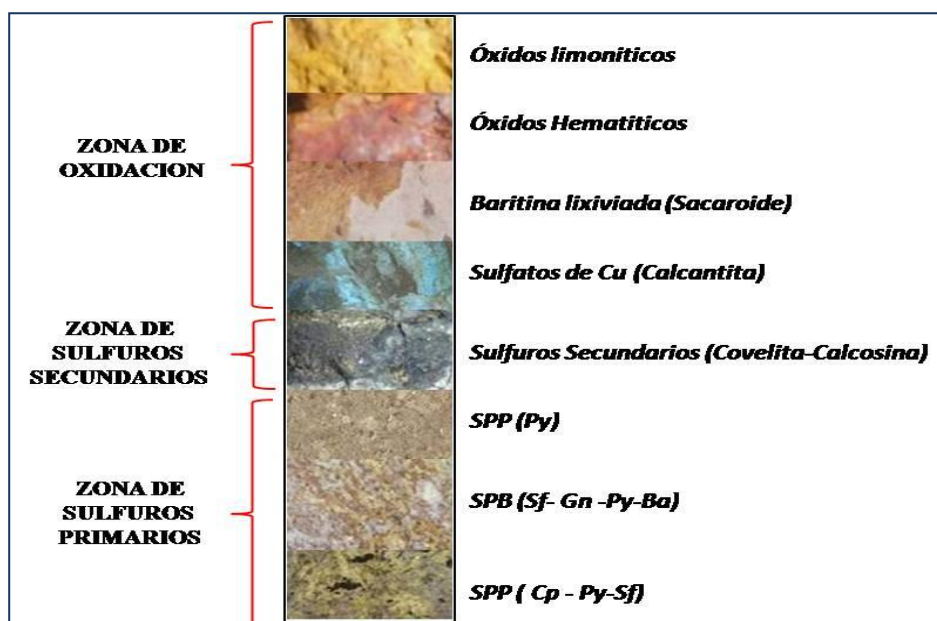


Figura N° 3.6.2-2
Zona con Sulfuros Secundarios

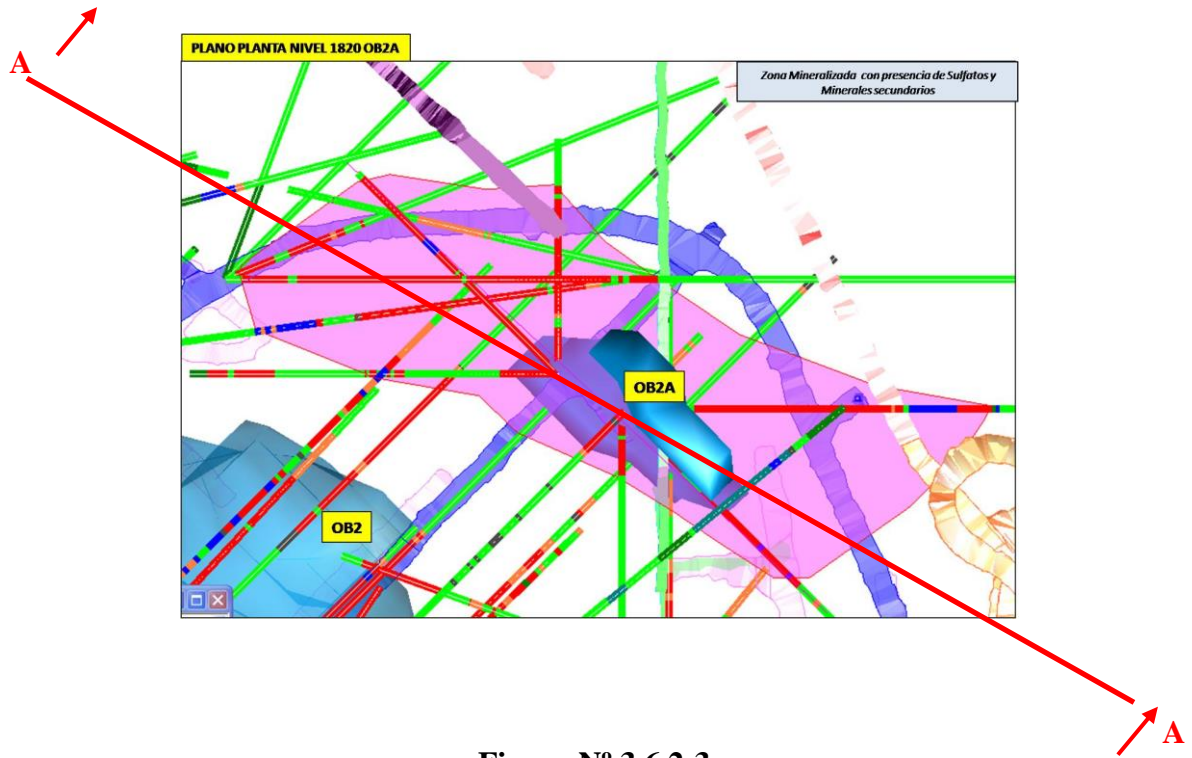
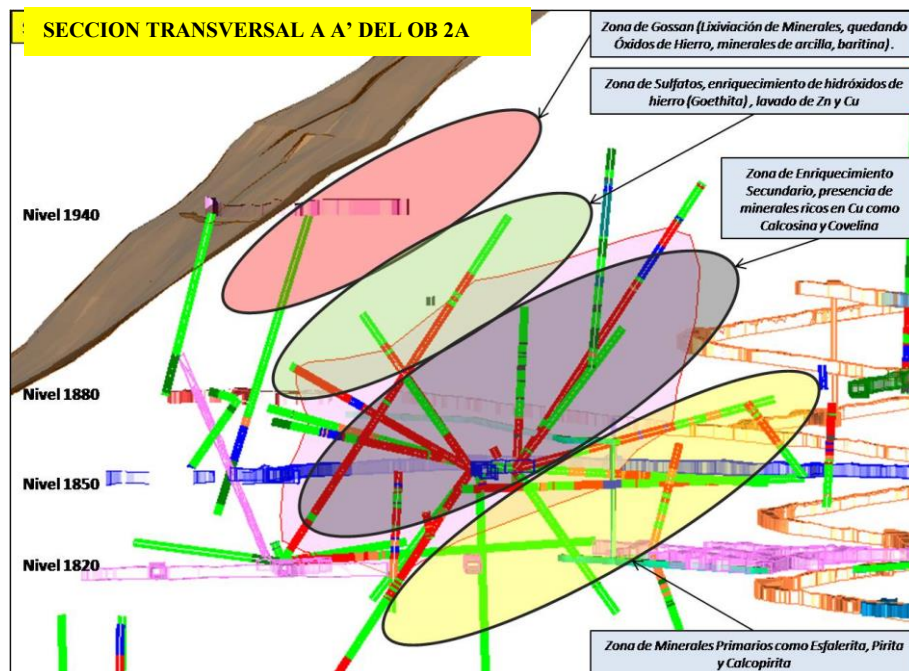


Figura N° 3.6.2-3
Sección vertical – Sulfuros Secundarios



3.7 Exploración

Desde Mayo del 2007 hasta Diciembre del 2008 se ejecutaron taladros diamantinos con la finalidad de ubicar nuevos cuerpos alrededor de la mina, dichos taladros son llamados de exploración y aquellos realizados dentro de los cuerpos conocidos llamados taladros de recategorización.

En el Cuadro se detallan el metraje perforado.

TALADROS 2007		
Objetivos	Clasificación	Metros
OB2	Recategorización	735.75
OB5	Recategorización	745.00
OB5A	Exploración	392.00
OB6	Exploración	1,175.75
	Geotécnica	540.10
	Mina	103.60
		3,692.20

TALADROS 2008		
Objetivos	Clasificación	Metros
OB1	Recategorización	2,319.3
OB2	Recategorización	1439
OB2A	Recategorización	1,078.15
OB3-OB4	Exploración	6,037.5
OB5	Recategorización	1,101.3
OB6	Exploración	1,785.2
NW MINA	Exploración	1,690.6
	Geotécnica	3,34.50
		15,785.55

3.8 Recursos y Reservas

La Estimación de Recursos y Reservas de Mineral tiene por finalidad, conocer la cantidad y calidad de los Recursos y Reservas de una mina o depósito mineral.

Simultáneamente permite definir su distribución, geometría y su valor económico, para planificar el tipo y nivel de producción así como estimar el tiempo útil de la operación minera.

Los Recursos deben ser estimados lo más cercanamente posible a su real y lógica distribución del mineral en el yacimiento y tomando como base criterios de mecánica de formación y emplazamiento de soluciones mineralizantes.

Las Reservas deben ser estimadas técnicamente sustentables y adecuadas a la realidad de la mina.

3.8.1 Importancia

El inventario de Recursos y Reservas Minerales permite establecer el valor económico de un yacimiento en base a su valor intrínseco con relación a las demandas del mercado.

Los Recursos y Reservas constituyen el activo más valioso de toda empresa minera y desde ya es el principal respaldo económico de una mina garantizando negociaciones de financiamiento, créditos y otros.

Las Reservas varían en función a los precios del mercado internacional de metales y a los costos de operación que determinan la rentabilidad de la mina.

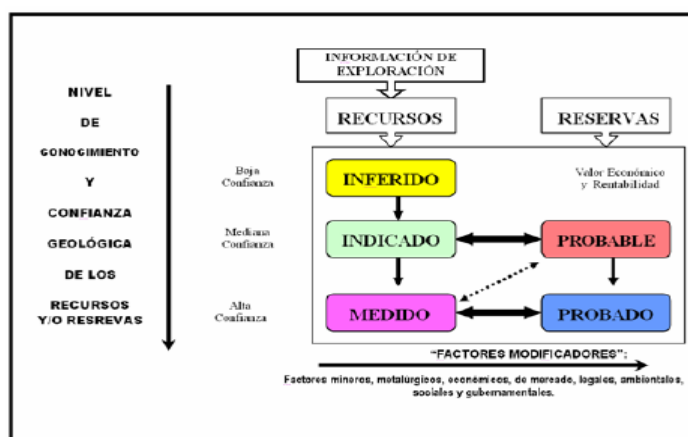
3.8.2 Criterios de clasificación

En Cerro Lindo, el “Inventario de Mineral” se ha elaborado de acuerdo a la aplicación de normas y parámetros establecidos en el Código JORC (*1), Estimation Procedures NI 43-101 Canadiense (*2) y los lineamientos del CIM que son códigos de estándares de reportes para Informar sobre Recursos Minerales (*3). Estos establecen los estándares mínimos, recomendaciones y normas para la edición de Informes de Dominio Público sobre los resultados de las Exploraciones en Recursos y Reservas de mineral.

A mayor información geológica con las exploraciones, se incrementa el nivel de conocimiento y confianza geológica tanto de los recursos como de las reservas; mientras que, la variación de los factores modificadores (mineros, metalúrgicos, económicos de mercado, legales, ambientales, sociales y gubernamentales) hacen que los recursos se conviertan en reservas o viceversa, lo que se grafica con flechas de doble sentido.

La Figura N° 3.11.2, resume la clasificación y relación entre los recursos y reservas de mineral.

Figura N° 3.11.2
Clasificación de recursos y reservas minerales



Fuente: Código JORC

3.8.3 Recursos minerales

Es la concentración u ocurrencia natural, sólida e inorgánica en o sobre la corteza terrestre en forma y cantidad tal y de tal grado o calidad que tiene probabilidades razonables para una extracción económica.

Un Recurso se sustenta en interpretaciones con sólidas bases geológicas, apoyados en exploraciones geológicas, mineras y/o sondajes diamantinos. Argumentos adicionales que se consideran son:

- Sondajes diamantinos aislados con resultados importantes.
- Buenas evidencias geológicas que permitan asumir continuidad mineralógica.
- Controles lito-estructurales con algunas evidencias de mineralización.
- Anomalías geofísicas y/o geoquímicas en áreas aledañas a las de operación.
- Relación con estructuras cercanas pertenecientes a la misma época metalogenética.

a. Métodos y cálculos para el bloqueo de modelamiento de recursos minerales

La presente estimación de Recursos Minerales ha sido realizada utilizando el software MineSight, que es una herramienta que permite definir, modelar, visualizar y cuantificar los cuerpos, determinados en base a las leyes de muestreo de labores de exploración con equipo de aire reverso y testigos de perforación diamantina; además se considera las tendencias mineralógicas, configurando así áreas económicas

isovalóricas de leyes en base a las cuales se determina el modelo de bloques. Los resultados de cada bloque son proporcionados por el mismo software, luego es exportado a un Csv o Excel para el proceso y emisión de los reportes respectivos.

b. Tipos de estructuras mineralizadas

En la mina se ha reconocido la existencia de 1 solo tipo de mineralización denominados cuerpos VMS, esto cuerpo están separadas por la intrusión de diques en forma transversal al rumbo general del yacimiento, de acuerdo a las características y ubicación de estos cuerpo se han agrupado por conveniencia para formar los denominados Ore Body 1, Ore Body 2, Ore Body 4, Ore Body 5 y Ore Body 6.

c. Codificación de los cuerpos.

Para una mejor configuración y delimitación del cuerpo mineralizado y fácil uso con el software, los cuerpos fueron codificados como se muestra en el Cuadro 3.11.3-1

Cuadro: 3.11.3-1			
Codificación de Ore Body			
Nombre Ore Body	Código de block	Códigos Minesight	Tipo de mineralización
OB1	401	1	VMS
OB1	402	1	VMS
OB2	421-Superior	2	VMS
OB5	454-Superior	5	VMS
OB5	454-puente	5	VMS
OB6	460-Superior	6	VMS
OB6	460-puente	6	VMS
OB6	460-Inferior	6	VMS
OB4	470	4	VMS

d. Software utilizado.

El modelamiento, estimación de leyes, tonelajes de los blocks se realizan con el software Minesight.

e. Tratamiento previo de las leyes de ensaye (efecto soporte).

La obtención de información se realiza de los muestreos de los Taladros diamantinos, muestreo de canales, estos datos son ingresados a una base de datos en el servidor central de la unidad Cerro Lindo denominada “MASTER DATA BASE” y luego clasificadas según el tipo de información en archivos: assay, survey, geo y collar.

El método de muestreo aplicado actualmente para los cuerpos en la Unidad Minera Cerro Lindo – Milpo, es el de canales. Los canales se realizan progresivamente de acuerdo al avance de los frentes de desarrollos y preparaciones que están orientadas a contornear en forma sistemática los cuerpos en cada nivel.

Dependiendo del ancho de la estructura, el canal puede dividirse en varias muestras, teniendo como ancho máximo de muestra 2 metros, dependiendo de la uniformidad de mineralización, fracturamiento, cambios litológicos o alteraciones, etc.

Para el caso de muestreo de taladros se toma el tramo mineralizado con una secuencia de un metro y medio de muestra, de la misma forma se realiza para el tramo estéril, sin embargo cuando el tramo estéril tiene la misma secuencia litológica en todo el taladro solo se muestrea algunos metros más colindantes a la mineralización. En los procedimientos de muestreo de Cerro Lindo, se detalla el tipo adecuado, el tipo de mapeo, almacenamiento de datos y otros aspectos para su verificación. Los procedimientos se encuentran para su verificación en la Unidad.

Todos los resultados de muestras de canal y taladros son ingresados al software para

el tratamiento respectivo y obtener las curvas isovalóricas y categorías de cada cuerpo.

El control de leyes reportadas por el laboratorio interno se realiza mediante los análisis de Qa/Qc (Aseguramiento de control y calidad), los cuales se viene trabajando hace 3 meses. Los procedimientos para Qa/Qc se encuentran disponibles para su verificación.

f. Valores extremos.

Se consideran valores extremos a aquellas leyes que están por encima del límite de correlación de una población de muestras, determinados por análisis estadísticos varios, los valores extremos para un elemento dado varía a través de distintos escenarios geológicos, cuyos resultados se resume en el Cuadro N° 3.11.3-2. El código geológico cuyo rango es de 1 al 99 se refiere al tipo de estructura geológica

Cuadro N° 3.11.3-2					
Corrección de valores extremos					
Valores extremos para los ore body 1 y 2					
Elemento	Pb (%)	Ag (gr/t.)	Zn (%)	Zn (%)	Zn (%)
Código geológico del:	todas	todas	1	9	12
Código geológico al:	todas	todas	8	11	99
Valor extremo	3.5	200	7	20	7
Valores extremos para los ore body 5 y 6					
Elemento	Pb (%)	Ag (gr/t.)	Zn (%)	Zn (%)	Zn (%)
Código geológico del:	todas	todas	1	9	12
Código geológico del:	todas	todas	8	11	99
Valor extremo	5	300	7	20	7

g. Análisis geoestadístico

Los variogramas estimados tienen como finalidad conocer la correlación de las muestras en forma espacial, separadas a distancias y dirección definidas.

Para efectuar los análisis variográficos se han definido en grupos caracterizados especialmente por los dominios mineralógicos, seguido de los dominios litológicos y estructurales,

h. Interpolación

El método de Interpolación utilizado para el cálculo de valores fue la técnica del Kriging Ordinario. Para este método se utilizaron los parámetros variográficos tomando en cuenta la anisotropía en la correlación espacial de los datos. La Interpolación se realizó para cada grupo en forma independiente en 2 etapas, la primera una interpolación general y la segunda aplicada estrictamente a estructura enriquecidas de zinc. Con el apoyo de esta técnica se obtuvo los valores de cada bloque en los sitios no muestreados. Los parámetros de interpolación se muestran por separados, en el Cuadro N° 3.11.3-3 se muestra los parámetros para los elementos Zn, Ag y Pb. En el cuadro 3.11.3-4 para los elementos Cu y Au.

Cuadro N° 3.11.3-3												
Parámetros de interpolación de: Zn, Ag, Pb												
Zona	Límites de interpolación			Orientación de búsqueda						Compositos		
	Norte	Este	Elevación	Norte (m)	Este (m)	Elev. (M)	Az.	Incl.	Plunge	Min.	Max./Hole	Max
Orebody5 Pase 1	8553100	392500	All	250	75	250	350	75	0	1	4	8
Orebody5 Pase 2	8553100	392500	All	100	35	100	350	75	0	2	3	6
Orebody2Pase 1 (Sur)	8553600	392650	All	200	75	200	0	85	0	1	4	8
Orebody2Pase1(Medio)	8553750	392775	All	200	75	200	0	65	0	1	4	8
Orebody2Pase2(Medio)	8553750	392775	All	100	35	100	0	65	0	2	3	6
Orebody2Pase2(Norte)	8553875	392950	All	100	35	100	0	75	0	2	3	6

Cuadro N° 3.11.3-4												
Parámetros de interpolación de: Cu, Au.												
Zona	Límites de Interpolación			Orientación de búsqueda						Compositos		
	Norte	Este	Elevación	Norte (m)	Este (m)	Elev. (M)	Az.	Incl.	Plunge	Min.	Max./Hole	Max
OB 5 Pase 1	8553100	392500	All	250	50	250	350	75	0	1	4	8
OB 5 Pase 2	8553100	392500	All	100	13	100	350	75	0	2	3	6
OB 2 Pase 1 (Sur)	8553600	392650	All	200	50	200	0	85	0	1	4	8
OB 2 Pase 2 (Sur)	8553600	392650	All	100	13	100	0	85	0	2	3	6
OB 2 Pase 1 (Norte)	8553875	392950	All	200	50	200	0	75	0	1	4	8
OB 2 Pase 2 (Norte)	8553875	392950	All	100	13	100	0	75	0	2	3	6

i. Categorización de recursos

La clasificación de recursos está basada en el alcance de los variogramas analizados para cada ore body, así mismo contempla un conjunto de reglas que se basan en la proximidad de muestras compositadas a un block de estimación los cuales se muestran en el cuadro N° 3.11.3-5

Cuadro: 3.11.3-5				
Parámetros para la clasificación de Recursos				
Inferido				
Parámetros	OB1	OB2	OB5	OB6
Distancia de búsqueda (x,y,z)	50	100	100	100
Máxima distancia al compósito mas cercano	25	30	40	40
Máxima distancia para proyectar un solo compósito	30	40	50	50
Número mínimo de compósitos para un block	1	1	1	1
Número máximo de compósitos para un block	1	1	1	1
Número máximo de compósitos por taladro	1	1	1	1
Indicado				
Parámetros	OB1	OB2	OB5	OB6
Distancia de búsqueda (x,y,z)	30	40	50	50
Máxima distancia al compósito mas cercano	20	25	35	35
Máxima distancia para proyectar un solo compósito	30	40	50	50
Número mínimo de compósitos para un block	2	2	1	1
Número máximo de compósitos para un block	2	2	1	1
Número máximo de compósitos por taladro	2	2	1	1

Medido				
Parámetros	OB1	OB2	OB5	OB6
Distancia de búsqueda (x,y,z)	12.5	12.5	12.5	12.5
Máxima distancia al compósito mas cercano	12.5	12.5	12.5	12.5
Máxima distancia para proyectar un solo compósito	12.5	12.5	12.5	12.5
Número mínimo de compósitos para un block	1	1	1	1
Número máximo de compósitos para un block	1	1	1	1
Número máximo de compósitos por taladro	1	1	1	1

j. Peso específico

Se viene utilizando las densidades por tipos de roca determinados en la etapa de factibilidad del proyecto, estos valores se muestran en cuadro N° 3.11.3-6, en el modelo de bloques de minesight estan almacenados en el item SG2 (peso específico).

La densidad de los blocks de cubicación es el promedio de las densidades de todos los blocks del modelo que estan inscritos dentro del área a cubicar, generalmente, el area de interes es atravesada por mas de 1 tipo de roca que tiene una densidad definida.

Cuadro N° 3.11.3-6	
Promedio de resultado del reso especifico	
Material	Densidad (t/m3.)
Dyke	2.76
Volcanic	2.92
Semi Massive Sulphide (SSM)	3.63
Pyritic Massive Sulphide (SPP)	4.7
Baritic Massive Sulphide (SPB)	4.5

k. Identificación de los recursos minerales

Hecha la clasificación de los recursos minerales de acuerdo a los lineamientos del Código JORC antes citados, en los planos de este Inventario se utiliza la simbología de colores que se resume en el Cuadro

Simbología de colores para los recursos de minerales

Tipo de Recurso	Color que lo Identifica
Medido	Magenta
Indicado	Verde
Inferido	Amarillo

1. Factores considerados para la estimación de reservas minerales

1. Cut Off

El Cut Off fue calculado por la superintendencia de servicios técnicos y se ha determinado en 20.48 US\$/TM está disponible para la revisión

2. Valor de mineral

El valor de mineral se ha determinado usando el siguiente polinomio de valorización, se muestra en el cuadro N° 3.11.3-8

$$NSR = 20.01 * CUKG + 4.30 * ZNKG + 5.46 * PBKG + 0.134 * AGKG$$

Donde:

CUKG = Ley de cobre por kriging

ZNKG = Ley de zinc por kriging

PBKG = Ley de plomo por kriging

AGKG = Ley de plata por kriging

cuadro N° 3.11.3-8
Factores para el cálculo del NSR
Factores para el polinomio de valorización

ELEMENTO	FACTOR NSR
Zinc	4.30
Cobre	20.01
Plomo	5.46
Plata	0.134

Planeamiento de precio de metales

ELEMENTO	PRECIOS NSR
Zinc (US\$/TM)	1,250
Cobre (US\$/TM)	4,250
Plomo (US\$/TM)	1,400
Plata (US\$/OZ)	10

3. Dilución

En minería, la dilución es la cantidad de material estéril que se mezcla con el mineral al momento de realizar la explotación.

Se estima una dilución de 4.5%. El factor se obtiene de un promedio del volumen minado dividido entre el volumen planeado este factor es bajo debido a que la mayor parte de tajos minados han estado ubicados dentro de los cuerpos mineralizados fuera del contacto (OB2).

4. Recuperación

Este inventario considera la recuperación de 83 % para pasar de recursos a reserva por el método de explotación empleado, basado en conciliación de cubicación de reservas versus lo explotado.

m. Identificación de las reservas

De modo similar a los recursos las reservas también se clasifican de acuerdo a los lineamientos del JORC, en los planos de este inventario se utiliza la simbología de colores que se resume en el cuadro N° 3.11.3-9

Cuadro N° 3.11.3-9	
Categoría en base a la información de taladros	
Tipo de Reserva	Código de color
Probado	
Probable	

n. Simulación de recursos con diferentes cut offs.

En el siguiente cuadro se muestra la simulación de la variación de tonelajes y leyes a diferentes Cut Offs referidos al NSR (valor de mineral). El análisis permite visualizar el potencial del yacimiento con fines de planeamiento estratégico de las operaciones

Medido						
CUT OFF	TM	Zn(%)	Cu (%)	Pb (%)	Ag (gr/TM)	NSR(\$/TM)
0.00	13,902,060	3.59	0.70	0.49	27.85	35.64
20.48	12,915,854	3.80	0.72	0.52	29.29	37.59
25.00	11,004,556	4.14	0.75	0.59	31.73	40.33
30.00	8,985,173	4.55	0.79	0.68	35.12	43.76
40.00	4,865,163	5.40	0.88	0.91	44.29	51.77
50.00	2,271,794	6.19	1.00	1.13	53.47	60.02
60.00	827,852	6.90	1.24	1.33	61.13	69.87
70.00	293,910	7.39	1.59	1.38	67.35	80.10

Indicado						
CUT OFF	TM	Zn(%)	Cu (%)	Pb (%)	Ag (gr/TM)	NSR(\$/TM)
0.00	36,994,565	3.27	0.88	0.36	29.43	37.62
20.48	35,090,139	3.39	0.91	0.37	29.88	38.75
25.00	29,865,305	3.81	0.94	0.41	31.34	41.59
30.00	22,989,062	4.56	0.95	0.49	33.99	45.93
40.00	12,321,191	6.45	0.93	0.73	40.23	55.78
50.00	6,843,964	8.36	0.90	0.95	44.60	65.06
60.00	3,734,006	9.87	0.93	1.15	48.91	73.93
70.00	1,758,834	10.94	1.11	1.37	58.70	84.69

Inferido						
CUT OFF	TM	Zn(%)	Cu (%)	Pb (%)	Ag (gr/TM)	NSR(\$/TM)
0.00	48,882,286	1.29	0.54	0.15	18.27	19.04
20.48	21,850,404	2.40	0.83	0.25	27.25	31.09
25.00	13,786,077	3.03	0.88	0.28	26.47	35.77
30.00	8,891,256	3.80	0.91	0.36	29.87	40.47
40.00	3,440,933	5.56	0.94	0.52	37.13	50.57
50.00	1,181,011	7.37	1.10	0.73	40.47	63.17
60.00	523,754	8.80	1.38		40.75	75.16
70.00	223,638	7.47	2.38	0.75	44.93	89.79

Medido + Indicado						
CUT OFF	TM	Zn(%)	Cu (%)	Pb (%)	Ag (gr/TM)	NSR(\$/TM)
0.00	50,896,625	3.36	0.83	0.40	29.00	37.08
20.48	48,005,993	3.50	0.86	0.41	29.72	38.44
25.00	40,869,861	3.90	0.89	0.46	31.45	41.25
30.00	31,974,235	4.56	0.91	0.55	34.31	45.32
40.00	17,186,354	6.15	0.92	0.78	41.38	54.64
50.00	9,115,758	7.82	0.92	1.00	46.81	63.81
60.00	4,561,858	9.33	0.99	1.18	51.13	73.20
70.00	2,052,744	10.44	1.18	1.38	59.94	84.03

Medido + Indicado + Inferido						
CUT OFF	TM	Zn(%)	Cu (%)	Pb (%)	Ag (gr/TM)	NSR(\$/TM)
0.00	99,778,911	2.35	0.69	0.28	23.74	28.24
20.48	69,856,397	3.15	0.85	0.36	28.95	36.14
25.00	54,655,938	3.68	0.89	0.41	30.19	39.87
30.00	40,865,491	4.39	0.91	0.51	33.35	44.27
40.00	20,627,287	6.05	0.92	0.73	40.67	53.96
50.00	10,296,769	7.77	0.94	0.97	46.08	63.73
60.00	5,085,612	9.28	1.03	1.06	50.06	73.40
70.00	2,276,382	10.14	1.30	1.31	58.47	84.60

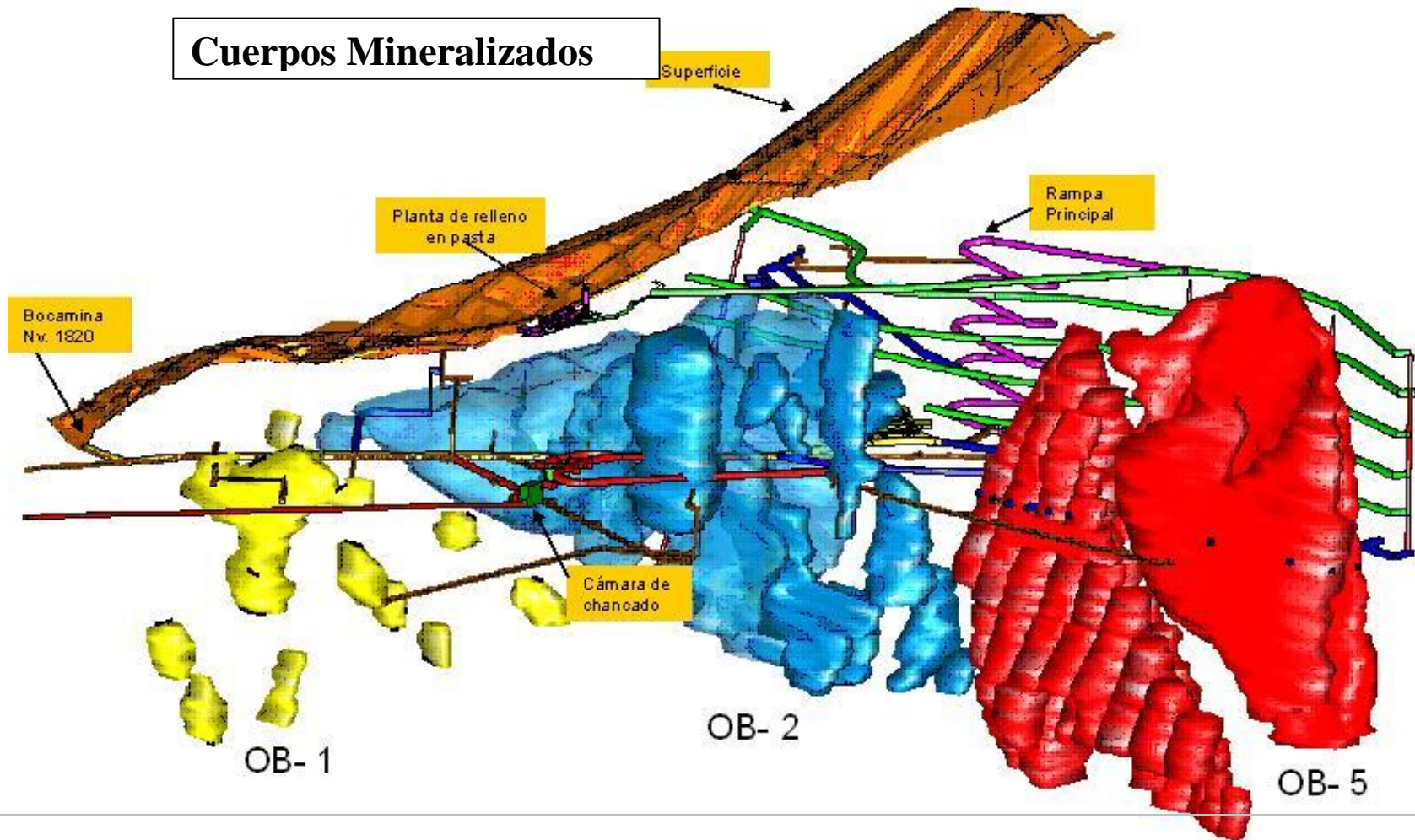
3.8.4 Inventarios de Recursos y Reservas de Mineral

En el siguiente cuadro se detalla el resumen general de las reservas probadas, probables y recursos medidos, indicados e inferidos, además de los recursos de puentes entre los niveles 1800 y 1820 a lo largo de los ore bodies 2, 5 y 6 con una recuperación del 80%, se muestra los totales de recursos y reservas y el gran total incluyendo los puentes.

Resumen General de recursos y reservas

Cubicaion Al 31 Diciembre del 2008						
Cut Off > 20.48 US\$/t						
Cubicación	Tonelaje	NSR	Zn	Cu	Ag	Pb
Categoría	(t.)	(US\$/t)	(%)	(%)	(g/t)	(%)
Reserva Probada	8,914,910	35.92	3.59	0.70	28.04	0.49
Reserva Probable	23,953,792	38.01	3.30	0.90	29.23	0.34
Total Reservas (a)	32,868,702	37.44	3.38	0.85	28.91	0.38
Recurso medido	2,287,656	37.79	3.98	0.68	29.23	0.57
Recurso Indicado	6,481,640	35.20	3.17	0.79	27.40	0.40
Total Recursos(b)	8,769,296	35.88	3.38	0.76	27.88	0.44
Total Reservas y Recursos (a+b)	41,637,998	37.11	3.38	0.83	28.69	0.40
Recursos Inferidos (c)	21,850,404	31.09	2.40	0.83	27.25	0.25
Total Recursos (a+b+c)	63,488,402	35.04	3.04	0.83	28.19	0.35
Cubicación	Tonelaje	NSR	Zn	Cu	Ag	Pb
	(t.)	(US\$/t)	(%)	(%)	(g/t)	(%)
Recurso por factor de recuperación (método de minado) (d)	6,367,995	47.10	4.25	1.05	36.40	0.45
Cubicación	Tonelaje	NSR	Zn	Cu	Ag	Pb
Categoría	(t.)	(US\$/t)	(%)	(%)	(g/t)	(%)
Total Reservas (a)	32,868,702	37.44	3.38	0.85	28.91	0.38
Total Recursos (b+d)	15,137,291	40.60	3.75	0.88	31.46	0.45
Total Reservas y recursos (e)	48,005,993	38.44	3.49	0.86	29.71	0.40
Recursos inferido	21,850,404	31.09	2.40	0.83	27.25	0.25
Gran Total Recursos (a+b+c)	69,856,397	36.14	3.15	0.85	28.94	0.36

Cuerpos Mineralizados



CAPITULO IV MINERIA

4.1 Método de Minado.

El método de Minado en la Unidad de Cerro lindo es Sub Level Stopping, Este método de minado conocido también como hundimiento por sub niveles, se aplica cuando el mineral y la rocas encajonantes son competentes, el ángulo de buzamiento mayor a 60° generalmente se aplica en yacimientos verticales con formas y dimensiones regulares.

En Cerro Lindo los sub niveles son cada 30 metros, los cuerpos se dividen en tajos de 30 metros de alto, 20 metros de ancho y 30 metros de largo (18000m³ y 81000 TM), se emplea perforación radial positiva y negativa.

4.1.1 Parámetros generales de aplicación del sub level stoping.

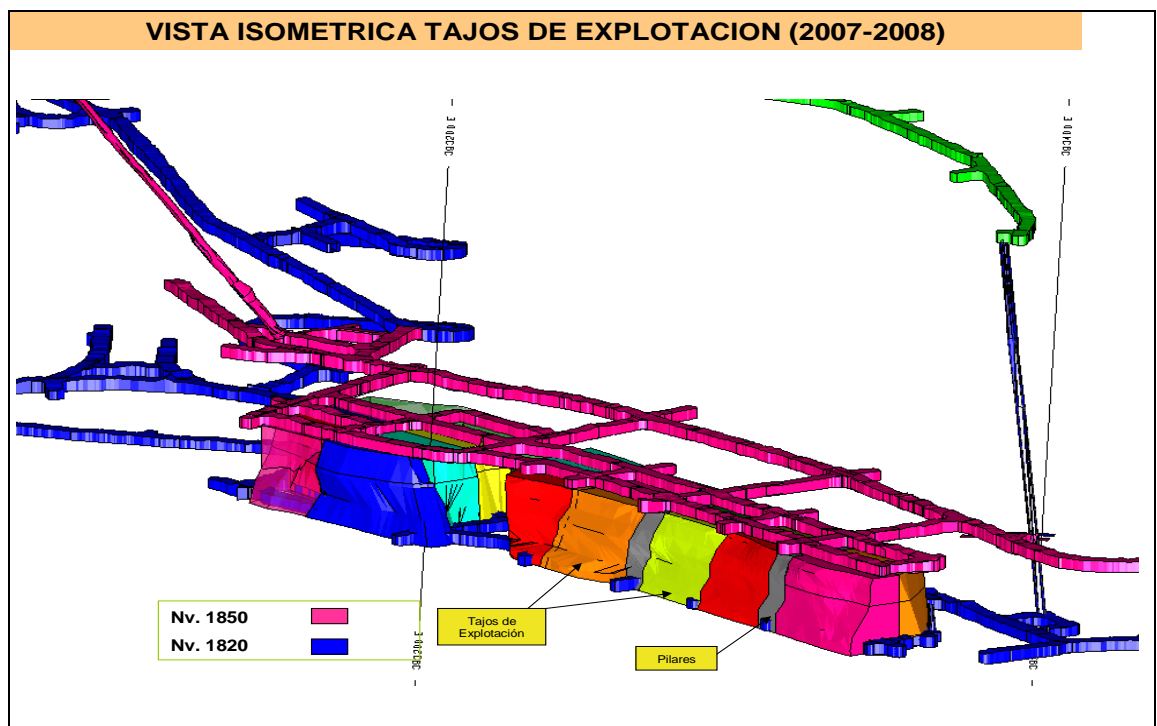
Parámetros	Generales	Cerro Lindo
Buzamiento	> 60°	65° - 70°
RMR cpo. Miner.	60	50 - 60
RQD cpo. Miner.	60	55 - 62
RMR caja piso	75	60 - 70
RMR caja techo	50	40 - 50

4.1.2 Ventajas del sub level stoping.

- método muy económico
- alta productividad
- ningún consumo de madera
- gran seguridad durante las preparaciones
- buena ventilación

4.1.3 Desventajas del sub level stoping

- mayor preparación en función a los subniveles
- no es selectivo
- voladura secundaria frecuente (10% a 15% de bancos)
- scoops a control remoto vulnerables a accidentarse
- grandes cavidades vacías hasta concluir el relleno



4.2 Desarrollo y Preparaciones

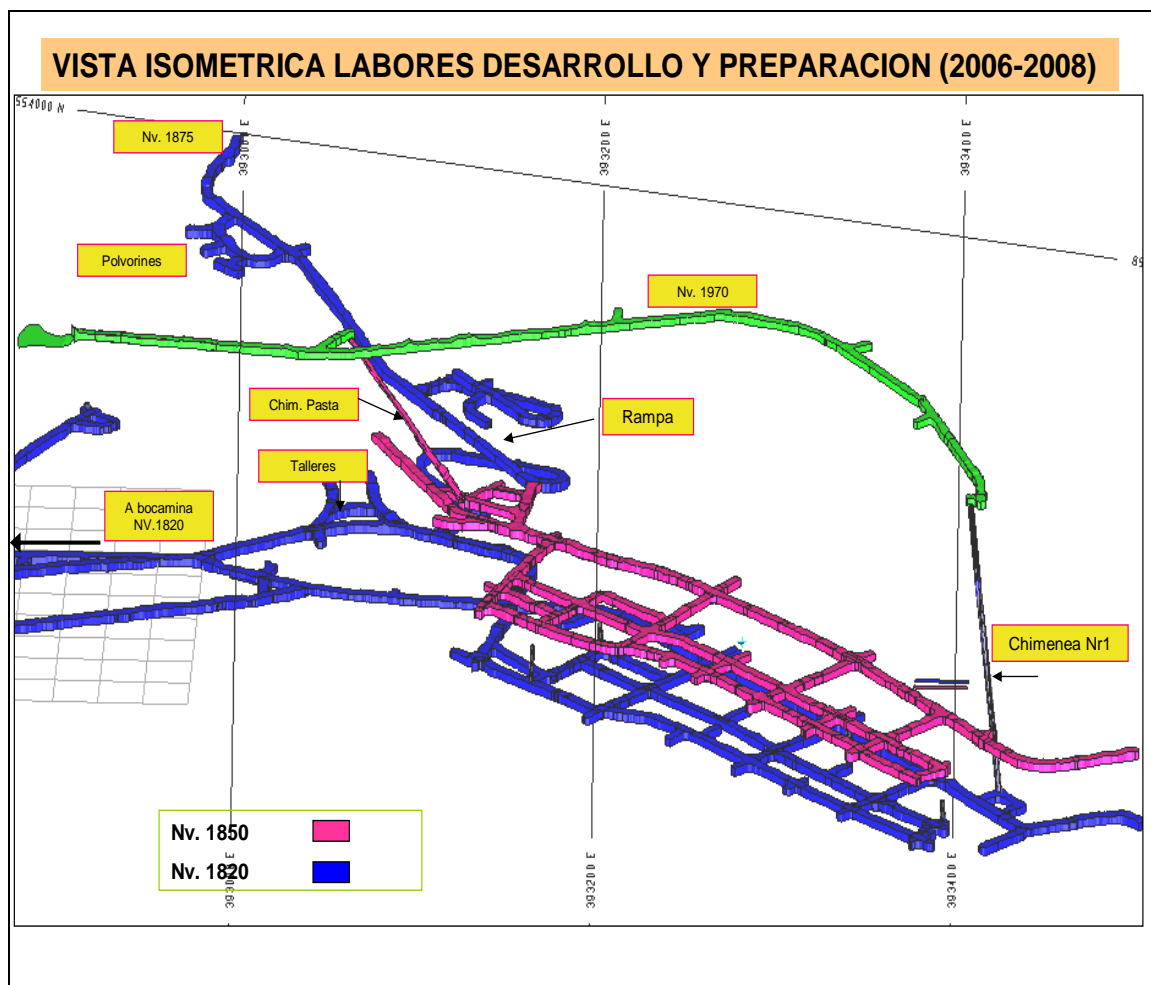
El desarrollo consiste básicamente en accesar mediante rampas de 5m x 4m de sección de forma paralela al eje vertical del cuerpo, a partir de la rampa se desarrolla los subniveles cada 30 metros con 2 % de gradiente positiva, manteniendo la misma sección, estos subniveles o accesos principales son paralelos al eje horizontal del cuerpo y están en la caja piso, a partir del sub nivel cumpliendo con el diseño se inicia la preparación de los cruceros de acceso al cuerpo hasta interceptar la caja techo logrando un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado, a partir de estos cruceros se inicia la preparación de las galerías con una sección de 4.5m x 4.00 m hasta comunicar todos los cruceros de preparación, luego en la parte central de la galería se corre los cruceros de 20 metros de longitud por 4.5m por 4m de sección , la misma que servirá para la ejecución del spot para ambos tajos.

Es necesario mencionar que en la fase de desarrollo y preparaciones tenemos establecido como estándar de Milpo – Cerro Lindo “metro disparado metro sostenido”, para ello utilizamos sostenimiento sistemático con pernos helicoidales de 2.14 m (7 pies) con una malla de 1.20m x 1.20m, esporádicamente utilizamos malla electro soldada y shotcrete vía seca, los equipos utilizados para la ejecución de desarrollos y preparaciones se muestra en el siguiente cuadro.

Limpieza			
Scoops	Capacidad (m³)	(TM/hra)	(\$/hora)
Cat-R1600G	4,8	90	88,87
Cat-R2900G	7,2	150	138,25

sostenimiento			
Jumbos	Perforadora	Barra	Ø broca
		(mt)	(mm)
Rocket Boomer 281	1838	2,14	37,00

El transporte de desmonte y / o mineral se realiza con volquetes Mercedes Benz (Actros 4143K 8 x 4 de 40 TM y Mercedes Benz 3335K 6 x 4 de 26 TM), el costo promedio de transporte es de 0,357 \$/TM.



4.3 Secuencia de Minado.

4.3.1 Perforación radial

La perforación radial se realiza con el Simba H – 1254 y con el Raptor DH, en ambos casos el procedimiento consiste primero en realizar la perforación radial positiva de todo el tajo, luego se realiza la limpieza de los detritus acumulados con el piso limpio se inicia la perforación radial negativa, cumpliendo este procedimiento se minimiza el trabajo de los disparadores y se ensucia menos los taladros negativos.

La perforación radial requiere una gran precisión para lograr una buena voladura, la perforación de cada anillo se realiza según diseño para lo cual el perforista cuenta con el respectivo juego de planos, donde se indica la posición o parada de cada anillo, el equipo con el que se va a perforar ya que los baricentros difieren en cada equipo, el ángulo de perforación, el diámetro de perforación, la longitud del taladro, incluso para facilitar el control al operador se señala la cantidad de barras por cada taladro, también cuando se trata de tajos adyacentes a la caja techo en el diseño se contempla la malla de perforación para la inyección de cable bolting de 20 metros de longitud por anillo, el sostenimiento con cable bolting se realiza antes de iniciar la voladura de los anillos.

La perforación radial positiva se realiza utilizando una malla cuadrada en los extremos del taladro de 2m x 2m con una longitud vertical máxima de 17.5 metros, la broca tiene un diámetro de 64mm (2.5”), mientras que la perforación radial negativa se realiza con una malla cuadrada en los extremos de los taladros de 2.20 m x 2.20 m con una longitud vertical máxima de 10.5 metros, con broca de 76 mm (3”), como observamos tenemos un traslape de 1 metro para evitar problemas en la

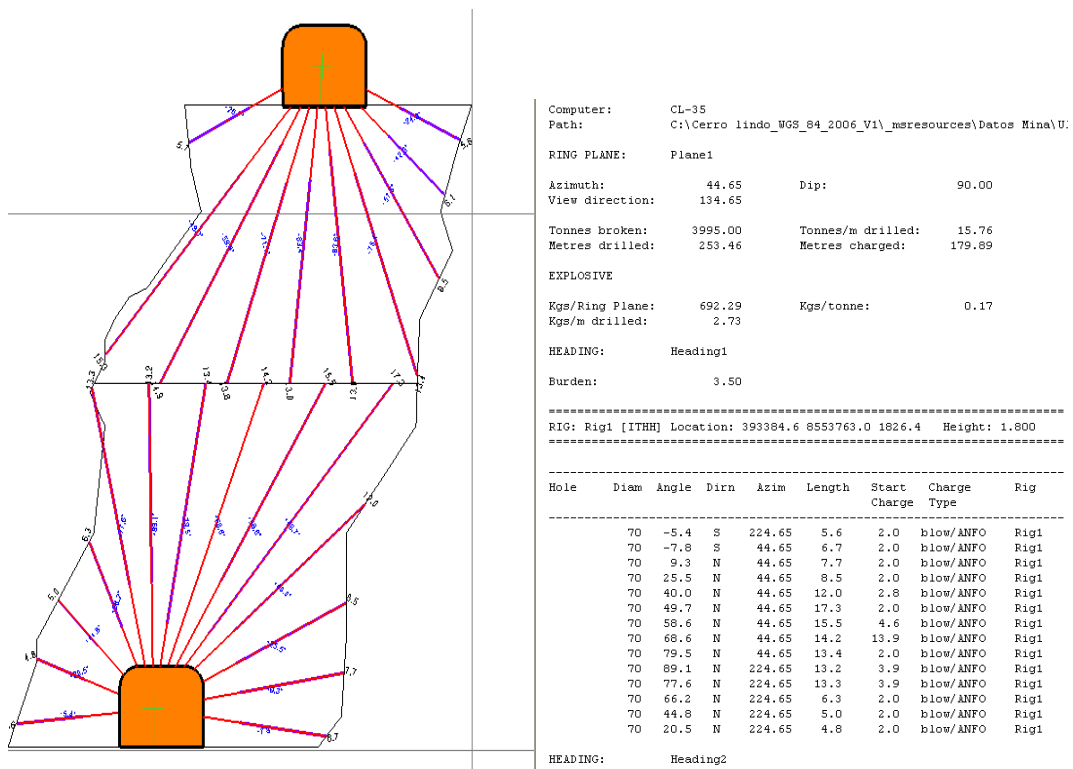
voladura, la performance del simba es de 30 m/hr (13,500.00 m/mes) y del raptor 25 m/hr (10,500.00 m/mes).

En el siguiente cuadro resumimos los parámetros de nuestros equipos de perforación.

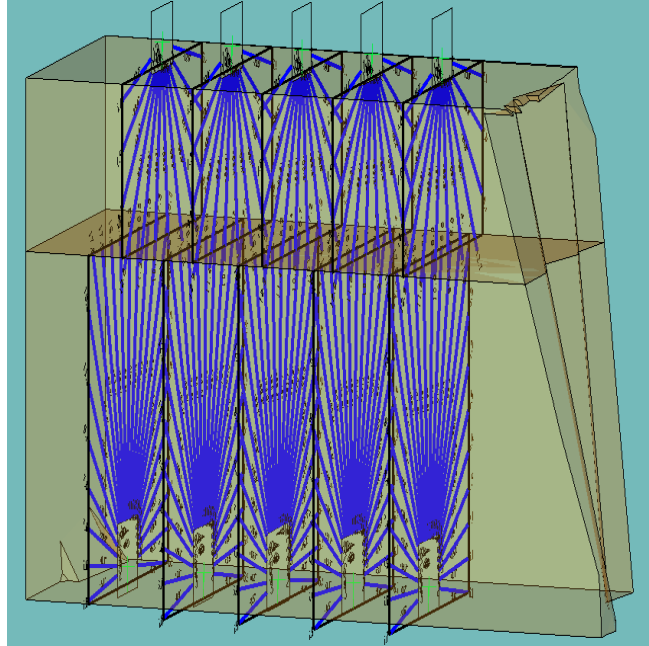
Equipos de perforación de taladros largos.

Parámetros		Simba H-1254	Raptor DH
Disp. Mecánica	%	70.5	75.8
Rendimiento:	(m/hr)	30	25
	(m/mes)	13500	10500
Costo	\$/TM	0,551	0,576
	\$/Hr	132,24	115,2
Baricentro	(m)	2,0	1,5

Malla de perforación Radial



Perforación radial



Simba H – 1254



4.3.2 Ejecución de la chimenea slot.

La perforación se realiza con el Simba y se utiliza los siguientes accesorios de perforación: tubo tack (tubo guía para minimizar la desviación del taladro), barras de 5 pies MF T38, rosca T45, broca de botones T45 de 89mm (3.5 pulgadas, retracles para evitar el atascamiento de la columna), shank T45 para la COP 1838, la longitud total de las chimeneas es de 27 metros con una sección de 1.80m x 1.80

Parámetros de perforación de la Chimenea slot.

Sección m ²	3,24 (1.8m x 1.8 m)
Longitud perforación (m)	27
Metros perforados	405
Inclinación	90°
Cantidad de taladros	15
Taladros cargados	11
Taladros vacíos	4
Diámetro taladro (mm)	89

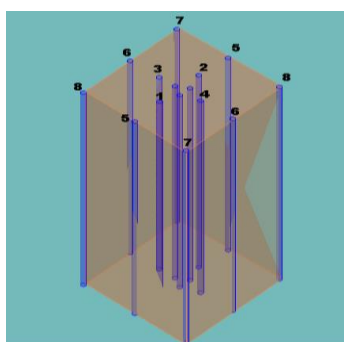
4.3.3 Voladura de la chimenea slot

La voladura se hace por tramos de 4 metros y se utiliza los siguientes accesorios y explosivos, en el cuadro se muestra la cantidad utilizada en un disparo para un avance de 3 metros.

Accesorio y Explosivos	Cantidad
Anfo (Kg.)	114,4
Booster HDP3 (unid)	12
Fulminante no eléctrico 25 m (unid)	12
Cordón detonante 5P (m)	3
Fulminante común (unid)	2
Conector (unid)	2

Mecha lenta (m)	4,26
Mecha rápida (m)	0,2
Avance (m)	4
TMR (1.8*1.8*4*4,5)	58,3
Factor de potencia (kg/tm)	1,96
Factor de potencia por avance (kg/m)	28,6

Esquema perforación para chimenea VCR.



i. Ejecución del slot del tajo.

La ejecución del slot consiste en volar un bloque de nivel a nivel cuyas dimensiones y volumen son: 27m x 20m x 2,5m (1350 m³ - 6075 TMR), la perforación se realiza con el Simba H - 1254 y / o Raptor DH, iniciándose con la perforación positiva de tal manera que los detritus acumulados se limpien antes de iniciar la perforación negativa, la perforación del slot consiste en perforar taladros paralelos con una malla de 1m x 1m y con tres taladros por fila, en total 17 filas (51 taladros de 10,5 metros por taladro en malla negativa con broca de 76mm y 51 taladros en malla positiva de 17,5 metros por taladro con broca de 64mm lo que hace un total de 1428 metros perforados), la ejecución de este slot se hace teniendo como cara libre la chimenea slot, para la perforación tanto del slot como para la perforación radial se utiliza los

siguientes accesorios de perforación, según equipo tal como se detalla en el siguiente cuadro.

ACCESORIOS	SIMBA H-1254	RAPTOR DH
Perforadora	COP 1838	COP 1838
Shank	COP T38 1550	COP T38 1440
Barras	extcn6' MFT38	extcn5' MFT38
Brocas	T38 76mm y 64mm.	T38 76mm y 64mm.
Rendimiento (mts/hora)	30	25

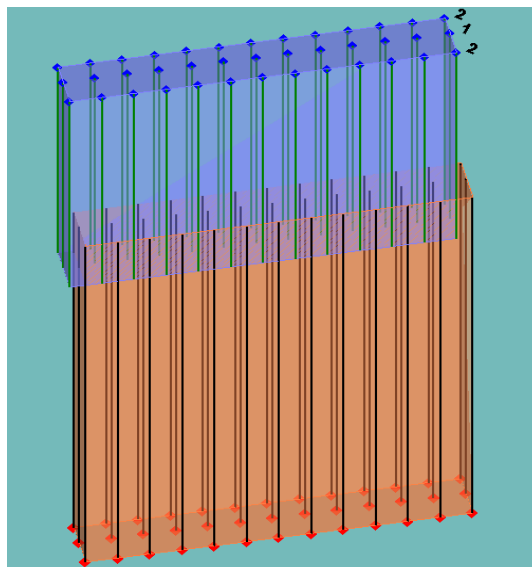
4.3.5 Voladura del slot para tajeo.

La voladura se hace por filas iniciándose por la parte superior y luego por la parte inferior, iniciándose obviamente desde la chimenea slot, la limpieza de mineral es paralela a la voladura hasta tener el espacio libre para continuar disparando, al finalizar la voladura de todo el slot (zanja), se procede a la limpieza total del mineral volado para tener la cara libre vacía e inicia con la voladura de la mallas radiales,

Accesorios y explosivos	Cantidad por malla
Anfo (Kg.)	285
Booster HDP3 (unid)	6
Fulminante no eléctrico 20 m (unid)	6
Cordón detonante 5P (m)	6
Fulminante común (unid)	4
Conector (unid)	4
Mecha lenta (m)	8,5
Mecha rápida (m)	0,4
Volumen roto (m³)	67,5
TMR (27*1*2,5*4,5)	303,7

Como podemos observar el factor de potencia es relativamente elevado y el índice o rendimiento de perforación es bajo, debido principalmente que al abrir el slot la malla de perforación es 1m x 1m y con taladros paralelos, en estos casos se tiene que cuidar la sección del slot la misma que es una limitante para mejorar la eficiencia de la voladura, es importante realizar la voladura adecuada y eficiente durante la ejecución del slot, ya que esta abertura será la cara libre del tajo para la voladura de la perforación radial.

Esquema de la malla de perforación para la ejecución del slot.

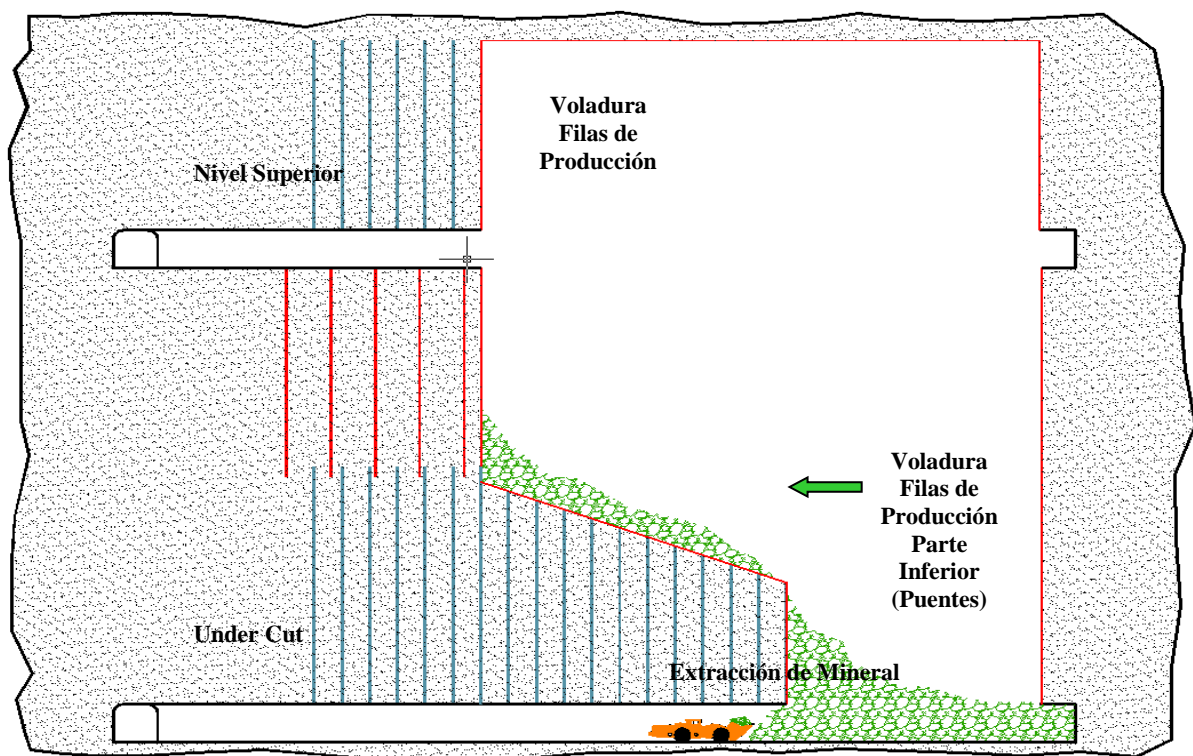


4.3.6 voladura de anillos radiales.

La voladura de los anillos radiales se inicia con los anillos positivos alternándose con los anillos negativos en retirada, para realizar una eficiente voladura se tiene que trabajar con los planos de perforación para conocer los parámetros de cada taladro y calcular la cantidad de carga que se va a utilizar por taladro, además se tiene que realizar una excelente limpieza de los taladros, eliminar el agua acumulada y

lógicamente hacer una adecuada distribución de los retardos y de carga explosiva, es necesario tener un control de la carga operante para minimizar el daño por las ondas expansivas, se utiliza booster HDP3, fulminante no eléctrico de periodo corto con mangueras 15 y 25 metros de longitud, cordón detonante 5P y ANFO, el factor de potencia esta en 0,20 Kg. / TM, con una eficiencia promedio de 8.5 TM / metro perforado, el costo es de 0,26 \$/Tm y la generación de bancos para voladura secundaria esta en 10 % de la voladura con un costo de 0,098 \$ / Tm.

Voladura de anillos radiales



4.3.7 Limpieza de Tajos

Se realiza con scoops Cat R-2900G y R-1600G, durante el periodo de voladura la limpieza se realiza sin control remoto solamente hasta obtener el espacio suficiente para continuar con la voladura, es más esta prohibido la exposición del operador bajo grandes espacios sin un techo seguro, culminado la voladura y cuando ya no es posible la limpieza normal con operador y scoop, en este instante es cuando se utiliza los controles remotos, de manera tal que solo ingresa a los tajos en limpieza solamente el equipo a control remoto operado desde el acceso, por ello una de las grandes bondades del sub level stoping es la seguridad, con este método el minado se hace en retirada y nunca mas ingresa el personal hacia el tajo explotado o en explotación.

4.3.8 Carguio.

El carguio se realiza con los scoops directamente a los volquetes en las cámaras de carguio, donde también tenemos cámaras de acumulación de mineral lo que permite una mejor utilización de los scoops y mayor velocidad de carguio y por consiguiente un adecuado rendimiento de los volquetes, el ciclo tiene una alta productividad siendo la producción diaria de 6,500 con una proyección para 10,000 toneladas.

4.3.9 Transporte.

El transporte se realiza con volquetes y trabajamos con una flota de 7 volquetes 05 volquetes de 35 toneladas y 02 volquetes de 25 toneladas, el ciclo promedio en interior mina desde las cámaras de carguio hacia la parrilla del ore pocket es de 21

minutos, a partir de este punto el mineral ingresa a la chancadora primaria y se transporta por faja en una longitud de 1,600 metros hasta la planta.

Parámetros	Scoops		Volquetes	
	Cat-	Cat-		MB
Modelo	R1600G	R2900G	MB -4143K	3335K
Cap. (m ³)	4,8	7,2	16	10
Cap. (TM)	10	16	35	25
Rend.(tm/hr)	90	150	70	50
costo (\$/hr)	88,87	118,25	32	21,5

Scoop R- 2900G



Volquete Mercedes Benz Actros 4143k



Faja transportadora No 3 salida de mina a superficie.



4.3.9 Relleno en pasta

La aplicación del sub level stoping en Cerro Lindo considera la aplicación del relleno en pasta como parte del método de minado, para hacer posible el minado y recuperación del yacimiento, y para una mejor disposición y uso del relave, al inicio de la presentación se explico que el cuerpo mineralizado es dividido en tajos los mismos que son explotados en forma alternada, y es allí donde funciona el relleno, ya que hay tajos que tienen que minarse teniendo como hastial la parte rellena en una altura de 30 metros por 30 metros de largo (900m² de superficie con relleno en pasta y como hastial lateral del tajo).- Por ello es que contamos con una planta de relleno en pasta y a la fecha se viene relleno los tajos en cuanto quedan vacíos.

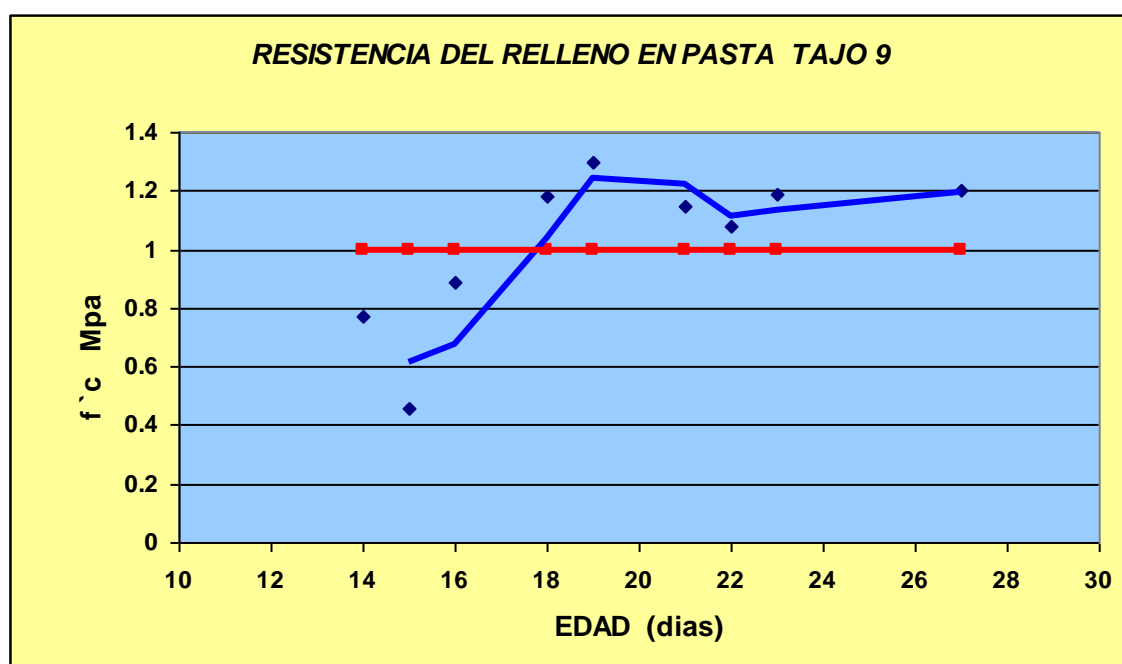
El relleno en pasta es una mezcla de alta densidad con 10 a 25% de agua y partículas finas de sólidos en un estado coloidal (95% relave y 5% cemento) que se presenta como un fluido homogéneo en el cual no ocurre segregación granulométrica de las partículas, no muestra drenaje significativo de agua.

Parámetros de relleno

δ Relave general (gr/lt)	1,300 (29-30%) sólidos
δ Espesador (gr/lt)	2,400 (75-78%) sólidos
δ Filtro Delkor (gr/lt)	2,700 (82,5%) sólidos
δ Promedio (gr/lt)	2,800 (bombeo)
Sólidos en pasta (%)	84,5
Eficiencia Prom. (m ³ /hr)	52 (relleno efectivo)
Slump (pulgadas)	7,8
Presión Bomba (bares)	120 – 140 (180 máx.)
Presión Tubería (bares)	40 – 50 (80 máx.)
Tubería sch-80 de 8” Ø	840 m. instalado
Costo (\$ / TM)	2,77

La resistencia según diseño apropiada para el relleno en el fondo del tajeo donde los esfuerzos son altos y utilizando una pasta con 3% de cemento por peso nos proporciona una resistencia de relleno de 1 Mpa (10,2 kg/cm²), a continuación mostramos la resistencia obtenida en uno de nuestros tajos.

Evaluación de las resistencias de las muestras de relleno del tajo 09 (5% de cemento).



4.4 Equipos de Mina.

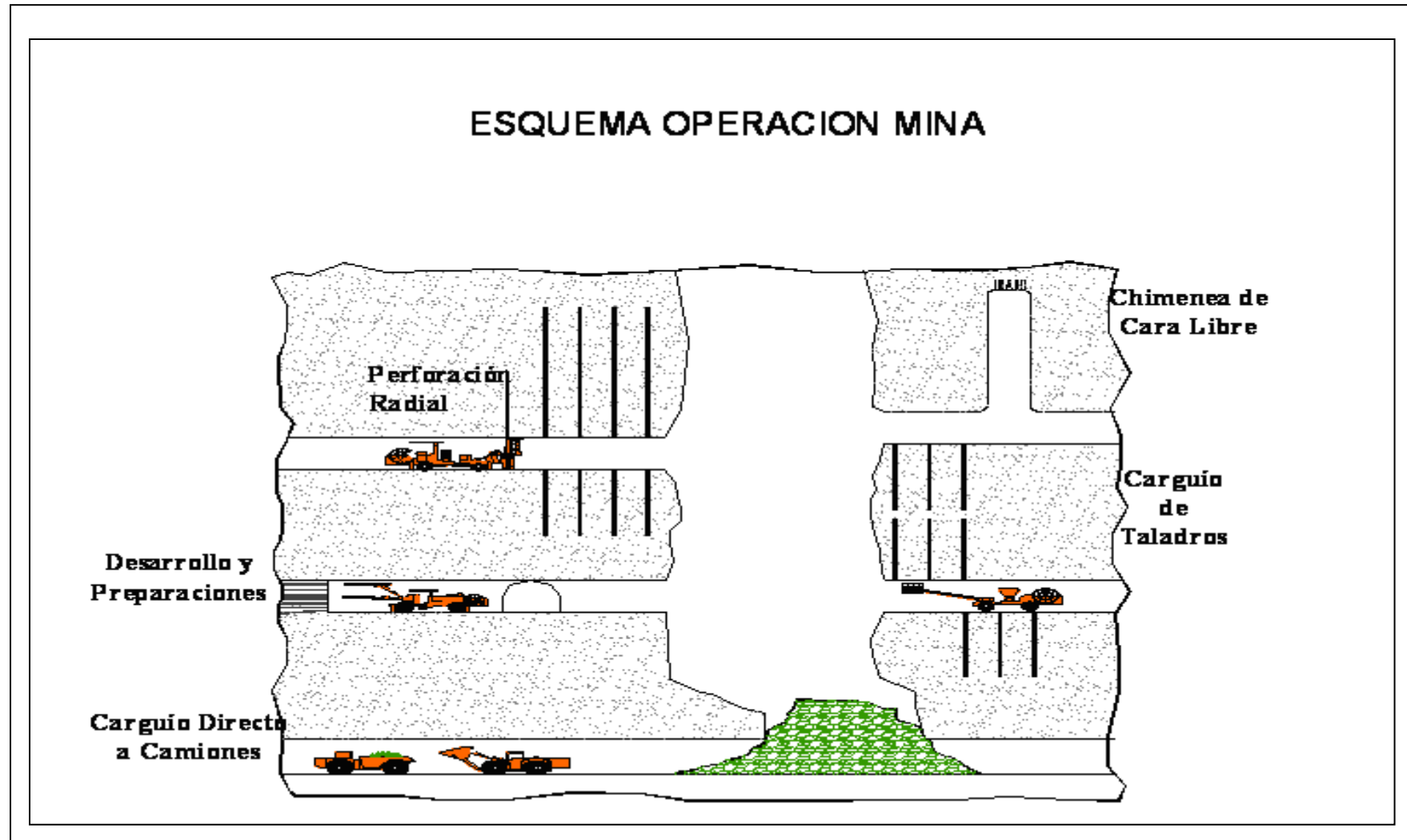
Actualmente Cerro Lindo cuenta con una moderna flota de equipos de última generación, con rendimiento y capacidades muy altas, a continuación la relación de equipos que sirven para desarrollar, preparar y explotar 6500 toneladas por día:

- * 1 Jumbo 282 (2 brazos) Cop 1838ME
- * 1 Jumbo 281 (1 brazo) Cop 1838ME
- * 3 Scooptrams R1600G CAT 6 Yd3
- * 2 Scooptrams R2900G CAT 9.5 Yd3
- * 1 Simba H1252 Cop 1838 MEX
- * 2 Jumbo Raptor (Perforación T. Largos)
- * 1 Compresor GA-250 Atlas Copco
- * 2 Lanzadora de Concreto OCMER Única 036
- * 7 Camiones de 35 TM
- * 4 Camiones de 25 TM
- * 01 Camion Anfoloader
- * 01 Camion Utilitario
- * 01 Desatador Escamec

4.5 Producción Mina

Mina		Real	Objetivo	% De Cumpl.
CONCEPTO	Unidades	ACUMULADO 2008		
Producción mineral	tms	1,974,854	1,859,000	106.23%
Ley de Plata	Onzas / t	1.22	1.38	88.36%
Ley de Plomo	%	0.48	0.56	85.61%
Ley de Zinc	%	4.15	4.39	94.49%
Ley de Cobre	%	0.56	0.66	85.54%
Producción diaria de mineral	tms/ día	5439	5,263	103.34%
Desarrollos y Preparaciones				
Preparaciones horizontales	m	4125.70	5508.00	74.90%
Preparaciones verticales	m	631.00	935	67.49%
Desarrollos	m	3502.70	3284.00	106.66%
Consumos de Materiales Vitales				
Factor de Carga	Kg / t	0.20	0.28	139.62%
Energía	Kw-h/t	3.52	7.00	198.94%
Petroleo Diesel(no incluye volquetes)	gal	259,921	322,627	124.12%
Eficiencia	tms/hd	70.86	51.80	136.79%

4.6 Diagrama de Operaciones Mina



CAPITULO V PLANTA CONCENTRADORA

5.1 Introducción.

La Planta Concentradora de Cerro Lindo localizada en el paraje de Huapunga, distrito de Chavín, provincia de Chincha, Región Ica, a 2100 msnm, es una operación de concentración de minerales por flotación selectiva, la cual permite obtener tres tipos de concentrados valiosos: de zinc, de plomo y de cobre, en orden decreciente de producción. Adicionalmente, se obtiene un producto no valioso o relave, el mismo que se deposita adecuadamente tanto en la propia mina así como en un área especial, cercana a la instalación industrial.

5.2 Instalaciones principales:

Para el objetivo mencionado a un volumen de procesamiento actual de 6.500 toneladas diarias de mineral, la planta cuenta con las siguientes operaciones unitarias:

5.2.1 Chancado Primario: el cual se efectúa con una trituradora de mandíbula de 32” x 42”, ubicada en mina subterránea; el producto de chancado primario se evacua por medio de tres grandes fajas transportadoras, saliendo a superficie por el nivel 1,945 msnm y llegando a la planta en el nivel 2,167 msnm para ser almacenado en una cancha de mineral grueso de 15000 ton de capacidad.

5.2.2 Chancado secundario / terciario: Efectuados por sendas chancadoras cónicas, primero la Sandvik H-4800 “C” que opera en circuito abierto con un cedazo vibratorio y luego la Sandvik H-4800 “MF” que trabaja en circuito cerrado con un tamiz de doble piso. El producto final de chancado se espera que sea 100% bajo malla ½ pulgada y será almacenado en una cancha de 6000 ton de capacidad

5.2.3 Molienda primaria: consta de un solo molino de bolas de 14.5’ de diametro x 23.5’ de longitud, el cual opera en circuito cerrado con un sistema de clasificación con Zarandas de Alta Frecuencia. Este proceso se efectúa en húmedo, a una proporción mineral:agua de 1:2 y produce un tamaño final de partícula para flotación de 120 micrones.

5.2.4 Flotación: consta de circuitos de flotación para bulk, separación cobre-plomo y para flotación de zinc. Para la etapa rougher y scavenger de flotación bulk- 5 celdas y zinc- 6 celdas, se utiliza celdas tipo tanque con aire forzado, modelo OK-TC de 30 y 40 metros cúbicos respectivamente; para la flotación de separación cobre-plomo se utilizan celdas de tipo OK-R de 1.5 y 0.5 metros cúbicos. Para la limpieza de bulk y zinc se utilizan 10 y 15 celdas respectivamente del tipo OK-TC de 5 metros cúbicos.

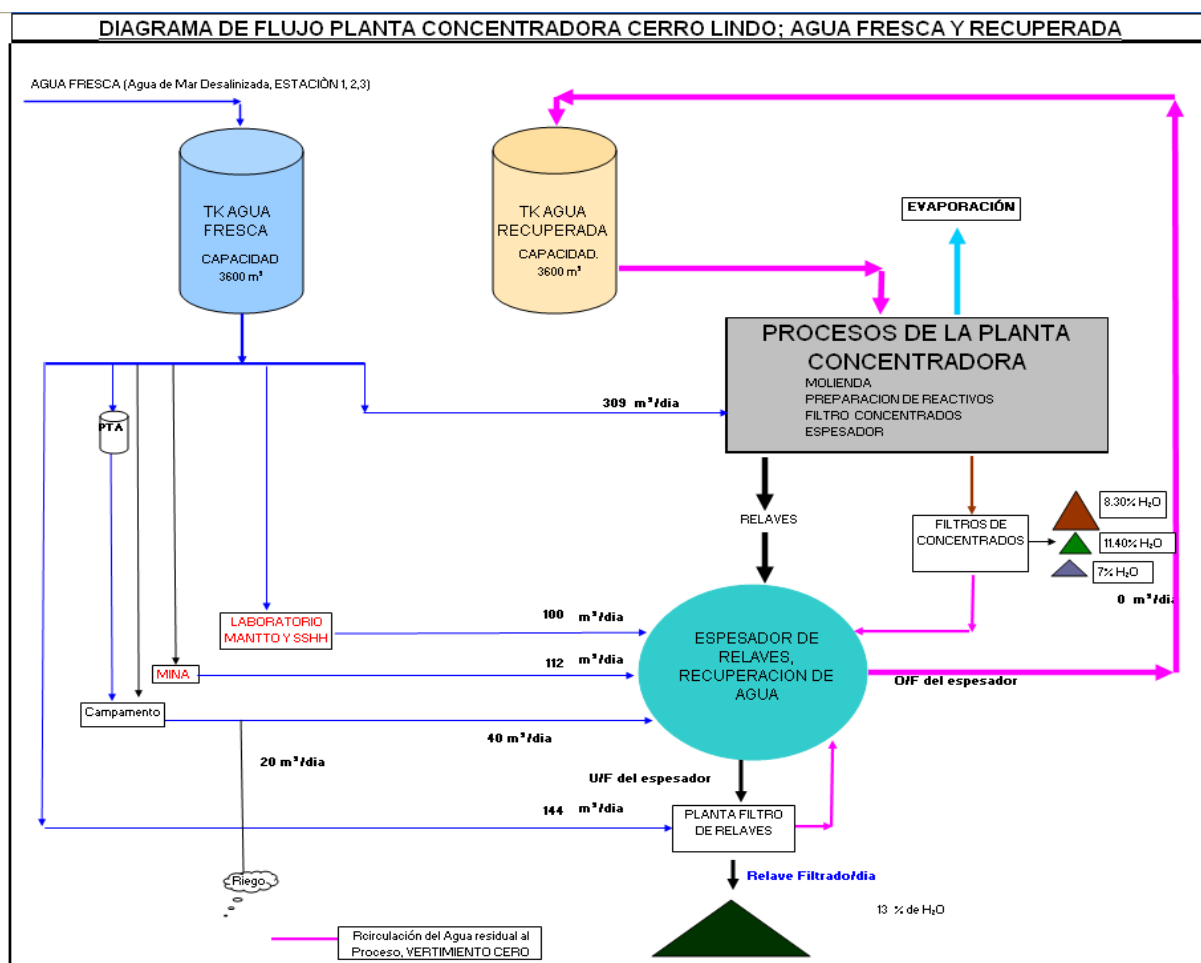
5.2.5 El espesamiento y filtrado: Consta de espesadores de 40 pies de diámetro x 10 pies de altura para el concentrado de zinc y de 20 pies x 10 pies para los de cobre y plomo; los filtros utilizados para extraer el agua de los concentrados son todos idénticos, de discos y al vacío, 9’ x 6D. Solo para el caso del zinc se tiene dos unidades por la alta producción de concentrado que se tiene.

5.2.6 Despachos de Concentrados: Los concentrados con una humedad promedio de 9 a 10% son transportados a Lima mediante volquetes metaleros cubiertos adecuadamente para minimizar las pérdidas del producto. Esta actividad se hace sólo de noche.



5.2.7 Recuperación de agua: La planta, consta de un circuito de recuperación de agua del proceso, recuperándose cerca del 90% del total de agua que se consume, 230 l/seg. El agua recirculada proviene mayormente de los espesadores de relaves y de concentrados, así como del agua de servicios y

de las líneas de refrigeración de bombas de vacío. El esquema de recuperación del agua es muy elemental y consistirá solo en clarificación y ajuste del pH. Mas adelante, de requerirlo, se implementarán tratamientos más exhaustivos del agua.

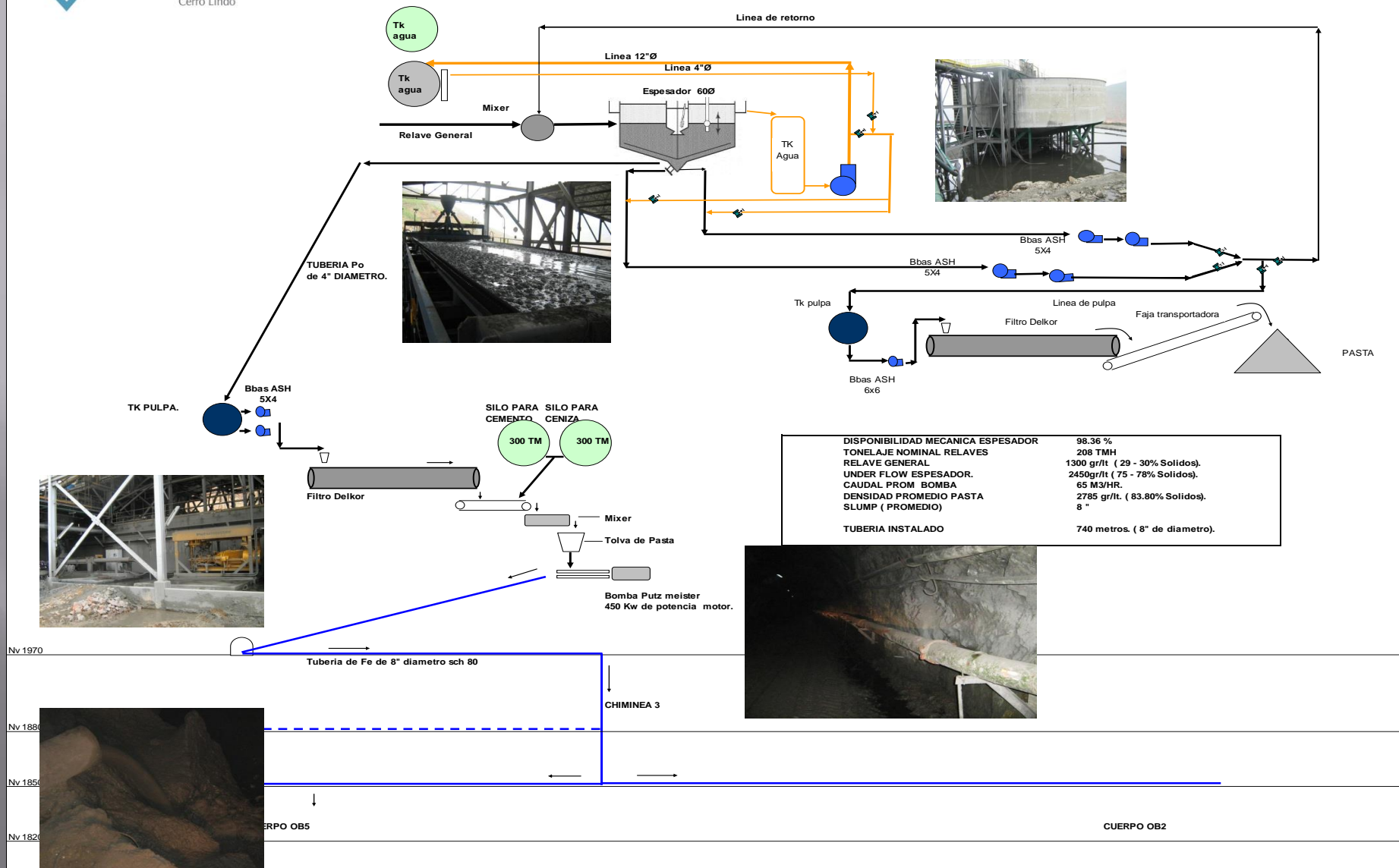


5.2.8 Planta de pasta: El relave de la planta va a ser utilizado mayormente para relleno de la mina subterranea, previo procesamiento en la planta de Relleno en pasta; aquí se mezclará el relave filtrado-95% en peso con cemento-3.5% y cenizas o escorias-1.5%. Esta pasta a una consistencia de sólidos de 83%, será bombeada a las labores de mina para el relleno de los tajeos. El volumen de relaves a retornarse a la mina como pasta será aproximadamente un 55% del total producido.





DIAGRAMA DE RELLENO EN PASTA



5.2.9 Planta de filtrado de relaves: En la actualidad se envía a la planta de filtrado de relaves la totalidad del relave producido para ser filtrado en un filtro de banda y este relave filtrado, luego de pasar por controles granulométricos y de humedad, es transportado por volquetes a un depósito especial de relaves filtrados para su almacenamiento. El diseño de la presa y toda la relavera ha considerado detalles y especificaciones constructivas que evitarán que haya efluentes hacia el exterior de la zona industrial.

Planta de Filtrado de Relaves Filtrado Relaves



Cancha de Relaves



5.2.10 Planta de reactivos: En esta área se preparan los 10 reactivos que en volumen son los más necesarios para el proceso integral. Las instalaciones están adyacentes a la concentradora y se tienen las precauciones para controlar los derrames que se pudieran registrar accidentalmente. Los principales reactivos se muestran en el siguiente cuadro.

Reactivos	Fórmula /Nombre comercial
Oxido de calcio (cal viva)	CaO
Sulfato de Zinc	ZnSO ₄ .7H ₂ O
Cianuro de Sodio	NaCN
Aerophine 3418	A-3418
Tionocarbamato	MT-4220
Metil Isobutil Carbinol	MIBC
Sulfato de Cobre	CuSO ₄ .5H ₂ O
Xantato Isopropilico de Sodio	Z-11
Carbón Activado	C
Floculante	Superfloc

5.2.11 Laboratorio Químico-Metalúrgico. Sirve de apoyo al control metalúrgico de la operación y de la producción diaria de planta. Igualmente es una valiosa herramienta para los trabajos de exploración y explotación del yacimiento.

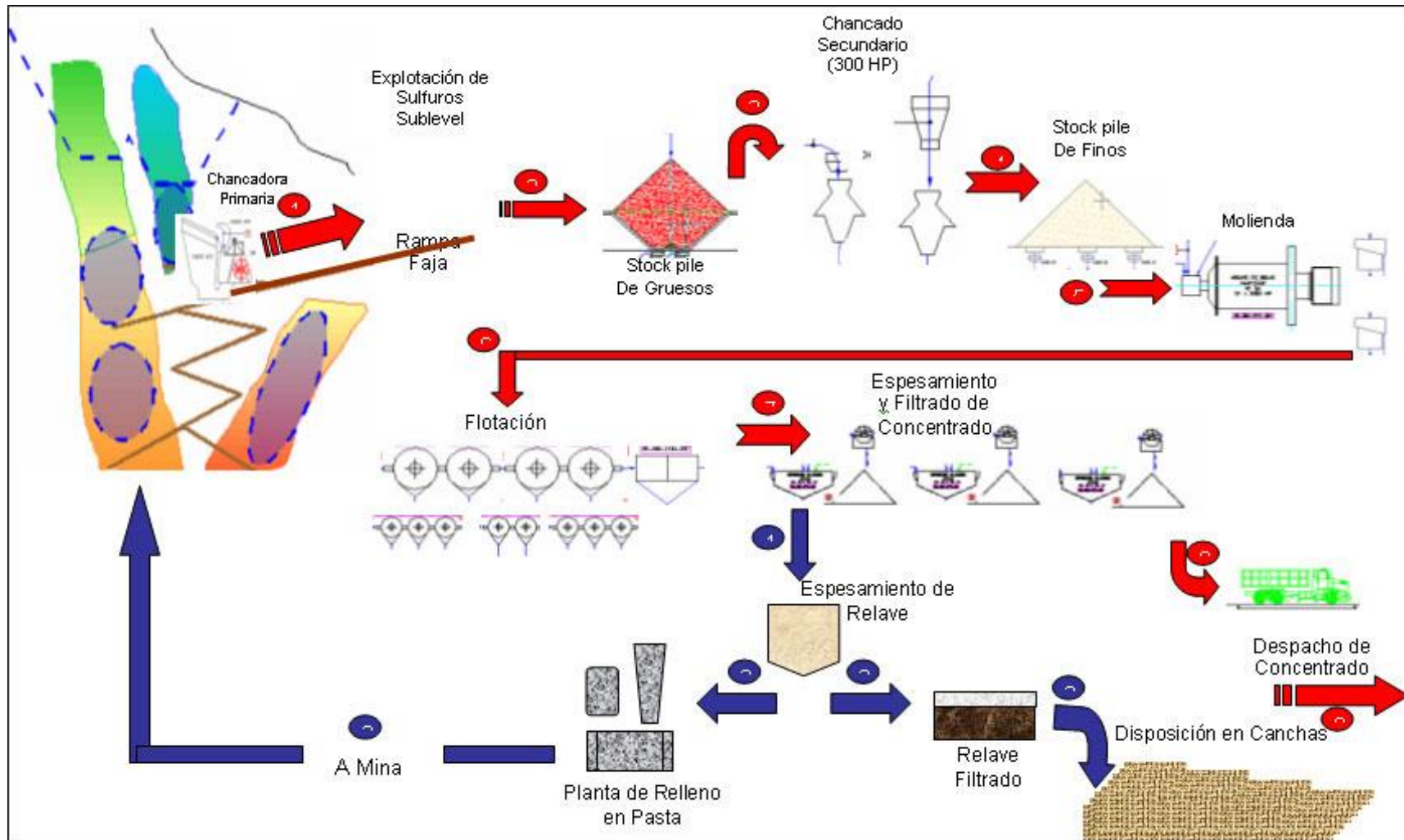
5.3 Producción Concentradora

El cumplimiento de los objetivos presupuestados para el año 2008, prácticamente han sido superados en un 3.04%, A partir del 12 de octubre, se ha incrementado en forma sustancial el tratamiento diario debido a la puesta en operación de la zaranda vibratoria, el mismo que se encuentra en calidad de prueba y ajuste a la fecha.

Como evento importante ocurrido en la planta de procesos, a parte de la puesta en operación de las zarandas vibratorias, se puede mencionar el tratamiento de agua reciclada que se esta realizando desde mediados de mayo 2008, esto ha aliviado el volumen de agua fresca que se consume en la planta de procesos, esta agua "limpiada" se utiliza como agua fresca para el proceso de lavado del filtro de relave en la planta de filtrado de relleno en pasta, antes esto se realizaba con agua fresca primaria proveniente del mar. El volumen tratado diariamente es del orden de 240 m³.

		ACUMULADO 2008		
CONCEPTO	Unidades	Real	Objetivo	% De Cumpi.
Tratamiento Planta	tms	1,973,689	1,859,000	106.17%
Zinc				
Ley de Zn en mineral	%	4.11	4.39	93.66%
Recuperación de Zn	%	92.98	91.00	102.17%
Concentrado de Zn producido	tms	137,375	126,821	108.32%
Ley de Concentrado de Zn	%	55.05	58.58	93.97%
Zn en concentrado producido	tms	75,625	74,237	101.87%
Plomo				
Ley de Pb en mineral	%	0.58	0.56	104.37%
Recuperación de Pb	%	65.42	76.45	85.57%
Concentrado de Pb producido	tms	11,471	13,267	86.46%
Ley de Concentrado de Pb	%	62.72	60.00	104.53%
Pb en concentrado producido	tms	7,286	7,960	91.54%
Cobre				
Ley de Cu en Mineral	%	0.59	0.66	89.55%
Recuperación de Cu	%	65.88	67.77	97.21%
Concentrado de Cu producido	tms	32207	32377	99.48%
Ley de Concentrado de Cobre	%	23.74	25.38	93.54%
Cu en concentrado producido	tms	7,638	8220	92.92%
Consumos de Materiales Vitales				
Consumo Bolas Molino Primario	Kg/t	0.94	1.00	106.22%
Reactivo Sulfato de Cobre	g/t	417	400	96.02%
Consumo de Energía	Kwh/t	24.72	24.81	100.37%

5.4 Flow sheet de la Planta Concentradora



CAPITULO VI INFRAESTRUCTURA AUXILIAR

6.1 Planta desalinizadora de agua de mar.

Trata el agua de la playa de Jahuay, Chincha, mediante la técnica de ósmosis inversa, luego de la cual el agua es apta para usarse en el proceso. La capacidad de esta planta es de 36 litros/segundo lo cual constituye el agua de reposición en el proceso, es decir el 10% del consumo global de la concentradora. Una vez que el agua osmotizada se le ha remineralizado, se le impulsa a través de tres etapas de bombeo hacia la mina en donde es recepcionada en un tanque de 18m diámetro x 15 m altura ó 3600 m3 de capacidad.

6.1.2 Instalaciones del Sistema de Bombeo.

1.- Estación Hawai (Playa)	119.0 Kw
2.- Planta Desaladora (Osmosis Inversa)	298.0 “
3.- Estación de Rebombeo 1	477.0 “
4.- Estación de Rebombeo 2	477.0 “
5.- Estación de Rebombeo 3	477.0 “

Potencia Total Sistema Bombeo = 1,848.0 Kw

Longitud Total Tubería = 62.345 Km.

Diferencia de cota = 1,934 Mts

Q (Caudal enviado) = 36 lps (129.6 Lts / Hr)

6.1.3 Distribución de la cantidad de agua utilizada en Cerro Lindo.

CONSUMO DE AGUA		
ORIGEN	CANTIDAD (LPS)	%
MAR	22	61%
RECIRCULACIÓN	14	39%
TOTAL	36	100%

Líneas de Captación de Agua de Mar



Planta Desaladora



Filtros multimedia



Filtros de cartucho



Filtros de osmosis inversa

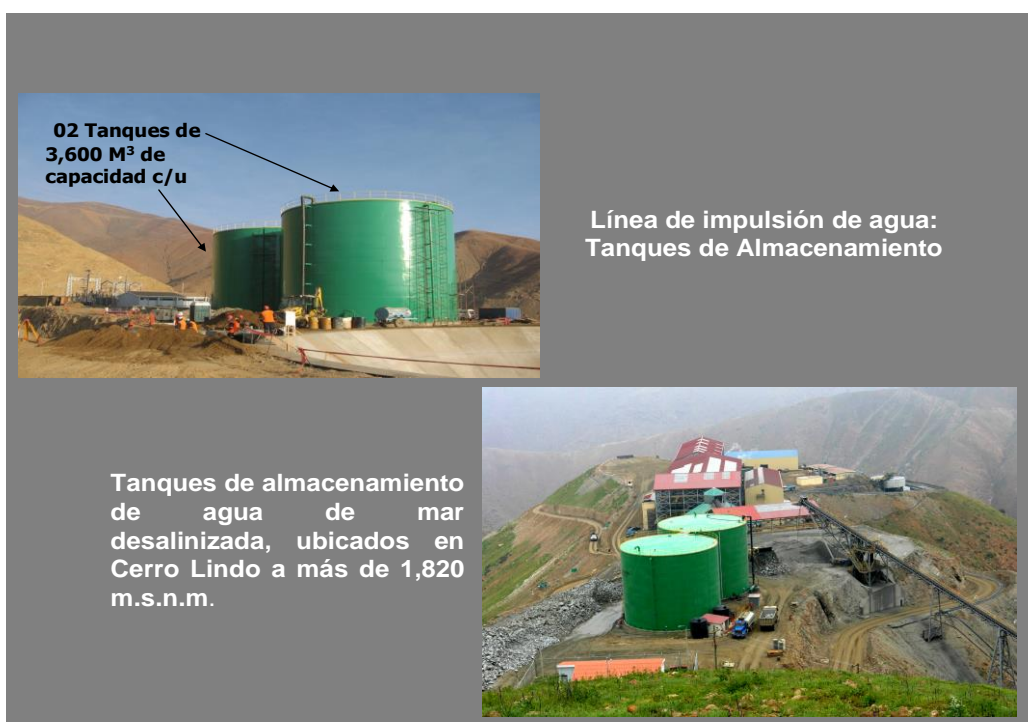


Estación de bombeo N° 01

Circuito de Bombeo de Agua Tratada



Sistema de Almacenamiento del agua tratada en Planta Concentradora



6.2 Energía Eléctrica.

El suministro de electricidad proviene del sistema interconectado Nacional, de donde se toma energía-220kV hacia la S.E. desierto en Grocio Prado, Chincha. Desde allí se traslada la energía hacia la S. E. Cerro Lindo-60kV; la misma que llega a la zona industrial localizada en la parte superior de los tanques de almacenamiento de agua. Se dispone de energía de emergencia de 1000 kw para los servicios básicos de la operación.

El resultado del consumo de los años 2007 y 2008 se muestra a continuación

INSTALACIONES		PROMED	PROMED
CONSUMO PLANTA CONCENTRADORA		2007	2008
1	CHANCADO PRIMARIO F-5	91 165	254 965
2	CHANCADO SECUNDARIO Y TERCARIO	153 662	151 857
3	MOLIENDA	1097 975	1692 997
4	FLOTACION Pb, Zn Y Cu	355 220	701 825
5	COMPRESORAS Y SOPLADORES	217 653	278 066
6	ESPEADOR Y FILTRADO	140 138	335 286
7	RELAVES Y ESPEADOR	236 332	364 294
8	RELLENO EN PASTA	23 000	189 845
TOTAL PLANTA CONCENTRADORA		2230 314	3969 135
CONSUMO MINA		2007	2008
1	EQUIPOS DE PERFORACION	127 160	208 034
2	VENTILACION, COMPRESORES	158 950	261 863
3	BOMBEO	7 948	12 813
4	ILUMINACION MINA	9 537	15 532
5	OFICINAS, CAMPAMENTOS Y OTROS	50 069	81 910
TOTAL MINA		353 664	580 152
CONSUMO ESTACION DE BOMBEO		2007	2008
1	ESTACION 01	147472	179 037
2	PLANTA DESALADORA	92170	78 014
3	ESTACION 02	147472	189 917
4	ESTACION 03	147472	189 917
5	ESTACION JAHUAY	29379	51 084
TOTAL SISTEMA DE BOMBEO		563 966	687 966
CONSUMO CERRO LINDO EN KWH		3 147 944	5 237 254
COSTO FACTURADO SIN IGV US\$.		164 475	224 918

6.3 Campamentos



2 Puentes peatonales – Puente de la Austeridad – Puente Casuarinas.



Puente Casuarinas



Puente de la Austeridad

Complejo Deportivo: Losa Polideportiva, Voley Playa , Tribunas. Playa de Estacionamiento



CAPITULO VII AREAS DE SOPORTE

7.1 Servicios Técnicos

El Área de Servicios Técnicos tiene a cargos las siguientes sub-áreas:

- Geología
- Geomecánica
- Planeamiento Mina
- Productividad, Costos y Presupuestos

Sub-áreas que participan directamente en dar un soporte operacional para el correcto desenvolvimiento en el área de Mina y planta.

Durante el tiempo transcurrido, se han realizado un conjunto de trabajos técnicos bajo la supervisión directa de la Superintendencia Técnica, algunos trabajos de carácter relevante por su trascendencia se detallan a continuación en forma resumida:

- Luego de realizado el giro y transformación de las coordenadas particulares a las coordenadas universales UTM, se realiza el nuevo modelamiento de bloques bajo este nuevo ambiente UTM, se toma casi todos los parámetros que tomo en cuenta

AMEC el año 2001 al realizar el primer modelamiento en coordenadas particulares, obviamente AMEC emplea el Software Mine Sight y obtiene un primer inventario de recursos y reservas, para ello emplea el NET SMELTING RETURN (NSR3) y el Cash Cost es considerado es US\$ 19.0.

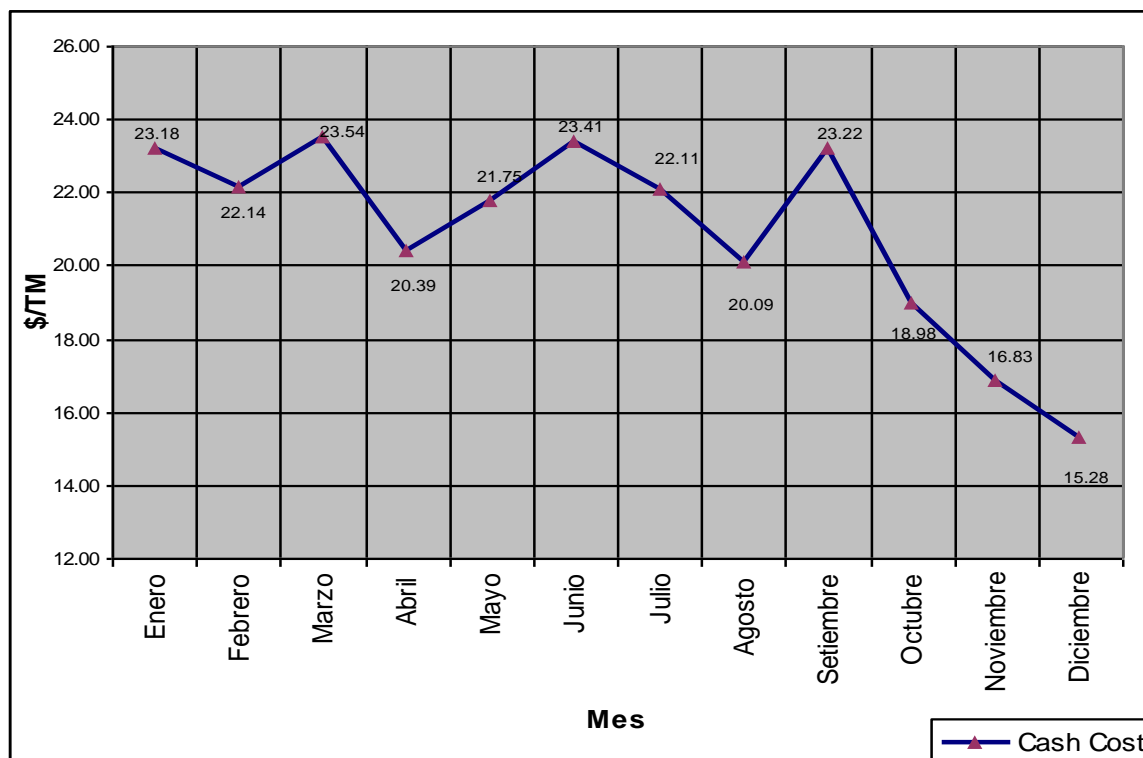
- La primera corrida para la estimación de recursos y reservas bajo el ambiente de coordenadas UTM y con el nuevo modelamiento de bloques, se realiza al 30 de junio 2008, aquí, también se emplea el Cash Cost de US\$ 19.0 y se emplea el NSR3, esto se hace solo para ver la variación en las reservas calculadas bajo las mismas condiciones.
- La segunda corrida para la estimación de recursos y reservas bajo el ambiente de coordenadas UTM y el nuevo modelamiento de bloques se realiza al 30 de septiembre 2008, para esto se emplea el NSR11 (obtenido con niveles de precios dados por la gerencia de Planeamiento Lima el 5 de noviembre 2008), aquí se emplea un Cash Cost de 20.4824 US\$/TM.
- Durante todo el año 2008 (enero a octubre 2008), se ha supervisado los diferentes trabajos que se realizan en el mantenimiento de la carretera de Jahuay a Cerro Lindo.

- Las diversas áreas como: Geomecánica, Geología (mina y superficie), Planeamiento a corto plazo han sido supervisados por la Superintendencia Técnica, estos muchas veces ha implicado apoyo a mina en la dirección operativa
- También en el mes de junio 2008, durante dos días se realiza la auditoria de la consultora Snowden, la misma que vino a verificar el estado de aplicación del código Canadiense.
- Durante el periodo transcurrido desde enero a diciembre 2008, se han retirado del área de Superintendencia Técnica 3 geólogos, 1 Ingeniero Geomecánico y 1 ingeniero de Planeamiento a corto plazo.
- Elaboración del Planeamiento 2009 y Planeamiento Quinquenio 2009-2013.(incluye plan de explotación y presupuestos para los diferentes periodos abarcados)
- Cálculo y análisis de Costo de las diferentes actividades en Mina, Planta y Mantenimiento.

Cuadro de Resultado del Costo de Producción por Áreas y por Naturaleza de gasto del año 2008

COSTO DE PRODUCCION		2008												
Detalle	Unid	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Promedio
Por Naturaleza de Gasto														
Suministros Diversos	US\$/t	9.20	8.13	9.36	7.95	9.39	10.47	10.38	8.49	10.68	7.85	5.84	5.07	8.47
Mano de Obra	US\$/t	3.65	3.74	4.45	3.76	3.77	3.84	3.39	3.46	3.55	3.35	3.95	3.55	3.70
Servicios de Terceros	US\$/t	9.46	9.40	8.93	7.90	7.92	8.54	7.86	7.65	8.50	7.25	6.54	6.25	7.93
Otros	US\$/t	0.86	0.86	0.80	0.77	0.66	0.56	0.48	0.50	0.52	0.53	0.50	0.42	0.61
Total	US\$/t	23.18	22.14	23.54	20.39	21.75	23.41	22.11	20.09	23.25	18.98	16.83	15.28	20.71
Por Centro de Costo														
Mina	US\$/t	8.88	7.74	8.20	7.10	8.46	9.57	9.80	7.06	9.32	6.43	5.79	5.98	7.79
Planta	US\$/t	6.40	6.25	6.66	6.67	6.36	6.60	6.45	6.54	6.79	6.10	5.84	4.74	6.25
Administración	US\$/t	1.09	1.32	2.02	1.12	1.39	1.23	0.95	1.01	1.07	0.98	0.80	0.76	1.13
Mantenimiento	US\$/t	5.21	4.98	4.93	3.82	4.20	4.54	3.65	4.43	4.83	4.14	3.21	2.89	4.18
Servicios Técnicos	US\$/t	1.59	1.84	1.72	1.68	1.34	1.47	1.25	1.06	1.25	1.33	1.20	0.91	1.37
Total	US\$/t	23.18	22.14	23.54	20.39	21.75	23.41	22.11	20.09	23.25	18.98	16.83	15.28	20.71
CASH COST	US\$/t	23.18	22.14	23.54	20.39	21.75	23.41	22.11	20.09	23.25	18.98	16.83	15.28	20.71
COSTO PRODUCCION	US\$/t	23.18	22.14	23.54	20.39	21.75	23.41	22.11	20.09	23.25	18.98	16.83	15.28	20.71

Grafica con la evolución del costo de producción del año 2008



7.2 Mantenimiento

El proceso de mantenimiento en Cerro Lindo es una actividad de servicio, cuya función es la de mantener en buen estado y en condiciones operativas, la maquinaria utilizada en Mina, Concentradora y Superficie, que permita cumplir con las metas de producción y/o servicio que cada departamento involucrado de la unidad minera se haya trazado.

Los tipos de Mantenimiento que se ejecutarán son los siguientes:

- ✓ Mantenimiento Preventivo
- ✓ Mantenimiento Correctivo Programado
- ✓ Mantenimiento Reactivo
- ✓ Mantenimiento Predictivo (tercerizado)

El servicio se realizará priorizando el Mantenimiento Preventivo, y en un segundo plano con tendencia a incrementarse, el Mantenimiento Predictivo; manteniendo en todas sus actividades, un profundo respeto por el Medio Ambiente, la seguridad y la salud de sus trabajadores.

El departamento de Mantenimiento en esta unidad minera, incluirá la Superintendencia de Mantenimiento que se complementará con el área de Planeamiento de Mantenimiento y 4 secciones que cubrirán todo el proceso operativo.

- ✓ Mantenimiento Mecánico Planta
- ✓ Mantenimiento Mecánico Mina
- ✓ Mantenimiento Eléctrico
- Mantenimiento Instrumentación Planta.

Cada sección incluye personal obrero con un supervisor que lidera el grupo, el cual a su vez reporta al Ingeniero jefe de Mantenimiento correspondiente.

Mantenimiento Mecánico Planta y Mantenimiento Mecánico Mina tiene un solo Ingeniero Jefe de Mantenimiento, consideración hecha en base a que el mantenimiento mecánico de mina estará tercerizado y quedarán muy pocos equipos para mantenimiento por parte de Milpo.

Mantenimiento Eléctrico incluye las instalaciones en superficie desde Jawai hasta Cerro Lindo además de todas las instalaciones en mina, exceptuando la Planta Concentradora.

Mantenimiento Instrumentación Planta cubrirá el requerimiento de mantenimiento eléctrico en Baja tensión así como toda la instrumentación de la Planta Concentradora.

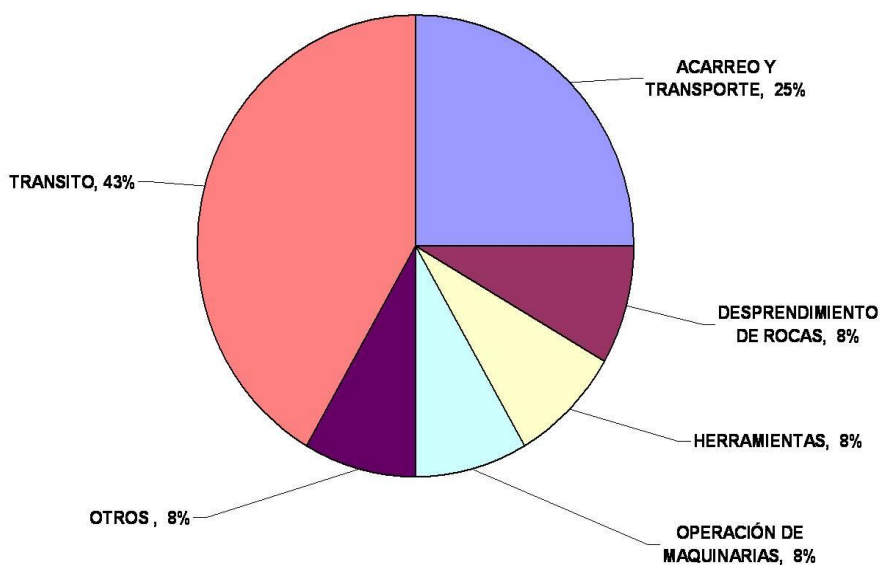
7.3 Seguridad y Salud Ocupacional

CUADRO ESTADÍSTICO DE SEGURIDAD

MES DE DICIEMBRE - AÑO 2008																
AREA	Accidentes Triviales		Accidentes Incapacitantes		Accidentes Fatales		Horas Hombre Trabajadas		Días Perdidos		Indice Frecuencia		Indice Severidad		Indice Accidentabilidad	
	Mes	Acum.	Mes	Acum.	Mes	Acum.	Mes	Acum.	Mes	Acum.	Mes	Acum.	Mes	Acum.	Mes	Acum.
Mina	1	8	1	2	0	0	40,558	488996	13	46	24.66	4.09	320.53	94.07	7.90	0.38
Planta	0	3	0	1	0	0	30,328	389751	0	96	0.00	2.57	0.00	246.31	0.00	0.63
Mantenimiento	0	5	0	1	0	0	29,364	461082	0	19	0.00	2.17	0.00	41.21	0.00	0.09
Servicios Tecnicos	0	1	0	3	0	0	22,718	247268	0	218	0.00	12.13	0.00	881.63	0.00	10.70
Administracion	0	1	0	0	0	0	37,124	464399	0	0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Medio Ambiente - Seguridad	0	2	0	0	0	0	6,240	88822	0	0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Proyectos	2	16	0	1	0	0	36,001	321323	0	3	0.00	3.11	0.00	9.34	0.00	0.03
Total	3	36	1	8	0	0	202,333	2,461,641	13	382	4.94	3.25	64.25	155.18	0.32	0.50



TIPOS DE ACCIDENTES / INCIDENTES



7.4 Medio Ambiente

Compañía Minera Milpo S.A.A., UM Cerro Lindo, cumple con lo establecido en el Estudio de Impacto Ambiental (EIA) de vertimiento cero,

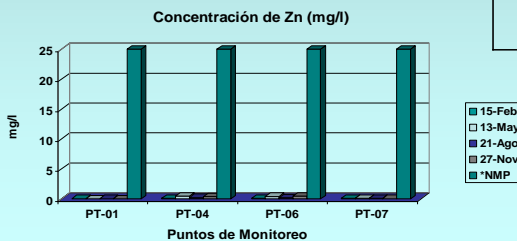
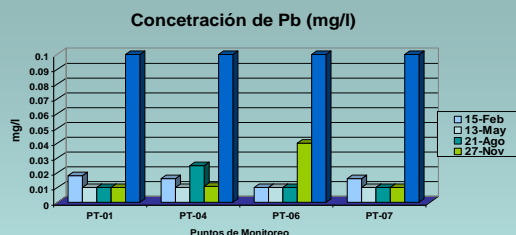
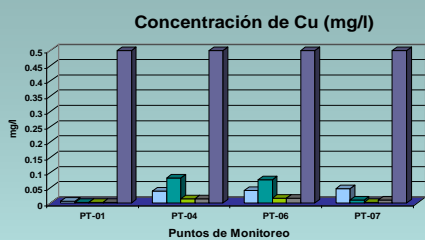
De acuerdo al compromiso asumido en el EIA, se realizan los monitoreo de agua y calidad de aire. En estos monitoreos participan personal nombrado por al comunidad quienes acompañan durante toda el periodo de monitoreo. A la fecha se realizaron tres monitores participativos, los resultado obtenidos se encuentran dentro de los estándares establecidos para calidad de aire y calidad de agua.

Los miembros del comité de monitoreo participativo son capacitados para esta actividad, para el cual Compañía Minera Milpo S.A.A UM Cerro Lindo, contrata un empresa con experiencia en desarrollo de capacitaciones.

PARTICIPACION CIUDADANA EN GESTION SOCIOAMBIENTAL Monitoreo Ambiental Participativo: Calidad de Aire y Agua



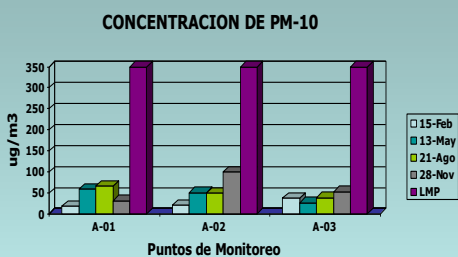
Resultados Monitoreo de Calidad de Agua



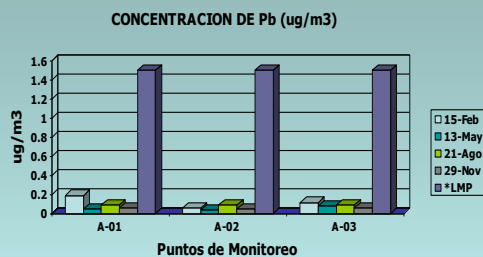
NMP mg/lit	
Cu	0,50
Pb	0.10
Zn	25.00

25

Resultados Monitoreo de Calidad de Aire



(*) LMP PM 10 350 ug/m³



(*) LMP Pb 1.5 ug/m³

(*)LMP: Límites máximos permisibles R.M. N° 315-96-EM/VMM

27

En cuanto al manejo de residuos sólidos, el manejo se desarrolla con la empresa DISAL que cuenta con autorización de la Dirección General de Salud Ambiental.

Proyectos ejecutados 2008.

- Construcción de gaviones Botadero N° 02
- Construcción de canal con geomembrana en la línea de tubería de planta concentradora hacia planta de filtrado.
- Construcción de dos pozas de contingencia en la Qda Pahuaypite
- Impermeabilización con geomembrana de área de pozas de agua ácidas.
- Construcción de puente Casuarinas
- Conducción de efluentes domésticos de campamento casuarinas hacia planta de tratamiento de efluente domésticos.
- Instalación de planta de tratamiento de agua residuales domésticas en campamento de empresas especializadas
- Instalación de planta de agua potable para campamento principal y campamento de empresas especializadas
- Implementación de sistema de bombeo de agua de mina hacia planta concentradora
- Construcción de lavadero de llantas en planta de filtrado
- Construcción de cortina de control de polución en Planta de Filtrado
- Forestación 14 ha con especies de la zona.

Proyectos Ejecutados Medio Ambiente

Construcción de canal con geomembrana en la línea de tubería de relaves hacia planta de filtrado



Implementación de sistema de bombeo de agua de mina hacia planta concentradora



Construcción de cortina de control de polución en planta de filtrado



Construcción de lavadero de llantas planta de filtrado



Proyectos Ejecutados Medio Ambiente

Forestación 14 ha en especies de la zona



Instalación de sistema de riego por goteo en 14 ha



7.5 Relaciones Comunitarias

Relaciones Comunitarias Cerro Lindo, promueve la vinculación con las poblaciones que viven aledañas a nuestras operaciones, desarrollando y promoviendo programas de inversión social co-participativos que contribuyan con el desarrollo sostenible de estas poblaciones, en nuestro caso se ha identificado como zonas de influencia directa el Distrito de Chavín y el Valle de Topara, ambos en la provincia de Chincha, dedicadas en su mayoría a actividades agropecuarias de subsistencia.

El objetivo es garantizar el normal desarrollo de las operaciones actuales y futuras de la unidad manteniendo una relación armoniosa con las poblaciones vecinas a nuestras operaciones.

Nuestro desempeño social en estas comunidades se sustenta en nuestra política de Responsabilidad Social, aplicando principios de corresponsabilidad y coparticipación, involucrando a las diversas instituciones del entorno, tratando de cumplir un rol de facilitador y de convertirnos en un actor más que apuesta por el desarrollo sostenible de las poblaciones de nuestro entorno, pero sin asumir el rol que le corresponde al estado y a los gobiernos locales y regionales.

7.5.1- Proyectos y apoyos sociales desarrollados a la fecha:

Cabe indicar que las obras y apoyos que venimos desarrollando se ejecutan a través de los siguientes fondos, aporte social, fondo minero de solidaridad con el pueblo (aporte voluntario) y apoyos directos.

Como una forma de transparentar nuestro aporte social y así mismo involucrar de manera directa a las poblaciones beneficiadas se firmó un Convenio Marco en el cual se establecen las propuestas de proyectos y/o programas que se desarrollaran con los fondos que aporta Cia. Minera Milpo. Para este fin se conformó un Comité Ejecutivo del Convenio Marco que es la instancia que determina las obras a ejecutarse en base a las propuestas previamente establecidas en dicho convenio. En este convenio se determinó que el aporte social de Milpo sería de US \$ 500,000 Dólares por la etapa de construcción del Proyecto Cerro Lindo y US \$ 100,000 Dólares por año de operación, sin embargo en la medida que estamos próximos a

incrementar nuestra producción minera se viene concertando con la población la reestructuración de dicho convenio el cual implica un incremento de nuestro aporte social.

Para la gestión del Aporte Voluntario, se conformó una Comisión Técnica de Coordinación local – regional.

7.5.2 Programas y Apoyos desarrollados en el 2008:

Mejoramiento de la calidad de vida a través del fortalecimiento de los servicios de Educación y Salud.

Nombre de Proyecto / Apoyo	Beneficiarios
a. Entrega de computadoras y mobiliario escolar en Chavín.	50 niños beneficiados
b. Campaña de salud preventiva	50 niños beneficiados y 120 adultos atendidos en promedio
c. Donación de panel solar, TV y DVD para la educación de dos anexos de Chavín.	100 personas (niños y adultos)
d. Entrega de útiles escolares	300 niños beneficiados
e. Implementación y funcionamiento del Comedor Estudiantil – Chavín	50 niños atendidos diariamente
f. Implementación con medicinas a la Posta de Salud de Chavín	600 personas beneficiadas
g. Promoción de actividades escolares: olimpiadas y pasantías escolares	80 niños beneficiados
h. Implementación de Club de Madre Valle de Topará	120 madres beneficiadas
i. Construcción de 02 aulas y Servicios Higiénicos en Chavín	50 niños
j. Diagnóstico situacional de agua y saneamiento para Chavín y Topará	Documento elaborado
k. Proyecto Construyendo Escuelas exitosas en asocio con IPAE en Chavín y Topará..	11 Instituciones Educativas (Chavín y Topará) 11 docentes. 130 niños beneficiados
l. Proyecto de Viviendas Saludables – Construcción de letrinas y cocinas mejoradas con capacitación respectiva	152 familias beneficiadas en Chavín y el Valle de Topará
m. Proyecto de agua potable de Santa Mejorada	120 beneficiarios
n. Mejoramiento de la infraestructura educativa en la I.E. de Condorillo	150 alumnos
o. Mejoramiento de la carretera Chavín - Campanario	Población de Chavín

Fortalecimiento de las actividades productivas agropecuarias y desarrollo de capacidades de gestión en alianza con los gobiernos locales y las agencias especializadas de promoción del desarrollo.

Nombre de Proyecto / Apoyo	Beneficiarios
a. Elaboración de planes de desarrollo local	Municipalidad Distrital de Chavín
b. Mejoramiento de la Infraestructura de Riego: Construcción y Mejoramiento de reservorios nocturnos para almacenamiento de agua en Chavín	02 reservorios construidos y/o mejorados / 120 beneficiarios.
c. Construcción de Sistema de Riego Utopalca	120 beneficiarios.
d. Mejoramiento de la Carretera El Olivo – Corralón	350 beneficiarios.
e. Carretera Campanario – Chavín	600 beneficiarios
f. Proyecto Chavín competitivo con plantaciones forestales y cultivos nativos para la exportación, en asocio con la ONG ADERS y el cofinanciamiento de Fondoempleo.	250 familias beneficiadas
g. Proyecto de Formación de emprendedores y creadores de negocio en Chíncha, en asocio con la ONG CID.	3600 personas capacitadas y 300 beneficiados con negocio propio.
h. Competitividad para la crianza y comercialización de cuyes en Chavín y Topará.	20 familias de Chavín y Topará
i. Apoyo con la elaboración de perfiles de proyectos presentados al gobierno provincial y regional: Mini represas, Ganadería de caprinos, Reforestación, entre otros.	En evaluación por los gobiernos locales y regional

7.5.3 Plan de Comunicación Interna y Externa

Ha permitido establecer herramientas de información y comunicación sostenibles dirigidas al público interno y externo de nuestro interés, para sensibilizarlos y mantenerlos informados de las principales actividades que se realizan en la Unidad Cerro Lindo, relacionado tanto a su propia operación, manejo ambiental y especialmente a su aporte en el desarrollo socioeconómico de las poblaciones que viven aledañas a nuestras operaciones, el cual es necesario reforzar.

El principal mecanismo de consulta que se viene utilizando ha permitido llevar adelante y sin contratiempos los primeros talleres informativos del EIA de la ampliación de la producción de Cerro Lindo.

Asimismo, desde el inicio de las operaciones, se ha considerado la implementación de monitoreos ambientales participativos, en virtud de los cuales la población puede verificar que se cumple con las exigencias de manejo ambiental referidas en la legislación nacional, en especial aquellas relacionadas con los niveles máximos permisibles en la calidad de agua y aire.

PRINCIPALES ACTIVIDADES DESARROLLADAS	tiempo de ejecución
a. Inicio de Talleres informativos del EIA de la ampliación de producción de Cerro Lindo. Chavín y anexos	Agosto 2008
b. Visitas a la Unidad Cerro Lindo, de autoridades, técnicos, periodistas, dirigentes, población de las zonas de influencia.	Durante todo el año
c. Difusión de Boletines informativos	Durante todo el año
d. Participación en reuniones, asambleas, talleres comunales	Durante el año.
d. Participación en Feria Regional de Ica	Octubre 2008
e. Monitoreos Ambientales participativos	Trimestralmente (el 4° se realizará el 26 y 27 de Noviembre)

7.5.4 Principales logros:

- ✓ El principal logro que al mismo tiempo es parte de nuestros objetivos principales es haber permitido que las operaciones de Cerro Lindo se desarrollen dentro de un clima de tranquilidad, al no haberse presentado mayores problemas sociales que pudieran haber complicado o puesto en riesgo nuestras operaciones actuales y futuras.
- ✓ Haber consolidado el trabajo de RRCC y en general de Cerro Lindo, como una empresa responsable social y ambientalmente, sobre todo que cumple sus compromisos.
- ✓ Específicamente se cumplieron satisfactoriamente los primeros talleres informativos del EIA de la ampliación de las operaciones, las cuales se realizaron en agosto del 2008 en el distrito de Chavín y sus anexos. Estas continuarán a fines o inicios de año.
- ✓ Dar inicio a algunos proyectos de importancia como son: Viviendas saludables, Jóvenes emprendedores y formadores de negocio, Chavín competitivo con plantaciones forestales y cultivos nativos, Mejoramiento de la carretera Campanario – Chavín, entre otros, lo cual ha permitido fortalecer nuestra imagen ante la población.
- ✓ Cumplimiento estricto del compromiso de Monitoreo ambiental participativo, habiéndose cumplido a la fecha cuatro monitoreos ambientales con participación de autoridades y pobladores designados para este fin.

7.5.5 Principales situaciones Sociopolíticas presentadas:

- ✓ La principal ha sido el retraso en la firma del Convenio Marco reestructurado, el cual implica un aumento en nuestro aporte social destinado a obras de desarrollo sostenible. Debido principalmente a problemas políticos entre algunas autoridades de Chavín y a una falta de liderazgo, se ha retrasado la firma de dicho convenio y con ello la ejecución de proyectos de importancia. Luego de varios meses de trabajo se está llegando finalmente a un acuerdo para concretar de una vez la firma de dicho convenio marco.

- ✓ La baja de precios de los minerales que viene afectando nuestras operaciones, ha originado un replanteamiento y en ciertos casos reducción de algunas actividades de apoyo, lo cual ha sido manejado de manera que no genere malestar ni complique el trabajo que venimos desarrollando en las zonas de interés.

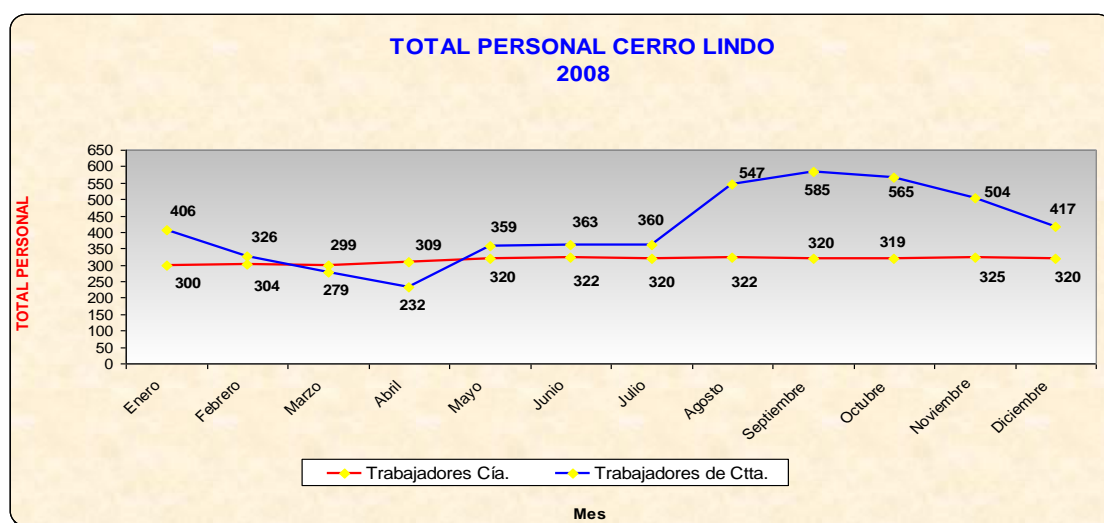
7.6 Recursos Humanos

En Cerro Lindo, nuestra gestión en RRHH está orientada a:

- ✓ Brindar oportunidades para la formación continua e integral del personal, a través de diversos programas de capacitación técnica, operacional y desarrollo personal.
- ✓ Fomentar el trabajo en equipo en cada una de las áreas y a nivel ínter áreas.
- ✓ Generar una mayor identificación y compromiso del personal con sus áreas.
- ✓ Aumentar la creatividad y originalidad en el personal, a través del desarrollo de actividades lúdicas y recreativas.

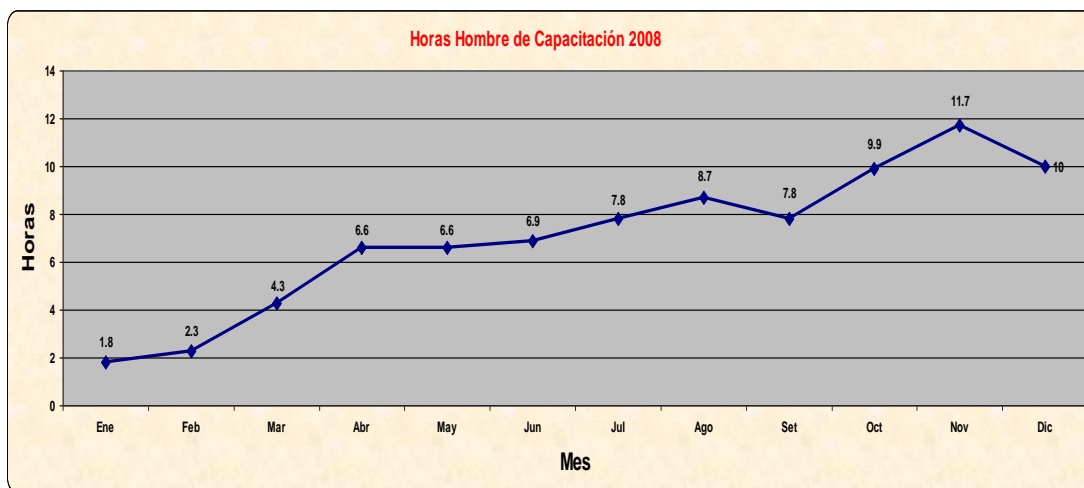
7.6.1 Personal activo en la unidad.

La fuerza laboral durante el 2008 ah evolucionado tal como se muestra en el siguiente cuadro.



7.6.2 Capacitación

Las charlas, capacitaciones y cursos nos dan por resultado un factor de horas hora capacitadas las cuales de muestran en el siguiente cuadro correspondiente al periodo 2008



7.6.3 Hechos Relevantes 2008.

- ✓ Inicio de Comunicaciones de Celulares.
- ✓ Elaboración del perfil Persona – Puesto.
- ✓ Mejora de condiciones en el transporte de Personal – Bus Personal de Supervisión.
- ✓ Se desarrolló el Programa de Evaluación de Desempeño.
- ✓ Se realizó el Diagnóstico de Necesidades de Capacitación.
- ✓ Elaboración del Manual de Empresas Especializadas.
- ✓ Estandarización de Oficinas
- ✓ Participación activa del 85 % del personal empleado y operario en las actividades organizadas en la unidad.

CAPITULO VIII PLAN Y PRESUPUESTO OPERATIVO 2009.

8.1 Objetivos Estratégicos

- Incrementar recursos en una cantidad equivalente a las reservas explotadas el año anterior más un 30%(2008:Minado =1'916,016 TM, Nuevos recursos = $1'916,016 \times 1.3 = 2'490,821$ TM)
- La producción de la Unidad Cerro Lindo será como sigue: Enero a Junio: 6,300 TPD, de Julio a Diciembre: 6,500 TPD.
- Reducir costos (<18.5489 US\$/TM) y mejora de ingresos en forma progresiva.

8.2 Objetivos y Metas Físicas 2009

Los parámetros de objetivos y metas para el 2009 se presentan el Cuadro N° 2.0 y fueron proyectados teniendo como base los resultados del 2008 y mejoras en las diferentes operaciones unitarias de los distintos procesos.

8.3 Geología y Exploraciones

8.3.1 Programa de Exploraciones y Desarrollos

En el año 2009 se deben realizar 21,600 metros de perforación diamantina (DDH) de los cuales 4,500 metros serán en recategorización y 9,300 metros en exploración, en ambos casos estarán ubicados en superficie.

En interior mina se realizarán 4,200 metros en exploraciones y 3,400 metros en recategorización; también se ha planificado realizar 200 metros en taladros en geomecánica.

Para el logro de estos objetivos se dispondrán de los recursos necesarios tanto en maquinaria equipo y personal, para el control de esta actividad se ha diseñado indicadores de gestión. Referente al recurso Humano, se ha formado el grupo de Geología de Exploración, aquí tenemos un ingeniero liderando el equipo de exploradores el cual está siendo apoyado por un ingeniero júnior.

Los entregables deben ser toneladas de recurso cubicados, se espera cubicar recursos en el orden de 2'490,821 TM y recategorizar otro tanto.

Cuadro de Labores de Exploración 2009

PROGRAMA DE PERFORACION DIAMANTINA DDH					
UBICACIÓN	NIVEL	CENTRO COSTO	UNIDADES	US\$/METRO	Total
A) SUPERFICIE					
A1.- Exploracion					
OB1	Superficie	Inversión	metros	78.00	2,700.00
Exploración Anomalías al NW	Superficie	Inversión	metros	78.00	6,600.00
A2.- Recategorizacion					
OB1	Superficie	Costo Operativo	metros	78.00	4,500.00
Total Metraje Perforado			metros	78.00	13,800.00
Costo Total(US\$)					1,123,200.00
B) INTERIOR MINA					
B1.- Exploracion					
OB1	Debajo 1820	Inversión	metros	78.00	-
OB-5A	En el 1820	Inversión	metros	78.00	-
OB3-OB4	Debajo 1820	Inversión	metros	78.00	1,800.00
OB6	1820 y 1850	Inversión	metros	78.00	300.00
OB7	1820 y 1850	Inversión	metros	78.00	2,100.00
Total Metraje Perforado				78.00	4,200.00
Costo Total(US\$)					327,600.00
B2.- Recategorizacion					
OB1	Debajo 1820	Costo Operativo	metros	78.00	1,800.00
OB2	Encima 1820	Costo Operativo	metros	78.00	600.00
OB5-A	Encima 1820	Costo Operativo	metros	78.00	200.00
OB6	1820 y 1820	Costo Operativo	metros	78.00	800.00
Total Metraje Perforado		Costo Operativo	metros	78.00	3,400.00
Costo Total(US\$)					265,200.00
B3.- Geotecnia					
Por definir	Por definir	Costo Operativo	metros	78.00	200.00
Total Metraje Perforado					200.00
Costo Total(US\$)					15,600.00
Gran Total Metraje Perforado					21,600.00
Gran Total Costo (US\$)					1,684,800.00

8.4 Mina

8.4.1 Producción Mina

El cumplimiento de producción de mina se encuentra directamente relacionado con la eficacia del relleno en pasta.

De acuerdo al método de Minado Sub Level Stopping con taladros largos y cámaras verticales, para poder minar un block adyacente es necesario primero rellenar el vacío pre-existente.

El relleno en pasta, luego de 28 días de secado (curado), debe alcanzar su máxima resistencia a los esfuerzos de tracción y corte (1MPa como mínimo), de esta manera nos garantiza la estabilidad de las paredes y que ésta no se desprendiera como falla circular causando dilución en el minado del tajo adyacente, es de considerar que el exceso de las vibraciones ocasionados por la voladura de los tajos adyacentes no deben dañar esta pared de relleno en pasta por lo tanto en la actividad de la voladura en su momento se realizaran el diseño de carga adecuado para minimizar las vibraciones.

Referente a la estabilidad de las diferentes labores del macizo rocoso, los espacios vacíos expuestos deben ser minimizados a una cantidad tal que sea manejable por la operación esto traerá consigo la seguridad macro del macizo.

Para lograr realizar el blending del mineral a extraer hacia la planta de procesos, es necesario disponer de un mínimo de 5 tajos en producción y de tajos en relleno respecto de las leyes de mineral, ésta deberá ser controlada por el geólogo de producción en coordinación con la Jefatura de la mina.

Programa de Producción 2009

Producción	TPA	2'291,400
Ley de plata	Onz Ag / t	0.87
Ley de plomo	% Pb	0.58
Ley de zinc	% Zn	4.02
Ley de cobre	% Cu	0.59

Ver la secuencia de minado en los planos N° 2.2.1.3, 2.2.1.4, 2.2.1.5

8.4.2 Programa de Avances

Durante el transcurso del 2009, los avances deberán ser de 1,200 metros cada mes, solo así se garantizara preparar la mina para el incremento de producción del 2009 y estar preparado para el crecimiento a 10,000 TPD en enero 2010.

Los servicios de ventilación, drenaje y energía eléctrica irán de la mano con los avances, esto es importante para no reciclarse.

Como mención aparte debemos manifestar que es necesario construir una chimenea Raise Boring de 3.8 metros de diámetro para extraer aire sucio en el extremo SE del

yacimiento, esta chimenea debe estar ubicado en la intersección del dique próximamente a ser interceptado con la labor OB6 en el nivel 1820, calculamos que esta chimenea debe tener una longitud de aproximadamente de 650 metros de longitud, este trabajo se realizara desde superficie hasta interior mina, la técnica de construcción debe ser en dos tramos.

La otra alternativa seria perforar una chimenea paralela para poder introducir aire limpio desde superficie hacia el extremo SE del yacimiento, esto estará en función de encontrar mas recursos y reservas en el posible cuerpo mineralizado OB7 (que en la actualidad es una suposición)

Programa de Avances 2009

LABOR	HORIZONTALES	VERTICALES	TOTAL
Exploraciones	2,035	600 Raise Boring	2,635
Desarrollos	5,260	450	5,710
Preparaciones	7,105	990 VCR	8,095
TOTAL	14,400	2,040	16,440

Más detalles ver planos N° 2.2.2.3 al 2.2.2.16

8.5 Planta Concentradora

El Plan Operativo del 2009 tiene como objetivo procesar 2'291,400 TM de mineral, para obtener 204,950.7 TMS de concentrados. Se resume la producción de concentrados y metal fino para el 2009.

Programa de Producción de Concentrados 2009

Producto	Concentrados (t)	%	Metal Fino(t)	%
Plomo	13,608.6	6.64	8,845.59	8.57
Zinc	153,740.9	75.01	85,310.82	82.61
Cobre	37,601.2	18.35	9,118.29	8.82
Total Concentrados	204,950.7	100.00	103,274.7	100.00

Más detalles ver Cuadro N° 2.2.3.3.

Cuadro de Objetivos Metalúrgicos 2009

Producto	Leyes				% Recuperación			
	Onz Ag	% Pb	% Cu	% Zn	Onz Ag	Pb	Cu	Zn
Conc. de Plomo	57.76	65.0	2.7	0.50	39.31	66.98	2.72	0.07
Conc. de Cobre	14.93	2.0	24.25	6.0	28.08	5.69	67.56	2.45
Conc. Zinc	1.24	0.7	1.30	55.49	9.50	8.15	14.81	92.57

Para julio del 2009 se programa procesar 6,500 toneladas de mineral por día, con un total acumulado de 2'291,400 TMS. Al cierre del año 2009.

Para el año 2009, estamos planificando procesar 6,300 TMS/día de Enero a Junio, a partir de Julio 6,500 TMS/día y a fin de año consolidar las 10,000 TMS/día que es el objetivo del año 2010.

Las acciones más importantes para lograr los objetivos del año son:

- ✓ Instalar celdas de flotación en los dos circuitos del bulk y zinc.
- ✓ Instalación de un espesador de relaves de 22 mts, con una capacidad de 7,000 TMS/día, que ya está en montaje.
- ✓ Instalar dos espesadores de 8mts, para el los derrames y licor filtrado en los dos filtros banda, el de relaves y el de pasta, que ya está en montaje.
- ✓ Instalar una cocha de contingencia para descargar los espesadores de relave, para evitar paradas de planta, esto ya está en construcción.
- ✓ Instalar la planta de tratamiento de agua recuperada.

Los objetivos a mediano plazo son, incrementar las recuperaciones de Plomo y Cobre en 5%, incrementar la recuperación de Zinc en 1% y su ley en 5%.

El objetivo de costos es reducir el costo unitario de 6.25 a 5.317\$/TM, esto es posible trabajando en una continua reducción de insumos químicos y aceros.

Para el objetivo de fin de año de ampliar la Planta a 10,000 TMS/día, se tiene previsto los siguientes trabajos:

- Repotenciar chancado primario, incluyendo las fajas de transferencia.
- Duplicar capacidad de chancado secundario y terciario, con una planta similar a la actual.
- Instalar un molino primario con una capacidad de 5,000 TMS/día, que ya se adquirió.
- Instalar celdas de flotación para mantener los tiempos de flotación actual.
- Duplicar las capacidades des espesadores y filtros de concentrado.
- Duplicar capacidades de filtros de relave.

8.6 Servicios de Soporte

8.6.1 Relleno en Pasta.

La performance alcanzada por el sistema de relleno en pasta durante los diez meses de operación en el 2008, no han sido de lo mejor, a decir verdad, nos falta mejorar la calidad de la pulpa (mezcla de cemento con relave : esta tiene una humedad cercana a 20%, el Slam respectivo se encuentra en 8.0 a 8.5 pulgadas, el Slam optimo debe estar entre 7.25 a 7.5 pulgadas, al simular este Slam optimo, los problemas se presentan en la presión de la bomba de pistón, esta se eleva considerablemente, situándose casi en el limite de la operación segura, pudiendo en cualquier momento actuar el sensor de control superior de presión. Trabajar con un Slam de 8.0/8.5 pulgadas, nos crea problemas con la introducción de un mayor volumen de agua a

interior mina, esto afecta el tiempo de secado de la pulpa en el tajeo, retrazándose los ciclos de minado de los tajeos vecinos al tajeo relleno.

Por todo lo manifestado anteriormente, se concluye que el sistema de relleno en pasta, debe ser mejorado con una mayor participación de los diseñadores de la planta de pasta (GOLDER ASOCIATION), en lo que va del año 2008, solo han venido en dos oportunidades, pero el trabajo efectivo básicamente ha sido de diagnóstico y visita protocolar, por lo tanto en el año 2009, se debe realizar trabajo efectivo de mejora en la calidad de la pasta, quizás, debemos de empezar por volver a calcular las propiedades reológicas del relave, y según los resultados obtenidos podemos replantear algunos parámetros del diseño, quizás podemos cambiar el diámetro de la tubería de relleno en pasta, que en la actualidad es 8 pulgadas por otro de 6 pulgadas; con esto tendríamos que calcular el coeficiente unitario de fricción(Kgs/mt).

Siendo el relleno en pasta una actividad nueva para la gran mayoría de trabajadores y supervisores en la mina Cerro Lindo, su optimización será producto de una curva de aprendizaje, la misma que en la actualidad esta se encuentra en una curva empinada, pensamos que todavía podemos aprender aun más.

Para el control de la performance alcanzado con el sistema de relleno en pasta, se tienen indicadores tanto en costo como en eficacia

8.6.2 Sistema de Ventilación

Referente al sistema principal de ventilación en el 2009 se deben instalar nuevos ventiladores de mayor capacidad (500,000 CFM) esto demandara la utilización de ventiladores axiales de mayor caudal y presión, referente a la ventilación secundaria en las diferentes labores, esta seguirá un plan alineado con los avances horizontales .del año 2009, para cubrir este rubro en forma optima es necesario dispones de mas ventiladores, estos ventiladores deben ser adquiridos en lo que queda del año 2008. Mas detalle ver plano anexo 2.3.2.1.

La parte fundamental es construir el nuevo sistema de ventilación que se propone para el 2009, el mismo que consiste en construir una chimenea Raise Boring desde superficie hacia el extremo SE del yacimiento (OB7/OB6). Con la construcción de este nuevo ducto de ventilación (entrada de aire limpio y salida de aire sucio ¿?), creemos que estaríamos listos para enfrentar el crecimiento de la producción a 10,000 TPD, con el respectivo incremento de equipos y gases de voladura de frentes y minado de tajeos.

8.6.3 Sistema de abastecimiento de agua

El abastecimiento de agua para la unidad de Cerro Lindo tanto para el uso industrial como domestico proviene del sistema de bombeo de agua de mar.

El abastecimiento de agua de mar esta garantizado para el incremento de la producción a 6,500 TPD, para el incremento a 10,000 TPD, este deberá ser replanteado, este será materia de un nuevo estudio y balance respectivo.

8.6.4 Sistema de Drenaje y Bombeo

Siendo Cerro Lindo una Unidad donde escasea el agua, sin embargo debido a la operación de relleno en pasta se presentan filtraciones de agua en cantidades pequeñas las mismas que están siendo evacuadas a superficie desde las cunetas y desde este punto se enviara utilizando una bomba hasta la planta de relleno en pasta y de este punto se enviara como parte del agua filtrada hacía la planta de procesos.

Debemos recordar que Cerro Lindo es una operación cuyo vertimiento al río Topara es “cero”.

8.6.5 Geomecánica

- Desarrollar la medición de esfuerzos que dominan en el macizo rocoso y proyectar la tendencia de los esfuerzos principales considerando el nivel de profundidad que se proyecta el minado. (Bench Marking)
- Análisis y modelamiento del minado para el dimensionamiento de cavidades en función a la redistribución de los esfuerzos inducidos.
- Evaluación constante de la influencia del método de sublevel stoping en el macizo rocoso.
- Monitores de vibraciones sísmicas por efectos de la voladura de taladros largos, para esto debemos de disponer de las herramientas del caso, en este momento no se dispone de dichas herramientas de control vibracional.
- Control geomecánico de las operaciones de minado para una oportuna toma de decisiones, estableciéndose controles de calidad y la mejora continua de los

procesos en base a una capacitación permanente en el desarrollo de conocimientos geomecánicos.

- Un aspecto importante es considerar la aplicación de concreto lanzado como sostenimiento complementario en nuestras labores, la tendencia del aumento progresivo de volúmenes de shotcrete. Resulta importante migrar de la vía seca a vía húmeda lo que nos permitirá un sostenimiento con mayor factor de seguridad y eficiencia. Respecto de este punto, se propondrá como inversión adquirir un jumbo lanzador de “Shotcrete” y

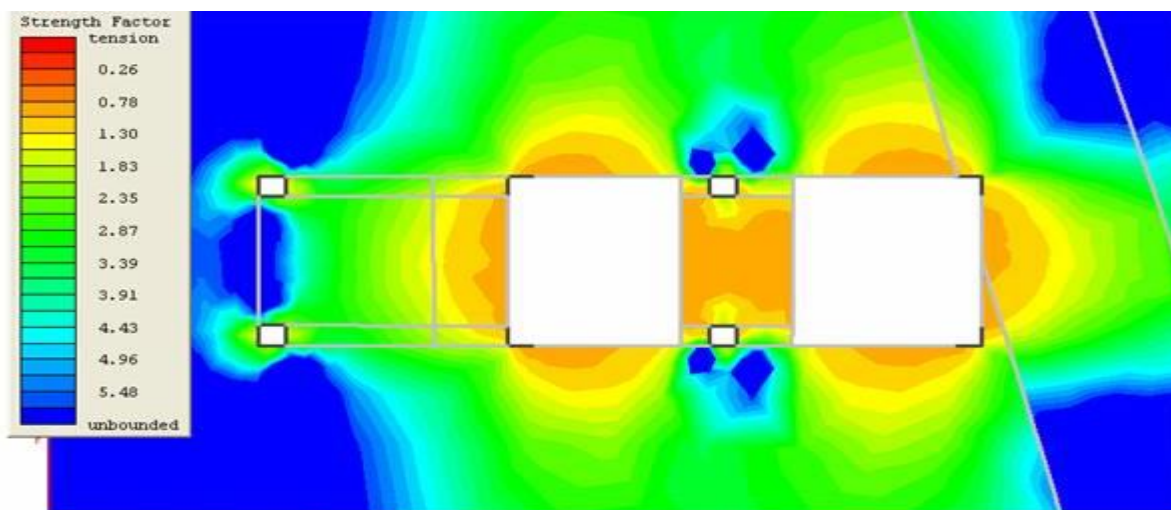
dos “Urones” o camiones pequeños a manera de “Mixer” de 4.0 m³ de capacidad cada uno. Con esto mejoraríamos enormemente el lanzado de Shotcrete y por lo tanto mejoraría los avances y la seguridad respectiva.

- Para la puesta en práctica de lo indicado se requiere contar con el apoyo de personal técnico (02) especializado en geomecánica. Este personal será rotado en dos turnos.
- Finalmente, debemos adquirir para el área un Software de análisis numérico en tres dimensiones, este trabajaría en paralelo por un periodo de “traslape” con el Phase 2.

8.6.6 Sostenimiento con relleno en pasta.

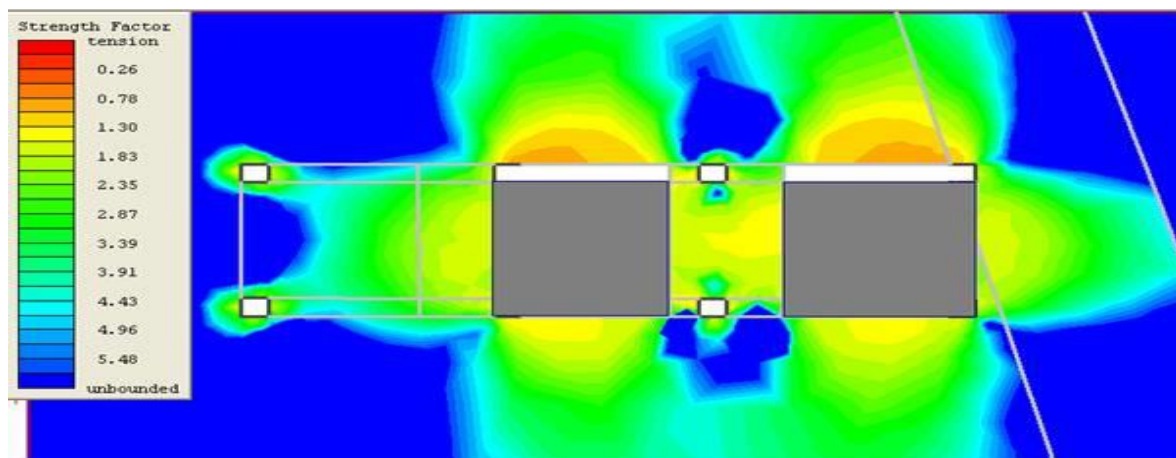
Sección longitudinal tajeos 1 y 3 (cavidad vacía)

Los esfuerzos inducidos generados en torno a los tajeos 1 y 3 tienen influencia sobre la bóveda y en las paredes perimetrales $FS < 1$ (límite de equilibrio)



Sección longitudinal tajeos 1 y 3 (cavidad con pasta)

Si consideramos la aplicación del relleno en pasta podemos estimar el reestablecimiento de los esfuerzos en las paredes perimetrales con $FS > 1$ en la bóveda los esfuerzos tienden a inestabilizar y con posibles elevamientos.



Es importante considerar los aportes de la herramienta del modelamiento, a su vez se debe considerar que los macizos rocosos no son isotrópicos y se debe analizar las características del mismo especialmente en las zonas de “enclaves” macizo rocoso tipo IV donde la inestabilidad se torna crítica.

Tajeos.

La bóveda de las cavidades de los tajeos la misma que esta en función al tipo del macizo rocoso en la cual esta emplazado. lo que nos ha permitido diagnosticar que estamos en el límite de estabilidad. Como se muestra e el modelamiento y el grafico de control.

L1: 18-20m (Transversal del tajeo)

L2: 35-40m. (Longitudinal del tajeo)

T: Tiempo de auto soporte (1 mes.) (Tiempo de abertura)

RMR: 60-65 (Roca Regular a Buena, consideramos parámetros optimistas)

Dimensiones de tajeos optimizados en el 2008

Durante el transcurso del año 2008, se ha realizado un conjunto de análisis Geomecánicos, estos análisis nos llevaron a una mejora en la dimensionamiento de los tajeos ya minados, el OB2, es un cuerpo de mineral mucho mas competente que el OB5, se puede notar en su RMR respectivo, el OB5, es un cuerpo de mineral de menor consistencia Geomecánica, además tiene enclaves, que son un peligro potencial en la voladura de los taladros largos, el techo de estas labores tienden a elevarse muy rápido con el transcurso del tiempo.

A continuación de muestra un conjunto de parámetros del dimensionamiento de los diferentes tajeos y las fechas de inicio de mejoras.

VARIACION DE DIMENSIONAMIENTO PARA EL MINADO DE TAJEOS					
Parametros	OB2	OB2	OB5	OB5	OB6
	Julio 07 - Mayo 08	Junio 08 - A la actualidad	Julio 07 - Mayo 08	Junio 08 - A la actualidad	Enero 09- Hacia adelante
Longitud	40	60	30	30	60
Ancho	15	25	15	25	20
Altura	30	30	30	30	30
RMR	65	65	40	40	60
Rumbo Eje Mayor	N45W	N45W	N45W	N45E	N45E
Factor de Seguridad	> 1.85	> 1.45	> 1.35	> 1.60	> 1.60
Longitud de Caja Techo expuesta al vacio	No tiene caja techo, son paredes verticales de mineral	No tiene caja techo, son paredes verticales	30 Mts	15 Mts	20 Mts
Utilizacion Cable Bolting	no	no	si	no	no
% Recuperacion	88%	95%	75% - quedan pilares para recuperar	86%	92%
%Dilucion	1%	1%	12%	5%	1%

El OB6, es un cuerpo de mineral intermedio entre el comportamiento estructural del OB2 y OB5, estos tajeos se trabajaran en su respectivo minado a partir de enero o febrero 2009, aquí se puede apreciar la orientación del eje mayor y compararlo con la orientación del eje mayor de los otros tajeos.

8.6.7 Sistema de Energía

El consumo de energía eléctrica para el año 2009 se estima en 79.43 millones de Kw-hr. El consumo unitario se estima en 35.49 Kw-hr/tm. En Cuadro N° 2.3.8.1 se puede apreciar el estimado de generación y distribución de energía para el 2009.

En el siguiente cuadro se detalla la distribución de la demanda de energía para el año 2009.

Area	Consumo 2009 (Kw-Hr)
Mina	8,756,637
Planta Procesos	60,166,240
Estaciones de Bombeo Agua Mar	10,513,793
Total (Kw- Hr)	79,436,670

8.6.8 Mantenimiento

Como trabajos más relevantes para el 2009 tenemos lo siguiente:

El requerimiento de Disponibilidad Mecánica en equipos estratégicos para satisfacer los ciclos de minado y lograr metas en producción y avances en el 2008,

Programa de Disponibilidad Mecánica 2009

Equipos	DM Proyectado
Scoops de 6.0 yd ³	92%
Scoops de 9.5 yd ³	92%
Jumbos Hidráulicos	92%
Raptor	88%
Simba	88%

8.6.9 Recursos Humanos

Campamentos.- a la fecha se tiene un déficit de campamentos para el personal obreros y staff, en el 2009 se construirá módulos de vivienda para solucionar esta debilidad.

Personal.- En el 2009 se debe contratar personal obrero adicional para completar la fuerza de trabajo de las diferentes áreas sobre todo de Mina.

Capacitación.- en el transcurso del 2009 se desarrollaran un conjunto de temas, las mismas que serán dictados al personal obrero y de staff además se deben desarrollar talleres presénciales en la Unidad.

8.6.10 Seguridad

Durante el transcurso del año 2009, se realizarán las siguientes actividades macros que se detallan a continuación:

1) MANTENER EL SISTEMA DE GESTIÓN SEGÚN NORMA OHSAS 18001

ITEM	Objetivo Anual	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
Desarrollar programa de auditorías internas.	1 área / Mes												
Actualizar matrices IPER	1 Iper - Área / Año												
Mejorar controles operacionales	1 Revisión - Área / Año												
Levantar las SAC	100%												

2) DESARROLLAR SEGUIMIENTO A LOS ELEMENTOS DE SEGURIDAD IMPLEMENTADOS

ITEM	Objetivo Anual	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
Cumplir con las acciones recomendadas en las Inspecciones	100%												
Cumplir con las acciones recomendadas en las Investigaciones de Incidentes	100%												
Cumplir con las acciones recomendadas en las Observaciones Planeadas de tareas	100%												
Cumplir con programas de contactos personales (coaching)	100%												

3) DESARROLLAR PROGRAMAS DE SENSIBILIZACIÓN

ITEM	Objetivo Anual	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
Realizar evaluación a los Reportes de Seguridad	100%												
Desarrollo de Escuela de Sensibilización	1 Taller / Mes												
Desarrollar programa de motivación a las áreas que logran mejores índices de seguridad.	1 Actividad / Trimestre												
Desarrollo de la Semana de la Seguridad	1 Anual												

8.6.11 Medio Ambiente

- Controlar y evitar posibles impactos ambientales generados por las actividades operativas que se desarrolla en la unidad minera Cerro Lindo
- Cumplir con los estándares de calidad ambiental en parámetros de calidad de agua y calidad del aire dentro del entorno.

- Hacer que nuestra actividad se desarrolle dentro de un ambiente de buenas relaciones con la comunidad del entorno.

En el año 2009, se desarrollaran las siguientes actividades relevantes, aparte del cumplimiento de la normatividad vigente para la minería.

Acciones Operativas:	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D	Resp
1) Construcción de Sistema de Lavado de Llanta de Volquetes – Despacho de concentrados													SI MA
2) Compra de Estación Meteorológica													SI MA
3.-Compra E. Monitoreo de Calidad de Aire													SI MA
4.- Cierre Botadero de Desmontes Nv 1945 y 1960													SI MA
5.- Construcción de defensa ribereña Qda Topara Pte Casuarinas – Pozas de Agua Acida													SI MA
6.- Compra de estación Hidrométrica													SI MA
7.- Retiro de desmontes pozas de agua ácida													SI MA

8.7 Presupuesto Operativo 2009

El presupuesto para ejecutar el Plan Operativo durante el 2009 asciende a US\$ 42.5029 millones. En el Cuadro siguiente se muestra el presupuesto por Centro de Costos constatando que el 37.05% del costo total corresponde a Mina y el 28.61% a Planta de procesos,

Resumen de Presupuesto 2009 por Centro de Costos

Rubro	US\$ x 1000	US\$ / t	(%)
Mina	15,757	6.87	37.05
Planta de Procesos	12,184	5.32	28.61
Mantenimiento	11,115	4.85	26.16
Servicios Técnicos	950	0.41	2.21
Medio Ambiente	682	0.29	1.56
Recursos Humanos	561	0.24	1.29
Relaciones Comunitarias	226	0.10	0.54
Administración(G. General + Sistemas + Administración)	590	0.26	1.56
Seguridad y Salud Ocupacional	438	0.19	1.02
Total	42,503	18.54	100.00

Ver el presupuesto en detalle en el cuadro N° 2.4.3

8.8 Programa de Inversiones 2009

Para el año 2009 el total de inversiones asciende a US\$ 14.47 millones que se desagregan en la compra de maquinaria y equipos, proyectos de infraestructura en Planta de procesos, enfocados a mejoras de calidad de concentrados, mejoras de productividad, incremento de producción en mina, bienestar al trabajador, relaciones comunitarias, medio ambiente, manteniendo de maquinaria y equipos y servicios técnicos, . En el Cuadro siguiente se muestra el resumen general.

Inversiones 2009

Descripción	US\$(Miles)	%
Mina	8,044	56%
Planta	1,660	11%
Servicios Técnicos	144	1%
Mantenimiento	2,132	15%
Medio Ambiente	221	2%
Seguridad	40	0%
Recursos Humanos	900	6%
Administración (Gerencia+Sistemas+Adm. contratos)	1,097	8%
Relaciones Comunitarias	240	2%
Total	14,478	100%

Ver más detalles en el Cuadro N° 2.5.2

8.9 Ingresos, Costos, Margen Operativo 2008

Para el 2009 el margen operativo acumulado es de US\$ 44'188,034, para el cálculo de las valorizaciones de concentrados se usaron las cotizaciones proporcionadas por el Dto. Comercial para el periodo 2009-2013 con fecha 5 noviembre.

Ingresos, Costos, Margen Operativo

Concepto	US\$	US\$/t
Ingreso por Ventas	86'690,940	37.83
Total Costos	42'502,906	18.55
Margen Operativo	44'188,034	19.28

Ver más detalle en el Cuadro N° 2.6.2.

Pronóstico de Precios de los Metales 2009 – 2013

Metal	2009	2010	2011	2012	2013
Zinc (US\$/TM)	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250
Plomo (US\$/TM)	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400
Cobre (US\$/TM)	4,250	4,250	4,250	4,250	4,250
Plata (US\$/Oz)	10	10	10	10	10
Oro (US\$/Oz)	750	750	750	750	750

Fuente: Departamento Comercial – Lima, 5 de Noviembre 2008

CAPITULO IX PLAN Y PRESUPUESTO OPERATIVO QUINQUENIO 2009 - 2013

9.1 Objetivos Estratégicos

9.1.1 Objetivos de Rentabilidad. Cerro Lindo se propone crear un crecimiento sustentable en el valor para los accionistas. Maximizar el margen operativo. Mejorar ingresos por calidad y cantidad del producto. Reducir costos en las operaciones de minado, procesos metalúrgicos y mantenimiento.

Lo fundamental para mejorar aun más la rentabilidad es no perder de vista la innovación en las diferentes actividades unitarias que comprenden los distintos procesos del que hacer minero.

La productividad e innovación es lo único que nos hace diferentes en la industria minera de nuestros distintos competidores globales.

9.1.2 Objetivos del Cliente. Para mantener la satisfacción, retención y crecimiento del cliente, Cerro Lindo se propone: Producción de concentrados limpios de contaminantes, menor humedad, cumplimiento de los contratos, calidad de servicio que cumple con los altos niveles de exactitud y rapidez.

9.1.3 Objetivos de Procesos internos.

9.1.3.1 Para aumentar ingresos:

- Incrementar el valor de la mina, encontrando más recursos mediante el desarrollo del plan de exploraciones con perforaciones diamantinas y desarrollo de laboreo minero.
- Reducir la dilución del mineral en proceso de explotación en los tajeos.
- Producir concentrados limpios con mejor ley y menor humedad.
- Mayor producción de concentrados de Zinc, Cobre y Plomo
- Minimizar el impacto de la actividad minera y metalúrgica en el medio ambiente mediante con la aplicación de sistemas modernos de seguridad y de control de impactos ambientales; aquí lo fundamental es trabajar en el logro de actitudes positivas y elevada autoestima de todos y cada uno de nuestros servidores, logrando con ello contribuir a la formación de una cultura proactiva hacia la seguridad tanto individual como colectiva.

9.1.3.2 Para mejorar la productividad:

- Concluir con la construcción del bolsillo N° 2 en el nivel 1820, en el 2008, este trabajo no se pudo completar por existir otros de mayor prioridad, solo se avanzo en el laboreo minero un 65%. Calculamos que los trabajos que faltan realizar deben ser culminados a más tardar en febrero 2009, luego la instalación de maquinaria y equipos demandara un plazo de tres meses, calculamos que debemos tener operativo el bolsillo para el mes de junio 2009.

- Consolidar definitivamente la construcción de chimeneas Slot con el método VCR (30 metros de Altura) en el minado de los distintos tajeos en explotación, empleando para ello el equipo SIMBA H-1254 con tubería T45 acompañado de tubo estabilizador TAC, este nos ayuda a reducir la desviación de los taladros.
- Gestionar los diferentes tiempos muertos en los diferentes procesos de la actividad minera, estos ya están identificados, a la fecha se está trabajando en las diversas mejoras.
- Realizar un estudio detallado para poder determinar con exactitud el porcentaje de “Over Size” (bancos de mineral mayores a 24”) producto de la voladura de los taladros largos, por la experiencia que tenemos aquí en las operaciones, estimamos que debemos estar cerca del 8 a 10%. Esto se verá favorecido con las mediciones de vibración que podemos realizar para determinar la carga operante (velocidad pico de partícula)
- Desquinchar la Rampa 074(+) / (-) para la transitabilidad de volquetes de mayor capacidad de transporte (35 TM), esta decisión se encuentra directamente relacionada al rendimiento de la flota de volquetes que disponemos actualmente.
- Realizar estudios de tiempos y movimientos en las operaciones de acarreo interno con los scooptrams actuales frente a los ciclos de transporte de los camiones en interior mina desde los diferentes tajeos o cámaras de carguío y/o acumulación hacia la parrilla de descarga (ore pocket), con este estudio de medición de tiempos podemos tomar la determinación de asignar la cantidad correcta de unidades al transporte de mineral desmonte, en la actualidad, esto se ha realizado en forma

práctica y subjetiva, la misma que está dando resultados, pero se podría mejorar aún más.

- En el año 2009, debemos de consolidar los círculos de calidad en las distintas actividades del trabajo minero, a la fecha estos círculos ya están creados, se viene realizando reuniones periódicas, en estas reuniones participan los que realizan el trabajo en forma directa, los supervisores y los trabajadores de las áreas de apoyo.
- Aumentar la Utilización de los diferentes equipos de mina y superficie, estos pueden ser gestionados de diferentes formas, de tal manera de aprovechar los tiempos muertos.
- Realizar (ya se está trabajando en este aspecto desde el 2 de noviembre 2008) pruebas de voladura de taladros largos ampliando la malla de perforación hacia abajo en una primera instancia (actualmente el burden es de 2.20 metros, lo pasaremos a 2.5 metros, combinaremos diámetros del taladro, eficacia en el carguio de taladros, etc.), la idea central es perforar menos metros por cada tonelada de mineral.

9.1.3.3 Para Reducir Costos:

- Mantener una Producción sostenida en el tiempo de 6,000/6,500TPD en sus respectivos periodos de crecimiento.
- Mejorar los Ciclos de Relleno en pasta, de tal forma que las aberturas vacías existentes no colapsen con el transcurso del tiempo.
- Continuar utilizando una mayor proporción de escoria en el proceso de relleno en pasta, de tal manera de obtener una resistencia en el relleno consolidado de 1.0 Mpa.

9.1.4 Objetivos de Capital Humano

- Continuar con el Programa de Capacitación considerando las áreas: Técnico operativo, seguridad, administración, informática, Inglés Técnico, dada que la información reciente se encuentre en este idioma preferentemente.
- Utilización del asesoramiento de empresas competitivas en materias requeridas para mejora de procesos y optimización de recursos, las mismas que trabajaran partiendo de las iniciativas ya formuladas y evaluadas por parte de los supervisores de las diferentes operaciones de la unidad.
- Reforzamiento de los círculos de calidad para fomentar la innovación al interior de las diferentes áreas operativas de la unidad, todo esto con el único objetivo de fomentar la libre creatividad de nuestros trabajadores. La gestión de la creatividad debe ser administrado en forma sistematizada, ante logros específicos, se deberá premiar a los trabajadores que aportaron las diversas ideas innovativas.
- Diseñar una metodología para administrar el conocimiento implícito, la misma que se encuentra en la mente de nuestros servidores, la idea es ¿Qué hacer para que las experiencias de nuestros trabajadores quede plasmado en un manual de procedimientos para elaborar una o tal cosa que conlleve a una mejora en procesos?, este conocimiento debe quedar registrado en la red interna para que los que no saben se puedan retroalimentar.
- Realizar una reunión (45 minutos c/u) mensual de “análisis de la realidad interna y externa de la industria minera”, divulgación y actualización de la situación del sector y ¿Cómo afecta a nuestras actividades en el día a día?.

9.2 Geología y Exploraciones

9.2.1 Exploraciones DDH 2009.

El programa de exploraciones 2009 – 2013 contempla 108,000 metros de perforación DDH, de los cuales el 37.5% corresponde a recategorización de recursos minerales, el 62.5% tiene el objetivo de ubicar recursos en zonas nuevas como: OB7 extremo SE, OB4, anomalía Millay, Campanario y alrededores, etc.

En el siguiente cuadro se muestra los metrajés del programa quinquenal de exploraciones.

Programa de Exploraciones 2009 – 2013

Descripción	2009	2010	2011	2012	2013	Total (m)	(%)
Recategorización	8,100	8,100	8,100	8,100	8,100	40,500	37.5%
Exploración	13,500	13,500	13,500	13,500	13,500	67,500	62.5%
Total	21,600	21,600	21,600	21,600	21,600	108,000	100%

En el 2009 se deben realizar 21,600 metros de perforación diamantina, de los cuales 8,100 metros se realizarán en el rubro de recategorización de recursos y reservas (OB1, OB2, OB5A y OB6), 13,500 metros se realizarán en el rubro de exploraciones nuevas (OB1, Extremo NW, OB5A, OB3/OB4, OB6 y ¿OB7?).

(Total 21,600 mts= 13,500 mts inversión + 8,100 mts costo operativo)

9.2.2 Exploraciones DDH 2010.

De localizar mineralización con las exploraciones en el año 2009 en los cuerpos ¿OB7, extremo SE?, Extremo NW del río Topara (OB3/OB4(NE), continuación de

las anomalías al NW del río Topara (como resultado de las exploraciones Geofísicas y Geoquímicas a ser realizadas en el primer

trimestre del año 2009), OB5A (en altura y en profundidad), se tendría que cambiar de categoría a estos recursos de inferidos a indicados, cerrando la malla de perforación DDH a 40 metros, para ello se ha programado seguir las exploraciones con 13,500 metros de DDH para llegar a la categoría de Reservas Probables, 8,100 metros se realizaran en el rubro de recategorización.

(Total 21,600 mts= 13,500 mts inversión + 8,100 mts costo operativo)

9.2.3 Exploraciones DDH 2011

Es importante notar que las exploraciones deben darnos los límites probables de la cuenca del Jurásico conjuntamente con la ubicación de los diques terciarios que controlan la mineralización por esta razón se ha programado realizar perforaciones DDH sobre un pequeño cuerpo que aflora con presencia de Baritina y Óxidos de Fe conocido como el OB4. Este cuerpo puede tener un ensanchamiento dependiendo de la amplitud de la cuenca es por esta razón que se estima 13,500 metros de perforación diamantina en la categoría de exploraciones y 8,100 metros en la categoría de recategorización.

Siguiendo el recorrido del río Topara hacia el este (aguas arriba del puente Casuarinas), a una distancia de aproximadamente de 3 kms, se tiene una anomalía al cual denominaremos “Millay, Campanario y alrededores”, en el año 2010, se realizara estudios de Geología, Geoquímica y Geofísica, luego del cual se realizara un análisis cualitativo y cuantitativo, con la finalidad de realizar perforaciones

diamantinas DDH, antes se deberá obtener los permisos respectivo y por supuesto el trato con la comunidad de Chavin.

(Total 21,600 mts= 13,500 mts inversión + 8,100 mts costo operativo)

9.2.4 Exploraciones DDH 2012

Exploración distrital desde el Km 18 de la carretera Jahuay – Cerro Lindo, en todo el afloramiento del intrusivo con la finalidad de localizar vetas de cobre y vetas de oro, además se deberá de realizar un mapeo Geológico regional por la quebrada de Pucasalla hasta Lunahuana (siguiendo el eje de las alteraciones hidrotermales visibles en superficie, el mismo que se observa en la mina), de acuerdo a estos resultados Geológicos, se programara una campaña Geofísica y Geoquímica; para luego proceder a ubicar y realizar las respectivas campañas de perforación diamantina, en las operaciones mineras continuaremos con las exploraciones siguiendo el eje de la cuenca Vulcanosedimentario, se planea perforar 13,500 metros en la categoría de exploracion y 8,100 metros en la categoría de recategorizacion..

(Total 21,600 mts= 13,500 mts inversión + 8,100 mts costo operativo)

9.2.5 Exploraciones DDH 2013

Se ha programado realizar 8,100 metros de perforación diamantina con la finalidad de recategorizar los recursos inferidos e indicados y 13,500 metros con la finalidad de continuar explorando nuevos recursos en la cuenca vulcanosedimentario alrededor tanto en mina como en los alrededores. La longitud de la malla de perforación será determinada en su momento.

(Total 21,600 mts= 13,500 mts inversión + 8,100 mts costo operativo)

9.3 Mina

9.3.1 Producción Mina.- El plan quinquenal 2009-2013, se muestra en el siguiente Cuadro y se puede visualizar la producción de mineral, además las diferentes leyes de cabeza promedios.

Programa de Producción de mineral año 2009-2013

Descripcion	2009	2010	2011	2012	2013	Total
Produccion Mineral	2,291,400	3,580,000	3,580,000	3,590,000	3,580,000	16,621,400
Zn(%)	4.02	4.23	4.36	4.4	4.45	4.31
Pb(%)	0.58	0.53	0.53	0.56	0.58	0.55
Cu(%)	0.59	0.61	0.61	0.6	0.59	0.60
Oz(Ag)	0.87	0.88	0.88	0.87	0.78	0.85

Más detalle en el Cuadro 3.2.1-2

Para el cumplimiento del plan quinquenal se requiere la adquisición de maquinaria y equipos tanto para la mina como para la planta de procesos. Además los equipos actuales (2008) deben ser reemplazados a mediados del año 2010.

Ver plano N° 3.2.1.3 para ver la secuencia de la explotación.

Otra variable a cumplir para el logro del plan quinquenal es la ejecución de las diversas labores de avances horizontales (Preparaciones, Desarrollos y Exploraciones), aquí cabe resaltar el avance (profundización) de las rampa (-) 074 en el OB5/OB6 y de la rampa 678(-) en el OB2.

Desde estas dos rampas se desarrollaran (al 25 de noviembre 2008, el nivel 1800 en ambas rampas ya se ha iniciado sus avances respectivos) nuevos niveles para el

minado del quinquenio, por lo tanto las dos rampas en mención se vuelve una ruta crítica para el cumplimiento del plan quinquenal, la profundización de las rampas (-074) y (-) 678, conlleva labores de desarrollo vertical (chimeneas principales de ventilación y servicios), estaciones de bombeo, etc.

Una actividad a ser optimizada en el avance de las diferentes labores horizontales y de profundización de las dos rampas es el Shotcrete, el mismo que deberá ser mejorado llegándose a producir y colocar 500 m³ por cada mes como mínimo, esto pasa por migrar del Shotcrete de vía seca actual a Shotcrete a vía húmeda.

9.3.2 Programa de Avances.- En el cuadro que se presenta a continuación detalla los diversos metrajes de avances a ser realizados durante el quinquenio, los cálculos con mayor exactitud se dan en el año 2009, para los años siguientes, se ha realizado una extrapolación con un criterio de crecimiento a 10,000 TPD

Avances 2009 - 2013

Programa de Avances: Exploraciones, Desarrollo Y Preparaciones 2009 - 2013									
Item	Costo	Unidades	2009	2010	2011	2012	2013	Total (m)	(%)
Exploraciones	Inversion	Mts	2,035	2,035	2,035	2,035	2,035	10,175	10%
Desarrollos	Costo Operativo	Mts	5,260	8,414	8,414	8,438	8,414	38,940	38%
Preparaciones	Costo Operativo	Mts	7,105	11,365	11,365	11,397	11,365	52,599	52%
Total		Mts	14,400	21,815	21,815	21,870	21,815	101,714	100%

Es de Vital Importancia el avance de la Rampa 074(-) / (+)/ 678(-), tanto hacia los niveles inferiores como al nivel superior, a partir de esta rampa se debe preparar niveles de acceso a los cuerpos de mineral tanto al OB2. OB5 y OB6. Mediante el tratamiento de la información con el software Mine Sight se puede apreciar claramente la concentración de mineral de alta ley en la profundización de la mina, el minado de esta zona rica debe ser “blendeado“con el mineral procedente de la zona alta del yacimiento donde los valores de zinc disminuyen.

Como caso especial debemos mencionar el cuerpo OB1, el mismo que tiene muy buenos valores de cobre, los mismos que se muestran en la siguiente tabla:

RECURSOS Y RESERVAS OB1 AL 30 SETIEMBRE 2008					
CATEGORIA	TM	%Zn	%Cu	Grs Ag / TM	%Pb
Recurso Medido	12'693,060	1.92	0.92	24.53	0.17
Reservas: Probado + Probables	1'180,234	2.22	1.19	32.61	0.32

Según las cifras mostradas en la tabla anterior, los valores del cobre en el OB1, son bastante atractivos, este cuerpo de mineral será estudiado a profundidad en el año 2009, con la intención de planificar su explotación racional desde el año 2010(mediados de año), además a los precios actuales, el valor del concentrado de cobre supera ampliamente al valor del concentrado de zinc, creo que en el 2010, podemos hacer caja con el minado sistematizado de este cuerpo de mineral, además este se encuentra cerca de superficie, en profundidad aprovecharemos el desarrollo de la rampa 678(-) del OB2 para dirigir un brazo y tener acceso a la base de este cuerpo.

9.4 **Planta Concentradora**

- Para enero del año 2010 de plantea procesar 10,000 toneladas por día
- Actividades a realizar:
- Implementación de nuevo molino de bolas 14.5 x 24.5
- Incremento de celdas de flotación
- Incrementar capacidad de dosificación de reactivos.
- Implementación de dos filtro de discos para el concentrado de Zn y Cu
- Implementación de un filtro prensa o de banda para relaves
- Ampliación de capacidad de chancado primario, secundario y terciario
- Repotenciación del circuito de remolienda
- Construcción de nueva presa para relaves
- Repotenciación del sistema de abastecimiento de agua desalada

Producción de Concentrados 2009 - 2013

Producto	2,009	2,010	2,011	2,012	2,013	Total	(%)
Plomo	13,608	21,036	19,741	21,650	22,361	98,396	6.2%
Cobre	37,601	61,111	59,129	61,543	60,349	279,733	17.6%
Zinc	153,741	254,308	263,221	267,536	269,822	1,208,628	76.2%
Total	204,951	336,455	342,092	350,729	352,532	1,586,757	100%

Mas detalle ver el cuadro N° 3.2.3.2

9.5 Presupuesto Operativo 2009 - 2013

El presupuesto para el quinquenio refleja un Cash Cost de 19.11 US\$/TM.

Costos Unitarios Promedios 2009 – 2013

Descripcion	2009	2010	2011	2012	2013	Total(US\$X1000)	US\$/TM	%
Mina	15,757	27,048	26,209	26,142	25,789	120,945	7.28	38%
Planta Procesos	12,184	22,074	21,389	21,334	21,046	98,027	5.90	31%
Administracion	3,059	3,884	3,768	3,788	3,689	18,188	1.09	6%
Mantenimiento	11,503	17,756	17,205	17,161	16,929	80,554	4.85	25%
Total	42,503	70,762	68,571	68,425	67,453	317,714	19.11	100%

Mas detalle ver cuadro No 3.3.2

9.6 Programa de Inversiones 2009 – 2013

Las inversiones para el quinquenio están orientadas a La profundización de la Fase III, adquisición de equipos nuevos de reemplazo, construcción de chimeneas Raise Boring (desde superficie en el extremo SE del yacimiento, este eje deberá de bajar hacia la profundidad), ventiladores, automatización de la planta, sistemas de mitigación de polvo y gases.

Resumen de Inversiones 2009 – 2013

Rubro	2009	2,010	2,011	2,012	2,013	Total US\$ x 1000	%
Mina	6,355	4,860	4,080	5,280	5,080	25,655	32%
Planta	1,660	7,350	9,000	4,000	10,000	32,010	40%
Mantenimiento	2,132	2,559	2,797	1,757	2,311	11,556	14%
Administración	2,498	2,853	2,399	1,919	1,820	11,488	14%
Total	12,645	17,622	18,275	12,955	19,211	80,709	100%

CAPITULO X BIBLIOGRAFIA

- ✓ Estudio de pre-factibilidad Mina Cerro Lindo; AMEC 2005.
- ✓ Manual de Geología Cerro Lindo; Geología Cerro Lindo
- ✓ Informe de Recursos y Reservas al 31 de diciembre 2008; Planeamiento Cerro Lindo.
- ✓ Programa de Exploraciones año 2009 y Quinquenio 2009-2013; Geología Cerro Lindo.
- ✓ Budget 2009; Planeamiento Cerro Lindo.
- ✓ Franklin J. Stermole, Colorado School Mines; Economic evaluation and investment decision methods.
- ✓ Informe Plan y Presupuesto Operativo Cerro Lindo año 2009 y Quinquenio 2009-2013; Planeamiento Cerro Lindo.

ANEXOS
AÑO 2009
QUINQUENIO 2009-2013

CUADRO N° 2.0

Objetivos y Metas Físicas 2009 - Unidad Cerro Lindo

Area	CONCEPTO	Unidades	Plan 2009 Objetivo	Responsable	Ene-09	Feb-09	Mar-09	
Seguridad	Frecuencia	<=	5.00	A.Pinto	5.00	5.00	5.00	
	Severidad	<=	300	A.Pinto	300.00	300.00	300.00	
	Accidentalidad	<=	1.5	A.Pinto	1.50	1.50	1.50	
Geología	DDH para exploración	m	13,500	A. Trujillo	900	900	1,000	
	DDH para recategorización de recursos	m	7,900	A. Trujillo	900	900	800	
	DDH para Geotecnia	m	200	R. Masa	200			
	Laboreo Mínero para exploración	m	2,035	A. Trujillo	340	265	285	
	Cubicación Recursos de Exploración	t	2,490,816	A. Trujillo	207,568	207,568	207,568	
	Dilución	%	2%	A. Trujillo	2%	2%	2%	
Mina	Producción mineral	tms	2,291,401	J.Fernandez	189,000	176,400	189,000	
	Ley de Plata	Oncias / t	0.87	J.Fernandez	0.69	0.61	0.57	
	Ley de Plomo	%	0.58	J.Fernandez	0.55	0.46	0.43	
	Ley de Zinc	%	4.02	J.Fernandez	4.02	4.01	4.01	
	Ley de Cobre	%	0.59	J.Fernandez	0.56	0.70	0.58	
	Producción diaria de mineral	tms/ día	6,251	J.Fernandez	6,000	6,000	6,000	
	Desarrollos y Preparaciones							
	Preparaciones horizontales	m	7,105	J.Fernandez	310	510	420	
	Preparaciones verticales	m	2,040	J.Fernandez	120	120	120	
	Chimeneas Raise Boring (extremo SE del yacimiento)	m	600	J.Fernandez				
	Desarrollo Rpa (-)j678	m	835	J.Fernandez	140	90	90	
	Desarrollo Rpa (-)j074	m	990	J.Fernandez	90	90	90	
	Desarrollo Rpa (+)j074	m	220	J.Fernandez				
	Oms Desarrollos	m	3,215	J.Fernandez	320	245	315	
	Total Desarrollos	m	5,260	J.Fernandez	550	425	495	
	Recuperación Por Método de Minado	%	82	J.Fernandez	82	82	82	
	Avance Bolsillo N°2	%	60	J.Fernandez	10	10	10	
	Consumos de Materiales Vitales							
	Factor de Carga	Kg / t	0.19	J.Fernandez	0.19	0.19	0.19	
	Energía	Kwh/t	3.92	J.Fernandez	4.13	4.00	4.13	
	Petroleo Diesel(no incluye volquetes)	gal	263,436	J.Fernandez	21,953	21,953	21,953	
Eficiencia	tms/hd	74.65	J.Fernandez	62.97	63.44	78.11		
CONCENTRADORA								
Plan	Tratamiento Planta	tms	2,291,401	W.Cespedes	189,000	176,400	189,000	
	Zinc	%	4.02	W.Cespedes	4.02	4.01	4.01	
	Ley de Zn en mineral	%	92.57	W.Cespedes	92.50	92.50	92.50	
	Recuperación de Zn	%	153,740	W.Cespedes	12,550	11,684	12,519	
	Concentrado de Zn producido	tms	55.47	W.Cespedes	56.00	56.00	56.00	
	Ley de Concentrado de Zn	%	85,303	W.Cespedes	7,028	6,543	7,010	
	Zn en concentrado producido	tms	0.58	W.Cespedes	0.55	0.46	0.43	
	Plomo							
	Ley de Pb en mineral	%	67.03	W.Cespedes	65.00	60.00	60.00	
	Recuperación de Pb	%	13,609	W.Cespedes	1,040	749	750	
	Concentrado de Pb producido	tms	65.00	W.Cespedes	65.00	65.00	65.00	
	Ley de Concentrado de Pb	%	8,846	W.Cespedes	676	487	488	
	Pb en concentrado producido	tms	0.59	W.Cespedes	0.56	0.70	0.58	
	Cobre							
	Ley de Cu en Mineral	%	67.56	W.Cespedes	65.00	70.00	65.00	
	Recuperación de Cu	%	37,601	W.Cespedes	2,808	3,528	2,808	
	Concentrado de Cu producido	tms	24.25	W.Cespedes	24.50	24.50	24.50	
	Ley de Concentrado de Cobre	%	9.118	W.Cespedes	688	864	713	
	Cu en concentrado producido	tms	0.80	W.Cespedes	0.80	0.80	0.80	
	Consumos							
	Consumo Bolsas Molino Primario	Kg/t	350	W.Cespedes	350	350	350	
Reactivo Sulfato de Cobre	g/l	24.50	W.Cespedes	24.50	24.50	24.50		
Consumo de Energía	Kwh/t							
MANTENIMIENTO								
Productividad	Disponibilidad Planta de Relleno en Pasta	%	85.00	D.Castro	85.00	85.00	85.00	
	Disponibilidad Scoops	%	85.00	D.Castro	85.00	85.00	85.00	
	Disponibilidad Jumbos	%	80.00	D.Castro	80.00	80.00	80.00	
	Disponibilidad Chancadora Primaria	%	85.00	D.Castro	85.00	85.00	85.00	
	Disponibilidad Chancadora Secundaria	%	85.00	D.Castro	85.00	85.00	85.00	
	Disponibilidad Chancadora Terciaria	%	85.00	D.Castro	85.00	85.00	85.00	
	Disponibilidad Molino de Bolsas	%	95.00	D.Castro	95.00	95.00	95.00	
MEDIO AMBIENTE								
Cumplimiento de los índices ambientales	Plomo	LMP en mlg	0.10	P. Maguiña	0.10	0.10	0.10	
	Cobre	LMP en mlg	0.50	P. Maguiña	0.50	0.50	0.50	
	Zinc	LMP en mlg	25.00	P. Maguiña	25.00	25.00	25.00	
	Piero	LMP en mlg		P. Maguiña				
	Arsenico	LMP en mlg	0.20	P. Maguiña	0.20	0.20	0.20	
	Cianuro Total	LMP en mlg	0.10	P. Maguiña	0.10	0.10	0.10	
	Calidad de Aire							
	PM10	NMP en ug/Nm3	350.00	P. Maguiña	350.00	350.00	350.00	
	Pb	NMP en ug/Nm3	1.50	P. Maguiña	1.50	1.50	1.50	
	As	NMP en ug/Nm3	6.00	P. Maguiña	6.00	6.00	6.00	
SO2	NMP en ug/Nm3	572.00	P. Maguiña	572.00	572.00	572.00		
RECURSOS HUMANOS								
Aprendizaje	Fuerza Laboral	Trabajadores	352	C.Mazabel	330	330	330	
	Capacitación	hh-cap	10.00	C.Mazabel	10.00	10.00	10.00	
INGENIERIA								
Costos	Costos Mina	US\$ X 1000	15,757	E.Medina	1,278	1,121	1,241	
	Costos Planta Concentradora	US\$ X 1000	12,184	E.Medina	1,013	944	1,020	
	Servicios Distribuibles	US\$ X 1000	14,000	E.Medina	1,160	1,068	1,205	
	Costos Administración	US\$ X 1000	561	E.Medina	44	42	40	
	Costo total Unidad	US\$ X 1000	42,503	E.Medina	3,495	3,175	3,506	
	Costos Mina	US\$/t	6.88	E.Medina	6.76	6.35	6.57	
	Costos Planta Concentradora	US\$/t	5.32	E.Medina	5.36	5.35	5.40	
	Servicios Distribuibles	US\$/t	6.11	E.Medina	6.14	6.06	6.38	
	Costos Administración	US\$/t	0.24	E.Medina	0.23	0.24	0.21	
	Costo total Unidad	US\$/t	18.55	E.Medina	18.49	18.00	18.55	
	Costo Mantenimiento Jumbos	US\$/h	40.00	E.Medina	40.00	40.00	40.00	
	Costo Mantenimiento Scoops	US\$/h	25.00	E.Medina	25.00	25.00	25.00	
	Costo total de energía	US\$/ Kw-h	0.044	E.Medina	0.044	0.044	0.044	
	Productividad	Equipos Mina						
		Utilización Scooptram de 6yd3	%	80.00	E.Medina	80.00	80.00	80.00
		Rendimiento por hora Scooptram de 6yd3	t/h	90.00	E.Medina	90.00	90.00	90.00
		Utilización Scooptram de 9.5yd3	%	80.00	E.Medina	80.00	80.00	80.00
		Rendimiento por hora Scooptram de 9.5yd3	t/h	150.00	E.Medina	150.00	150.00	150.00
		Utilización Jumbos de 02 brazos	%	50.00	E.Medina	50.00	50.00	50.00
Rendimiento Jumbos de 02 brazos		m³eef/ h	95.00	E.Medina	95.00	95.00	95.00	
Utilización Planta Relleno en pasta		%	70	E.Medina	70.00	70.00	70.00	
Rendimiento por hora		m³/h	65	E.Medina	65.00	65.00	65.00	
Sistema de transporte de mineral por fajas		t/h	398	E.Medina	390	390	390	

Cuadro N° 2.2.1-2
PROGRAMA DE PRODUCCION 2009. Unidad Minera Cerro Lindo

LABOR	ORE BODY	NIVEL	2009												Total	Reserva parcial al 31-12-2009	
			Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TM		
T160	OB2	1820	2,310													2,310	110
T850	OB2	1820	21,000	37,655	22,261											80,916	1,359
T6	OB5	1820			52,126	28,923										81,050	2,251
T875	OB2	1820										19,000	44,500	49,000		112,500	0
T130	OB2	1820						21,000	60,000	30,678						111,678	1,000
T131	OB2	1820		52,355	62,626	21,320										136,302	4,923
T260	OB2	1820	42,000	18,755	13,276	25,000										99,031	0
T925	OB2	1820	52,500	18,755	20,626	63,903										155,784	5,850
T925B	OB2	1820				29,854	31,500	33,600	22,732							117,686	0
T027	OB2	1820					12,087	21,000	20,252	60,000	6,565					119,904	0
T027C	OB2	1820								30,000	30,000					60,000	0
T132	OB2	1820						33,293								33,293	1,585
T9	OB5	1850	25,069													25,069	1,194
T3	OB5	1850						52,500	21,000	47,016						120,516	3,500
T6	OB5	1850	14,621	24,005	18,172											56,798	2,343
T7	OB5	1850						22,870								22,870	1,089
T8	OB5	1850										3,000	25,000	12,816		40,816	0
T17	OB5	1850					20,000	36,750	40,927							97,677	9,379
T15B	OB5	1850	31,500	24,875												56,375	0
T900	OB2	1850											33,000	22,000	18,000	73,000	0
T875	OB2	1850												50,000	10,000	60,000	0
T180SE	OB2	1850										59,000	44,524			103,524	0
T200SE	OB2	1850												40,000	20,000	60,000	0
T220SE	OB2	1850													80,000	80,000	0
T220NW	OB2	1850							20,000	20,000	20,330					60,330	0
T180NW	OB2	1850									29,835					29,835	0
T132NW	OB2	1850									17,884					17,884	0
T3	OB5	1880											16,000	10,000		26,000	0
T4	OB5	1880											9,000	8,000		17,000	0
T5	OB5	1880						51,473	15,000							66,473	0
T7	OB5	1880											73,476	684		74,160	0
T9C	OB5	1880							4,000	46,922	28,386					79,308	0
T11	OB5	1880							6,000	7,400						13,400	0

Anexo 2.3.1.1

PROGRAMA DE RELLENO EN PASTA 2009											
CUERPO	NIVEL	LABOR	M3 de Relleno por Labor								
			Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Setiembre
OB2	1820	T160	13,867	3,000							
OB2	1820	T140	10,000								
OB2	1820	T850		12,679	5,000						
OB5	1820	T6	5,253								
OB5	1820	T5 (Pilar)		6,750							
OB5	1820	T4		7,200							
OB2	1820	T875									
OB2	1820	T130									
OB2	1820	T131						25,195	4,000		
OB2	1820	T260					2,127	4,000			
OB2	1820	T925					13,319				
OB2	1820	T925B					6,667			6,480	26,000
OB2	1820	T875									
OB2	1820	T027									
OB2	1820	T132							7,046		
OB5	1850	T9									
OB5	1850	T3								3,004	23,000
OB5	1850	T6			12,101						
OB5	1850	T7							4,840		
OB5	1850	T8									
OB5	1850	T17							13,622	6,000	
OB5	1850	T15B				12,622	7,000				
OB2	1850	T900									
OB2	1850	T180SE									
OB2	1850	T200SE									
OB2	1850	T240SE									
OB2	1850	T220NW									6,407
OB2	1850	T180NW									
OB2	1850	T132NW									
OB5	1880	T3									
OB5	1880	T5							16,798		
OB5	1880	T7									
OB5	1880	T9B									
OB5	1880	T9C									
		TOTAL	29,120	29,629	29,723	29,112	29,195	29,508	29,278	29,004	29,407
Caudal de Bomba=	65 m3/hr	RELAVE™	84,447.81	85,925.07	86,196.38	84,424.80	84,666.47	85,573.84	84,906.84	84,110.31	85,279.33
Densidad de Pulpa=	2,790 - 2,820 Grs/Lt	CEMENTO™(3%)	2,533.43	2,577.75	2,585.89	2,532.74	2,539.99	2,567.22	2,547.21	2,523.31	2,558.38
Salm(Pulgadas)=	8.0 - 9-0 Pulg	CENIZA™(2%)	1,688.96	1,718.50	1,723.93	1,688.50	1,693.33	1,711.48	1,698.14	1,682.21	1,705.59
		Peso Total	88,670.20	90,221.32	90,506.20	88,646.04	88,899.79	89,852.54	89,152.19	88,315.83	89,543.30

Unidad Cerro Lindo
Budget 2009

PROGRAMA DE AVANCES AÑO 2009

A- AVANCES HORIZONTALES

NIVEL	CENTRO COSTO	UNID.	US\$/METRO	SECCION	Ene-09	Feb-09	Mar-09	Abr-09	May-09	Jun-09	Jul-09	Ago-09	Sep-09	Oct-09	Nov-09	Dic-09	Total	
1-EXPLORACION																		
By Pass OBE SE	1880	Inversion	Mts	608.98	5X4	70	50	50	30	30	30	30					290	
By Pass OBE SE	1820	Inversion	Mts	608.98	5X4	70	50	50	30	30	30	30					290	
By Pass OBE SE	1820	Inversion	Mts	608.98	5X4	70	50	50	30	30	30	30					290	
Cx-3070/NE	1820	Inversion	Mts	608.98	5X4	55	30	50	40	30	30	30	50	30	30	30	435	
Cx-902 (OBI)	1820	Inversion	Mts	608.98	5X4	40	40	40	40	50	50						280	
Camaras DDH Diversas	Diversos Niveles	Inversion	Mts	608.98	5X4	35	45	45	30	45	30	45	30	35	45	45	470	
Total					Total (mts)	340	265	285	200	215	200	165	80	65	75	75	2035	
Total Valorizado(US\$)					Total Inversion(US\$)	363,927	284,151	296,330	244,567	260,522	230,626	223,253	157,848	124,841	141,162	151,758	154,803	2,634,090

2-DESARROLLOS

By Pass 1910	1910	110301	Mts	608.98	5X4	45	40	40	40								165	
Cx-290	1880	110301	Mts	608.98	5X4	50	40										90	
Gal 925 NW	1880	110301	Mts	608.98	5X4			60	60	45							165	
Gal 850 NW	1880	110301	Mts	608.98	5X4			60	60	60							180	
Gal 875 NW	1880	110301	Mts	608.98	5X4						60	55	70				185	
Cv(By Pass OBE SE) 740	1880	110301	Mts	608.98	5X4	35	30										65	
Cv(By Pass OBE SE) 725	1880	110301	Mts	608.98	5X4			20	35								55	
Cv(By Pass OBE SE) 710	1880	110301	Mts	608.98	5X4					35	35						70	
Cv(By Pass OBE SE) 700	1820	110301	Mts	608.98	5X4					30	30						60	
Cv(By Pass OBE SE) 675	1820	110301	Mts	608.98	5X4						40	50					90	
Cv(By Pass OBE SE) 650	1820	110301	Mts	608.98	5X4							50	50				100	
Cv(By Pass OBE SE) 700	1850	110301	Mts	608.98	5X4	35	35										70	
Cv(By Pass OBE SE) 675	1850	110301	Mts	608.98	5X4			35	35								70	
Cv(By Pass OBE SE) 650	1850	110301	Mts	608.98	5X4					35	35						70	
By Pass OBE	1880	110301	Mts	608.98	5X4	100	100	100	100	100	100	100	100	100	75	100	100	1,175
Cx-1 (By Pass OBE)	1880	110301	Mts	608.98	5X4					60							60	
Cx-2 (By Pass OBE)	1880	110301	Mts	608.98	5X4						70						70	
Cx-3 (By Pass OBE)	1880	110301	Mts	608.98	5X4							70					70	
Cx-4 (By Pass OBE)	1880	110301	Mts	608.98	5X4								70				70	
Cx-5 (By Pass OBE)	1880	110301	Mts	608.98	5X4									70	70	70	280	
Cx-600 (OBI)	1880	110301	Mts	608.98	5X4	55											55	
Rpa (+)R78	1800	Inversion	Mts	682.06	5X4.5	140	90	90	70	70	50	70	30	45	60	60	60	835
Rpa (+)R74	1800	Inversion	Mts	682.06	5X4.5	90	90	90	70	70	70	80	80	80	100	100	100	990
Rpa (+)R74	1910	Inversion	Mts	682.06	5X4.5				40	50	40	40	50				220	
Total						550	425	495	540	555	500	505	450	295	285	330	330	5260
Total (US\$)						194,674	149,200	191,929	219,233	222,278	207,053	197,919	176,604	103,527	88,302	103,527	103,527	1,957,871

3- PREPARACIONES

Cx-1910(By Pass 1910)- 4 sucesos	1910	110401	Mts	608.98	5X4			50	50	50	50	50	40	60	50		400	
Gal 965 SE	1910	110401	Mts	608.98	5X4					50	50	50	40	10			200	
Cx-950(1910) hacia OBI	1910	110401	Mts	608.98	5X4						50	40	60	50			200	
Gal 925 MW(OBI)	1910	110401	Mts	608.98	5X4								50	50	50		150	
Gal 825 MW(OBI)	1910	110401	Mts	608.98	5X4											70	180	
Cx-Accesso a Ch ventilacion 1 Nv 1910	1910	110401	Mts	608.98	5X4								60				60	
Cx-928(ma Gal 925 OBI 1910)	1910	110401	Mts	608.98	5X4										25		25	
Gal -Stor 069 (T900)	1880	110401	Mts	608.98	5X4							75					75	
Gal -Stor 069 (T925 B)	1880	110401	Mts	608.98	5X4								75				75	
Gal -Stor 027 (T925 C)	1880	110401	Mts	608.98	5X4									75			75	
Gal-Stor 745 SE OBE	1820	110401	Mts	608.98	5X4	50	80	40	60								230	
Gal-Stor 742 SE OBE	1820	110401	Mts	608.98	5X4	50	60	40	60								210	
Gal-Stor 745 SE OBE	1850	110401	Mts	608.98	5X4	50	60	40	60								210	
Gal-Stor 742 SE OBE	1850	110401	Mts	608.98	5X4	50	60	40	60								210	
Gal- 027A OBI	1850	110401	Mts	608.98	5X4	60											60	
Gal- 027B OBI	1850	110401	Mts	608.98	5X4		70										70	
Gal- 027C OBI	1850	110401	Mts	608.98	5X4			60									60	
Gal-206 OBI	1850	110401	Mts	608.98	5X4	50	60										110	
Gal-925SE (OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4					75	55	100	50				280	
Gal-65SE (OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4					100	100	100	100	100	100	45	645	
Gal-800 (OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4			120	100	20							240	
Gal-810(OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4				100	180							280	
Gal del 125 al 240 (OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4			50	50	100	100	100	100	200	185		885	
By Pass 900(OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4									100	100	100	440	
Cx-3070 (OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4					50	50	50	50				200	
Gal del 825 al 925(OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4							65	210	280	280		1,115	
By Pass 901(OBI)	1800	110401	Mts	608.98	5X4									100	100	150	250	
Gal 742 OBE	1800	110401	Mts	608.98	5X4										100		100	
Total						310	510	420	460	430	500	530	670	840	840	800	795	7,105
Total Valorizado(US\$)						188,784	310,580	255,772	280,131	261,861	304,450	322,759	408,017	511,543	511,543	487,184	494,139	4,326,803

TOTAL AVANCE HORIZONTAL (MTS)					1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	14400
-------------------------------	--	--	--	--	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	-------

B- AVANCES VERTICALES

NIVEL	CENTRO COSTO	UNIDADES	US\$/METRO	SECCION	Ene-09	Feb-09	Mar-09	Abr-09	May-09	Jun-09	Jul-09	Ago-09	Sep-09	Oct-09	Nov-09	Dic-09	Total
1-EXPLORACION																	
Ch-725(ma superior al 1970, luego del 1970 al 1910)	(Bsp-1970-1910)	110406	Mts	1200	3,8*3,8					100	100	100	100	100	100		600
Total						25000	25000	25000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000	120,000			795,000
Total Valorizado(US\$)																	
2-DESARROLLOS																	
Total																	
Total Valorizado(US\$)																	
3- PREPARACIONES																	
Ch- Ventilacion 1 (gal By Pass 1910)luego al 1970)	1910	110403	Mts	250	1,5*1,5												60
Ch- Ventilacion (gal 1880 al 1910 p circuitos)	1880	110403	Mts	250	1,5*1,5									30			30
Ch-725(ma 1880 al 1889 - Eje Superficial Roofing	1820	110403	Mts	250	1,5*1,5							30					30
Ch-725(ma 1880 al 1889 - Eje Superficial Roofing	1850	110403	Mts	250	1,5*1,5								30				30
Ch-725(ma 1880 al 1910 - Eje Superficial R roofing	1880	110403	Mts	250	1,5*1,5			30	30	30	30						150
Ch-Diversas Preparacio Cara Libre Tacos diversos	Diversos Niveles	110403	Mts	250	1,5*1,5	120	90</										



Cuadro N° 2.2.3.3

PROGRAMA DE TRATAMIENTO METALURGICO 2009													
TOTAL DIAS MES	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	365
DIAS MTO PLANTA PROCESOS	1	0	1	0	1	0	1	1	0	1	0	1	6
DIAS NETOS DE TRATAMIENTO PLANTA PROCESOS	30	28	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	358
	6300	6300	6300	6300	6300	6300	6500	6500	6500	6500	6500	6500	

DESCRIPCION	UND	2009												TOTAL 2009
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
MINERAL TRATADO	TMS	189,000	176,400	189,000	189,000	189,000	189,000	195,000	195,000	195,000	195,000	195,000	195,000	2,291,400
Plata	Onz/TM	0.69	0.61	0.57	0.87	0.61	0.76	0.79	1.29	1.29	1.03	0.82	1.09	0.87
Plomo	%	0.55	0.46	0.43	0.50	0.67	0.58	0.61	0.70	0.68	0.60	0.55	0.57	0.58
Zinc	%	4.02	4.01	4.01	4.01	4.10	4.00	4.00	4.00	4.03	4.00	4.06	4.02	4.02
Cobre	%	0.56	0.70	0.58	0.63	0.59	0.62	0.60	0.62	0.59	0.46	0.54	0.59	0.59

Concentrado de Plomo	TMH	1,040	749	750	945	1,364	1,096	1,281	1,512	1,428	1,260	1,073	1,112	13,609
GRADO														
Ley de Ag	Onz/TM	43.91	50.28	50.26	60.90	29.66	45.86	50.51	69.88	73.99	66.95	62.62	80.32	57.29
Ley de Pb	%	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00
Zinc	%	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70
Cobre	%	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70
RECUPERACION														
Recuperacion de Ag	%	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	35.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	42.00	38.57
Recuperacion de Pb	%	65.00	60.00	60.00	65.00	70.00	65.00	70.00	72.00	70.00	70.00	65.00	65.00	66.49
Zinc	%	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Cobre	%	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70
Radio de Concentracion		181.82	235.49	251.92	200.00	138.59	172.41	152.22	128.97	136.55	154.76	181.82	175.44	175.18

Concentrado de Cobre	TMH	2,808	3,528	2,908	3,402	2,958	3,348	3,413	3,526	3,260	2,243	2,852	3,356	37,601
GRADO														
Ley de Ag	Onz/TM	11.61	7.63	9.26	12.08	9.74	10.70	13.54	21.40	23.15	26.87	16.82	19.00	15.27
Plomo	%	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00
Zinc	%	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00
Ley de Cu	%	24.50	24.50	24.50	24.50	24.50	24.50	24.00	24.00	24.00	24.00	24.00	24.00	24.24
RECUPERACION														
Plata	%	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	27.55
Plomo	%	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60	6.60
Recuperacion de Cu	%	65.00	70.00	65.00	70.00	65.00	70.00	70.00	70.00	68.00	60.00	65.00	70.00	67.32
Radio de Concentracion		67.31	50.00	64.99	55.56	63.88	56.45	57.14	55.30	59.82	86.96	68.38	58.11	62.09

Concentrado de Zinc	TMH	12,550	11,684	12,519	12,519	12,869	12,488	13,118	13,118	13,216	13,118	13,358	13,184	153,740
GRADO														
Plata	Onz/TM	0.99	0.87	0.82	1.25	0.85	1.09	1.20	1.82	1.81	1.45	1.14	1.53	1.24
Plomo	%	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70
Ley de Zn	%	56.00	56.00	56.00	56.00	56.00	56.00	55.00	55.00	55.00	55.00	55.00	55.00	55.49
Cobre	%	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30
RECUPERACION														
Plata	%	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50
Plomo	%	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80	8.80
Recuperacion de Zn	%	92.50	92.50	92.50	92.50	93.00	92.50	92.50	92.50	92.50	92.50	92.80	92.50	92.57
Radio de Concentracion		15.06	15.10	15.10	15.10	14.69	15.14	14.86	14.86	14.75	14.86	14.60	14.79	14.91

Relieve final	TMS	172,603	160,439	172,823	172,134	171,809	172,068	177,188	176,844	177,096	178,379	177,718	177,349	2,086,450
Ley de Plata	Onz/TM	0.23	0.20	0.19	0.29	0.20	0.25	0.16	0.26	0.26	0.21	0.17	0.22	0.22
Plomo	%	0.13	0.11	0.10	0.10	0.13	0.13	0.11	0.12	0.14	0.12	0.13	0.13	0.12
Zinc	%	0.23	0.20	0.23	0.21	0.21	0.21	0.21	0.22	0.22	0.25	0.22	0.21	0.22
Cobre	%	0.10	0.12	0.12	0.10	0.11	0.09	0.08	0.09	0.09	0.09	0.09	0.08	0.10
Total Concentrados	TMH	16,397	15,961	16,177	16,866	17,191	16,932	17,812	18,157	17,904	16,621	17,283	17,651	204,950

CUADRO N° 2.3.8.1

GENERACION Y DISTRIBUCION DE ENERGIA ELECTRICA 2009

CONCEPTO	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	PROMED
A) GENERACION DE ENERGIA (KW-Hr)	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009
COMPRA SISTEMA INTERCONECTADO	6 589 448	5 951 759	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 376 885	6 589 448	77 585 435
GENERACION TERMICA PROPIA	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
GRAN TOTAL (Kw-h)	6 589 448	5 951 759	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 376 885	6 589 448	77 585 435
COSTO ENERGIA (US\$/KW-HR)	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436	0.0436
B) DISTRIBUCION DE CONSUMO DE ENERGIA (Kw-Hr)													
B1) CONSUMO PLANTA CONCENTRADORA	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE	PROMED
	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009	2009
1 CHANCADO PRIMARIO F-5	306 432	276 777	306 432	296 547	306 432	296 547	306 432	306 432	296 547	306 432	296 547	306 432	3607 986
2 CHANCADO SECUNDARIO Y TERCARIO	199 173	179 898	199 173	192 748	199 173	192 748	199 173	199 173	192 748	199 173	192 748	199 173	2345 103
3 MOLIENDA	2131 219	1924 972	2131 219	2062 470	2131 219	2062 470	2131 219	2131 219	2062 470	2131 219	2062 470	2131 219	25093 383
4 FLOTACION Pb, Zn Y Cu	885 338	799 660	885 338	856 779	885 338	856 779	885 338	885 338	856 779	885 338	856 779	885 338	10424 141
5 COMPRESORAS Y SOPLADORES	358 222	323 555	358 222	346 666	358 222	346 666	358 222	358 222	346 666	358 222	346 666	358 222	4217 775
6 ESPESADOR Y FILTRADO	425 134	383 992	425 134	411 420	425 134	411 420	425 134	425 134	411 420	425 134	411 420	425 134	5005 615
7 RELAVES Y ESPESADOR	448 942	405 496	448 942	434 460	448 942	434 460	448 942	448 942	434 460	448 942	434 460	448 942	5285 932
8 RELLENO EN PASTA	236 463	213 579	236 463	228 835	236 463	228 835	236 463	236 463	228 835	236 463	228 835	236 463	2784 158
TOTAL PLANTA CONCENTRADORA	4990 923	4507 930	4990 923	4829 926	4990 923	4829 926	4990 923	4990 923	4829 926	4990 923	4829 926	4990 923	58764 094
B2) CONSUMO MINA													
1 EQUIPOS DE PERFORACION	260 534	235 321	260 534	252 129	260 534	252 129	260 534	260 534	252 129	260 534	252 129	260 534	3067 575
2 VENTILACION, COMPRESORES	327 739	296 023	327 739	317 167	327 739	317 167	327 739	327 739	317 167	327 739	317 167	327 739	3858 865
3 BOMBEO	16 068	14 513	16 068	15 550	16 068	15 550	16 068	16 068	15 550	16 068	15 550	16 068	189 189
4 ILUMINACION MINA	19 460	17 577	19 460	18 833	19 460	18 833	19 460	19 460	18 833	19 460	18 833	19 460	229 129
5 OFICINAS, CAMPAMENTOS Y OTROS	102 581	92 654	102 581	99 272	102 581	99 272	102 581	102 581	99 272	102 581	99 272	102 581	1207 809
TOTAL MINA	726 382	656 087	726 382	702 951	726 382	702 951	726 382	726 382	702 951	726 382	702 951	726 382	8552 568
B3) CONSUMO ESTACION DE BOMBEO													
1 ESTACION 01	227 047	205 075	227 047	219 723	227 047	219 723	227 047	227 047	219 723	227 047	219 723	227 047	2673 297
2 PLANTA DESALADORA	102 132	92 248	102 132	98 838	102 132	98 838	102 132	102 132	98 838	102 132	98 838	102 132	1202 523
3 ESTACION 02	239 818	216 610	239 818	232 082	239 818	232 082	239 818	239 818	232 082	239 818	232 082	239 818	2823 661
4 ESTACION 03	239 818	216 610	239 818	232 082	239 818	232 082	239 818	239 818	232 082	239 818	232 082	239 818	2823 661
5 ESTACION JAHUAY	63 328	57 199	63 328	61 285	63 328	61 285	63 328	63 328	61 285	63 328	61 285	63 328	745 632
TOTAL SISTEMA DE BOMBEO	872 142	787 742	872 142	844 009	872 142	844 009	872 142	872 142	844 009	872 142	844 009	872 142	10268 774
CONSUMO CERRO LINDO EN KWH	6 589 448	5 951 759	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 589 448	6 376 885	6 589 448	6 376 885	6 589 448	77 585 435
COSTO FACTURADO SIN IGV US\$/.	287 300	259 497	287 300	278 032	287 300	278 032	287 300	287 300	278 032	287 300	278 032	287 300	281 894

Carlos Raúl Toro Vichez

FIGMM - UNI

Budget 2009

CUADRO N° 2.4.3

PRESUPUESTO OPERATIVO 2009

DETERMINACION DE LOS DIVERSOS COSTOS POR NATURALEZA DE GASTO													
	Ene-09	Feb-09	Mar-09	Abr-09	May-09	Jun-09	Jul-09	Ago-09	Sep-09	Oct-09	Nov-09	Dic-09	Total
1.-MINA													
\$	1,277,713	1,120,753	1,240,806	1,327,250	1,373,996	1,456,974	1,483,411	1,472,380	1,085,967	1,240,512	1,261,198	1,416,310	15,757,271
\$/tm	6.760	6.353	6.565	7.022	7.270	7.709	7.607	7.551	5.569	6.362	6.468	7.263	6.877
2.- PLANTA PROCESOS													
\$	1,013,463	944,125	1,020,150	989,720	1,020,150	996,407	1,040,758	1,023,702	1,047,445	1,017,015	1,047,445	1,023,702	12,184,181
\$/tm	5.362	5.352	5.398	5.237	5.398	5.272	5.337	5.250	5.372	5.215	5.372	5.250	5.317
3.- MANTENIMIENTO													
\$	919,700	828,060	964,782	930,187	965,608	869,064	1,007,807	829,285	969,711	1,015,852	897,390	917,707	11,115,153
\$/tm	4.866	4.694	5.105	4.922	5.109	4.598	5.168	4.253	4.973	5.209	4.602	4.706	4.851
4.- SERVICIOS TECNICOS													
\$	79,039	78,809	79,039	79,039	79,039	79,039	79,327	79,327	79,327	79,327	79,327	79,327	949,963
\$/tm	0.418	0.447	0.418	0.418	0.418	0.418	0.407	0.407	0.407	0.407	0.407	0.407	0.415
5.- MEDIO AMBIENTE													
\$	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	56,843	682,117
\$/tm	0.301	0.322	0.301	0.301	0.301	0.301	0.292	0.292	0.292	0.292	0.292	0.292	0.298
6.- RRHH													
\$	44,147	41,648	40,381	47,815	50,981	43,447	50,648	44,047	40,647	45,814	44,048	67,481	561,106
\$/tm	0.234	0.236	0.214	0.253	0.270	0.230	0.260	0.226	0.208	0.235	0.226	0.346	0.245
7.- RELACIONES COMUNITARIAS													
\$	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	18,848	226,171
\$/tm	0.100	0.107	0.100	0.100	0.100	0.100	0.097	0.097	0.097	0.097	0.097	0.097	0.099
8.- SEGURIDAD													
\$	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	36,459	437,512
\$/tm	0.193	0.207	0.193	0.193	0.193	0.193	0.187	0.187	0.187	0.187	0.187	0.187	0.191
9.- ADMINISTRACION													
\$	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	49,128	589,533
\$/tm	0.260	0.279	0.260	0.260	0.260	0.260	0.252	0.252	0.252	0.252	0.252	0.252	0.257
10.-COSTO TOTAL													
	189,000	176,400	189,000	189,000	189,000	189,000	195,000	195,000	195,000	195,000	195,000	195,000	2,291,400
Materiales	1,633,765	1,452,719	1,655,904	1,673,516	1,751,239	1,751,401	1,849,340	1,752,840	1,583,504	1,762,244	1,732,912	1,735,241	20,334,623
Mano de Obra	606,963	608,800	608,800	629,600	629,600	629,600	629,600	629,600	629,600	629,600	629,600	629,600	7,490,961
Terceros	1,152,586	1,082,725	1,124,080	1,141,519	1,152,737	1,173,734	1,201,040	1,187,209	1,052,965	1,089,814	1,096,521	1,165,730	13,620,660
Der. Vigencia	38,379	37,070	37,091	37,735	37,306	36,662	37,822	38,252	36,212	34,280	34,280	34,280	439,370
Otros	26,125	(44,100)	42,370	13,844	41,095	(17,763)	72,563	(30,744)	49,232	10,997	(35,489)	68,090	196,221
CTS	37,523	37,460	38,190	39,075	39,075	32,575	32,862	32,862	32,862	32,862	32,862	32,862	421,071
Total(\$)	3,495,341	3,174,673	3,506,435	3,535,289	3,651,051	3,606,209	3,823,228	3,610,018	3,384,375	3,559,797	3,490,686	3,665,804	42,502,906
Costo Unitario Total(US\$/TM)	18.494	17.997	18.553	18.705	19.318	19.080	19.606	18.513	17.356	18.255	17.901	18.799	18.5489

Carlos Raúl Toro Vichez

FIGMM - UNI

Unidad Cerro Lindo

Budget 2009

INVERSIONES PERIODO 2009

CUADRO 2.5.2

		MONTO INVERSION (US\$) 2009												
AREA	DESCRIPCION	Total 2009	Ene-09	Feb-09	Mar-09	Abr-09	May-09	Jun-09	Jul-09	Ago-09	Sep-09	Oct-09	Nov-09	Dic-09
TOTAL MINA		8,043,962	526,461	471,684	668,664	623,500	1,319,456	874,859	1,017,186	873,156	482,349	483,070	373,666	329,911
TOTAL PLANTA PROCESOS		1,660,000	500,000	50,000	85,000	-	50,000	775,000	-	-	25,000	-	150,000	25,000
TOTAL MEDIO AMBIENTE		221,000	35,000	15,000	11,000	20,000	20,000	120,000	-	-	-	-	-	-
TOTAL MANTENIMIENTO		2,132,400	201,700	242,000	370,800	247,050	282,700	178,750	120,550	212,550	63,450	47,000	87,550	78,300
TOTAL SERVICIOS TECNICOS		143,500	19,000	30,000	42,000	40,000	12,500	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL		40,000	5,000	5,000	5,000	-	-	5,000	5,000	5,000	-	-	5,000	5,000
TOTAL SISTEMAS		1,037,000	96,000	71,000	116,000	76,000	81,000	71,000	146,000	51,000	66,000	96,000	116,000	51,000
TOTAL RRHH		900,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000	75,000
TOTAL ADMINISTRACION GENERAL		60,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000
TOTAL RESPONSABILIDAD SOCIAL		240,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000	20,000
TOTAL INVERSION EN ACTIVO FIJO		14,477,862	1,483,161	984,684	1,398,464	1,106,550	1,865,656	2,124,609	1,388,736	1,241,706	736,799	726,070	832,216	589,211

Unidad Cerro Lindo

CUADRO 2.6.2**Budget 2009**

FLUJO DE CAJA													
	Ene-09	Feb-09	Mar-09	Abr-09	May-09	Jun-09	Jul-09	Ago-09	Sep-09	Oct-09	Nov-09	Dic-09	TOTAL
TONELAJE DE MINERAL	189,000	176,400	189,000	189,000	189,000	189,000	195,000	195,000	195,000	195,000	195,000	195,000	2,291,401
VENTAS(US\$)	6,455,757	6,551,257	6,251,522	6,845,549	6,972,014	6,939,104	7,694,679	8,026,832	7,737,446	6,662,655	7,062,401	7,491,191	84,690,407
Conc. Pb	1,002,173	722,125	723,246	911,066	1,314,739	1,056,837	1,296,751	1,530,591	1,445,558	1,275,493	1,085,687	1,125,167	13,489,433
Conc. Cu	2,310,334	2,902,712	2,392,837	2,799,044	2,434,131	2,754,639	2,948,067	3,046,379	2,816,149	1,937,301	2,463,763	2,898,911	31,704,268
Conc. Zn	3,143,250	2,926,420	3,135,439	3,135,439	3,223,144	3,127,628	3,449,861	3,449,861	3,475,739	3,449,861	3,512,951	3,467,113	39,496,707
GASTO DE VENTAS	3,495,341	3,174,673	3,506,435	3,535,289	3,651,051	3,606,209	3,823,228	3,610,018	3,384,375	3,559,797	3,490,686	3,665,804	42,502,906
INGRESO NETO VENTAS	2,960,416	3,376,584	2,745,087	3,310,260	3,320,962	3,332,896	3,871,451	4,416,813	4,353,072	3,102,858	3,571,715	3,825,387	42,187,501
FLUJO DE OPERACIÓN	2,960,416	3,376,584	2,745,087	3,310,260	3,320,962	3,332,896	3,871,451	4,416,813	4,353,072	3,102,858	3,571,715	3,825,387	42,187,501
Inversiones en Activo Fijo	1,158,708	710,581	1,120,808	865,058	1,655,208	1,943,758	1,221,092	1,068,092	603,992	592,542	688,092	488,842	12,116,771
TOTAL INVERSIONES	1,158,708	710,581	1,120,808	865,058	1,655,208	1,943,758	1,221,092	1,068,092	603,992	592,542	688,092	488,842	12,116,771
FLUJO DE CAJA LIBRE	1,801,708	2,666,003	1,624,279	2,445,202	1,665,754	1,389,138	2,650,359	3,348,721	3,749,080	2,510,316	2,883,623	3,336,545	30,070,730

Cuadro N° 3.1.2
PROGRAMA DE PERFORACION DIAMANTINA DDH 2009 A 2013

Budget 2009

DESCRIPCION	Und.	2010				2011		2012	2013	
		2009	1° TRIMESTRE	2° TRIMESTRE	3° TRIMESTRE	4° TRIMESTRE	1° SEMESTRE	2° SEMESTRE	ANUAL	ANUAL
PERFORACION DIAMANTINA										
1.- SUPERFICIE										
1.1.- Exploracion										
OB1	m	1,500								
Extremo NW	m	3,000	1,500	1,500	1,750	1,750	1,900	1,900		
Anomalias Millay	m						2,000	2,000		
OB3-OB4	m	2,500	1,000	1,275						
Anomalias Campanario	m						2,000	2,000		
Perforacion regional (volcanico)	m								7,000	
Perforacion regional (intrusivo y volcanico terciario)	m								6,500	
Total Exloración (Inversion 1)	m	7,000	2,500	2,775	1,750	1,750	5,900	5,900	13,500	10,000
1.2.- Recategorizacion										
OB1	m	1,000					1,500	1,500		
OB2	m	1,000								
Total Recategorización (Costo Operativo 1)		2,000	-	-	-	-	1,500	1,500	-	-
2.- INTERIOR MINA										
1.1.- Exploracion										
OB4	m	1,750			525	525				
OB3	m	1,750			500	500				
OB7	m	3,000	875	600	600	600	850	850		
Perforacion regional (intrusivo y volcanico terciario)	m								3,500	
Total Exploración (Inversion 2)	m	6,500	875	600	1,625	1,625	850	850	-	3,500
1.2.- Recategorizacion										
OB1	m				700	700				
OB4	m	800	700	700						
OB3	m	800								
OB7	m	2,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,500	1,500	4,000	
OB6	m	2,000	325	325	325	325	1,050	1,050	4,100	
OB5A	m	500								
Total Recategorización (Costo Operativo 2)	m	6,100	2,025	2,025	2,025	2,025	2,550	2,550	8,100	8,100
Total Exploración (Inversion 1+2)	m	13,500	3,375	3,375	3,375	3,375	6,750	6,750	13,500	13,500
Total Recategorización (costo operativo 1+2)	m	8,100	2,025	2,025	2,025	2,025	4,050	4,050	8,100	8,100
Gran Total DDH en Cerro Lindo 2009 a 2013	m	21,600	5,400	5,400	5,400	5,400	10,800	10,800	21,600	21,600

OBSERVACIÓN: En el programa se esta considerando tres maquinas diamantinas dos en superficie y una en interior mina con un avance de 600 metros por maquina

Cuadro N° 3.2.1-2
PROGRAMA DE PRODUCCION 2010 AL 2013. Unidad Minera Cerro Lindo

ORE BODY	LABOR	NIVEL	RESERVAS AL 31-12-09	LEYES				V.M.	2010				2011		2012	2013	Total	
				%Zn	%Pb	%Cu	Oz.Ag		US\$	1er Trimestre	2do Trimestre	3er Trimestre	4to Trimestre	1º Semestre	2º Semestre	Anual	Anual	TM
OB2	T027	1820	1,233,615	4.17	0.48	0.91	0.97	42.46		51,765	33,127							84,892
OB2	T134	1820	84,574	4.48	0.88	0.86	1.25	87.66									84,574	84,574
OB2	T135	1820	83,845	3.22	0.68	1.24	1.19	83.74		83,845								83,845
OB2	T925B	1850	112,552	0.91	0.08	1.42	1.20	59.36					112,552					112,552
OB2	T875B	1850	138,874	4.16	0.45	0.58	0.98	70.46						111,515				111,515
OB2	T925	1850	198,229	4.30	0.97	0.36	2.04	75.36				198,229						198,229
OB2	T900	1850	145,796	4.68	1.27	0.47	2.18	86.19				27,359	118,437					145,796
OB2	T875	1850	148,416	4.53	0.78	0.49	1.21	75.83				71,224						71,224
OB2	T160SE	1850	88,022	3.79	0.54	0.80	0.66	71.98					88,022					88,022
OB2	T220SE	1850	77,220	6.08	1.32	0.37	2.08	97.91					77,220					77,220
OB2	T240SE	1850	192,862	5.23	0.57	0.38	1.07	77.18					142,862					142,862
OB2	T260SE	1850	68,282	5.10	1.08	0.46	2.19	88.78						68,282				68,282
OB2	T220NW	1850	72,881	4.62	0.81	0.51	1.66	79.93						72,881				72,881
OB2	T220NW	1850	60,330	4.45	1.00	0.45	1.95	78.09						60,330				60,330
OB2	T130SE	1850	71,151	3.82	0.67	0.47	0.93	63.87					9,000					9,000
OB2	T131	1850	116,873	5.42	0.84	0.60	1.62	90.26						116,873				116,873
OB5	T1	1850	127,133	3.30	0.51	0.33	0.01	49.47		12,133	115,000							127,133
OB5	T14	1850	55,594	1.84	0.16	0.67	0.03	41.32		25,594	22,000							55,594
OB5	T18	1850	115,999	2.44	0.40	0.66	0.05	56.80		80,000	35,999							115,999
OB5	T15	1850	81,813	2.01	0.31	0.49	0.01	40.60		25,000	56,813							81,813
OB5	T15B	1850	55,826	3.76	0.56	0.57	0.03	62.15		18,812								18,812
OB5	454	1620	655,525	2.36	0.21	1.03	0.72	34.60		73,447	230,000							303,447
OB5	454	1650	1,654,255	3.06	0.22	1.03	0.17	38.47				220,000						220,000
OB5	454	1680	2,159,092	4.39	0.38	0.90	1.21	43.54					309,516	329,308	1,570,268			2,209,092
OB5	454	1710	1,693,782	6.52	0.88	0.22	0.80	49.86						50,000		2,035,000		2,085,000
OB6	460	1820	879,871	2.76	0.30	0.77	0.68	31.44								544,843		869,871
OB6	460	1850	957,514	3.23	0.38	0.74	0.74	33.62								50,000		50,000
OB2	422	1650	622,273	0.39	0.01	1.44	0.73	33.39						145,000		137,344		339,929
OB2	422	1680	1,397,910	0.92	0.04	1.25	0.76	32.02										525,054
OB2	422	1820	1,469,641	3.84	0.50	0.65	0.62	33.82			452,221							452,221
OB2	422	1850	1,482,738	5.55	0.45	0.45	0.40	37.13				233,536	430,000					663,536
OB2	422	1880	851,516	4.62	0.95	0.11	0.75	40.10							851,516			851,516
OB2	422	1910	112,278	7.26	0.88	0.14	0.98	48.98							112,278			112,278
OB2	427	1880	25,194	2.72	0.08	0.42	0.56	22.56								25,194		25,194
OB2	427	1910	34,437	4.34	0.17	0.36	0.90	30.26								34,437		34,437
OB2	427	1940	13,020	4.12	0.11	0.39	0.95	29.66								13,020		13,020
OB2	433	1880	35,888	5.18	0.37	0.52	1.16	39.02								35,888		35,888
OB2	428	1650	509,404	5.08	0.66	0.42	1.18	33.82		509,404								509,404
OB2	428	1710	758,989	1.68	0.75	0.87	0.25	28.86						208,539		316,314		525,453
OB2	428	1740	748,906	6.10	0.53	0.18	0.34	44.74						421,942		326,964		748,906
OB2	428	1770	711,464	6.14	0.90	0.46	1.40	52.92			407,061	255,751	48,652					711,464
OB2	428	1800	452,391	3.65	0.54	0.35	0.53	38.75						452,391				452,391
OB2	428	1820	265,330	5.16	0.40	0.41	0.77	35.38							265,330			265,330
OB2	428	1800	116,777	6.93	0.33	0.29	0.44	39.03								116,777		116,777
	TOTAL		20,938,082	3.98	0.49	0.69	0.77	42.23		880,000	900,000	900,000	900,000	1,780,000	1,800,000	3,590,000	3,580,000	14,330,000

Carlos Raúl Toro Vichez

FIGMM - UNI

PROGRAMA GENERAL DE RELLENO EN PASTA Y RELLENO DETRITICO 2009 - 2013

ITEM	UNIDADES	2009	2010	2011	2012	2013
PRODUCCION MINERAL	TM	2,238,000	3,580,000	3,580,000	3,590,000	3,580,000
M3 vacios en minado	M3	393,495	629,451	629,451	631,209	629,451
M3 rellenos con material de mina (detrítico)	M3	83,641	83,641	83,641	83,641	83,641
Vacios en mina a ser rellenos con relave	M3	309,853	545,810	545,810	547,568	545,810
Cemento(2%)	TM	17,972	31,657	31,657	31,759	31,657
Escoria(3%)	TM	26,957	47,485	47,485	47,638	47,485
Total Peso de pasta enviado a Mina	TM	943,504	1,661,990	1,661,990	1,667,344	1,661,990
CONCENTRADOS PRODUCIDOS	TM	200,212	336,455	342,092	350,729	352,532
RELAVE GENERAL	TM	2,037,788	3,243,545	3,237,908	3,239,271	3,227,468
Gravedad Especifica relave	M3/TM	2.90	2.90	2.90	2.90	2.90
M3 de Relave General	M3	702,686	1,118,464	1,116,520	1,116,990	1,112,920
M3 de Relave General a cancha superficie	M3	392,832	572,654	570,711	569,422	567,110

Unidad Cerro Lindo
Budget 2009

Cuadro N° 3.2.3.2

TRATAMIENTO METALURGICO 2009 - 2013

DESCRIPCION	UND	2009	2010				2011		2012	2013
			1° TRIMESTRE	2° TRIMESTRE	3° TRIMESTRE	4° TRIMESTRE	1° SEMESTRE	2° SEMESTRE	ANUAL	ANUAL
MINERAL TRATADO	TMS	2,291,400	880,000	900,000	900,000	900,000	1,780,000	1,800,000	3,590,000	3,580,000
Ley de Cabeza de Plata	Onz/TM	0.87	0.92	0.86	0.85	0.91	0.89	0.88	0.87	0.78
Plomo	%	0.58	0.56	0.58	0.57	0.57	0.54	0.53	0.56	0.58
Zinc	%	4.02	4.15	4.22	4.25	4.28	4.35	4.36	4.40	4.45
Cobre	%	0.59	0.61	0.62	0.62	0.61	0.58	0.61	0.60	0.59
NSR	US\$/TM		66.06	66.85	66.96	67.14	60.75	61.61	56.06	55.91
Concentrado de Plomo	TMH	13,609	5,080	5,381	5,288	5,288	9,908	9,834	21,650	22,361
GRADO										
Plata	Onz/TM	57.29	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00	58.00
Plomo	%	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00	65.00
Zinc	%	2.70	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
Cobre	%	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70
RECUPERACION										
Plata	%	38.57	40.00	40.00	40.00	40.00	40.00	40.00	40.00	40.00
Plomo	%	66.49	67.00	67.00	67.00	67.00	67.00	67.00	70.00	70.00
Zinc	%	0.50	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07
Cobre	%	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70
Radio de Concentracion		175.18	173.2	167.3	170.2	170.2	179.7	183.0	165.8	160.1
Concentrado de Cobre	TMH	36,699	37,601	15,487	15,487	15,238	28,654	30,475	61,543	60,349
GRADO										
Plata	Onz/TM	150.50	15.27	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00	15.00
Plomo	%	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00
Zinc	%	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00
Cobre	%	24.25	24.24	24.50	24.50	24.50	24.50	24.50	24.50	24.50
RECUPERACION										
Plata	%	28.13	27.55	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00
Plomo	%	5.68	6.60	5.50	5.50	5.50	5.50	5.50	5.50	5.50
Cobre	%	67.56	67.32	68.00	68.00	68.00	68.00	68.00	70.00	70.00
Radio de Concentracion		62.44	62.09	58.11	58.11	59.06	62.12	59.06	58.33	59.32
Concentrado de Zinc	TMH	153,740	61,196	63,779	64,439	64,894	130,724	132,497	267,536	269,822
GRADO										
Plata	Onz/TM	1.24	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20
Plomo	%	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70
Zinc	%	55.49	55.50	55.50	55.50	55.50	55.50	55.50	55.50	55.50
Cobre	%	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30	1.30
RECUPERACION										
Plata	%	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50	9.50
Plomo	%	8.80	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00	8.00
Zinc	%	92.57	93.00	93.20	93.50	93.50	93.70	93.70	94.00	94.00
Radio de Concentracion		14.91	14.4	14.1	14.0	13.9	13.6	13.6	13.4	13.3
Relave final										
Ley de Plata	Onz/TM	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22
Plomo	%	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12
Zinc	%	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22	0.22
Cobre	%	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10
CONTENIDOS FINOS										
Plata (Conc.Pb)	Onzas	779,690	294,619	312,076	306,695	306,695	574,649.72	570,345.23	1,255,726.77	1,296,951.38
(Conc.Cu)	Onzas	5,523,154	574,156	232,310	232,310	228,563	429,815.51	457,126.53	923,142.86	905,228.57
(Conc.Zn)	Onzas	190,798	73,435	76,535	77,327	77,873	156,868.99	158,996.24	321,043.03	323,786.81
Total (Ag)	Onzas	6,493,643	942,210	620,921	616,332	613,131	1,161,334.23	1,186,468.00	2,499,912.65	2,525,966.77
Plomo (Conc.Pb)	TMS	8,846	3,302	3,497	3,437	3,437	6,440.04	6,391.80	14,072.80	14,534.80
Cobre (Conc.Cu)	TMS	8,899	9,116	3,794	3,794	3,733	7,020.32	7,466.40	15,078.00	14,785.40
Zinc (Conc.Zn)	TMS	85,310	33,964	35,397	35,764	36,016	72,551.91	73,535.76	148,482.40	149,751.40
Días Operativos		358	88	90	90	90	178	180	359	358
Días Mantenimiento		7	2	1	2	2	3	4	7	7

Programa de Generación y Distribución de Energía Eléctrica Presupuesto Largo Plazo (2010-2013)

A) GENERACION DE ENERGIA (KW-H)

COMPRA SISTEMA INTERCONECTADO			31,235,152	31,945,041	31,945,041	31,945,041	63,180,193	63,890,083	130,974,670	127,070,276
GENERACION TERMICA PROPIA			-	-	-	-	-	-	-	-
GRAN TOTAL (Kw-h)			31,235,152	31,945,041	31,945,041	31,945,041	63,180,193	63,890,083	130,974,670	127,070,276

					1,055			1,065	1,075	1,085	1,09
COSTO ENERGIA (US\$/KW-HR)	0.0436	0.0436	0.0460	0.0460	0.0460	0.0460	0.0464	0.0469	0.0473	0.047524	

DESCRIPCION	Factor Crecimiento del precio energia	PROMED	2010				2011		2012	2013
			1° TRIMESTRE	2° TRIMESTRE	3° TRIMESTRE	4° TRIMESTRE	1° SEMESTRE	2° SEMESTRE	ANUAL	ANUAL
B1) CONSUMO PLANTA CONCENTRADORA		2,291,400	880,000	900,000	900,000	900,000	1,780,000	1,800,000	3,690,000	3,580,000
1) CHANCADO PRIMARIO F-5	1.651	3,607,986	1,452,540	1,485,553	1,485,553	1,485,553	2,938,093	2,971,106	6,090,766	5,909,199
2) CHANCADO SECUNDARIO Y TERCIARIO	1.073	2,345,103	944,116	965,573	965,573	965,573	1,909,689	1,931,147	3,958,850	3,840,836
3) MOLIENDA	11.480	25,093,383	10,102,355	10,331,954	10,331,954	10,331,954	20,434,309	20,663,908	42,361,011	41,098,217
4) FLOTACION Pb, Zn Y Cu	4.769	10,424,141	4,196,659	4,292,038	4,292,038	4,292,038	8,488,697	8,584,076	17,597,355	17,072,773
5) COMPRESORAS Y SOPLADORES	1.930	4,217,775	1,698,036	1,736,628	1,736,628	1,736,628	3,434,663	3,473,255	7,120,173	6,907,919
6) ESPESADOR Y FILTRADO	2.290	5,005,615	2,015,213	2,061,013	2,061,013	2,061,013	4,076,226	4,122,026	8,450,153	8,198,252
7) RELAVES Y ESPESADOR	2.418	5,295,932	2,129,066	2,176,431	2,176,431	2,176,431	4,304,496	4,352,861	8,923,366	8,657,357
8) RELLENO EN PASTA	1.274	2,784,158	1,120,875	1,146,350	1,146,350	1,146,350	2,292,225	2,292,699	4,700,034	4,559,924
TOTAL PLANTA CONCENTRADORA		58,764,094	23,657,860	24,195,539	24,195,539	24,195,539	47,853,399	48,391,078	99,201,709	96,244,476
B2) CONSUMO MINA										
1) EQUIPOS DE PERFORACION	1.403	3,067,575	1,234,976	1,263,044	1,263,044	1,263,044	2,498,020	2,526,087	5,178,479	5,024,107
2) VENTILACION, COMPRESORES	1.765	3,858,865	1,553,542	1,588,850	1,588,850	1,588,850	3,142,392	3,177,699	6,514,284	6,320,091
3) BOMBEO	0.087	188,189	76,166	77,897	77,897	77,897	154,063	155,794	319,377	309,856
4) ILUMINACION MINA	0.105	229,129	92,245	94,342	94,342	94,342	188,687	188,684	386,801	375,271
5) OFICINAS, CAMPAMENTOS Y OTROS	0.553	1,207,809	486,253	497,304	497,304	497,304	983,556	994,607	2,038,945	1,978,164
TOTAL MINA		8,552,568	3,443,182	3,521,436	3,521,436	3,521,436	6,964,617	7,042,872	14,437,887	14,007,489
B3) CONSUMO ESTACION DE BOMBEO										
1) ESTACION 01	1.223	2,673,297	1,076,244	1,100,704	1,100,704	1,100,704	2,176,948	2,201,408	4,512,886	4,378,355
2) PLANTA DESALADORA	0.550	1,202,523	484,124	495,127	495,127	495,127	979,251	990,254	2,030,021	1,969,505
3) ESTACION 02	1.292	2,823,661	1,136,779	1,162,615	1,162,615	1,162,615	2,299,393	2,325,229	4,766,720	4,624,623
4) ESTACION 03	1.292	2,823,661	1,136,779	1,162,615	1,162,615	1,162,615	2,299,393	2,325,229	4,766,720	4,624,623
5) ESTACION JAHUAY	0.341	745,632	300,194	307,007	307,007	307,007	607,191	614,013	1,258,727	1,221,204
TOTAL SISTEMA DE BOMBEO		10,268,774	4,134,110	4,228,067	4,228,067	4,228,067	8,362,177	8,456,134	17,335,074	16,818,310
CONSUMO CERRO LINDO EN KWH		77,585,435	31,235,152	31,945,041	31,945,041	31,945,041	63,180,193	63,890,083	130,974,670	127,070,276
COSTO FACTURADO SIN IGV US\$.		3,382,725	1,436,755	1,469,408	1,469,408	1,469,408	2,933,709	2,994,528	6,195,888	6,038,888
RATIO DE CONSUMO \$\$/TM		1.48	1.63	1.63	1.63	1.63	1.65	1.66	1.68	1.69



**Cuadro N° 3.3.2
COSTOS QUINQUENIO 2009 - 2013 US\$**

AREA	5500TPD	10000 TPD	10000 TPD	10000 TPD	10000 TPD	10000 TPD	10000 TPD	10000 TPD	10000 TPD
	2009	2010				2011		2012	2013
	ANUAL	1° TRIMESTRE	2° TRIMESTRE	3° TRIMESTRE	4° TRIMESTRE	1° SEMESTRE	2° SEMESTRE	ANUAL	ANUAL
	2,291,400	880,000	900,000	900,000	900,000	1,780,000	1,800,000	3,590,000	3,580,000
	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)
Mina	16,979,274	6,390,384	6,468,930	6,402,240	6,335,550	12,398,412	12,404,340	24,739,767	24,405,576
Planta Procesos	14,642,046	5,510,736	5,578,470	5,520,960	5,463,450	10,691,748	10,696,860	21,334,293	21,046,104
Mantenimiento	11,777,796	4,432,736	4,487,220	4,440,960	4,394,700	8,600,248	8,604,360	17,160,918	16,929,104
Servicios Tecnicos	962,388	362,208	366,660	362,880	359,100	702,744	703,080	1,402,254	1,383,312
Seguridad y Salud Ocupacional	435,366	163,856	165,870	164,160	162,450	317,908	318,060	634,353	625,784
Medio Ambiente	710,334	267,344	270,630	267,840	265,050	518,692	518,940	1,034,997	1,021,016
Responsabilidad Social	229,140	86,240	87,300	86,400	85,500	167,320	167,400	333,870	329,360
RRHH	572,850	215,600	218,250	216,000	213,750	418,300	418,500	834,675	823,400
Administracion	618,678	232,848	238,140	238,140	238,140	470,988	451,980	949,914	889,272
US\$	46,927,872	17,661,952	17,881,470	17,699,580	17,517,690	34,286,360	34,283,520	68,425,041	67,452,928
US\$/TM	18.55	20.07	19.87	19.67	19.46	19.26	19.05	19.06	18.84

Unidad Cerro Lindo

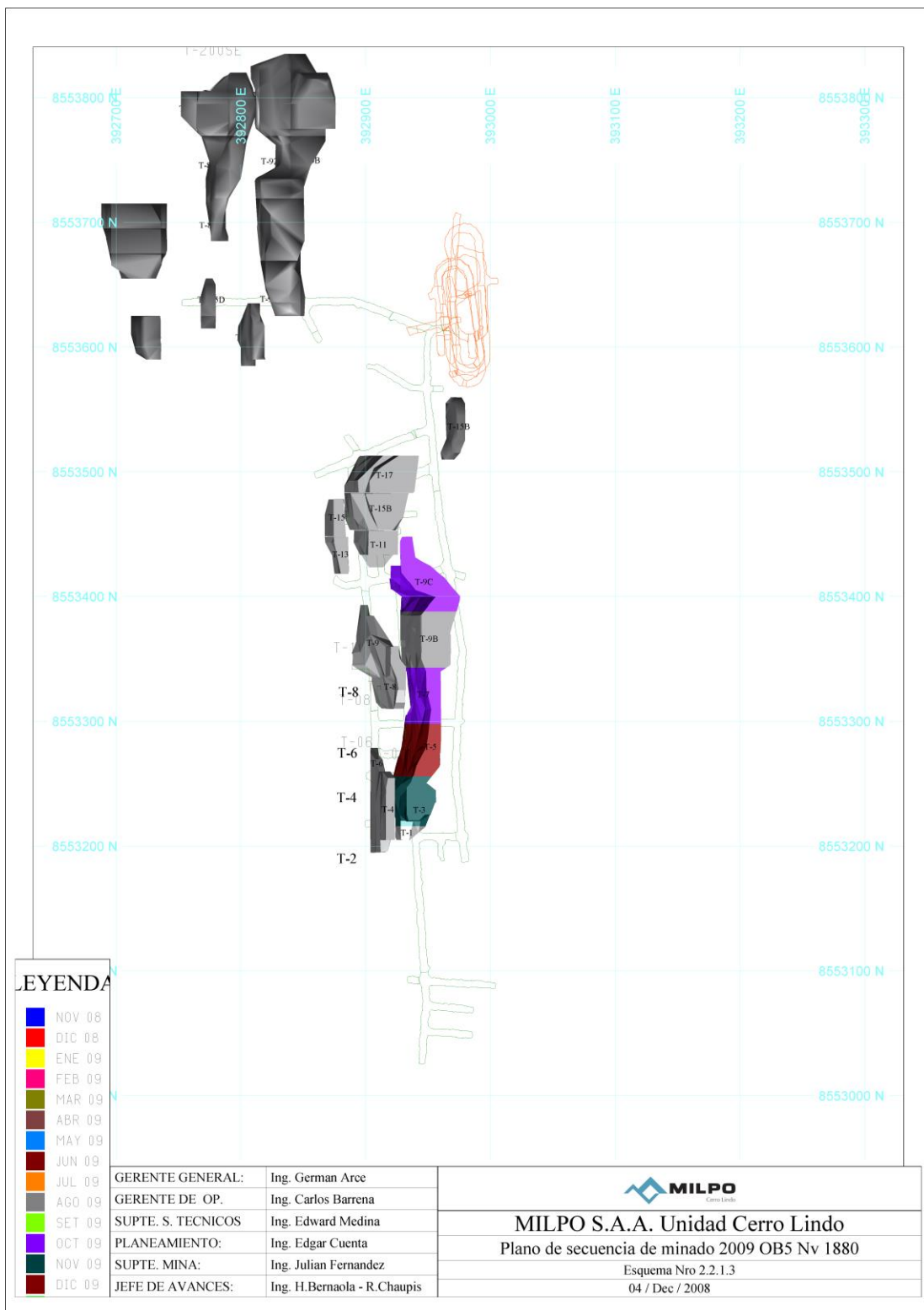
Budget 2009

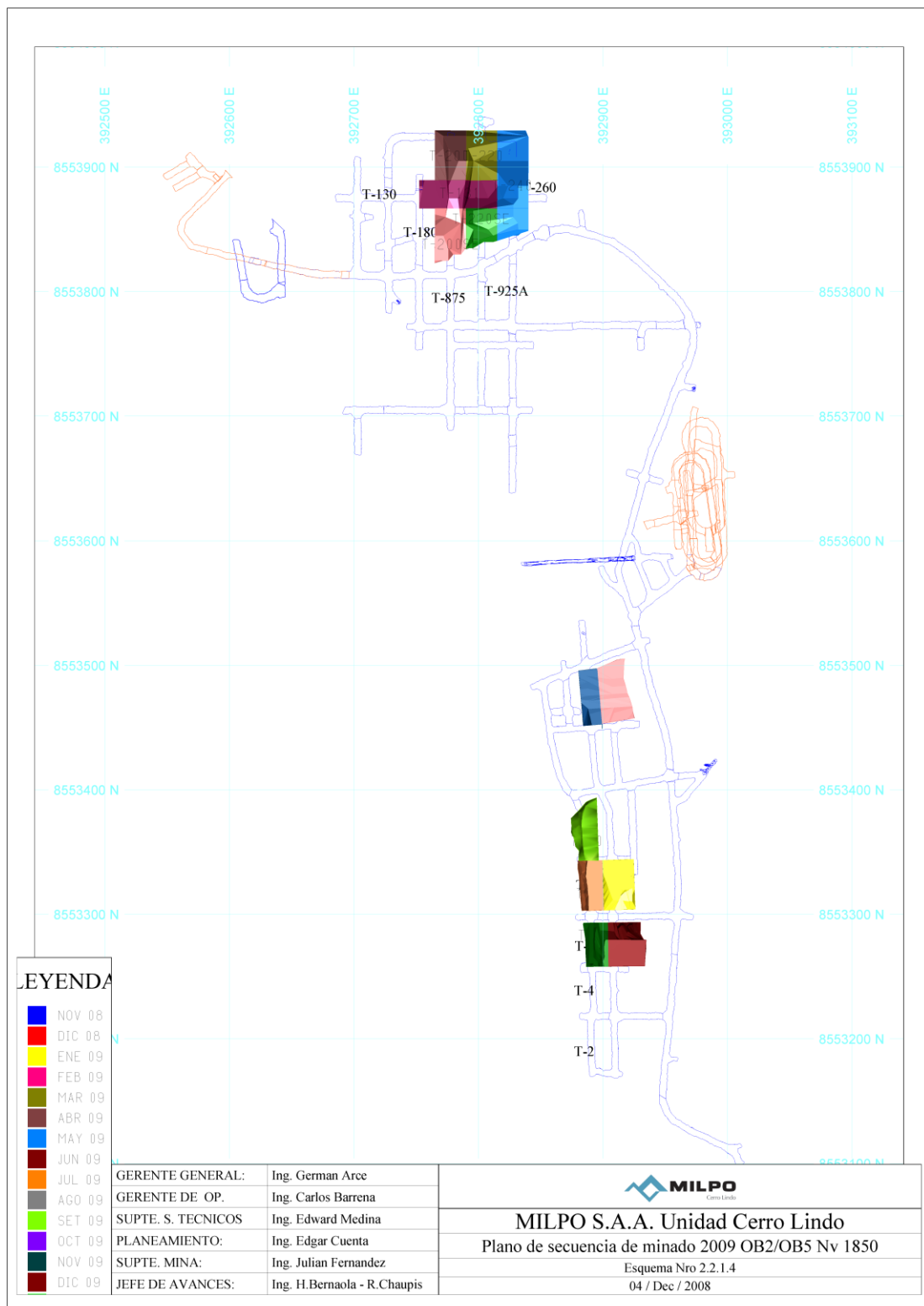
CUADRO 3..3.3

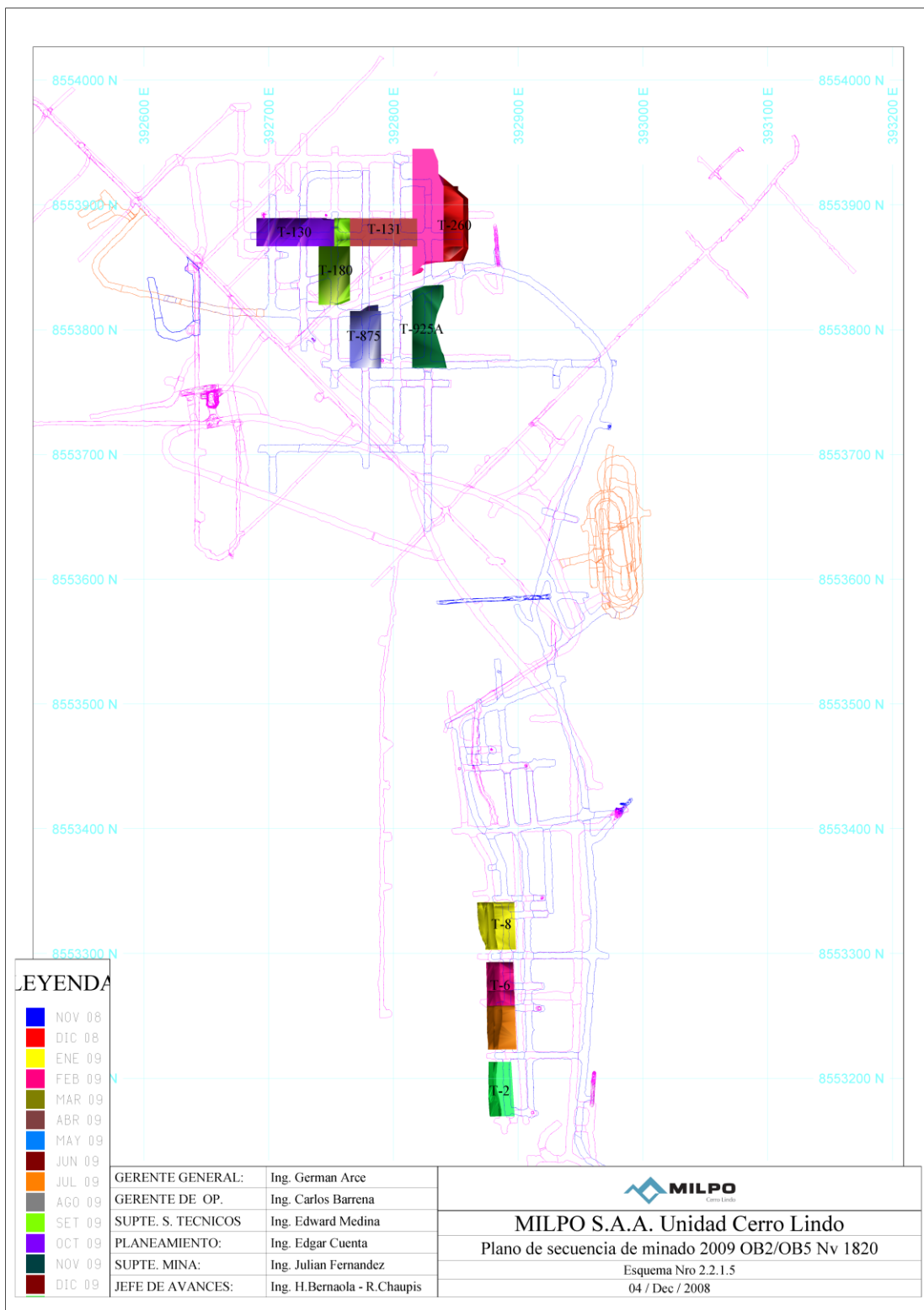
INVERSIONES PERIODO 2009-2013

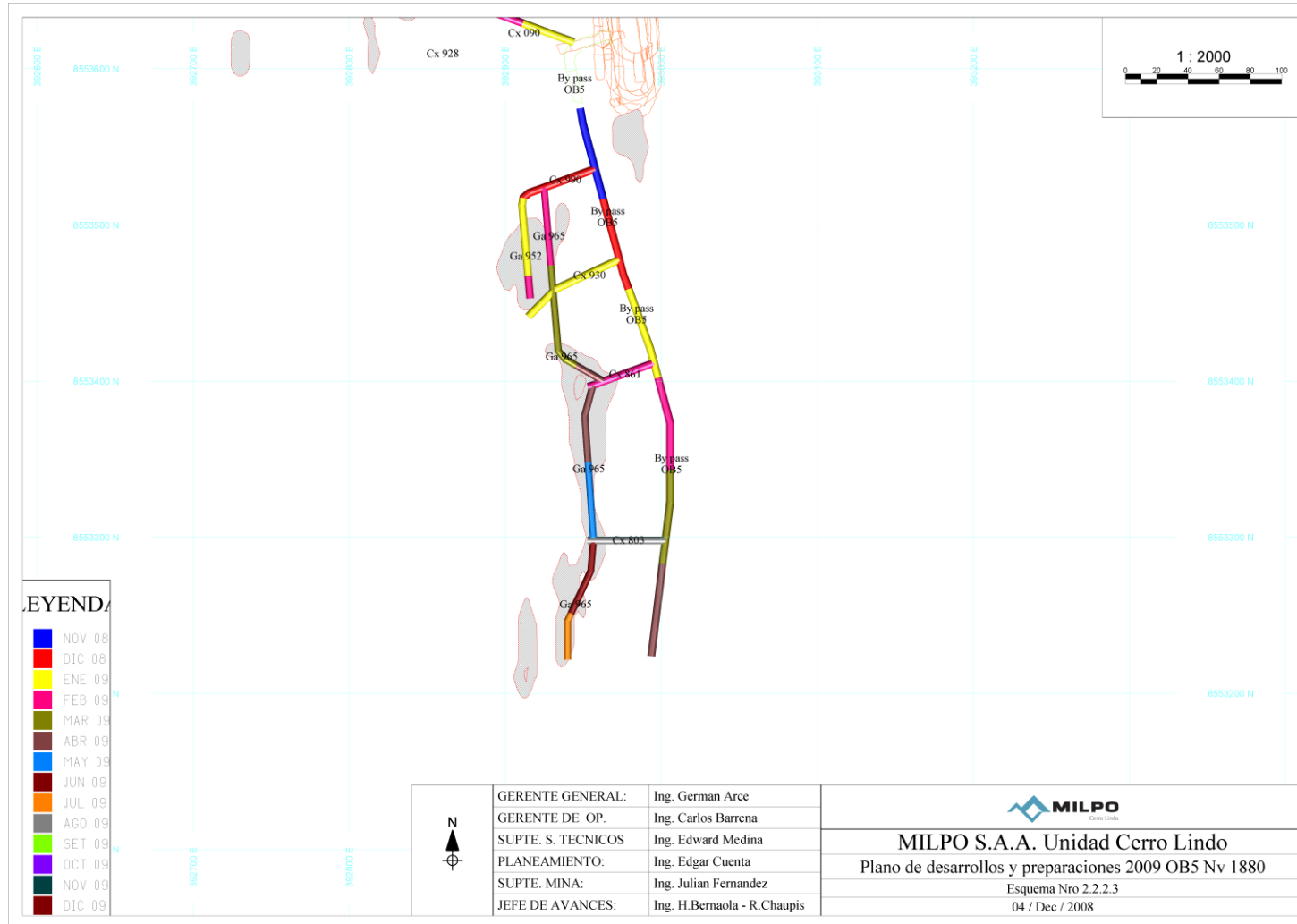
			MONTO INVERSION (US\$) 2010				2011		2012	2013
AREA	DESCRIPCION	Total 2009	1° TRIMESTRE	2° TRIMESTRE	3° TRIMESTRE	4° TRIMESTRE	1° SEMESTRE	2° SEMESTRE	ANUAL	ANUAL
TOTAL MINA		6,211,113	645,000	895,000	1,245,000	1,805,000	2,065,000	1,515,000	4,780,000	4,580,000
TOTAL PLANTA PROCESOS		1,660,000	250,000	3,900,000	-	3,200,000	3,000,000	6,000,000	4,000,000	10,000,000
TOTAL MEDIO AMBIENTE		221,000	50,000	50,000	50,000	50,000	150,000	150,000	350,000	350,000
TOTAL MANTENIMIENTO		2,132,400	736,130	548,630	694,450	579,902	1,625,454	1,171,123	1,756,869	2,311,436
TOTAL SERVICIOS TECNICOS		143,500	-	90,000	90,000	90,000	250,000	250,000	500,000	500,000
TOTAL SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL		40,000	-	98,600	-	-	98,600	-	98,600	-
TOTAL SISTEMAS		1,037,000	250,000	250,000	250,000	250,000	450,000	450,000	850,000	850,000
TOTAL RRHH		900,000	280,000	414,000	455,000	325,000	500,000	500,000	500,000	500,000
TOTAL ADMINISTRACION GENERAL		60,000	20,000	20,000	20,000	20,000	50,000	50,000	120,000	120,000
TOTAL RESPONSABILIDAD SOCIAL		240,000	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL INVERSION EN ACTIVO FIJO		12,645,013	2,231,130	6,266,230	2,804,450	6,319,902	8,189,054	10,086,123	12,955,469	19,211,436

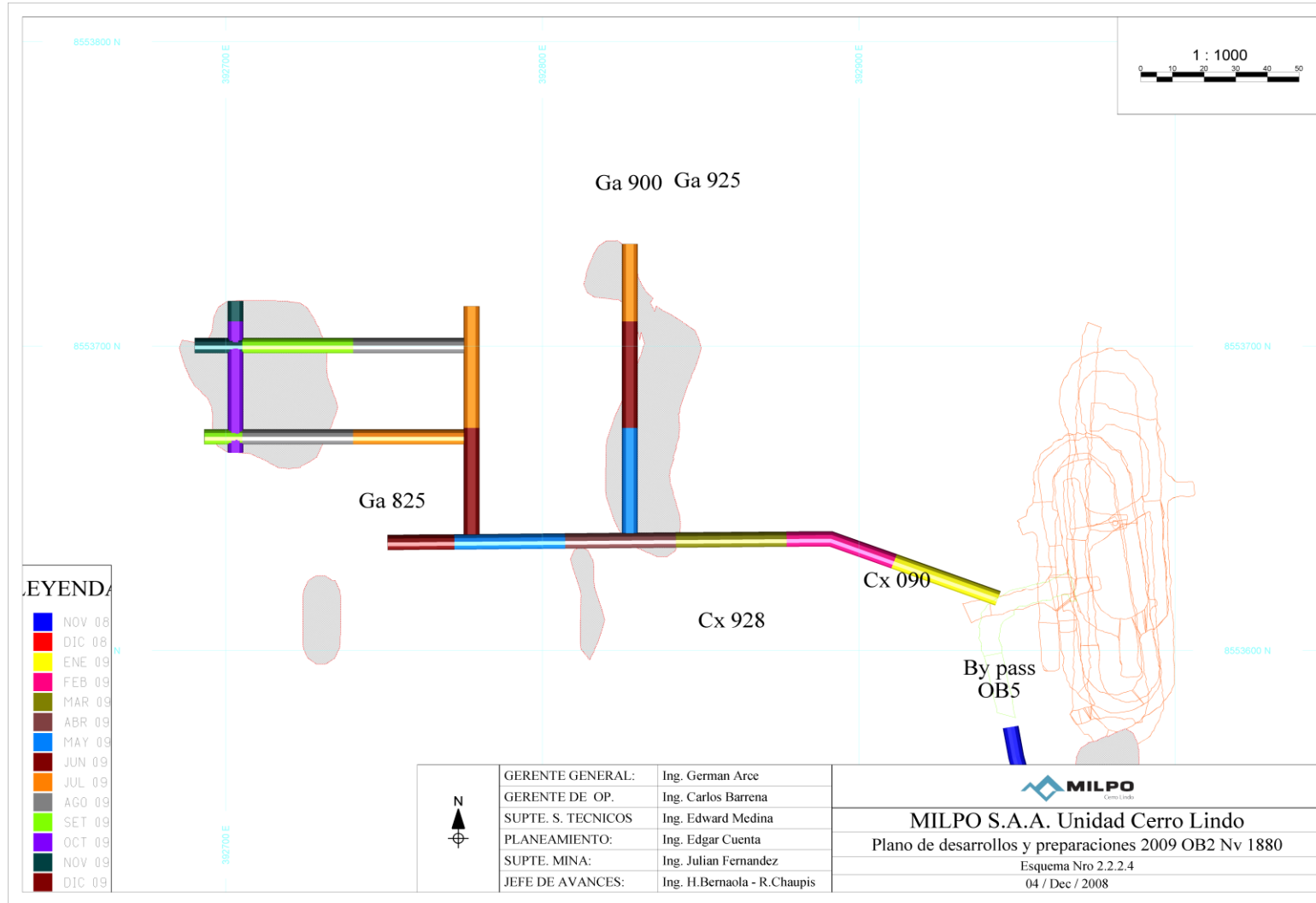
PLANOS










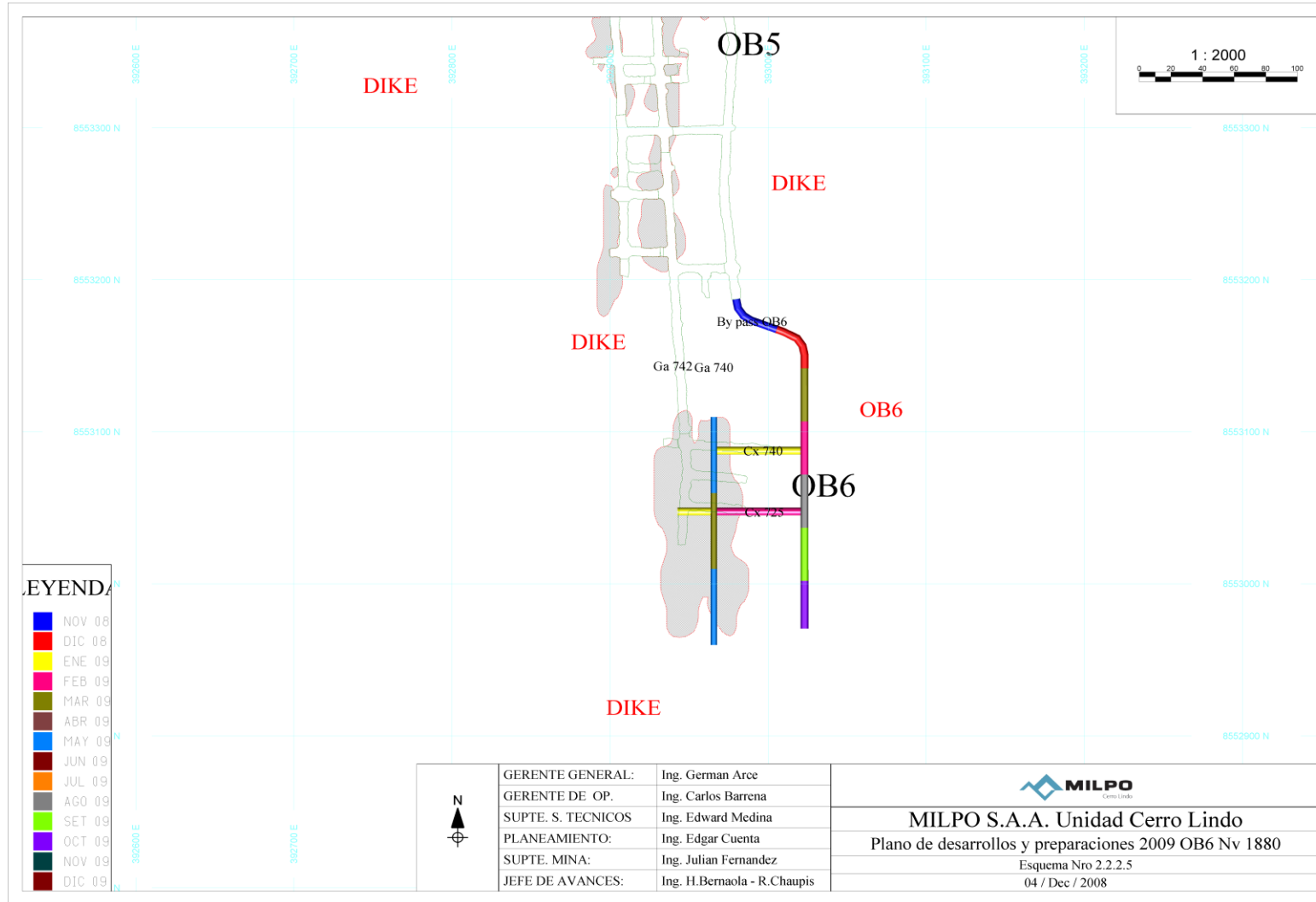


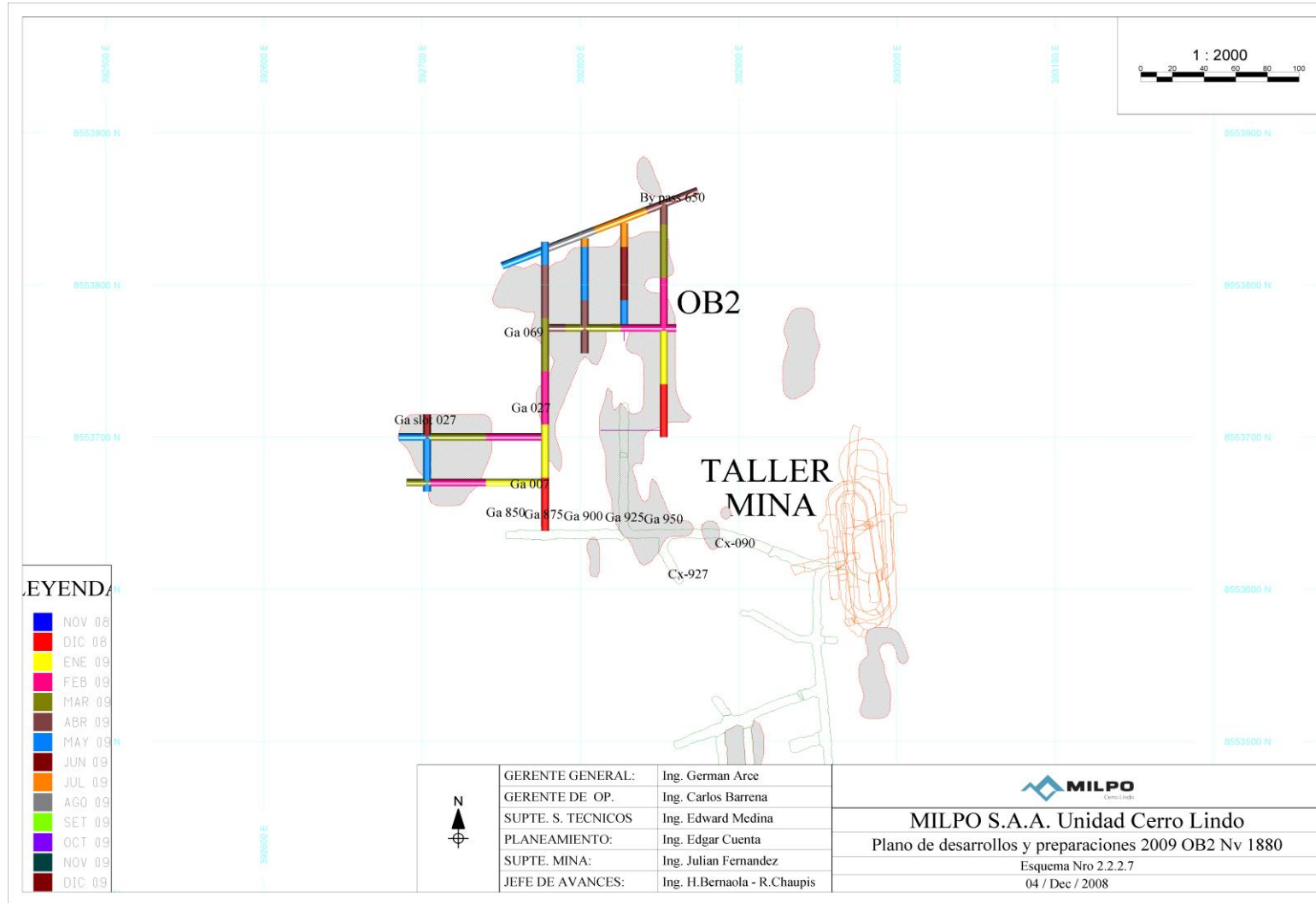
LEYENDA

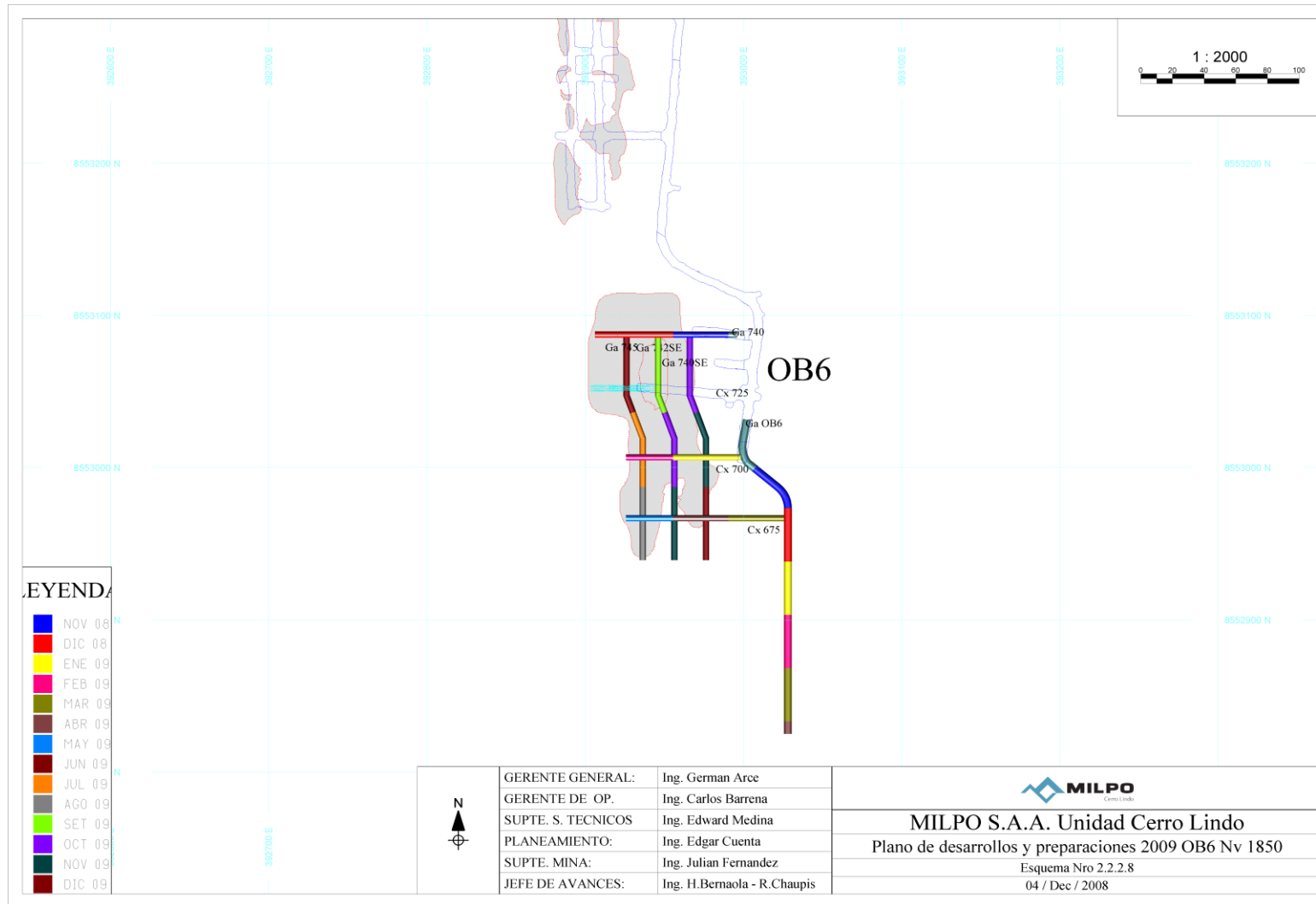
- NOV 08
- DIC 08
- ENE 09
- FEB 09
- MAR 09
- ABR 09
- MAY 09
- JUN 09
- JUL 09
- AGO 09
- SET 09
- OCT 09
- NOV 09
- DIC 09

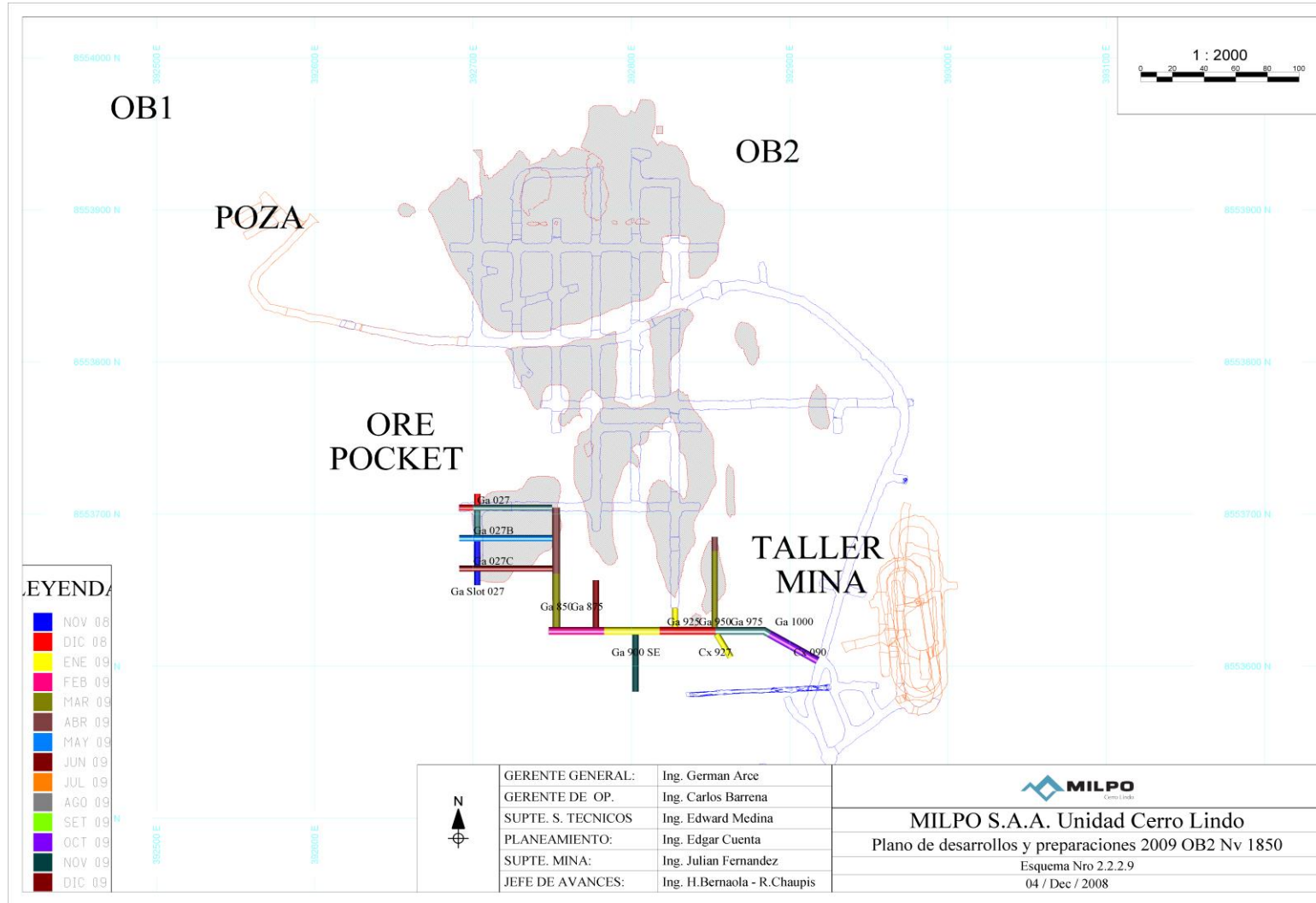
N ▲ ⊕	GERENTE GENERAL:	Ing. German Arce
	GERENTE DE OP.	Ing. Carlos Barrera
	SUPT. S. TECNICOS	Ing. Edward Medina
	PLANEAMIENTO:	Ing. Edgar Cuenta
	SUPT. MINA:	Ing. Julian Fernandez
JEFE DE AVANCES:	Ing. H.Bernaola - R.Chaupis	

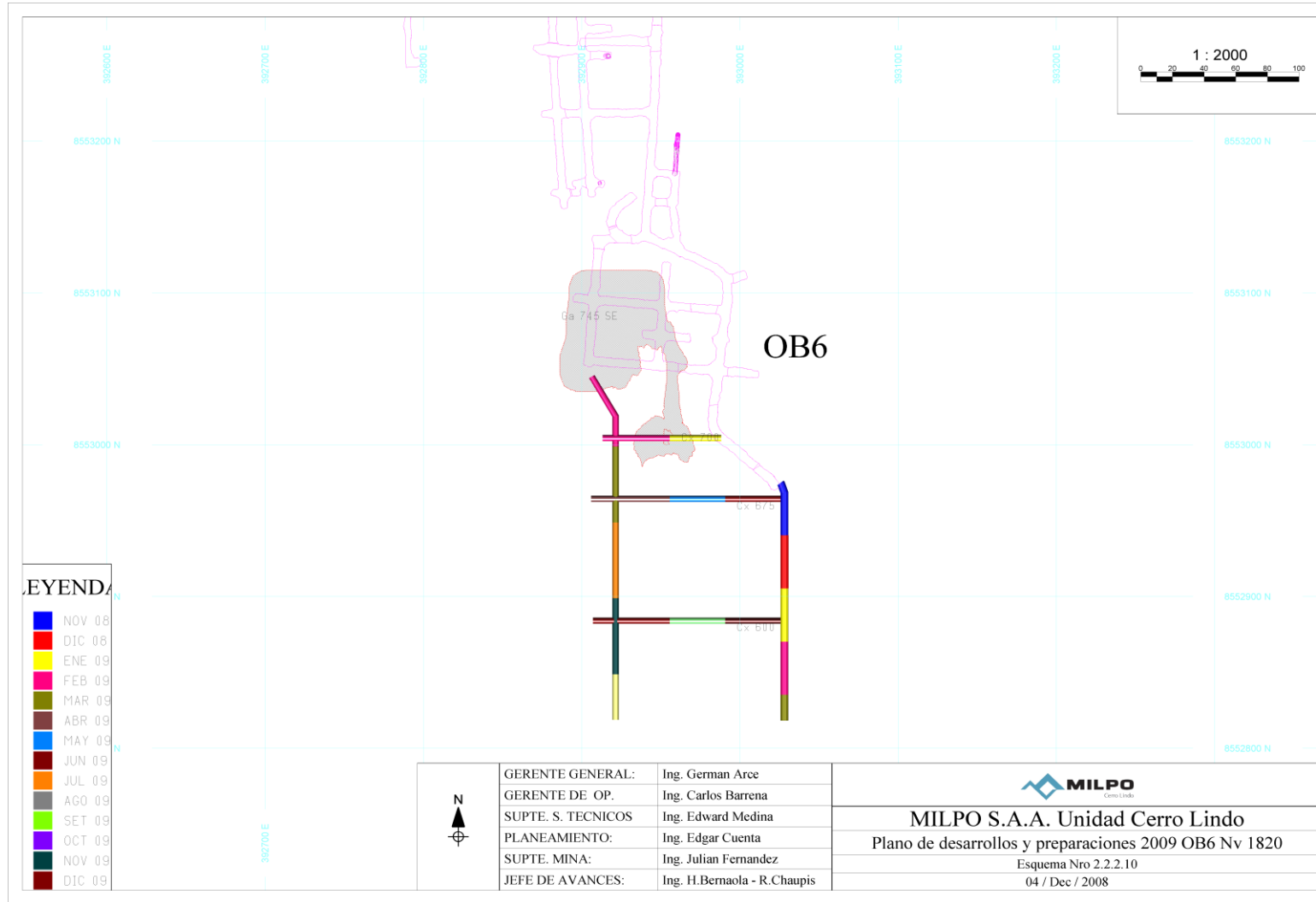

MILPO S.A.A. Unidad Cerro Lindo
 Plano de desarrollos y preparaciones 2009 OB2 Nv 1880
 Esquema Nro 2.2.2.4
 04 / Dec / 2008

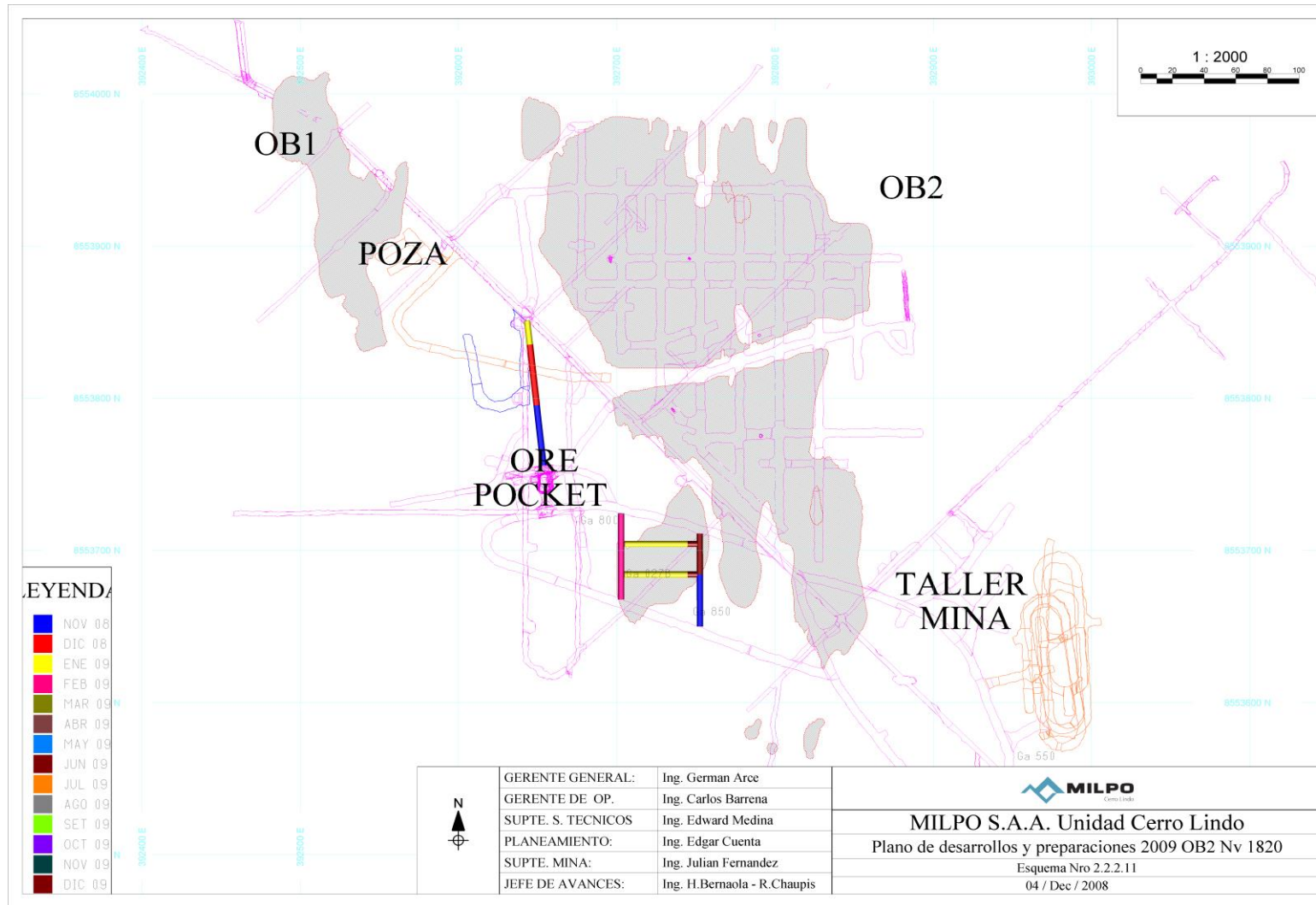


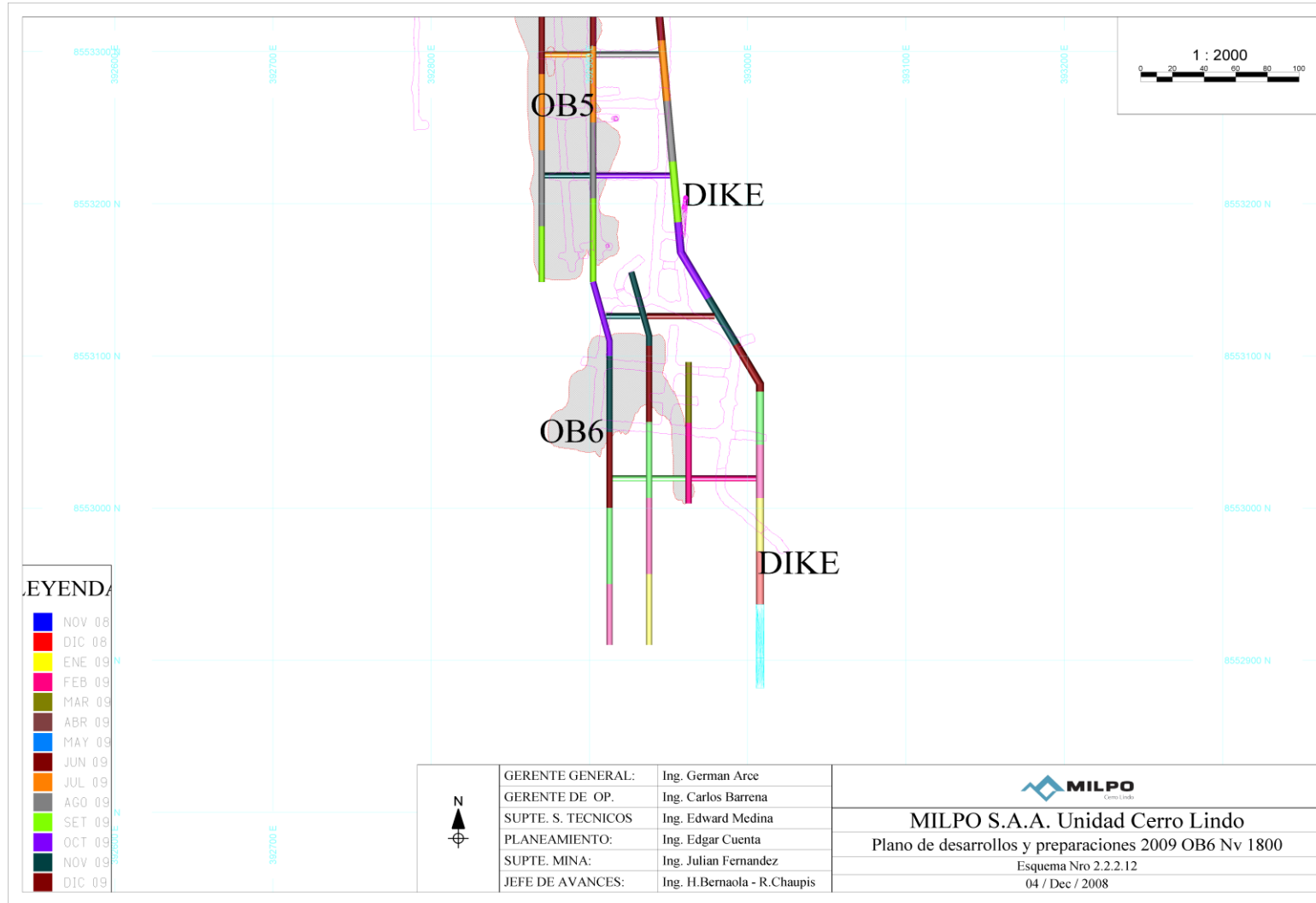


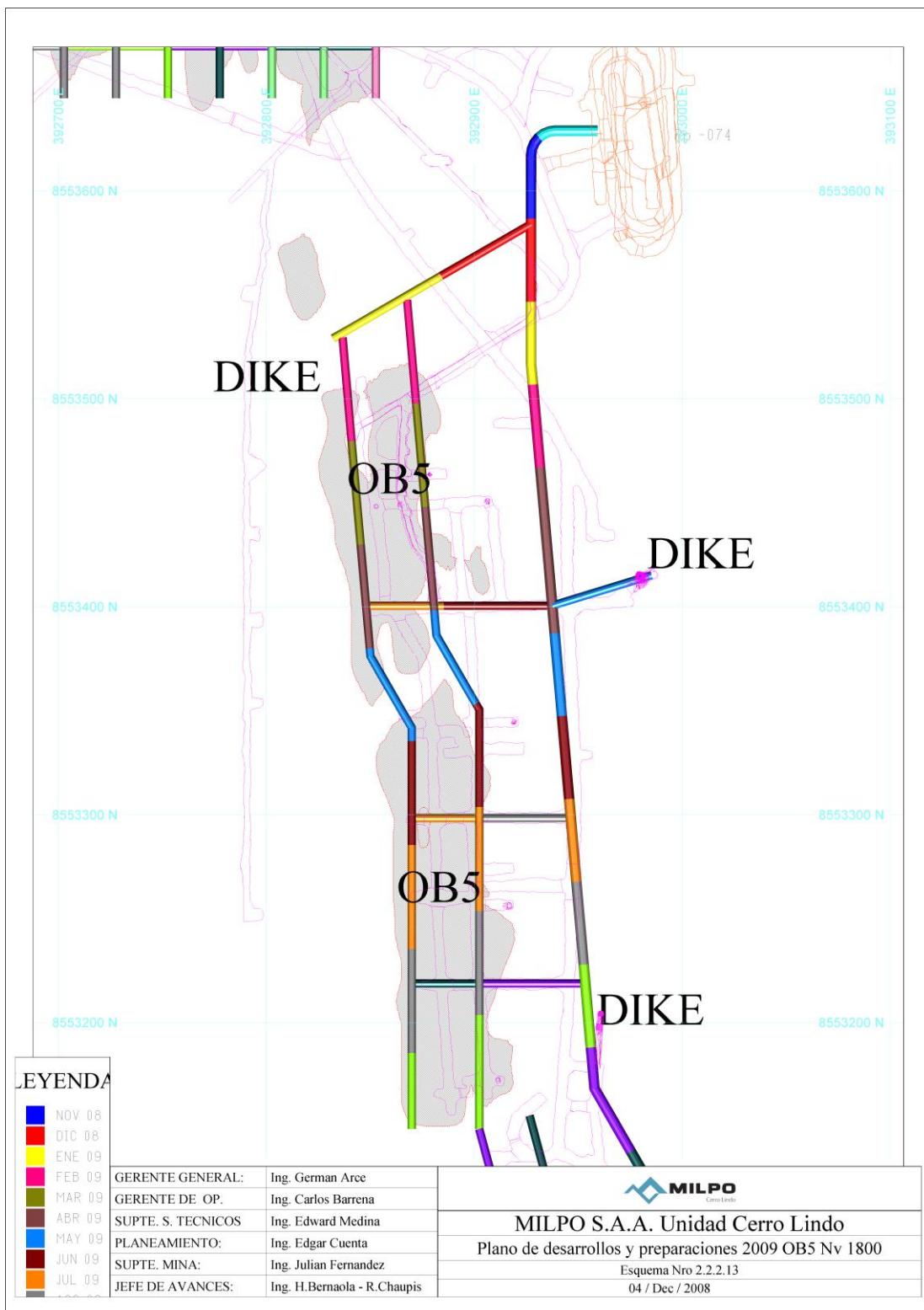


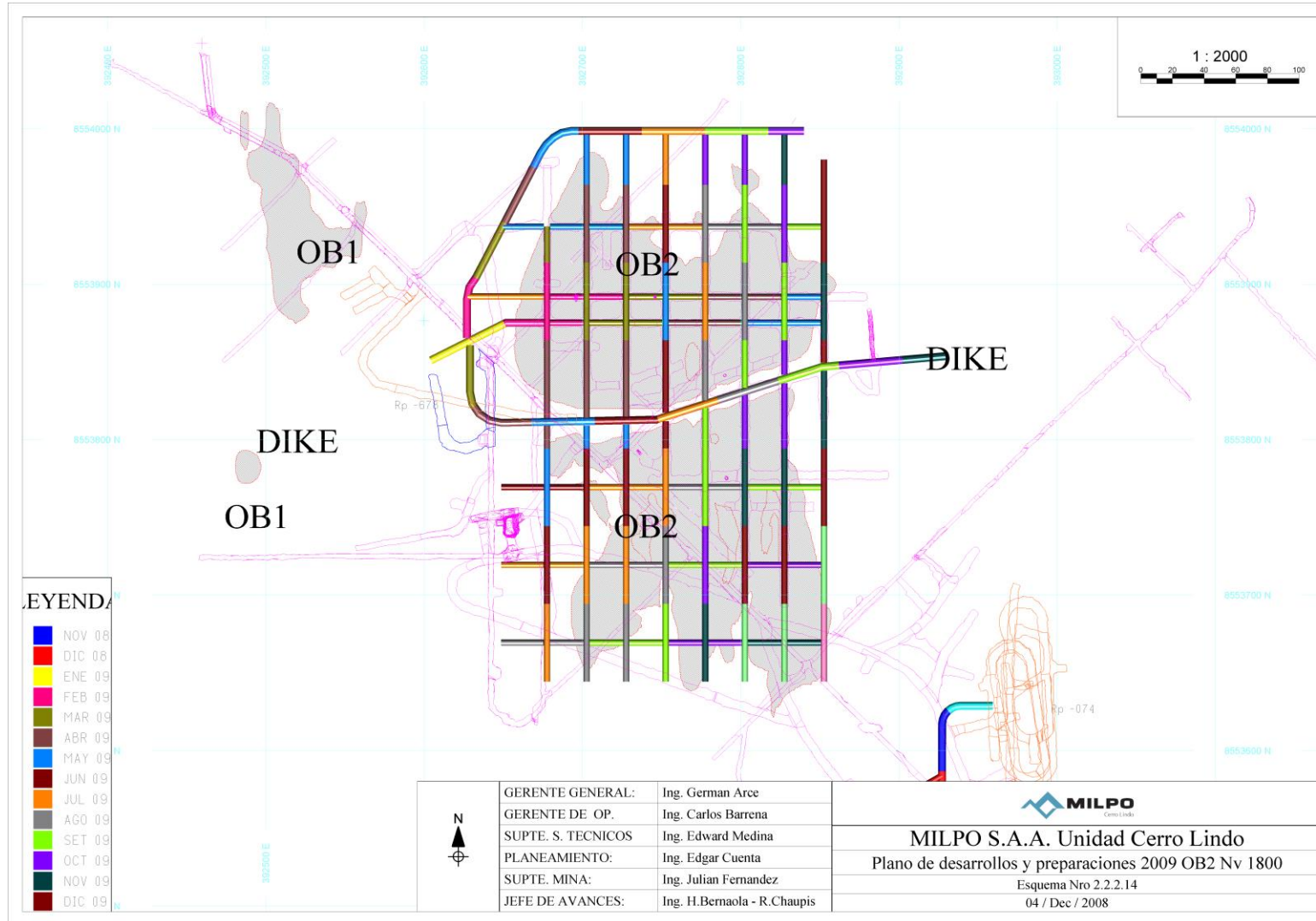






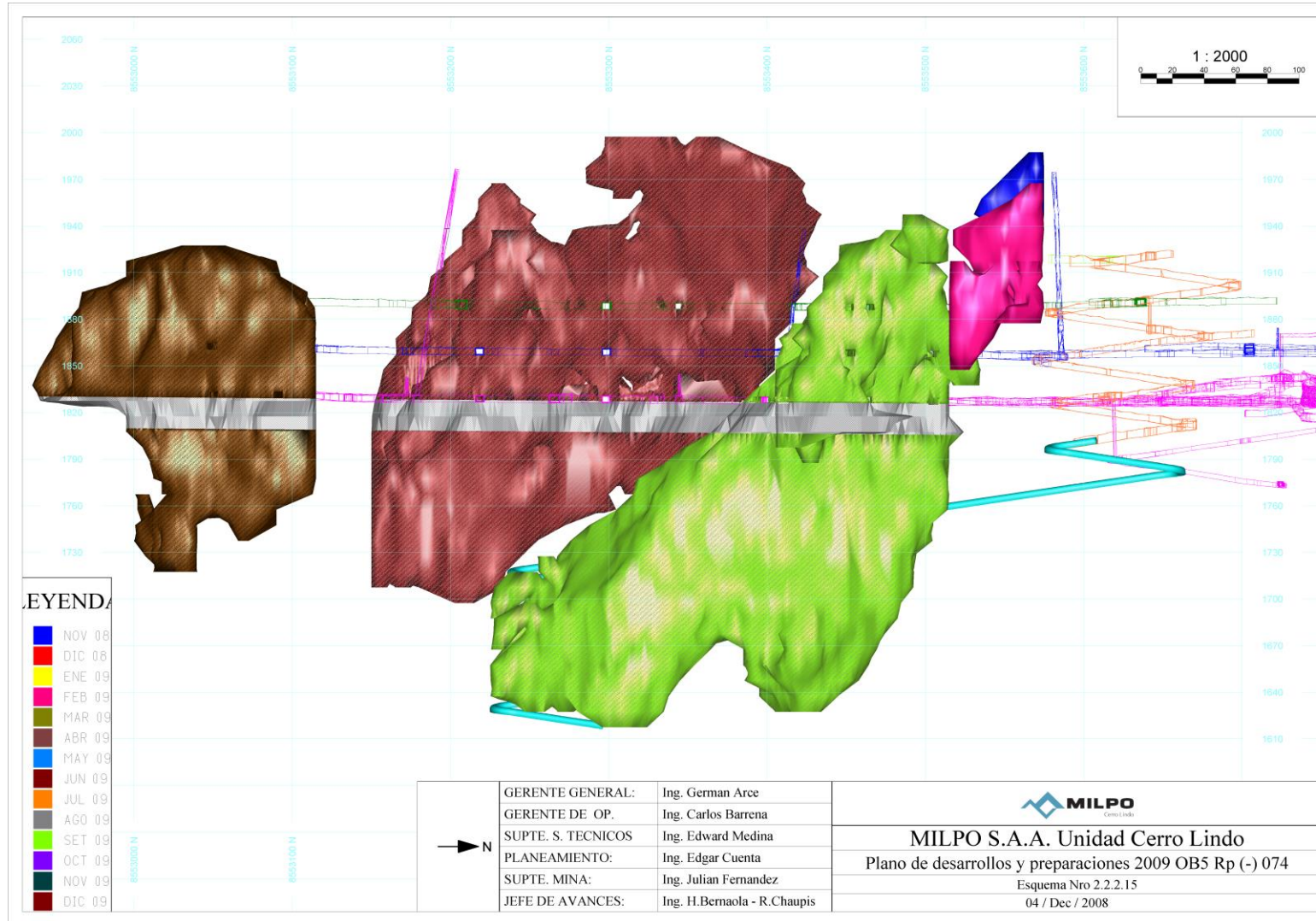






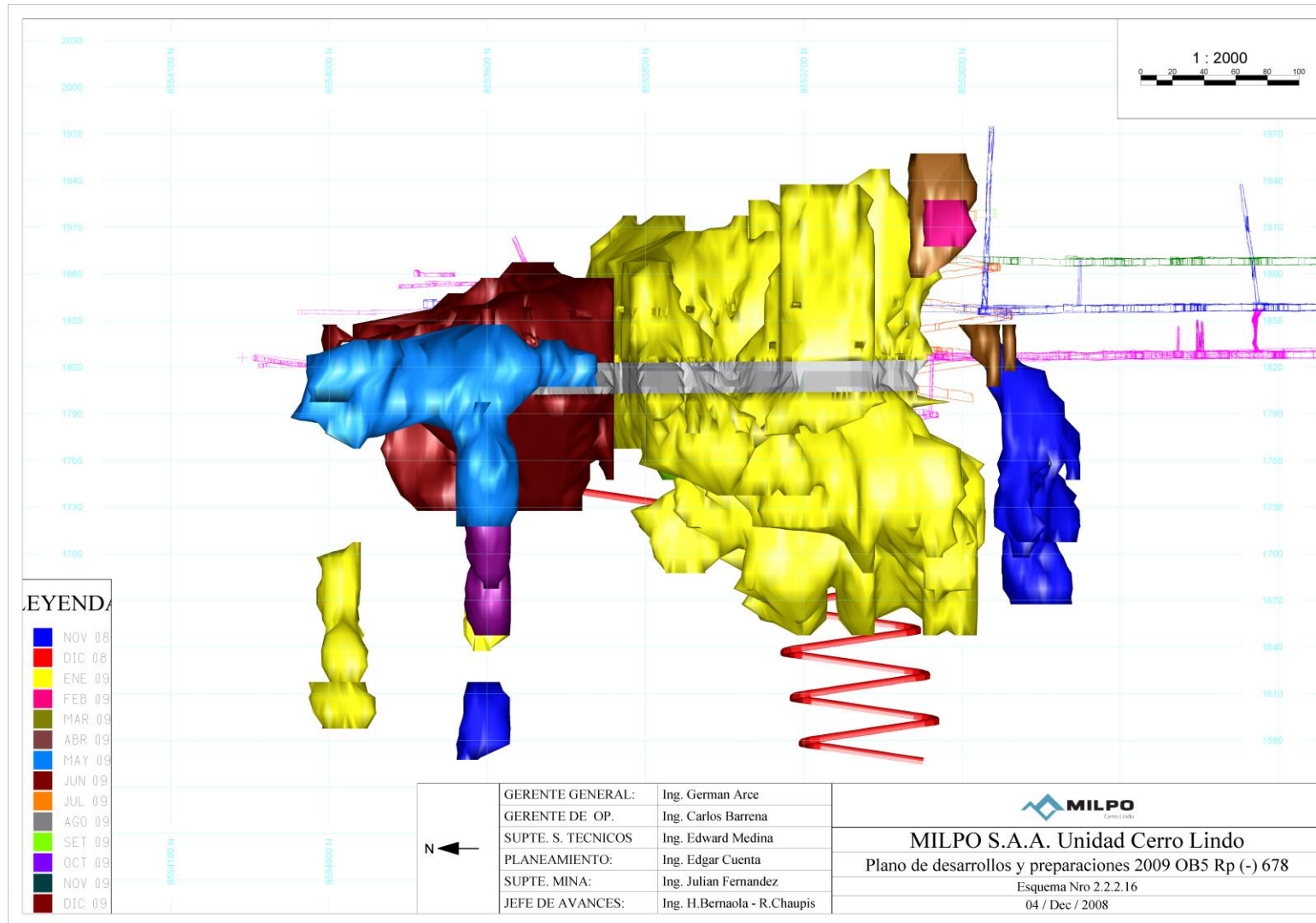
Carlos Raúl Toro Vichez

FIGMM - UNI



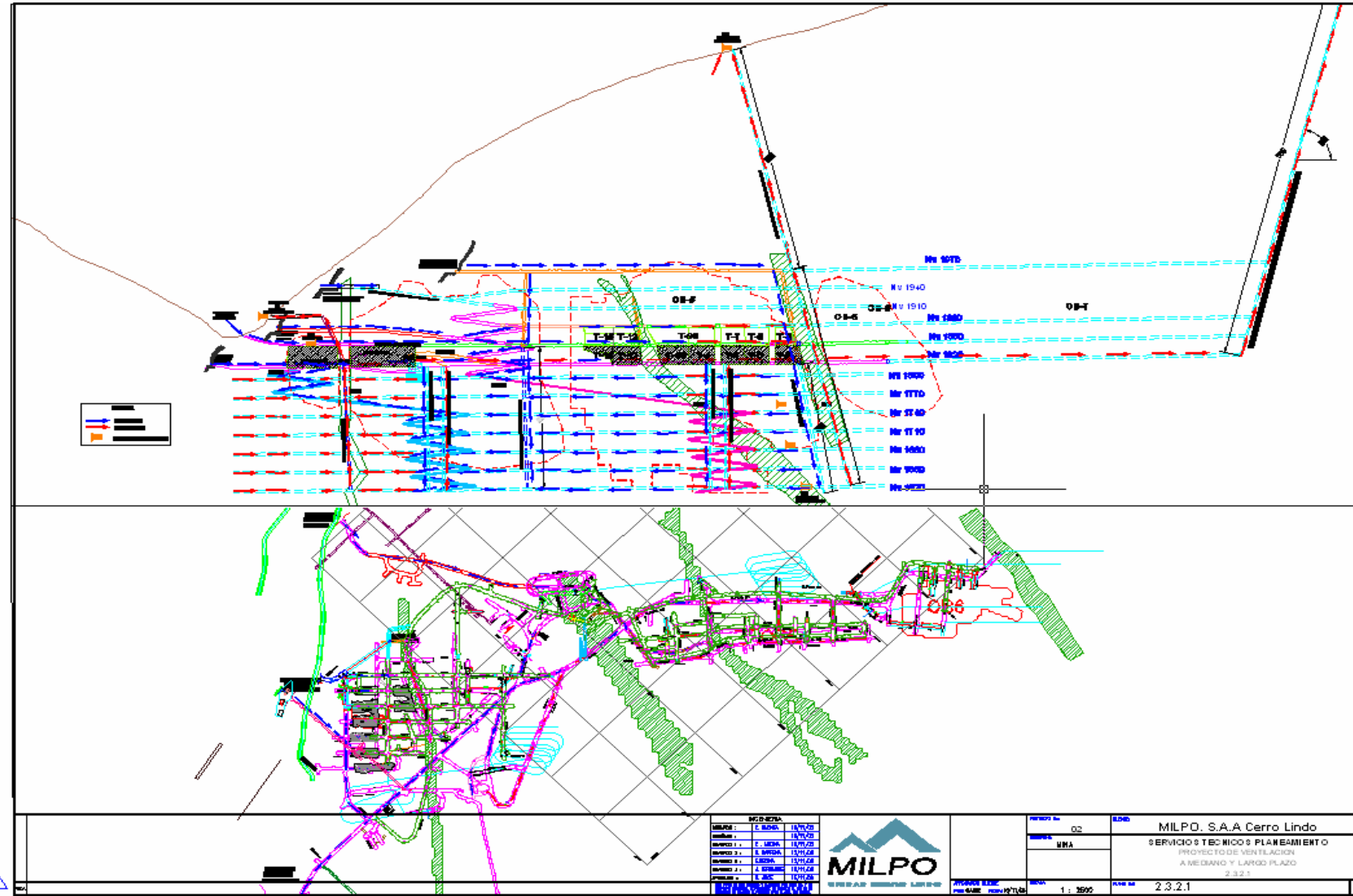
Carlos Raúl Toro Vichez

FIGMM - UNI



Carlos Raúl Toro Vichez

FIGMM - UNI



Carlos Raúl Toro Vichez

FIGMM - UNI

