

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



MINADO EN LA VETA RAYO
TALADROS LARGOS

INFORME DE INGENIERÍA
Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Gustavo Geroncio Chávez Híjar

LIMA – PERU
2005

DEDICATORIA

**El presente trabajo se lo dedico
a mis Padres, Hermanos, a la
Sra. Carmen Cacsire y a mis
compañeros de trabajo.**

MINADO EN LA VETA RAYO

TALADROS LARGOS

INDICE

I.- INTRODUCCION	
1.1 Ubicación y Acceso	1
1.2 Geomorfología y Clima	1
II.- GENERALIDADES	2
III.- GEOLOGIA	3
3.1 Geología General	3
3.2 Geología Estructural.	3
3.3 Mineralogía y tipo de alteración.	4
IV.- PROCESO PRODUCTIVO	5
4.1 OPERACIONES MINA	5
4.1.1 Niveles	5
4.1.2 Drenaje	5
4.1.3 Métodos de Explotación.	5
4.1.4 Extracción de Mineral.	6
4.1.5 Evacuación de Desmonte.	6
V.- MINADO EN LA VETA RAYO	7
5.1 RESERVAS-RECURSOS.	7
5.1.1 Reservas, Recursos.	7
5.2 ANALISIS METALURGICO DE LOS MINERALES	9
5.2.1 Pruebas de flotación.	9
5.2.2 Análisis de Performance.	9
5.3.- EVALUACION GEOMECANICA	10
5.4.- METODO DE MINADO-TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS	14
5.4.1.- Desarrollos	14
5.4.2.- Descripción del método	15
5.4.3.- Ciclo de Minado	16
5.4.3.1 Preparación de Sub niveles y cara libre	16
5.4.3.2 Perforación de Taladros Largos	17
5.4.3.2.1 Análisis de Rendimientos de perforación.	17
5.4.3.2.2 Diseño de malla de Perforación.	17
5.4.3.2.3 Perforación paralela vs Perforación en abanico	18
5.4.3.2.4 Perforación Positiva vs Perforación Negativa	19
5.4.3.2.5 Desviación de taladros	20
5.4.3.2.6 Costo de Perforación y requerimiento de Equipo	21
5.4.3.2.7 Equipo de Perforación Raptor Júnior.	22
- Características del Raptor Júnior	
- Información técnica del equipo y costo de equipo	
- Maniobrabilidad del equipo.	
5.4.3.3 Voladura de Taladros Largos	32
5.4.3.3.1 Costo de Voladura	32
5.4.3.3.2 Secuencia de voladura	34
5.4.3.4 Limpieza y Transporte de mineral	34
5.4.4.- Secuencia de Minado	36
5.4.5.- Control de minado	37
5.5 VENTILACION	38
5.6 SERVICIOS (AGUA, AIRE)	46
VI.- COSTO DE MINADO TALADROS LARGOS EN VETA	50
VII.- PRESUPUESTO E INVERSIONES	51
VIII.- EVALUACION ECONOMICA	52
IX.-ANEXOS	54

I.- INTRODUCCION

En esta I etapa, el proyecto consiste en acceder a la veta Rayo en la zona de Siberia por el NV 4490 (NV 800) de la mina Central, donde se tiene recursos en el orden de 350,000 Ton de mineral, con una potencia promedio de 2,05 m y leyes promedio de 3,42 % Zn, 20,90 Oz Ag y Valor de Mineral de 108,46 VM\$ (considerando precios de Zn de \$950/Ton y Ag de \$5,5 Oz/Ton).

La zona de Siberia, veta Rayo se encuentra entre las progresivas 800N y 1200 N, 650 m al techo de la veta L en la formación andesítica Carlos Francisco y cuenta con infraestructura de servicios cercanos, como aire comprimido, agua, energía, ventilación, echadero RB 14 y tajos vacíos (TJ 296) donde acumular el desmonte que provenga del crucero.

Esta etapa considera la construcción del Crucero 740, una longitud de 700 m y cámaras de carguío de desmonte cada 100 m, hasta cortar la veta Rayo aproximadamente en la progresiva 900 N, para lo cual se hará uso de ventiladores en serie de capacidad de 40,000 CFM, para luego proyectar un RB de 8 pies de diámetro a superficie donde se instalará un ventilador principal.

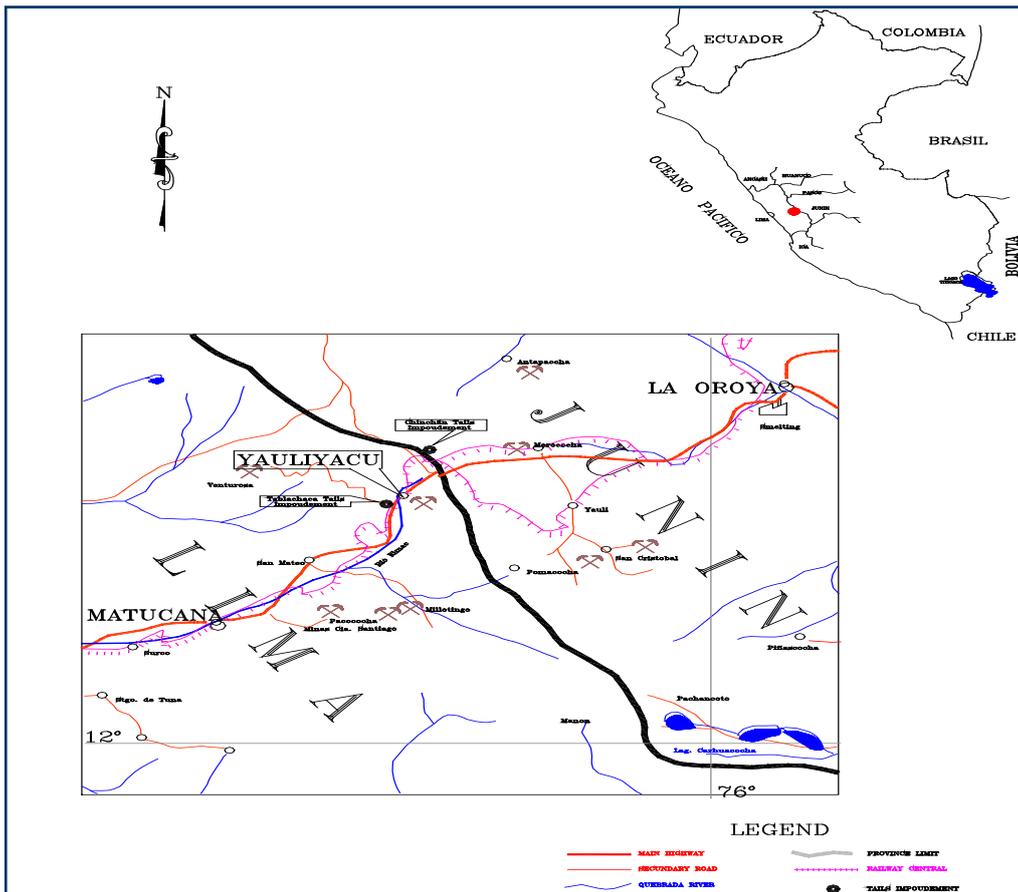
De acuerdo a la evaluación geomecánica realizada por nuestro departamento de Control de Calidad se está planteando el minado de Sub Level Stoping en vetas hasta alturas de 10 m y potencias de veta mínimas de 1,50 m. En el mercado se cuenta con equipos de perforación y limpieza para esas dimensiones.

En esta I etapa se proyecta dejar pilares de 5 m entre tajos cuya longitud propuesta por nuestra área de geomecánica es de 50 m y rellenar los vacíos con el desmonte que provenga de las labores de preparación y desarrollos.

1.1 Ubicación y Acceso

La mina Yauliyacu está ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, aproximadamente a 120 km al este de Lima y en la vertiente occidental de la cordillera de los Andes, en la región central del Perú. Las coordenadas geográficas son 11° 30' sur, 76° 10' oeste y se encuentra a 4,250 m.s.n.m.

A Casapalca se llega por la carretera central a una distancia de 120 Kms de Lima, con un promedio de llegada desde Lima de 3 horas.



1.2 Geomorfología y Clima

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, muestra un relieve relativamente empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glacial mostrándose en cotas muy elevadas presencia de nieve perpetua. El afluente principal de la zona es el río Rímac que surca de este a oeste drenando dentriticamente hacia el Océano Pacífico.

En la zona minera la temporada de lluvias (enero – marzo) esta caracterizada por fuertes precipitaciones con una temperatura que varía de 10° y a 0°C.

Dirección y velocidad del viento, máx. en Km/h

30 km/h W

Altitud en m.s.n.m.

4,200 m.s.n.m.

II.- GENERALIDADES

La Veta Rayo es una estructura filoniana hidrotermal con rumbo N32E y buzamiento 60 NW.

La data histórica y actual determinan a la Veta Rayo como un filón principal del sistema NE-SW, igual que la veta L, de la cual dista 550m hacia la caja techo.

Una revisión de labores antiguas (Corina 800, Corina 1000, Rayo 1700, Constancia, Vanguardia), superficie y perforación diamantina realizados entre 1927 y 1997, y adicionalmente perforación diamantina en los años 2003 y 2004, nos dan información para calcular recursos (medidos, indicados e inferidos) por un total de:

Datos Históricos

La Veta rayo fue trabajado desde 1887 en la zona sur (Capas Rojas, Labor Constancia, Labor Vanguardia) y en la zona norte (Volcánico tablachaca, Labor Corina).

En el año 1997 se realizo 19 taladros de perforación diamantina (3,459 metros) y exploración geofísica con un costo total de 612 mil dólares.

En el año 2003 se realizo 3 taladros de perforación diamantina (604.05 metros) con un costo de 32 mil dólares.

En el año 2004 se tiene realizado 11 taladros de perforación diamantina con un costo de 120 mil dólares. Adicionalmente se ejecuta el muestreo de superficie y de labores antiguas más una revisión de los taladros del año 1997.

III. GEOLOGÍA

3.1 Geología General

La secuencia estratigráfica del distrito minero de Casapalca muestra rocas sedimentarias y volcánicas cuya edad varía desde el Cretáceo hasta el Cuaternario. Areniscas, conglomerados, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas forman la columna estratigráfica de la región. Estas rocas han sido intensamente plegadas, formando estructuras tales como el anticlinal de Casapalca, cuyos ejes presentan un rumbo general de N 20° W, lo que hace que sea paralelo a la estructura general de los Andes. Hay también grandes fallas en la región. La figura en la página siguiente muestra una vista general de la estratigrafía del área.

3.2 Geología Estructural

Plegamiento y Fracturamiento

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes en rumbo general de N20°O, lo que hace que sean casi paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinórium Casapalca que presenta pliegues (sinclinales y anticlinales) asimétricos.

En el área se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: INFIERNILLO con rumbo N 38° W y buzamiento de 70° al SW, ROSAURA de rumbo N 43° W y buzamiento 80° al SW (presenta mineralización), AMERICA con rumbo N 38° W y buzamiento 80° al NE. La falla Río Blanco en la parte SW del distrito tiene un rumbo cerca de N 35° E paralelo al sistema de las vetas M y C. En subsuelo la Gran Falla de rumbo N 55° W, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

Lito estratigrafía

La columna lito estratigráfica de la región esta conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aprox. de 5400m.

Terciario

I. Formación Casapalpa

Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en dos miembros:

Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

Miembro. Carmen: Sobre yaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas

de areniscas, lutitas, tufos y conglomerados volcánicos con una potencia que varía de 80 a 200m. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

3.3 Mineralogía y tipo de Alteración

La mina Yauliyacu es productora de Zinc, Plomo, Plata y cantidades menores de Cobre.

La mineralogía es constituida por Esfalerita, Galena, Tetraedrita y Calcopirita como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por Pirita, Calcita y Cuarzo.

La alteración hidrotermal de las rocas encajonadas es silicificación, piritización, sericitación en zonas aledañas a las vetas, y propilitización a ciertas distancias de ellas.

Tipo de yacimiento

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en estructuras. La más importante tiene una longitud aproximada de 5 km de los cuales 4 km han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente, la mineralización es conocida en un encampane de 2,000 m. Esta mineralización se presenta básicamente en 2 formas:

I. Vetas: que han sido formadas por el relleno de fracturas y tienen generalmente menos de 1 m de ancho. Estas vetas cruzan la secuencia estratigráfica, principalmente las formaciones Carlos Francisco y Casapalca. Estas vetas son angostas, generalmente menores de 1.00 metro de ancho con un rumbo de N 30° E y N 80° E; y buzamientos de 60° a 80° NW.

Su mineralogía está constituida básicamente de galena, esfalerita, tetraedrita y calcopirita.

II. Cuerpos: que pueden ser formados por stockwork y disseminaciones laterales a la veta; vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados; y sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerados. Estos cuerpos tienen de 2 a 15 m de ancho.

La mineralización está en todos los tipos de rocas: en limonitas del miembro Capas Rojas, en conglomerado del miembro Carmen, tufos del miembro Tablachaca, andesitas del miembro volcánico Carlos Francisco y calizas de la Formación Bellavista.

IV. PROCESO PRODUCTIVO

4.1 Operaciones Mina

4.1.1 Niveles

La mina subterránea de Yauliyacu está dividida en 25 niveles, los cuales no son distanciados igualmente. El nivel actual más bajo es el 3530, con una elevación de 3,530 msnm, pero una rampa se está construyendo hacia el nivel 3470. El nivel más alto es el HA, con una cota de 4,992 msnm. El promedio de distancia entre los niveles es de 60 m, pero el rango de intervalos es de 50 a 75 m. La bocamina de extracción, las oficinas y la planta concentradora, están ubicados a una altitud de 4,212 msnm, cerca al acceso principal a la mina, esto es el nivel 4210 Carlos Francisco.

4.1.2 Drenaje

A la altitud de 3,251 msnm, hay un túnel denominado "Graton" de 11,7 Km de longitud, el cual está conectado al nivel inferior de la mina (Nv. 3650) mediante una chimenea tipo "Raise Boring" de 394 m y 5 pies de diámetro. El agua de este túnel capta el drenaje de la zona baja de mina hacia la cuenca del río Rimac y cerca de la población de San Mateo.

4.1.3 Métodos de Minado

Hay dos tipos de mineralización en la mina, las vetas angostas en un rango de 0.20 m a 1.50 m de potencia y los cuerpos diseminados que llegan hasta 15 m de ancho. En el caso de vetas se emplean los métodos Open Stope, Shirinkage y Corte con Relleno Hidráulico; cada método es aplicado en base a un estudio Geomecánico, determinándose la estabilidad de las cajas y del mineral; y en el caso de cuerpos diseminados, se emplea el método Sublevel Stopping con taladros de 15 metros de longitud positivos y negativos. El promedio de producción en el año 2,004 ha sido 31% de vetas angostas y 69 %de cuerpos diseminados.

El ancho mínimo permisible en vetas angostas es 0.80 m. Los taladros son preparados con perforadoras manuales "Stoper" cuyas dimensiones son de 1 $\frac{3}{4}$ " y de 1.2 o 2.4 m de longitud de acuerdo al ancho de la veta. Para la voladura, estos taladros tienen como carga de fondo un cartucho de Emulsión y como carga de columna ANFO, para esto se usan los cargadores neumáticos. Como iniciadores se emplean los accesorios no eléctricos con retardo.

Cuando las vetas son del orden de 0.80 m de ancho el equipo de limpieza son los micro-scoops. Los horizontes de perforación y voladura son algunas veces con tramos de desmonte, el cual se dispara en forma separada y al final de la operación de la

voladura, quedando como material de relleno en el tajeo. Este procedimiento permite reducir la dilución de la ley del mineral.

Los cuerpos diseminados se encuentran adyacentes a los tajeos antiguos de vetas angostas. La perforación es mecanizada y se realiza con Perforadoras Electro-Hidráulicas, las dimensiones de los taladros son de 2½" de diámetro y de 15 metros de longitud positivos y negativos. La voladura en estos taladros se realiza igualmente con Emulsión como carga de fondo y ANFO como carga de columna, iniciándose mediante accesorios no eléctricos con retardos. La limpieza del mineral derribado se realiza con los scooptrams directamente desde los tajeos hasta las chimeneas de descarga. En las secciones II y III la extracción se realiza con la ayuda de camiones de bajo perfil (Dumpers) debido a la distancia entre los tajeos y los echaderos.

4.1.4 Extracción de Mineral

La extracción del mineral en los diferentes niveles es a través de las locomotoras eléctricas que traccionan los carros mineros, cuyas capacidades son de 40 pies cúbicos (Nv. 4710), 80 pies cúbicos (Nv. 4460 ó Nv. 200) y 110 pies cúbicos (Nv. 3900). La zona alta extrae el mineral por gravedad a través de "Ore Passes" N°s 5A, 8, 9 y 10, que está comunicado desde el nivel H1 hasta el nivel 4210. La zona baja extrae el mineral por sistema de izaje por el pique central, cuya capacidad del balde es de 12 toneladas, acumulando el mineral en la tolva N° 5; el punto de carguío del mineral en la zona baja es el nivel 3620, comunicado por un "Ore Pass" para esta zona. El nivel principal de extracción es el 4210, que recorre desde el interior de la mina hasta las dos tolvas de gruesos situados cerca a la superficie, siendo el transporte por sistema de locomotoras y carros mineros de 180 pies cúbicos y desde estas tolvas de gruesos, el mineral es transportado a la chancadora primaria mediante una faja transportadora, iniciando así el circuito en la planta concentradora.

4.1.5 Evacuación de Desmonte

Los desmontes como material no económico es usado como relleno de mina en la zona alta y en la zona baja, una gran parte es usado como relleno de mina y el excedente sale a superficie por la boca mina del nivel 3930 y de aquí es transportado a Chinchán para muro de refuerzo al pié del dique del depósito de relave.

V. MINADO EN LA VETA RAYO

5.1. RESERVAS Y RECURSOS.

La Veta Rayo, es un filón que aflora entre la quebrada Carmen y la quebrada Corina en una extensión superficial de 3.200 metros y su extensión vertical es aproximadamente 600 metros.

Atraviesa toda la columna estratigráfica terciaria del distrito, con rumbo N 32 E y buzamiento 60 NW, es decir las formaciones Casapalca y Carlos Francisco.

Su relación con las estructuras de plegamiento y fallamiento aún no han sido revisados, y se debe de complementar junto con las exploraciones subsiguientes.

Su relación con procesos hidrotermales de formación de yacimientos se observa claramente en la franja de alteración que presenta la veta Rayo y que varía entre 20m y 50 metros de ancho paralelo a la veta.

Se puede reconocer la alteración argílica avanzada caracterizada principalmente por cuarzo residual (cuarzo oqueroso o vuggy silica) y por alteración propilítica caracterizada principalmente por la asociación clorita-epidota con calcita, piritita y cuarzo.

La alteración propilítica ocurre como halo gradacional y distal de una alteración potásica.

5.1.1. Recursos

El resumen de recursos a Marzo 2004 es el siguiente:

ZONA	TMS	Ancho	Zn	Pb	Cu	ozAg	VM \$
R CORINA	136294	1.21	1.18	0.80	0.03	18.62	86.75
R SAN JUAN	93294	1.27	0.68	0.38	0.05	27.31	121.54
R SIBERIA	352570	2.05	3.42	1.54	0.21	20.90	108.46
TOTAL	582158	1.73	2.46	1.18	0.15	21.39	105.48

El detalle de los recursos del cuadro resumen anterior es:

R CORINA	TMS	Ancho	Zn	Pb	Cu	OzAg	VM \$	Clase
	43783	1.22	1.22	0.74	0.03	16.64	78.30	MEDIDO
	39937	1.26	1.06	0.77	0.03	18.74	86.75	INDICADO
	52574	1.16	1.23	0.87	0.03	20.17	93.80	INFERIDO
	136294	1.21	1.18	0.80	0.03	18.62	86.75	

R SAN JUAN	TMS	Ancho	Zn	Pb	Cu	OzAg	VM \$	Clase
	23300	1.1	1.01	0.44	0.08	9.41	46.07	MEDIDO
	10451	1.1	1.01	0.44	0.08	9.41	46.07	INDICADO
	59543	1.37	0.49	0.34	0.04	37.46	164.32	INFERIDO
	93294	1.27	0.68	0.38	0.05	27.31	121.54	

R SIBERIA	TMS	Ancho	Zn	Pb	Cu	OzAg	VM \$	Clase
	107119	2.18	2.38	1.45	0.09	21.69	106.57	MEDIDO
	169058	2.16	3.37	1.63	0.2	21.6	111.34	INDICADO
	76393	1.63	5	1.47	0.42	18.24	104.75	INFERIDO
	352570	2.05	3.42	1.54	0.21	20.90	108.46	

5.2 ANALISIS METALURGICO

5.2.1. Pruebas de flotación

PRUEBAS DE FLOTACION													
MINERAL:		29024											
OBJETIVO:		Evaluación del comportamiento metalúrgico a condiciones estándar de Laboratorio.											
OBSERVACIONES:													
BALANCE METALURGICO													
PRODUCTO	PESO		LEYES					DISTRIBUCION (%)					
	Gr	%	% Zn	% Pb	% Cu	Oz/TM Ag	% Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	
Conc. Rougher Bulk	44.68	4.43	4.04	41.73	0.58	464.71	3.17	3.03	83.10	33.16	63.18	2.83	
Conc. Scavenger Bulk	12.11	1.20	6.25	11.82	0.79	391.65	6.08	1.27	6.38	12.22	14.43	1.47	
Cabeza Circuito Zn	952.00	94.37	6.00	0.25	0.04	7.73	5.04	95.70	10.52	54.62	22.39	95.70	
Conc. Rougher Zn	120.57	11.95	43.55	0.66	0.16	29.46	6.89	88.02	3.55	24.72	10.81	16.58	
Conc. Scavenger Zn	11.29	1.12	13.11	1.14	0.16	43.18	19.07	2.48	0.57	2.32	1.48	4.30	
Relave	820.14	81.30	0.38	0.18	0.03	4.05	4.57	5.20	6.40	27.58	10.10	74.83	
Cabeza Calculada	1008.79	100.00	5.91	2.22	0.08	32.58	4.97	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			4.84	2.13	0.06	32.05	5.29						
PRUEBAS DE FLOTACION													
MINERAL:		29025											
OBJETIVO:		Evaluación del comportamiento metalúrgico a condiciones estándar de Laboratorio.											
OBSERVACIONES:													
Fecha: 24/05/04													
BALANCE METALURGICO													
PRODUCTO	PESO		LEYES					DISTRIBUCION (%)					
	Gr	%	% Zn	% Pb	% Cu	Oz/TM Ag	% Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	
Conc. Rougher Bulk	45.18	4.49	6.37	28.16	2.56	742.37	4.06	5.70	79.39	60.04	65.31	4.31	
Conc. Scavenger Bulk	17.78	1.77	9.94	10.56	1.72	537.78	6.97	3.50	11.72	15.89	18.62	2.91	
Cabeza Circuito Zn	942.98	93.74	4.87	0.15	0.05	8.75	4.19	90.81	8.90	24.07	16.07	92.77	
Conc. Rougher Zn	89.75	8.92	45.28	0.48	0.21	34.13	4.70	80.42	2.68	9.99	5.96	9.92	
Conc. Scavenger Zn	41.98	4.17	8.66	1.19	0.19	69.72	20.06	7.19	3.10	4.09	5.70	19.79	
Relave	811.25	80.65	0.20	0.06	0.02	2.79	3.31	3.20	3.11	9.99	4.41	63.06	
Cabeza Calculada	1005.94	100.00	5.02	1.59	0.19	51.05	4.23	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	
Cabeza Ensayada			5.69	1.67	0.17	54.72	4.01						

5.2.2. Análisis de la Performance

ANALISIS DE LA PERFORMANCE METALURGICA DE MINERALES															
PRUEBA	PROCEDENCIA	CABEZA ENSAYADA					RECUPERACION (%)				ACTIVACION (%)	OXIDOS EN CABEZA		SALES	CALIFICACION
		% Zn	% Pb	% Cu	Oz/TM Ag	% Fe	Zn	Pb	Cu	Ag		% OxZn	% OxPb		
1	29024	4.84	2.13	0.06	32.05	5.29	90.50	89.40	45.30	77.61	4.30	0.017	0.245	1.140	A
2	29025	5.69	1.67	0.17	54.72	4.01	87.61	91.10	75.93	83.93	9.19	0.015	0.279	0.800	A
COMENTARIOS: - El mineral de la 29024 de acuerdo a la calificación corresponde a la clasificación de mineral de buena calidad, presenta alto contenido de Pb y Ag. - El mineral de la zona 29024 es de buena calidad, de alto contenido de Ag, con buenas recuperaciones en todos los elementos. - Ambos minerales no presentará problemas en su tratamiento se observa bastante dócil.															

CALIFICACION DE LOS MINERALES															
RECUPERACION DE PLOMO			RECUPERACION DE COBRE			RECUPERACION DE PLATA			ACTIVACION DE CINCO						
	Equivalente		Equivalente		Equivalente	Equivalente		Equivalente		Equivalente					
A	Muy buena	85 a 100%	5	A	Muy buena	85 a 100%	5	A	Muy buena	85 a 100%	5	A	Muy buena	10 a 19.99%	5
B	Buena	75 a 84.99%	4	B	Buena	75 a 84.99%	4	B	Buena	75 a 84.99%	4	B	Buena	20 a 39.99%	4
C	Regular	70 a 74.99%	3	C	Regular	70 a 74.99%	3	C	Regular	70 a 74.99%	3	C	Regular	40 a 59.99%	3
D	Mala	60 a 69.99%	2	D	Mala	60 a 69.99%	2	D	Mala	60 a 69.99%	2	D	Mala	60 a 79.99%	2
E	Pésima	menor de 60%	1	E	Pésima	menor de 60%	1	E	Pésima	menor de 60%	1	E	Pésima	80 a 100%	1
Minerales calificados como A y B se procesan en Planta Concentradora sin problemas. Minerales calificados como C con restricciones puede deteriorar las recuperaciones y grados. Minerales D pueden ingresar a planta solamente en cantidades muy restringidas y de ser posible debe evaluarse el efecto nocivo sobre el mineral bueno. Minerales de calificación E no deben pasar a planta, si el volumen de reservas justifica se continuará efectuando estudios de búsqueda de mejor recuperación.															

5.3 EVALUACION GEOMECANICA.

La mineralización de la veta Rayo, implica la deposición mineralizada en las zonas denominadas: Corina, San Juan y Siberia.

Ubicación: Se encuentra emplazado en el pórfido Carlos Francisco, en roca Andesítica.

Formación: Ha sido formada por el relleno de una fractura.

Buzamiento promedio: 60° a 65°

Rumbo promedio: N 30° E

Mineralización predominante: Tetrahedrita acompañado de esfalerita.

Ganga acompañante: Calcita, cuarzo y escasa pirita.

Presentación del macizo rocoso (incluye la mineralización):

De la roca encajonante: Se encuentran emplazas en roca arenisca.

De la estructura mineralizada: La alteración de ésta, varía de Norte a Sur. Vale decir de Corina hacia Siberia .

En Corina la estructura presenta un halo de alteración en ambas cajas de potencia promedio en la caja techo de 20 m y en la caja piso de 10 m. Esta alteración se da por sericitización (silicato de Al y K).

En San Juan, la alteración se encuentra entre los procesos de sericitización a silicificación. O sea podemos decir que la roca se hará competente progresivamente.

En Siberia, la alteración se da por silicificación. La roca es competente.

Progreso de la Ateración Norte a Sur		
Corina	San Juan	Siberia
Seritización	← — →	Silicificación
Mala	Regular	Buena

Agua subterránea: Se puede observar que la humedad se encuentra presente en cercanías a la estructura mineralizada, siendo más negativo para la estructura que se encuentra en Corina y descendiendo según avance sea hacia el Sur.

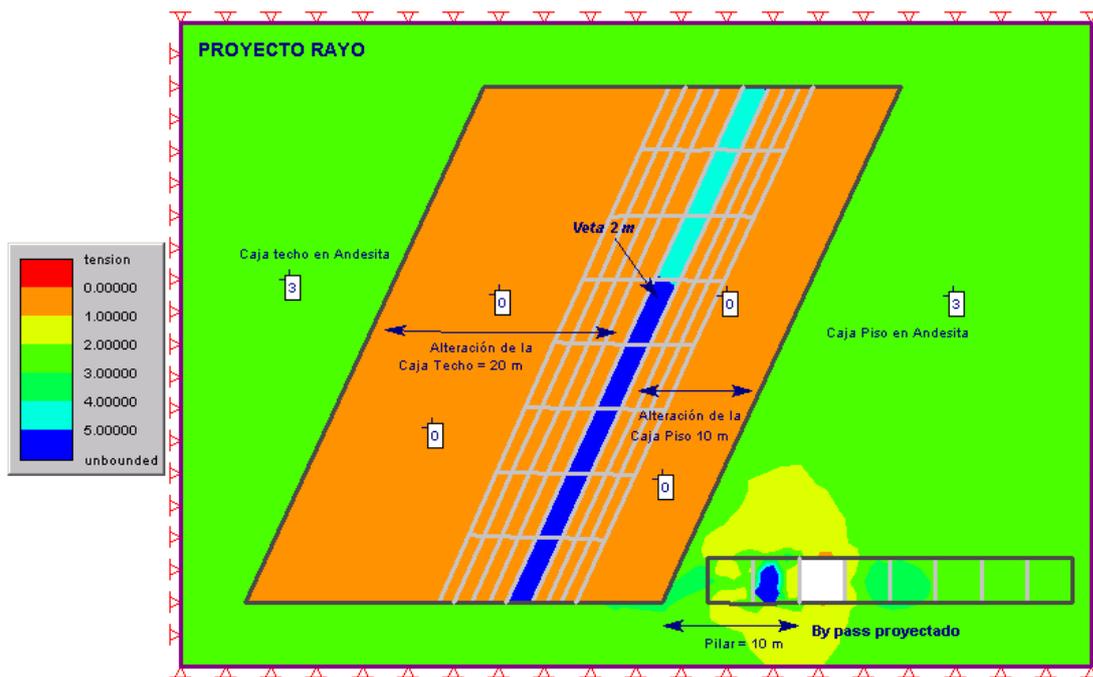
Factores Analizados

1. Característica de los materiales rocosos. De la toma de datos y observaciones realizadas in-situ podemos definir que la complicación en su explotación será la presencia de la alteración. En las cercanías a la estructura mineralizada se puede observar un halo de alteración (sericitización) que comprometen a la misma. Esto hace presagiar que existe humedad el cual filtrará lavando el relleno, debilitando las diaclasas y juntas, induciendo al desprendimiento de roca. La roca en general fuera de esta alteración se muestra muy competente.

2. Características de la masa rocosa. En el aspecto estructural, la orientación de las estratificaciones, discontinuidades, se representan de manera paralela al rumbo de la mineralización, respecto a las fallas tienen una incidencia en tramos sub paralelos a la mineralización.
3. Del macizo rocoso. La calidad de la roca en las cajas se encuentra con un RMR = 65 correspondiendo a una calidad Regular a Buena. En la estructura mineralizada corresponde a un RMR = 50, la alteración se encuentra en el orden de RMR = 25, siendo un tipo de roca Malo (según normas establecidas por Mecánica de Rocas - Yauliyacu).
4. Lo cual nos da la factibilidad de que los desarrollos y preparaciones no tendrían problemas excesivos con el sostenimiento. Lo mismo no se puede afirmar para la estructura mineralizada. La alteración observada en los sondajes hace presagiar que la alteración se mantiene constante y paralelo pegada a la mineralización.
5. Características de resistencia del macizo rocoso. Respecto a la roca encajonante, se encuentra asociada directamente a la calidad de la misma. En cuanto a la estructura mineralizada se encuentra asociada a la presencia de la alteración por sericitización.
6. Esfuerzos inducidos por el minado. Estas encuentran como aliado a las filtraciones, goteos (aguas subterráneas)

De los pilares al By Pass y la Rampa

1. Evaluación considerando una potencia de alteración en la Caja piso = 10 m y en la Caja Techo = 20 m. Este análisis es según el logueo realizado por geología. El pilar recomendado es de 13 a 15 m, siendo el Fact Seg=2. Cabe anotar que la estabilidad en el by pass se genera desde los 10 m de pilar.
2. La segunda evaluación fue considerando una potencia de alteración en la Caja Piso = 6 m y en la Caja Techo = 3 m. Debido a la potencia muy reducida de las alteraciones en ambas cajas, el pilar al by pass se debe considerar igual 7 a 10 m.



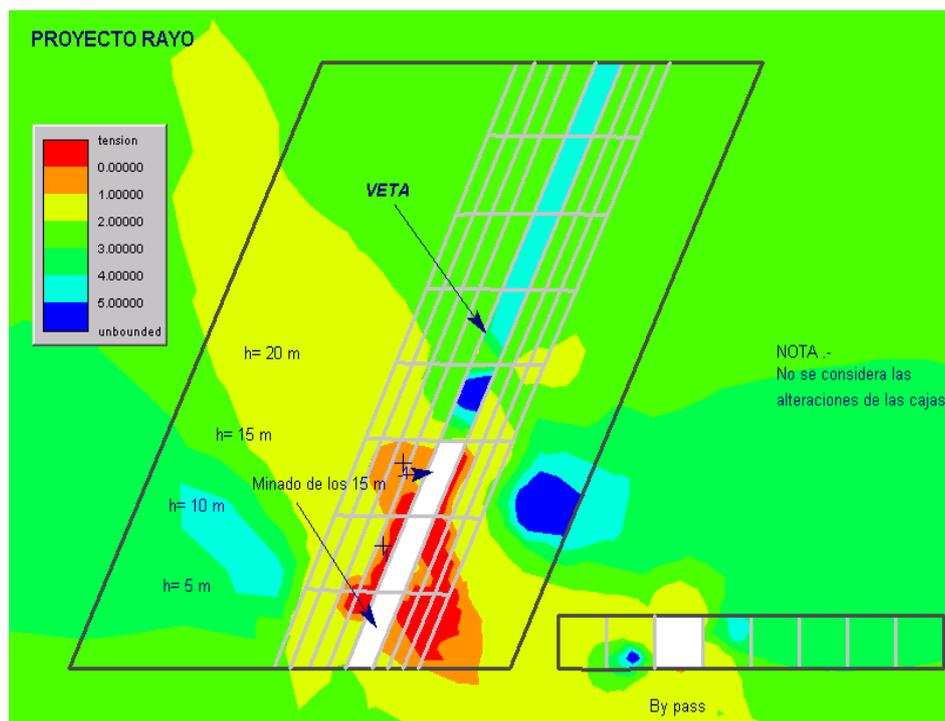
3. Para potencia de alteración mayor a 1 m, el minado deberá realizarse con el método de corte y relleno. Las simulaciones se hicieron hasta llegar a potencias iguales a 1 m en ambas cajas. Demás está redundar en que a mayores potencias de la alteración los esfuerzos son mayores y sucederá igual.
4. La siguiente simulación se realizó considerando lo observado en la inspección in-situ, por debajo del Nivel 4490 (800), a unos 25 ó 30 metros. De donde se puede decir que las alteraciones no se han mostrado tan representativas como en el logueo de los testigos (presentados por Geología). Las alteraciones en las cajas techo y piso pegadas a las cajas mismas cuales no son tan representativas. Por lo tanto, desde este punto de vista analizaremos las próximas secuencias de minado. Otro factor interesante a saber es el buzamiento de la veta (60°), ya que a más echado el mismo, la caja techo se verá afectado
 - Hasta 5 metros de abertura las cajas se mantiene conformes (sin relleno detrítico). No hay problema.
 - Abriendo hasta 10 metros, el Fseg varía de 1 a 2, las cajas se observan más compactas al tiempo de exposición al que estará sujeto. De todas maneras el relleno detrítico es el elemento que estabilizará dicha abertura para seguir los minados superiores.

- Abriendo hasta 15 metros, el Fseg es 0.85 a 1, este factor depende mucho del buzamiento que tiene la veta, por consiguiente a mayores longitudes el factor decrecerá. Siendo por lo tanto, la máxima altura estable de 15 m. Forzando a 20 m, se puede dar, la salvedad es el tener el relleno detrítico a la mano.
- Otra alternativa, es el minado dejando pilares (que permitan reemplazar al piso de relleno)
- La longitud estable, para el minado considerando la altura de 15 m, de potencia 2 m, buzamiento de 65°, resulta de 35 a 40 m.

MINADO A 15 METROS

1ra etapa.- Minado de los 15 m. FSeg = 1

2da etapa.- Relleno detrítico en la abertura y minado de los siguientes 15 m. Donde los factores de seguridad aumentan a 2.



5.4 METODO DE MINADO TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS

5.4.1 Desarrollo y Preparaciones

Características del Crucero 740

La elección de las dimensiones del crucero es en base a los equipos e instalaciones de los servicios requeridos durante la ejecución y operación futura.

El crucero 740 tendrá una sección de 3.5 x 3.5 m con la finalidad que puedan transitar equipos de transporte como Dumper de 15 Ton, Scooptram de 3,5 yd³, incluyendo las mangas de ventilación de diámetro de 36" que serán insufladas por ventiladores de 40,000 CFM, instaladas en serie cada 200 m.

Este crucero irá con una gradiente positiva de 5/1000, de una longitud de 700 m, con una cuneta de 0.40 x 0.40 m para captar los afluentes de la mina. También contará con los servicios de agua, aire comprimido, energía, ventilación y teléfono.

Al cruzar la veta L será necesario el uso de cimbras en un tramo de 10 m, se prevé el uso de pernos cementados y resina.

El equipo de perforación a usarse es un Jumbo frontonero cuyo diseño de perforación estará en función al tipo de roca.

En cuanto a la voladura se deberá tener en cuenta el tipo de roca, diámetro del taladro y cálculo de cantidad de explosivos a usarse.

Para la limpieza del desmonte que se genere se utilizará Dumper de 15 Ton, el cual será evacuado a tajos vacíos 296-297-298.

En cuanto a los servicios, el aire comprimido irá con tuberías HDPE de 6" de diámetro. El agua será abastecida con tuberías de diámetro de 4" de diámetro, la energía eléctrica que alimentará a los jumbo, ventiladores y demás equipos será de 440 Voltios.

En cuanto a la ventilación la necesidad de aire es de 37,286 CFM, se utilizarían 4 ventiladores de 40,000 cfm. De 8" de presión de agua y manga de 36" de Ø.

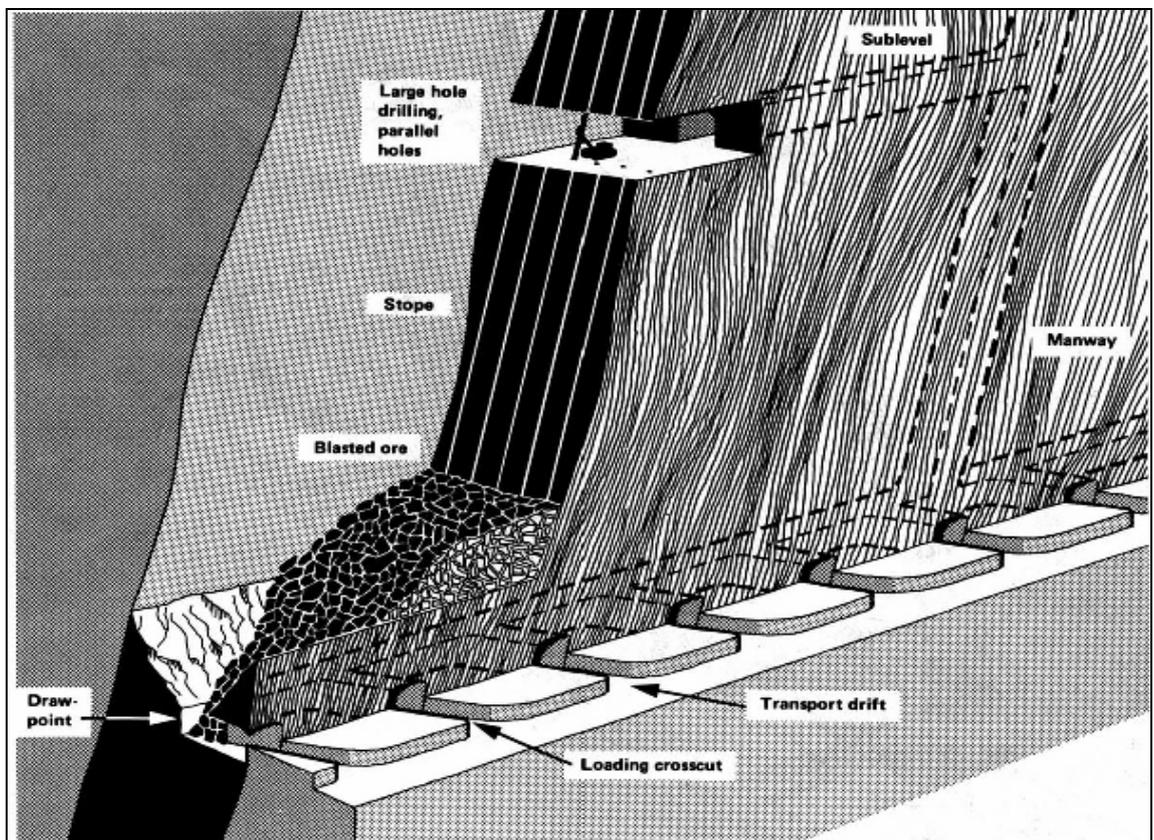
5.4.2 Descripción del Método

El método de minado será Taladros largos en vetas angostas, el block estará determinada por una longitud de 40 mts de largo, 10 mts de altura y 2 mts de potencia. Cada panel tendrán pilares de 4mx2mx10m, que se utilizará como escudo entre blocks adyacentes para rellenar el tajeo vacío.

Este método consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros paralelos, posteriormente el tajeo vacío será rellenado con el desmonte de las labores de desarrollo. La preparación de este método contempla galerías de perforación, By Pass de transporte del mineral y chimeneas para generar una cara libre.

El transporte del mineral se realiza desde la galería de perforación o por ventanas que van del By Pass ubicado en la base hasta el tajeo explotado dependiendo de la longitud del tajeo y de la estabilidad del mismo, Los scoop son manipulados por control remoto para garantizar la seguridad del personal..

La calidad del mineral debe ser competente y su ángulo de buzamiento mayor a 60°, generalmente se aplica en yacimientos verticales y que tengan formas y dimensiones regulares. A lo que a costos se refiere, es económico aplicándose muchas variantes para este método lo que se hace muy productivo.



5.4.3 Ciclo de minado

5.4.3.1 Preparación de subniveles y cara libre

Los sub niveles serán de sección 2.5x2.5 para la perforación de los taladros, carguío y control de los taladros de perforación.

La preparación de la cara libre se ejecutará con una chimenea piloto de perforación convencional (Jacklej) de 1.5x1.5 m para luego ser ampliado a la sección requerida.



5.4.3.2 Perforación de Taladros Largos

5.4.3.2.1 Análisis de rendimiento de perforación

Se han hecho estudios de perforación en condiciones geológicas y geomecánicas obteniéndose estos resultados tal como se muestra en el cuadro resumen. Tomándose en cuenta un promedio de 512 barras.

Tiempos promedio de perforación:

Perforación Neta	56.97 seg	0.95 min
Colocación de barras	11.06 seg	0.18 min
Acoplamiento	11.18 seg	0.19 min
Desacoplamiento	13.16 seg	0.22 min
Posicionamiento	40.35 seg	0.67 min
Desacople Total	37.50 seg	0.63 min
Ciclo Barra	170.23 seg	2.84 min

Tiempo promedio de ciclo por barra : 2 min. 50.23 seg.

Rendimiento	0.005 m / s	0.16 pies / s
	0.32 m / min	9.82 pies / min
	19.34 m / hr	589.42 pies / hr

Velocidad Neta	0.016 m / s	0.49 pies / s
	0.96 m / min	29.35 pies / min
	57.78 m / hr	1761.26 pies / hr

5.4.3.2.2 Diseño de malla de perforación

Para el diseño de la malla de perforación se ha realizado aplicando el algoritmo de Langefors, el diseño es para una malla cuadrada con un burden de 1.2 mts y el espaciamiento 1.2 mts, teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro del taladro, longitud del taladro, orientación, tipo de explosivo, precisión del emboquillado, etc.

La perforaciones de los taladros serán paralelos. Con perforaciones positivas y negativas. En bancos que tengan un mínimo de 2 caras libres se perforarán en 90° caso contrario tendrán una inclinación de 10° hacia la cara libre.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

Bmáx.	Burden Máximo (mts)	1.75	1.67	1.56	1.43
BP 1	Burden Práctico	1.32	1.24	1.14	1.00

		INGRESE DATOS			
D	Diametro del taladro (mm)	64	64	64	64
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1	1	1	1
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	0.9	0.9	0.9	0.9
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden	1	1.1	1.25	1.5
dc	Densidad de carga (g/cm3)	0.84	0.84	0.84	0.84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	0.87	0.87	0.87	0.87
L	Longitud de taladro (m)	15	15	15	15

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{max} = 0.046 \times D$$

$$BP1 = B_{max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
Bmáx.	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

5.4.3.2.3 Perforación paralela vs Perforación en abanico

En la perforación en Abanico, es muy difícil de controlar la perforación, esto conlleva a una sobre perforación de las cajas por consecuencia la presencia excesiva de bancos, para lo cual requiere voladura secundaria con altos costos de perforación y un bajo índice de perforación.

La ventaja es la eliminación de las preparaciones intermedias y desquiches que son las ampliaciones de la labor, disminuyendo el costo de preparación del block, siendo esto aproximadamente un 20%.

El porcentaje de desviación está en el orden del 4% especialmente en los equipos electrohidráulicos

En la perforación en paralelo se tiene menor problema de banqueo pero para esto es necesario ampliar la labor de preparación en toda la potencia de la veta llevando como control la caja techo.

- Perforación Abanico
- Mayor dilución
- Mayor desviación
- Simplemente ventanas
- Posición es mayor
- Veloc. de penetración mayor
- Menor costo de prep. (contorneo)
- Perforación Paralelo
- Menor dilución
- Menor desviación
- Contorneo
- Posición es menor
- Veloc. de penetración es menor
- Mayor costo de prep.

5.4.3.2.4 Perforación positiva vs Perforación negativa

En los taladros negativos, al contrario de lo que ocurre en los positivos, el stinger que recibe mayor esfuerzo se apoya en el techo de la sección. Si la sección ha salido irregular, como ocurre generalmente, este stinger se suelta fácilmente provocando inestabilidad del brazo. Igualmente el stinger que se apoya en el piso de la labor, no tiene mucho agarre debido a que dicho piso está formado por los detritos generados en la perforación anterior.

Estas dos situaciones presentadas en taladros negativos provocan que el brazo se suelte al perforar, generando una condición que puede propiciar el desvío del taladro.

En taladros negativos se pierde rendimiento de perforación porque es necesario colocar tubos PVC al inicio del taladro para evitar la acumulación de detrito en el interior del taladro. Para esto se perfora necesariamente con un escareador y luego se coloca el tubo y recién se comienza la perforación de las barras.

Se necesita una luz de 20 a 30 cms para poder trabajar con el escareador, pues éste aumenta la longitud del brazo y la viga no alcanza, por lo que se hace necesario inclinar el brazo para poder colocar y retirar dicho escariador.

A comparación de los positivos, los taladros negativos necesitan presión de aire al perforar para poder eliminar el detrito generado al perforar y que tiende a almacenarse en el interior, lo que es un riesgo de posible atascamiento o desgaste de las barras.

Al perforarse taladros de 10 o más metros y no pudiendo tener un buen control de la desviación en taladros negativos, se hace necesario perforar un taladro adicional a los especificados.

Se corre mayor riesgo de atascar barras por el detrito generado, por tal motivo se depende mucho de la presión de agua y aire, cosa que no ocurre en taladros positivos.

Al perforar taladros negativos no se hace necesario niveles intermedios.

Cuando se perfora taladros negativos, el equipo no corre tanto riesgo de que le caiga un banco como sí ocurre al perforar taladros positivos.

5.4.3.2.5 Desviaciones de los taladros

- En la perforación de los taladros largos, se tiene los siguientes factores que afecta a la desviación de dichos taladros :

- La incorrecta posición del equipo de perforación.

- Cuando la superficie a perforar no es plana, se desvía el taladro. Este error no debe, ser mayor de 1°, y se deben usar correctamente los clinómetros.

- Error de inclinación y alineamiento. Este error no debe ser mayor de 1cm/mt (1/2°).

- La desviación del taladro, puede ocurrir por falla del equipo de perforación o por penetrar geodas, estratos, que cambian la desviación del taladro.

- El desgaste del equipo sobre todo en las guías, hace que los taladros se desvíen.

5.4.3.2.6 Costo de perforación y requerimiento de equipo

ESPECIFICACIONES	TIPO	Unid.		
	P.e. mineral	ton/m3	2.80	
	Densidad del Anfo	Kg/m3	900.00	
	Diámetro del taladro (2")	mm	51	
	Longitud promedio perforac.	m	12	
	% Llenado	%	80.00	
	Extra perforación	%	5	
	Radio de perforación	m/h	25	
	Movimientos y montaje	min	4.00	
	Posicionamiento taladro	min	1.00	
	Empatado taladro	min	1.00	
	Disponibilidad		0.75	

REQUERIMIENTO				
	Tonelaje Diario requerido	ton	1,000	
	Factor de potencia	kg/m3	2.52	
	Anfo x taladro	kg	17.65	
	Burden y espaciamento	m	1.30	1.50
	m perforado/ton	m/ton	0.192	
	m/día requerido	m/día	192.31	
	Tiempo/Taladro	min	28.80	
	Tiempo Ciclo	min	34.80	
	Mín efectivoxhora	min	60	
	Ratio perforación efect.	m/h	20.69	
	Horas req. Día	h	9.29	
	Taladros/día		16.0	
	Guardias/día		3.0	
	Horas efect/guardia		3.5	
	Cálculo No equipos		1.18	
	Equipos requeridos		2	
	Mano de obra requerido/día		6.0	personas

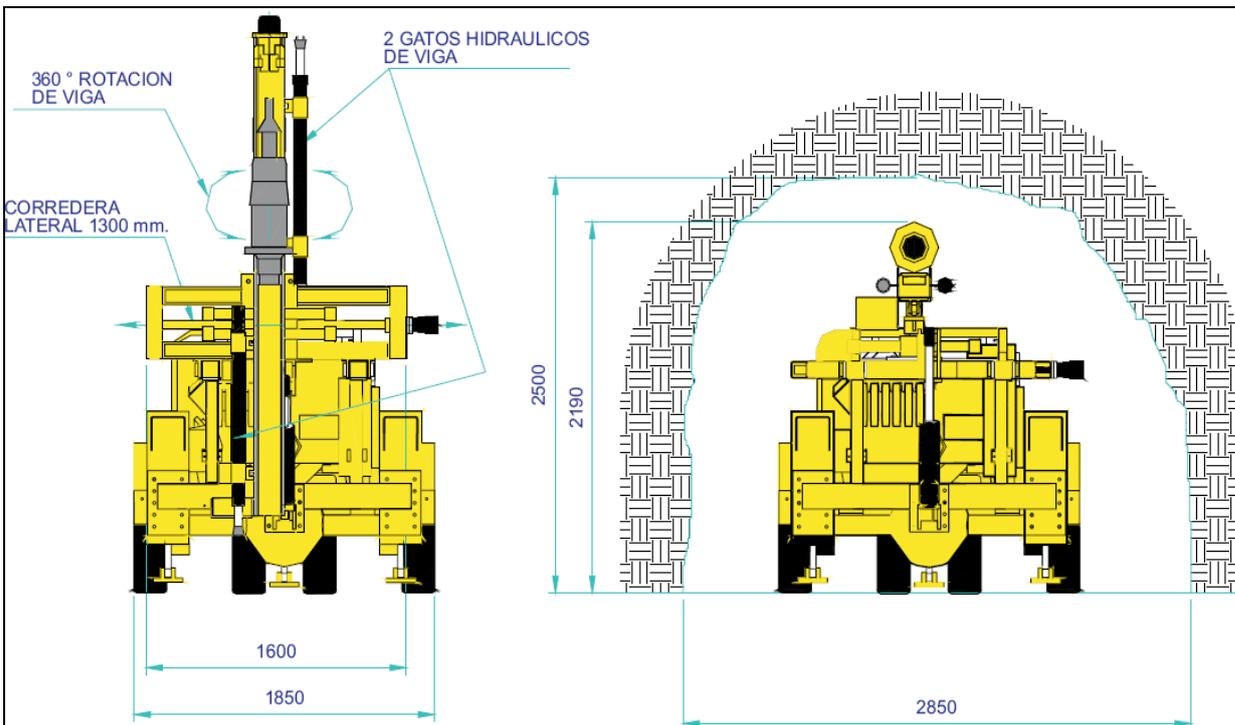
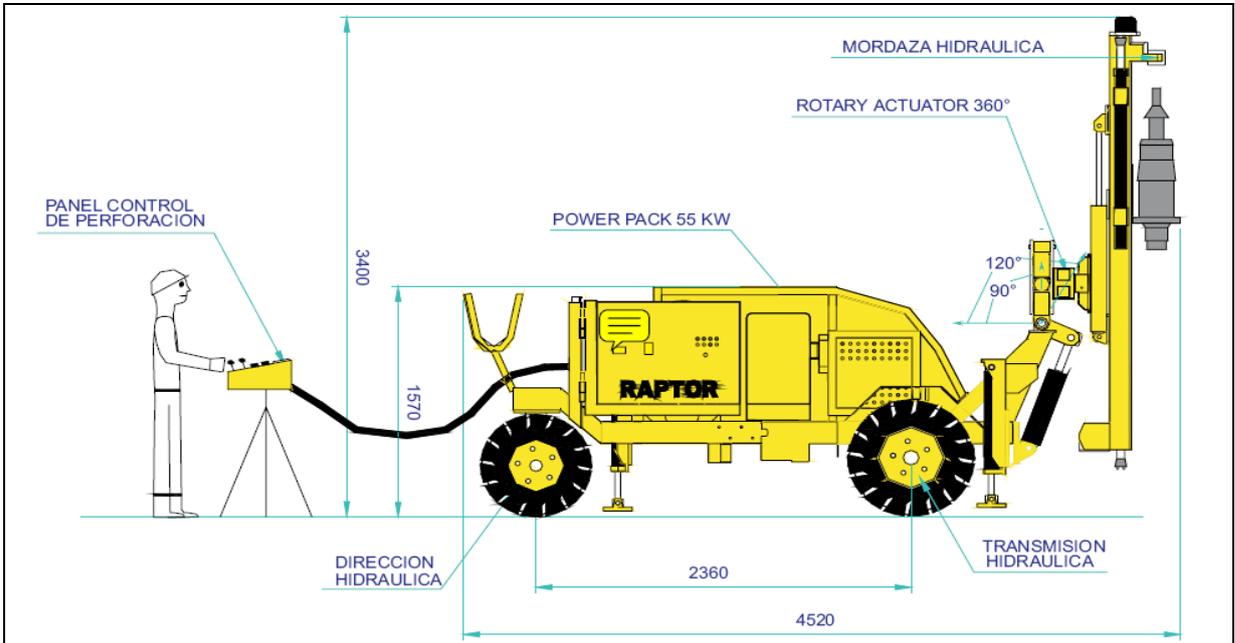
PERFORACION	Unidades	hr/día	\$/hr	\$	Total \$/Ton
Equipo Perforación Taladros largos	3	9.29	40.46	376.1	0.38

ACEROS DE PERFORACION	unit	#	Life	\$	Total
Shank adapter	each	1	3000	309	0.1030
Drill Rod 3'	each	12.3	3500	337	1.0067
TAC XX x 3'	each	1	3500	778	0.0222
Bit 51 mm diameter	each	1	650	294	0.4523
COSTO		\$/m			1.5842

BROCAS Y ACCESORIOS	\$/m	m/día	\$/día		\$/Ton
	1.58	192.31	304.65		0.30

TOTAL PERFORACION \$/TM	0.68
--------------------------------	-------------

5.4.3.2.7 Equipo de perforación raptor júnior



Características del equipo Raptor Júnior

Características del Raptor Jr	
Perforadora	COP1238ME Atlas Copco
Panel Control Remoto	MR-12
Potencia instalada	50KW
Bomba de agua centrífuga	Grundfos CR4-60
Compresor para lubricación de Perforadora de	3HP
Enfriadores de aceite OILAIR y TERMAL TRANSFER	2
Numero de personas necesarias para operarlo	1
Longitud de la barra	3 pies
Barras utilizadas por taladro	3 barras
Tipo de broca	R32
Diametro de la broca	51 mm
Presión de agua	8 psi
Presión de rotación	50 - 60 psi
Peso	3,780 Kgs
Presión de Percusión	
Alta	140Psi
Baja	110-120Psi
Presión de avance	
Alta	80-90Psi
Baja	60-70Psi
Dimensiones de traslado	
Ancho	1,36 m
Largo	3,90 m
Altura	2,23 m

Perforadora	COP1238ME Atlas Copco
Peso	151Kg
Longitud	1002 mm
Ancho	248 mm
Alto	231 mm
Radio de Impacto	42-65 Hz
Potencia max	15 KW
Presión Hidraulica Maxima	250 Bar
Consumo de agua	1.1 l/m

Corredera Horizontal
Corredera lateral 1.25 mts de longitud y desplazamiento efectivo para taladros paralelos de 0.80 mts.
Rotación 360° mediante Rotary actuator Twister 360.
Viga de Avance
Viga modelo LH-1303 accionada con motor hidráulico de alto torque para barras MF-T38 de 3'
La Viga de anclaje tiene 2 gatos de anclaje (stingers)

Panel Control Remoto	MR-12
Panel IP-54 a prueba de chorro de agua.	
Manómetros de glicerina	
Joysticks Allen Bradley para Percusión, avance y rotación	

Información técnica y costos del Raptor Júnior

1. Capacidad de perforación:

35 mts. positivo, 35 mts. negativo, full 360 grados y capacidad para taladros paralelos mediante corredera horizontal de 0.8 mts. de carrera efectiva para el Raptor júnior.

2. Productividad :

El Raptor perfora un promedio de 4500 mts/mes, esto es un rendimiento normal.

En cuanto al rendimiento por guardia de 8 horas, se alcanza los 120mts/guardia en el caso que no existan problemas atribuibles a la mina como son: Falta de agua, electricidad, lugar de trabajo no limpio, planificación inadecuada y otros. Es decir la limitación no es por el equipo en sí.

3. Fabricación en módulos :

El equipo está diseñado para ser desensamblado completamente, inclusive el mismo chasis (carrier) se puede dividir en dos partes, todo esto con el objeto de transportarlo a labores de producción que no se encuentren comunicadas por rampas y donde es imprescindible introducir las partes y componentes a través de chimeneas de hasta 2.0x2.0 mts. utilizando tecles.

4. Consumo de energía y otros:

El equipo requiere 50 Kw (sin compresor), 460 volts, 60 Hz. Se puede proveer también en 380 o 550 volts, 50Hz. Para perforación negativa - se requiere lo siguiente :

- Consumo de aire hasta 17 mts. por 2.5" diam.: 120 cfm@90psi
- Consumo de aire hasta 30 mts. por 2.5" diam.: 150 cfm@90psi

5. Características clave del Raptor :

- La Viga de avance cuenta con doble anclaje – 1 gato para el techo y otro para el piso-; lo que proporciona la mejor estabilidad a la columna de perforación.
- La perforación se hace con un Panel Cable Control Remoto 24 volt. DC. Esto permite al operador posicionarse a la distancia que mejor estime conveniente para su seguridad y para un control efectivo de la perforación .
- Cuenta con una confiable Mordaza Hidráulica Heavy Duty que no requiere más mantenimiento que ser limpiada con agua diariamente.
- El sistema hidráulico del Raptor aunque utiliza electro válvulas es un diseño simple y fácil de mantener debido a que la corriente de control es 24 volts DC.

6. Costo de operación

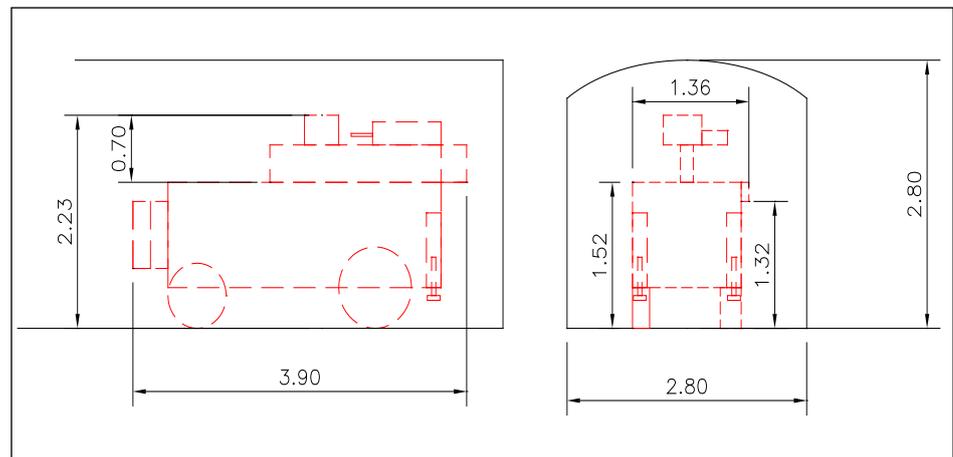
- a) Aceros de Perforación: Para un programa de 4,500 mts/mes estimamos un costo de USD 4,500/mes esto incluye barras, Shank, brocas y copas de afilado.
Los aceros son:
 - Barras MF-R32 de 3'
 - Brocas R32x51mm
 - Shank COP1238 – R32
 -
- Repuestos y Materiales: Para el mismo programa de 4,500 mts/mes se estima un costo de USD 1,600/mes. El 70% de este costo se atribuye a la perforadora.
- Insumos Varios : Estimamos un costo de USD 550/mes. Aquí se incluyen: Filtros, aceite hidráulico, grasa, neumáticos y cable de alimentación.
- Mano de Obra Directa : Sólo se requiere un (1) operador por turno: USD 850/mes

7. Compatibilidad con Atlas Copco :

- Perforadora: 100% debido a la COP1238ME
- Viga : 50%, nuestra Viga LH1305 es un diseño mejorado ya que cuenta con doble anclaje y una mordaza hidráulica mejorada.
- Bombas Hidráulicas : 100%
- Bomba de Agua : 100%

Maniobrabilidad del equipo Raptor Júnior

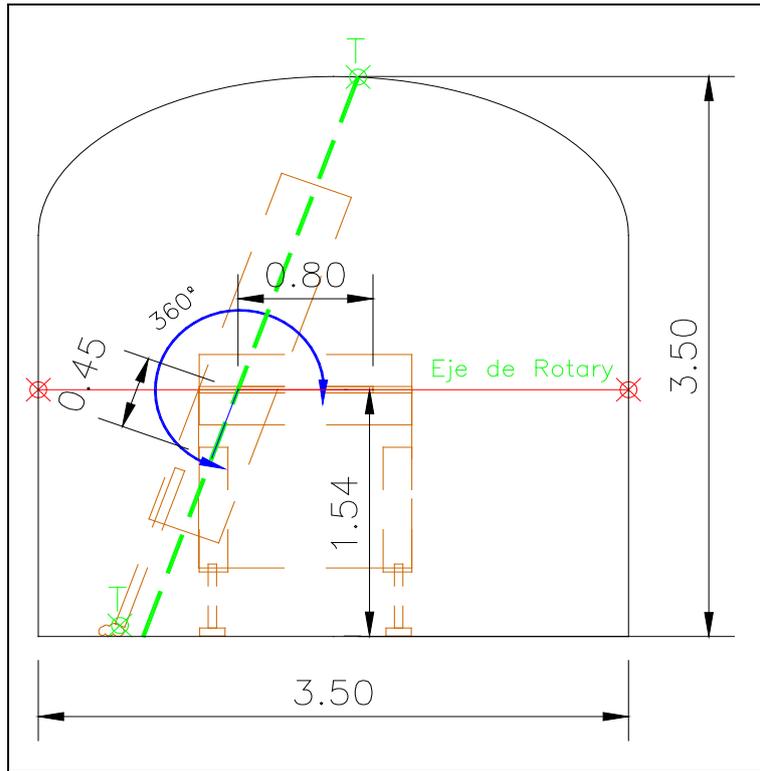
Requerimiento de la sección para que el raptor sea transportado



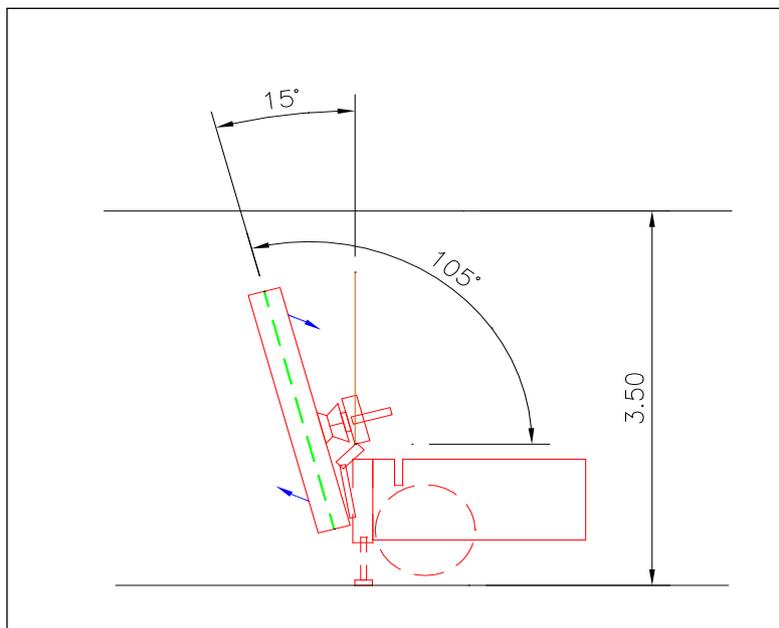
Pueden ser trasladados en secciones de 2.5 por 2.5 sin problema alguno.

Rangos de Movimiento

La viga solo tiene 80 cm. de movimiento horizontal, 45 cm. de movimiento vertical, puede girar 360° e inclinarse un máximo de 15°



Inclinación máxima de 15 °



Reglamento de Seguridad e Higiene Minera DS N° 046-2001
EM
Titulo tercero referente a la Gestión de las Operaciones
Mineras

Capitulo I

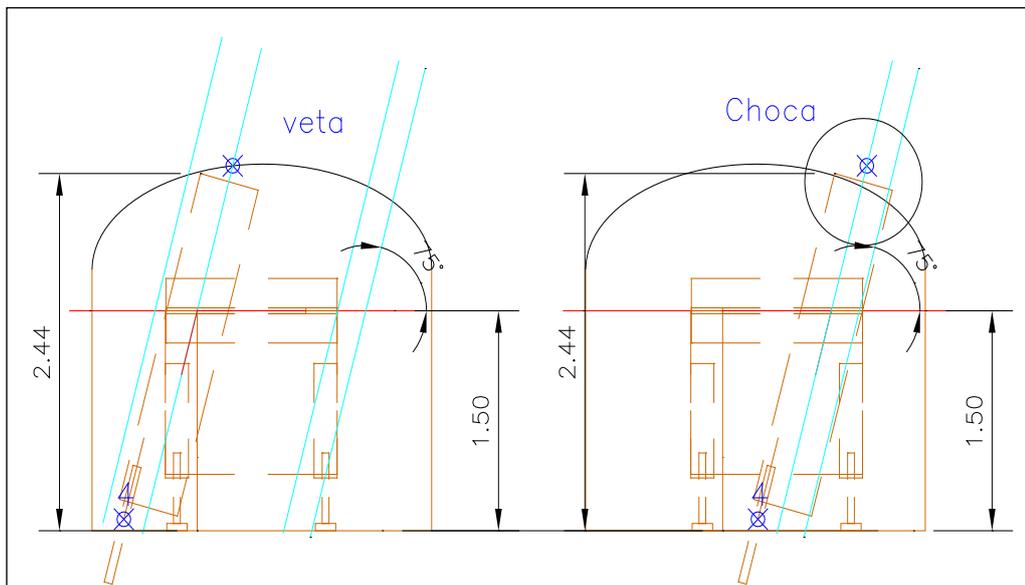
Estándares de las Operaciones Mineras

Articulo 177.- En las etapas de exploración, explotación incluida la preparación y desarrollo de la mina los titulares cumplirán:

- 1.- **Berma de seguridad no menor de las $\frac{3}{4}$ partes de la altura de la llanta más grade** de los vehículos que circulan por los caminos rampas y/o zigzag lateralmente libres) Considerando que la llanta mayor tiene 80 cm. las $\frac{3}{4}$ es 60 cm. de berma

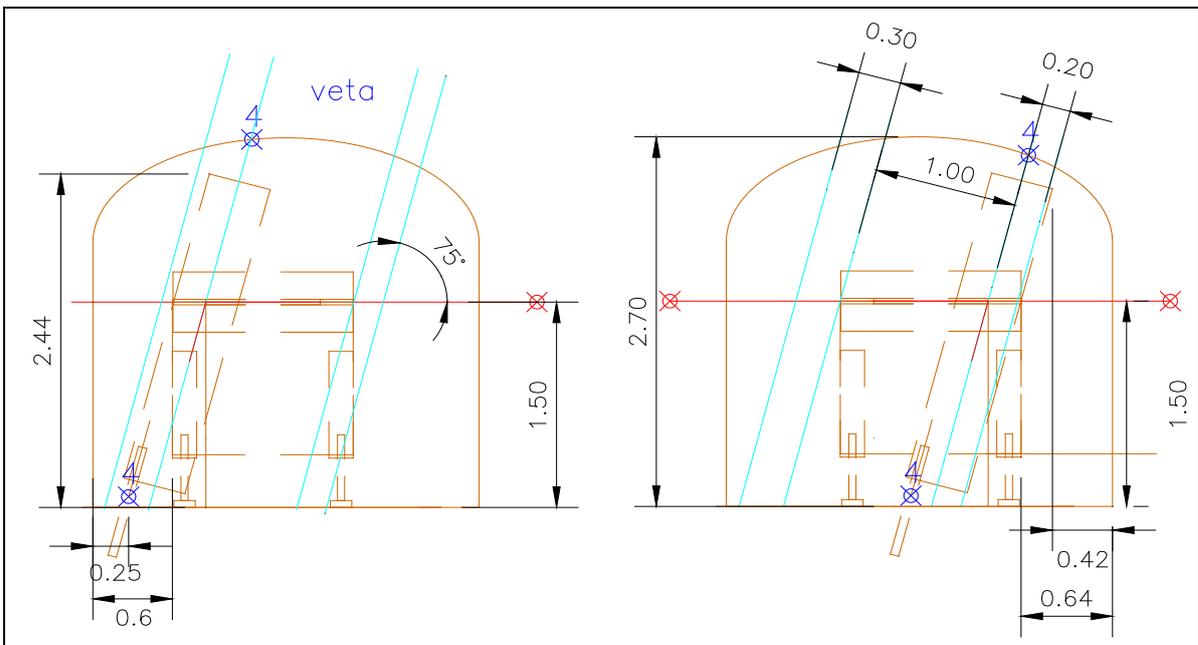
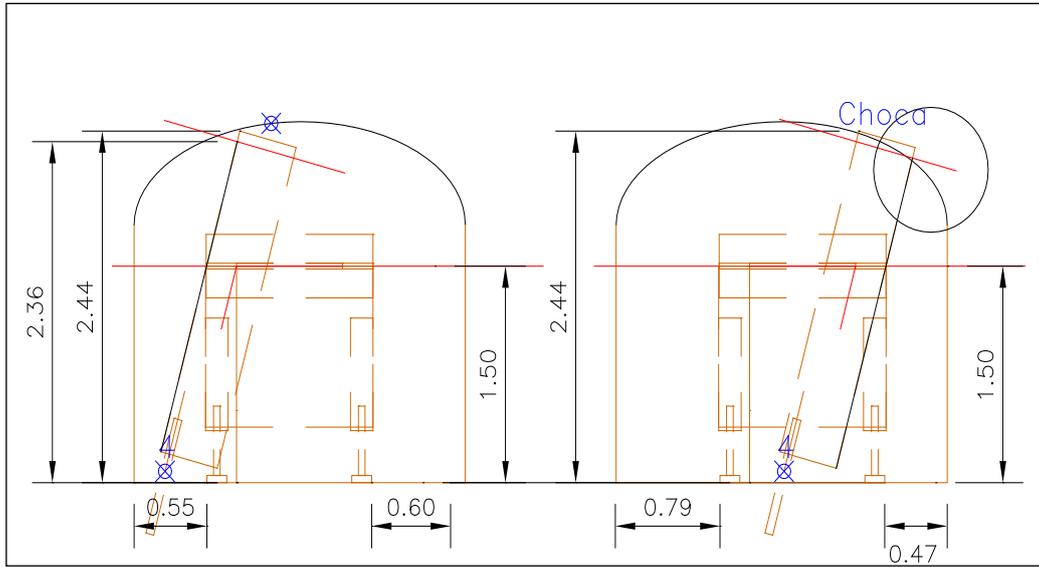
Simulaciones de maniobrabilidad de la viga.

Para un ángulo de inclinación de 75°



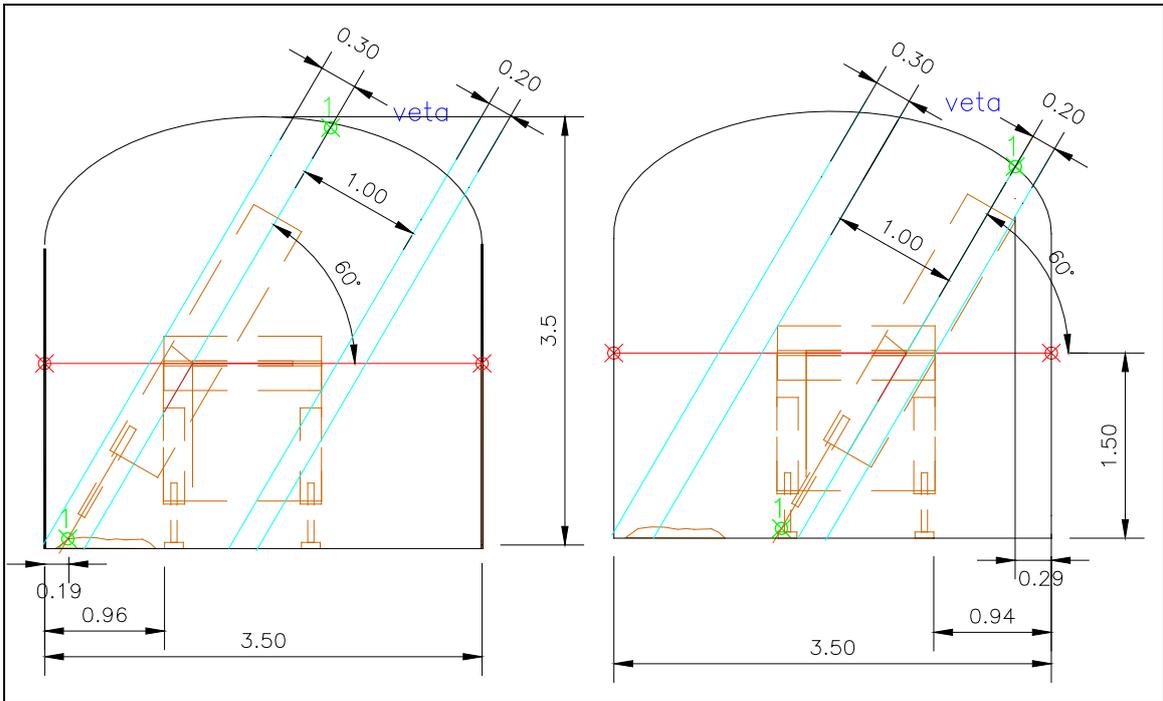
Haciendo que la viga se incline 15

Vigas giradas

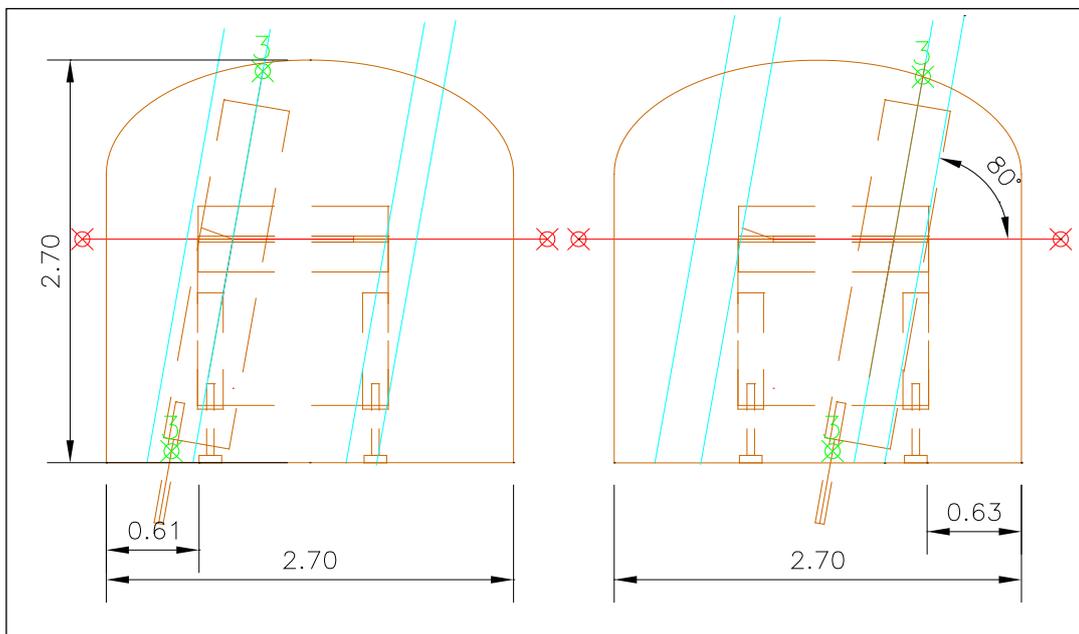


Para un ángulo de inclinación de 75° la sección mínima requerida será de 2.7×2.7 en la cual el raptor tendrá una buena maniobrabilidad.

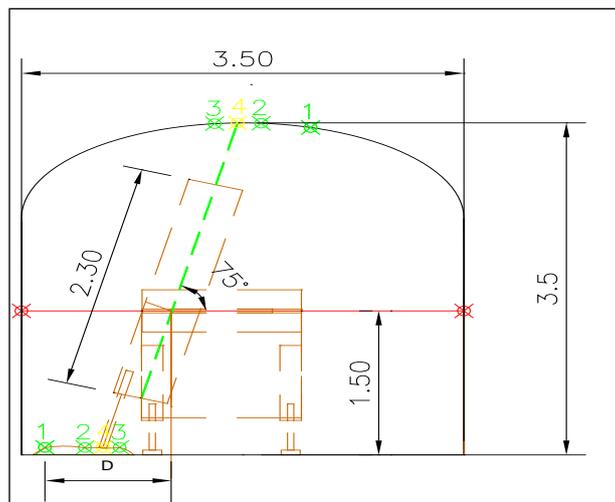
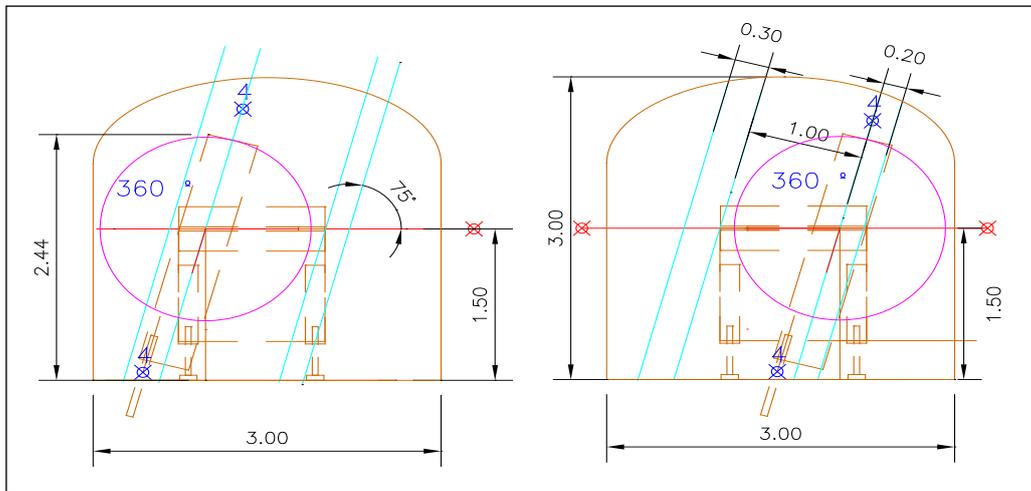
Para un ángulo de 60°



Para un ángulo de 80°



Para un giro de la viga de 360° y un ángulo de inclinación de 80° se requiere una sección de 3.0 x 3.0



Taladro	D	Angulo
1	1	60°
2	0.68	70°
3	0.41	80°
4	0.54	75°

5.4.3.3 Voladura de Taladros Largos en Vetas

5.4.3.3.1 Costo de Voladura

EXPLOSIVO

Cantidad de explosivo (kg.)					177.60
Emulnor 3000	Peso/unidad	Unidades	Cantidad		
	0.26	cartuchos 1-1/2"x 8"	10	2.60	
Anfo	25	bolsas	7	175.00	

ACCESORIOS

	Unidad	Cantidad
Cordón detonante	metros	16
Carmex	Pieza 7 pies	2
Fanel	Pieza 17 metros	10

Tonelaje Roto	582.40
Ancho	4.00
Longitud	4.00
Altura	13.00
Densidad (Tn/m3)	2.80

Nro taladros cargados	10
Longitud por taladro (m)	13.00

RESULTADOS

Cantidad de explosivo (Kg.)	177.60
Tonelaje roto (TM)	432.40
Factor de carga (Kg./TM)	0.40
Tonelaje roto / metro perforado	4.48
Tonelaje roto / taladro	58.24

COSTOS DE VOLADURA

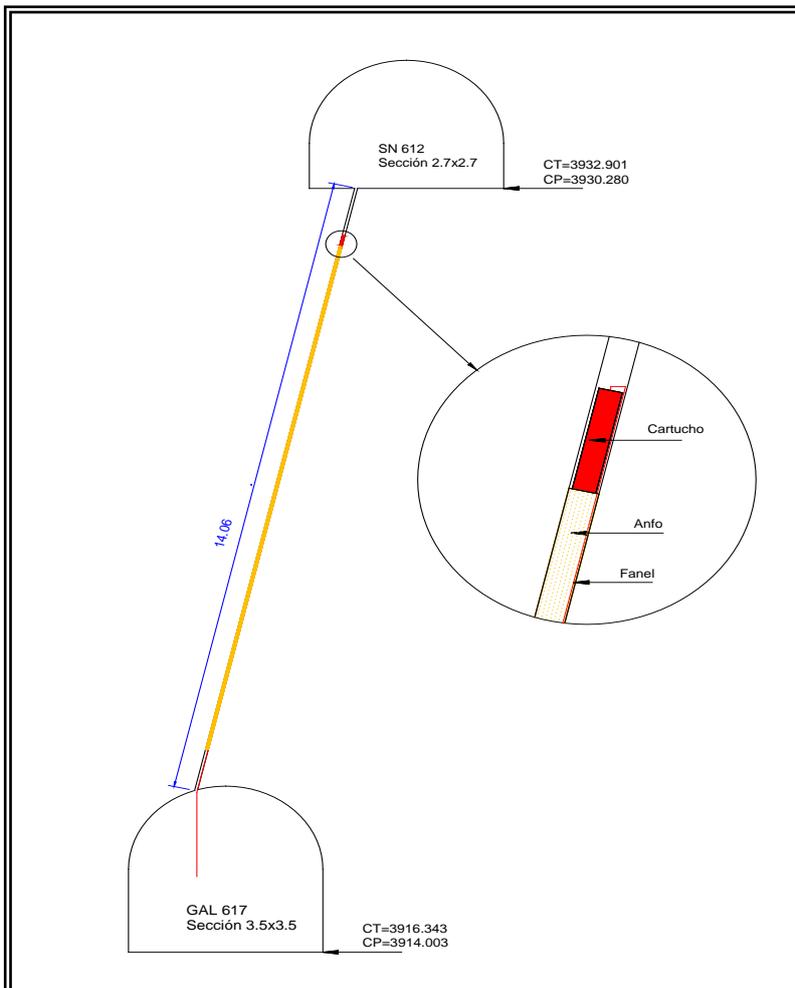
Accesorios de voladura	Unidad	Consumo	P. Unitario	Total US\$
Carmex 7 pies	pieza	2	0.42	0.84
Cordón detonante (3p)	metros	16	0.11	1.76
Fanel 17 metros	pieza	10	2.39	23.90
Costo Total Accesorios				26.50
Explosivos	Unidad	Consumo	Precio Unitario	Total US\$
Emulnor 3000 1-1/2"x8"	cartuchos	10	0.39	3.90
Anfo Superfam	kilogramos	175.00	0.44	77.00
Costo Total Explosivos				80.90
COSTO TOTAL DE ACCESORIOS Y EXPLOSIVO			US\$	107.40

TONELAJE ROTO	TM	432.40
----------------------	-----------	---------------

US\$ / TM	0.25
------------------	-------------

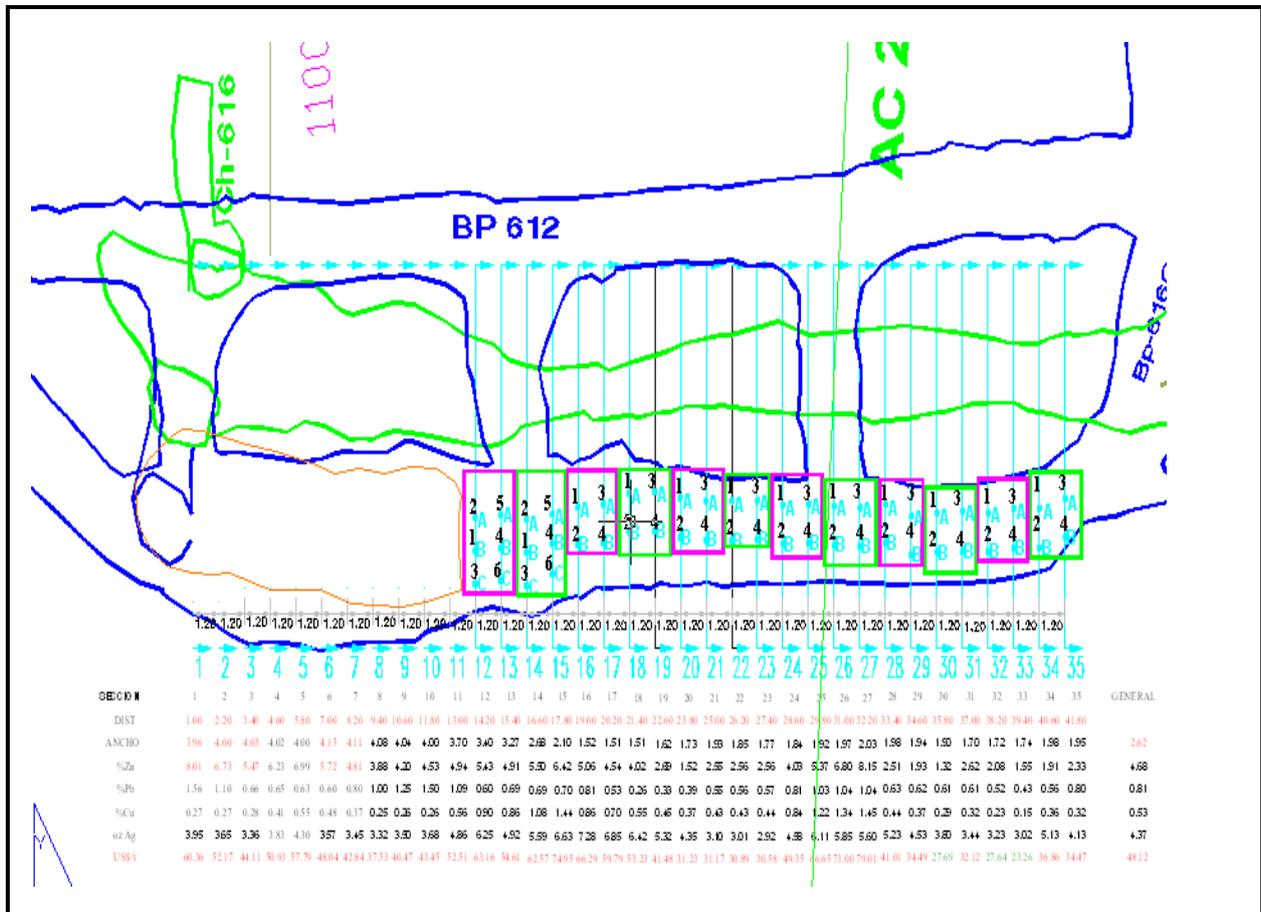
COSTO TOTAL DE VOLADURA INCL. 25% VOL. SEC	US\$/TM	0.31
---	----------------	-------------

Esquema de Carguio en un Taladro



**ESQUEMA DE
CARGUÍO DE UN
TALADRO**

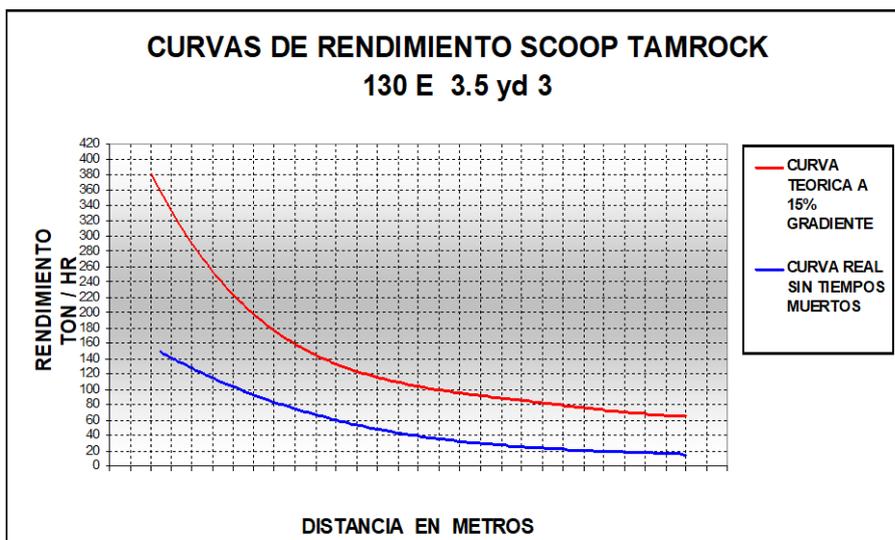
5.4.3.3.2 Secuencia de voladura



5.4.3.4 Limpieza y transporte de mineral

La limpieza de mineral se realizará con Scoop de 3.5 Tms a control remoto, estas serán extraídas por las ventanas hasta los echaderos que están diseñadas cada 150 mts para así lograr un rendimiento productivo de dichos equipos.

El Transporte será por intermedio de los Dumpers de 15 Tms que transportarán a los Ore Passes principales que distan aproximadamente 1000 mts, para luego ser evacuados con Locomotoras.



Costo de carguo y requerimiento de equipos

ESPECIFICACIONES LHD	TIPO		3,5 yd3	2,5 yd3
	Capacidad	m3	2.68	1.91
	P.e mineral roto		2.15	2.15
	Capacidad	ton	5.8	4.1
	Factor de llenado		0.9	0.9
	Longitud acarreo	m	150	150
	Velocidad promedio	km/hr	6	6
	Carguio	mín	2	2
	Descarga	mín	1	1
	Tiempo muerto	mín	0.5	0.5
	Disponibilidad		0.8	0.8

REQUERIMIENTOS LHD			3	3
	Tiempo acarreo	mín	3	3
	Tiempo ciclo	mín	6.5	6.5
	Mín efectivo x hora		50	50
	Ton/hora		44	32
	Horas efectiva/guardia	hr	4.5	4.5
	Ton/Día	ton	200	143
	Tons requeridas/Día		1000	1000
	LHD horas/día		22.6	31.6
	No requerido LHD		2.1	2.9
	Flota requerida		2	3
	Mano de Obra requerida/día		6	9

LHD	#	hrs/día	costo/hora	US\$	US\$/ton
3,5 yd3	2	22.6	56.46	1,273	1.27
2,5 yd3	3	31.6	47.55	1,502	1.50

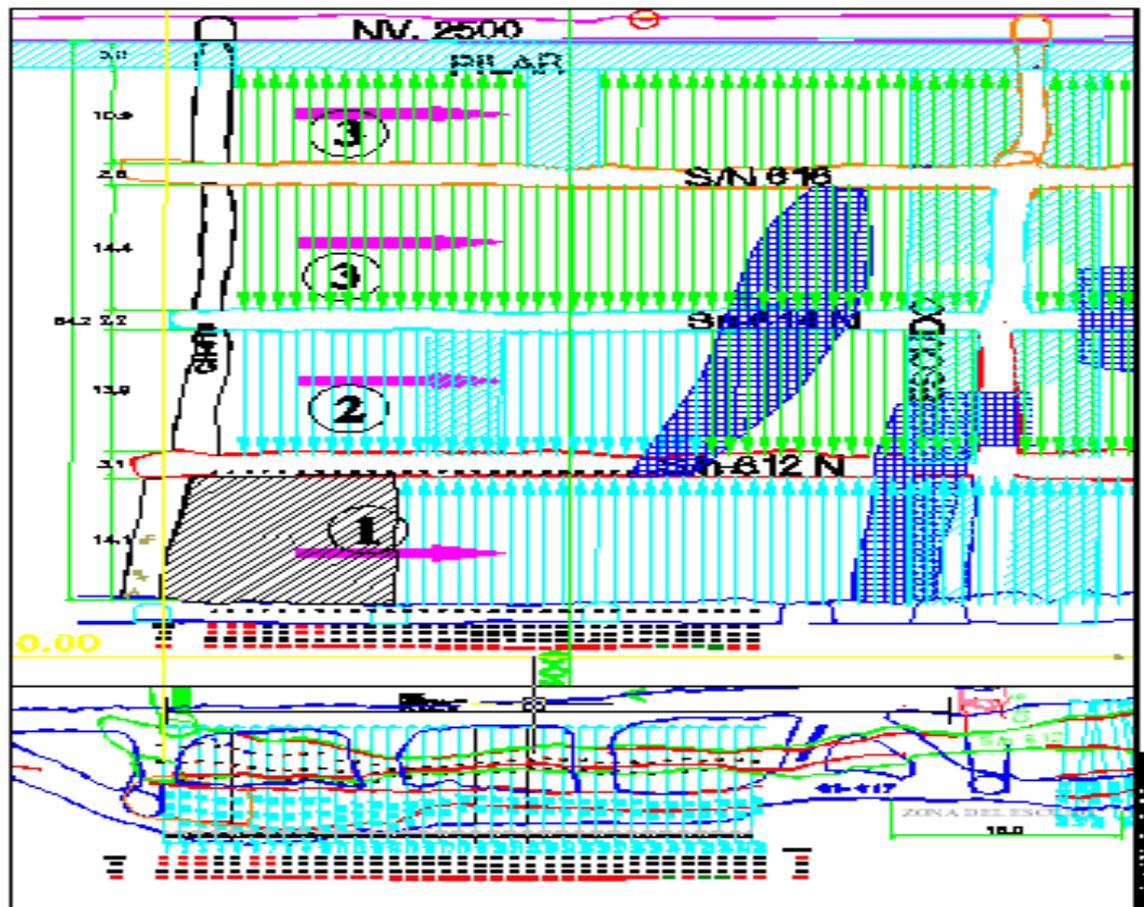
Costo de transporte y requerimiento de equipos

ESPECIFICACIONES	Tipo	Unid	MT 2000
	Capacidad Camión	ton	15
	Factor de llenado		95%
	Paradas		1
	Tiempo carguio	min	6
	Tiempo descarga	min	1.5
	Distancia recorrido	m	1000
	Velocidad horizontal cargado	km/hr	10
	Velocidad horizontal vacio	km/hr	14
	Disponibilidad		85%

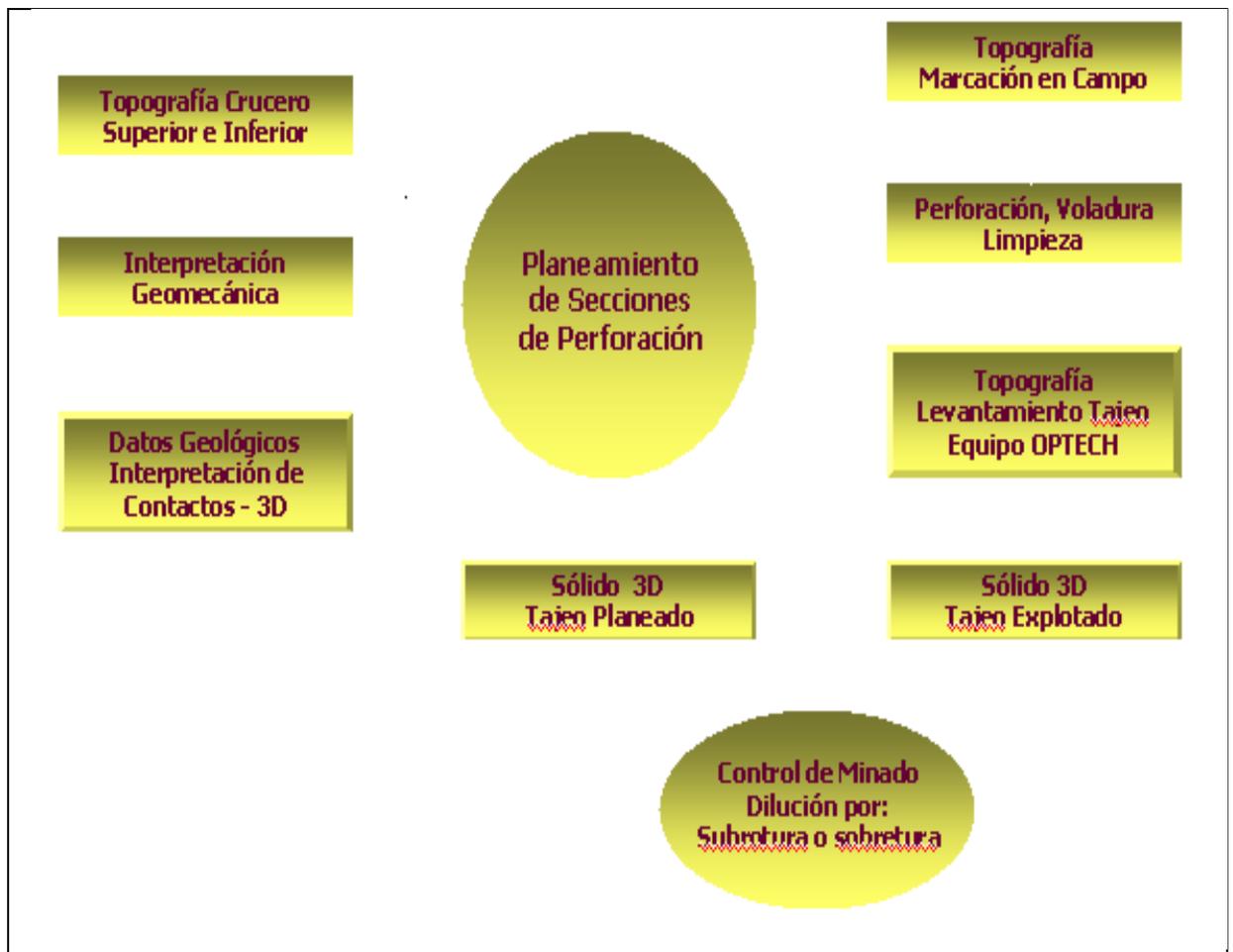
REQUERIMIENTO			
	Ciclo Tiempo	min	19
	Mín efect. X hora	min	50
	Ton/hora	ton	39.9
	Hr efect. X guardia	hr	4.5
	Ton/guardia	ton	179.7
	Ton/día	ton	539.0
	Ton requer /día	ton	1000
	Hr camión/día		25.0
	No camiones requerido		2.2
	Flota requerida		2.0
	No personal requerido		6

Camiones	CANTIDAD	cost/hr	\$/ton
MT 2000	2	50.61	1.27

5.4.4 Secuencia de minado



5.4.5 Control de minado



5.5 Ventilación

5.5.1 Costo del proyecto

VENTILACION AUXILIAR

Item	Descripción	Cantidad	Tarifa		Total (US\$)
1	Adquisición de Ventilador de 40,000 cfm, 100 HP	5	8,750	\$/unid	43,750
2	Adquisición de Arrancador para Ventilador de 100 HP	5	1,200	\$/unid	6,000
3	Manga de Ventilación dec 36" de Ø (m)	1,000	3.3	\$/m	3,280
4	Ductos Succión Rígidos (m) de 36" Ø	75	7	\$/m	525
5	Alambre Nº 8 (kg)	100	0.78	\$/kg	78
6	Instalación de Ventilador (M. Obra)	5	209.49	\$/unid	1,047
Costo Total de Proyecto					54,680

VENTILACION PRINCIPAL

Instalación de Vent. 150,000 cfm, Nv. 4800 Superficie

Item	Descripción	Cantidad	Tarifa		Total (US\$)
1	Adquisición de Ventilador de 150,000 cfm	1	35,000	\$/unid	35,000
2	Adquisición de Arrancador para Ventilador	1	12,000	\$/unid	12,000
3	Adquisición de Transformador para Energía	1	9,000	\$/unid	9,000
4	M. de Obra y Materiales en Instalación de Ventilador			\$	3,500
5	Linea, postes, pararrayos, cutout			\$	13,000
6	M. Obra + Material en Instalación Eléctrica			\$	557
Costo Total					73,057

5.5.2 Circuito principal de ventilación

Ingreso de aire limpio:

El ingreso de aire limpio será por la Bocamina Corina en Nv. 4490, la toma de aire limpio será en el By Pass 777 Norte a través de un ventilador de 40,000 cfm (19 m³/s).

El alcance de este ventilador será 200 m de longitud, con mangas de 36 pulgadas de diámetro; luego de este avance se colocará un segundo ventilador de 40,000 cfm (19 m³/s) instalado en serie.

Para correr los 7800 m de crucero se utilizarán cuatro ventiladores de 40,000 cfm (19 m³/s) instalados en serie.

Evaluación de aire contaminado

El flujo del aire contaminado se evacuará a través del R. B. 740 a superficie.

En la cabeza de este R. B. superficie Nv. 4800, se instalará un ventilador de 150,000 cfm (71 m³/s), el cual trabajará como extractor.

Circuitos secundarios

By Pass Principal:

El aire limpio proveniente del Crucero 740 se inyectará a los frentes de las alas norte y sur mediante ventiladores de 40,000 cfm (19 m³/s).

El aire contaminado se evacuará a través de R. B. 740 a superficie.

A los 200 m de cada ala del By Pass se realizará una chimenea de ventilación para comunicar a los Sub-niveles superiores y tener un circuito de aire limpio, en los subniveles N° 1, 2, 3 se comunicará con una ventana hacia el R. B. 740 de ventilación para evacuar el aire contaminado a superficie.

Rampa Principal:

El aire limpio proveniente del Crucero 740 se inyectará al frente de avance con un ventilador de 40,000 cfm (19 m³/s).

El aire contaminado se evacuará a través de R. B. 740 a superficie.

Galería en Veta:

El aire limpio proveniente del Crucero 740 se inyectará a los frentes de las alas norte y sur mediante ventiladores de 40,000 cfm (19 m³/s).

El aire contaminado se evacuará a través de R. B. 740 a superficie.

Etapas del proyecto

Etapas de desarrollo del CX740:

Equipos Diesel a Utilizarse:

Equipos Diesel	Capacidad	HP
01 Scoop de 3.5 yd ³	3.5 yd ³	188
01 Dumper	15 Ton	185
01 Jumbo frontonero	12 pies	75

Cálculos:

CUADRO 1 : Necesidades del aire limpio

ITEM	DESCRIPCION	Nº	REQUERIMIENTO UNITARIO (cfm)	SIMULTANEIDAD	TOTAL REQUERIDO (cfm)
1	Hombres/gdia	10	212	100%	2,120
2	Scoop 3.5 yd ³ (185HP)	1	19,610	90%	17,649
3	Dumper 15 Tn (185 HP)	1	19,610	90%	17,649
4	Jumbo Frontonero (75 HP)	1	7,950	25%	1,988
5	Gases de Voladura (25 m/min x 16 m ² de Sec.)	1	14,124	50%	7,062
TOTAL NECESIDADES DE AIRE					37,286

CUADRO 2 : Cantidad y características de ventiladores para el

Crucero 740.

ITEM	DESCRIPCION	Nº	CAUDAL (cfm)	PRESION (" c.a.)	ALCANCE (m)	Ø DE MANGAS (pulg)	Nº DE VENTILADORES
1	Ventilador Axial	1	40,000	8	160	36	5
2	Ventilador Axial	1	40,000	10	200	36	4
3	Ventilador Axial	1	40,000	8	63	30	12
4	Ventilador Axial	1	40,000	10	79	30	10

Observaciones:

- 1) Con un ventilador de 10" de presión y manga de 36" de Ø, se utilizarían 4 ventiladores de 40,000 cfm.

CUADRO 3: Cantidad y características de ventilador para los By Pass.

ITEM	DESCRIPCION	Nº	CAUDAL (cfm)	PRESION (" c.a.)	ALCANCE (m)	Ø DE MANGAS (pulg)	Nº DE VENTILADORES
1	Ventilador Axial	1	40,000	8	160	36	4
2	Ventilador Axial	1	40,000	10	200	36	3
3	Ventilador Axial	1	40,000	8	63	30	8
4	Ventilador Axial	1	40,000	10	79	30	6

Observaciones:

- 2) Con un ventilador de 10" de presión y manga de 36" de Ø, se utilizarían 3 ventiladores de 40,000 cfm.

Etapas de preparación y explotación

Equipo Diesel a utilizarse:

Equipos Diesel	Capacidad	HP
04 Scoop de 3.5 yd ³	3.5 yd ³	188
02 Dumper	15 Ton	185
02 Jumbo frontonero	12 pies	75

CUADRO 3 : Necesidades de aire limpio

Item	Descripción	Nº	Requerimiento Unitario (cfm)	Simultaneidad	Total Requerido (cfm)
1	Hombres/gdia	10	212	100%	2,120
2	Scoop 3.5 yd ³ (185HP)	4	19,928	90%	71,741
3	Dumper 15 Tn (185 HP)	2	19,928	90%	35,870
4	Jumbo Frontonero (75 HP)	2	7,950	25%	3,975
5	Gases de Voladura (25 m/min x 16 m ²)	1	14,124	50%	7,062
Total Necesidades de Aire					120,768

Ventilación Principal:

Las necesidades de aire limpio es de 121,000 cfm, para satisfacer las operaciones, el cual ingresará por el By Pass 777 Norte del Nv. 4490 (800). Para la extracción de aire contaminado se requiere un ventilador extractor de 150,000 cfm instalado en la cabeza de R. Boring 740 de ventilación en superficie para la evacuación de este aire contaminado.

Capacidad del Ventilador:

Nv. 4800 (H2)	Longitud (m)	Sección de R. B. (m x m)	Ventilador	
			Caudal (cfm)	P. Total (pulg. C. A.)
Raise Boring	310	3.0 m x 3.0 m	150,000	10.0

**Cálculo de La Pérdida de Presión Total del Ventilador Principal:
CUADRO N° 5: Pérdida de Presión en Ventilador de 150,000 cfm
(m³/s).**

CUADRO N° 5

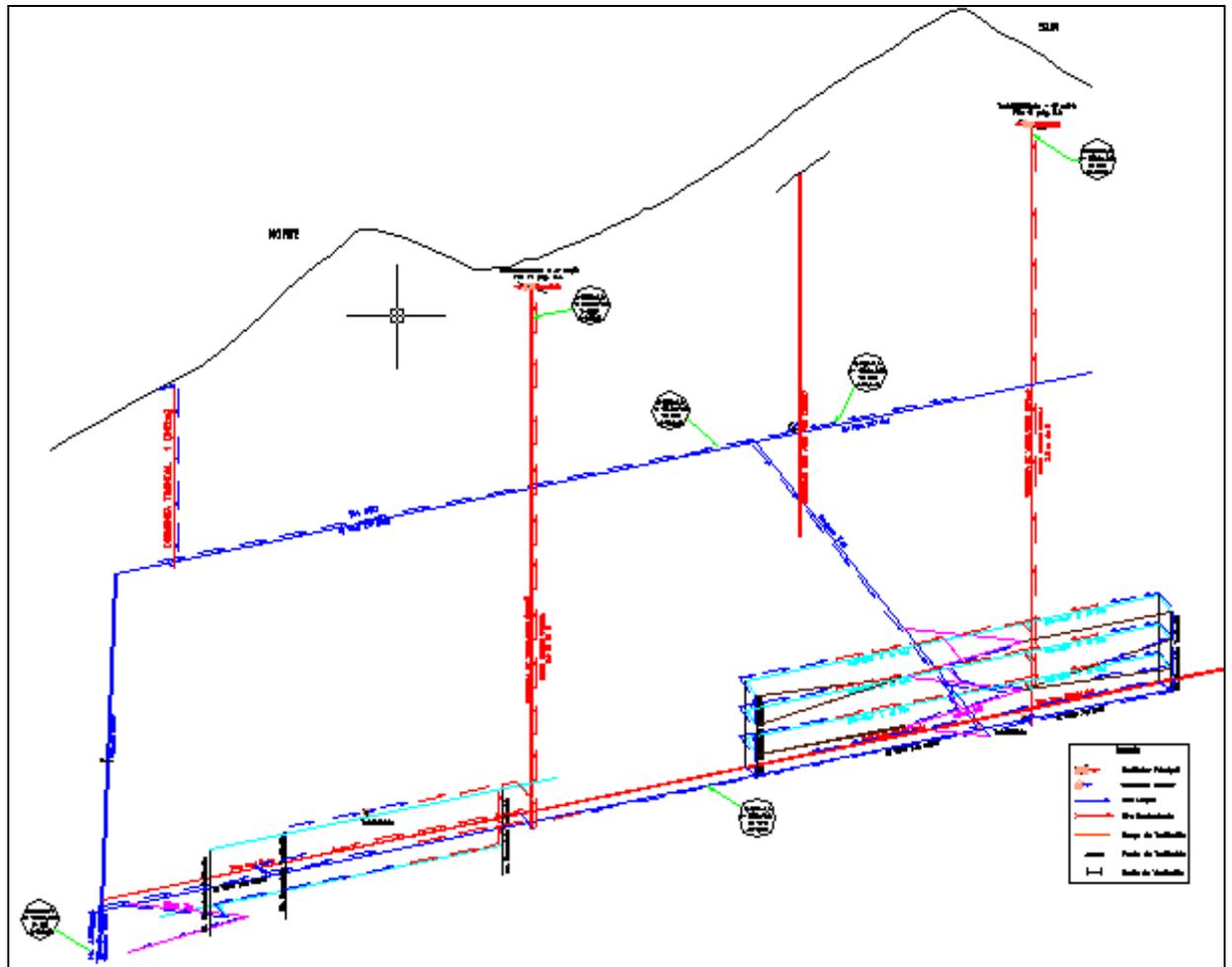
**CALCULO DE RESISTENCIAS, PERDIDA DE PRESION
EN GALERIAS Y RAISE BORING PARA VENTILADOR DE 150,000 cfm (m³/s)**

Descripción	Altitud (m)	Temperatura del Aire (°C)	Densidad del Aire (kg/m ³)	Sección		Longitud (m)	Longitud Equivalente (m)	Area (m ²)	Perimetro Sección (m)	Factor de Fricción (k) (Ns ² /m ⁴)	Resistencia (Ns ² /m ⁸)	Factor de Corrección	Ventilador Simulado		Pérdida Presión Simulado (PP)	
				Ancho (m)	Alto (m)								(m ³ /seg)	(pie ³ /min)	(Pascal)	(" H ₂ O)
Nv. 4490	4,450	21.0	0.715	3.0	3.0	1,200	171	8.28	11.28	0.0250	0.68092	0.5959	70.80	150,000	2,033.9	8.17
Nv. 4800	4,450	22.0	0.714	3.0	3.0	330	21	7.07	9.42	0.0037	0.03469	0.5949	70.80	150,000	103.4	0.42
Total													2,137.4	8.58		

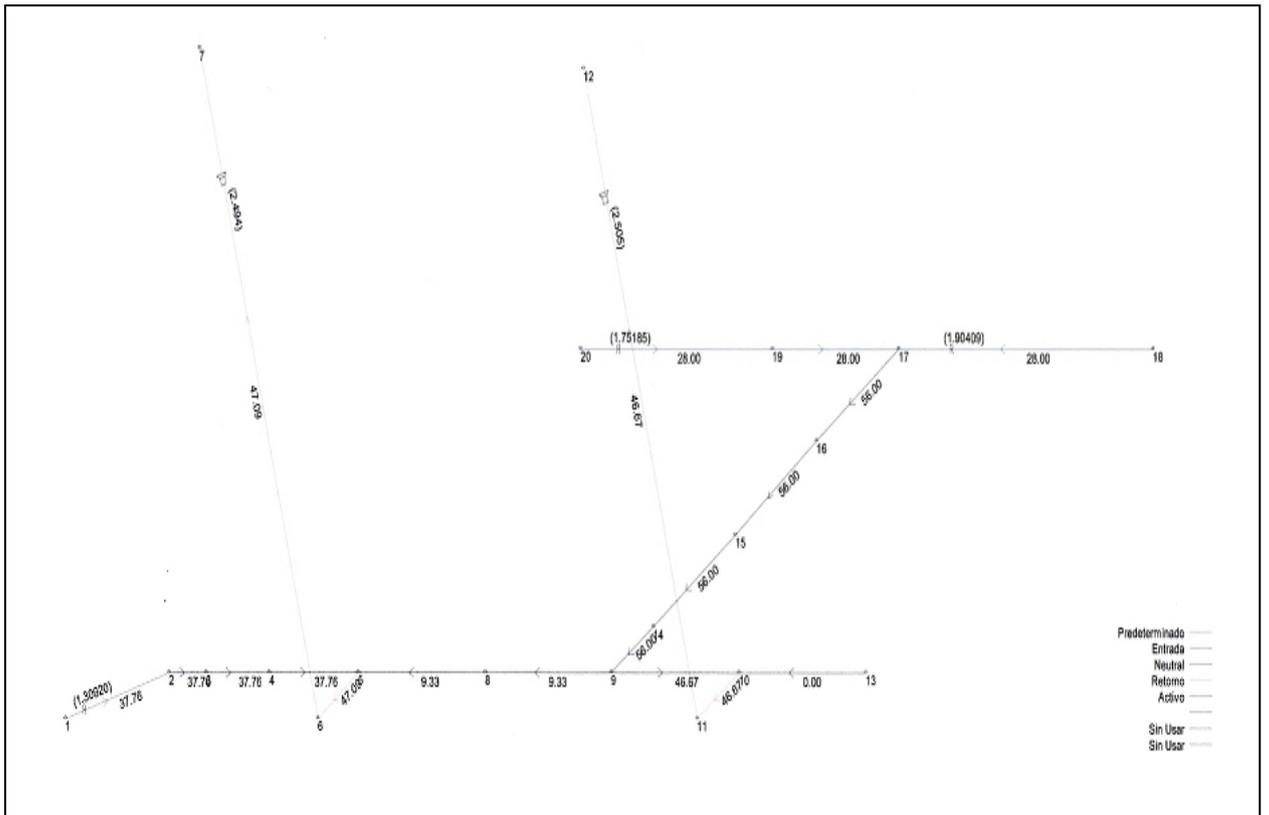
CONCLUSIONES:

1. Densidad de Aire Estándar: 1.2 Kg/m³
- 2.-Se requiere un ventilador principal de 150,000 cfm (71m³/s), con 10 pulgadas de C. A. de presión

Circuito Isométrico de Ventilación



Unifilial de ventilación simulado en SOFTWARE VINET



5.6 Servicios

Calculo actual de caída de presión de aire

CALCULO DE CAIDA DE PRESION EN TUBERIA					
NIVEL 800					
Datos iniciales		Siberia		Corina	Tot. Rayo
Maquinas Actuales		2		7	9
Maquinas Requeridas		12 Un.		10 Un.	22 Un.
Factor por fugas		1.25			
Volumen Requerido		1624 cfm		1353 cfm	2977 cfm
Factor de Friccion		1.2			
Presion Absoluta		6.5 bar			
Volumen Requerido		0.766 m3/seg	100%	0.639 m3/seg	1.405 m3/seg
Presión en el frente		68 psi		59	

Tramo	Descripcion	Diámetro pulgadas	Cantidad	Longitud		Caída de Presion psi
				real	equivalente	
				metros	metros	
	Incremento de presion por caída del Nv 200 al 800					-6.62
	Hacia veta Rayo	8		800		1.18
	Hacia veta Rayo 200 al 800	6		1,250		7.74
	Nv 800	4		300		14.11
	Desvio Siberia	4		100		1.53
	Nv 800	2		350		8.40
	Total			2,800		26.34
	Casa de Comp Desvio Sib. Corina					16.41
	Desvio Corina	4		1680		18.37
	Total			1680		34.78

$$\text{Caída de Presión} = \frac{F \cdot \text{Fricción} \cdot 10^5 \cdot Q^{1.85} \cdot L}{(D \cdot 25.4)^5 \cdot P} \cdot 14.7$$

F.Fricción = 1.2
Q → m3/s
L → m
D → pulgadas
P → bares

Requerimiento de caída de presión de aire

CALCULO DE CAIDA DE PRESION EN TUBERIA					
NIVEL 800					
Datos Propuesta					
	Siberia	Corina	Tot. Rayo		
Maquinas Requeridas	12 Un.	10 Un.	22 Un.		
Factor por fugas	1.25				
Volumen Requerido	1624 cfm	1353 cfm	2977 cfm		
Factor de Friccion	1.2				
Presion Absoluta	6.55 bar				
Volumen Requerido	0.766 m3/seg	100%	0.639 m3/seg	1.405 m3/seg	
Presión en el frente	89 psi		74		

Tramo	Descripcion	Diámetro pulgadas	Cantidad	Longitud		Caida de Presion psi
				real	equivalente	
				metros	metros	
	Incremento de presion por caída del Nv 200 al 800					-6.62
	Hacia veta Rayo 200 al 800	8		2,050		2.99
	Hasta Desvio Siberia	6		750		4.61
	Nv 800 Rayo Siberia Cx 740 + BP	6		1,200		2.40
	Nv 800 Rayo Siberia	4		150		2.28
	Total			4150	0	5.66
	Casa de Comp Desvio Sib. Corina					0.98
	Nv 800 CX 777 Desvio hacia corina	6		800		1.14
	Continua Rayo Corina	4		1,720		18.66
	Total			2,520		20.79

REQUERIMIENTO		
Ubicación	Diámetro	Metros
Rayo Nv 800	8	1250
Rayo siberia Nv 800	6	700
Rayo Corina Nv 800	6	600

Análisis para el requerimiento de bomba

BOMBEO RAMPA NEGATIVA

DESCRIPCION	# ACCESORIOS	SIMBOLO	UNIDAD	RP (-) RAYO SS II	
				CIA.	EE
CANTIDAD.					
Galon		GI	L	3.785	
Caudal		Q	L/Seg	5	5
Caudal		Q	Gpm	79	79
Altura de espejo de agua a Bomba		HES	Fts.	3.28	3.28
Altura de espejo de agua a Bomba		HES	Mts	1	1
Altura de Cabeza		HED	Fts.	196.85	98.43
Altura de Cabeza		HED	Mts	60	30
Long. Tub.		L.T.	Fts.	230	755
Long. Tub.		L.T.	Mts	70	230
Diametro de Tuberia		D Tub.	Pulg.	4	2
Constantes		Friction	Fts.	18	
Constantes		Cada	Fts.	100	100
Densidad Liquido		d	gr/cm ³	1	1
Constantes		Constante	un.	3960	3960
Efic. Bomba		Eff.	%	80	80
Factor de Conversion		Kw	Hp	1.34	
Total Carca Estatica		Het	Fts.	200	102
Carga de Velocidad		Hv	Fts.	0.09	1.46
Carga de fricción		HF	Fts.	41.34	135.83
Nro Codos		Perdida en Ft			
Codo 135°	0 0 0 0 0 0 0	45	Fts.	0	0
Codo 90°	2 2 2 2 2 2 2	30	Fts.	60	60
Codo 45°	0 1 1 1 1 0 0 1	15	Fts.	0	15
Carga de fricción accesorios		Hpr	Fts.	60	75
Total Carga Dinamica		Hdp	Fts.	302	314
Potencia HP		HP	HP	7.54	7.85
Potencia KW.		KW	KW	5.63	5.86
Bomba Requerida				MASTER H	MASTER H
Potencia Noimnal			KW	9.8	
Potencia Maxima			KW	12	
Altura H			Mts.	60	
Caudal			L/Seg	9	
Bombas requeridas			#	1	1
Bombas requeridas EE			#	4	
Bombas requeridas CIA.			#	4	

$$H_v = 0.025 (Q^2)/(D)^4$$

$$H_{dp} = H_{et} + H_v + H_f + H_{pr}$$

Q

$$H_f = 18 \text{ Ft por cada } 100 \text{ Fts de Tuberia}$$

$$HP = ((Q * H_{dp} * S) / (3960 * Eff))$$

D

$$H_{et} = H_{es} + H_{ed}$$

Hv.

Costo de servicios (agua, aire, energía, etc.)

1.- Agua	Consumo de agua x perforadora	40	lts/min
	Consumo total por disparo	18462	
	Tarifa de agua	0.0024	
	Costo de agua xdisparo	44.31	
	Costo de agua x tonelada	0.04	\$/ton
	Mano de obra requerida x día	3	tubero
2.-Energía	Jumbo Raptor 22 (2 unidades)	100	Kw
	Horas efectivas x día	10.5	
	Consumo de energía	1050	
	Tarifa electrica Kw-hora	0.05	
	Costo de energía	52.5	
	Costo de energía x Ton	0.05	\$/ton
	Mano de obra requerida x día	3	electricista
3.-Ventilación	Ventilación Principal y Auxiliar	350	HP
	Ventilación en Kw	266	Kw
	Horas efectivas x día	24	
	Tarifa	0.05	
	Costo de energía	319.2	
	Costo de ventilación x Ton	0.32	\$/ton
	Mano de obra requerida x día	3	ventilación
4.- Transporte Locomotora	Tarifa Locomotora 3000 m	0.56	
	Mantenimiento de vías 30%	0.168	
	Costo Locomotora x Tonelada	0.73	\$/ton
	Mano de obra requerida x día	6.0	transporte
	Sub-Total	1.14	
	Transporte de materiales 50%	0.57	
	Total Mano obra requerida	15.0	personas
TOTAL SERVICIOS	US\$/Ton	1.72	

VI. COSTO DE MINADO EN TALADROS LARGOS EN VETAS.

El costo operativo de Mina es de 15.25 US\$/Tm.

Se incluye costo de transporte debido a que se trasladarán con Equipos pesados Dumper de 15 Tms, el costo de sostenimiento se considera en la preparación de cada subnivel intermedio de perforación, el costo de servicios incluye el transporte auxiliar en los niveles intermedios con locomotora.

Este costo operativo se considera desde la rotura del mineral desde el tajeo hasta

La llegada a la planta concentradora que se encuentra ubicado en el Nv 2700.

El costo de tratamiento, mantenimiento e indirectos es de 8.94 US\$/Tms.

El costo de inversión en promedio de toda la mina es de 8.0 US\$/Tms.

COSTO OPERATIVO DE MINA		
Costo de Perforación	US\$/Tm	0,68
Costo de Voladura	US\$/Tm	0,31
Costo de Carguío	US\$/Tm	1,27
Costo de Transporte	US\$/Tm	1,3
Costo de Relleno detrítico	US\$/Tm	1,5
Costo de Sostenimiento	US\$/Tm	0,57
Costo de Preparación	US\$/Tm	7,9
costo de Servicios	US\$/Tm	1,72
SubTotal	US\$/Tm	15,25
Costo de Planta	US\$/Tm	4,87
Costo de Mantenimiento	US\$/Tm	1,66
Costo de Indirectos	US\$/Tm	2,41
SubTotal	US\$/Tm	8,94
Total	US\$/Tm	24,19

VII. PRESUPUESTOS E INVERSIONES.

7.1 Desarrollo y preparación

NV 4940	MTS	US\$/.	US\$/TMS
DESARROLLO PRIMARIO	3.352	1.175.899	5,83
DESARROLLO VERTICAL	677	282.154	1,40
PREPARACION	3.175	787.013	3,90
SUBTOTAL	7.204	2.245.066	11,14

7.2 Inversiones de equipo

INVERSION EN EQUIPOS

MAQUINA	MARCA	MODELO	AÑO	CANTIDAD	VALOR ADQUISICION US\$	
					TARIFA	(US\$)
Raptor	Resemin	R22	2004	2	161000	322.000
Scoop 3,5 yd3	Wagner	ST-3.5D	1999		275000	0
Camión de bajo perfil	Wagner	MT2000	1999	1	350000	350.000
Ventilador de 40,000 cfm, 100 HP				5		54.680
Ventilador de 150,000 cfm, 300 HP				1		73.057
TOTAL \$/.						672.000

Inversiones en energía

INVERSION EN ENERGIA					
NIVEL 4490 (NV 800)					
EQUIPOS	CANTIDAD	POTENCIA (HP)	COSTOS \$		
Jumbo	1	75			
Ventiladoras completas	4	400			36,800
Raise Boring	1	250			
Diamantina	1	60			
Bomba Grindex Maxi	1	60			6,000
Cable 1000v NYY	650				5,850
Cable de energia N2XSEY 2/0	650				8,450
Transformadores 250 KVA	3				9,000
CUT - OUT 100A	3				750
Breakers 400A	3				1,662
Accesorios y mano de obra					5,000
TOTAL			845		73,512

VIII. EVALUACION ECONOMICA
Evaluación Económica Sub Level Stopping.

EVALUACION ECONOMICA		
RESERVAS Y RECURSOS		
Reservas-Recursos Mineral	TMS	451.290
Ley de Mineral	Onz/Ton	16,33
Recuperación	%	0,81
Precio Estimado Au.	U.S.\$/Tms	84,73
Vida del proyecto	Años	2,00
Impuesto a la Renta	%	30%
Ingreso	U.S.\$	24.779.353

IIVERSION		
C.Directo	U.S.\$	3.118.315
Total	U.S.\$	3.118.315

IIINGRESOS		
		24.779.353

COSTOS OPERATIVOS		
C. Mina	U.S.\$/Ton	15,25
C. Planta	U.S.\$/Ton	4,87
C. Mantenimiento	U.S.\$/Ton	1,66
C. Indirectos	U.S.\$/Ton	2,41
COSTO OPERATIVO	U.S.\$/Ton	24,19
COSTO TOTAL	U.S.\$	10.916.695,42

EVALUACION		
RESULTADO BRUTO	U.S.\$	13.862.657,52
AMORTIZACIONES	U.S.\$	3.118.315,00
RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS	U.S.\$	10.744.342,52
IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO (30%)	U.S.\$	3.223.302,76
RESULTADO NETO	U.S.\$	7.521.039,77
AMORTIZACIONES	U.S.\$	3.118.315,00
FLUJO DE FONDO NETO	U.S.\$	10.639.354,77

		AÑOS		
		0	1	2
IIVERSION		-3.118.315	0	0
	Años: 2,0		PRODUCCION ANUAL	
PRODUCCION (TMS)			151.000	300.000
IIINGRESOS			8.291.067	16.472.363
COSTOS OPERATIVOS			3.652.680	7.257.000
RESULTADO BRUTO			4.638.387	9.215.363
AMORTIZACIONES			1.559.158	1.559.158
RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS			3.079.229	7.656.205
IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO (30%)			923.769	2.296.862
RESULTADO NETO			2.155.461	5.359.344
AMORTIZACIONES			1.559.158	1.559.158
FLUJO DE FONDO NETO		-3.118.315	3.714.618	6.918.501
FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO		-3.118.315	3.714.618	10.633.119
TASA DE ACTUALIZACION(%)	12,00		0	0
Factor de actualización		1,0000	0,8929	0,7972
FLUJO DE FONDO NETO ACTUALIZADO		-3.118.315	3.316.623	5.515.387
FLUJO DE FONDO II. ACT. ACUMULADO		-3.118.315	3.316.623	8.832.010

VAN	\$5.713.694,89
TIR	96%

Evaluación Económica CR Mecanizado

EVALUACION ECONOMICA RESERVAS Y RECURSOS		
Reservas Mineral	TMS	352,570
Ley de Mineral	Grms/Ton	20,90
Recuperación	%	0,81
Precio Estimado Au.	U.S.\$/Tms	108,46
Vida del proyecto	Años	4,00
Impuesto a la Renta	%	30%
Ingreso	U.S.\$	24.779.353

IIINVERSION		
C.Directo	U.S.\$	3.118.315
Energía	U.S.\$	
Total	U.S.\$	3.118.315

IIINGRESOS		
		24.779.353

COSTOS OPERATIVOS		
C. Mina	U.S.\$/Ton	28,80
C. Planta	U.S.\$/Ton	4,87
C. Mantenimiento	U.S.\$/Ton	1,66
C. Indirectos	U.S.\$/Ton	2,41
COSTO OPERATIVO	U.S.\$/Ton	37,74
COSTO TOTAL	U.S.\$	13.305.991,80

EVALUACION		
RESULTADO BRUTO	U.S.\$	11.473.361,15
AMORTIZACIONES	U.S.\$	3.118.315,00
RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS	U.S.\$	8.355.046,15
IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO (30%)	U.S.\$	2.506.513,84
RESULTADO NETO	U.S.\$	5.848.532,30
AMORTIZACIONES	U.S.\$	3.118.315,00
FLUJO DE FONDO NETO	U.S.\$	8.966.847,30

		AÑOS				
		0	1	2	3	4
IIINVERSION		-3.118.315	0	0	0	0
	Años: 4,0		PRODUCCION ANUAL			
PRODUCCION (TMS)			96.000	96.000	96.000	96.000
IIINGRESOS			6.747.080	6.747.080	6.747.080	6.747.080
COSTOS OPERATIVOS			3.623.040	3.623.040	3.623.040	3.623.040
RESULTADO BRUTO			3.124.040	3.124.040	3.124.040	3.124.040
AMORTIZACIONES			779.579	779.579	779.579	779.579
RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS			2.344.461	2.344.461	2.344.461	2.344.461
IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO (30%)			703.338	703.338	703.338	703.338
RESULTADO NETO			1.641.123	1.641.123	1.641.123	1.641.123
AMORTIZACIONES			779.579	779.579	779.579	779.579
IIINVERSION		-3.118.315	0	0	0	0
FLUJO DE FONDO NETO		-3.118.315	2.420.701	2.420.701	2.420.701	2.420.701
FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO		-3.118.315	2.420.701	4.841.403	7.262.104	9.682.806
TASA DE ACTUALIZACION(%)	12,00		0	0	0	0
Factor de actualización		1,0000	0,8929	0,7972	0,7118	0,6355
FLUJO DE FONDO NETO ACTUALIZADO		-3.118.315	2.161.341	1.929.768	1.723.007	1.538.400
FLUJO DE FONDO II. ACT. ACUMULADO		-3.118.315	2.161.341	4.091.109	5.814.116	7.352.516

VAN	\$2.695.801,32
TIR	41%

ANEXO

PRESUPUESTO DESARROLLO Y PREPARACIONES

NIVEL 4490 (800)

DESARROLLO PRIMARIO

S	CONTRATA	TIPO	DESARROLLOS LOCAL	METRAJE	SECCION (m2)	P. U. (US\$/m)	INVERTIDO (US\$)	OBJETIVO
	4490	DP	CRUCERO 740	700	4.0*4.0	378,90	265.230	CRUCERO PARA ACCESAR A LA VETA RAYO
	4490	DP	CAMARA DESMONTE 740	105	3.0*3.0	286,12	30.043	ACUMULACION DE DESMONTE C/100 MTS DE 15 MTS
	4490	DP	CAMARA SUBESTACION 745	10	3.0*3.0	286,12	2.861	SUBESTACION
	4490	DP	RAMPA(+) 740	462	3.0*3.0	297,03	137.228	CRUCERO PARA ACCESAR A LA VETA RAYO
	4505	DP	CRUCERO-1	30	3.0*3.0	286,12	8.584	CRUCERO PARA ACCESAR A LA VETA RAYO
	4520	DP	CRUCERO-2	60	3.0*3.0	286,12	17.167	CRUCERO PARA ACCESAR A LA VETA RAYO
	4535	DP	CRUCERO-3	30	3.0*3.0	286,12	8.584	CRUCERO PARA ACCESAR A LA VETA RAYO
	4540	DP	CRUCERO-4	60	3.0*3.0	286,12	17.167	CRUCERO PARA ACCESAR A LA VETA RAYO
	4490	DP	VENTANA-745	5	3.0*3.0	286,12	1.431	VENTANA BASE PARA LA CH 745
	4490	DP	BY PASS 740 N	200	3.5*3.0	309,42	61.884	BY PASS PARA ACCESAR A LA VETA RAYO AL N
	4490	DP	CRUCERO 725	30	3.0*3.0	286,12	8.584	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4490	DP	VENTANA 726	5	3.0*3.0	286,12	1.431	VN BASE PARA LA CHIMENEA
	4490	DP	VENTANA 727	5	3.0*3.0	286,12	1.431	VN BASE PARA LA CHIMENEA
	4490	DP	VENTANAS 820	15	3.0*3.0	286,12	4.292	VNS PARA ACUMULAR DESMONTE
	4490	DP	CRUCERO 726	30	3.0*3.0	286,12	8.584	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4490	DP	BY PASS 740 S	200	3.5*3.0	309,42	61.884	BY PASS PARA ACCESAR A LA VETA RAYO AL S
	4490	DP	CRUCERO 755	30	3.0*3.0	286,12	8.584	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4490	DP	VENTANA 755	5	3.0*3.0	286,12	1.431	VN BASE PARA LA CHIMENEA
	4490	DP	VENTANA 756	5	3.0*3.0	286,12	1.431	VN BASE PARA LA CHIMENEA
	4490	DP	VENTANAS 820	15	3.0*3.0	286,12	4.292	VNS PARA ACUMULAR DESMONTE
	4490	DP	CRUCERO 756	30	3.0*3.0	286,12	8.584	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4505	DP	RAMPA(+) 1	200	3.0*3.0	297,03	59.406	BRAZO PARA ACCESAR AL EXTREMO N
	4505	DP	CRUCERO 750	20	3.0*3.0	286,12	5.722	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4505	DP	RAMPA(-) 1	200	3.0*3.0	326,24	65.248	BRAZO PARA ACCESAR AL EXTREMO S
	4505	DP	CRUCERO 735	20	3.0*3.0	286,12	5.722	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4520	DP	RAMPA(+) 2	200	3.0*3.0	297,03	59.406	BRAZO PARA ACCESAR AL EXTREMO N
	4520	DP	CRUCERO 751	20	3.0*3.0	286,12	5.722	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4520	DP	RAMPA(-) 2	200	3.0*3.0	326,24	65.248	BRAZO PARA ACCESAR AL EXTREMO S
	4520	DP	CRUCERO 736	20	3.0*3.0	286,12	5.722	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4535	DP	RAMPA(+) 3	200	3.0*3.0	297,03	59.406	BRAZO PARA ACCESAR AL EXTREMO N
	4535	DP	CRUCERO 752	20	3.0*3.0	286,12	5.722	CX PARA ACCESAR A LA VETA
	4535	DP	RAMPA(-) 3	200	3.0*3.0	326,24	65.248	BRAZO PARA ACCESAR AL EXTREMO S
	4535	DP	CRUCERO 737	20	3.0*3.0	286,12	5.722	CX PARA ACCESAR A LA VETA
			TOTAL	3.332			1.175.899	

DESARROLLO VERTICAL

S	CONTRATA	TIPO	DESARROLLOS LOCAL	METRAJE	SECCION (m2)	P. U. (US\$/m)	INVERTIDO (US\$)	OBJETIVO
	4490	DV	RAISE BORING 740	317	2.4*2.4	650,00	206.050	RAISE BORING DE VENTILACION A SUPERFICIE
	4490	DV	CHIMENEA ECHADERO 740	60	1.5*1.5	140,15	8.409	ECHADERO DE MINERAL
	4490	DV	CHIMENEA RELLENO CH 745	60	1.5*1.5	140,15	8.409	CH PARA RELLENO
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 725	60	1.5*1.5	140,15	8.409	CHIMENEA DE VENTILACION AL EXTREMO N
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 726	60	1.5*1.5	140,15	8.409	GEMELA DE CHIMENEA DE VENTILACION
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 755	60	1.5*1.5	140,15	8.409	CHIMENEA DE VENTILACION AL EXTREMO N
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 756	60	1.5*1.5	140,15	8.409	GEMELA DE CHIMENEA DE VENTILACION
			TOTAL	677			282.154	

DESARROLLO VERTICAL

S	CONTRATA	TIPO	DESARROLLOS LOCAL	METRAJE	SECCION (m2)	P. U. (US\$/m)	INVERTIDO (US\$)	OBJETIVO
	4490	DV	RAISE BORING 740	317	2.4*2.4	650,00	206.050	RAISE BORING DE VENTILACION A SUPERFICIE
	4490	DV	CHIMENEA ECHADERO 740	60	1.5*1.5	140,15	8.409	ECHADERO DE MINERAL
	4490	DV	CHIMENEA RELLENO CH 745	60	1.5*1.5	140,15	8.409	CH PARA RELLENO
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 725	60	1.5*1.5	140,15	8.409	CHIMENEA DE VENTILACION AL EXTREMO N
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 726	60	1.5*1.5	140,15	8.409	GEMELA DE CHIMENEA DE VENTILACION
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 755	60	1.5*1.5	140,15	8.409	CHIMENEA DE VENTILACION AL EXTREMO N
	4490	DV	CHIMENEA DE VENTILACION 756	60	1.5*1.5	140,15	8.409	GEMELA DE CHIMENEA DE VENTILACION
TOTAL				677			282.154	

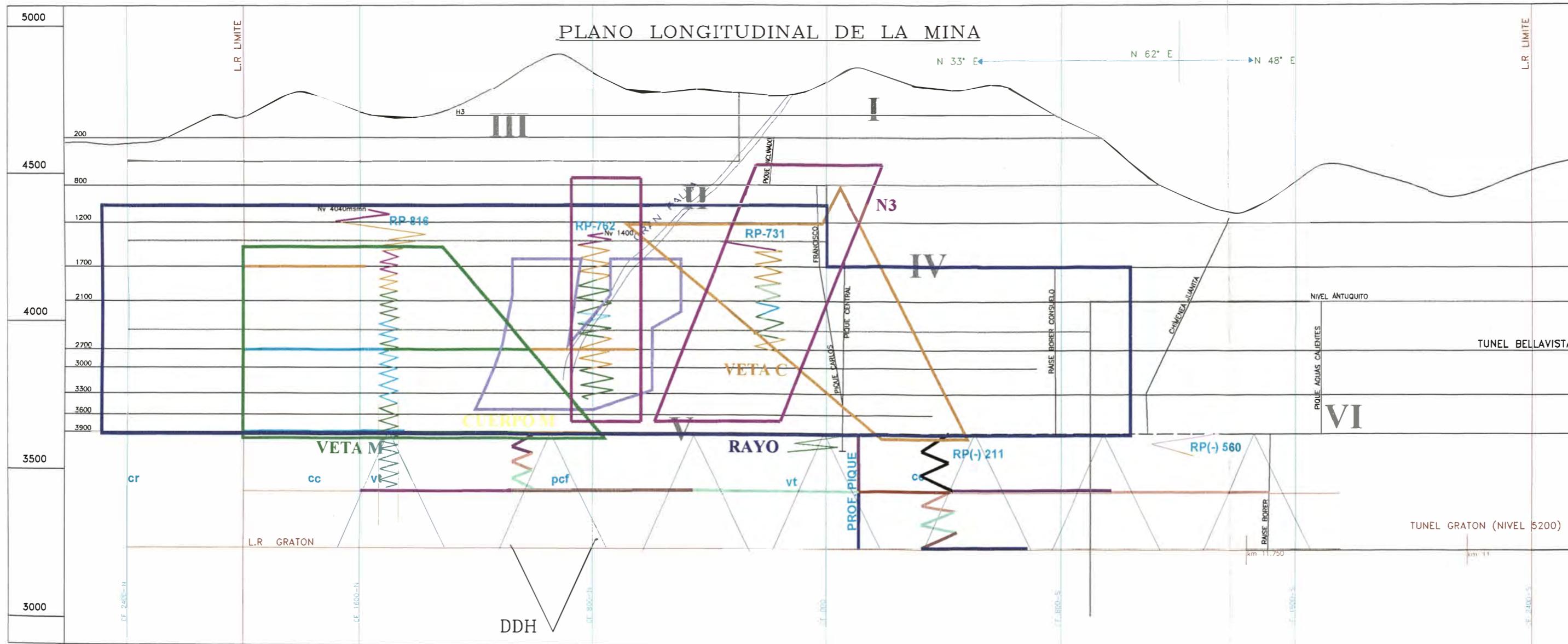
PREPARACIONES

S	CONTRATA	TIPO	PREPARACIONES LOCAL	METRAJE	M3	SECCION (m2)	P. U. (US\$/m)	INVERTIDO (US\$)	OBJETIVO
	4490	P	VENTANA-1	5		3.0*3.0	286,12	1.431	VENTANA PARA INTERSECTAR AL ECHADERO DE MINERAL
	4490	P	VENTANA-2	5		3.0*3.0	286,12	1.431	VENTANA PARA INTERSECTAR AL ECHADERO DE MINERAL
	4490	P	VENTANA-3	5		3.0*3.0	286,12	1.431	VENTANA PARA INTERSECTAR AL ECHADERO DE MINERAL
	4490	P	VENTANA-4	5		3.0*3.0	286,12	1.431	VENTANA PARA INTERSECTAR AL ECHADERO DE MINERAL
	4490	P	VENTANA-740	5		3.0*3.0	286,12	1.431	VENTANA BASE PARA LA CH 740
	4490	P	GALERIA 740 N	300		2.5*2.5	220,53	66.159	DESARROLLAR LA VETA
	4490	P	GALERIA 740 S	300		2.5*2.5	220,53	66.159	DESARROLLAR LA VETA
	4490	P	DQ SUBNIVEL GL 740		1.980	3.0*3.0	9,03	17.879	DESQUINCHE PARA SECCION EQUIPO
	4490	P	CHIMENEA SLOT NORTE	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4490	P	CHIMENEA SLOT SUR	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4505	P	SUBNIVEL 1 N	300		2.5*2.5	220,53	66.159	PREPARACION DE SUBNIVELES INTERMEDIO-1
	4505	P	SUBNIVEL 1 S	300		2.5*2.5	220,53	66.159	PREPARACION DE SUBNIVELES INTERMEDIO-1
	4505	P	DQ SUBNIVEL 1N/S		1.980	3.0*3.0	9,03	17.879	DESQUINCHE PARA SECCION EQUIPO
	4505	P	CHIMENEA 1SLOT NORTE	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4505	P	CHIMENEA 1SLOT SUR	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4505	P	VENTANA 1	10		2.5*2.5	220,53	2.205	VENTANA PARA VENTILACION
	4520	P	SUBNIVEL 2 N	300		2.5*2.5	220,53	66.159	PREPARACION DE SUBNIVELES INTERMEDIO-2
	4520	P	SUBNIVEL 2 S	300		2.5*2.5	220,53	66.159	PREPARACION DE SUBNIVELES INTERMEDIO-2
	4520	P	DQ SUBNIVEL 2N/S		1.980	3.0*3.0	9,03	17.879	DESQUINCHE PARA SECCION EQUIPO
	4520	P	CHIMENEA 2SLOT NORTE	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4520	P	CHIMENEA 2SLOT SUR	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4505	P	VENTANA 2	10		2.5*2.5	220,53	2.205	VENTANA PARA VENTILACION
	4535	P	SUBNIVEL 3 N	300		2.5*2.5	220,53	66.159	PREPARACION DE SUBNIVELES INTERMEDIO-3
	4535	P	SUBNIVEL 3 S	300		2.5*2.5	220,53	66.159	PREPARACION DE SUBNIVELES INTERMEDIO-3
	4535	P	DQ SUBNIVEL 3N/S		1.980	3.0*3.0	9,03	17.879	DESQUINCHE PARA SECCION EQUIPO
	4535	P	CHIMENEA 3SLOT NORTE	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4535	P	CHIMENEA 3SLOT SUR	90		1.5*1.5	140,15	12.614	PREPARACION DE CHIMENEA PARA SLOT
	4535	P	VENTANA 3	10		2.5*2.5	220,53	2.205	VENTANA PARA VENTILACION
SUBTOTAL				3.175	m			787.013	

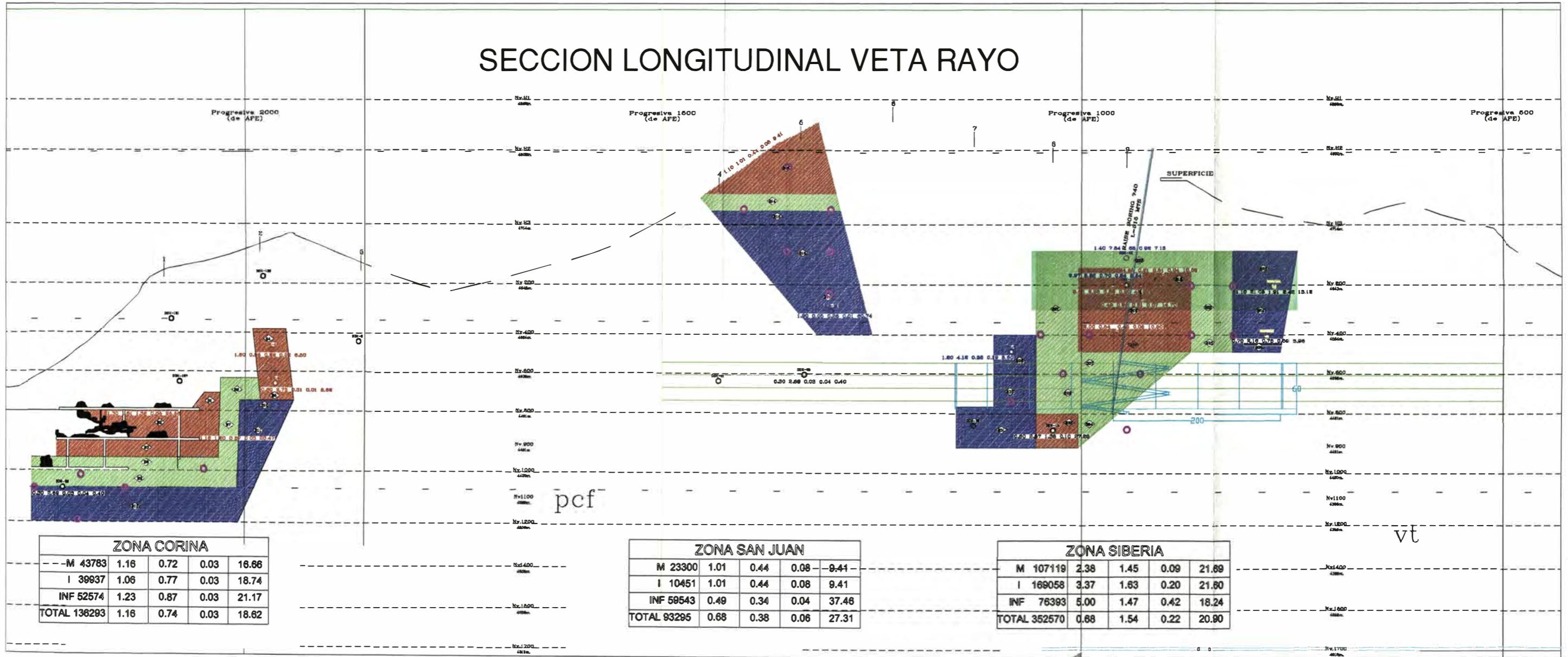
ESTANDARES DE PERFORACION

	ESTANDARES DE LA LABOR	RESPONSABLE
N ^a	Procedimiento	
1.	Mina debe terminar en forma completa con el contorno del cuerpo mineralizado, con la dirección de geología.	Jefe de Sección
2.	Mina entregará la labor completamente desatada, lavada el techo y hastiales, con altura de perforación estandarizada para equipos Driftech, Raptor, Simba y Quasimba en 3.5 m. Si la labor no tuviera la altura estándar, Mina está obligado a corregir la altura.	Jefe de Sección
3.	Geología realizará el muestreo correspondiente, el contorno del mineral y la marcación "in-situ".	Geólogo de la Sección
4.	Topografía, estará lista para realizar el levantamiento de la labor incluyendo la marca del contorno.	Ing. Planeamiento
5.	Planeamiento generará las secciones, para que Geología pueda modelar las reservas de mineral del tajeo, con los resultados del muestreo que proporciona laboratorio dentro de las 24 horas.	Ing. Planeamiento/ Geólogo de la Sección
	ESTANDARES DEL DISEÑO Y MARCACION	
6.	Planeamiento, sobre la base a la recomendación de Geología y las secciones geológicas de la mineralización, realizará el diseño de las mallas de perforación para taladros largos, entregando copias con cargo al Perforista y al Jefe de sección, quedándose con el cargo el Ingeniero de Planeamiento. Para el seguimiento o control del geólogo y del jefe de Perforación, los diseños le serán remitidos vía correo electrónico.	Ing. Planeamiento/ Ing. Geomecánica
	ESTANDARES DE LA PERFORACION Y CONTROLES	
7.	Topografía marca en el terreno el diseño preparado por Planeamiento.	Ing. Planeamiento
8.	En el inicio de la perforación de los taladros largos, deben estar presentes el geólogo de sección, el jefe de sección, el ingeniero de planeamiento de sección, el jefe de perforación de sección, y el perforista, para la verificación in-situ de lo programado.	Jefe de Sección
9.	El perforista debe seguir en forma estricta el diseño de malla entregado por Planeamiento. Cualquier desviación por mala perforación ocasionará el retiro del perforista.	Jefe de Sección
10.	El ingeniero jefe de perforación, el jefe de sección mina, el ingeniero de planeamiento de la sección y el de Geomecánica supervisarán las buenas prácticas de perforación en forma constante, en cada visita a los tajeos.	Jefe de Perforación
11.	El perforista está obligado a informar al ingeniero de perforación, al jefe de sección o al residente de la EE,	Perforista/ Jefe de Sección

	sobre los problemas detectados en la perforación para su corrección.	
12.	El uso de clinómetros en buen estado debe ser un estándar en la perforación de taladros largos, por lo que ningún perforista perforará sin tener este aditamento.	Superintendente Mina/Jefe de Sección
13.	Topografía, bajo la supervisión de Planeamiento, realizará semanalmente el levantamiento de los taladros que estén preparados en los tajeos con taladros largos.	Ing. Planeamiento
14.	Con dicho levantamiento, Planeamiento preparará un resumen de reporte para su distribución al superintendente de minas, al jefe de perforación de sección, al jefe de sección mina y al geólogo de sección.	Ing. Planeamiento
15.	Si el reporte mostrara anomalías, la Gerencia de Operaciones convocará una reunión con la participación del superintendente de minas, jefe de ingeniería, jefe de geología, jefe de planeamiento, jefe de sección mina e ingenieros de perforación.	Gerencia de Operaciones



SECCION LONGITUDINAL VETA RAYO



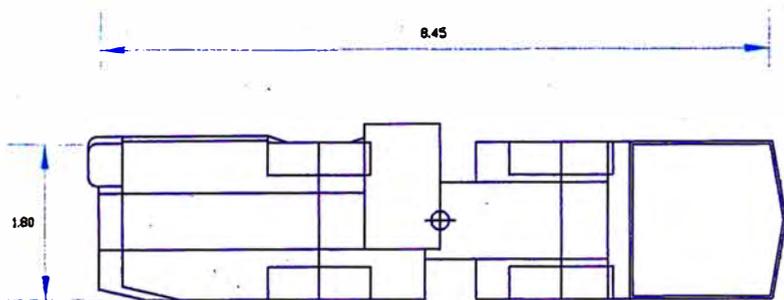
ZONA CORINA				
--M 43783	1.16	0.72	0.03	16.66
I 39937	1.06	0.77	0.03	18.74
INF 52574	1.23	0.87	0.03	21.17
TOTAL 136293	1.16	0.74	0.03	18.62

ZONA SAN JUAN				
M 23300	1.01	0.44	0.08	9.41
I 10451	1.01	0.44	0.08	9.41
INF 59543	0.49	0.34	0.04	37.46
TOTAL 93295	0.68	0.38	0.06	27.31

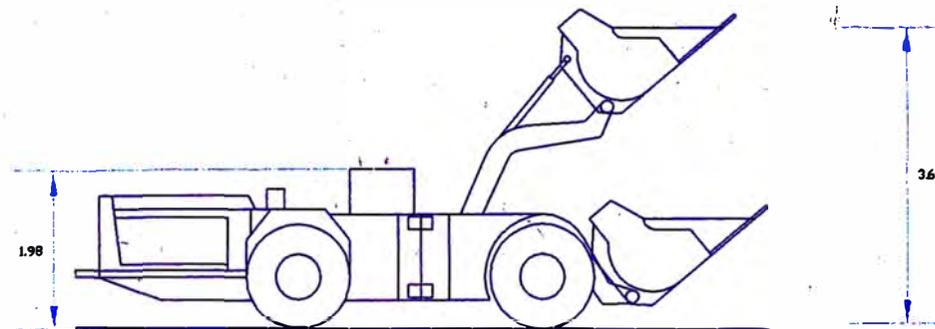
ZONA SIBERIA				
M 107119	2.38	1.45	0.09	21.69
I 169058	3.37	1.63	0.20	21.60
INF 76393	5.00	1.47	0.42	18.24
TOTAL 352570	0.68	1.54	0.22	20.90

pcf

vt



VISTA EN PLANTA



VISTA-ELEV

Scoop WAGNER
3.5 y3



GRTE. OPER. :		MEC. DE ROCAS :		DEPARTAMENTO DE INGENIERIA	ESCALA :
SUPT. MINAS :		VENTILACION :			FECHA :
SEGURIDAD MED. AMB:		TOPOGRAFIA :		SCOOP TAM 130E 3.5 YD3	N° PLANO :
GEOLOGIA :		EJECUTOR PROY :			
JEF. INGENIERIA :		LABOR :			
JEFE PLAN/PROY.:		CUENTA :			

ESTANDARES SECCION 3.5*3.5

