

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y
CIVIL**

**ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS**



**“CAMBIO DE DISEÑO DE RAMPA DE PREPARACIÓN A
UNA DE PREPARACIÓN Y DESARROLLO PARA
EXPLOTAR LA VETA LOURDES - UNIDAD PARCOY, 2013”**

TESIS PRESENTADO POR:

VLADIMIR JOSÉ TIPE QUISPE

Bachiller en Ingeniería de Minas

PARA OPTAR EL TÍTULO DE:

INGENIERO DE MINAS

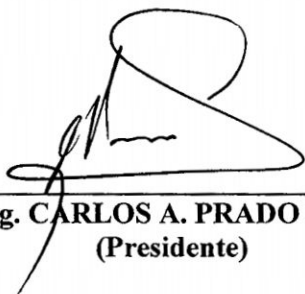
AYACUCHO - PERÚ

2013

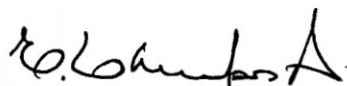
“CAMBIO DE DISEÑO DE RAMPA DE PREPARACIÓN A UNA DE PREPARACIÓN Y DESARROLLO PARA EXPLOTAR LA VETA LOURDES – UNIDAD PARCOY, 2013”

RECOMENDADO : 15 DE JUNIO DEL 2013

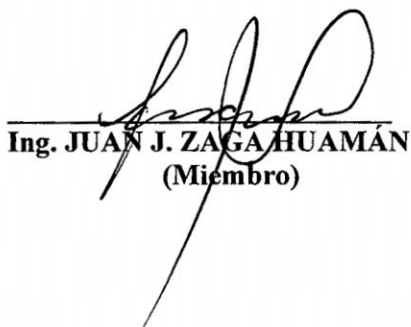
APROBADO : 02 DE SETIEMBRE DEL 2013



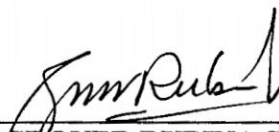
MSc. Ing. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)



MSc. Ing. EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO
(Miembro)



Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)



Ing. GROVER RUBINA SALAZAR
(Miembro)

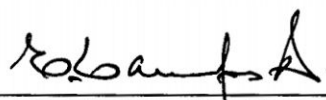


Ing. JENNIFER R. PILLACA DE LA CRUZ
(Secretaria Docente)

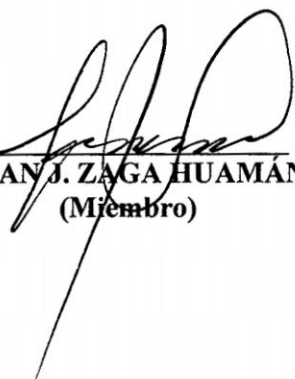
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 02 de setiembre del 2013, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. **Vladimir José TIPE QUISPE**, con la Tesis Titulado: “CAMBIO DE DISEÑO DE RAMPA DE PREPARACIÓN A UNA DE PREPARACIÓN Y DESARROLLO PARA EXPLOTAR LA VETA LOURDES – UNIDAD PARCOY, 2013”, fue calificado con la nota de DIECISÉIS (16) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



MSc. Ing. **CARLOS A. PRADO PRADO**
(Presidente)



MSc. Ing. **EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO**
(Miembro)



Ing. **JUAN J. ZAGA HUAMAN**
(Miembro)



Ing. **GROVER RUBINA SALAZAR**
(Miembro)



Ing. **JENNIFER R. PILLACA DE LA CRUZ**
(Secretaria Docente)

A mis Queridos Padres,
V́ctor y Julia por su inmenso
Amor y apoyo incondicional.

A todos mis Hermanos por su
ejemplo y sus sabios consejos.
A las personas que confiaron
en mí.

AGRADECIMIENTO

A mi Alma Mater Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga por haber permitido desarrollar mi vocación Minera. A los profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, por sus sabias enseñanzas en mi formación profesional.

A mis compañeros del área de planeamiento de la Compañía Consorcio Minero Horizonte, por el apoyo y motivación para realizar el presente trabajo.

RESUMEN

Consortio Minero Horizonte es una Empresa Peruana dedicada a la exploración, preparación, desarrollo, explotación y tratamiento de mineral aurífero en el batolito de Pataz. Tiene una producción de 1700 TMD con ley de cabeza de 10.5gr/ton de oro.

El modelo de profundización, preparación de la mina consiste en Bajar una Rampa de profundización con sección volquete en el centro de gravedad de los clavos mineralizados del Yacimiento, luego sacar cruceros muy largos para cortar a las estructuras y posicionarse en la caja piso, ejecutar una rampa espiral tipo ocho que nos sirve de rampa de preparación, de esta rampa sacamos brazos basculantes de 35 metros de longitud que nos da para 4 cortes a 15% con altura de corte de 4m. De esta forma realizar la explotación mecanizada y/o convencional según la potencia de la veta.

Siendo el costo de operación actual de 239\$/ton, se ha planteado como alternativa una rampa con sección volquete en cada estructura mineralizada, que nos sirva, como rampa de preparación y desarrollo; esta rampa nos permitirá tener una mina más estandarizada, eliminaremos las sobre distancia de equipos, incrementaremos la productividad, reduciendo los costos de operación hasta a 168.74\$/ton.

INTRODUCCION

Actualmente vivimos un mundo de Competitividad e Innovación para poder aprovechar mejor los recursos que nos brinda la naturaleza y obtener mejores beneficios; es por ello que las Empresas tienen políticas de crecimiento y desarrollo en beneficio de los Accionistas, Estado y la Sociedad.

La Industria Minera es el principal actor en impulsar la mejora en las buenas prácticas empresariales por ser una industria que promueve millones de dólares en Inversión, de esta forma genera ingreso para el país en impuestos, brinda trabajo directo e indirecto a la población.

Consortio Minero Horizonte como Empresa responsable y con política de expansión busca la mejora continua en todos sus procesos; es por ello que se ha planteado la ejecución de una Rampa que nos sirva de preparación y desarrollo, de esta forma reducir los costos (\$/ton) en desarrollo, preparación y sobre distancia de Equipos. La rampa nos permitirá tener una mina más estandarizada y mejores rendimientos en la operación. Por ello los objetivos del presente trabajo es conocer el requerimiento de cambio de Diseño de Rampas de Preparación a Rampas de Preparación y Desarrollo.

CONTENIDO

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
INTRODUCCIÓN	iv

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Problema de Investigación	10
1.1.2 Problema Principal	10
1.1.3 Problema Secundario	10
1.2 Objetivos	11
1.2.1 Objetivo general	11
1.2.2 Objetivos específicos	11
1.3 Hipótesis	11
1.4 Marco teórico	11
1.5 Justificación del proyecto	14
1.6 Metodología de trabajo	15
1.7 Generalidades	15
1.7.1 Ubicación y acceso	15
1.7.2 Clima y vegetación.	16
1.7.3 Notas históricas	16
1.7.4 Recursos	17
1.7.5 Geomorfología.	18

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1 Geología regional	20
2.1.1 Estratigrafía	20
2.1.2 Geología estructural	23
2.1.3 Geología local.	24
2.1.4 Geología económica	24
2.1.4.1 Génesis	24
2.1.4.2 Paragénesis	26
2.1.4.3 Mineralización	26
2.1.4.4 Zoneamiento.	27
2.1.4.5 Alteraciones.	28
2.1.4.6 Estructuras mineralizadas	28
2.1.4.7 Cubicación de reservas.	29
2.1.4.8 Posibilidades geológicas del yacimiento	29

CAPITULO III

OPERACIONES MINERAS

3.1 Mina	33
3.1.1 Organización	33
3.1.2 Producción	34
3.1.3 Avances	34
3.1.4 Preparación general de la mina	35
3.1.5 Servicios auxiliares mina	35
3.1.5.1 Extracción	35
3.1.5.2 Relleno hidráulico	36
3.1.5.3 Ventilación	36
3.1.6 Sostenimiento	37
3.1.6.1 Sostenimiento con pernos Hidrabolt, Shotcrete	37

3.1.6.2	Sostenimiento con Cimbras	38
3.1.7	Métodos de explotación	39
3.1.7.1	Corte y relleno ascendente mecanizado	39
3.1.7.1.1	Preparación	39
3.1.7.1.2	Explotación	40
3.1.7.1.3	Parámetros de selección de método de explotación	41
3.1.7.1.4	Personal	41
3.1.7.1.5	Equipos	41
3.1.7.1.6	Rendimientos	42
3.1.7.1.7	Costo de Explotación	42
3.1.7.2	Corte y relleno ascendente Convencional	42
3.1.7.2.1	Preparación	43
3.1.7.2.2	Explotación	43
3.1.7.2.3	Parámetros de selección de método de explotación	44
3.1.7.2.4	Personal	44
3.1.7.2.5	Equipos	44
3.1.7.2.6	Rendimientos	44
3.1.7.2.7	Costo de Explotación	45

CAPITULO IV

PROPUESTA DE CAMBIO DE DISEÑO

4.1	Propuesta de cambio de los Diseños de las labores Mineras	46
4.1.1	Fundamentos del diseño	49
4.1.2	Evaluación Geomecánica	49
4.1.2.1	Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.	55
4.1.2.2	Determinación del Sostenimiento de la Rampa	57
4.1.3	Diseño de Rampa, Accesos e infraestructura	58
4.1.4	Cálculos del Diseño	59
4.1.5	Operaciones Unitarias	62
4.1.5.1	Perforación y Voladura	62

4.1.5.2 Limpieza	64
4.1.5.3 Sostenimiento	64
4.1.6 Equipo empleado	65
4.1.7 Rendimientos	65
4.1.8 Costo de la Rampa	67
4.2 Plan de Control	68
4.2.1 Control del Programa de Avances	68
4.2.2 Control de estándares de Diseño	69
4.2.3 Control Topográfico	69
4.2.4 Control Geomecánico.	69

CAPITULO V

EVALUACION ECONOMICA – FINANCIERA DEL PROYECTO

5.1.- Vida de la mina.	70
5.2.- Valor de las reservas.	71
5.3.- Costos de operación y producción.	72
5.4.- Inversiones.	72
5.4.1.- En labores.	73
5.4.2.- En equipos.	73
5.5.- Cronograma de inversiones.	73
5.7.1.- Estado de ganancias y pérdidas.	74
5.7.2.- Flujo de caja	75
5.8.- Evaluación económica financiera del proyecto.	76
5.8.1.- Valor actual (VAN).	76
5.8.2.- Tasa interna de retorno (TIR).	76
5.8.3.- Periodo de retorno.	77
5.9- Resultados de la evaluación económica-financiera.	77

CONCLUSIONES	72
RECOMENDACIONES	73
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	74
ANEXOS	

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Actualmente los problemas que estamos teniendo en la mina son los siguientes: problema de ventilación, sobre distancia de equipos (Dumper, Scoop) por falta de echaderos, bajos rendimientos, laboreo que no se consideró en el diseño inicial por falta de información geológica, alto costo de minado.

1.1.1 PROBLEMA PRINCIPAL

¿Por qué requiere cambiar el diseño de Rampas de Preparación actual a Rampas de Preparación y Desarrollo?

1.1.2 PROBLEMA SECUNDARIOS

1. ¿En qué medida influye el cambio de diseño de rampas de preparación a rampas de preparación y desarrollo?
2. ¿Cuáles son los nuevos estándares que se obtendrán del cambio de diseño de rampas de preparación a rampas de preparación y desarrollo?
3. ¿En qué medida el modelamiento del yacimiento y la Rampa, influyen en la viabilidad técnico económico.

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 OBJETIVO GENERAL

Conocer el requerimiento de cambio del diseño de rampas de preparación a rampas de preparación y desarrollo.

1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Evaluar en qué medida influye el cambio de diseño de rampas de preparación a rampas de preparación y desarrollo. Indicador (\$/ton)
2. Determinar los nuevos estándares que se obtendrá del cambio de diseño de rampas de preparación a rampas de preparación y desarrollo.
3. Realizar el diseño y modelamiento del yacimiento y la Rampa con los parámetros que corresponden al diseño
4. Determinar la factibilidad y viabilidad técnico-económica-financiera del proyecto.
5. Obtener el Título Profesional.

1.3 HIPÓTESIS

Se requiere cambiar el diseño de rampa de preparación a rampa de preparación y desarrollo el cual nos permitirá reducir los costos de manera significativa en la operación, convirtiendo a Consorcio Minero Horizonte (CMH) una mina más rentable.

1.4 MARCO TEÓRICO

Hoy en día los principios internacionales de la dirección de empresas también confirman lo dicho, adoptando sin titubear el axioma que dice, refiriéndose a las organizaciones exitosas y en crecimiento, que aquellas son las organizaciones que constantemente evalúan y revalúan sus recursos, métodos de minado, procedimientos y programas.

CARACTERÍSTICAS DE LOS MÉTODOS DE MINADO

Tabla N°01: comparativo por método de minado

Fuente: Informe de CMH

	Costo Operación (\$/t)	Capac. Prod. (tpd)	Recuperación	Dilución
Rajo	1	10.000-350.000	95%	5%
Cut and Fill	45	500-4.500	100%	2%
VCR	28	8.000	90%	5%
Open Stopping	14	1.500-15.000	80%	10%
Room and pillar	13.5	1.000-15.000	75%	15%
Sub level caving	12.3	2.500-12.000	65%	15%
Block caving	5	12.000-50.000	60%	25%

Las medidas, usadas correctamente, llevan a mejoras en el desempeño; además de darnos las herramientas para lograr estas mejoras. Peter Drucker, experto en sistemas de administración, dijo: **“La medida usada determina a que se debe prestar atención”**. Teniendo esto en mente, cuando nosotros medimos las cosas correctamente, identificamos dónde estamos y que necesidades deben resolverse, tal que nos lleven a dónde queremos ir. Otro experto en administración, Louis A. Allen dijo que **“Todo lo que existe, existe en una cierta cantidad y puede ser medido”**. Esto incluye los esfuerzos que nuestro ambiente está haciendo para prevenir incidentes en los lugares de trabajo.

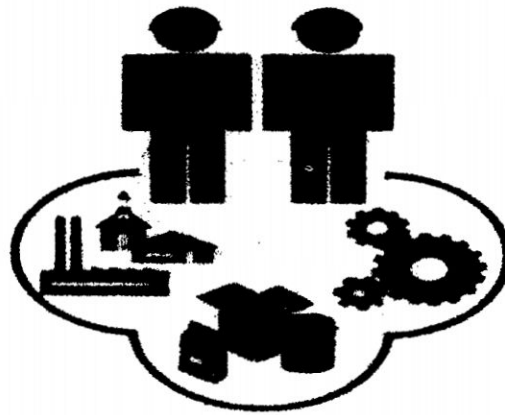
A través del mundo los dirigentes de las organizaciones de éxito se preocupan por optimizar el uso de sus recursos. Esto significa reducir al máximo el desperdicio o dicho de otra manera evitar pérdidas innecesarias. Las organizaciones internacionales incorporan a todas sus operaciones programas de reducción de pérdidas. En dichos programas se plantean como objetivos mensuales, trimensuales y anuales la reducción porcentual de pérdidas. Como ejemplos de pérdidas y productividad se puede citar: daños a las personas, daños a la propiedad, pérdida de las materias primas, días perdidos, efectos sobre la moral, paralización de faenas, interrupciones de procesos, el tiempo de inactividad de una

máquina, desechos de producción, el período de gestación, controles rentables de inventario, reciclaje de productos, programas de ausentismo, por citar solo algunos.

El sistema empresa está compuesto por cuatro factores de producción que son: gente, equipos, material y ambiente también son conocidos por las siglas GEMA.

Lamina N°02: Factores que conforman la Empresa

Fuente: Informe CMH



La empresa necesita de estos cuatro elementos componentes por lo que siempre requieren especial atención en cada uno de ellos.

Las características para el minado Cut and Fill Mining es:

- Cuerpos mineralizados con orientación vertical y potencias de 3 a 10 m
- La roca de caja es generalmente de baja competencia (4A) y la roca mineral de baja a media (3B).
- Se realiza por subniveles de manera ascendente
- Los caserones en explotación se pueden separar por muros y losas de modo de aumentar la estabilidad del sistema minero
- Rellenos: hidráulicos colas de relave, material estéril, ambos más cemento, etc.
- Método altamente selectivo, por lo tanto permite explotar cuerpos de baja regularidad y continuidad espacial

- Baja dilución menor a 2%
- Alta recuperación mayor a 90%
- Alto costo de producción 40-150 \$/t
- Baja productividad 200 a 4500 tpd

Los parámetros para el diseño de Rampa Son:

- Sección de labor (AxH)
- Altura de Paso
- Gradiente
- Radio interno, externo
- Peralte

Es necesario indicar que en los capítulos II, III. Se presentan conceptos importantes para el desarrollo del presente trabajo.

1.5 JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO

El desarrollo de la presente investigación se justificó por lo siguiente:

- Una mina mecanizada debe tener el diseño de las labores mineras (Preparación, Desarrollo, infraestructura) considerando los parámetros que requiere el yacimiento para obtener buenos resultados en su operación, es por ello que el presente trabajo hace énfasis en los parámetros adecuados para tomar en cuenta en el diseño de Rampa de desarrollo y preparación adecuado a la veta Lourdes.
- Lograr un alto ritmo de producción de 2000TMD a bajo costo tomando en consideración la seguridad, medio ambiente, productividad.

1.6 METODOLOGÍA DE TRABAJO

El desarrollo del presente trabajo tendrá dos etapas:

a.-Recopilación de información básica:

Comprenderá la recopilación de la información Geológica (reserva de mineral) Geomecánico (Calidad de Roca, Zoneamiento) del yacimiento que comprende a CMH. Toma de datos de rendimientos en el ciclo de minado de labores de avance y explotación en la operación.

b.- Trabajos de gabinete:

Procesamiento de los datos obtenidos, diseño del proyecto de la rampa en CAD y Mine Sight, elaboración de cuadros de costos, hacer indicadores financieros del proyecto; la relación Beneficio Costo, Tasa Interna de Retorno, los flujos de caja, VAN, TIR, elaboración de planos, diapositivas y finalmente la redacción de la tesis.

1.7 GENERALIDADES

1.7.1 UBICACIÓN Y ACCESO

La Unidad minera Parcoy, está ubicada en la Provincia de Pataz, Departamento de la Libertad, en el norte del Perú, en la margen izquierda del río Parcoy en el poblado de Retamas y en las coordenadas geográficas:

Latitud: 8° 2' 9'' Sur

Longitud: 77° 29' 41'' Oeste

Altitud: 2600 a 41000 m.s.n.m

El acceso a la Unidad se realiza:

Vía aérea

Lima - Pías 1hr 10'

Trujillo - Pías 40'

Vía terrestre

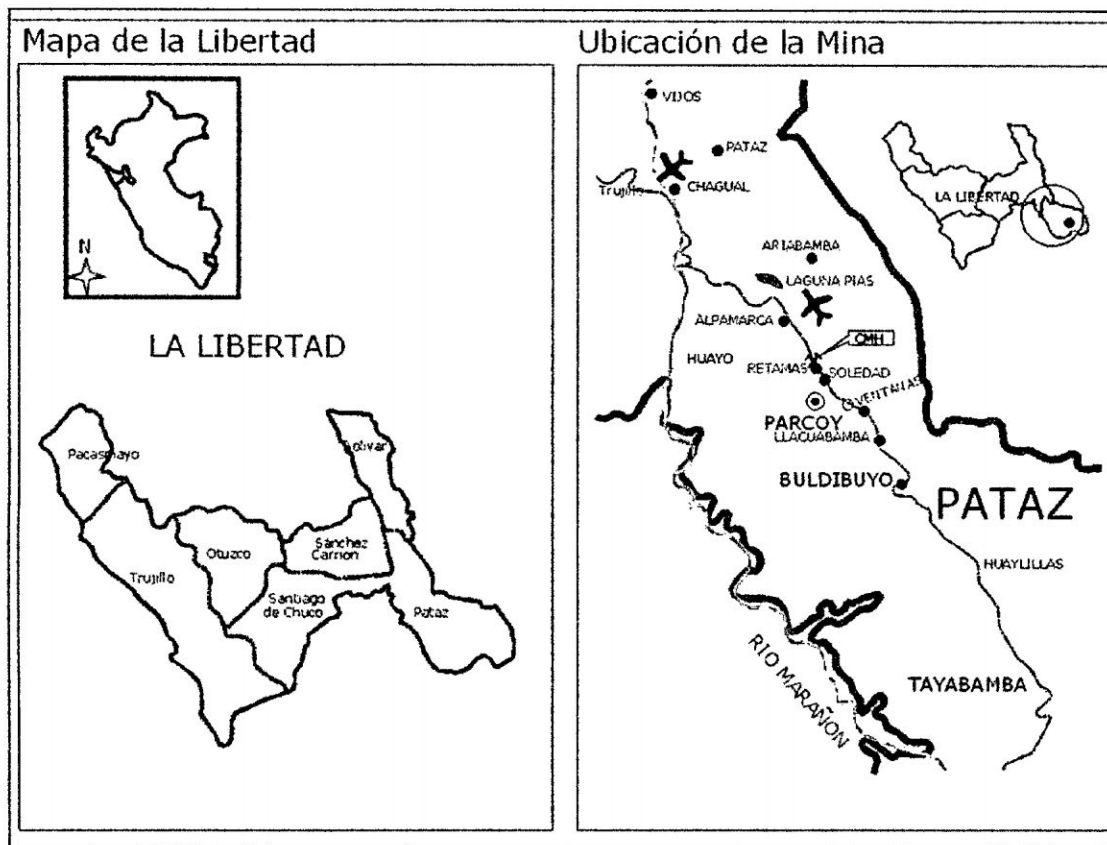
Tabla N°02: acceso a la unidad Parcoy

Fuente: Propia

RUTA		TIPO CARRETERA	DISTANCIA (KM)	TIEMPO (Hr)
Lima	Trujillo	Asfaltado	560	9
Trujillo	Huamachuco	Asfaltado	300	5
Huamachuco	Retamas	Trocha	300	10

Figura N° 01 de Ubicación de la Mina.

Fuente: CMH



1.7.2 CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima de la zona es cálido a templado, hasta los 3000 m.s.n.m., por encima de esta altitud el clima se torna frío. Es seco en verano (Abril a Octubre) y lluvioso en invierno (Noviembre a Marzo).

1.7.3 NOTAS HISTÓRICAS

En los laboreos del siglo XX el Ingeniero Polaco Tarnawiecki se establece en la zona de Parcoy a fin de realizar diversos trabajos topográficos y geológicos, que le permitieron reconocer la mineralización del área comprendida entre Pataz y el cerro El Gigante.

Desde 1934 hasta 1960, Eulogio Fernandini, fundador del Sindicato Minero Parcoy desarrollo en el área la mina subterránea más grande del país, la cual se convirtió en pionera del proceso de cianuración. El Sindicato dejó de operar en el año 60, al agotarse los recursos minerales que podía explotarse económicamente con la tecnología de la época.

En 1978, Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga deciden procesar los relaves del área y fundan el Consorcio Minero Horizonte, a pesar de que ellos eran empresarios agrarios y no mineros. Para la realización de sus proyectos adquieren los derechos mineros que correspondían al sindicato y posteriormente tramitan nuevos petitorios.

Actualmente Consorcio Minero Horizonte posee más de treinta y cinco mil hectáreas de concesión minera. Es el segundo productor de oro a nivel nacional en minería subterránea

1.7.4 RECURSOS

1.7.4.1 RECURSOS NATURALES.

El recurso natural constituye el yacimiento aurífero de la zona, constituido por muchas estructuras mineralizadas que conforma la mina.

1.7.4.2 RECURSOS HÍDRICOS.

En el área de la mina, el agua para los trabajos mineros, planta concentradora y campamento es captado de puquiales y riachuelos de las alturas que conforma la

concesión minera. Los ríos que circulan por la unidad minera son: Río Parcoy, Castilla y el río Yacuabamba, que al confluir desembocan al Río Marañón.

1.7.4.3 RECURSOS HUMANOS.

En la zona se dispone de mano de obra no calificada, que tienen experiencia en trabajos mineros, por lo que no se tiene necesidad de traer personal de otros lugares, salvo el personal profesional que provienen de diferentes Universidades del país.

1.7.5 GEOMORFOLOGÍA.

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central, en la unidad de valles interandinos, según Wilson (1,964), se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glacial y fluvial, las que están en procesos de estabilización.

Geomorfológicamente la zona está afectada profundamente por la acción erosiva de las aguas de escorrentía, por lo que se encuentran relieves empinados, principalmente en épocas lluviosas, lo que limita el desarrollo de la agricultura en la zona. Se pueden observar tres unidades geomorfológicas:

Cordillera Oriental: Caracterizados por geo formas positivas que llegan a tener altitudes de 4000 m.s.n.m.; las cuales se alinean con el flanco oriental de la cordillera de los Andes.

Valles: Son geo formas negativas y angostas, por las que discurre el río Parcoy, el cual desemboca en la laguna de Pías.

Terrazas: Formados por materiales acarreados de las cabeceras de las quebradas hacia el río Parcoy, formando las terrazas, las que se forman muestran un relieve suave y abundante vegetación.

Respecto al drenaje podemos indicar que es enrejado, donde el río Parcoy es uno de los principales colectores de pequeños afluentes. Este río discurre de sur a norte, con rumbo N60° E, con un caudal promedio de 643 l/s, drena por la laguna de Pías, luego desemboca al río Marañón y finalmente llega al río Amazonas.

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1 GEOLOGIA REGIONAL

2.1.1 ESTRATIGRAFÍA.

La Geología de la zona está vinculada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Andina del Norte del Perú, la cual está formada por la superposición de tres ciclos orogénicos, el Precámbrico, el Hercínico y el Andino.

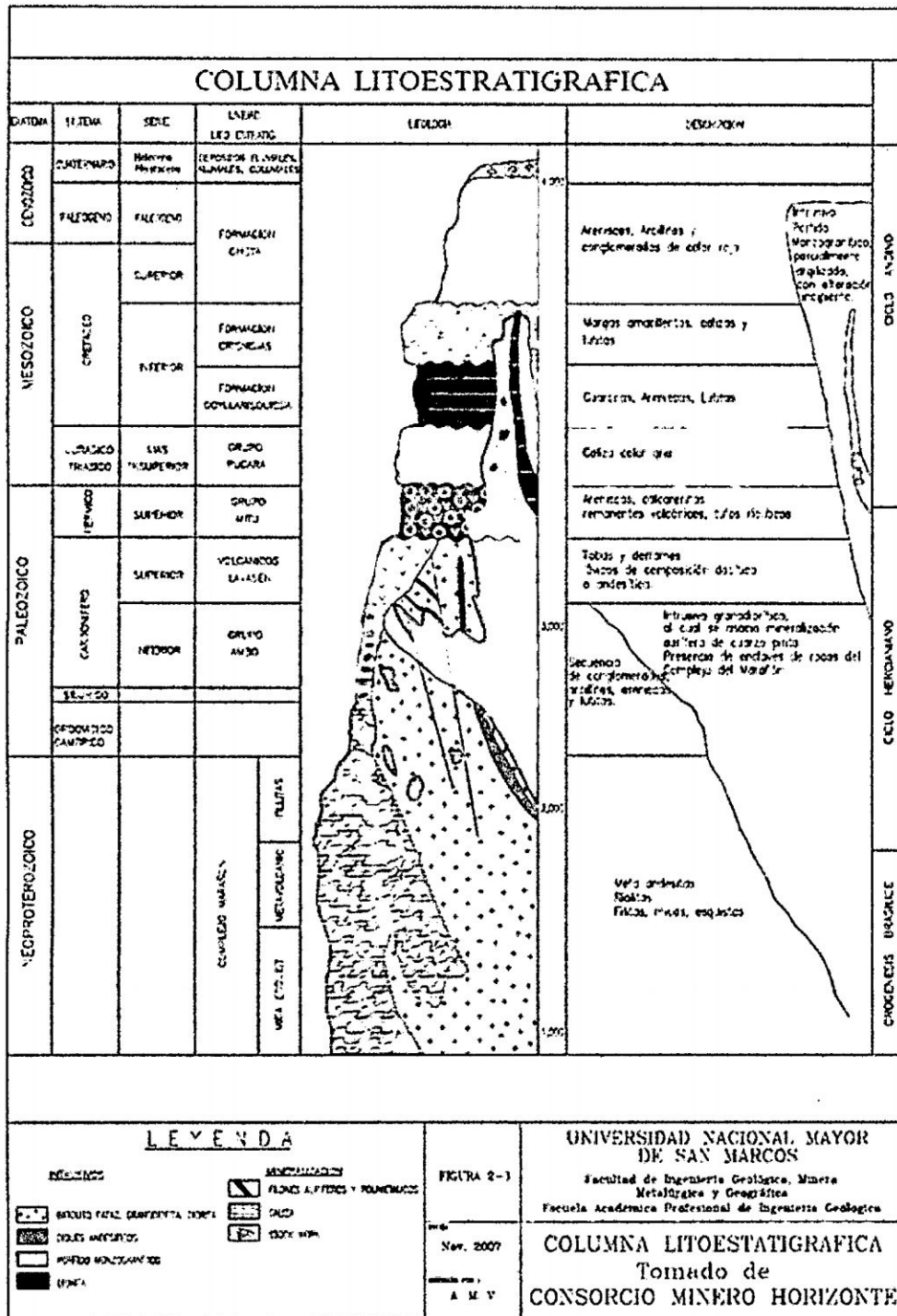
El Pre cambriano corresponde a las rocas del Complejo Marañón y está formado por filitas, mica esquistos y meta volcánicos. El Hercínico está formado por las pizarras de la Formación Contaya. El plegamiento Eohercínico sucede en un periodo de distensión con la formación de una cuenca intramontañosa que es rellenada por rocas del Grupo Ambo, en el Permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como Volcánico Lavasen, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Parcoy principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy. Una fase Epirogenética genera una emersión y la acumulación de las rocas ferruginosas del Grupo Mitú.

La sedimentación del ciclo Andino que es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del Grupo Pucará, cubiertas posteriormente por areniscas del Grupo Goyllarisquizga, calizas de la Formación Criznejas y por las capas rojas

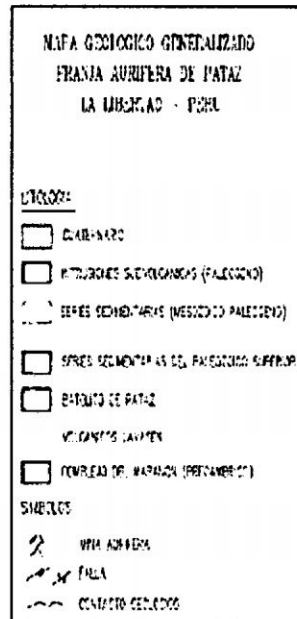
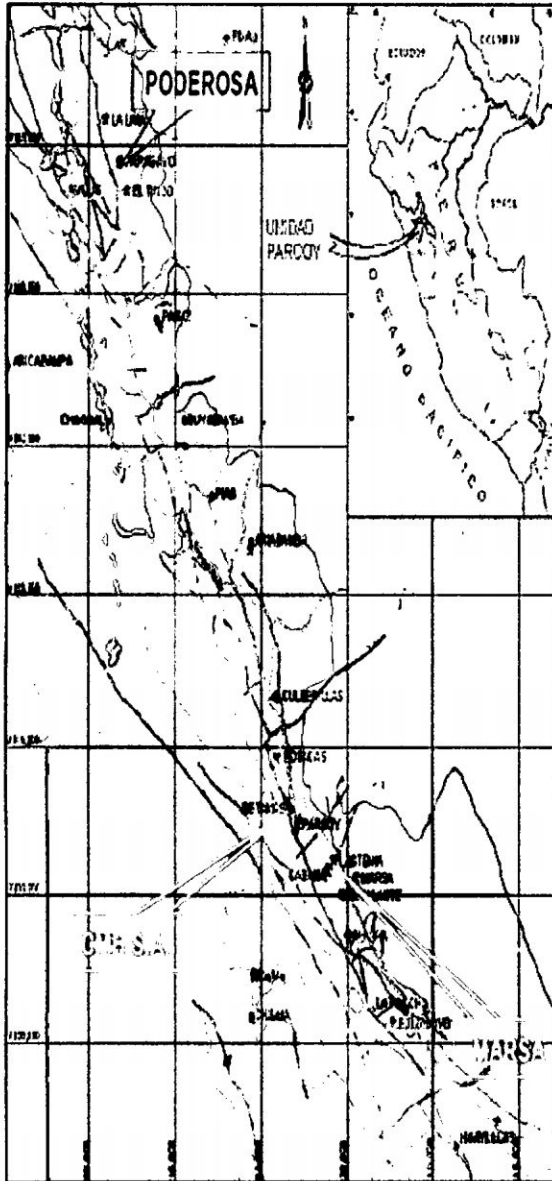
de la Formación Chota. Finalmente se encuentran depósitos aluviales, coluviales y fluviales del Cuaternario Reciente (ver Columna Estratigráfica).

Lamina N°01: columna estratigráfica

Fuente: CMH



Lamina N° 02: Mapa Geológico Regional del batolito de Pataz
 Fuente: CMH



2.1.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El Distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos acaecidos en los últimos 300 M.a. dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone instruyó la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado subsecuentemente como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización y de nuevo por fallamiento post mineralización.

Las fallas producto de los eventos tectónicos Regionales, deben haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas en el distrito de Parcoy, que incluyen fallamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post-mineral. Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo en el Complejo Marañón Proterozoico (la orientación estructural o direcciones de compresión no son muy reconocidas), débil acortamiento NW-SE en el Ordoviciano, acortamiento NE-SW en el Devoniano tardío, y extensión NW-SE durante la intrusión del Batolito de Pataz en el Mississippiano (Haeberlin y Fontboté, 2002).

El contacto Occidental del Batolito es una falla Cenozoica (?) tipo “strike-slip” (salto sobre su rumbo) orientada $350^{\circ}/85^{\circ}$, como lo indican las estriaciones de falla horizontal (“slickenlines”) observadas en la Quebrada Balcón. Esta falla es casi paralela a todas las vetas occidentales y probablemente sea una reactivación de una falla de primer orden sin-mineral (E.Nelson -2003).

Como en todos los sistemas de vetas, los controles estructurales de las vetas y clavos en el distrito de Parcoy son varios y complejos. De primera importancia son las fallas de primer-orden (NW-SE) huéspedes del mineral y que, probablemente controlan la inclinación general hacia el Sur de los clavos mineralizados.

Fuerzas tectónicas originaron fallas de cizalla, con movimiento sinistral en la mayoría de casos. Las vetas de cizalla presentan espejos de falla con estrías en varias direcciones y están por lo general limitados por capas pequeñas de panizo.

A lo largo del Batolito (210Km) se conocen varias minas en operación y otras abandonadas, destacando de Sur a Norte: Bloque Huaylillas: La Estrella, Bloque Buldibuyo: Minas de Marsa, Alaska y El Gigante, Bloque Parcoy: Consorcio

Mínero Horizonte, Bloque Pías: Minas Culebrillas, Ariabamba, Bloque Pataz: Minas de Poderosa S.A., El Tingo, La Lima y Papagayo.

Es importante destacar que los bloques Buldibuyo (Sur) y Pías, Pataz (Norte) contienen estructuras de muy bajo ángulo de buzamiento (20-40°E), mientras que en el bloque Parcoy (Central) las estructuras tienen altos ángulos de buzamiento (50-80°E) variación de Este a Oeste. Esta diferencia debida posiblemente a movimientos diferenciados de los Bloques post mineralización, que por basculamiento pudieran estar presentando actualmente un buzamiento diferente al original previo al basculamiento.

2.1.3 GEOLOGÍA LOCAL.

CMHSA tiene sus labores mineras en un área de 400 Has, dicha operación se desarrolla íntegramente dentro del Batolito Pataz. Se estima más de 80,000m de labores mineras realizadas entre antiguas y modernas, tanto horizontales como verticales.

El yacimiento aurífero Parcoy, conformado mayormente por 7-Estructuras o Sistema de Vetas que contienen cuarzo con pirita y oro nativo y teluros, viene explotándose desde hace 35 años por parte de CMH. Las vetas aparecen brechadas normalmente y se alojan en rocas intrusivas del Batolito; sin embargo, el sistema de vetas-auríferas también contienen arsenopirita, galena y esfalerita en los clavos mineralizados, presentando una franja de alteración hidrotermal (cm < 1 m) en rocas intrusivas tipo sericitización-cloritización y carbonatación. Los contenidos en oro son variables (2 < 60 g/t)

2.1.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA

2.1.4.1 GENESIS

Las vetas son típicamente mesotermales (u orogénicas) constituidas por relleno de fractura donde prima la asociación “cuarzo-pirita-oro” así como otros minerales

asociados en menor magnitud como clorita, sericita, calcita, \pm ankerita, \pm galena, y \pm esfalerita.

Las vetas se alinean en una dirección dominante N20°W con buzamientos al NE tanto de alto como de bajo ángulo (50-80°NE). En la mina Parcoy se han identificado “sistemas” de vetas, constituidos por una veta central o principal con ramales y sigmoides asociados. La mayoría de las vetas presentan marcadas variaciones en rumbo y en buzamiento, generando zonas de mayor apertura y enriquecimiento. Las principales vetas son del sistema NW, emplazados en zonas de debilidad y cizallamiento que favorecieron el relleno mineralizante y la formación de los “clavos” u “ore shoots” conocidos. Las principales Estructuras que sustentan la producción actual de CMHS.A son: Candelaria, Rosa Orquídea, Encanto, Lourdes y Milagros.

Lamina N°02: Resumen de la Génesis del Yacimiento de la UM Parcoy
Fuente: CMH

CARACTERÍSTICAS GENERALES	OROGÉNICOS	RELACIONADOS A INTRUSIVOS
METALES ASOCIADOS	Au, As (Pb, Zn, Ag, Cu)	Au, Bi, Te, W, Mo, As (Sb, Sn, Pb, Cu)
LITOLOGÍA	Todo tipo de roca	granito a granodiorita magma felsico, tipo I
CONTROL ESTRUCTURAL	Fallas y fracturas asociados al metamorfismo y orogénesis.	filonitas > Magnetita Fallas y fracturas asociados a intrusiones y eventos extensionales
AMBIENTE GEOTECTÓNICO	Todos los ambientes, predominantes en zonas de subducción	Eventos continentales, arcos continentales, ambientes extensionales
EDADES	Todas las edades Los mas grandes depósitos son Arqueanos	Fanerozóicos poco en el Arqueano e Paleoproterozóico
ESTILO DE MINERALIZACIÓN	Veta extensionales, crack-seal, poco stock-work y brechados	Vetas, stock-work, brechas, disseminados
ALTERACIÓN HIDROTHERMAL	Sericitización, cloritización, argilización, carbonatación	Feldespática, arfilización, filica poca carbonatación
FLUIDOS HIDROTHERMALES	Metamórfico, Magmático meteóricos y lampróiros; ricos en CO2, poca salinidad	Megmáticos +/- meteóricos Ricos en CO2, moderada salinidad
TEMPERATURA Y PRESIÓN	250-350 1,5 a 5 kb	250-600 1,5 a 5 kb

2.1.4.2 PARAGENESIS

De acuerdo a la Paragénesis del yacimiento, primero se tiene el emplazamiento del cuarzo, pirita y arsenopirita, estos minerales sufrieron fuerte fracturamiento y microfracturamiento; luego se tiene un evento de oro nativo y cantidades menores de sulfuros finos (Zn, Cu, Pb u Ag), estos rellenan microfracturas especialmente en la pirita y el cuarzo o se depositaron en la inmediaciones de este sulfuro. La pirita es el principal mineral receptor de la mineralización aurífera de las vetas.

La mayoría de las vetas en el distrito de Parcoy se formaron en zonas de cizallamiento con rumbo NNW y (salvo Vannya y Maricruz) buzan al Este, pero generalmente son más paradas las vetas que en los distritos al norte (Culebrillas) y al Sur (Marsa). Esto podría reflejar una diferencia fundamental en cómo se formaron las vetas en esta zona Central, y puede indicar que existe algún control estructural en el Complejo Marañón de capas, foliaciones o fallas pre-existentes

En algunos sistemas de veta (por ejemplo, Milagros) las vetas orientadas al Norte son más anchas. Las vetas de orientación Este (Candelaria Split I), particularmente donde los buzamientos son más altos, sugieren que estas zonas pueden ser fallas normales en zonas extensionales o estructuras de cola de caballo. Los metales base están más enriquecidos hacia el Sur, mientras que el oro libre es más común en el Norte (Milagros > Lourdes). La Calcita y ankerita son más comunes al Norte.

2.1.4.3 MINERALIZACIÓN

Los minerales que conforman las estructuras de interés económico son:

- Macroscópicamente.- Cuarzo lechoso con abundante pirita. En algunas zonas se observa pequeñas cantidades de galena, esfalerita y arsenopirita. También se observa oro nativo en el cuarzo.
- Microscópicamente.- A continuación se nombra el orden decreciente de abundancia de los minerales hipógenos y supérgenos (Según Luís Ángel de Montrevil Díaz).
 - Cuarzo (SiO₂), componente predominante

- Pirita (FeS_2)
- Calcita (CaCO_3)
- Sericita $\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$
- Arsenopirita (FeAsS)
- Galena (PbS)
- Esfalerita (Zn,Fe)
- Calcopirita (CuFeS_2)
- Oro Nativo (Au)
- Esfena o Tetanita (CaTiSiO_3)
- Pirrotita (FeS_{1-x})
- Cerusita (PbCO_3)
- Covellita (CuS)
- Limonita (goethita) ($\text{Fe}_2\text{O}_2\text{nH}_2\text{O}$)
- Bornita (Cu_5FeS_4)

2.1.4.4 ZONEAMIENTO

El control estructural ha incidido en una variación mineralógica que determina el contenido aurífero de las vetas. Esta variación ocurre tanto en el sentido horizontal como el vertical y se debe probablemente a la diferente profundidad y temperatura en que se han formado los minerales que tiene como resultado un zonamiento mineral que merece detallarlo.

En vertical, en las partes altas de veta Candelaria, veta San Francisco, el oro está asociado principalmente a la plata, siendo el contenido de este último metal, a veces mayor que el oro (aparece la tetraedrita). Conforme se va profundizando va disminuyendo la plata, y aparece la galena, esfalerita y la calcopirita aunque en forma incipiente.

Con respecto al zonamiento mineralógico horizontal se observa tres zonas importantes, la zona central (veta Rosa, veta Orquídea), con presencia sustancial de pirita (negruzca, fina) y arsenopirita. Envolviendo ésta zona tenemos la disminución de pirita y el aumento sustancial de cuarzo, al Este (veta San Francisco, veta Mishencanto) y al Oeste (veta Sissy, veta Lourdes). Al Norte la zona de Cáchica y al Sur la cola de veta Candelaria. Y finalmente rodeando la tercera zona con presencia de galena, esfalerita (al Sur veta Lastenia, al Norte las vetas de sistema Potacas).

El fallamiento en bloques influye a distorsionar el zonamiento horizontal y vertical porque expone zonas que no tienen la misma formación y se ha tomado en cuenta este detalle

2.1.4.5 ALTERACIONES.

Las alteraciones asociadas con la mineralización son:

- Sericítica.- En la zona de alteración el cuarzo es el único mineral primario no alterado, el resto de minerales fue reemplazado por sericita, cloritas y pirita; a veces la clorita, como producto de alteración temprana, es reemplazada en una fase posterior por mica blanca (moscovita). En general la roca alterada presenta un color crema. El halo de alteración se extiende a pocos cm. o a veces a varios metros de la estructura mineralizada.
- Propilítica.- Es una alteración hidrotermal temprana y está afectando a los ferro-magnesianos de los diferentes tipos de rocas. Esta ampliamente distribuida como halos externos y adyacentes a la alteración Sericítica

2.1.4.6 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

El yacimiento aurífero Parcoy, conformado mayormente por 7-Estructuras o Sistema de Vetas que contienen cuarzo con pirita y oro nativo y teluros, viene explotándose desde hace 35 años por parte de CMH. Las vetas aparecen

brechadas normalmente y se alojan en rocas intrusivas del Batolito; sin embargo, el sistema de vetas-auríferas también contiene arsenopirita, galena y esfalerita en los clavos mineralizados, presentando una franja de alteración hidrotermal (cm < 1 m) en rocas intrusivas tipo sericitización-cloritización y carbonatación. Los contenidos en oro son variables (2 < 60 g/t)

Los principales sistemas estructurales mineralizados del Sistema Parcoy que siguen en explotación y exploración permanentemente son: Candelaria-Encanto, Sissy-Lourdes-Milagros, Rosa-Rosarito, así tenemos que los principales sistemas de estructuras pre-mineral son 330°/60° generalmente son rellenados por soluciones mineralizantes auríferas.

2.1.4.7 CUBICACIÓN DE RESERVAS.

En los cuadros siguientes se resumen las ganancias y/o pérdidas de reservas y recursos de la U.M. Parcoy, obtenidos al cierre de Diciembre-2012 a partir de labores mineras y sondeos que se vienen realizando en la mina, por lo que las cifras indicadas sufren variaciones mensualmente debido a la naturaleza del yacimiento y logística de las operaciones. Las Reservas Minables obtenidas se estiman en 1'971,713 Tm con ley diluida de 8.78 gr. Au/t, disponiendo de un saldo cifrado en 556,524 oz Au.

Tabla N°03: Reserva de mineral
Fuente: CMH

CONCEPTO	TON. DIL. (TMS)	LEY-Dil (gr. Au / TM)	ONZAS (Oz)
Saldo de Reservas al mes anterior (a)	1,925,530	8.73	540,513
Ganancia de reservas (b)	55,089	9.17	16,249
Producción de reservas (c)	38,861	9.36	11,690
Ganancia por reinterpretación (d)	29,955	11.89	11,451
Ganancia neta del mes (e = b - c + d)	46,183	10.78	16,011
Saldo de Reservas (a + e)	1,971,713	8.78	556,524
RESERVAS 31/12/2012			
CATEGORIA	TON	LEY-DIL(gr/ton)	POTENCIA (m)
Probado-Problable	1,971,713	8.78	2.8

Los Recursos Medidos-Indicados se estiman en 1'284,493 Tm, con ley diluida de 7.52 gr. Au/t teniendo un saldo de 310,569 oz Au.

Tabla N°04: Saldo Recurso de mineral
Fuente: CMH

CONCEPTO	TON. DIL. (TMS)	LEY-Dil (gr. Au / TM)	ONZAS (Oz)
Saldo de Recursos al mes anterior (a)	1,284,649	7.52	310,594
Ganancia de recursos (b)	0	0	0
Transferencia a reservas / julio 2012 (c)	156	4.98	25
Pérdida por reinterpretación (d)	0	0	0
Pérdida neta del mes (e = b - c + d)	156	4.98	25
Saldo de Recursos (a + e)	1,284,493	7.52	310,569

Los Recursos Inferidos se estiman en 2'089,216 TMS, con una ley diluida de 8.21 gr. Au/t, disponiendo de un saldo adicional cifrado en 551,700 oz Au.

Tabla N°05: Saldo de Recurso de mineral
Fuente: CMH

CONCEPTO	TON. DIL. (TMS)	LEY-Dil (gr. Au / TM)	ONZAS (Oz)
Saldo de Recursos al mes anterior (a)	2,049,076	8.20	540,119
Ganancia de recursos (b)	27,791	11.86	10,597
Transferencia a reservas / julio 2012 (c)	8,278	4.98	1,325
Ganancia por reinterpretación (d)	20,627	3.48	2,309
Pérdida neta del mes (e = b - c + d)	40,140	8.97	11,581
Saldo de Recursos Inf. (a + e)	2,089,216	8.21	551,700

En resumen, el total de Reservas y Recursos (Med.+Ind.+Inf.) de la UM Parcoy contienen: Total = 5'345,422 Tm con 8.28 gr. Au/t, o bien, 1, 423,617 oz Au

2.1.4.8 POSIBILIDADES GEOLÓGICAS DEL YACIMIENTO

El Sistema Estructural de Parcoy ha sido y es comprobada su proyección en profundidad, todavía sin cambios mineralógicos notables, mediante los programas perforación-ddh anuales hasta Nivel-1900; especialmente, la Veta Lourdes se conoce bien hasta el Nivel-1900 según se puede ver en la Sección Longitudinal del Planeamiento y Profundización diseñado hasta el Nivel-1700(plano N°01); sin embargo, a este nivel se llegaría el Año-2018 siguiendo al ritmo de avance de profundización actual de 50 m/año, pero manteniendo el desequilibrio existente de explotación y profundización desigual del yacimiento. Como se ha descrito, el total de Reservas y Recursos es de 5.3 Mt, inventariados hasta el momento mediante labores mineras y sondeos, permitirán continuar la explotación del yacimiento por 7 años más al ritmo de producción de 2,000 tpd, o bien 725,000 Tm/año en planta.

Sin embargo, si se excluyen los Recursos Inferidos y se continua con el actual ritmo de 1,500 tpd, se tendrían solamente 3.3 Mt de Reservas-Recursos (Med+Ind) que también otorgarían 7 años de vida útil de las operaciones mineras hasta alcanzar los límites inferiores obtenidos mediante perforación. Sin embargo, por indicaciones del Directorio y Gerencia General, el Dto. De Geología de la UM Parcoy ha realizado el diseño de la Profundización del Yacimiento (Fase-I) considerando la ejecución del Tunel Yuracyacu pero, delimitado adicionalmente del Potencial de Recursos-Inferidos (8 Mt adicionales) proyectando los “Franjas-Mineralizadas” de las 7-Vetas Principales del Sistema Estructural hasta el Nivel-1700 (cota: 1,820 m) y que, de Norte a Sur, son las siguientes: Milagros, Milagros-Sur, Lourdes, Rosa-Orquidea, Encanto-Norte, Encanto-Sur y Candelaria. En ese sentido, vemos que la Profundización (propuesta) quedaría sustentada 2-Estimados de Reservas y Recursos:

A).-Estimado de Reservas y Recursos (Md+Ind+Inf), obtenidos de perforación y desarrollos:

Total = 5'345,422 TM con 8.28 gr. Au/t, o bien, 1, 423,617 oz Au.

B).-Estimado de Recursos-Inferidos Potenciales, proyectados hasta Nivel-1700:

Total = 7, 850,000 TM con 8.00 gr Au/t (A Verificar con Perforación-ddh 10,000 ms)

Así, el Gran Total de Reservas y Recursos Estimados hasta el Nivel 1,700 alcanzan los 13.2 Mt con 8 gr Au/t que, al ritmo de producción de 2,000 tpd, se tendría una operación minera hasta 18 años, pero contando con exitosas labores mineras y perforaciones estratégicas de profundización. Sin embargo, considerando que solamente el 50% de los Recursos Inferidos serian “minables”, los Recursos y Reservas serian de 8 Mt; es decir, se tendrían hasta 11 años de explotación considerando este escenario más conservador.

CAPITULO III

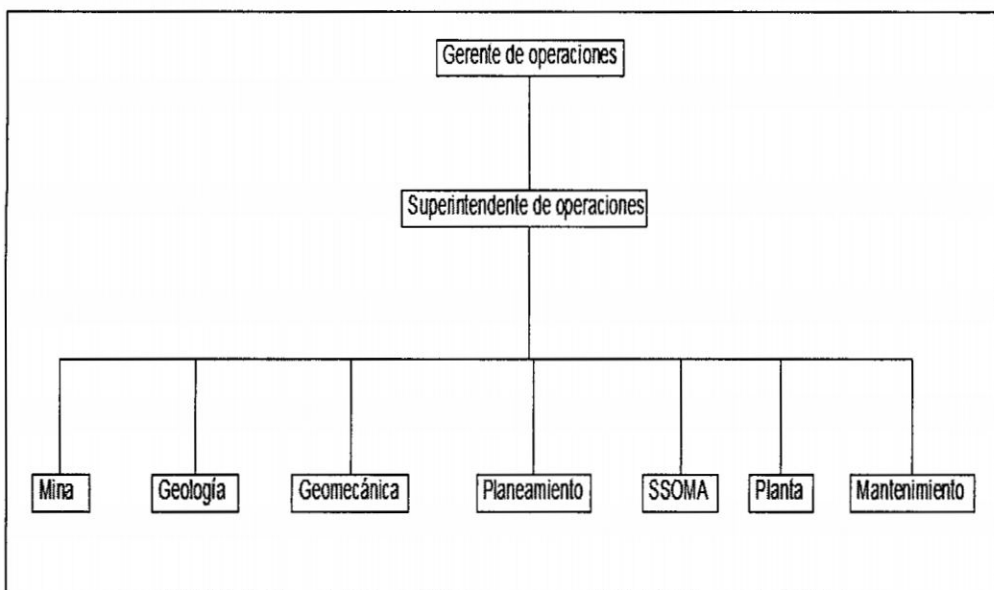
OPERACIONES MINERAS

3.1 MINA

3.1.1 ORGANIZACIÓN

Actualmente la unidad Parcoy esta direccionada por un Gerente de la unidad, con sus respectivas súper intencencias de cada área, así como se indica en la figura N°03

Figura N° 03: Organigrama por áreas de Unidad Parcoy
Fuente: Propia



3.1.2 PRODUCCIÓN

Consorcio minero Horizonte tiene programado producir en el año 2013 la cantidad de 613000 ton con una ley promedio de 10.5gr/ton haciendo un total de 185 000 onzas de oro. Para cumplir con el objetivo del plan anual nuestra producción mensual es de 1700 ton con una ley de 9.5 gr/ton.

Por la distancia en las que se encuentran las vetas entre sí en las mina, Consorcio tiene en dos zonas de operación, Norte (60% producción) y Sur (40% producción)

Zona Norte están las Vetas: Milagros, Lourdes, Rosa; En esta zona viene trabajando la contrata Congemin, la veta Lourdes es la que más aporta por tener tajos de mayores dimensiones.

Zona sur están las Vetas: Candelaria, Encanto, Rosa, Afrodita; en esta zona viene trabajando la contrata Extramin, la veta candelaria es la que tienen mayor aporte en esta zona.

3.1.3 AVANCES

Consorcio minero Horizonte tiene programado avances en el año 2013 de 26700 metros. Para cumplir con el objetivo del plan anual nuestro avance programado mensual es de 2200 m, actualmente el porcentaje de cumplimiento mensual es de 80%, los problemas que se tiene son la falta de Equipos de las Empresas contratistas.

En la mina tenemos 3 zonas de operación para avances, Profundización (24%), norte (38%) y sur (38%).

En la Zona de profundización se viene trabajando con las labores de desarrollo RP690S, Rp 940N y un crucero de 700m que apunta para cortar la estructura Lourdes en el nivel 2150.

En la zona norte y sur tenemos las labores de preparación y exploración de para las vetas Lourdes-rosa-milagros, candelaria-encanto-rosa.

3.1.4 PREPARACIÓN GENERAL DE LA MINA

A la fecha se tienen las principales labores que se están trabajando en la mina para cumplir con los objetivos de la Empresa (plano N°02)

1. **Norte:** la Rampa 940N, actualmente está en el nivel 2050, ya empezando a correr la Rp690 positiva para comunicar con la Rp690 negativa. Así integrar la mina y evacuar el desmonte con volquete, acceso de Shotcrete por la Rp940.
2. **Centro:** Se está corriendo la Rp690 (-) para comunicar con la Rp 690(+), se está ejecutando el CX 1500S, para cortar la veta Lourdes en el Nivel 2150.
3. **Sur:** se está ejecutando el BP850S, para terminar de explorar la veta candelaria en el nivel 2250 y dar pie para ejecutar una CH alimak para ventilación que es de urgencia en la zona sur.

3.1.5 SERVICIOS AUXILIARES MINA

La red principal de aire y agua que tenemos en la mina llegan en una matriz por los niveles y labores principales de la mina por una tubería de 8 pulgadas, luego son repartidos a cada labor por tuberías secundarias de avance de 4 pulgadas.

3.1.5.1 EXTRACCIÓN

La extracción de mineral desde interior mina hasta la tolva-planta se realiza con volquetes de 12 cubos en la zona norte, y con volquetes de 20 cubos para la zona sur. La distancia mínima que transporta el volquete hasta planta es de 2 km y la máxima es de 3.5 km que puede llegar a demorar en transportar hasta 2 horas.

La extracción de desmonte se realiza en 3 etapas: el primero es con volquete desde las cámaras de carguío en cada zona y/o labor hasta el nivel 2430, en éste nivel se transporta en locomotora a línea trolley con carros gramby de 8ton esta línea que tiene hasta 5 km de longitud sale hasta superficie. En superficie se transporta en volquete 12m³ hasta los botaderos de curaubamba o chilcapampa. En promedio se vota el 65% de lo que se rompe y el 35% restante ingresa a los tajos para rellenar los espacios vacíos.

3.1.5.2 RELLENO HIDRÁULICO

Debido al incremento de la producción y para darle celeridad al ciclo de minado se decide en CMH, construir la Planta de Relleno Hidráulico que entra en funcionamiento en Noviembre del 96.

Con la aplicación del Relleno Hidráulico en las labores de interior mina, se logra un mejor sostenimiento y a la vez sirve de piso para el minado del corte superior, al mismo tiempo que se da más vida a las relaveras.

Actualmente se aplica el Relleno Hidráulico a todas las zonas de minado. El volumen de ingreso de Relleno, está ligado en forma directa a la Producción; a mayor producción en tajeos, mayor volumen de Relleno.

El transporte hacia interior mina del relleno, se realiza mediante bombeo, a través de la Bomba Feluwa de 200HP, quien impulsa el relave que es conducido mediante tuberías hacia las labores. Se tiene tres líneas de conducción, todas ellas de 4" Ø. El relleno a la labor llega con 20 m³/hr con una densidad de 1800 kg/m³

3.1.5.3 VENTILACIÓN

El caudal requerido en la mina es de 862, 435 CFM, siendo nuestro caudal de ingreso a la mina de 668,693 CFM, teniendo un déficit de -193,742 CFM, haciendo un 78% de cobertura de aire. Actualmente para mejorar la cobertura de aire se están ejecutando: un alimak de 280m. En la Zona norte, se va ejecutar un Alimak en la Zona sur.

3.1.6 SOSTENIMIENTO

El sostenimiento en las labores de avance y producción es según la calidad de la roca en el que se está trabajando y las dimensiones de la labor, estos parámetros lo evalúa el Geomecánico de zona de la compañía. En la mina tenemos las siguientes calidades de roca:

Tabla N°06: Tipo de Roca
Fuente: Informe del área de Geomecánica (CMH)

Código de colores	Tipo de Roca	Descripción	Valuación Índice Q		RMR	Sostenimiento
			De	A		
Blanco	I-III	Excep-muy Buena	50	100	81-100	Sin Sostenimiento
Amarillo (A)	IV	Buena	10	50	61-80	Según Sección de Excavación
Verde (B)	V	Regular	5	10	51-60	Según Sección de Excavación
	VI	Mala	1	5	41-50	Según Sección de Excavación
Beige (D)	VII	Muy Mala	0.1	1	31-40	Según Sección de Excavación
	VIII	Extremad. Mala	0.01	0.1	21-30	Según Sección de Excavación
Celeste (F)	IX	Excep. Mala	0.001	0.01	0-20	Según Sección de Excavación

3.1.6.1 SOSTENIMIENTO CON PERNOS HIDRABOLT, CONCRETO LANZADO

Shotcrete:

Se utiliza como soporte base e inicial del sostenimiento, y se contempla la vía seca y vía húmeda; para esto se cuenta con equipos pequeños de lanzado (Alivas) y dos Spaycon de brazo robotizado de Lorenzana; además, se cuenta con camiones hormigoneros (Huronos) para que abastezcan de mezcla continuamente al equipo de lanzado robotizado.

El Shotcrete se emplea en labores permanentes como Rampas, By Pass, Galerías y en los tajos que reemplazarían a los cuadros de madera todavía existentes; además, en rocas muy malas a extremadamente malas, en reemplazo de las cimbras metálicas.

Pernos Hidrabolt:

Son pernos de compresión y fricción Axial. Es el elemento de anclaje principal de Consorcio, se está utilizando en casi todas las labores de desarrollo y explotación, para rocas muy malas a extremadamente malas

como en las Rampas; en labores permanentes, para zonas de intersección o tramos muy inestables, con resultados medianamente favorables cuando se instala solo con el shotcrete, al instalar con malla electro-soldada presenta mejor rendimiento o similar a los helicoidales; esto elemento se debe instalar después del shotcrete y con tiempos de fraguado inicial de un mínimo de tres horas.

3.1.6.2 SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS

Las cimbras que se usan en consorcio son Cimbras Metálicas Tipo H de 6"x6"x20:

Su empleo está dirigido principalmente a las labores permanentes, con rocas excepcionalmente malas; por su alto costo y dificultad de instalación se está empleando en las labores que exclusivamente lo requieran.



Foto N° 01 cimbras tipo H 6"x6", con planchas acanaladas y topeado con bolsa crete (RP690S)

Fuente: Informe del área de Geomecánica (CMH)

3.1.7 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Por las condiciones del yacimiento y la roca encajonante, en Consorcio Minero horizonte se viene trabajando con el método corte y relleno ascendente en sus dos variantes, Mecanizado (80%) y Convencional (20%)

3.1.7.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO

Se viene trabajando en las estructuras Lourdes, Candelaria, Rosa que tienen potencias mayores a dos metros y medio.

El método consiste en arrancar el mineral, extraerlo y reemplazar por el material estéril de modo de poder contar con un piso que va ascendiendo conforme avanza la explotación.

A partir de la labor principal (Rampa, crucero, etc.) se desarrolla una rampa con gradiente negativa la cual se irá incrementando hasta hacerla positiva, los cortes se realizarán por alas tanto al Norte como hacia el Sur; de igual forma para el corte superior.

El ciclo de minado se inicia con la perforación y voladura, la extracción se realiza con scooptrams y finalmente se rellena el tajeo, el relleno es detrítico (60%) hidráulico (40%).

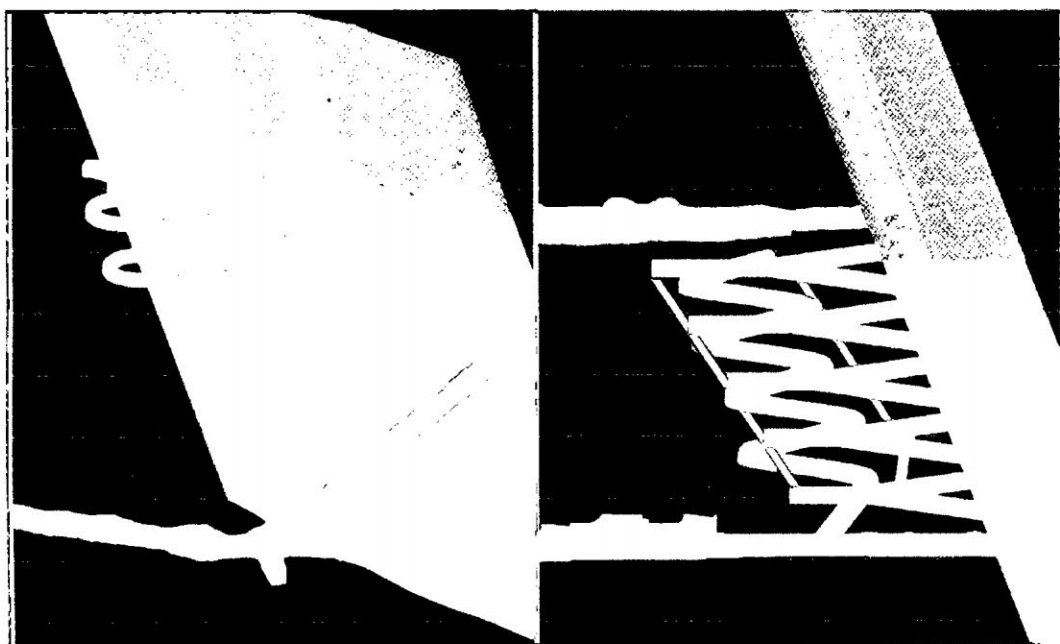
3.1.7.1.1 PREPARACIÓN

La preparación para realizar la explotación de la veta por corte y relleno ascendente mecanizado es con una rampa espiral tipo ocho con sección 3.5*3.5m ejecutado en la caja piso de la veta, separado de 35 a 40 metros de la estructura, para luego sacar una rampa basculante negativa de -16% para realizar la exploración con una galería en toda la longitud de la veta, terminando de explorar se procede a realizar el rebatido para empezar el segundo corte, así hasta realizar 4

cortes; al último corte se ingresa con el rebatido que tiene 16% de gradiente. Luego para continuar con los siguientes cortes se ingresa con otra rampa basculante que está en el nivel superior. Así hasta terminar de explotar el Block de 50x50.

También se ejecutan una chimenea 1.2x2.4 para agua, aire y ventilación; otra para Ore pass y waste pass, en esta se construye una tolva hidráulica para chutear directo al Volquete de 12m³ que lleva el mineral a planta.

Figura N°04: Rampa de preparación tipo ocho, con rampa basculante para 4 cortes
Fuente: CMH



3.1.7.1.2 EXPLOTACIÓN

La explotación se realiza: En el primer corte se pone una loza de concreto en todo el tramo de la galería, para que éste nos sirva como techo en la futura explotación del mineral que está debajo del block. La altura de corte del tajo es de 4 metros y la sección es determinada por la potencia de la veta, siendo un ancho mínimo de minado de 2.5 metros. La perforación del Tajo se realiza con perforación en breasting siendo la cara libre el corte inferior del tajo

3.1.7.1.3 PARÁMETROS DE SELECCIÓN DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Buzamiento de la veta: 50-65 grados

Potencia de la veta: >2.5m

Calidad de roca encajonante: Mala A y B (RMR 21-40)

Dilución del mineral: 30-35%

3.1.7.1.4 PERSONAL

El personal que trabaja en el tajo es una pareja, el maestro de labor y su ayudante, ellos realizan el trabajo de, regado y desatado, instalación de pernos, carguío y chispeo.

3.1.7.1.5 EQUIPOS

Los Equipos con los que se cuenta en el tajo para realizar la explotación mecanizado son:

- Jumbo de un brazo que perfora 12 pies de longitud
- Scoop de 1.25, 2.2,4 yd cubicas para hacer la limpieza del mineral y acumular a una cámara para luego cargar al Dumpe, el uso del tamaño del scoop depende de la sección de la labor la cuchara del scoop más pequeño es de 1.5 m.
- Robot lanzador de concreto
- Bomba lanzadora de concreto
- Mixer que transporta el concreto con capacidad para 3 metros cúbicos
- Scayler, para hacer el desatado de la corona, desata hasta los 5 m. de altura
- Dumper de 12 y 20 ton para el trasporte de mineral hasta el ore pass más cercano al tajo

3.1.7.1.6 RENDIMIENTOS

Los rendimientos que se tienen en los tajos mecanizados son:

Tabla N° 07: Rendimiento en tajo mecanizado

Fuente: Propia

Productividad de mano de obra (ton/tarea)	18.62
Productividad de toneladas por hombre guardia (ton/h-g)	11
Factor de potencia (Kg/ton)	0.16

3.1.7.1.7 COSTO DE EXPLOTACIÓN

El costo de explotación mecanizado es de 31.23 \$/ton, así como indica el cuadro:

Tabla N° 08: Costo de explotación en tajo mecanizado

Fuente: CMH

COSTO DE EXPLOTACION	
ETAPAS	COSTO(\$/TON)
ROTURA	12.90
LOCOMOTORA	2.16
SCOOP - 150m	1.40
ACARREO(DUMPER) - 500m	2.94
SOSTENIMIENTO(SH 2" VÍA HUMEDA+PERNO HIDRABOLT 7FT)	11.00
TRASPORTE A PLANTA(VOLQUETE 12 M3) - 1.5KM	0.83
TOTAL	31.23

3.1.7.2 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL

Se viene trabajado en las vetas rosa nivel 2220-2300, y encanto nivel 2380 donde tenemos vetas con potencias menores a dos metros.

Consiste en romper el mineral a partir de la chimenea principal el cual es evacuado directamente por el echadero, una vez terminado el corte se pasa a la etapa del relleno para iniciar nuevamente el corte sucesivo.

El acceso al tajo es por la chimenea de acceso, la perforación se realizó con Jackleg de forma horizontal (breasting) y la limpieza del mineral será con winche eléctrico de 20 HP hasta el echadero principal del tajo.

La rotura del mineral es en forma de tajadas horizontales con perforación en breasting y el ciclo de minado consiste en: Perforación, voladura, ventilación, desate, sostenimiento, limpieza y relleno.

La explotación es de manera convencional, la perforación en breasting con Jackleg. El mineral es limpiado mediante un winche eléctrico hasta el echadero y finalmente se extrae el mineral desde el nivel inferior para ser trasladado por el Dumper de 12 toneladas. Hasta un echadero principal.

El relleno es bombeado desde la planta a través de tuberías de polietileno

3.1.7.2.1 PREPARACIÓN

La preparación para realizar la explotación de la veta por corte y relleno ascendente convencional es con una rampa espiral tipo ocho con sección 3.5*3.5m ejecutado en la caja piso de la veta, separado de 35 a 40 metros de la estructura, para luego sacar un crucero de 3.5*3.5m hasta cortar la estructura para ejecutar la galería en toda la longitud de la veta, terminando de explorar con la Galería se procede a levantar una chimenea de doble compartimiento 1.2x2.4m (buzón-camino) siguiendo el buzamiento de la veta. Ventana o cruceros de 3X3 m que sirven para la extracción del mineral.

3.1.7.2.2 EXPLOTACIÓN

La explotación se realiza: En el primer corte se pone una loza de concreto en todo el tramo de la galería, para que éste nos sirva como techo en la futura explotación del mineral que está debajo del block. La altura de corte del tajo es de 3 metros y la sección es determinada por la potencia de la veta, siendo un ancho mínimo de

minado de 1.2 metros. La perforación del Tajo se realiza con perforación en breasting siendo la cara libre el corte inferior del tajo.

3.1.7.2.3 PARÁMETROS DE SELECCIÓN DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Buzamiento de la veta: 50-65 grados

Potencia de la veta: < 2m

Calidad de roca encajonante: Mala A y B (RMR 21-40)

Dilución del mineral: 25-30%

3.1.7.2.4 PERSONAL

El personal que trabaja en el tajo es una pareja, el maestro de labor y su ayudante, ellos realizan el trabajo de, regado y desatado, limpieza de mineral con winche eléctrico, colocar cuadros de madera.

3.1.7.2.5 EQUIPOS

Los Equipos con los que se cuenta en el tajo para realizar la explotación convencional son:

- Perforadora Jackleg.
- Winche eléctrico de 20HP
- Dumper de 12 ton para el transporte de mineral hasta el ore pass

3.1.7.2.6 RENDIMIENTOS

Los rendimientos que se tienen en los tajos convencionales son:

Tabla N° 09: Rendimiento en tajo convencional

Fuente: Propia

Productividad de mano de obra (ton/tarea)	4.85
Productividad de toneladas por hombre guardia (ton/h-g)	3.5
Factor de potencia (Kg/ton)	0.27

3.1.7.2.7 COSTO DE EXPLOTACIÓN

El costo de explotación convencional es de 38.93\$/ton, así como indica el cuadro:

Tabla N° 09: Costo de explotación en tajo convencional

Fuente: CMH

COSTO DE EXPLOTACION	
ETAPAS	COSTO(\$/TON)
ROTURA	15.00
LOCOMOTORA	2.16
ACARREO(DUMPER) - 500m	2.94
SOSTENIMIENTO(SH 2" VÍA HUMEDA+PERNO HIDRABOLT 7FT)	18.00
TRASPORTE A PLANTA(VOLQUETE 12 M3) - 1.5KM	0.83
TOTAL	38.93

CAPITULO IV

PROPUESTA DE CAMBIO DE DISEÑO

4.1 PROPUESTA DE CAMBIO DE LOS DISEÑOS DE LAS LABORES MINERAS

Actualmente la veta Lourdes se viene trabajando : como profundización de la mina la Rampa 690, de esta rampa sacamos un crucero de 650 metros para cortar la estructura por el techo, ejecutamos en la caja piso una rampa de preparación espiral tipo ocho, de esta rampa sacamos brazos pivotantes hacia la estructura para poder realizar el proceso de minado.

La propuesta que se tienen planteado como cambio en el modelo de profundización de la mina, en particular de la veta Lourdes para un block de 280 metros de longitud y 50 metros de alturaes de:

- Dos By pass de 157 metros cada uno con sección de 4x4 m con sección volquete
- Dos By pass de 123 metros cada uno con sección de 3.5x3.5m, ejecutados al norte y al sur de la By pass.
- Rampa principal de desarrollo y preparación de 420 metros con sección de 4x4m.
- Dos chimeneas para ventilación y servicios de 50 metros cada uno con sección de 2x2m
- Dos chimeneas para ore pass y waste pass de 56 metros cada uno con sección de 2x2m

- Ocho rampas basculantes de 80 metros cada uno, para preparar 4 tajos que se explotara en simultaneo con tajos de 70 metros de longitud con alas de 35 metros al norte y 35 metros al sur,
- 280 metros de galería base para la exploración en toda la longitud de la veta, con sección de 3.5x3.5m, este nos servirá como nivel base de explotación.
- 2 pozas de 21 metros cada uno con sección de 4.5x3.5m, que nos servirá como poza de bombeo y cámara de sedimentación.

La rampa de que nos servirá de preparación y desarrollo se ubicará en la caja piso, distanciado 80 metros de la veta para obtener un factor de seguridad de 1.6, la cual nos garantiza la estabilidad de la labor en el tiempo, la rampa basculante nos servirá para realizar 7 cortes el primero con -15% y el ultimo con 15% positivo, se tendrá una altura de corte de 4 metros, así para poder explotar un block de 50 metros de necesita dos rampas basculantes por tajo.

Diseño de Rampa sección volquete, con By pass, echaderos y rampas basculantes

Figura N°05: Vista isométrica en MS de la Rampa de preparación y desarrollo
Fuente: Propia

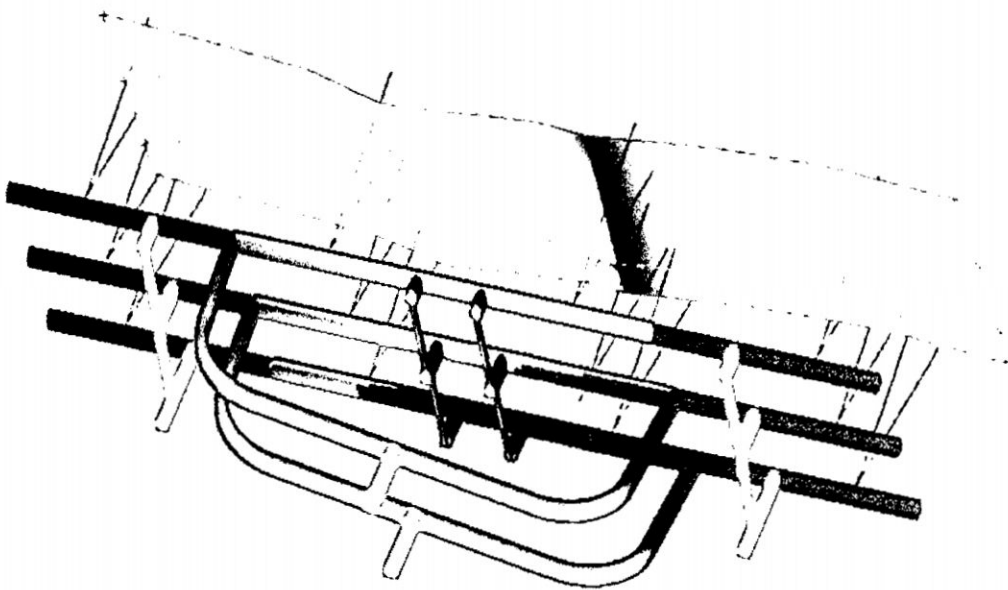
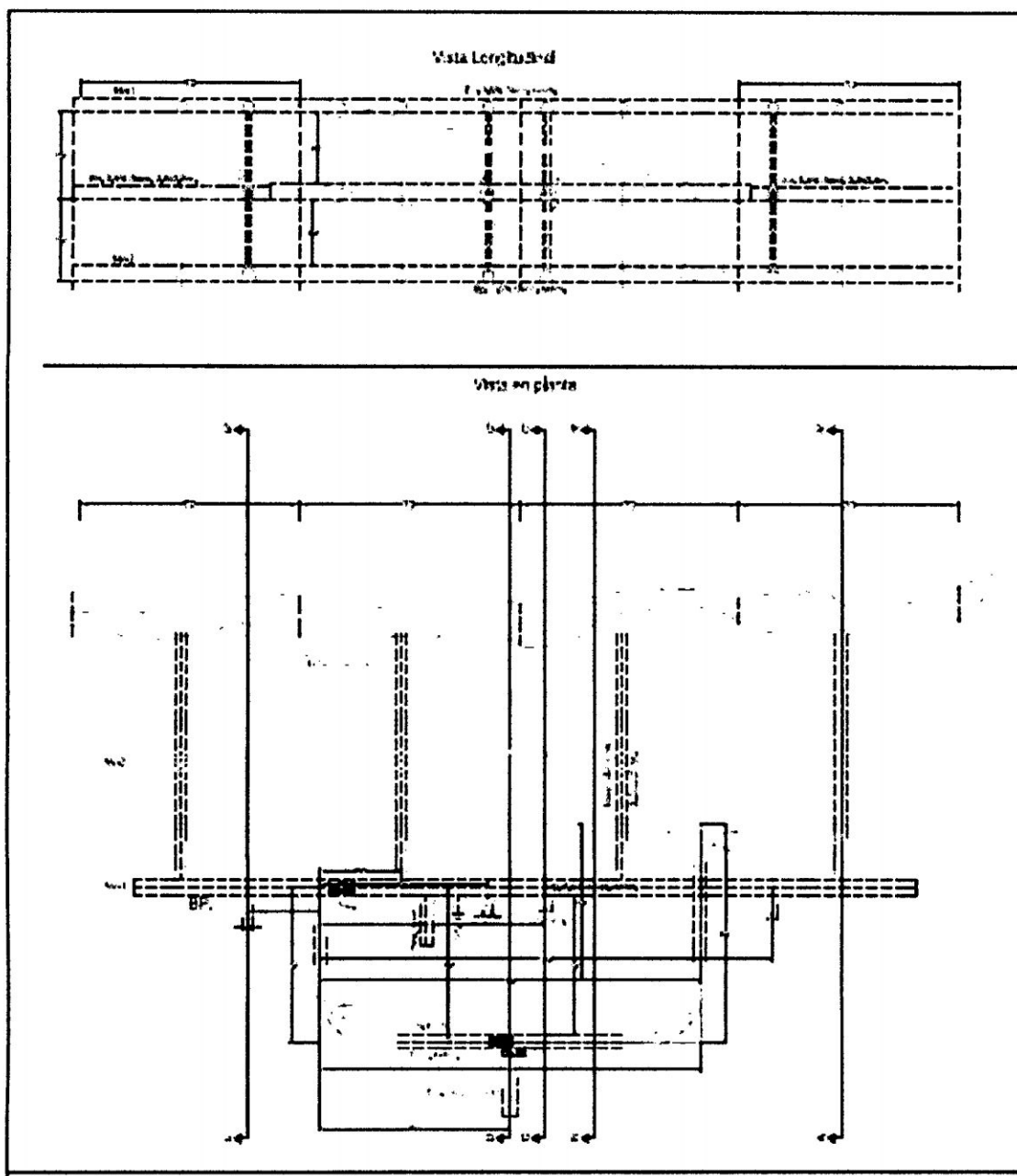


Figura N° 06: Vista en planta y sección de la Rampa de preparación y desarrollo
Fuente: CMH



4.1.1 FUNDAMENTOS DEL DISEÑO

El fundamento del diseño se basa principalmente en dar solución a los principales problemas que estamos teniendo en la actualidad en la mina, ello se traduce en el alto costo de minado (96\$/ton).

La propuesta del nuevo diseño, nos permitirá: primero tener una rampa de desarrollo y preparación cerca de la estructura mineralizada, ello nos permitirá reducir el costo de desarrollo y preparación. Segundo, nos permite ejecutar la construcción de la rampa sin cambiar considerablemente el diseño inicial, porque el acceso a los tajos será por los by pass que está considerada en el diseño de la rampa, esto también nos permitirá tener tajos de longitudes iguales. Tercero, la distancia más lejano del tajo al echadero tiene 150 metros de longitud, ello nos permitirá reducir el costo de sobre distancia (1.4\$/ton), también nos permitirá eliminar el costo de transporte en el uso de dumper (2.94\$/ton)

4.1.2 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA

A continuación se presenta el modelamientos de esfuerzos de la alternativa de basculantes para el minado de tajos, tomando como referencia las propiedades y características Geomecánicas de la zona de Profundización, que nos permitieron modelar y evaluar su comportamiento Geomecánico; además, esta evaluación nos facilitan diseñar el tipo de sostenimiento patrón con las longitudes de excavación requeridas para no dañar con la influencia de esfuerzos las rampas permanentes.

Propiedades del Macizo Rocoso:

Modulo Young	: 3252.8 MPa
Constante Poisson	: 0.29
GSI	: 40
Sigmci	: 140 MPa
Modulo Reducción	: 425 (Deere)
Modulo Intacto Estimado	: 63750 MPa (Hoek – Diederichs)
Mb	: 0.759
S	: 0.000113
a	: 0.511

(Según Constantes Generalizadas de Hoek – Brown)

Las propiedades han sido tabuladas según las características del macizo rocoso promedio en profundización, considerando valores obtenidos de las muestras enviadas al Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería.

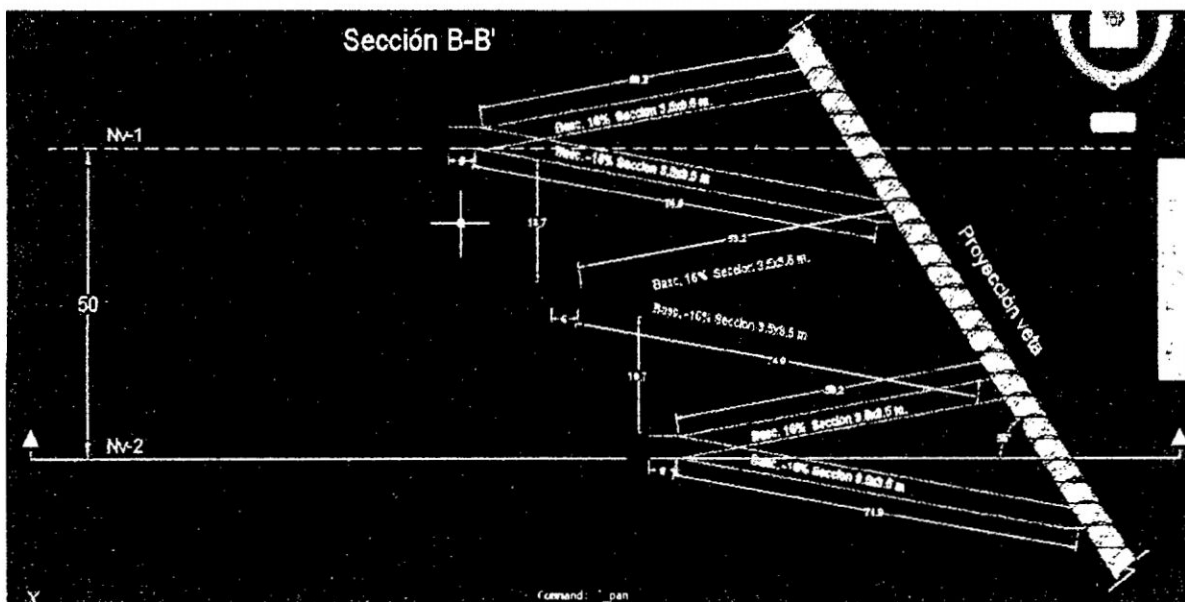
Nótese los altos valores en GSI y el Sigmci, tomados y usados sin ser castigados para este análisis.

Alternativas Rampas – Basculantes

Se tiene el diseño de Rampa de preparación y desarrollo presentada por el área de planeamiento, a mencionar en los gráficos y

Sección longitudinal de la rampa con sus respectivas rampas basculantes

Figura N° 07: Sección de la Rampa Basculante
Fuente: CMH

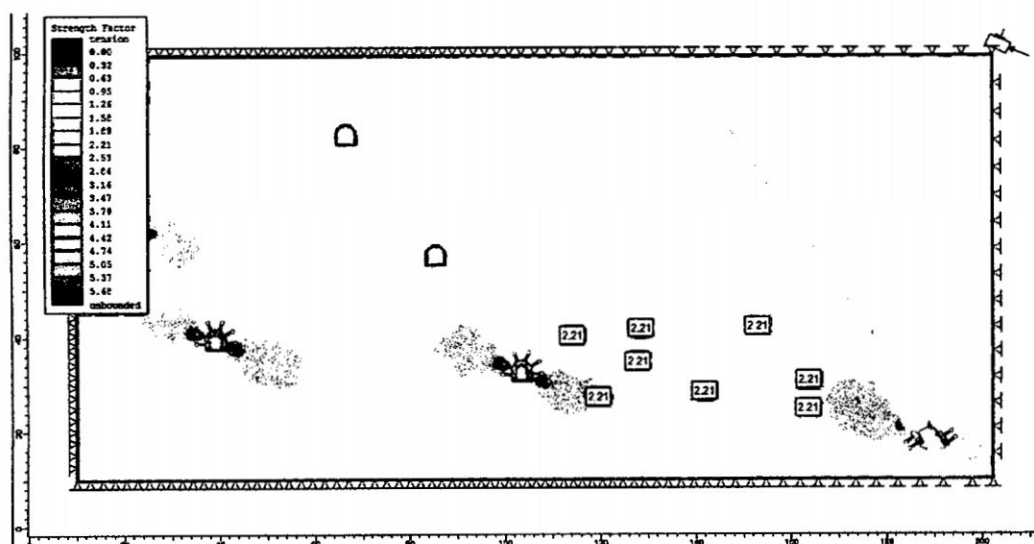


Modelamiento de Esfuerzos

Estudio: Basculantes de 74.9m

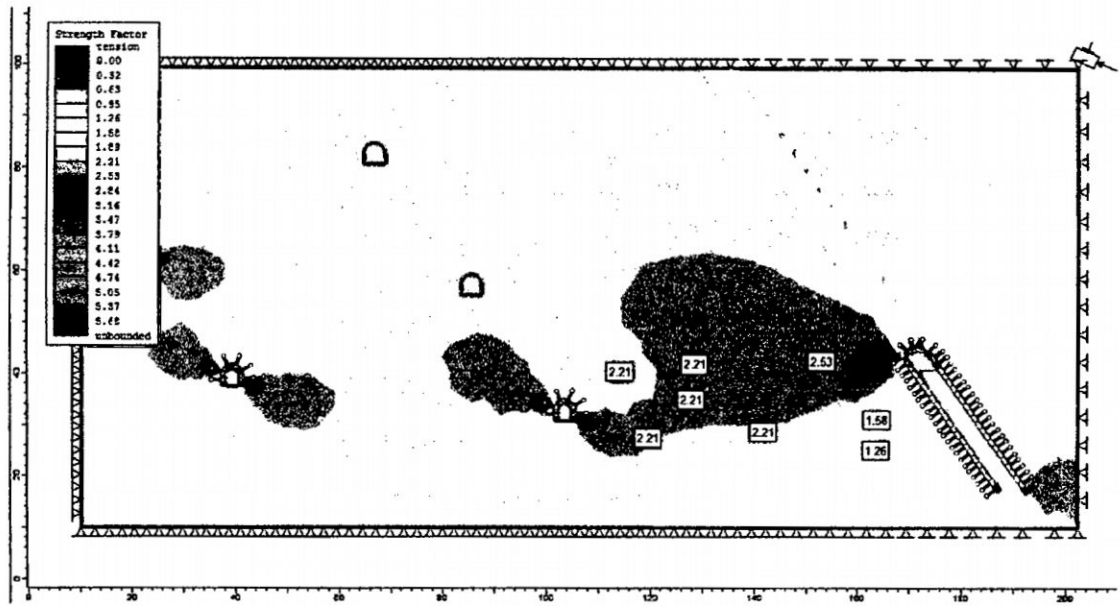
Stage N°1: Se procede a la secuencia normal de minado, sin tener ninguna influencia del entorno.

Figura N° 08: Primera simulación
Fuente: Área de Geomecánica CMH



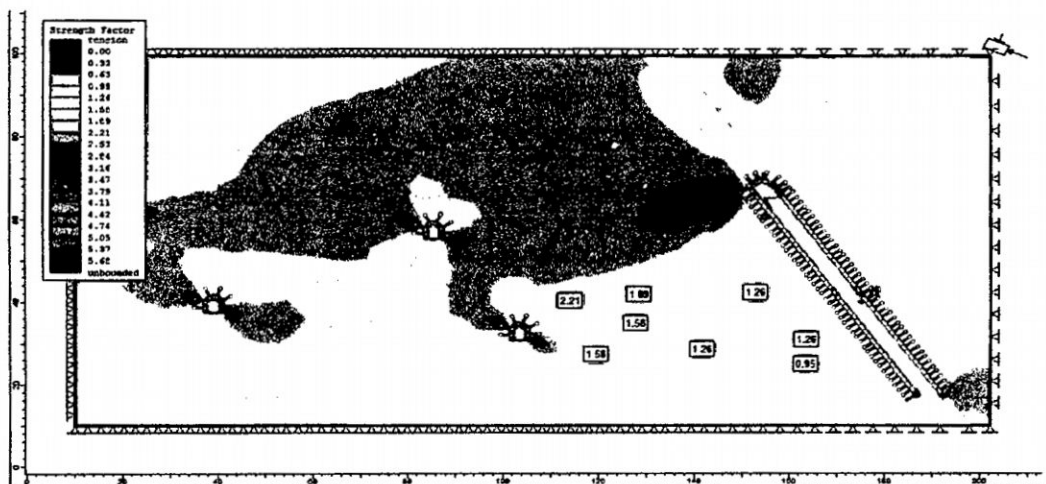
Stage N°2: Se realiza el primer rebatido, mostrando igualmente que se afecta la caja techo del tajo y el entorno de la basculante, pero los valores de FS se mantienen.

Figura N° 09: Segunda simulación
Fuente: Área de Geomecánica CMH



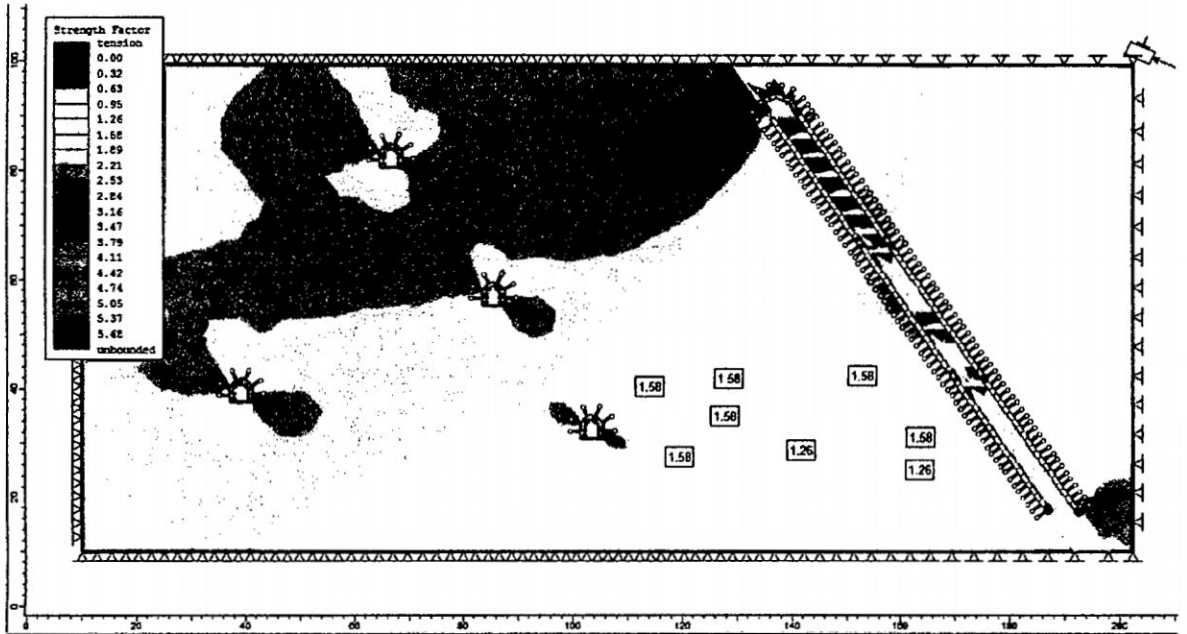
Stage N°3: Se realiza el segundo rebatido en su basculante inicial, ampliando el espectro de influencia de esfuerzos en el entorno del are, principalmente en la caja techo (ver forma de “domo” color naranja al techo de la veta) y en la caja piso. Aun así valores de FS caen mínimamente a comparación de la alternativa N°1.

Figura N° 09: Tercera simulación Fuente: Área de Geomecánica CMH



Stage N°4: Se genera la última basculante, mostrando perturbación hacia la caja techo de toda la veta minada pero mínimo daño hacia el piso, por donde se realizaría la basculante.

Figura N° 10: Cuarta simulación
Fuente: Área de Geomecánica CMH



- En el estudio previo se observa que a mayor longitud de basculante el daño es menor dado que se tiene mayor área de soporte de roca in situ. Los factores de seguridad (FS) se mantienen mayormente por sobre el valor de 1.5, aquellos que están por 1.26 requerirían ser monitoreados y observado.
- Según el estudio previo el proyecto es viable según el modelamiento con respecto a la calidad de roca que presenta. Todo esto desde el punto de vista Geomecánico.

A continuación presentaremos algunas consideraciones de la evaluación Geomecánica de una rampa ejecutada en consorcio, para tener en consideración al momento de la construcción del proyecto Rampa de preparación y desarrollo que se está proponiendo.

Rampa 850, Sección 4.5x4.2, pendiente -12%.

Labor desarrollada en roca granodiorita, cuyas propiedades Geomecánica son las siguientes:

- Resistencia: del fragmento es dura se estima entre 60 – 100 MPa, con ligera alteración.
- RQD: de 0 a 25%.
- Espaciamiento de discontinuidades: muy fracturada entre 0.06 a 0.20m.
- Grado de Alteración: medianamente alterada.
- Relleno de discontinuidades: es con clorita, calcita, cuarzo y en muchos casos limpia.
- Rugosidad de planos de fractura: de ligera a medianamente rugosa.
- Separación de discontinuidades: estrechamente espaciada entre 0 a 2mm.
- Número de Familias: presenta tres familias principales de discontinuidad y dos aleatorias.
- Agua Subterránea: agua intersticial manifestándose en humedad y por goteo ligero.
- Requerimiento: el tiempo de auto-soporte de hasta 10:00 horas, como máximo.
- Esta labor presenta sostenimiento con Shotcrete, más malla, más pernos Hydrabolt más otra capa de Shotcrete, en algunos tramos y en otros Shotcrete mas pernos Hydrabolt de 7'.
- En muchos tramos no presenta los espesores de Shotcrete recomendado que es de 2" y presenta entre 1" a 1 1/2", para esto es recomendable el uso de calibradores.
- En algunos sectores de la rampa se presenta el Shotcrete agrietado inclusive las zonas que tienen malla, esto es debido a la liberación de

esfuerzos, las aberturas son amplias, muchos de estos tramos ya llegaron a su estado de equilibrio y han cesado los empujes.

4.1.2.1 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.

Clasificación según el Índice Q, de Bartón, Lien y Lunde; del Instituto Geotécnico de Noruega:

Granodiorita:

Parámetros considerados:

RQD	Índice de calidad de roca	15 – 25%
Jn	Nº de familias de discontinuidades	12 – 9
Jr.	Rugosidad planos de discontinuidades	1 – 2
Ja	Alteración de discontinuidades	4 – 2
Jw	Presencia de agua	1.0
SRF	Factor de reducción de Esfuerzos	10

$$Q = \text{RQD}/J_n \times J_r/J_a \times J_w/\text{SRF}$$

$$Q = 0.03 \text{ a } 0.28$$

Tipo de Roca	Extremadamente Mala a Muy Mala
ESR	1.6

Clasificación según RMR, del Consejo Sudafricano de Ciencia y tecnología:

Granodiorita:

Parámetros considerados:

Resistencia a la Compresión Uniaxial:	7 - 12
Índice de la Calidad de la Roca (RQD):	3
Espacio entre discontinuidades:	5 - 10
Condición de las discontinuidades:	6 - 12
Condición de Infiltración de agua: 10	7 - 10
Orientación de las discontinuidades:	(-12) - (-10)

RMR	16 a 37
Tipo de Roca V a IV-A:	Muy Mala a Mala A

Aguas subterráneas: la manifestación de aguas en la roca caja es por goteo a lo largo de las discontinuidades.

Según el GSI:

Granodiorita

Parámetros considerados:

Grado de fracturamiento:	Triturada a intensamente fracturada, RQD = 15 – 25%
Condiciones:	Resistente, Moderadamente alterada, se rompe con más de dos golpes del martillo.
Relleno de Fracturas:	Los planos de discontinuidad, están muy alteradas por sericitización y cloritización, presenta hasta cuatro familias de discontinuidad.
Clasificación GSI:	T-IF/P. Triturada a intensamente fracturada, Pobre.

4.1.2.2 DETERMINACIÓN DEL SOSTENIMIENTO DE LA RAMPA

Considerando el seguimiento de las labores estudiadas en el presente, se plantea el sostenimiento recomendado por Geomecánica de acuerdo a la clasificación Geomecánica siguiente:

Secciones mayores de 3.50x3.50m:

Roca Regular A, RMR: entre 51 a 60

- Pernos sistemáticos Hydrabolt 7' (cada 1.50 m.) a sección completa.

Roca Regular B, RMR: entre 40 a 50

- Pernos sistemáticos Hydrabolt 7' (cada 1.20 m) a sección completa + malla electro-soldada, ó.
- Capa de Shotcrete de 2" con 20kg fibra/m³ + Hydrabolt de 7' a 1.5x1.5m.

Roca Mala A, RMR: entre 31 a 40

- Shotcrete 2" con 30kg fibra/m³ + Pernos sistemáticos Hydrabolt 7' (cada 1.20 m) a sección completa

Roca Mala B, RMR: entre 21 a 30

- Shotcrete 2" con 40kg fibra/m³ + Pernos sistemáticos Hydrabolt 7' (cada 1.00m) a sección completa + capa de Shotcrete de 1" con 40kg fibra/m³; ó
- Shotcrete 2" con 20kg fibra/m³ + Pernos sistemáticos Hydrabolt 7' (cada 1.20 m) a sección completa + malla electro-soldada + shotcrete 1" con 20kg fibra/m³.

Roca Muy Mala, RMR: entre 0 a 20

- Shotcrete 2" con 40kg fibra/m³ + Malla electro-soldada + Pernos sistemáticos Hydrabolt 7' (cada 1.00 m) a sección completa + shotcrete 1" a 2" con 20kg fibra/m³.

4.1.3 DISEÑO DE RAMPA, ACCESOS E INFRAESTRUCTURA

Criterios de Diseño

Los principales criterios utilizados para el diseño de la Rampa de preparación y desarrollo, tomando en cuenta los objetivos que debe cumplir ésta, como es el acceso, transporte de mineral y preparación, puede mencionarse:

- Adecuado para utilizar volquetes de hasta 25 toneladas de capacidad por cada una de estas unidades (12 m³)
- Adecuado para utilizar equipos móviles de perforación, sostenimiento, tanto para la construcción de la propia Rampa como para acceder a los tajos.
- Minimización del tiempo de accesibilidad a las nuevas reservas de mineral.

Parámetros de Diseño

Dado que se ha previsto la utilización de volquetes cuya capacidad es no menor a las 20 toneladas (12 m³), la sección adecuada será de un ancho de 4.0 m y 4.0 m de altura.

La Rampa de preparación y desarrollo empezara la construcción en el nivel 2150 tendrá una longitud aproximada de 734m con una gradiente de -12%, asimismo entre cruceros de accesibilidad hacia las vetas como el metraje realizado para las cámaras de carguío y los accesos a las chimeneas de ventilación.

El trazo de la Rampa de preparación y desarrollo que se ha definido estará en la caja piso a 80 metros de la veta Lourdes empezando su construcción en el nivel 2150 hasta el nivel 2100

Teniendo en cuenta que otra finalidad, subyacente, de la Rampa es el transporte de mineral, se construirán dos cámaras de carguío que nos servirá de pase para vehículos.

Se dispondrá también de aproximadamente 02 estaciones de carguío/seguridad de los equipos de construcción, su excavación tendrá aproximadamente 20 m de longitud a una distancia promedio y se ubican alrededor de los 250 m entre cada una; ensanches de la sección, para los pases de los vehículos de tránsito, hasta alcanzar un ancho efectivo de 6 m y unos 15 m de longitud con ubicaciones cada 200 m. Se considera también refugios de seguridad para el personal cada 50 m, siendo sus dimensiones de 2.0 m de longitud y ensanche de 2.0 m para una altura de 2 m.

Se contempla la construcción de cuatro chimeneas para ventilación, servicios, ore pass, waste pass, las mismas que se comunicaran a los niveles 2150 -2100.

4.1.4 CÁLCULOS DEL DISEÑO

4.1.4.1 ALTURA DE PASO

a.) Altura ganada en media vuelta con $R = 10\text{m}$

Longitud Total del tramo curvo = $2 \times 3.1416 \times 10 = 62.83\text{m}$

Longitud de un tramo curvo = $62.83\text{m} / 4 = 15.71\text{m}$

Desnivel del tramo curvo

12m-----100

Xm----- $2 \times 15.71\text{m}$ ----> $X = 3.77\text{m}$

b.) Altura ganada en media vuelta con $R = 20\text{m}$

Longitud Total del tramo curvo= $2 \times 3.1416 \times 20 = 125.66\text{m}$

Longitud de un tramo curvo= $125.66\text{m} / 4 = 31.42\text{m}$

Desnivel del tramo curvo

12m-----100

Xm----- $2 \times 31.42\text{m} \rightarrow X = 7.54\text{m}$

c.) Altura ganada en tramo recto a -12%

Desnivel del tramo recto

12m-----100

Xm----- $80.9\text{m} \rightarrow X = 9.71\text{m}$

d.) Altura ganada en tramo recto a -0.5%

Desnivel del tramo recto

0.5m-----100

Xm----- $97.9\text{m} \rightarrow X = 0.49\text{m}$

Altura de Paso = $3.77 + 7.54 + 9.71 + 0.49 = 21.54\text{metros}$

4.1.4.2 NÚMERO DE VUELTAS DE LA RAMPA

$N^\circ = 50\text{metros} / 21.54\text{m} = 2$ vueltas para un block de altura de 50 metros

4.1.4.3 SECCIÓN

Equipo (FM-12): alto = 3.2m ancho= 2.5m

Ancho labor = $2.5 + 1.5 = 4$ metros

Alto labor = $3.2 + 0.8 = 4$ metros

4.1.4.4 GRADIENTE

12%: ideal para los equipos (Volquete FM-12) que se tienen en la mina.

Demuestran mejor performance con esta gradiente.

4.1.4.5 RADIO DE CURVATURA

Radio de Rampa = 20 metros, para mayor visibilidad del operador en este tramo de la rampa.

Radio de Rampa Para conectar con BP = 9.5 m

4.1.4.6 PERALTE

$$H = \frac{a \times V^2}{R \times g}$$

H: Peralte (m)

a : Ancho de labor (m) = 4

R: Radio de curvatura (m) = 20

g: Aceleración de la gravedad (m/s²) = 10

H = 0.15m

4.1.4.7 DECLIVE.

Es la inclinación que debe tener el piso de la Rampa con el fin de ayudar a drenar el agua y varía entre 0 – 5%. Esta debe ser mantenida en toda la longitud de la rampa.

El declive será de 2%: por haber poca presencia de agua en el tramo donde se construirá la Rampa.

En resumen los parámetros de diseño son los siguientes:

- Tipo de Rampa : Zigzag
- Sección : 4.0m x 4.0m
- Gradiente : -12% en Rp y -0.5% en BP
- Altura de Paso : 25 m
- Radio de Curvatura : 20 m
- Longitud de la Rampa: 674 m
- Peralte : 0.15m
- Declive : 2%

4.1.5 OPERACIONES UNITARIAS

El Tiempo total del clico es de 9.1 Hr/disparo; considerando el tiempo de ventilación y desatado de 0.8 hr/ disparo y 0.5 hr de imprevistos.

Con 9 horas efectivas de trabajo, haciendo un total de 18 horas de trabajo efectivo por día, así tenemos 2 disparos por día.

4.1.5.1 PERFORACIÓN Y VOLADURA

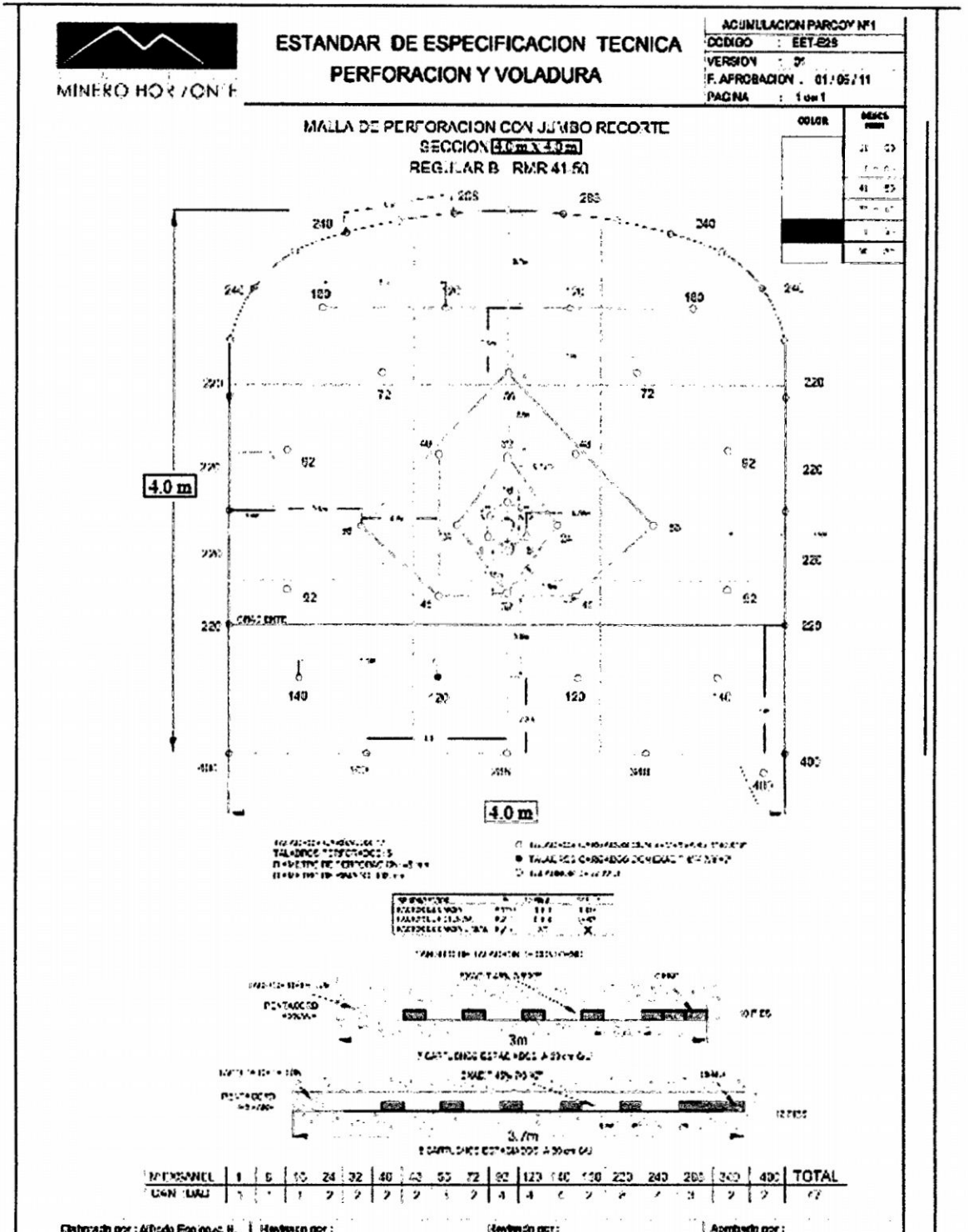
El tiempo de perforación y voladura se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla N° 10: Tiempo de perforación
Fuente: Propia

PERFORACION / VOLADURA	
Equipo de perforación	Rocket boomer 281
Perforadora	COP 1838
Velocidad de penetración	100 m/hr
Taladros perforados	52 taladros/disparo
Longitud de latadros	3.2 m/taladro
Longitud de perforación	166.4 m/disparo
Tiempo de perforación	1.66 hr/disparo
Tiempo de carguío	0.5 hr/disparo
Tiempo P/V	2.2 hr/disparo

La malla de perforación y las secuencias de salida se muestran en la lámina 03, el tipo de amarre de los taladros se indica en el anexo del presente trabajo.

Lamina N° 03: malla de perforación para RMR 41-50
Fuente: CMH



4.1.5.2 LIMPIEZA

El tiempo de limpieza se muestra en el siguiente cuadro

Tabla N° 11: Tiempo de Limpieza
Fuente: Propia

LIMPIEZA	
Equipo de limpieza	Scooptram
Capacidad	4 yd ³
Distancia Limpieza	150 m
Gradiente	12 %
Rendimiento	45 Ton/hr
Materal Roto	124.3 Ton/disparo
	2.8 hr/disparo

4.1.5.3 SOSTENIMIENTO

El tiempo de sostenimiento se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla N° 12: Tiempo de sostenimiento
Fuente: Propia

SOSTENIMIENTO	
Longitud a sostener	3.04 m
Area a sostener	36.48 m ²
Requerimiento de shotcrete	3.0 m ³
Rendimiento robot	0.25 hr/m ³
Tiempo de lanzado de shotcrete	0.74 hr/disparo
Tiempo de instalaciones	0.3 hr/disparo
Tiempo sost. Shotcrete	1.04 hr/disparo
Requerimiento de pernos	15 pernos/disparo
Rendimiento pernos	8.1 pernos/hr
Tiempo de instalación de pernos	1.9 hr/disparo
Tiempo de sostenimiento	2.9 hr/disparo

4.1.6 EQUIPO EMPLEADO

La cantidad de equipo requerido para la construcción de la Rampa de preparación y desarrollo con toda la infraestructura necesaria para la explotación más los equipos necesarios para la explotación de los tajos, nos muestra el siguiente cuadro.

Tabla N° 13: Equipo requerido para avances y producción
Fuente: Propia

N° Jumbo	2
N° Emperador	1
N° Scoop 4.0 yd³	2
N° de Lanzadores (Robot)	6
N° de Mixer	12

Los cálculos de requerimiento de los equipos para avances, se realizaron tomando en cuenta el promedio de avance por mes y por día de todas las labores que se requiere construir según el cronograma de avances. De la misma forma se realizó para el cálculo de quipos para tajos.

4.1.7 RENDIMIENTOS

Los rendimientos de los avances para la construcción se indican a continuación en el cuadro siguiente.

Tabla N° 14: Eficiencia de avances
Fuente: Propia

EFICIENCIA DE AVANCES

CICLO	UNID	ESTANDAI
TIEMPO DE CICLO	H/DISP	2.00
LONG BARRA DE EXTEN	PIES	12.00
EFIC DE PERF	%	87%
LONG PERFORACION	MT	3.18
EFIC.AVANACE	%	82%
LONG DE PERF EFECTIVA	MT	2.60
DURACION GUARDIA	H	9.00
GUARDIAS/DIA	GDA/D	2.00
PRODUCCION/DIA	M/D	10.40

Según el rendimiento de avances tenemos un promedio de 2.6 m/disparo, haciendo un total de 156 metros por mes. Se está considerando en este trabajo para realizar el cronograma de avances/labor un promedio de 100 m/mes por labor.

Los rendimientos que tenemos en tajos, es como nos muestra el siguiente cuadro:

Tabla N° 15: Resumen del ciclo de minado
Fuente: Propia

CICLO OPERACIONES UNITARIAS		
P/V	hr	2.2
Ventilación	hr	0.5
Limpieza	hr	2.8
Sostenimiento	hr	3.0
Total ciclo	hr/ciclo	8.5
Guardias por dia	gdia/dia	2.0
Horas de trabajo efectivo	hr/gdia	9.0
Ciclos por dia	ciclos/dia	2.1

El volumen de producción tenemos en la siguiente tabla:

Tabla N° 16: Volumen de producción

Fuente: Propia

PRODUCCION MENSUAL			
TAJOS de operación			4.0
disparos por día	disparos/día		8.0
Periodo por corte	días/corte		14.0
Cortes por mes	corte/mes		1.7
Produccion por disparo(por guardia)	ton/disparo		98.0
Produccion por día	ton/día		196.0
produccion por corte (tj 70m)	ton/corte		2744.0
Periodo de explotación - Vida del Block	meses		21.0
Periodo de explotación - Vida de tajo	meses		5.3
TMS x Metodo Explotacion mes(4 tajos de 70 m.)	ton/mes		18293.3
TMS x Metodo Explotacion mes(un tajo de 70 m.)	ton/mes		4573.3

Según el cuadro de rendimientos obtenidos, obtenemos una producción mensual de 4573 ton., así mismo indicamos que vamos a tener 4 tajos preparados que en algunos meses producirán en simultáneo, así como nos muestra el cronograma de producción.

El cuadro completo de rendimientos en avances y producción podemos observar en el anexo del presente trabajo.

4.1.8 COSTO DE LA RAMPA

El costo obtenido para la construcción en 2332 metros que consiste el proyecto entre rampa, By pass, chimeneas, etc. observamos en el siguiente cuadro.

Tabla N° 17: Costo de labores de preparación y desarrollo
Fuente: Propia

DESCRIPCION	UNID	METRADO	SECCION(axh)	P.U. AVANCE \$/UNID	P.U. SOSTENI MIENTO \$/UNID	P.U. EXTRANCIO N \$/UNID	US\$
							SUB TOTAL
1.- Labores Horizontales							
1.1 BY. PASS PRINCIPAL	m-l	246	3.50 x 3.50	426.74	466.79	33.20	227,975.14
1.2 BY. PASS PRINCIPAL	m-l	314	4.00 x 4.00	529.24	466.79	33.20	323,177.28
1.3 RAMPA PRINCIPAL DE DESARROLLO/EXPLOTACION	m-l	420	4.00 x 4.00	554.53	466.79	33.20	442,895.62
1.4 CAMARA CARGUIO	m-l	40	4.00 x 4.00	529.24	466.79	33.20	41,169.08
1.5 CRUCERO VENTILACION / SERVICIO	m-l	54	3.50 x 3.50	426.74	466.79	33.20	50,043.32
1.6 RAMPA BASCULANTE	m-l	640	3.50 x 3.50	428.57	466.79	33.20	594,276.37
1.7 CRUCERO OP / WP	m-l	84	3.50 x 3.50	426.74	466.79	33.20	77,845.17
1.8 GALERIA	m-l	280	3.50 x 3.50	426.74	466.79	33.20	259,483.90
1.9 POZA BOMBEO/CM SED.	m-l	42	4.50 x 3.50	529.24	466.79	33.20	43,227.53
2.- Labores Verticales							
2.1 CHIMENEA VENTILACION / SERVICIO	m-l	100	2.00 x 2.00	155.77	466.79	33.20	65,575.24
2.2 CHIMENEA OP / WP	m-l	112	2.00 x 2.00	155.77	466.79	33.20	73,444.27
TOTAL	m-l	2,332					2,199,112.93
TOTAL DEL COSTO DE RAMPA							2,199,113

El costo es de \$2 199 113.00 en inversión el laboreo minero

Tabla N° 18: Costo de Equipos requeridos
Fuente: Propia

3 Inversión Equipos						
3.1 Ventilador de 150 000CFM	280HP	unid.	1	80,000.00	80,000.00	
3.2 Ventilador de 20 CFM	50HP	unid.	6	10,000.00	60,000.00	
3.3 Bomba estacionaria de 150 HP		unid.	2	100,000.00	200,000.00	
3.4 Bombas de Achique de 10 HP		unid.	4	15,000.00	60,000.00	
Total en Ventiladores y bombas					400,000	

El costo total para la construcción de la rampa es de \$2 599 133.00 incluido la inversión en Ventiladores y Bombas.

El costo unitario por labor se indica en el anexo del presente trabajo.

4.2 PLAN DE CONTROL

4.2.1 CONTROL DEL PROGRAMA DE AVANCES

El tiempo estimado para la ejecución del proyecto es de 11 meses, para ello se deberá alcanzar un avance mensual de 100m de longitud en el eje de la rampa

principal, alcanzando en el octavo mes 5 frentes con avances de 100 metros en ese mes. (Ver anexo). Este periodo considera la ejecución de labores principales en rampa y accesos a las estructuras hasta interceptar la veta.

4.2.2 CONTROL DE ESTÁNDARES DE DISEÑO

Se tiene el diseño de la Rampa principal según la sección típica de 4x4m, donde se indica los estándares de la labor, todo ello fundamentalmente basado en la seguridad (ver anexo).

4.2.3 CONTROL TOPOGRÁFICO

La visita a las labores de avance y producción que realizan las brigadas de topografía es cada dos días, en ello se realiza el levantamiento topográfico de las labores con estación total LeiKa TS02, colocando puntos de dirección en la labor, Gradiente a 10 metros del tope de la labor. Dejando la recomendación en la labor y envío de correo a los responsables de la labor para su pronta corrección, si en caso la labor esté fuera de proyecto.

4.2.4 CONTROL GEOMECÁNICO

El departamento de Geomecánica realizara el control Geomecánico, haciendo un mapeo Geomecánico para determinar el tipo de roca que se está cruzando, para así recomendar el sostenimiento que requiere la labor. Este control se realiza día a día por corresponder a un tema de seguridad.

CAPITULO V

EVALUACION ECONOMICA - FINANCIERA

5.1.- VIDA DE LA MINA.

Como se ha descrito en el capítulo I, el total de Reservas y Recursos es de 5.3 Mt, inventariados hasta el momento mediante labores mineras y sondeos, permitirán continuar la explotación del yacimiento por 7 años más al ritmo de producción de 2,000 tpd, o bien 725,000 Tm/año en planta.

$$\text{Vida mina} = \frac{\sum \text{Reservas}}{\text{Ritmo de producción}}$$

$$\text{Vida mina} = \frac{5,3 \text{ millones}}{720000 \text{ ton/año}}$$

$$\text{Vida mina} = 7 \text{ años.}$$

Veta Lourdes se conoce bien hasta el Nivel-1900 según se puede ver en la Sección Longitudinal del Planeamiento y Profundización diseñado hasta el Nivel-1700. Se tiene 202860 TMH con ley de 11.44gr/ton, con potencia promedio de 3.26mt

Para la cubicación de la Reserva para este proyecto, se tomó la traza de la veta de la Galería 210N, que es el último nivel base que se tiene reconocido con labor.

Está traza se proyectos hasta el nivel de donde va iniciar el proyecto. 2150 y el final 2100. Se obtuvo los siguientes resultados.

Tabla N° 19: Variables del Yacimiento para el proyecto
Fuente: CMH

VARIABLES DE YACIMIENTO		
Potencia de Veta	m	2.5
Buzamiento de Veta	°	55.0
Longitud del Block	m	280.0
Longitud del Tajo	m	70.0
Altura de Tajo	m	50.0
p.e. Mineral	ton/m ³	2.8
p.e. Desmonte	ton/m ³	2.5
Reservas	ton	98000.0
Ley geologica	gr/ton	10.0
Ley diluida	gr/ton	6.8

Con una producción por tajo de 4573 ton/ mes y según el programa de producción (anexo) la explotación total del block se realizará en 8 meses. Previo a ello tenemos 8 meses de preparación y desarrollo de labores mineras.

5.2.- VALOR DE LAS RESERVAS.

El valor del mineral que se obtiene es de 217.3 \$/ton, así como indica el siguiente cuadro.

Tabla N° 20: Valor del mineral
Fuente: CMH

Precio del Oro	\$/Onz	1100.0
Recuperación en Planta	%	0.907
Valor de Mineral	\$/ton	217.3

El valor del Block de mineral con el cual se va trabajar el proyecto es de \$21 296 829.24

5.3.- COSTOS DE OPERACIÓN Y PRODUCCIÓN.

El costo de explotación es de 31.23 \$/ton, el costo de desarrollo+preparación+exploración es de 26.52\$/ton. Siendo el costo de mina 57.75 \$/ton.

El costo de producción llega a 168.74 \$/ton. Sin desarrollo, preparación y exploración. (Este costo es usado para calcular el ingreso mensual del proyecto.)

Tabla N° 21: Costo de operación para el proyecto
Fuente: propia

CdR	PROMEDIO
GEOLOGIA	22.98
MINA	31.23
PLANTA	13.67
ENERGIA	11.13
MANTENIMIENTO	16.10
SERV. GENERALES	37.11
SERV. ADMINISTRATIVOS	36.52
US\$ / tn	168.74

El costo total de producción, incluyendo desarrollo, preparación y exploración es de 195.26 \$/ton. Haciendo un margen de es de 22.04 \$/ton.

5.4.- INVERSIONES.

Las inversiones que se requiere para el presente proyecto está dividido en laboreo minero y equipos de Bombeo-ventilación. El costo por metro de avance de una labor minera es a costo total de la Empresa Contratista, donde está incluido el costo de equipos (Jumbo, Scoop, dumper). está inversión será progresivamente según el flujo de caja del proyecto. Asimismo las inversiones en Equipo de bombeo y ventilación.

5.4.1.- EN LABORES.

El costo de inversiones en laboreo minero entre Rampas, By pass, Galerias, Chimeneas, pozas. Es de \$ 2 199 112.00

Está inversión será progresivamente según el flujo de caja del proyecto.

5.4.2.- EN EQUIPOS.

El costo de inversión en equipos de bombeo y ventilación para el proyecto es de \$ 400 000.00

Está inversión será progresivamente según el flujo de caja del proyecto.

5.5.- CRONOGRAMA DE INVERSIONES.

El cronograma de inversiones se da según indica el cuadro

En laboreo

Tabla N° 22: Cronograma de inversión en avances

Fuente: propia

INVERSIÓN	MESES (AÑO 1)									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
BY. PASS PRINCIPAL		39,849	74,138				30,582	83,406		
BY. PASS PRINCIPAL	102,923	58,666				92,630	68,958			
RAMPA PRINCIPAL DE DESARROLLO/PREPARACION			21,090	84,361	105,451	10,545		10,545	105,451	105,451
CAMARA CARGUJO				20,585					20,585	
CRUCERO VENTILACION / SERVICIO										50,043
CHIMENEA VENTILACION / SERVICIO								52,460	13,115	
CHIMENEA OP / WP									39,345	34,099
RAMPA BASCULANTE			92,856	92,856	92,856	92,856	92,856	92,856	37,142	
CRUCERO OP / WP									55,604	22,241
GALERIA								92,673	92,673	74,138
POZA BOMBEO/CM SED.										43,228
TOTAL DEL PROYECTO										
TOTAL \$/MES	102,923	98,515	188,084	197,801	198,307	196,031	192,396	331,939	363,915	329,201

La inversión en laboreo se da a partir del primer mes, donde empieza la etapa de preparación y desarrollo para la explotación. Hasta el 10 mes donde finaliza la etapa de construcción del laboreo minero.

En equipo

Tabla N° 23: Cronograma de inversión en Equipos

Fuente: propia

INVERSION					
Equipos	Potencia	CANT	Unid	PU/unid.	1
Ventilador de 150 000CFM	280HP	1	unid.	80,000.00	80,000
Ventilador de 20 CFM	50HP	6	unid.	10,000.00	60,000
Bomba estacionaria 150HP	150 HP	2	unid.	100,000.00	200,000
Bombas de Achique 10 HP	10 HP	4	unid.	15,000.00	60,000
TOTAL \$/mes					400,000

La inversión en quipo se da a partir del primer mes donde va empezar la etapa de construcción del laboreo y se va requerir estos equipos.

El valor de los activos tangibles para el proyecto es de \$2 599 113.00 considerando la vida del proyecto de 16 meses y el valor de salvamento de 35% (\$ 909 960.00), por lo que la depreciación aplicando el método lineal, es de 105 589.00 \$/mes

5.7.1.- ESTADO DE GANANCIAS Y PÉRDIDAS.

El estado de pérdidas y ganancias del proyecto se indica en el siguiente cuadro.

Tabla N° 23: Estado de pérdidas y ganancias
Fuente: propia

		ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS							
MES		9	10	11	12	13	14	15	16
VALOR DEL MINERAL \$/TON	217.31								
COSTO DE OPERACIÓN \$/TON	168.74								
PRODUCCIÓN TM		4,573.33	9,146.67	18,293.33	18,293.33	18,294.33	15,353.33	10,781.00	3,264.67
VALOR DE PRODUCCIÓN \$		993,852	1,987,704	3,975,408	3,975,408	3,975,625	3,336,503	2,342,869	709,460
COSTO DE OPERACIÓN \$		771,716	1,543,431	3,086,862	3,086,862	3,087,031	2,590,760	1,819,213	550,888
UTILIDAD BRUTA		222,136	444,273	888,546	888,546	888,594	745,744	523,656	158,572
DEPRECIACIÓN		211,178	211,179	211,180	211,181	211,182	211,183	211,184	211,185
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS		10,958	233,094	677,366	677,365	677,412	534,561	312,472	-52,613
IMPUESTOS	30%	3,288	69,928	203,210	203,209	203,224	160,368	93,742	-15,784
UTILIDAD NETA		7,671	163,166	474,156	474,155	474,189	374,193	218,730	-36,829

5.7.2.- FLUJO DE CAJA

El flujo de caja del proyecto se indica en el siguiente cuadro.

Tabla N° 23: Flujo de caja
Fuente: propia

		FLUJO DE CAJA															
MES		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
INGRESOS																	
UTILIDAD NETA										7,671	163,166	474,155	474,155	474,189	374,193	218,730	-36,829
DEPRECIACIÓN										211,178	211,179	211,180	211,181	211,182	211,183	211,184	211,185
TOTAL INGRESOS										218,849	374,345	685,336	685,336	685,371	585,375	429,914	174,356
EGRESOS																	
INVERSIONES		502,023	98,515	186,084	187,001	188,007	186,001	182,396	331,329	383,815	325,291						
TOTAL EGRESOS		502,023	98,515	186,084	187,001	188,007	186,001	182,396	331,329	383,815	325,291						
FLUJO NETO		-482,823	-98,515	-186,084	-187,001	-188,007	-186,001	-182,396	-331,329	-445,696	46,544	685,336	685,338	685,371	585,375	429,914	174,356

5.8.- EVALUACIÓN ECONÓMICA FINANCIERA DEL PROYECTO.

5.8.1.- VALOR ACTUAL (VAN).

El cálculo del Valor actual neto del proyecto se indica en el siguiente cuadro.

Tabla N° 24: Valor Actual Neto
Fuente: propia

MESES	INVERSIÓN	FLUJO DE FONDOS NETOS(F.N.N.)	FACTOR DE ACTUAL.	(F.N.N) ACTUALIZADO
1	-502,923		0.9784	-492,046
2	-98,515		0.9572	-94,300
3	-188,084		0.9365	-176,143
4	-197,801		0.9163	-181,237
5	-198,307		0.8964	-177,771
6	-196,031		0.8771	-171,931
7	-192,396		0.8581	-165,093
8	-331,939		0.8395	-278,674
9		-145,066	0.8214	-119,154
10		45,144	0.8036	36,278
11		685,336	0.7862	538,835
12		685,336	0.7692	527,182
13		685,336	0.7526	515,781
14		585,375	0.7363	431,023
15		429,914	0.7204	309,708
16		174,356	0.7048	122,889
			VAN	625,344.33

Cabe indicar que el COK (costo de oportunidad del capital) con la que se trabajó el proyecto es de 30 % anual. Así tenemos 2.21% mensual.

El beneficio costo nos resulta 1.51

5.8.2.- TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

El cálculo de la tasa interna de retorno del proyecto, resulta de 5.76% mensual y 69.17 % anual.

El TIR es superior al 2.21% mensual que tienen fijado la empresa como tasa de actualización del capital.

5.8.3.- PERIODO DE RETORNO.

Tabla N° 25: periodo de retorno

Fuente: propia

MESES	INVERSIÓN	FLUJO DE FONDOS NETOS(F.N.N.)	FACTOR DE ACTUAL.	(F.N.N) ACTUALIZADO	(F.N.N) ACUMULADO
1	-502,923		0.9784	-492,046	-492,046
2	-98,515		0.9572	-94,300	-586,347
3	-188,084		0.9365	-176,143	-762,490
4	-197,801		0.9163	-181,237	-943,727
5	-198,307		0.8964	-177,771	-1,121,499
6	-196,031		0.8771	-171,931	-1,293,430
7	-192,396		0.8581	-165,093	-1,458,523
8	-331,939		0.8395	-278,674	-1,737,197
9		-145,066	0.8214	-119,154	-119,154
10		45,144	0.8036	36,278	-82,876
11		685,336	0.7862	538,835	455,959
12		685,336	0.7692	527,182	983,140
13		685,336	0.7526	515,781	1,498,921
14		585,375	0.7363	431,023	
15		429,914	0.7204	309,708	
16		174,356	0.7048	122,889	

El flujo en el mes 14 es de \$431 023.00

La suma que falta cubrir en el mes 13 es de: $1\ 737\ 197 - 1\ 498\ 921 = 238,276.00$

Mes requerido = $238,276.00/431\ 023.00 = 0.5$

Periodo de recuperación de capital = $13+0.5 = 13.5$ meses.

5.9- RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA-FINANCIERA.

Según el análisis de la evaluación económica, financiera obtenemos los siguientes resultados.

VAN = 625 344.33

TIR = 5.76

B/C = 1.51

PR = 13.5

CONCLUSIONES

1. En el diseño de esta nueva rampa se está considerando el criterio principal que sea una rampa que nos permita profundizar en el clavo de la estructura hasta el nivel 1700 y a la vez nos permita ejecutar labores de preparación para la explotación de la Veta Lourdes.
2. Para un block de 50x280 se ejecutaran 2332 metros entre labores de Preparación y Desarrollo para preparar 4 tajos de 70 metros cada uno.
3. Según el estudio Geomecánico la rampa de preparación y desarrollo estará ubicado a una distancian mínima de 75 metros en la caja piso de la Veta Lourdes dándonos un factor de seguridad de 1.5 que garantiza la estabilidad de la labor en el tiempo.
4. El diseño de la rampa consta de: 2 by passde 280m. separados a 25 metros uno sobre el otro, 2 rampas de 216 metros a -12% que van de by pass a by pass, 2 chimeneas de ventilación y 2 chimeneas de servicio ubicados estratégicamente, una poza de bombeo con su cámara de lodo y 2 cámaras de carguío.
5. Las rampas basculantes tendrán una longitud de 75 metros para entrar y cortar la estructura será a -15% y para hacer el último corte a 15%.Esta rampa nos permitirá hacer 7 cortes con 4 metros de altura de corte; para el

block con 50 metros de altura se ejecutaran 2 rampas basculantes para terminar la explotación de un tajo de 70 metros de longitud. En total necesitaremos

6. Con este nuevo diseño de rampa se desea obtener mejores rendimientos de los equipos por tener una chimenea a 150 metros de cada tajo. La productividad traducidos en ton / hombre-guardia mayores que las actuales por que se tendrán 4 tajos con explotación en simultánea.
7. Con este nuevo diseño de rampa se pretende estandarizar la mina, ordenar la mina, incrementar el rendimiento y productividad.
8. Haciendo el cálculo de rentabilidad del proyecto obtenemos un VAN= 625,370.15 , TIR=5.76%, B/C=1.51, PRC=13.5 meses. Nuestros indicadores económicos nos indican que el proyecto es atractivo.
9. Para cumplir con los objetivos y metas que se ha trazado la Empresa. Las consideraciones que se han hecho para este proyecto se han tomado las consideraciones teniendo en cuenta el aspecto técnico, operativo y económico el proyecto es viable.

RECOMENDACION

1. Para la ejecución de este proyecto se tiene que tener toda la información geológica necesaria. Para que el diseño realizado sea el definitivo y no tener que modificar drásticamente cuando ya se está ejecutando el proyecto.
2. Hacer un seguimiento continuo a la ejecución de todas las labores del diseño para cumplir con el diseño propuesto y el cronograma de ejecución de las labores.
3. Tener todas las labores ejecutadas para luego para recién ejecutar la explotación. Así cumplir con los rendimientos esperados según el diseño de ese proyecto.
4. Tener un diseño de malla estandarizado para el proceso de rebatido.

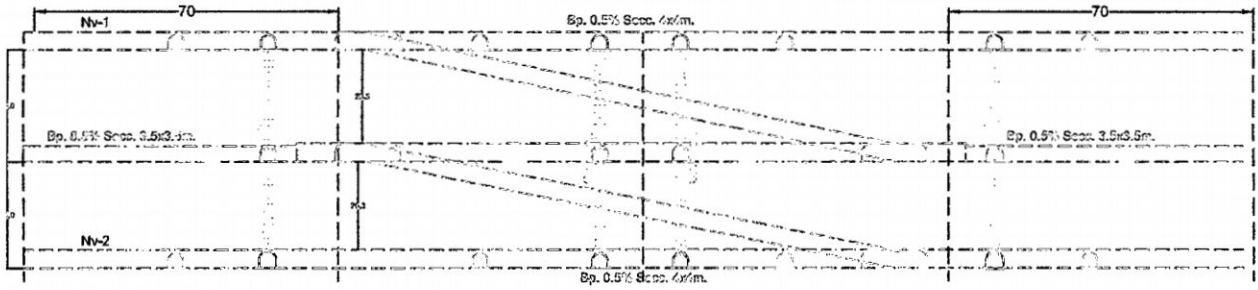
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. Manual De Evaluación Técnico Económica De Proyectos Mineros De Inversión.
2. BACA URBINA, GABRIEL. 1998. Evaluación de Proyectos. Tercera edición. Editorial McGraw Hill.
3. BELTRÁN ARLETTE.2008. Evaluación Privada de Proyectos, Universidad del Pacifico – Lima Perú.
4. LÓPEZ JIMENO. 2006. Diseño De Minas Y Proyectos Mineros. España – Upm, 2da. Edición, Madrid
5. SAPAG N. Y SAPAG R. 1993. Criterios De Evaluación De Proyectos. Como Medir La Rentabilidad De Las Inversiones. McGraw Hill. 3ª Edición. Madrid – España.
6. ALEJANDRO NOVITZKY. Transporte Y Extracción En Minas Y A Cielo Abierto.
7. HOEK AND BROWN. 1990. Excavaciones Subterráneas En Roca. Editorial Mc Graw Hill. Nueva York.
8. LLANQUE MOSQUERA. E.1995. Explotación Subterránea – Métodos Y Casos Prácticos. Universidad Nacional Del Altiplano, Puno
9. HERNÁN GAVILANES J. BYRON ANDRADE HARO. 2004. Introducción A La Ingeniería De Túneles. QUITO-ECUADOR

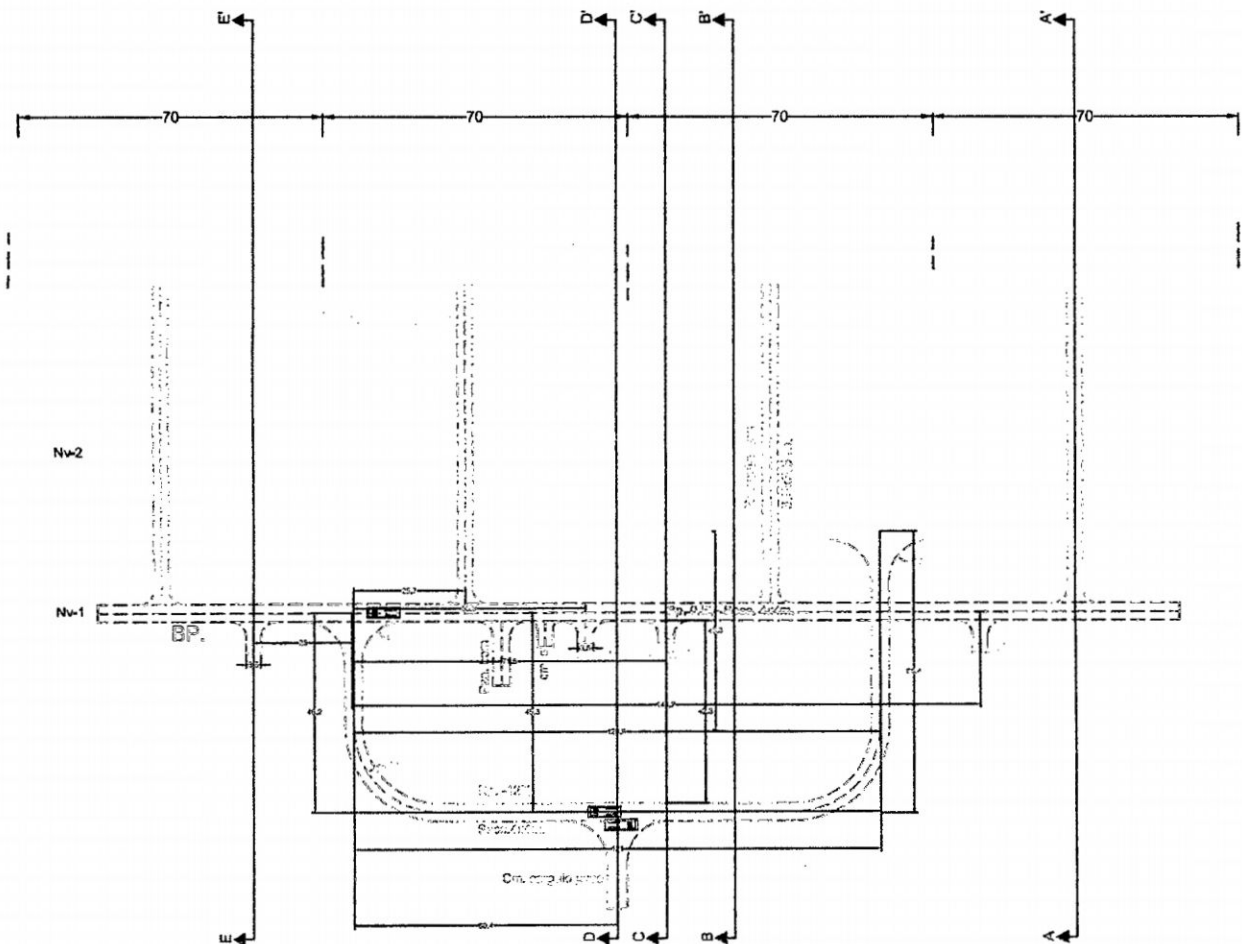
ANEXOS


ANO N° 04: DISEÑO DE RAMPA DE PREPARACION Y DESARROLLO

Vista Longitudinal

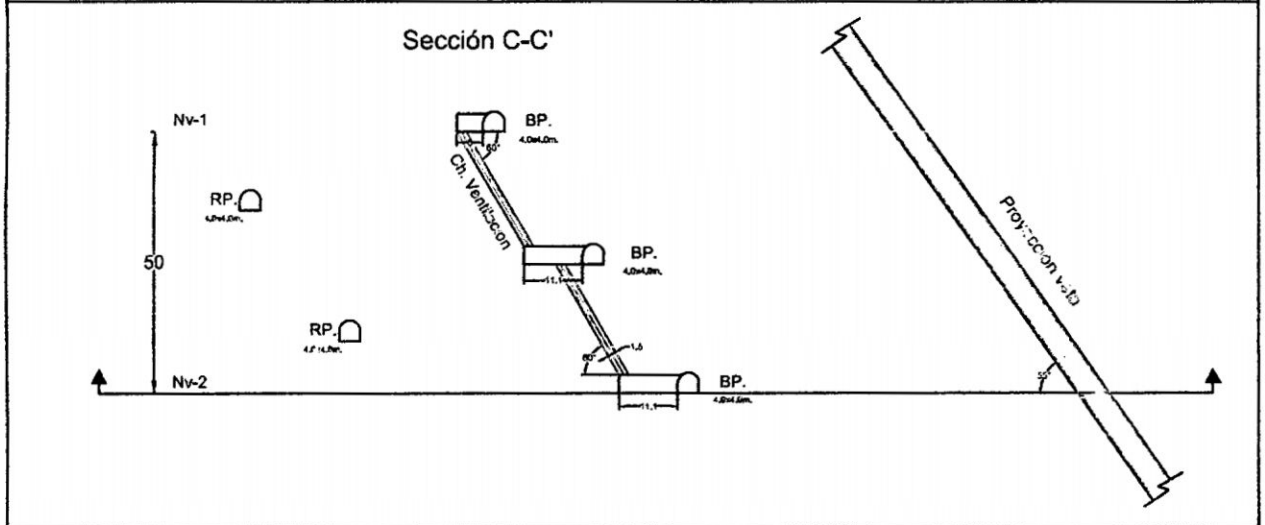
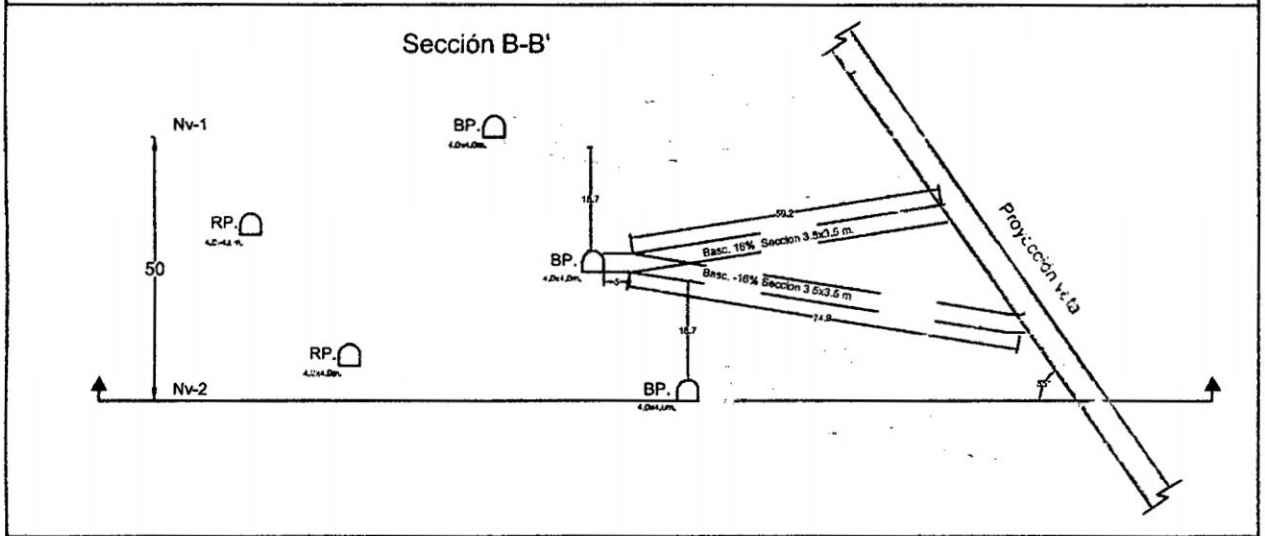
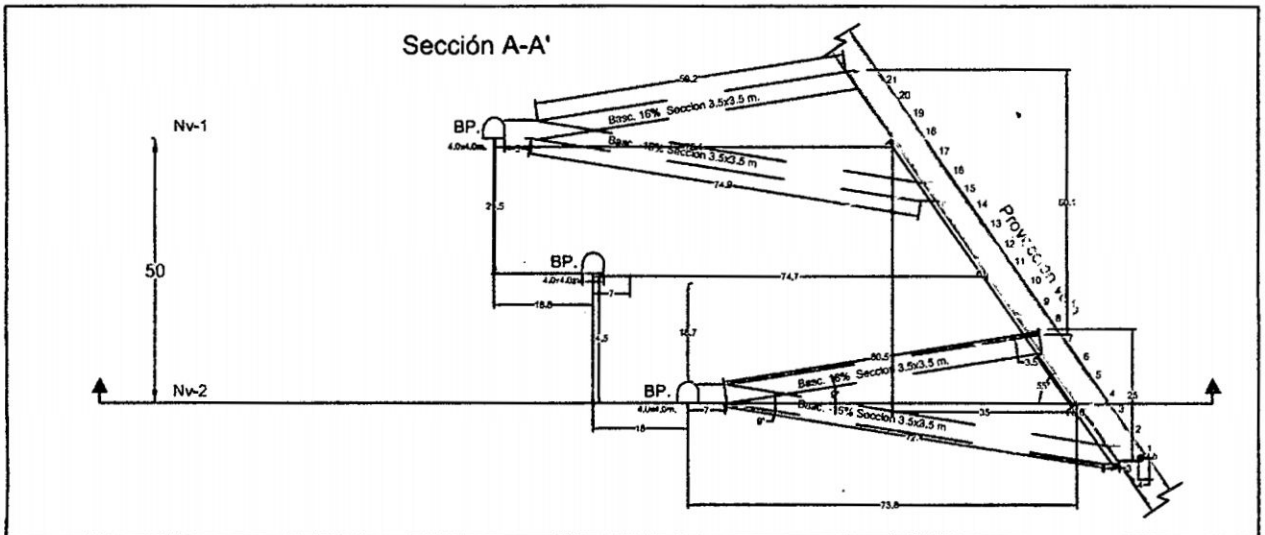



Vista en planta



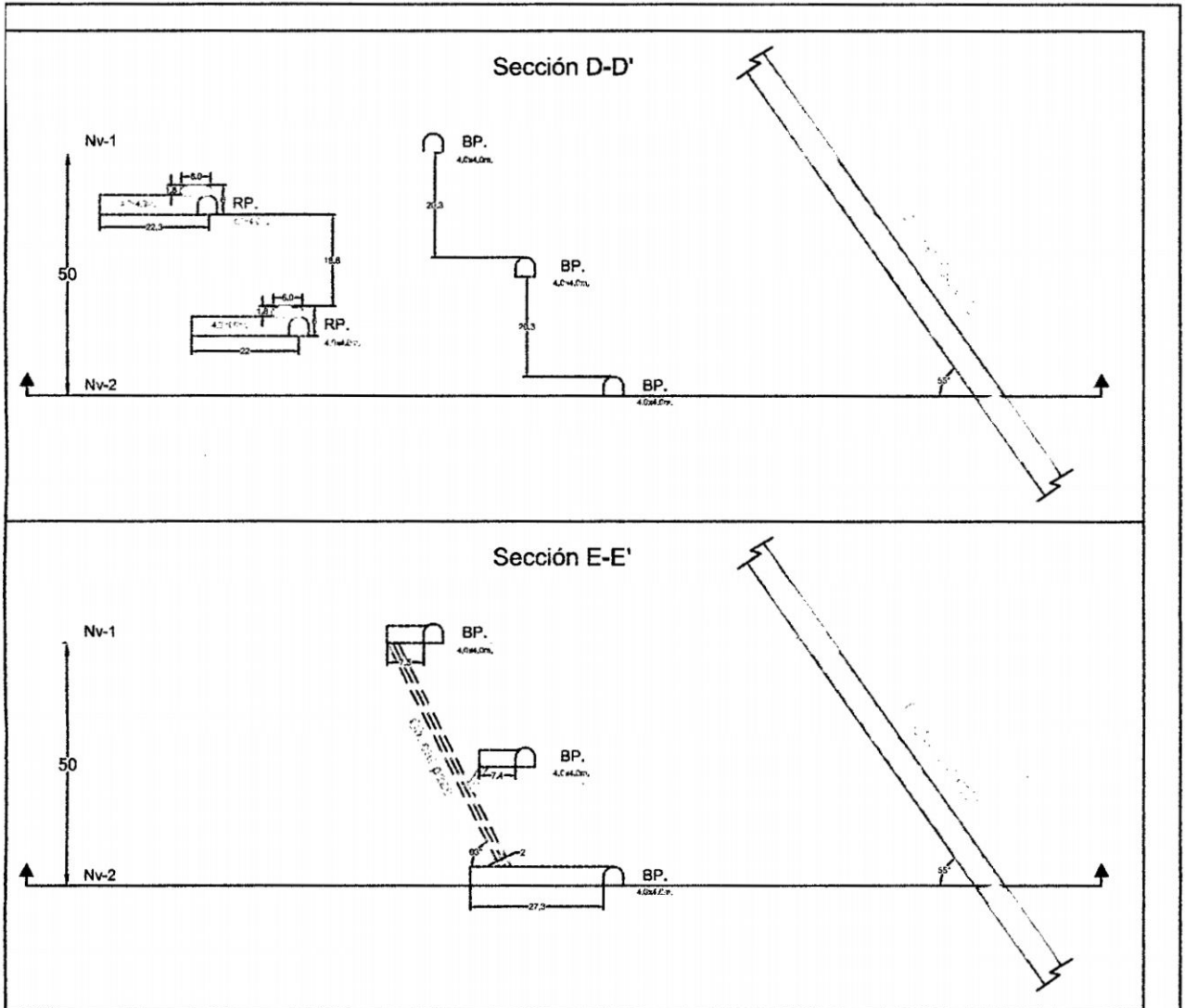
 MINERO HORIZONTE	DIRT. OPERACIONES	D.P.A.	Aug 13	PLANEAMIENTO & INGENIERÍA METODO C&RA MECANIZADO RAMPA DE PROFUNDIZACION Y DESARROLLO	ESCALA: GRAFICA
	SPOTE. GENERAL	---	Aug 13		FECHA : 15/8/2013
	SPOTE. MINAS	W.M.M.	Aug 13		CAD : PSI
	SPOTE. PLANEAMIENTO	S.V.R.	Aug 13		IMPRESO: Horner
	SPOTE. GEOLOGIA	H.A.R.	Aug 13		N° PLANO : 01
	SPOTE. GEO/FISICA	L.M.Z.	Aug 13		


PLANO N° 05: SECCIONES DE LA RAMPA DE PREPARACION Y DESARROLLO

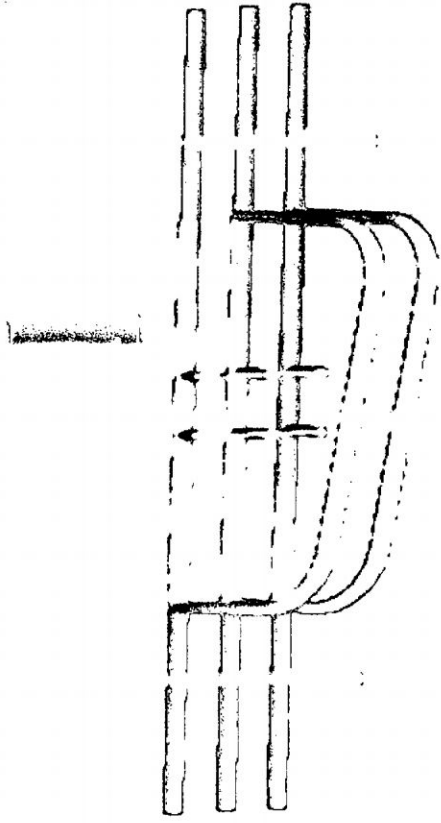
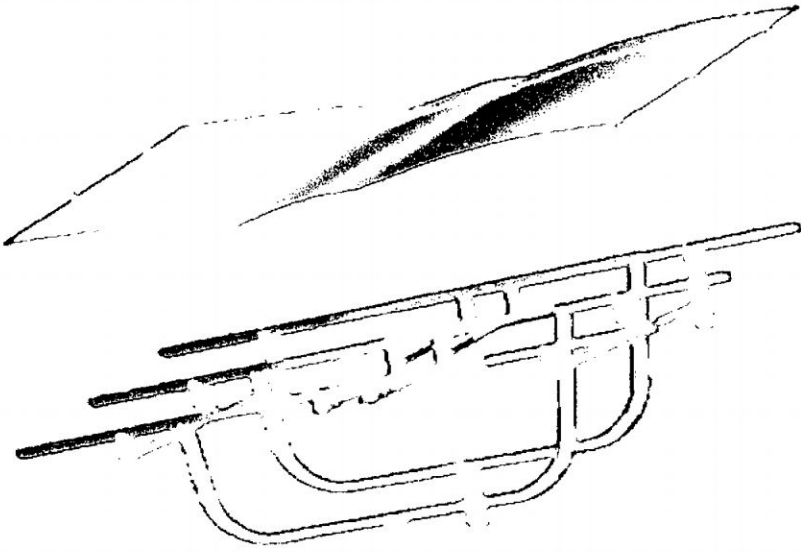


 CONSORCIO MINERO HORIZONTE	GRTE. OPERACIONES : D.B.A.	Aug / 13	PLANEAMIENTO & INGENIERÍA METODO C&RA MECANIZADO RAMPA DE PROFUNDIZACION Y DESARROLLO	ESCALA : 1/1000
	SPOTE. GENERAL : ...	Aug / 13		FECHA : 15/8/2013
	SPOTE. MINAS : W.M.M.	Aug / 13		CAD : P&I
	SPOTE. PLANEAMIENTO : E.V.R.	Aug / 13		IMPRESO : Herman
	SPOTE. GEOLOGIA : H.A.R.	Aug / 13		N° PLANO : 01
SPOTE. GEOMECANICA : L.M.Z.	Aug / 13			

PLANO N° 06: SECCIONES DE LA RAMPA DE PREPARACION Y DESARROLLO



 CONSORCIO MINERO HORIZONTE	GRTE. OPERACIONES	: D.B.A.	Aug / 13	PLANEAMIENTO & INGENIERÍA	ESCALA : 1/1000
	SPDTE. GENERAL	: ---	Aug / 13		FECHA : 15/8/2013
	SPDTE. MINAS	: W.M.M.	Aug / 13	METODO C&RA MECANIZADO RAMPA DE PROFUNDIZACION Y DESARROLLO	CAD : P&I
	SPDTE. PLANEAMIENTO	: L.V.R.	Aug / 13		IMPRESO : Herman
	SPDTE. GEOLOGIA	: H.A.R.	Aug / 13		N° PLANO : 01
SPDTE. GEOMECANICA	: L.M.Z.	Aug / 13			



Plano N° 07: vista isométrica en MS del diseño de Rampa de preparación y desarrollo

RAMPA 4.0M X 4 M CON JUMBO

N° de Taladros: 47.00 Avance/Disp 2.90 Metros

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1.00	1.00	53.65	53.65	
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1.00	1.00	38.81	38.81	
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1.00	0.50	49.85	24.92	
CARGADOR/DISPARDADOR	Hom/Disp	1.00	1.00	38.81	38.81	
AUXILIAR	Hom/Disp	1.00	1.00	35.77	35.77	
SUB-TOTAL					191.96	66.27

MATERIALES

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT
BARRAS DE PERFORACION 14 FTS	MT/DISP	144.84	2500	0.06	581.90	11.64
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	136.15	200	0.68	93.50	21.97
SHANK ADAPTER	MT/DISP	144.84	3500	0.04	368.30	5.23
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	136.15	100000	0.00	1800.00	0.75
COPLAS	MT/DISP	-	3000	0.00	71.50	0.00
RIMADORA DE 89 MM	MT/DISP	8.89	200	0.04	233.20	3.50
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	8.89	200	0.04	271.70	4.08
TUBO PVC (Voladura recorte)	PZAS/DISP	5.00			0.41	0.71
TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA	PZAS/DISP	-			2.34	0.00
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	1.50			4.81	2.49
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	11.60			4.81	19.27
HERRAMIENTAS					1.21	0.42
ALCAYATAS DE 3/4"	PZAS/DISP	4			3.38	4.64
SUB-TOTAL						74.70

IMPLEMENTOS SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/MT
Implementos Seguridad	Unidad	4.00	1.90	7.58	2.62
Implementos Operador Scoop	Unidad	0.50	3.58	1.79	0.62
					3.24

VOLADURA

DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD/LADRO	CANTIDAD PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Kgs	U.S.\$/MT
EMULEX 45% 1 1/8" X 12" (128)	TALADROS	31.00	9.13	283.00	55.27	0.52	50.80
EXADIT 45% 7/8" X 7" (328)	TALADROS	13.00	8.00	78.00	5.95	2.23	4.58
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40.00		0.23	3.18
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (300)	PZAS			2.00		0.78	0.52
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			44.00		1.58	24.00
SUB-TOTAL							83.00

EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACION U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2.20			130	286.00	
SCOOP DIESEL 4 1 YD3	HORAS	2.90	30.00	45	75	217.50	
CAMION DE BAJO PERFIL (2 CAMIONES X 1.8)	HORAS	0.00				0.00	
BOMBA DE 10 HP	HORAS	4.00			1.17	4.68	
PERFORADORA	PIES	12.00			0.10	1.20	
SUB-TOTAL							509.39

TOTAL COSTOS DIRECTOS 403.12

CONTINGENCIAS	3%	12.09
GASTOS GENERALES	0%	0.00
UTILIDAD	10%	40.31

TOTAL COSTOS 455.53

LIMPIEZA SCOOPTRAM HASTA 150 MTS DEL FRENTE O CARGUIO AL VOLQUETE, POCKET, O CAMARA DENTRO DE ESTE RANGO

DATOS

EFICIENCIA DE AVANCES

CICLO	UNID	ESTANDAR
TIEMPO DE CICLO	H/DISP	2
LONG BARRA DE EXTEN	PIES	12
EFIC DE PERF	%	0.88 AXERA
LONG PERFORACION	MT	3.22
EFIC AVANCE	%	0.9
LONG DE PERF EFECTIVA	MT	2.8968
DURACION GUARDIA	H	7
GUARDIAS/DIA	GDA/D	2
PRODUCCION/DIA	M/D	11.58

DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS

DESCRIPCION	# CART	# TAL	EMULEX 11/8"X12"	EXADIT 45 7/8"X7"	TOTAL PZAS	TOTAL KGMS
Taladro Alivio			3.00			
Arranque	13.00	3.00	39.00		36.00	7.62
1ra Ayuda Arranque	10.00	3.00	30.00		30.00	5.86
2da Ayuda Arranque	10.00	3.00	30.00		30.00	5.86
3ra Ayuda Arranque	9.00	3.00	27.00		27.00	5.27
4ta Ayuda Arranque	8.00	3.00	24.00		24.00	4.69
Ayudas de Cuadrac	4.00	2.00	8.00		8.00	1.58
Ayudas de Corona	5.00	3.00	15.00		15.00	2.83
Ayudas de Amastre	10.00	4.00	40.00		40.00	7.81
Cuadradores	6.00	8.00		48.00	48.00	9.06
Coronas	6.00	5.00		30.00	30.00	2.29
Amastres	10.00	7.00	70.00		70.00	13.67
TOTAL			47.00	283.00	78.00	361.00
TOTAL CARGADOS			44.00			TOTAL KG
TOTAL KG			55.27	5.95		61.22
PESO	Kgs/Cartucho		0.195	0.078		

VOLUMEN POR DISPARO LABOR

ANCHO LABOR	MT	4
ALTO LABOR	MT	4
LONGITUD	MT	3
SOBREROTURA	%	13%
VOLUMEN TOTAL	M3	54.348
DENSIDAD MATERIAL	TMS/M3	2.65
TONELAJE	TMS/DISP	144.02

EFICIENCIAS

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR	Kgs/Cart	EMULEX 11/8"X12"	EXADIT 45 7/8"X7"
Densidad de Carga	Kgs/mt	20.41		0.195	0.078
Factor de Carga	Kgs/Ton	0.43		128.00	328.00
				25.00	25.00

Cuadro N°01: costo unitario de Rampa 4x4

PRECORTE GAL/CRUCERO 3.5X3.5 MCOON JUMBO

02364

N° de Taladros:

52 Avance/Disp.

2.90

Metro

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1.00	1.00	53.65	53.65	0.00
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1.00	1.00	38.81	38.81	0.00
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1.00	0.50	49.85	24.92	0.00
OPERADOR CAMION DE BAJO PERFIL	Hom/Disp	0.00	0.50	49.85	0.00	0.00
CARGADOR/DISPARDADOR	Hom/Disp	1.00	1.00	38.81	38.81	0.00
BOMBERO	Hom/Disp	0.00	0.38		0.00	0.00
SERVICIOS AUXILIARES	Hom/Disp	1.00	0.50	38.81	19.41	0.00
SUB-TOTAL					175.60	60.62

MATERIALES

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA A MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT
BARRAS DE PERFORACION 12 FTS	MT/DISP	162.22	2,500.00	0.06	548.34	12.28
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	150.63	200.00	0.75	93.50	24.31
SHANK ADAPTER	MT/DISP	162.22	3,500.00	0.06	366.30	5.86
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	150.63	100,000.00	0.00	1,600.00	0.83
COPLAS	MT/DISP	0	3000	-	71.50	-
RIMADORA DE 89 MM	MT/DISP	11.59	200.00	0.06	233.20	4.66
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	11.59	200.00	0.06	271.70	5.43
TUBO PVC (Voladura rescorte)	PZAS/DISP	5.00			0.41	0.71
TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA	PZAS/DISP	0			2.34	-
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	1.50			4.81	2.49
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	10.00			4.81	16.61
HERRAMIENTAS					1.21	0.42
ALCAYATAS DE 3/4"	PZAS/DISP	4.00			3.36	4.64
SUB-TOTAL						78.28

IMPLEMENTOS SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/MT
Implementos Seguridad	Unidad	3.50	1.90	6.63	2.20
Implementos Operador Scoop	Unidad	0.50	3.58	1.79	0.82
					2.91

VOLADURA

DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD/ALADRO	CANTIDAD PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Kgs	U.S.\$/MT
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (122)	TALADROS	25	8.64	216	44,262,286.1	0.52	38,773,662.4
EXABLOCK 7/8" X 7" (276)	TALADROS	13	6	78	5,652,173.91	0.16	4,308,173.6
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40.00		0.23	3.18
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (300)	PZAS			2.00		0.78	0.52
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			38.00		1.58	20.73
SUB-TOTAL							67.81

EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACION U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2.3			130.00	299.00	
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	HORAS	2.5	30	45	75.00	187.50	
CAMION DE BAJO PERFIL (2 CAMIONES X 1.8Hrs)	HORAS	0.00					
B'OMBA DE 10 HP	HORAS	0.00			1.17	0.00	
PERFORADORA	PIES	12.00			0.10	1.20	
SUB-TOTAL						487.70	168.36

TOTAL COSTOS DIRECTOS

377.65

CONTINGENCIAS	3%	11.33
GASTOS GENERALES	0%	0.00
UTILIDAD	10%	37.76

TOTAL COSTOS

426.74

LIMPIEZA SCOOPTRAM HASTA 150 MTS DEL FRENTE O CARGUIO AL VOLQUETE, POCKET, O CAMARA DENTRO DE ESTE RANGO

DATOS

EFICIENCIA DE AVANCES

CICLO	UNIDAD ESTANDAR	UNIDAD ESTANDAR
TEMPO DE CICLO	H/DISP	2.00
LONG BARRA DE EXTEN	PIES	12.00
EFIC DE PERF	%	88%
LONG PERFORACION	MT	3.22
EFIC AVANCE	%	90%
LONG DE PERF EFECTIVA	MT	2.90
DURACION GUARDIA	H	7.00
GUARDIAS/DIA	GDA/D	2.00
PRODUCCION/DIA	M/D	11.59

VOLUMEN POR DISPARO LABOR

ANCHO LABOR	MT	3.50
ALTO LABOR	MT	3.50
LONGITUD	MT	3.00
SOBREROTURA	%	13%
VOLUMEN TOTAL	M3	41.61
DENSIDAD MATERIAL	TMS/M3	2.65
TONELAJE	TMS/DIS	110.26

DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS

DESCRIPCION	# CART	# TAL	SEMEXSA 1 1/8" X 12"	EXABLOCK 45 7/8" X 7"	TOTAL PZAS	TOTAL KGMS
Taladro AIMO		4				
Arranque	13.00	3.00	39.00		39.00	7.99
1ra Ayuda Arranque	9.00	2.00	18.00		18.00	3.69
2da Ayuda Arranque	9.00	2.00	18.00		18.00	3.69
3ra Ayuda Arranque	8.00	2.00	16.00		16.00	3.28
4ta Ayuda Arranque	7.00	2.00	14.00		14.00	2.87
Ayudas de Cuadrador	5.00	2.00	10.00		10.00	2.06
Ayudas de Corona	5.00	3.00	15.00		15.00	3.07
Ayudas de Amastre	9.00	4.00	36.00		36.00	7.38
Cuadradores	6.00	4.00		24.00	24.00	1.74
Coronas	6.00	9.00		54.00	54.00	3.91
Arrastres	10.00	5.00	50.00		50.00	10.25
AIMO de Contomos		10.00				
TOTAL		52.00	216.00	78.00	294.00	49.91
TOTAL CARGADOS			38.00			
TOTAL KG				44.26	5.66	49.91
PESO			Kgs/Cartucho	0.205	0.072	

EFICIENCIAS

DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR
Densidad de Carga	Kgs/mt	16.64
Factor de Carga	Kgs/Ton	0.45

	SEMEXSA 1 1/8" X 12"	EXABLOCK 45 7/8" X 7"
Kgs/Cart	0.205	0.072
Cart/Caja	122.00	276.00
KGS/CAJA	25.00	20.00

Cuadro N°02: costo unitario de Crucero/Galeria 3.5x3.5

EXPLORACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VETA MENOR DE 3.50 MX 4.50M

SIN JUMBO (CON JUMBO)

N° de Taladros 44.00 Tons/Disp. 132.81

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	GDAS/DI SP	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/Tons
OPERADOR DE JUMBO	1.00 Hom/Disp	0.00	0.30	1.00	53.65	0.00	
AYUDANTE OPER. JUMBO	1.00 Hom/Disp	0.00	0.30	1.00	35.77	0.00	
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1.00	0.74	1.00	49.85	36.72	
CARGADOR/DISPARADOR	Hom/Disp	3.00	1.00	1.00	38.81	116.43	
SERVICIOS PARA RELLENO	Hom/Disp	2.00	1.00	1.00	35.77	71.53	
SUB-TOTAL						224.69	1.69

MATERIALES

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA UTIL MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/Ton
BARRAS DE PERFORACION	Mts/Disp	163.35	2,500	0.07	581.90	0.29
BROCAS DE 45 MM	Mts/Disp	163.35	200	0.82	93.50	0.58
SHANK ADAPTER	Mts/Disp	163.35	3,500	0.05	366.30	0.13
AFILADOR BROCAS	Mts/Disp	163.35	100,000	0.00	1,600.00	0.02
POLYUTE	Mts2/Ton	9.30			1.45	0.10
TUBO PVC (Voladura recorte)	Pzas/Disp	10.00			0.41	0.03
Petroleo para Jumbo	1.50 Glns				4.81	
Petroleo para Scoop	17.68 GLB			0.00	4.81	
HERRAMIENTAS					1.67	0.01
ALCAYATAS DE 3/4"	3.00 Pzas/Disp				3.38	0.06
SUB-TOTAL						1.23

IMPLEMENTOS SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/Ton
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	Unidad	5.00	1.90	9.48	0.07
Implementos Operador Scoop	Tareas	0.74	3.58	2.64	0.02
					0.09

VOLADURA

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	CANTIDA D/ TALADR O	CANTIDAD PZAS	UNIDAD KG	COSTO U.S.\$/Kg	U.S.\$/Ton
EMULEX 45% 1 1/8" X 12" FILAS	TALADROS	10.00	8.00	80.00	15.63	0.52	0.31
EXABLOC 7/8" X 7" Corona	TALADROS	17.00	6.00	102.00	7.39	2.21	0.12
CORDON DETONANTE 5P	MTS	45.00				0.23	0.08
GUIA ENSAMBLADA 2.4 mts (Carmex)	PZAS	2.00				0.76	0.01
EXANEL 4.8 Mts	PZAS	27.00				1.58	0.32
SUB-TOTAL							0.85

EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIE DAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACION U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/Ton
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	1.81 HORAS	0.00	45.00	85.00	130.00	0.00	
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	4.42 HORAS		30.00	45.00	75.00	0.00	
SUB-TOTAL						0.00	0.00

RELLENO HIDRAULICO - DETRITICO

Relleño Hidráulico - DETRITICO	TMS	1	\$/Tons	1.25	1.25
--------------------------------	-----	---	---------	------	------

TOTAL COSTOS DIRECTOS

TOTAL COSTOS DIRECTOS	5.12
------------------------------	-------------

IMPREVISTOS

IMPREVISTOS	3%	0.15
UTILIDAD	10%	0.51

SUB TOTAL COSTOS INDIRECTOS

SUB TOTAL COSTOS INDIRECTOS	0.67
------------------------------------	-------------

TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Sin equipos)

TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Sin equipos)	6.79
--	-------------

TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Con equipos)

TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Con equipos)	11.65
--	--------------

LIMPIEZA SCOOPTRAM HASTA 150 MTS DEL FRENTE O CARGUO AL VOLQUETE, POCKET, O CAMARA DENTRO DE ESTE RANGO

DATOS

EFICIENCIA DE AVANCES

CICLO	UNIDAD	ESTAND AR
TIEMPO DE CICLO	H/DISP	3.21
LONG BARRA DE EXTEN	PIES	14.00
EFIC DE PERF	%	87%
LONG PERFORACION	MT	3.71
EFIC AVANCE	%	81%
LONG DE AVANCE EFECTIVA	MT	3.01
DURACION GUARDIA	H	8.00
GUARDIAS/DIA	GDV/D	2.00
PRODUCCION/DIA	M/D	12.03

DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS

DESCRIPCION	UNIDAD	EMULEX 45% 1 1/8"X12	EXABLOC 7/8"X7" Corona
Taladro Alivio	17.00		
Primera Fila	2.00	16.00	
Segunda Fila	3.00	24.00	
Tercera Fila	4.00	32.00	
Cuarta Fila	1.00	8.00	
Taladro de Precorte	17.00		102.00
TOTAL	44.00	80.00	102.00
TOTAL KGS	44.00	15.63	7.39

Cuadro N°03: costo unitario de Explotación en tajeo mecanizado

Tonelaje a Explotar 98000 tn		MESES														
		9	10	11	12	13	14	15	16							
ACTIVIDAD	FASE	SECCION m x m	CANT	Unid	9	10	11	12	13	14	15	16				
BY. PASS PRINCIPAL	TAJO 1	3.5 x 4	24500	Ton	4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,574.33	1,632.33						
BY. PASS PRINCIPAL	TAJO 2	3.5 x 4	24500	Ton		4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,574.33	1,632.33					
RAMPA PRINCIPAL DE DESARROLLO/PREPARACION	TAJO 3	3.5 x 4	24500	Ton			4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,574.33	1,632.33				
CAMARA CARGUIO	TAJO 4	3.5 x 4	24500	Ton			4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,573.33	4,574.33	1,632.33				
PRODUCCION TOTAL			98,000 TON		4,573.33	9,146.67	18,293.33	18,293.33	18,294.33	15,353.33	10,781.00	3,264.67				

Cuadro N°05: Programa de Producción

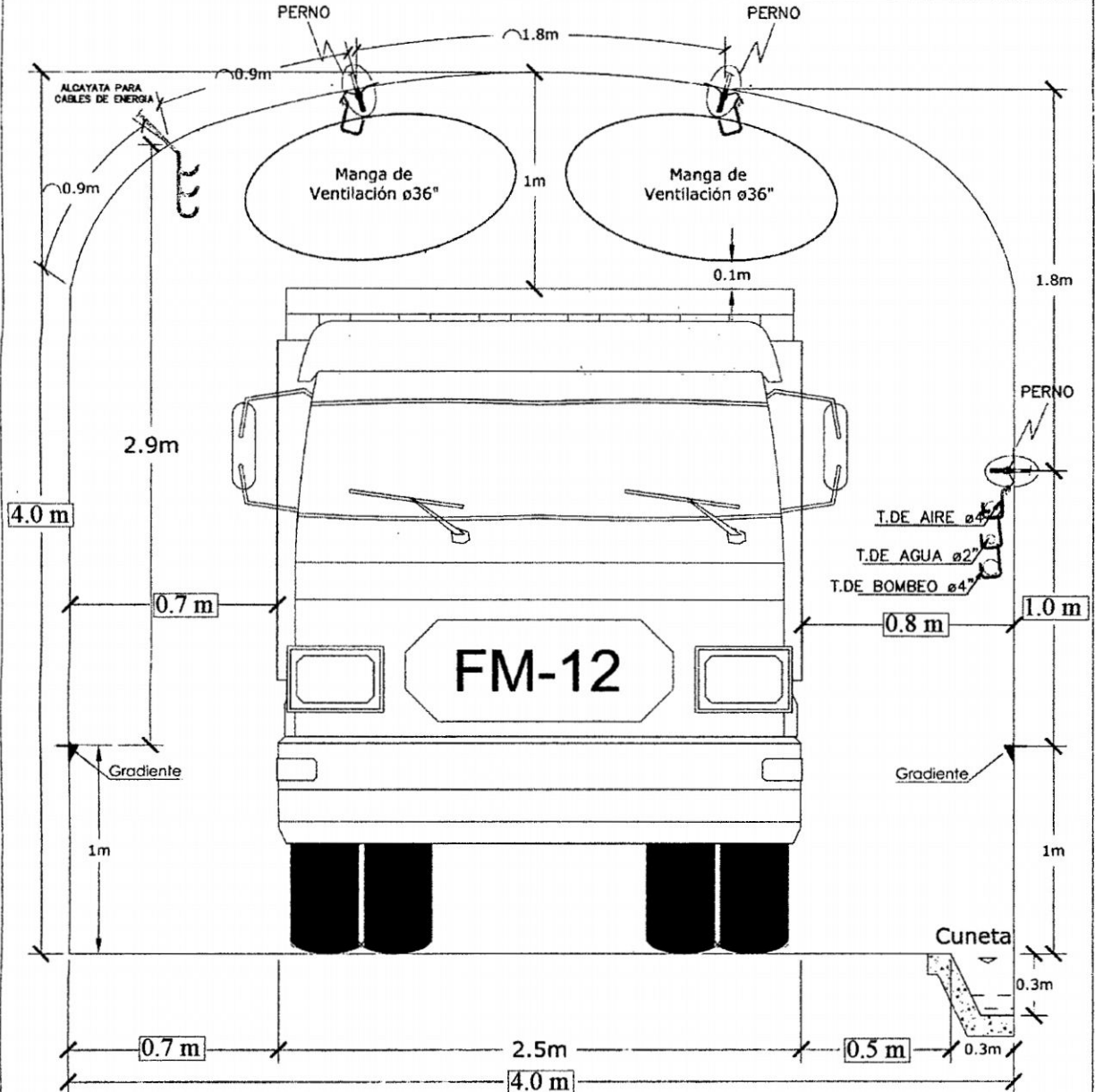
III-ESTANDARES

ESTANDAR N°01:SECCION TIPICA 4.0m X 4.0m



ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA
SECCION TIPICA RAMPA 4.0 m x 4.0 m
VOLQUETE FM-12

ACUMULACION PARCOY N°1	
CODIGO :	EET-E11D
VERSION :	01
F. VIGENCIA :	13.MAY.2011
PAGINA :	01



ESPECIFICACIONES

1. pintado de tubería cada 50m de acuerdo al código de colores
2. marcado de línea rasante 20m atrás del frente.
3. las mangas de ventilación irán sujetas a los pernos de sostenimiento con alcayatas c/3m
4. las tuberías se sujetarán a los pernos de sostenimiento con alcayatas c/3m
5. los taladros para los cables eléctricos c/2.5m. x 1' de profundidad anclaje $\varnothing \frac{3}{8}$ "
6. los taladros para la línea telefónica c/2.5m. 1' de profundidad anclaje $\varnothing \frac{3}{8}$ "
7. refugios c/50 m. ancho, alto, profundidad. (2.0, 2.0, 2.0m.), lado opuesto de la cuneta
8. gradiente máxima $\pm 12\%$
9. en tramos con filtraciones de agua se colocan cunetas pre fabricadas de concreto
10. altura máxima de carga sobresaliente en tolva de volquete 40 cm.

4.0 m

Elaborado por : DPTO. Planeamiento & Ingeniería	Revisado por : Superintendente o Jefe de Área	Revisado por : Gerente del Programa Seguridad y Salud	Aprobado por : Gerente de Planeamiento e Ingeniería
Fecha : 13.MAY.2011			Fecha :

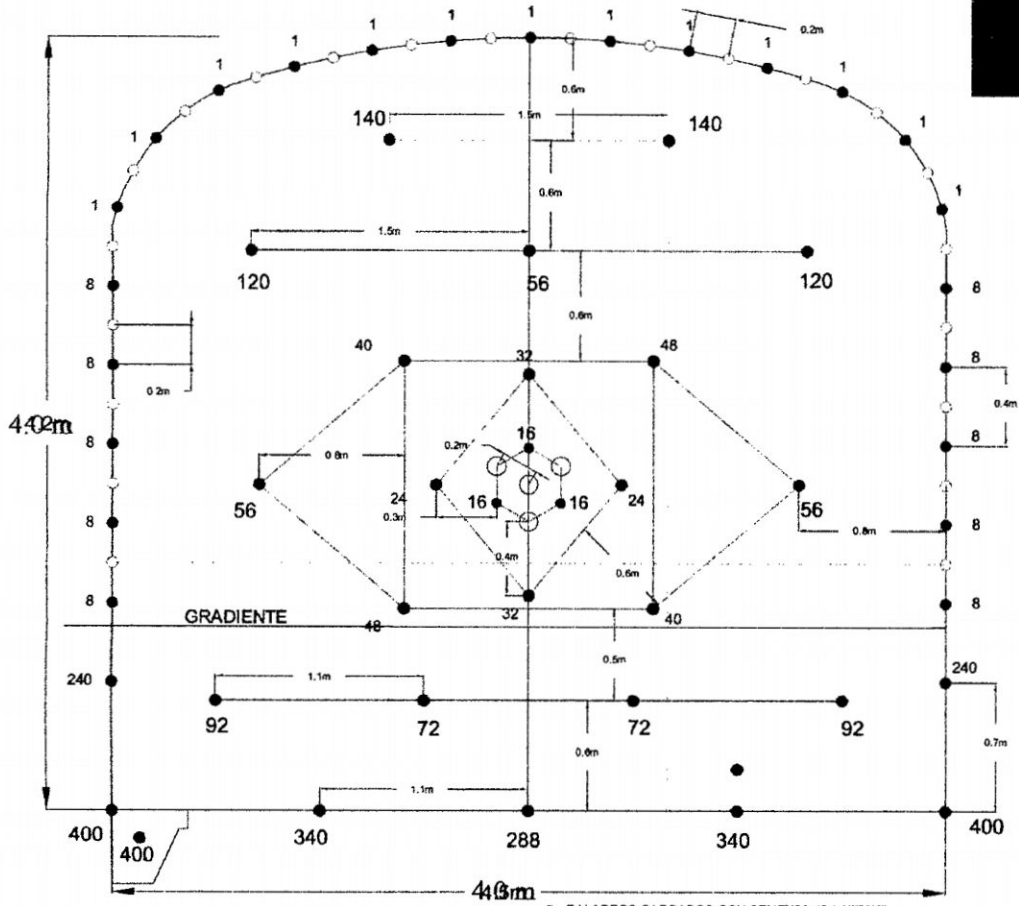


**ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA
PERFORACION Y VOLADURA**

ACUMULACION PARCOY N°1	
CODIGO :	EET-E26
VERSION :	01
F. APROBACION :	01/05/11
PAGINA :	1 de 1

**MALLA DE PERFORACION CON PRECORTE - JUMBO
SECCION 45mX42m
MALA A RMR 31 - 40**

COLOR	INDICE RMR
	61 - 80
	51 - 60
	41 - 50
	31 - 40
	21 - 30
	00 - 20

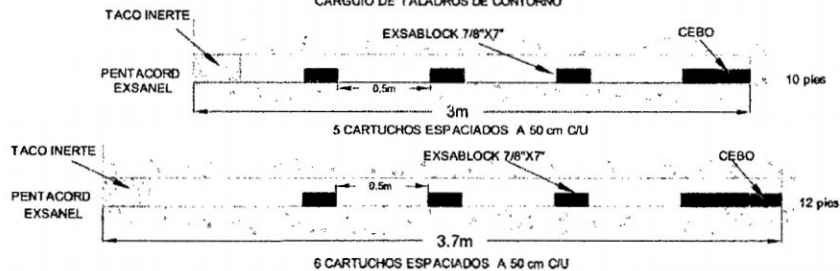


TALADROS CARGADOS: 52
TALADROS PERFORADOS: 77
DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm
DIAMETRO DE RIMADO: 102 mm

- TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 45 1-1/8"X12"
- TALADROS CARGADOS CON EXADIT 45% 7/8"X7"
- TALADROS DE ALIVIO

RENDIMIENTOS	UNI	10 PIES	12 PIES
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1,35	1,35
FACTOR DE POTENCIA	Kg/m ³	0,55	0,55
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	26	26

CARGUIO DE TALADROS DE CONTORNO



N° EXSANEL	1	8	16	24	32	40	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	400	TOTAL
CANTIDAD	9	14	3	2	2	2	2	3	2	2	2	2	0	0	2	1	2	2	52

Elaborado por : Alfredo Espinoza H. Dpto. : Perforacion y Voladura Fecha : 01/06/2011	Revisado por : Superintendente o Jefe de Area Fecha :	Revisado por : Gerente del Programa Seguridad y Salud Fecha :	Aprobado por : Gerente de Planeamiento e Ingenieria Fecha :
---	---	---	---

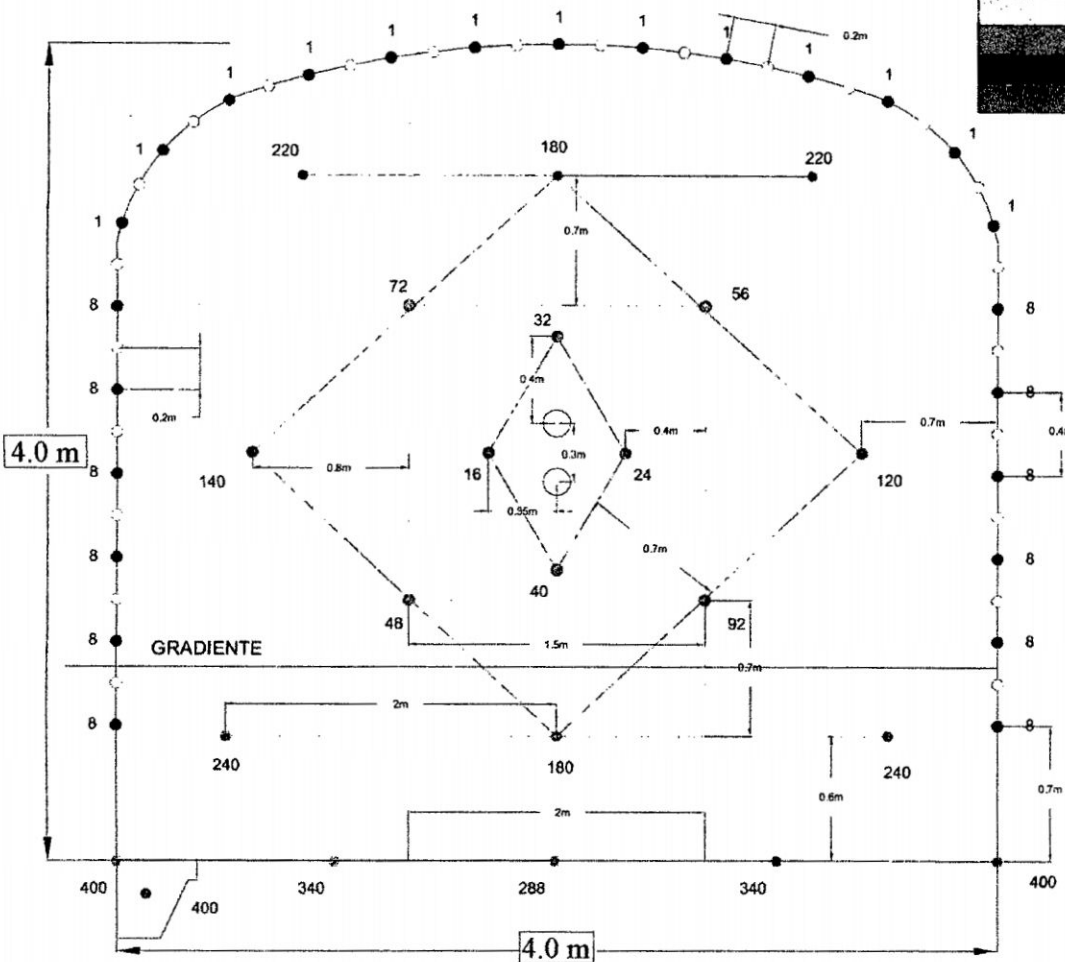


**ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA
PERFORACION Y VOLADURA**

ACUMULACION PARCOY N°1	
CODIGO	: EET-E26
VERSION	: 01
F. APROBACION	: 01 / 05 / 11
PAGINA	: 1 de 1

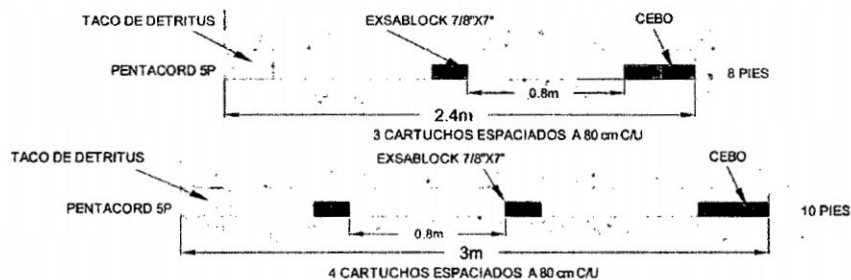
MALLA DE PERFORACION CON JUMBO PRE CORTE
SECCION 4.0 m X 4.0 m
ROCA MALA B RMR 21-30

COLOR	INDICE RMR
(White)	61 - 90
(Light Gray)	51 - 60
(Medium Gray)	41 - 50
(Dark Gray)	31 - 40
(Black)	21 - 30
(Dark Gray)	00 - 20



- TALADROS CARGADOS: 46
- TALADROS PERFORADOS: 72
- DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm
- DIAMETRO DE RIMADO: 102 mm
- TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 45 1-1/8"x12"
- TALADROS CARGADOS CON EXSABLOCK 1-1/8"x8"
- TALADROS CARGADOS CON EXSABLOCK 7/8"x7"
- TALADROS DE ALIVIO

CARGUIO DE TALADROS DE CONTORNO



N° EXSANEL	5P	1	8	16	24	32	40	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	400	TOTAL	
CANTIDAD	21	13	12	1	1	1	1	1	1	1	1	2	1	1	2	1	1	1	1	1	46

Elaborado por : Alfredo Espinoza H.	Revisado por :	Revisado por :	Aprobado por :
Dpto. : Perforacion y Voladura	Superintendente o Jefe de Area	Gerente del Programa Seguridad y Salud	Gerente de Planeamiento e Ingenieria
Fecha : 01/08/2011	Fecha :	Fecha :	Fecha :

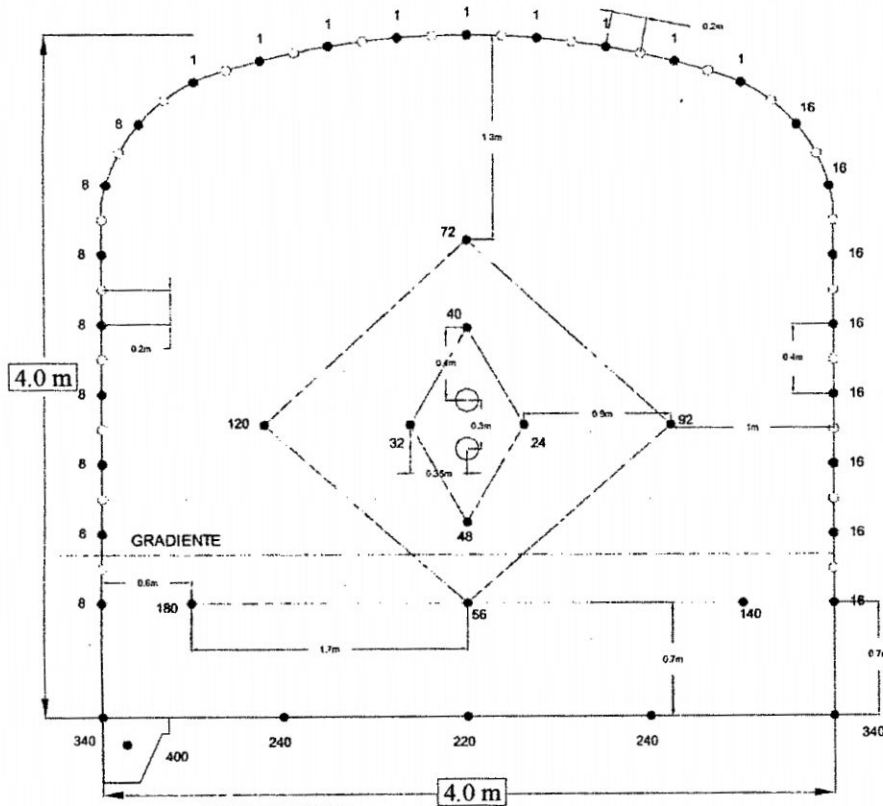


**ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA
PERFORACION Y VOLADURA**

ACUMULACION PARCOY N°1	
CODIGO :	EET-E26
VERSION :	01
F. APROBACION :	01 / 05 / 11
PAGINA :	1 de 1

COLOR	INDICE RMR
(Black)	61 - 80
(Dark Grey)	51 - 60
(Light Grey)	41 - 50
(Medium Grey)	31 - 40
(White)	21 - 30
(Lightest Grey)	00 - 20

MALLA DE PERFORACION CON JUMBO PRE CORTE
SECCION (4.0 m X 4.0 m)
MUY MALA RMR < 21

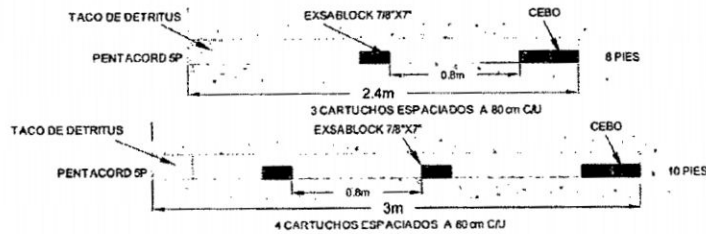


TALADROS CARGADOS 10
TALADROS PERFORADOS 66
DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm
DIAMETRO DE RIMADO: 02 mm

● TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 45 118"x12"
● TALADROS CARGADOS CON EXSABLOCK 78"x7"
○ TALADROS DE ALIVIO

RENDIMIENTOS	UNI	10 PIES	12 PIES
FACTOR DE CARGA	Kgr/m3	0.64	0.65
FACTOR DE POTENCIA	Kgr/Tn	0.26	0.26

CARGUIO DE TALADROS DE CONTORNO



N° EXSANEL	SP	1	8	16	24	32	40	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	400	TOTAL
CANTIDAD	21	9	8	8	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	0	2	0	40

Elaborado por : Alfredo Espinoza H.	Revisado por :	Revisado por :	Aprobado por :
Dpto. : Perforacion y Voladura	Superintendente o Jefe de Area	Gerente del Programa Seguridad y Salud	Gerente de Planeamiento e Ingenieria
Fecha : 01/08/2011	Fecha :	Fecha :	Fecha :

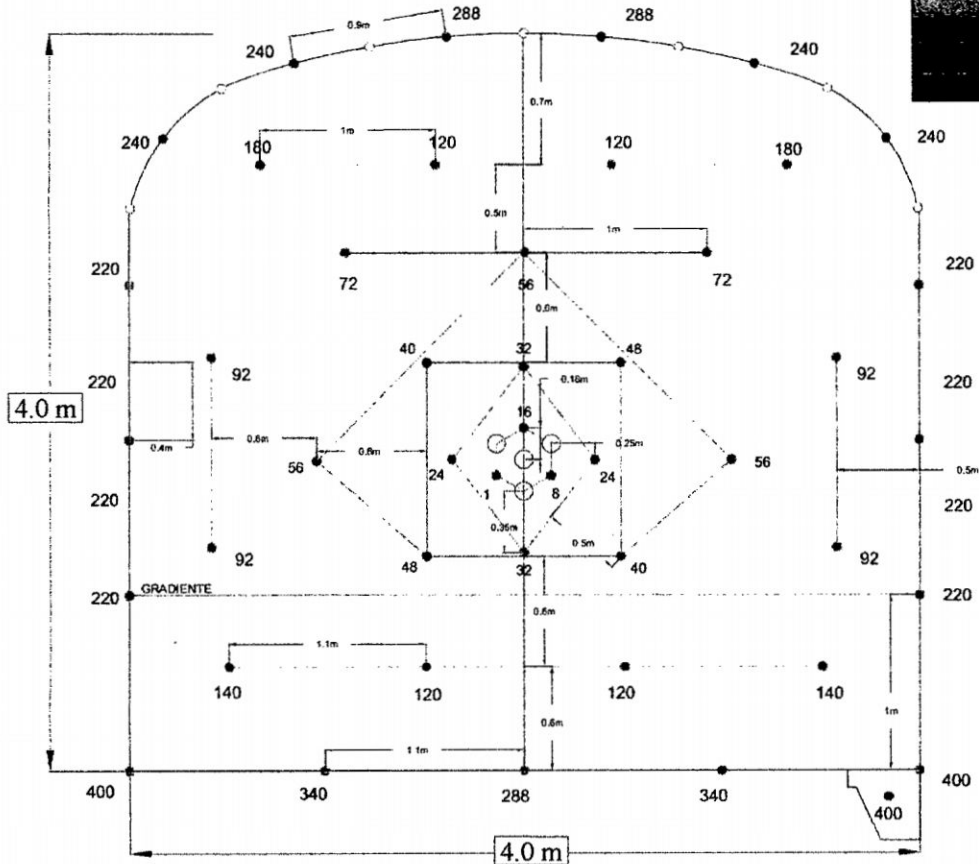


**ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA
PERFORACION Y VOLADURA**

ACUMULACION PARCOY N°1
 CODIGO : EET-E26
 VERSION : 01
 F. APROBACION : 01 / 05 / 11
 PAGINA : 1 de 1

**MALLA DE PERFORACION CON JUMBO RECORTE
 SECCION 4.0 m X 4.0 m
 REGULAR B RMR 41-50**

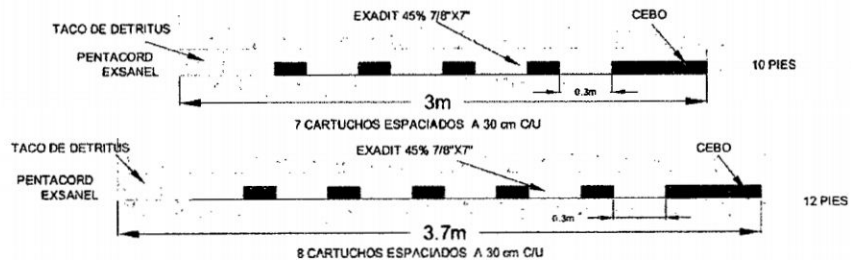
COLOR	INDICE RMR
■	61 - 80
■	51 - 60
■	41 - 50
■	31 - 40
■	21 - 30
■	00 - 20



- TALADROS CARGADOS: 47
- TALADROS PERFORADOS: 51
- DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm
- DIAMETRO DE RIMADO: 102 mm
- TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 45 11/8"X12"
- TALADROS CARGADOS CON EXADIT 45% 7/8"X7"
- TALADROS DE ALIVIO

RENDIMIENTO	LIN	10 PIES	12 PIES
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.80	1.60
FACTOR DE POTENCIA	Kg/m ³	0.83	0.63
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	30	30

CARGUIO DE TALADROS DE CONTORNO



N°EXSANEL	1	8	16	24	32	40	48	56	72	92	120	140	180	220	240	288	340	400	TOTAL
CANTIDAD	1	1	1	2	2	2	2	3	2	4	4	4	2	8	4	3	2	2	47

Elaborado por : Alfredo Espinoza H.	Revisado por :	Revisado por :	Aprobado por :
Dpto. : Perforacion y Voladura	Superintendente o Jefe de Area	Gerente del Programa Seguridad y Salud	Gerente de Planeamiento e Ingenieria
Fecha : 01/06/2011	Fecha :	Fecha :	Fecha :



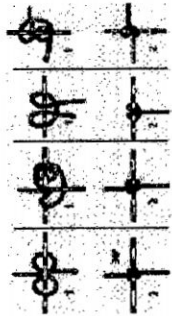
ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA SISTEMA DE AMARRE Y CONEXIÓN PARA VOLADURA

ACUMULACION PARCOY Nº
CODIGO : EET - E28
VERSION : 01
F.APROBACION : 01 / 05 / 2011
PAGINA : 1 de 1

SISTEMA DE AMARRE Y CONEXION PARA CX, GL, RP Y CM

1. Conexión de gancho conector a 90° hacia el cordón detonante.
2. Evitar la formación de ángulos cerrados en la conexión del gancho al cordón detonante
3. No tensar en exceso el cordón detonante ni pegar la línea del cordón detonante hacia la roca
4. Verificar la conexión de los ganchos, que el tubo de choque tenga contacto con el cordón detonante
5. No hacer demasiado nudo con el cordón detonante al fulminante
6. Evitar rozar el cordón detonante a las mangueras del exsanel en la boca del taladro
7. Tener una distancia promedio de 1 m del amarre del fulminante al frente
8. Tener en orden la secuencia de salida para realizar el enganche
9. La detonación del fulminante inicial (carmex) debe estar al aire, evitando proyección de partículas al sistema de amarre
10. Evitar el maltrato (pisoteo, golpes, cortes, etc...) antes y durante el carguio del frente

empalme de cordón detonante a cordón detonante

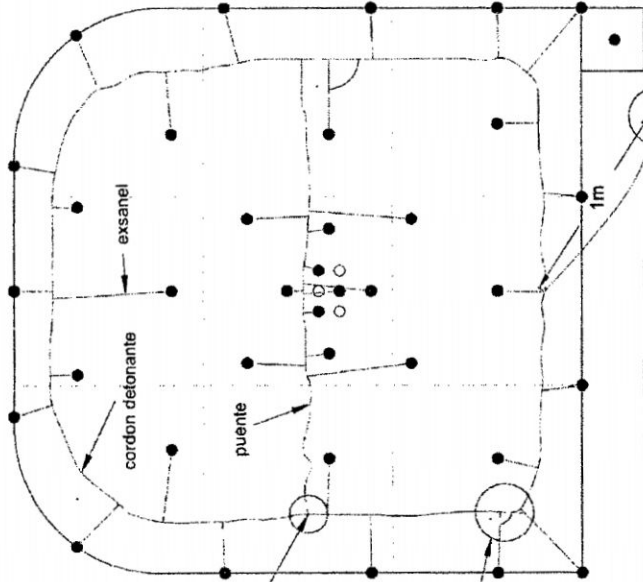


conexión a 90°



- TALADROS CARGADOS
- TALADROS DE ALIVIO

amarre de cordón a fulminante



Elaborado por : A. Espinoza	Revisado por :	Revisado por :	Aprobado por :
DPTO. : Perforación y Voladura	Superintendente o Jefe de Area	Gerente del Programa Seguridad y Salud	Gerente de Planeamiento e Ingeniería
Fecha : 01 / 05 / 2011			Fecha :

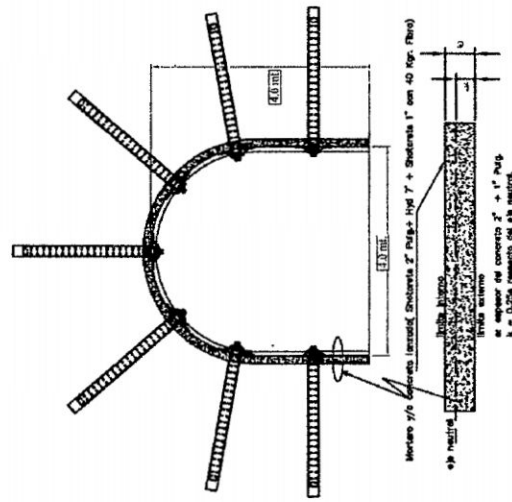


PARAMETROS DE LA MASA ROCOSA

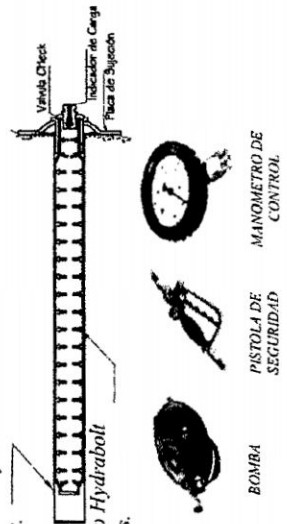
TRAMO	RES. COMP. UNI.	RMR	TIPO ROCA
	25 - 50	21 - 30	ALA - B

TIPO DE SOSTENIMIENTO

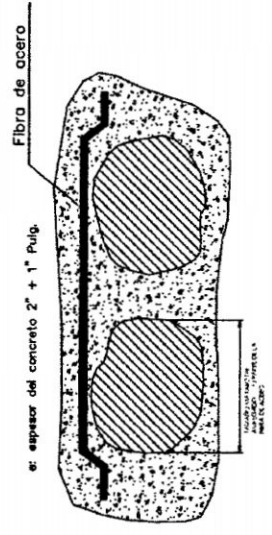
TRAMO	SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA
	4.0 m X 4.0 m	NO	2" de espesor con fibra 40 Kg/m3 1" espesor adyacente a las superficies geométricas	7 sist. esp. 1.0 - 1.2 mt. Distrib. cuadrada.	NO



Taladro Perforado
7' Pies.



Perno Hydrabolt
7' Pies.



*La primera capa de shotcrete sobre el macizo rocoso será aplicada con fibra metálica según recomendación Geomecánica
 Se colocara los pernos por sobre las primeras 2" previo fraguado.
 La capa de 1" extra sera definida por el area de Geomecánica.*

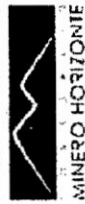
Concreto Lanzado (Shotcrete)	
Comp. Shotcrete	Recomendación
1m3 Agregado	Desate constante de roca
10 Bolsas de cemento	Lavar techo y huastales
40Kg. fibra metálica	Calibrar: 1 calib./ m2
9 Lt de Aditivo	Espesor recomendado
	Hidratación de shotcrete por siete días.

Elaborado por: _____ Revisado por: _____

Area: _____ Superintendente o Jefe de Area: _____

Fecha: _____ Fecha: _____

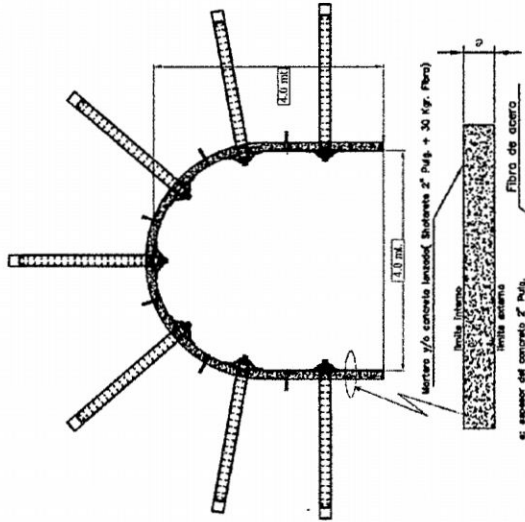
Gerente de Planeamiento e Ingeniería



ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA

INSTALACION DE PERNOS HYDRABOLT + SHOTCRETE

ACUMULACION PARCOYNFI
 CODIGO : EEI-01-E-10A
 VERSION : 01
 F. VIGENCIA : 26/05/11
 PAGINA : 01



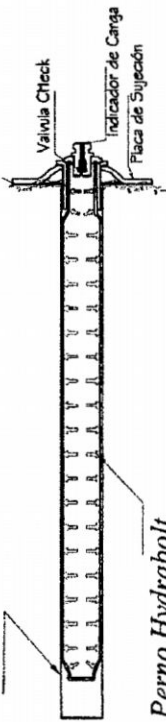
PARAMETROS DE LA MASA ROCOSA

TRAMO	RES. COMP. UNL.	RMR	TIPO ROCA
	25 - 30	31 - 40	MALA - A

TIPO DE SOSTENIMIENTO

TRAMO	SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA
	4.0 m x 4.0 m		2" de espesor + 30 Kgr. fibra metalica	7 sist. esp. 1-1.2 mt. Distrib. cuadrada. ó Rombo	No

Taladro Perforado
7' Pies.



Perno Hydrabolt
7' Pies.

- *La primera capa de shotcrete sobre el macizo rocoso será aplicado con fibra metálica según recomendación Geomecánica*

Concreto Lanzado (Shotcrete)

Comp. Shotcrete	Recomendación
1m3 Agregado	Desate constante de roca
10 Bolsas de cemento	Lavar techo y hastiales
30 Kg. fibra metalica	Calibrar: 1 calib. / m2
9 Lt. de Aditivo	Espesor recomendado
	Hidratacion de shotcrete por siete dias.

Elaborado por : _____ Revisado por : _____ Aprobado por : _____

Area : _____ Superintendente o Jefe de Area : _____ Gerente del Programa Seguridad y Salud : _____ Fecha : _____ Fecha : _____ Fecha : _____

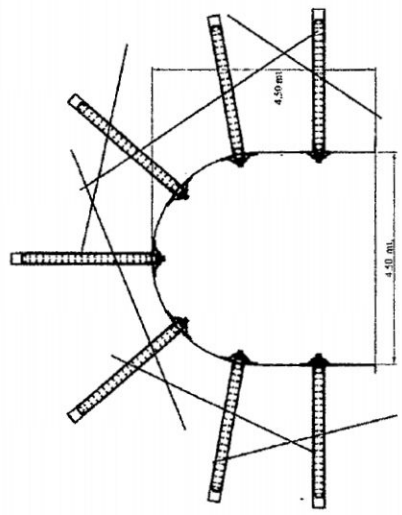
 <p>MINERÍA HORIZONTE</p>	ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA		ACUMULACION PARCOYNTI
	INSTALACION DE PERNOS HYDRABOLT		CÓDIGO: EET-01-E-10A
			VERSION: 01
			F. VIGENCIA: 26/05/11
		PAGINA: 01	

PARAMETROS DE LA MASA ROCOSA

TRAMO	RES. COMP. UNL.	RMR	TIPO ROCA
	100 - 250	51 - 60	REGULAR - A

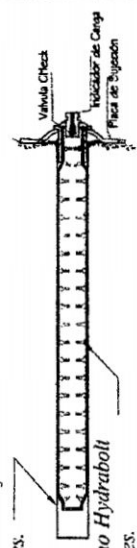
TIPO DE SOSTENIMIENTO

TRAMO	SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MACILLA
	4.50 X 4.20 m	NO	NO	7" sist. esp. 1.5 mt. Distrib. cuadrada. o Rombo	NO

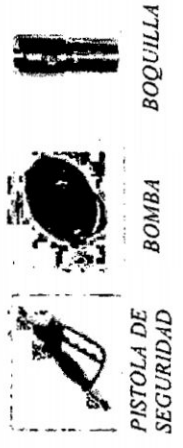


La instalacion de los pernos para esta calidad de roca es en el modo sistematico con una malla de E= 1.50 X 1.50 mts. sea cuadrada o rombo, y perpendicular a las discontinuidades y sistema de fracturas.

Taladro Perforado
7' Pies.



Perno Hydralbolt
7' Pies.



Elaborado por:	Revisado por:	Aprobado por:
Area	Superintendente o Jefe de Area	Gerente de Planeamiento e Ingenieria
Fecha:		Fecha: