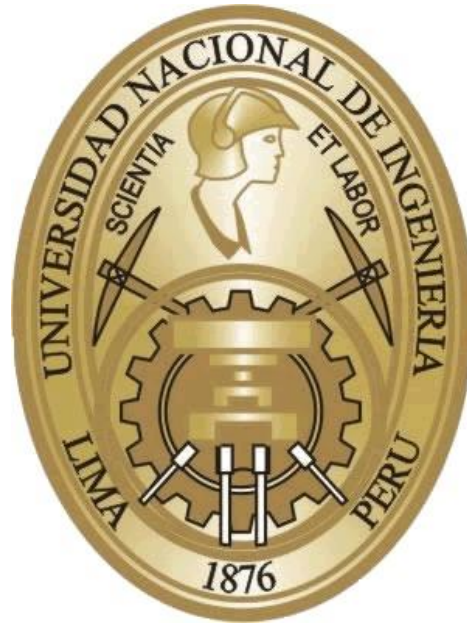


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica



“PROYECTO VETA VICTORIA” (C.M.H.S.A)

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL
PARA OPTAR EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
EFRAIN BERMUDEZ ANAMPA

LIMA – PERU

2008

INDICE

Agradecimiento.....	05
Dedicatoria.....	06
Introducción.....	07
Aspectos Generales.....	08
1.1 Localización y acceso.....	08
1.1.1. Ubicación geográfica.....	08
1.1.2. Acceso a la unidad.....	09
1.2. Clima.....	09
Geología Regional y Geología Local.....	10
2.1 Localización y acceso.....	10
2.1.1 Geomorfología.....	10
2.1.2 Litología.....	10
2.1.3 Estratigrafía.....	11
2.1.4 Rocas intrusivas – Batolito de Pataz.....	11
2.1.5 Geología estructural.....	13
2.2. Geología local.....	14
2.2.1 Geología económica.....	14
2.2.2 Consideraciones estructurales.....	15
2.2.3 Control mineralógico.....	16
Consideraciones Geológicas de la Veta Victoria.....	18
3.1 Antecedentes.....	18
3.2 Información geológica.....	18
3.2.1 Reservas.....	19
Consideraciones Geomecánicas del Proyecto Veta Victoria.....	21
4.1 Parámetros geomecánicos de diseño.....	21
4.1.1 Geología y geomecánica.....	21
4.1.2 Tipos litológicos y estado del macizo rocoso.....	21
4.1.3 Resistencia de la roca intacta.....	22
4.1.4 Condiciones Hidrogeológicos.....	23

4.2 Zonificación y Clasificación del macizo rocoso.....	23
4.2.1 Dominios estructurales Nv 2700.....	23
4.2.2 Dominios estructurales Nv 2600.....	24
4.2.3 Dominios estructurales Nv 2500.....	25
Análisis de Alternativas y Selección del Método de Explotación.....	27
5.1 Objetivo General.....	27
5.2 Diseño del Método de Minado.....	27
5.3 Características Generales del Yacimientos.....	28
5.3.1 Configuración Geométrica del Yacimiento.....	27
5.3.2 Características Geomecánicas del Yacimientos.....	27
5.4 Elección del Método de Explotación.....	29
5.4.1 Corte y Relleno Ascendente.....	29
5.4.2 Corte y Relleno Descendente.....	30
5.4.3 Ventajas.....	30
5.4.4 Conclusión.....	30
Consideraciones Técnicas Para el Ciclo de Minado.....	31
6.1 Perforación y Voladura.....	31
6.1.1 Rendimiento de Perforación.....	32
6.2 Limpieza de Labores.....	32
6.3 Sostenimiento de Labores.....	32
6.3.1 Sostenimiento en Labores de Avance y Tajeos.....	32
Diseño de Minado.....	34
7.1 Criterio de diseño de Labores de Desarrollo.....	34
Servicios Auxiliares Mina.....	35
8.1 Ventilación.....	35
8.1.1 Necesidad de Aire.....	35
8.1.2 Diseño del Circuito de Ventilación.....	35
8.1.3 Requerimientos Para el Circuito de Ventilación.....	39
8.1.4 Costo de Ventilación.....	39
8.2 Red de Energía Eléctrica.....	39
8.2.1 Costo de la Red de Energía.....	40

8.3 Red de Aire Comprimido y Agua.....	40
8.3.1 Costo de la Red de Aire y Agua.....	41
8.4 Sistema de Extracción.....	41
8.4.1 Costo de Línea Cauville.....	41
8.4.2 Costo de Línea Trolley.....	41
8.4.3 Precios Unitarios de Transporte de Desmonte	42
8.4.4 Precios Unitarios de Transportes de Mineral.....	42
8.5 Relleno Hidráulico.....	42
8.5.1 Costo de Relleno Hidráulico.....	42
8.6 Drenaje.....	43
8.6.1 Costo de Drenaje.....	43
Planeamiento y Control.....	44
9.1 Plan de Exploración, Desarrollo y Preparación.....	44
9.2 Plan de Producción.....	45
9.3 Requerimiento de Personal.....	46
9.4 Evaluación Económica.....	47
9.4.1 Análisis de Sensibilidad.....	48
Conclusiones y Recomendaciones.....	49
10.1 Conclusiones.....	49
10.2 Recomendaciones.....	49
Anexos.....	50
11.1 Estándar de Mallas de Perforación y Voladura.....	51
11.2 Estándar de Sostenimiento.....	52
11.3 Precios Unitarios.....	53
Bibliografía.....	54

AGRADECIMIENTOS

El agradecimiento especial es para mi mamá a pesar de su avanzada edad siempre estuvo en los momentos más importantes de mi carrera; para todos mis hermanos, quienes fueron los artífices de mis logros que me brindaron su apoyo incondicional, sin dicho apoyo no se hubiera cristalizado mis sueños.

A mi padre, con su conducta intachable responsable de sembrar sabios consejos que formaron parte de mí existir y a pesar de su ausencia física sigue guiándome en mis objetivos.

A los profesores, quienes compartieron sus conocimientos y sus experiencias en servicio del alumnado, buscando siempre la excelencia para un futuro mejor.

DEDICATORIA

A mi madre por su incansable amor.

A mi esposa por su apoyo, por su amor, por su ternura y sobre todo por su comprensión, por entender los sacrificios de mi profesión, haciendo que cada día valore más la vida a su lado y también mi carrera.

A mis compañeros de trabajo que día a día comparten sus experiencias, haciendo que el trabajo en equipo logre sus objetivos.

A mi Alma Mater compuesta por una excelente plana y alumnos forjadores que me enorgullece haber formado parte de la institución.

A la empresa Consorcio Minero Horizonte S.A. por brindarme la oportunidad de poder desarrollar mis conocimientos y por la capacitación continua en busca de mejora en los procesos productivos.

INTRODUCCION

Consortio Minero Horizonte S.A en su afán de aumentar sus reservas a desarrollado y también viene desarrollando una serie de exploraciones tanto geofísicas como perforaciones Diamantinas, producto de estas exploraciones se tiene la veta Victoria cubicado con leyes de taladro diamantinos, para tener mayor certeza en la cubicación se ha desarrollado labores de exploración iniciando en el nivel 2600 con un crucero principal dirigido a cortar perpendicular al cuerpo mineralizado, debido a los resultados positivos se programó nuevamente taladros diamantinos desde esta labor y seguido de labores de exploración en el nivel superior (nivel 2700) y en el nivel inferior (nivel 2500) para delimitar dicho cuerpo.

Con los datos obtenidos en reservas producto de las exploraciones se procedió a realizar un diseño de minado buscando la rentabilidad de cada labor, para dicho diseño se tomo en cuenta los parámetros geomecánicos proporcionados por el departamento de geomecánica.

Para tener un laboreo ventilado se ha diseñado el circuito de ventilación utilizando el Software VINET teniendo en cuenta los futuros equipos a utilizar y el personal que va ha trabajar.

En el diseño de labores de servicio se esta considerando las labores actuales la cual hace que el costo del proyecto sea bajo El planeamiento se ha realizado de acuerdo a la disponibilidad de los equipos con lo que cuenta la empresa.

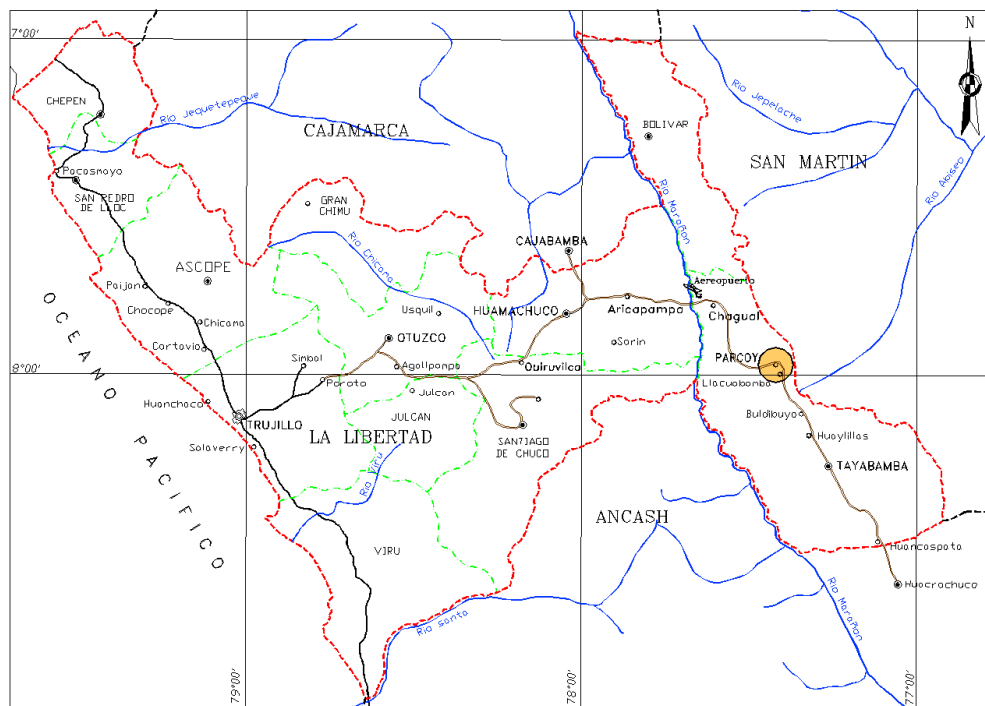
CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 Localización y Acceso.

1.1.1 Ubicación Geográfica

La empresa minera Consorcio Minero Horizonte S.A. esta localizada en parte norte del Perú, en el departamento de la Libertad, provincia de Pataz, distrito de Parcoy, situada aproximadamente a 300 Km. de la ciudad de Trujillo, se encuentra ubicada en la confluencia de los ríos Parcoy y Llacuabamba, en las cercanías de Retamas, anexo del mismo nombre, localizado en la franja occidental de la cordillera oriental de los Andes del Perú.



1.1.2 Acceso a la unidad.

El acceso a la unidad minera por vía terrestre, partiendo de Lima por la Panamericana Norte hasta la ciudad de Trujillo (557 Km.) a partir de ahí sigue con dirección hacia el Este hasta el anexo de Retamas donde se encuentra dicha unidad minera, pasando por la ciudad de Huamachuco (375Km) y por vía aérea, partiendo de la ciudad de Lima hasta el aeropuerto de Pías (470 Km.) con una duración de vuelo una hora con quince minutos aproximadamente y desde ahí por vía terrestre (40 Km.) hasta las instalaciones de la mina.

1.2 Clima

Consortio Minero Horizonte esta situada en la sierra norte del Perú por lo que las estaciones se comporta como tal.

Invierno, comprende de Enero a Marzo, donde las lluvias son fuertes produciendo derrumbes, daños a la propiedad, daños a la vía de acceso por tierra, generando desabastecimiento de materiales y productos en la mina, la temperatura en estos meses varía 10° a 15°.

Otoño, comprende de Abril a Junio, las lluvias son esporádicas, la temperatura oscila entre los 13 ° a 20 °C, el clima es seco con presencia de lluvias esporádicas.

Verano, comprende de Julio a Setiembre, en esta estación la temperatura alcanza los 25° en el día y en las noches desciende fuertemente hasta los 10°, en estos meses corre fuerte viento produciendo remolinos, no hay lluvias.

Primavera, en esta estación que comprende los tres últimos meses del año acompaña una temperatura que varía de 15° a 20° con presencia de lluvias de nivel bajo.

CAPITULO II

GEOLOGIA REGIONAL Y GEOLOGIA LOCAL

2.1 Geología Regional

2.1.1 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 glaciaria y fluvial, las que están en procesos de estabilización.

El drenaje principal está conformado por el río Parcoy, que drena hacia el Noreste, pasando por la Laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas.

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).

2.1.2 Litología

Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas (fajas): El basamento Precambriano del Complejo Marañón al Este, **el Batolito de Pataz** del Carbonífero, y los estratos deformados del Pérmico - Cenozoico al Oeste.

El complejo basal de Marañón consiste de meta sedimentos pizarrosos a esquistosos y rocas meta volcánicas y exhibe plegamiento complejo y formación de clivajes. Los estratos del Pérmico al Cenozoico están plegados en pliegues parados hasta volcados convergiendo hacia el oeste cerca del contacto con el batolito, pero más al oeste son homoclinales.

La Historia Geológica de la región consta de eventos sedimentarios que van del Precámbrico hasta el reciente, afectados por intrusiones de diversos tipos, composiciones así como de edades.

2.1.3 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 Precambriano corresponde a las rocas del Complejo Marañon y está formado por fillitas, 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 Mitu.

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 Goyllarisquiza, calizas de la Formación Crisnejas y por las capas rojas de la Formación Chota. Finalmente se encuentran depósitos aluviales, coluviales y fluviales del Cuaternario Reciente (ver Columna Estratigráfica).

2.1.4 Rocas Intrusivas – Batolito de Pataz

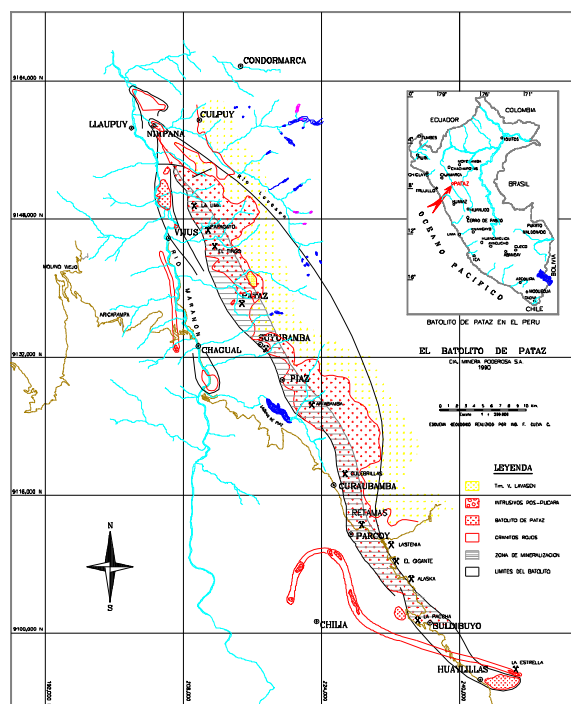
Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas, fueron afectadas por una gran intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada “Batolito de Pataz”. Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica.

La composición litológica del Batolito es ácida a intermedia, caracterizado por granodiorita, diorita y cuarzo-monzonita. Diques aplíticos, microdioríticos y

andesíticos posteriores afectan al Batolito y en algunos casos cortan algunas vetas. La textura de las rocas plutónicas es variable, son comunes tonalitas y granodioritas con zonación a bordes dioríticos, así como pulsaciones más jóvenes de cuarzo-monzonita. En los bordes y cúpulas se observan xenolitos de microdiorita.

El Batolito de Pataz, aflora con un rumbo promedio N30°W (lineamiento Andino), cuyo contacto con las rocas circundantes es irregular y fallado. Estructuralmente, el Batolito está sumamente fracturado y fallado, probablemente porque es un cuerpo tabular estrecho, que se emplazó en una zona de falla extensional, que subsecuentemente se reactivó como una zona de falla inversa oblicua (E. Nelson).

El Batolito se encuentra afectado por fallas de cizalla producto de varios eventos tectónicos así como por diversas pulsaciones, presentando localmente intensa deformación. Su longitud reconocida en la región es de 210 Km. aproximadamente y con un ancho de 2 Km. en el sector de Parcoy, este macizo rocoso está controlado por dos lineamientos mayores de orientación N 30° W. (Lamina 2). La edad del Batolito de Pataz han sido datadas en varios estudios, destacando la data de Schreiber et al. (1990), el cual por el método de 40Ar/AR39 definió edades entre 305 M.a. - 321 M.a. Estudios más recientes de Haerberlin et al (2002) por el mismo método 40Ar/Ar39, registraron edades entre 322 M.a. - 328 M.a.



Formación Batolito de Pataz

2.1.5 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 intruyó 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 Marañon 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

Minero 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.

2.2 Geología Local

CMHSA tiene sus labores mineras en un área de 400has, 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.

2.2.1 Geología Económica

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 de CMHSA son Candelaria, Rosa Orquídea, Sissy-Vannya, Lourdes y Milagros.

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 Au Ag), estos rellenaron 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) buzanan 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 Maraño 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.

2.2.2 Consideraciones estructurales

Los sistemas de vetas se encuentran alineadas en dirección NNW, es decir paralelas a los sistemas de fallas regionales de emplazamiento del Batolito. Existen dos fallas principales de emplazamiento, la falla al Oeste que limita el intrusivo del Batolito con las secuencias sedimentarias del Mesozoico y la falla al Este que pone en contacto al intrusivo con las meta-volcánicas y meta-sedimentarios del Complejo Maraño y el Volcánico Lavasen.

Se han reconocido fallas transversales a las regionales, probablemente posteriores a la mineralización, estas son las Fallas: "H", "Beta", "Norte" y "Balcón". Estas fallas dividen al Batolito en bloques menores, los cuales presentan posibles movimientos de basculamiento, esto se puede evidenciar por la variación en el buzamiento de las vetas de Norte (alto), Centro y Sur (bajo).

La mineralización con mejores valores de Oro, se encuentra en los cambios significativos en la inclinación de las vetas así como en la cercanía a las intersecciones de estructuras.

Las cinco estructuras o “clavos” principales del yacimiento de Parcoy son: “Milagros”, “Lourdes”, “Candelaria”, “Rosa Orquídea” y “Sissy-Vannya” estas tienen longitudes de hasta 400 m, con anchos promedios del orden de los dos metros, su inclinación varía de 35° a 90°, siendo en promedio 65° al Este. Estas estructuras se caracterizan por presentar ensanchamientos (clavos) así como estrangulamientos de las franjas económicas, muestran ramaleos tipo “cola de caballo”, desprendimientos de ramales o Splits y sigmoides asociados.

2.2.3 Control Mineralógico

Los controles estructurales importantes para el emplazamiento de clavos mineralizados son:

- ✓ **Cambios de Rumbo:** Variaciones de rumbo tendientes a un Norte-Sur tienen mineral de mejor calidad y/o son más potentes como vetas; esto es causa por el componente dextral de las fallas syn-mineral de strike slip. Un ejemplo es en el nivel 2765 de la mina Milagros.
- ✓ **Cambios de buzamiento:** En varios casos, los cambios a buzamientos de bajo ángulo propician mayor abertura (potencia) y tienden a tener mejores valores de Au; esto es causa por el componente dominante de deslizamiento inverso en las fallas syn-mineral. Un ejemplo es el split Santa Rosa, sección 53-SE, entre los niveles 2600 y 2630.
- ✓ **Intersecciones de Falla:** Las intersecciones normalmente son zonas de aumento de la fracturación de permeabilidad estructural y pueden contener mena de calidad más alta y/o mayor volumen de mena. Los ejemplos son en la mina Candelaria dónde ocurren muchas intersecciones.
- ✓ **Diques:** varias vetas son paralelas o sub-paralelas a los diques (Lourdes). Algunos diques son syn-mineral a tardío-mineral y están deformados. Otros

diques pueden ser post-mineral y haber intruído paralelamente a las vetas. En cualquier de estos casos, los diques constituyen buena guía exploratoria.

- ✓ **Litología de la roca huésped:** La variedad de unidades de roca granítica del Batolito tienen propiedades mecánicas diferentes ante un fallamiento. Las fallas normalmente refractan (cambian rumbo y/o buzamiento) al cruzar los contactos entre estas litologías mecánicamente distintas, lo que podría haber favorecido la depositación mineral en las aperturas estructurales.
- ✓ **Fallas Transversales:** Varias fallas transversales ocurren en el distrito y algunas parecen tener alteración y/o mineralización similar a las vetas con mineral. Donde el lineamiento Llacuabamba intersecta el batolito, los sistemas de veta (Candelaria y Rosa Orquídea) tienen los más bajos buzamientos y varias extensiones con dirección paralelo o sub-paralelo al lineamiento. Otros lineamientos transversos deben explorarse a lo largo por sistemas de veta similares.

CAPITULO III

CONSIDERACIONES GEOLOGICAS DE LA VETA VICTORIA

3.1 Antecedentes.

En el año 2000 se desarrolla el CX35310S a partir del CX403 con el objetivo de realizar una cámara de sección de 6x6m y explorar la veta encanto y posible veta Victoria, pero por deficiencia de equipos diamantinos y por las circunstancias favorables que pasa la mina se deja de explorar. En el 2006 se realiza una campaña de exploraciones en la cual se retoma dicha cámara. En marzo del 2007 empieza las perforaciones diamantinas teniendo como proyecto tres taladros, en abril concluye las perforaciones con resultados positivos

3.2 Información Geológica.

La veta Victoria como todas las vetas del batolito de Pataz tienen el mismo comportamiento geológico con rumbo Este-Oeste y buzamiento al Norte, por tramos aumenta su potencia tanto horizontal como vertical y en otros tramos se reduce. Dicha veta de acuerdo a los taladros realizados presenta dos Split uno al piso y el otro al techo, la potencia promedio la veta Victoria es de 1.9m con una ley promedio de 18 grAu/Tn y los Split es de 1.3m con ley de 20 grAu/Tn.

La veta Victoria se tiene reconocida desde el nivel 2700 hasta el nivel 2500 y en horizontal abarca 180m. La roca encajonante es granodiorita alterada y por el intenso fallamiento esta acompañado de panizo en la cual se encuentra oro libre

Por debajo del nivel 2600 se encuentra desplazada 10m por una falla inversa de 1m de potencia.

3.2.1 Reservas

La veta Victoria compuesto por un lazo techo y un lazo piso esta cubicada desde el nivel 2500 hasta el nivel 2700 con recursos medidos, indicados e inferidos haciendo un total de 160,144 TMS diluidas con potencia promedio de 1.96 m y ley de 18.02 grAu/Tn; además se tiene un potencial de 118,398 TMS. El Split Piso esta cubicada con 3,843 TMS con potencia promedio de 1.3m y ley de 22.60 grAu/Tn y el Split Techo con 23,821 TMS y 1.25 de potencia con 18.03 grAu/Tn, con el objetivo de aumentar estos recursos se ha desarrollado un programa de ejecución de cámaras diamantinas y las perforaciones respectivas, las cuales confirmarán los blocks sobre el nivel 2640 y los blocks por debajo del nivel 2570.

El total de recursos es de 187,808 TMS con un ancho promedio diluido de 1.86m y ley 18.12 grAu/Tn, ver el cuadro de resumen.

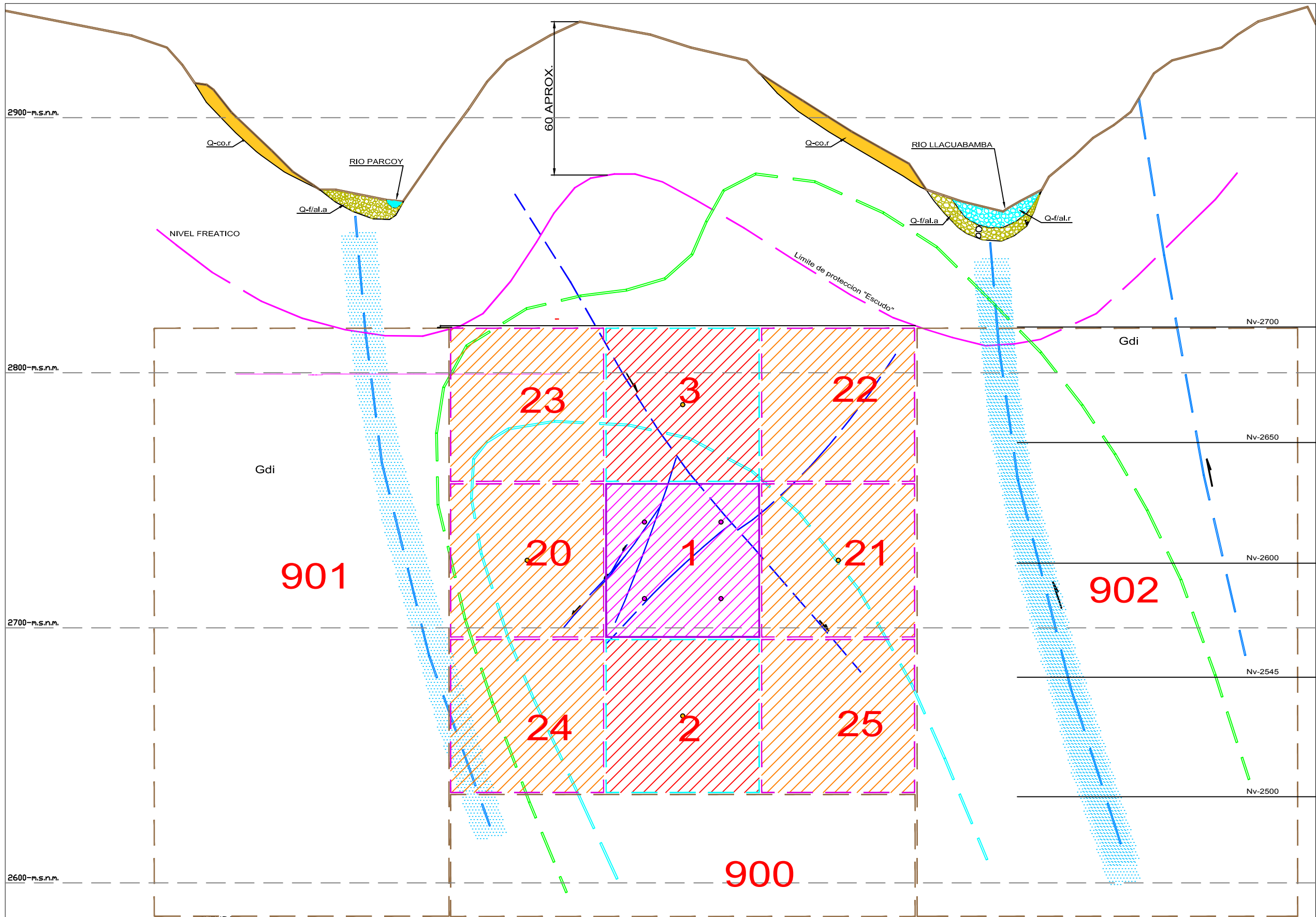
El cuadro muestra el detalle de la cubicación de veta Victoria y los Splits tanto piso como techo.

VICTORIA						
Block	TMS Diluido	A. Veta Diluido	Ley Au Diluido	Clasificación	Valor	Certeza
1	22471.92	2.78	22.11	Recurso	Económico	Medido
2	17579.52	2.18	16.79	Recurso	Económico	Indicado
3	17579.52	2.18	16.79	Recurso	Económico	Indicado
20	19353.60	1.92	18.29	Recurso	Económico	Inferido
21	18950.40	1.88	18.67	Recurso	Económico	Inferido
22	16732.80	1.66	17.83	Recurso	Económico	Inferido
23	15724.80	1.56	16.97	Recurso	Económico	Inferido
24	15321.60	1.52	18.66	Recurso	Económico	Inferido
25	16430.40	1.63	14.62	Recurso	Económico	Inferido
RECURSOS	160144.56	1.96	18.02			
900	10712.00					
901	53843.00					
902	53843.00					
POTENCIAL	118398.00					
TOTAL	278542.56					

SPLIT VICTORIA PISO						
Block	TMS Diluido	A. Veta Diluido	Ley Au Diluido	Clasificación	Valor	Certeza
1	676	1.32	26.14	Recurso	Económico	Medido
2	863	1.24	20.24	Recurso	Económico	Medido
3	522	1.33	22.57	Recurso	Económico	Medido
300	891	1.29	22.38	Recurso	Económico	Inferido
301	891	1.29	22.38	Recurso	Económico	Inferido
TOTAL	3,843	1.30	22.60			

SPLIT VICT. TECHO						
Block	TMS Diluido	A. Veta Diluido	Ley Au Diluido	Clasificación	Valor	Certeza
3	772	1.21	23.16	Reservas	Recurso	Medido
4	1,495	1.28	22.37	Reservas	Recurso	Indicado
5	1,495	1.28	22.37	Reservas	Recurso	Indicado
301	1,977	1.64	17.32	Reservas	Recurso	Inferido
303	1,495	1.28	18.37	Reservas	Recurso	Inferido
800	16,587	1.2	17.07	Recurso	Recurso	Inferido
TOTAL	23,821	1.25	18.03			

RESUMEN					
Veta	TMS Diluido	A. Veta Diluido	Ley Au Diluido	Clasificación	Valor
Veta Victoria	160,145	1.96	18.02	Recurso	Económico
Split Victoria Piso	3,843	1.30	22.60	Recurso	Económico
Split Victoria Techo	23,821	1.25	18.03	Recurso	Económico
TOTAL	187,808	1.86	18.12		



LEYENDA

- Gdi Granodiorita
- Q-co.r Deposito fluvio aluvional antiguo
- Q-f/al.a Deposito fluvio aluvional reciente
- Q-co.r Deposito coluvial reciente
- Fallas de superficie/halo alterado
- Fallas de interior mina
- Anomalia geofisica, fuerte >27 mV/V (cargabilidad)
- Anomalia geofisic, moderada >13 mV/V(cargabilidad)

AU DIL		RECURSOS		POTENCIAL
0-1	8-12	12	200	POTENCIAL
1-3	12-20	10	100	
3-5	>20	800	800	
5-8				



GRTE. OPERACIONES : C.S.B.	May / 18	SUP. GENERAL : P.P.P.	May / 18
SUPT. MINAS : M.A.A.	May / 18	MEC. DE ROCAS : D.C.CH	May / 18
SEGURIDAD MED. AMB. : J.C.P.	May / 18	JEFE PLAN / ZONA : E.B.A.	May / 18
SUPT. GEOLOGIA : L.H.V.	May / 18	VENTILACION : C.A.M.	May / 18
JEFE. PLAN / INGEN. : L.Q.A.	May / 18	TOPOGRAFIA : GEOD.	May / 18
JEFE DE ZONA : ..	May / 18	EJECUTOR PROY : CANCHANYA	

PLANEAMIENTO E INGENIERIA	ESCALA : 1/1500
GEOLOGIA VETA VICTORIA	FECHA :
PLANO GEOLOGICO	N° PLANO : 01
CUBICACION	Impreso:

CAPITULO IV

CONSIDERACIONES GEOMECANICAS DEL PROYECTO VETA VICTORIA

4.1 Parámetros Geomecánicos de Diseño

4.1.1. Geología y Geomecánica.

El proyecto Victoria al igual que los demás proyectos en ejecución está ubicado en el Batolito de Pataz teniendo como roca regional la granodiorita.

El batolito se encuentra limitado por dos fallas: al NE una de las fallas lo pone en contacto con el complejo marañón y la otra, al SW lo contacta con rocas mesozoicas.

El sistema principal de vetas NW-SE, una de ellas veta Victoria se formó como consecuencia del relleno de los espacios vacíos de las fracturas y fallas, dado que el intrusito se presenta muy fracturado.

4.1.2. Tipos Litológicos y Estado del Macizo Rcoso

En el mapeo correspondiente de las labores más próximas en los tres niveles se han identificado principalmente los tipos de roca granodiorita, diorita y cuarzo monzonita y metavolcánicos.

La granodiorita se encuentra ligeramente propilitizada en zonas estériles variando a cloritizada conforme se acerca a la estructura mineralizada, las dioritas y y cuarzo monsonitas se encuentran en menor grado y son características en zonas de roca estéril; tiene una textura granular fanerítica.

4.1.3. Resistencia de la Roca Intacta.

La resistencia de la roca intacta es quizás el principal parámetro en la evaluación de la Roca Intacta.

Se ha desarrollado la toma de este parámetro mediante su recopilación práctica de resistencia de campo, medida con el comportamiento del macizo rocoso a la aplicación del martillo en cada zona de mapeo por celdas, también se ha desarrollado la determinación de éste parámetro con la aplicación del Martillo Schdmitt en los niveles de evaluación vinculados al proyecto, y complementando esta información se tiene los ensayos de laboratorio de Mecánica de Rocas en los cuales se analizaron tanto las propiedades físicas, como su resistencia compresiva uniaxial.

CUADRO N° 01

Muestra	Densidad (gr/cm ³)	Porosidad (%)	Absorción (%)
EP – 12 (1)	2.26	0.67	0.29
EP – 12 (2)	2.63	0.67	0.25
013 (Estéril)	2.65	0.20	0.20

Muestra	σ_c (Mpa) *
EP – 10	119.1
EP – 14	76.5
015 (Estéril)	88.9

(*) Resistencia compresiva estandarizada con L/D = 2.

Descripción:

- EP -12 (1) Estéril Piso (Testigo). Granodiorita.
- EP -12 (2) Estéril Piso (Testigo). Granodiorita.
- EP – 10 Estéril Piso (Testigo). Granodiorita
- EP – 14 Estéril Piso (Testigo). Granodiorita Silicificada
- 013 (Estéril) Estéril (Bloque) Granodiorita.
- 015 (Estéril) Estéril (Bloque) Granodiorita.

La muestra EP – 10 corresponde a la cercanía del crucero principal que se va ha desarrollar en el Nv. 2600.

L a muestra EP – 14 corresponde a las cercanías del crucero principal en el Nv 2700

4.1.4. Condiciones Hidrogeológicas.

El afloramiento de la Veta Victoria corta diagonalmente al río de Llacuabamba y al río de Parcoy por ende el laboreo del proyecto esta ubicado debajo de éstos dos ríos por lo que se infiere que el ambiente hidrogeológico del laboreo de exploración y preparación será de flujo constante por filtración en los niveles 2700 y el 2600 Las condiciones hidrogeológicas en el nivel 2700 es de flujo constante y dicho flujo disminuye gradualmente en los niveles inferiores llegando al nivel 2500 a un estado de goteo esto se ha confirmado con los taladros diamantinos lanzados desde la CM35310S Nv 2600.

4.2 Zonificación y Clasificación del Macizo Rocoso.

La caracterización del Macizo Rocoso nos ha permitido diferenciar 7 dominios estructurales con características geomecánicas diferentes (anexo...). Los dominios del proyecto han sido inferidos mediante el mapeo por línea de detalle realizadas en labores aledañas e indicadas tanto en los niveles inferiores del mapeo como en los niveles superiores (50m hacia arriba y 50m hacia abajo).

La determinación de dominios estructurales han sido visualizados por la información de los actuales niveles de operación

4.2.1. Dominios Estructurales Nv. 2700.

a) Dominio D01. (Prog. 0+00 – 0+187)

Se caracteriza por tener un RMR que varía de 35 – 46 correspondiendo a una calidad de roca Regular B, tipo III-B, en éste tramo el crucero atravesará dos sistemas de falla con azimut 134° y buzamiento a favor del avance (45°NE) y el segundo con 130° con buzamiento en contra del avance (70°SW). Además existen dos sistemas de juntas con azimut 130° y 196° ambas con buzamiento en contra del avance, 23°SW Y 53°NW respectivamente

El comportamiento estructural consta de fracturamiento ligero de tipo tabular con presencia de sericita y pirita como relleno; el tipo de roca para este tramo consiste en granodiorita medianamente alterada.

b) Dominio D02. (Prog. 0+187 – 0+227)

Se caracteriza por tener un RMR de 25 a 30 correspondiendo a una roca mala B, tipo IV-B, en este tramo el análisis estructural indica la presencia de dos sistemas de fallas con azimut 277° y 290° con buzamientos opuestos entre ellos y dos sistemas de juntas una de las cuales es paralela al primer sistema de fallas y la otra con azimut 70° siendo esta casi paralela a la excavación del crucero.

En este dominio el crucero que avanzara a interceptar la veta atravesara una serie de fallas muy fracturadas con presencia de panizo, óxidos y con presencia de agua (goteo) pero mientras se acerca ala veta el flujo de agua es constante.

La roca en este tramo es una granodiorita muy alterada e intemperizada con presencia de cuarzo entre fracturas y vetillas.

4.2.2. Dominios Estructurales Nv 2600.**c) Dominio D01. (Prog. 0+00 – 0+50)**

Se caracteriza por tener un RMR promedio de 41-50 correspondiendo a una calidad de roca Regular B, tipo III – B; en este tramo el crucero se infiere con los datos hallados en el mapeo del CX403.

En este tramo el crucero principal atravesará dos sistemas de juntas con azimut 296° con buzamiento a favor del avance (33° NE) y 16° y buzamiento en contra del avance (56° NW) siendo una orientación de estructuras media a favorable para la excavación del proyecto.

El tipo de roca inferido es granodiorita ligeramente propilitizada.

d) Dominio D01. (Prog. 0+50 – 0+70)

Se caracteriza por tener un RMR promedio de 16 correspondiendo a una calidad de roca Muy Mala, tipo V; se tiene la presencia de un solo sistema de fallas con azimut 108° , buzamiento en contra al eje de excavación del crucero principal, determinándose una valoración media de acuerdo a la orientación de estructuras,

variando significativamente a desfavorable por la condición y características geotécnicas del terreno.

e) Dominio D01. (Prog. 0+70 – 0+107)

Se caracteriza por tener un RMR promedio de de 51 – 60 correspondiendo a una calidad de roca Regular A, tipo III-A; el análisis estructural indica la presencia de un llamamiento con azimut 112° y tres sistemas de juntas con azimut 111°, 144° y 196° que se interceptan entre si formando cuñas de diversos tamaños, estos sistema determina una condición media a favorable para el avance del Crucero.

En tipo de roca presente en esta zona consiste en granodiorita con diseminaciones finas de pirita y la presencia de un dique andesítico en las fallas esta presente el panizo como relleno.

f) Dominio D01. (Prog. 0+107 – 0+125)

Se caracteriza por tener un RMR promedio de 16° correspondiendo a una calidad de roca Muy Mala, tipo V; el análisis estructural indica la presencia de fallas con azimut 111°, buzamiento en contra del avance, resultando una condición media para el avance de acuerdo con la orientación de las estructuras; pero condiciona una zona desfavorable por la presencia de la veta Victoria.

4.2.3. Dominios Estructurales Nv 2500.

g) Dominio D01. (Prog. 0+00 – 0+280)

Se caracteriza por tener un RMR de 31 – 40, correspondiendo a una calidad de roca Mala A, tipo IV-A; el analisis estructural indica la presencia de tres sistemas de fallas con azimut 113° y 38°, ambos con buzamiento a favor del avance de la excavación; asimismo tres sistemas de juntas de azimut 140°, buzamiento a favor de la excavación (75°NE); 124° y 60° ambos con buzamiento en contra de dicho avance (66°SW y 28°SE respectivamente), de acuerdo a la orientación de estructuras se determina una condición media a favorable.

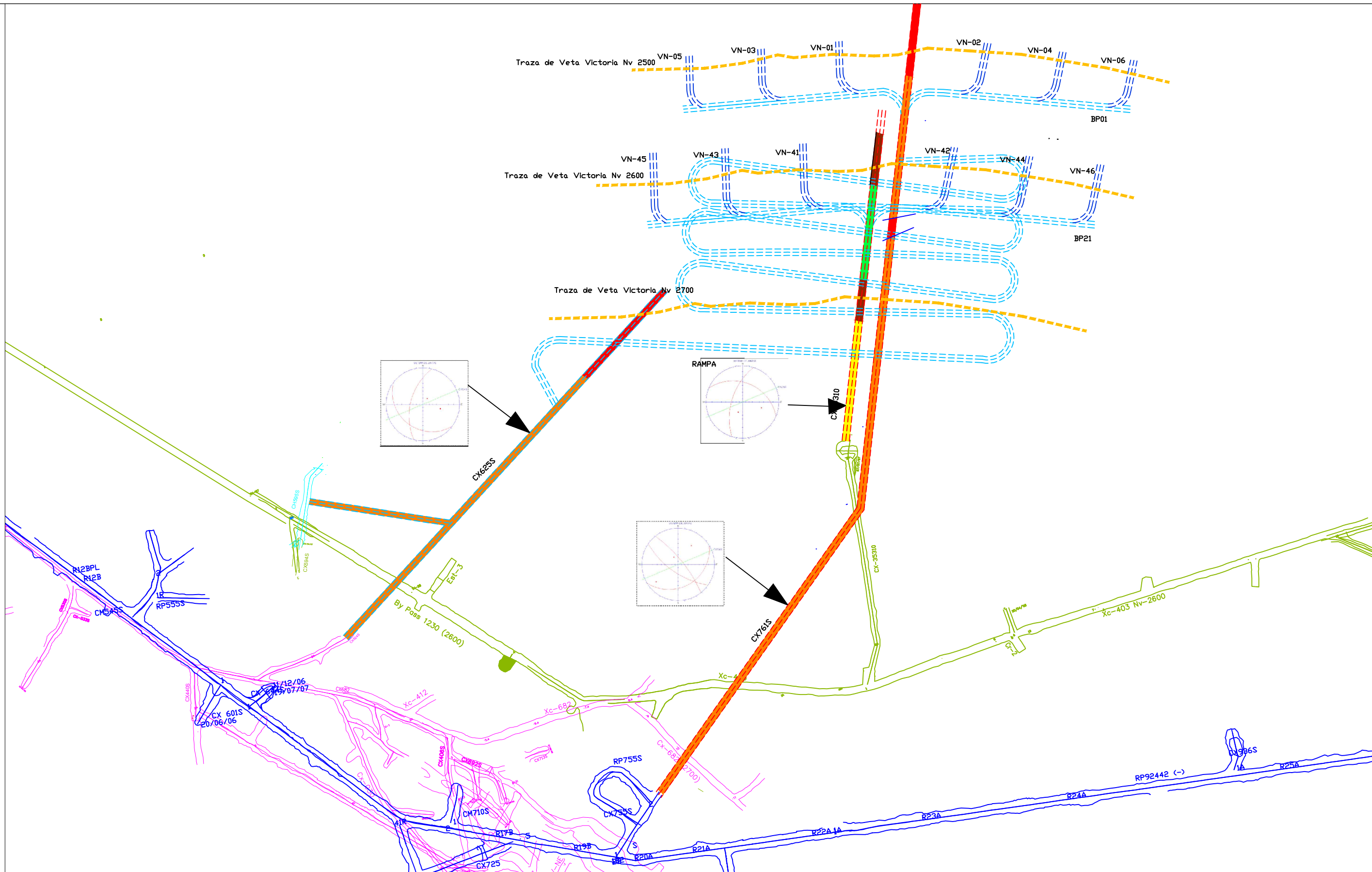
El tipo de roca consiste de granodiorita moderadamente propilitizada a cloritizada presentando panizo y calcita como relleno de fallas y fracturas.

h) Dominio D01. (Prog. 0+280 – 0+308)







Se caracteriza por tener un RMR de 21 a 30 correspondiendo a una calidad de roca Mala B, tipo IV-B, en este tramo el crucero principal atravesará roca fuertemente fracturada y alterada debido a la presencia de la Veta Victoria y a tres sistemas de fallas con azimut 154°, 39° ambos con buzamiento en contra de la excavación y 114° con buzamiento en a favor.

El tipo de roca consiste de granodiorita fuertemente alterada con presencia de calcita en superficies de planos de estructuras y panizo con óxidos como rellenos de fallas.

Nivel	Dominios estructurales	progresivas (m)	Progresivas (m)			Clase de Macizo Rocoso		
			RQD	RMR	Q	RMR	Tipo	Q
2700	a	0+000 - 0+187	73	41-46	0.778	Regular III - B	III	Roca Muy Mala
2700	b	0+187 - 0+227	35	25-30	0.171	Mala IV-B	IV	Roca Muy Mala
2600	c	0+000 – 0+050	68	41-50	1.133	Regular III - B	III	Roca Muy Mala
2600	d	0+050 – 0+070	30	16	0.05	Muy Mala V	V	Roca Exrtremadamente Mala
2600	e	0+070 – 0+107	70	52	1.556	Regular III-A	II	Roca Mala
2600	f	0+107 – 0+125	30	16	0.05	Muy Mala V	V	Roca Exrtremadamente Mala
2500	g	0+000 – 0+280	46	38	0.326	Mala IV-A	III	Roca Muy Mala
2500	h	0+280 – 0+308	27	28	0.185	Mala IV-B	IV	Roca Muy Mala



LEYENDA

- | | | | |
|---|--------------------------|---|--------------------------|
|  | ROCA MUY MALA (RMR 0-20) |  | ROCA REGULAR (RMR 41-50) |
|  | ROCA MALA (RMR 21-30) |  | ROCA REGULAR (RMR 51-60) |
|  | ROCA MALA (RMR 31-40) |  | ROCA BUENA (RMR 61-80) |



GRTE. OPERACIONES : C.S.B.	May / 18	SUP. GENERAL : P.P.P.	May / 18
SUPT. MINAS : M.A.A.	May / 18	MEC. DE ROCAS : D.C.CH	May / 18
SEGURIDAD MED. AMB. : J.C.P.	May / 18	JEFE PLAN / ZONA : E.B.A.	May / 18
SUPT. GEOLOGIA : L.H.V.	May / 18	VENTILACION : C.A.M.	May / 18
JEFE. PLAN / INGEN. : L.Q.A.	May / 18	TOPOGRAFIA : GEOD.	May / 18
JEFE DE ZONA : ..	May / 18	EJECUTOR PROY : CANCHANYA	

PLANEAMIENTO E INGENIERIA	ESCALA : 1/1500
PROYECTO VETA VICTORIA	FECHA :
PLANO GEOMECANICO	N° PLANO : 02
NIVEL - 2500, 2700	Impreso:

CAPITULO V

ANÁLISIS DE ALTERNATIVAS Y SELECCIÓN DEL MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

5.1 Objetivo General

- ✓ Realizar un análisis de cada método de explotación con respecto a todos los parámetros de producción, productividad, eficiencias y costos.
- ✓ Reducir los costos de producción previo análisis e incrementar la productividad.
- ✓ Definir los parámetros y estándares de operación (diámetro de taladro, malla de perforación, abertura máxima, tiempo de exposición a la abertura, tipo de sostenimiento, características geomecánicas, tipo de explosivo, etc.

5.2 Diseño del Método de Minado

Consiste en la explotación de mineral utilizando el método que más se adecue a las condiciones del cuerpo mineralizado, desde el punto de vista:

- ✓ Geomecánico
- ✓ Geométrico; y
- ✓ Distribución de leyes

5.3 Características Generales del Yacimiento.

5.3.1 Configuración Geométrica y Distribución de Leyes

Inicialmente estas características se definió con los talaros diamantinos, pero esto fue confirmado con las primeras labores de exploración realizados en nivel 2600 la cual son datos mas reales que a continuación se muestra en el siguiente cuadro.

Forma	Potencia	Inclinación	Profundidad	Distrib. de leyes
Equidimensional	Estrecha (<10m)	X Echado (<20°)	Pequeña (<150m)	Uniforme
Tabular	X Intermedia (10-30m)	Intermedia (20°-55°)	Intermedia (150 – 600m)	X Diseminado
Irregular	Potente (30-100m)	Inclinado (>55°)	X Alta (>600m)	Errático
	Muy potente (>100m)			

Descripción:

Forma

Equidimensional.- Dimensión igual en cualquier dirección

Tabular.- Dos de las dimensiones son mucho mayores que la tercera.

Irregular.- Las dimensiones varían a distancias pequeñas.

Distribución de Leyes.

Uniforme.- La ley es constante en cualquier punto.

Diseminado. Las leyes tienen una distribución zonal.

Errático.- Las leyes presentan cambios radicales de un punto a otro.

5.3.2 Características Geomecánicas del Yacimiento.

Para la selección del método de minado, es muy importante los parámetros geomecánicos por que de ello dependerá las aberturas a realizar, el cuadro que se muestra es un resumen de las características geomecánicas presentado el capítulo IV.

Resistencia de la matriz rocosa encajonante	Espaciamiento entre Fracturas	Resistencia de la veta
Pequeña (<25MPa)	Muy pequeña (>16 fract./m)	Pequeña (<25MPa)
Media (25-75MPa)	X Pequeña (10-16 fract./m)	X Media (25-75MPa)
Alta (>75MPa)	Grande (3-10 fract./m)	Alta (>75MPa)
	Muy grande (<3 fract./m)	

5.4 Elección del Método de Explotación

De acuerdo a la configuración geométrica y de las características geomecánicas del yacimiento solo se tiene los métodos tradicionales para la elección del método de explotación que son aplicados en la mayoría de la vetas de Consocio Minero Horizonte

5.4.1. Corte y Relleno Ascendente.

Por las características del yacimiento, las labores de preparación consisten construir un by pass paralela a la veta separado de acuerdo a la recomendación geomecánica y desde dicha labor se construye ventanas cada 30m de tal manera cortar perpendicular a dicha veta y desde estas ventanas se construyen las chimeneas de exploración y preparación alternadamente.

A partir de las ventanas se construye tambien los subniveles de ataque que servira para explorar en forma secuencial todo un horizonte y esto se repite a los 25m en altura construyendo los subniveles de preparación obteniendo block's de 30mX25m Culminado el bloqueo se procede a construir la loza de concreto en le subnivel inferior para tener un techo seguro cuando se taje los niveles inferiores

El corte empieza desde la chimenea de preparación de 3.2mx1.5m de sección, los cortes se realizaran en avanzado y en breasting con sección de 1.2mx2.4m y usando como cara libre el subnivel inferior de .2mx1.8m de sección, la calidad de la roca solo permite hacer un sobre corte por lo que terminado el primer corte se procede a preparar el embolsado con una barrera de madera en las chimeneas y poliyute para luego rellenar completamente el subnivel. Esta secuencia se repetira hasta concluir el bock

La limpieza se realizara a lo largo del tajo hacia la chimenea de preparación y desde esta será evacuado por carros minero. Asi mismo el izaje de madera se realizara por esta chimenea.

Parámetros de Explotación

3. Productividad por tajeo: 24 Tn/ día
4. Dilución: 15%
5. Recuperación: 90 %
6. Consumo de Explosivos: 0.22 Kg/t

5.4.2. Corte y Relleno Descendente.

La preparación de dicho tajo es similar que para el corte y relleno ascendente solo varía en método de explotación. Culminado la preparación se construye una loza de concreto en el subnivel superior luego desde la chimenea de preparación se empieza con el primer el corte descendente

La perforación y voladura es en avanzada desde la chimenea de preparación con perforadoras manuales tipo Jack Leg. La limpieza es con un winche de 20HP de potencia a lo largo del tajo hacia la chimenea de extracción desde donde es evacuado ya sea con locomotora o scoop de 1.5 Yrd

Concluido la extracción del mineral del tajeo, se prepara para el relleno con una base y barrera de madera y poliyute que permitirá hacer una loza de 2.4 pies de alto, el relleno utilizado es hidráulico. De esta manera se construye un techo seguro para el corte inferior y explotar las labores adyacentes.

Parámetros de Explotación:

Productividad por tajeo: 24 Tn/día.

Dilución: 10 %

Recuperación: 95 %

Consumo de Explosivos: 0.20 Kg/t

Tipo de Relleno: Hidráulico.

5.4.3. Ventajas.

- ✓ Corte y relleno descendente mayor recuperación y menor dilución
- ✓ Corte y relleno ascendente menor consumo de explosivos, menor uso de madera, menor tiempo para cambio de piso

5.4.4. Conclusión.

El costo de explotación por corte y relleno descendente es mas elevado por el consumo de madera para construir la base en cada cambio de piso asimismo por el consumo de explosivos por lo que este método se aplicara cuando la roca no permita la explotación por corte y relleno ascendente, mientras tanto de acuerdo a la zonificación el método de explotación aplicado a esta veta será por corte y relleno ascendente.

CAPITULO VI

CONSIDERACIONES TECNICAS PARA EL CICLO DE MINADO

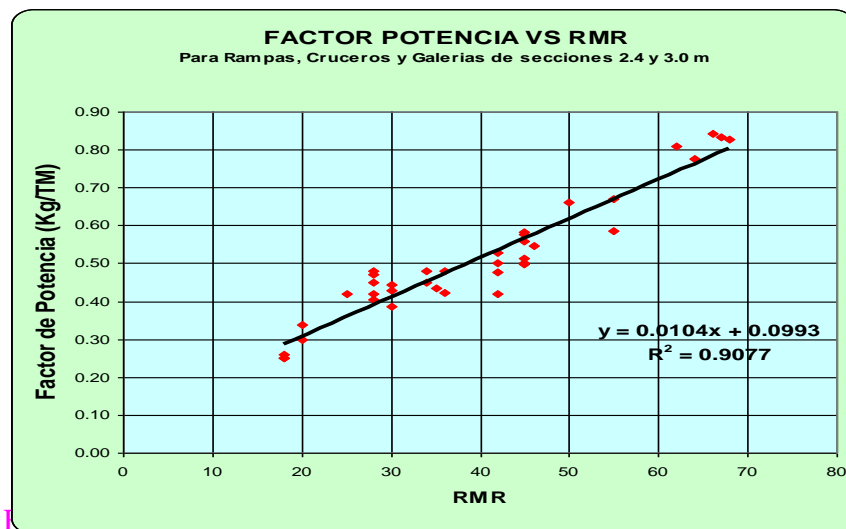
6.1 Perforación y Voladura

La perforación se realizara convencionalmente con equipo Jack Leg, con barras de 6 pies y con brocas tricónicas, debido que la labor de mayor sección es de 3X3m y las potencias promedias de las vetas son de 1.2m

En Consorcio Minero Horizonte S.A. se tiene mallas estándares (anexo 1) que han sido desarrolladas de acuerdo al tipo de roca y la sección de las labores (tabla 01), estas mismas mallas también serán utilizadas en la veta Victoria ya que dichas mallas están contempladas en el precio unitario a todo costo.

En los tajos la perforación y voladura será en avanzada y en breasting desde la chimenea de preparación.

Tabla 01



6.1.1. Rendimiento de perforación

RENDIMIENTO POR TIPO DE LABOR EN AVANCES					
Labor	Sección (m)	Avance/Gdia (m)	Avance/día (m)	Pers/Gdia	Pers/Día
Crucero	3.0 x 3.0	1.6	3.2	2	4
	2.4 x 2.4	1.2	3.2	2	4
Rampa	3.0 x 3.0	1.6	3.2	2	4
Subnivel	1.2 x 1.8	1.6	3.2	2	4
Tajo	1.4 x 2.4	1.5	3.0	2	4
Chimenea	1.5 x 1.5	1.2	2.4	2	4
	2.4 x 1.2	1.2	1.2	2	4

6.2 Limpieza de Labores

Las secciones de las rampas y cruceros principales serán de 3mx3m y de 2.7mx2.7m por lo que se utilizara Scoop de 2.5 yardas y en labores de sección de 2.4mx2.4m se utilizara scoop de 1.5 yardas y para los subniveles y tajos se utilizara winches eléctricos de 20HP

6.3 Sostenimiento de Labores

6.3.1 Sostenimiento en Labores de Avance y Tajeos.

En labores principales o labores permanentes se aplicara sostenimiento mecanizado tales como pernos helicoidales, shotcrete, malla electrosoldada y cimbras metálicas de acuerdo a la zonificación geomecánica y en labores temporales de avance el sostenimiento a utilizar será cuadros de madera, la selección del sostenimiento a aplicar es responsabilidad del área de geomecánica.

En labores de explotación (tajos) los elementos de soporte a utilizar será de acuerdo al tipo de roca encajonante, a la calidad geomecánica de la veta y a la potencia de la misma, pudiendo utilizar Split Set, Puntales con Jack Pot y cuadros de madera.

CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL					
TIPO MACIZO ROCOSO	CLASE	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACION DE AVANCE Y TAJEOS	TIEMPO DE AUTOSOPORTE
REGULAR	III - A,B	41 - 60	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda.	GL: Sost. con Split Set 5' - 7' espaciados a 1,2m y malla electrosoldada. SN: Autosostenimineto TJ: Sost. Con puntales y Jack Pots 8" y 6".	15 Días
MALA	IV - A,B	21 - 40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas y juntas rellenas de panizo de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas	Requiere sostenimiento con madera. Gl: espaciamiento 1,3 y 1,5m Φ 8". SN: espaciamiento 1,5m Φ 6" y TJ espaciado 1,5m Φ 6" y Φ 7"	1 Día
MUY MALA	V	0 - 20	Roca muy suave, intensamente fracturada, fallada y alterada, panizada con flujo continuo de agua.	Requiere sostenimiento con madera. Gl: espaciamiento 1,2 Φ 8". SN: espaciamiento 1,3m Φ 6" y TJ: espaciado 1,3m Φ 7" y Φ 8"	Inmediato

CATEGORIA DE SOSTENIMIENTO MECANIZADO					
TIPO MACIZO ROCOSO	CLASE	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA LABORES 2.4mx2.4m y3mx3m.	TPO DE AUTOSOPORTE
BUENA	II	61 - 80	Roca dura con muy pocas fracturas y ligera alteración, húmeda en algunos casos.	Autosostenimiento	
REGULAR - A	III - A	51 - 60	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas, ligeramente alterada, húmeda.	Pernos Helicoidales Ocasionales de 6'	15 Días
REGULAR - B	III - B	41 - 50	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas y con presencia de algunas fallas menores, ligeramente moderada alteración, húmedo - mojado.	Empernado sistemático 1,3m x 1,3 m. de 6' y malla electrosoldada como guarcabeza	1 Semana
MALA - A	IV - A	31 - 40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas panizadas de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas	Empernado sistemático 1,3m x 1,3 m. de 6' y una capa de shotcrete de 2" de espesor	1 día
MALA - B	IV - B	21 - 30	Roca suave muy fracturada, con múltiples fallas panizadas fuertemente alterada, con goteos y flujo constante de agua	Pernos Sistemáticos de 1,0m x 1,0 m. y malla electro soldada con una capa de shotcrete de 3" de espesor	12 horas
MUY MALA	V	0 - 20	Roca muy suave intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.	Cimbras metálicas tipo H, Omega, el espesor de vigas y espaciadas y marchavantes si es requerido.	Inmediato

CAPITULO VII

DISEÑO DE MINADO

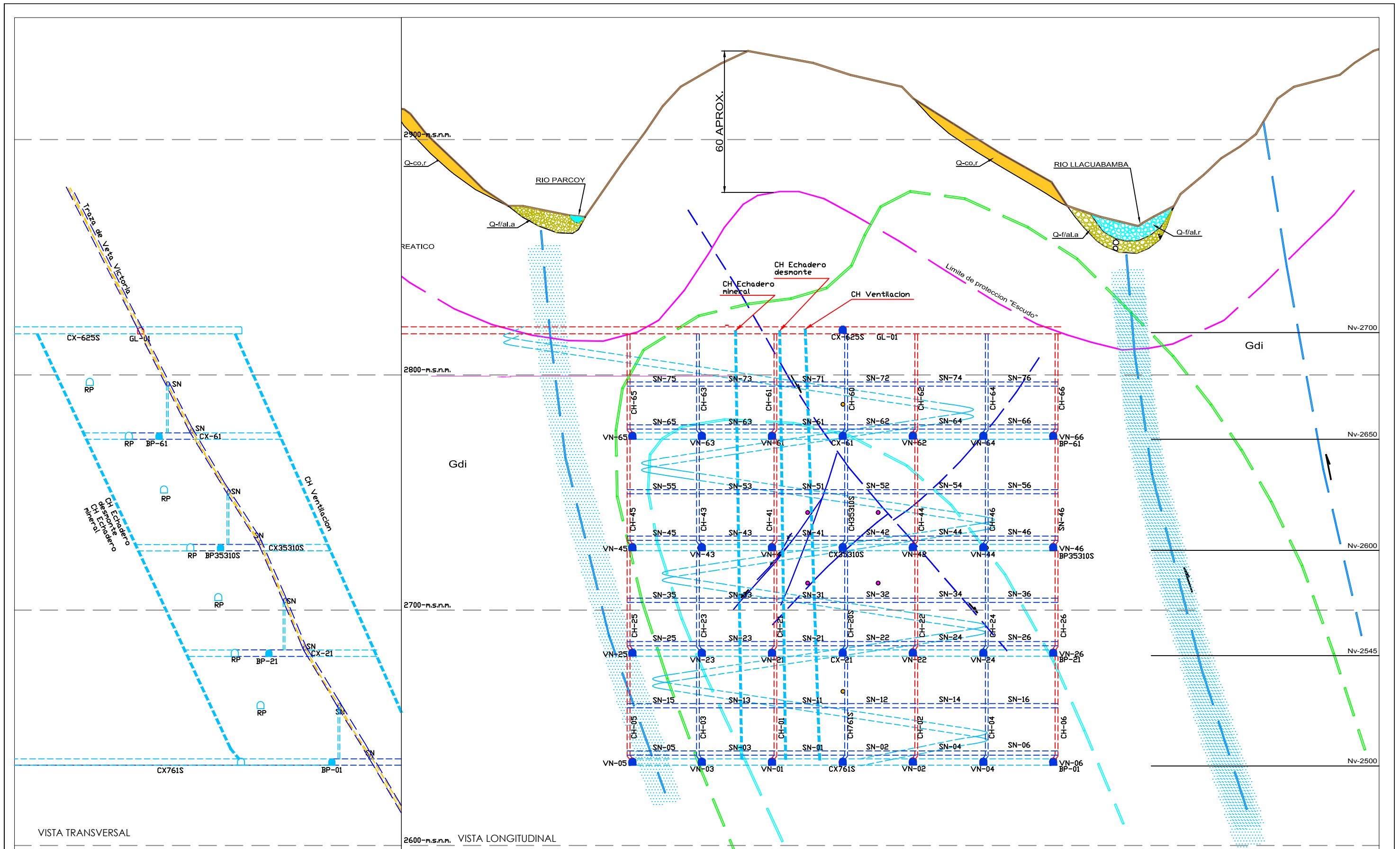
7.1 Criterio de Diseño de Labores de Desarrollo

Los cruceros principales en los tres niveles se han diseñado para interceptar perpendicular a la veta y en medio del clavo mineralizado, así mismo las chimeneas de extracción de mineral y desmonte están diseñadas al piso de la veta.

Para definir la sección típica se ha tomado en cuenta las dimensiones de los equipos de limpieza a utilizar y su rendimiento (scoop y carros mineros); los servicios auxiliares que serán instalados, la longitud de las labores, el caudal de agua generado al hacer el laboreo.

Item	Cap / Diam.
Scoop	2.2 Yd.
Scoop	1.25 Yd.
Gramby – G80	3.5 Tn
Manga de ventilación	24”
Cable eléctrico – 440V	1”
Tubería de aire comp.	6”
Tubería de agua	2”
Cable de comunicación.	3/4”

Para diseñar los By Pass, la Rampa y las chimeneas de servicios se ha tenido en cuenta la recomendación geomecánica, es decir el tipo de roca y la influencia de la alteración de la veta.



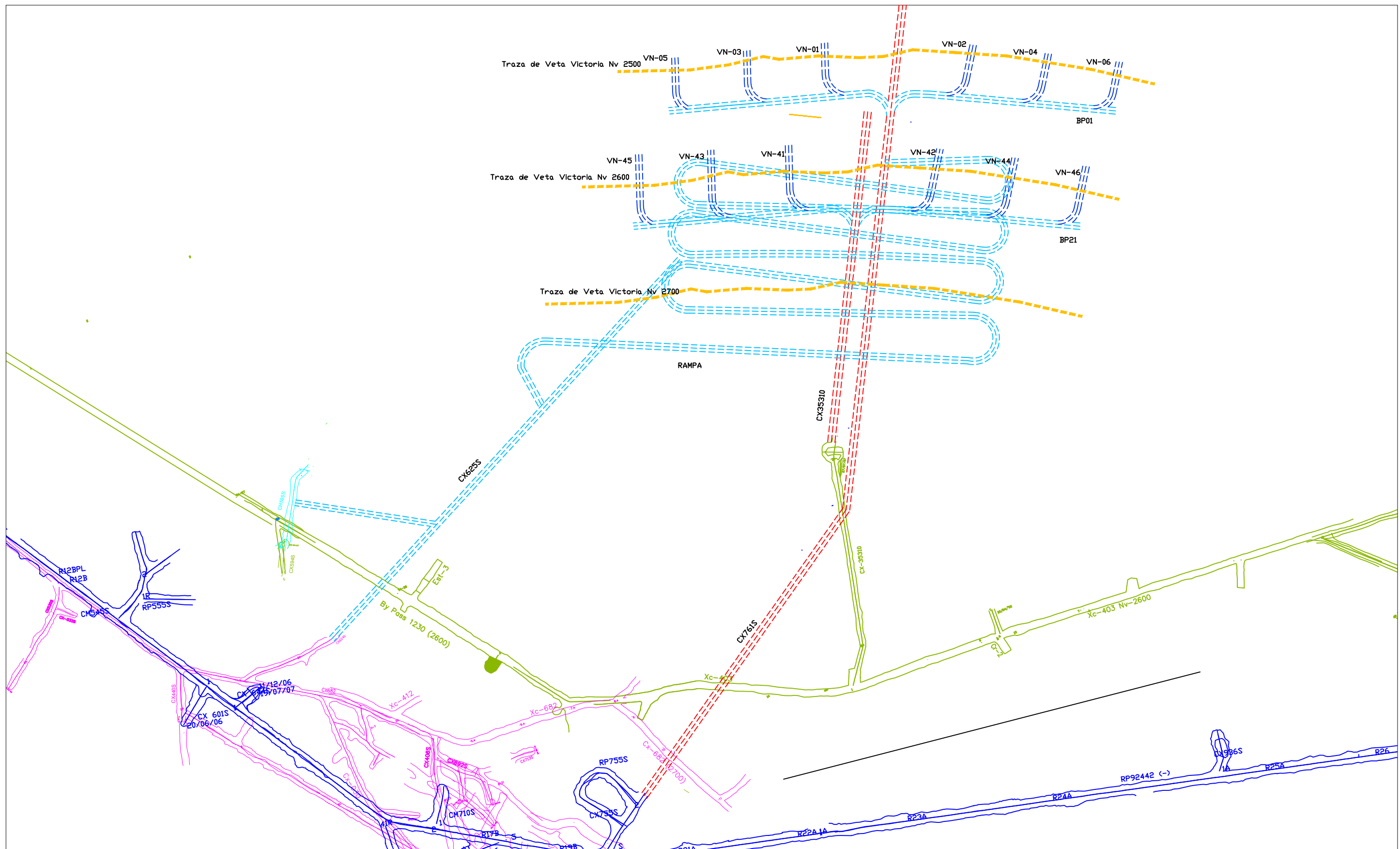
LEYENDA

- PROYECTO DESARROLLO
- PROYECTO PREPARACIÓN
- PROYECTOR EXPLORACIÓN
- Fallas de superficie/halo alterado
- Fallas de interior mina
- U Anomalia geofisica, fuerte >27 mV/V (cargabilidad)
- U Anomalia geofisic, moderada >13 mV/V(cargabilidad)



GRTE. OPERACIONES : C.S.B.	May / 18	SUP. GENERAL : P.P.P.	May / 18
SUPE. MINAS : M.A.A.	May / 18	MEC. DE ROCAS : D.C.CH	May / 18
SEGURIDAD MED. AMB. : J.C.P.	May / 18	JEFE PLAN / ZONA : E.B.A.	May / 18
SUPE. GEOLOGIA : L.H.V.	May / 18	VENTILACION : C.A.M.	May / 18
JEFE. PLAN / INGEN. : L.Q.A.	May / 18	TOPOGRAFIA : GEOD.	May / 18
JEFE DE ZONA : ..	May / 18	EJECUTOR PROY : CANCHANYA	

PLANEAMIENTO E INGENIERIA	ESCALA : 1/1500
PROYECTO VETA VICTORIA DISEÑO DE MINADO VISTA LONGITUDINAL Y TRANSVERSAL	FECHA : Nº PLANO : 03 Impreso:



LEYENDA

- PROYECTO DESARROLLO
- PROYECTO PREPARACIÓN
- PROYECTOR EXPLORACIÓN
- Nv 2700
- Nv 2600
- Nv 2500



GRTE. OPERACIONES	: C.S.B.	May / 18	SUP. GENERAL	: P.P.P.	May / 18
SUPT. MINAS	: M.A.A.	May / 18	MEC. DE ROCAS	: D.C.CH	May / 18
SEGURIDAD MED. AMB.	: J.C.P.	May / 18	JEFE PLAN / ZONA	: E.B.A.	May / 18
SUPT. GEOLOGIA	: L.H.V.	May / 18	VENTILACION	: C.A.M.	May / 18
JEFE. PLAN / INGEN.	: L.Q.A.	May / 18	TOPOGRAFIA	: GEOD.	May / 18
JEFE DE ZONA	: ..	May / 18	EJECUTOR PROY	: CANCHANYA	

PLANEAMIENTO E INGENIERIA		ESCALA :	1/1500
PROYECTO VETA VICTORIA		FECHA :	
DISEÑO DE MINADO		Nº PLANO :	04
VISTA EN PLANTA		Impreso :	

CAPITULO VIII

SERVICIOS AUXILIARES MINA

8.1 Ventilación

8.1.1. Necesidad de Aire.

La necesidad de aire limpio esta en función de los equipos a utilizar y el numero de persona que trabajaran en la operación y a la dilución por disipar durante la ejecución del proyecto.

Inicialmente el requerimiento de aire será para tres frentes de desarrollo que se empezara paralelamente en los niveles 2700, 2600 y 2500 y luego esto aumentara ya que al interceptar la veta aumentara el número de labores.

El calculo de la necesidad de aire se realizar considerando el numero maximo de trabajadores y equipos que se utilizara durante el desarrollo, exploración, preparación y explotación

8.1.2. Diseño del Circuito de Ventilación

Primera Etapa.

En el Nv2700 el ingreso de aire limpio es por la bocamina Bernabé a través del CX030S con un caudal de 17,215 CFM y de acuerdo al avance se instalara un ventilador auxiliar de 30 HP (12,000CFM), el aire viciado será evacuado por el CX015S hacia superficie.

En el Nv2600 el ingreso de aire limpio es por la bocamina Túnel Horizonte mediante los CX403S con un caudal de 8400 CFM de acuerdo al avance se instalara un ventilador auxiliar de 30HP (12,000CFM), el aire viciado será evacuado por el CX403S hacia la CH 319 y 321 la cual mediante un extractor

de 175 HP (60,000CFM) será evacuado a superficie, este ventilador también evacua aire contaminado de las labores actuales que están en explotación. En la segunda etapa este ventilador será instalado en el nivel 2700.

En el Nv 2500 el ingreso de aire limpio es por la bocamina RNG y canalizado mediante la RP92441S con un caudal 34,260CFM, por los equipos a utilizar el ventilador auxiliar será de 50HP (20,000CFM) que será instalados desde el inicio de las operaciones, la evacuación de aire viciado será evacuado por la chimenea RB17 hacia el Nv2600 y desde este nivel hacia superficie a través de la CH1225S (alimak)

BALANCE DE AIRE Nv. 2700					
Personal	(4m3/min.)				
		N° Personas	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)	
	Trabajadores	4	16	565	
	Serv. Mtto.	1	4	141	
	Supervisión	1	4	141	
	Sub. Total	6	24	848	
Equipos	(3m3/min./HP)				
		HP	N° Equipos	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
	Scoop 1,5 yd3	55	1	165	5,827
	Sub. Total		1	165	5,827
Dilución	(Vel. 20m/min.)				
		Niveles	Sección	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
		1	6.5	130	4,591
	Sub. Total			130	4,591
	Total Necesidad de Aire (CFM)			11,265	
Ingreso					
	NV2700	CX030S			17,215
	Total Ingreso de Aire (CFM)			17,215	

BALANCE DE AIRE Nv. 2600					
Personal	(4m3/min.)				
		N° Personas	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)	
	Trabajadores	4	16	565	
	Serv. Mtto.	1	4	141	
	Supervisión	1	4	141	
	Sub. Total	6	24	848	
Equipos	(3m3/min./HP)				
		HP	N° Equipos	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
	Scoop 1.5 yd3	60	1	180	6,356
	Sub. Total		1	180	6,356

Dilución (Vel. 20m/min.)				
	Niveles	Sección	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
	1	8.00	160	5,650
Sub. Total			160	5,650
Total Necesidad Aire (CFM)				12,284
Ingreso				
	NV2600	CX403S		11,215
Total Ingreso de Aire (CFM)				11,215
Déficit				1,639
Total Déficit de Aire (CFM)				1,639

BALANCE DE AIRE Nv. 2500				
Personal (4m3/min.)				
		Nº Personas	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
	Trabajadores	4	16	565
	Serv. Mtto.	1	4	141
	Supervisión	1	4	141
Sub. Total			24	848
Equipos (3m3/min./HP)				
	HP	Nº Equipos	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
	Scoop 2.5 yd3	137	1	411
	Dumper 12 Tn.	137	1	411
Sub. Total			822	29,028
Dilución (Vel. 20m/min.)				
	Niveles	Sección	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
	1	8	160	5,650
Sub. Total			160	5,650
Total Necesidad Aire (CFM)				35,526
Ingreso				
	NV2600	RP92442		34,260
Total Ingreso de Aire (CFM)				34,260
Déficit				1,266
Total Déficit de Aire (CFM)				1,266

Segunda Etapa.

Paralelamente con la exploración y preparación de la veta se construirá dos chimeneas de ventilación (alimak) de 100m cada una, la primera chimenea se construirá desde el nivel 2600 hacia el Nv 2700 y posteriormente se construirá la segunda chimenea desde el Nv 2500 hasta el Nv2600.

El ingreso de aire limpio será por dos niveles (2500 y 2600) y el aire contaminado sera evacuado por las chimeneas alimak desde el Nv2500 hasta el Nv2700 y mediante los CX623S se direccionará hacia la CH595S (alimak) la cual comunica a Superficie.

Los ventiladores auxiliares se mantienen en los Nv 2600 y Nv2500 y el ventilador del Nv2700 será retirado ya que esta labor es solo para dar cabeza a los labores del NV 2600 y también para completar el circuito de evacuación de aire contaminado por lo que en este nivel se instalara el extractor principal ubicado en el CX623 que evacuara el aire contaminado de los niveles inferiores a través de las chimeneas alimaks hacia superficie. Dicho ventilador será de 175HP (60,000CFM).

BALANCE DE AIRE SEGUNDA ETAPA				
Personal	(4 m3/min.)			
		N° Personas	Caudal (m3/min.)	Caudal (CFM)
	Nv - 2600	30	120	4,237
	Nv - 2500	30	120	4,237
	Serv. Mtto.	4	16	565
	Supervisión	4	16	565
	Sub. Total	68	272	9,605
Equipos	(3m3/min./HP)			
		HP	N° Equipos	Caudal (m3/min.)
	Nv. 2600			
	Scoop 1.5 yd3	60	1	180
	Nv. 2500			
	Scoop 2.5 yd3	137	1	411
	Dumper 12 Tn.	137	1	411
	Sub. Total		1	1,002
				35,385
Dilución	(Vel. 20m/min.)			
		Niveles	Sección	Caudal (m3/min.)
	Nv. 2600	1	8	160
	Nv. 2500	1	8	320
	Sub. Total			320
	Total Necesidad de Aire (CFM)			56,290
Ingreso				
	Nv. 2600	CX403		22,000
	Nv. 2600	RP92442		35,000
	Total Ingreso de Aire (CFM)			57,000

8.1.3. Requerimientos Para el Circuito de Ventilación

Debido que el proyecto empezara el laboreo en los tres niveles paralelamente por lo que cada nivel requiere ventilación independiente (primera etapa) y luego los tres niveles se integraran mediante chimeneas de ventilación (segunda etapa).

Primera Etapa	Ventilador		Extractor	
Niveles	Potencia (HP)	Caudal (CFM)	Potencia (HP)	Caudal (CFM)
2700	30	12,000		
2600	30	12,000	175	60,000
2500	50	20,000		

Segunda Etapa	Ventilador		Extractor	
Niveles	Potencia (HP)	Caudal (CFM)	Potencia (HP)	Caudal (CFM)
2700			175	60,000
2600	30	12,000		
2500	50	20,000		

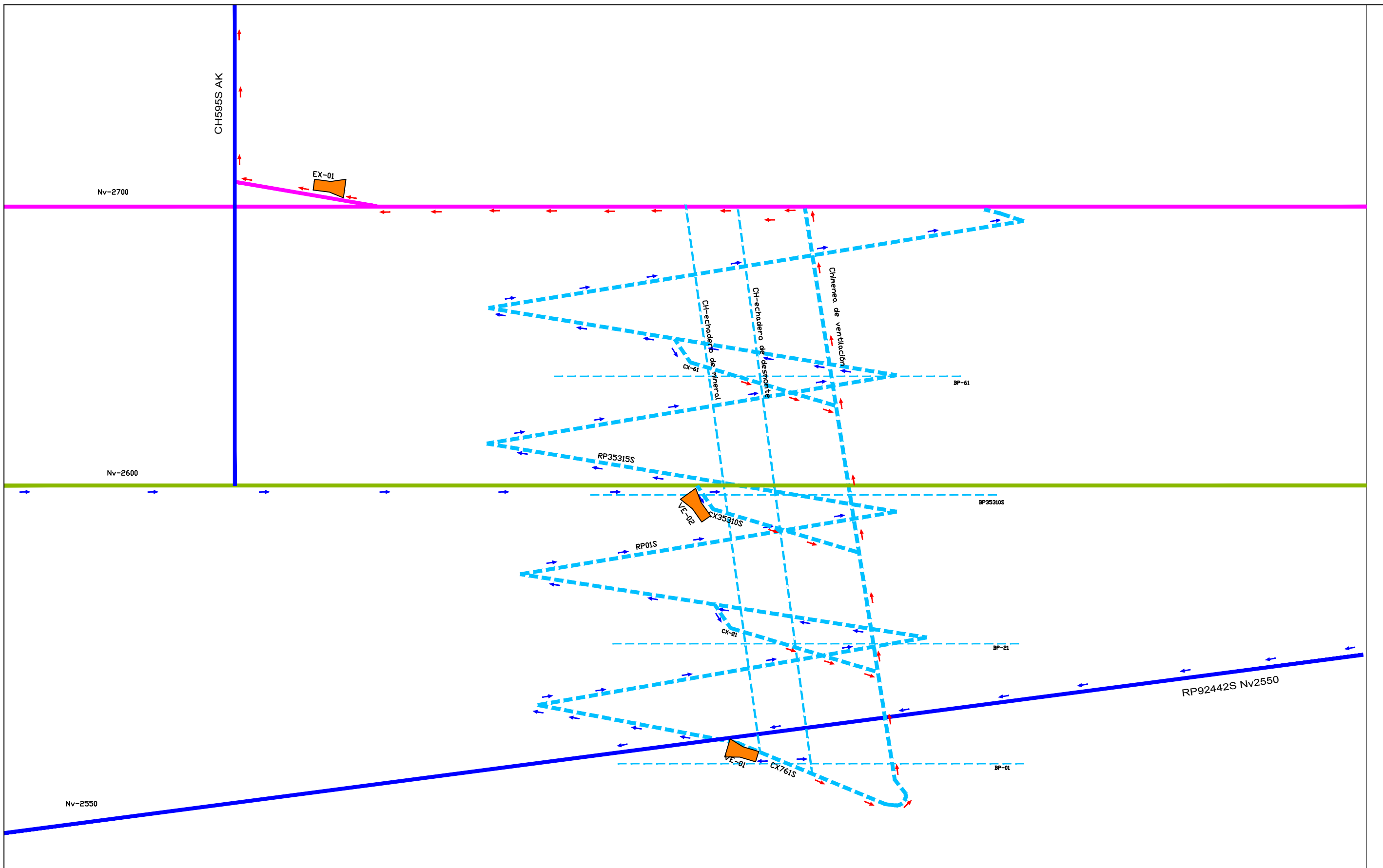
8.1.4. Costo de Ventilación

Item	Elemento	Potencia (HP)	Caudal (CFM)	Cantidad	Cto. Uni. (US\$)	Cto.Total (US\$)
1	Ventilador	30	12,000	2	45,000	90,000
2	Ventilador	50	20,000	1	60,000	60,000
3	Extractor	175	60,000	1	89,000	89,000
TOTAL						239,000

8.2 Red de Energía Eléctrica.

Los equipos a utilizar energía eléctrica son winches, ventiladores, equipo de lanzado de concreto, bombas eléctricas y unidades de poder para las tolvas, para lo cual se instalara una red de distribución de energía baja tensión debido que las subestaciones esta cerca de las labores del proyecto.

En el Nv. 2700 la alimentación de energía eléctrica será desde la Subestación N°11 ubicada en el CX850S; en el Nv 2750.En el Nv. 2600 la alimentación será desde la subestación N°13 ubicada en el CX403.En el Nv. 2500 la alimentación de energía eléctrica será desde la subestación N°69 ubicada en la RP92442



LEYENDA

- Nv-2550 ➔ IGRESO DE AIRE LIMPIO
- Nv-2600 ➔ SALIDA DE AIRE CONTAMINADO
- Nv-2700 - - - PROYECTO



GRTE. OPERACIONES	: C.S.B.	May / 18	SUP. GENERAL	: P.P.P.	May / 18
SUPE. MINAS	: M.A.A.	May / 18	MEC. DE ROCAS	: D.C.CH	May / 18
SEGURIDAD MED. AMB.	: J.C.P.	May / 18	JEFE PLAN / ZONA	: E.B.A.	May / 18
SUPE. GEOLOGIA	: L.H.V.	May / 18	VENTILACION	: C.A.M.	May / 18
JEFE. PLAN/PROY.	: L.Q.A.	May / 18	TOPOGRAFIA	: GEOD.	May / 18
JEFE DE ZONA	: ..	May / 18	EJECUTOR PROY	: CANCHANYA	

PLANEAMIENTO E INGENIERIA

PORYECTO VETA VICTORIA
CIRCUITO DE VENTILACION
 NIVEL - 2500, 2700

ESCALA :	S/E
FECHA :	
N° PLANO :	05
Impreso:	

8.2.1. Costo de la Red de Energía

Nivel	Long. (m)	Tipo Cable	Cto. Uni. (US\$/m)	Cto. Total (US\$)	Objetivo
2700	300	Cable Tetrapolar NPT4 X 10 AWG	3.50	1,050	Cable para ventilador 20HP
	350	Cable eléctrico NYY tetrapolar 3X35/16 MM2 DE 1 KV	15.00	5,250	Cable para extractor de 60HP
2600	500	Cable Tetrapolar NPT4 X 10 AWG	3.50	1,750	Cable para ventilador y winches
	200	Cable tetrapolar NPT 4 X 12 AWG	2.50	500	Cable para bomba eléctrica
2500	500	Cable Tetrapolar NPT4 X 10 AWG	3.50	1,750	Cable para ventilador y winches
Total	1850			10,300	

8.3 Red de Aire Comprimido y Agua

Las redes secundarias de aire y agua para el proyecto serán alimentadas de las redes principales existentes en los niveles de trabajo, el sistema será de tubería de polytileno de 4" para aire y de 2" para el agua.

8.3.1. Costo de la red de aire y agua

Nivel	Tubería de polytileno 4" (m)	Cto. Uni. (US\$)	Cto. Total (US\$)
2700	250	4.5	1,125
2600	230	4.5	1,035
2500	240	4.5	1,080
Sub Total	720		3,,240
Nivel	Tubería de polytileno 2" (m)	Cto. Uni. (US\$)	Cto. Total (US\$)
2700	250	1.5	375
2600	230	1.5	345
2500	240	1.5	360
Sub Total	720		1,080
TOTAL	1440		4,320

8.4 Sistema de Extracción.

Nv 2700, la extracción de mineral mediante carros mineros “U-35”, el desmonte producto del desarrollo será evacuado utilizando una locomotora de 3.5Tn. por este nivel hacia superficie, bocamina Bernabé y luego utilizando volquetes de 20TN será trasladado a Curaubamba cancha final de desmonte. El mineral producto de la galería que dará cabeza a los labores inferiores será evacuado mediante Ore Pas (CH35311S) hasta el Nv 2600.

Nv 2600, la extracción, será con carros mineros “G-80” mediante una locomotora de 5.5Tn, el desmonte será trasladado hasta superficie bocamina “Túnel Horizonte” y desde esta tolva será trasladado a Curaubamba, el mineral será trasladado a los poket’s (CH825S) en interior mina desde este lugar será trasladado hasta la planta de tratamiento mediante volquetes de 20Tn.

Nv2500, en el proceso de construcción de los cruceros la extracción será mediante Dumper de 12Tn desde el frente hasta la tolva ubicada en la RP66442 y desde este lugar el transporte es con carros G-120 evacuado hasta bocamina Balcón y con volquetes a la cancha de desmonte en Curaubamba y en la producción el transporte de mineral será a través del mismo Dumper de 12 Tn hasta las tolvas de la RP66442 y desde este lugar será transportado por interior mina con volquetes de 20 Tn hacia la planta.

8.4.1. Costo de Línea Cauville.

Nivel	Labor	Long: (m)	Tipo	Cto. Uni. (US\$)	Cto Total (US\$)
2600	CX35310S	230	45 Lbs.	15	3,450
	BP3532S	280	45 Lbs.	15	4,200
TOTAL		510			7,650

8.4.2. Costo de Línea Trolley

Nivel	Labor	Long: (m)	Cto. Uni. (US\$)	Cto. Total (US\$)
2600	CX35310S	230	41	9,430
	BP3532S	280	41	11,480
TOTAL		510		42,230

8.4.3. Precios Unitarios de Transporte de Desmante.

Volquete

Nivel	Bocamina	Destino	US\$/M3
2700	Bernabé	Curaubamba	1.74
2600	Túnel Horizonte	Curaubamba	1.22
2500	Túnel Balcón	Curaubamba	1.05

Locomotora.

Nivel	Locomotora	Capacidad (Tn)	US\$/Tn
2700	LM - 8	3.5	1.22
2600	LTA - 01	5.5	0.80

8.4.4. Precios Unitarios de Transporte de Mineral

Volquete

Nivel	Interior mina	Destino	US\$/TM
2600	Tolva 01	Planta	1.22
2500	Tolva 02	Planta	1.05

8.5 Relleno Hidráulico

El relleno hidráulico será instalado desde la red principal del nivel 2700 la cual bajara al nivel 2600 por la Chimenea Alimak de servicios y desde esta red alimentara a todo el sistema de tajos comprendido desde el Nv2600 hasta el Nv 2700 y para el nivel 2500 la misma red bajara por otra chimenea de servicios y rellenara todo los tajos comprendidos desde el nivel 2500 hasta el nivel 2600.

La longitud de la red secundaria que recorrera la veta Victoria es, debido a las chimeneas de servicios el metraje de tubería se reduce considerablemente comparado si desde cada nivel se instalara desde cada red principal.

8.5.1. Costo de Relleno Hidráulico.

Nivel	Tubería de polytileno 4" (m)	Cto. Uni. (US\$)	Cto. Total (US\$)
2700	250	4.5	1,125
2700 – 2600	100	4.5	450
2600 - 2500	100	4.5	450
TOTAL	450		2,025

8.6 Drenaje.

En la actualidad las aguas de mina están saliendo por diferentes niveles lo cual hace tedioso y costoso el análisis y control de los efluentes. El tiempo que toma en realizar análisis de los efluentes en cada bocamina, así como realizar los controles en interior mina para minimizar los LMP (floculantes, pozas de sedimentación), antes de su salida a bocamina, resulta costoso y demanda mucho tiempo. Debido a todos estos inconvenientes existe un proyecto de direccional la salida de toda el agua de interior minas hacia una sola labor que vendría a ser el Cx 2830N, Nv 2430, Balcón, por lo que todo proyecto nuevo de minado debe tener en consideración el proyecto de drenaje, el proyecto Victoria todo el drenaje sera por gravedad, excepto en la construcción de la Rampa negativa donde se utilizara una bomba de avance.

El drenaje empezara en el Nv2700 a través del crucero 625S la cual drenara al CX030S que forma parte del drenaje principal, dicha agua es evacuada al NV2600 mediante chimeneas de servicio y en este nivel se juntaran con el agua del CX35310S y nuevamente mediante tuberías y chimeneas de servicio será evacuado al nivel mas bajo que es el NV2430S nivel principal de drenaje.

Para mejorar reducir los sólidos en suspensión en los tres niveles se construirá pozas sedimentadotas.

8.6.1. Costo de Drenaje.

Nivel	Tubería de polytileno 4"	Cto. Uni. (US\$)	Cto. Total (US\$)
2700 – 2600	100	4.5	450
2600 - 2500	100	4.5	450
TOTAL			900

CAPITULO IX

PLANEAMIENTO Y CONTROL

9.1 Plan de Exploración, Desarrollo y Preparación.

Es importante separar las labores de exploración desarrollo y preparación ya que la primera es responsabilidad del Área de Geología tanto el costo como el direccionamiento. Mientras que las demás fases es responsabilidad del Área de Mina.

El total de metraje en la fase de exploración es de 2,050m incluido horizontal y vertical; en desarrollo es 2,970m, las labores con mayor metraje es las chimeneas Alimaks y la Rampa y en preparación es 1690, el mayor metraje esta en los subniveles intermedios construidos cada 50m.

El tiempo necesario para la culminación de exploración es de de 18 mese, para el desarrollo es 14 meses y por último el tiempo para la preparación es 16 meses; pero como todo el laboreo se realiza paralelamente en algunas fases el tiempo requerido para todo la exploración, desarrollo y preparación es de 18 meses. El avance considerado es de acuerdo al rendimiento por tipo de labor y también de acuerdo al tipo de roca previsto con el plano geotécnico.

En cuadro siguiente se muestra el cronograma de los trabajos a desarrollar.

9.2 Plan de Producción.

Los producción total considerado en tajos es de 120,000 TMS es decir se ha considerado el 70% del tonelaje entregado por geología. En exploraciones y preparaciones también hay un aporte que se considera 20% de la producción en tajos (24,000 TMS).

Los tajos preparados son 24 con longitudes de 60mx25m y por la potencia promedio de la veta.

Se inicia con una producción mensual de 500 TMS en el cuarto mes de iniciando la preparación y va aumentando paulatinamente hasta alcanzar una producción sostenible de 7000 TMS en el sexto mes y manteniéndose constante hasta culminar toda la producción en 21 meses.

Para el proyecto se ha considerado el 80% del tonelaje total cubicado entregado por geología ya que la cubicación es solo con taladros mas no se tiene ninguna labor de exploración.

La explotación empieza en el cuarto mes de iniciado las operaciones del proyecto y culmina en 24 meses y de acuerdo a lo programado se debe producir 120,000 TMS con una ley promedio de 18 grAu/Tn.

CRONOGRAMA DE PRODUCCION - ZONA SUR 2008

IT	LABOR	NIVEL	LONG. PRODUCC	RESERVA TMS DIL.	LEY GEOLOGICA	LEY DIL. Gr.Au/Tr	BLOCK	1.00	2.00	3.00	4.00	5.00	6.00	7.00	8.00	9.00	10.00	11.00	12.00	13.00	14.00	15.00	16.00	17.00	18.00	19.00	20.00	21.00	22.00	23.00	24.00		
1	TJ01	2500	60	5000	12.70	16.79	2					750	750	750	750	750	800	450															
2	TJ02	2500	60	5000	20.18	18.66	24								750	750	800	750	700	600	600	50											
3	TJ03	2500	60	5000	12.00	14.62	25									750	800	750	750	600	600	600	600	150									
4	TJ04	2520	60	5000	9.50	16.79	2										750	750	750	600	600	600	600		350								
5	TJ05	2520	60	5000	9.00	18.66	24												300	600	600	600	600	600	600	600	200	200	200	200	100		
6	TJ06	2520	60	5000	10.00	14.62	25													450	600	600	600	600	600	600	300	200	200	300	250		
7	TJ07	2550	60	5000	10.10	22.11	1											650	650	600	600	600	600	600	600	600	100						
8	TJ08	2550	60	5000	10.20	18.67	21														450	600	600	600	600	600	450	450	400	200	200	750	
9	TJ09	2550	60	5000	20.18	18.29	20															600	600	600	600	600	600	600	300	450	400	450	800
10	TJ10	2570	60	5000	9.00	22.11	1																600	600	600	600	600	600	600	600	600	650	
11	TJ11	2570	60	5000	10.00	18.67	21																		600	600	600	600	600	600	600	600	650
12	TJ12	2570	60	5000	9.90	18.29	20																			750	750	800	900	900	900	900	900
13	TJ13	2600	60	5000	10.00	22.11	1				500	750	750	750	750	750	750																
14	TJ14	2600	60	5000	10.10	18.67	21							750	750	750	800	750	650	550													
15	TJ15	2600	60	5000	15.00	18.29	20								750	750	800	750	750	600	300	300											
16	TJ16	2620	60	5000	9.00	16.97	3									750	750	750	750	600	400	400	600										
17	TJ17	2620	60	5000	9.90	17.83	22											650	650	600	600	600	600	450	400	400	300	300	50				
18	TJ18	2620	60	5000	15.00	16.97	23													300	600	600	600	600	600	600	600	300	300	200			
19	TJ19	2650	60	5000	10.00	16.97	3										750	750	750	600			600	600	350								
20	TJ20	2650	60	5000	9.00	17.83	22														300	600	600	600	600	600	600	450	450	450	450	50	
21	TJ21	2650	60	5000	8.50	16.97	23														300	400	400										
22	TJ22	2670	60	5000	11.88	16.97	3																	500	600	600	600	450	450	450	450	350	
23	TJ23	2670	60	5000	15.20	17.83	22																		600	600	600	600	750	750	750	600	600
24	TJ24	2670	60	5000	12.50	16.97	23																			600	600	600	750	800	800	850	850

6625																														
PRODUCCION (TMS)	-	-	-	500	1,500	1,500	2,250	3,750	5,250	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,100	7,050	7,100
LEY PROMEDIO	22.11	19.45	19.45	19.19	18.90	18.02	17.75	17.75	17.80	17.65	17.52	17.46	17.68	18.17	18.25	18.10	18.13	18.06	18.02	18.14	18.20									
% RECUPERACION				95.97%	95.28%	95.28%	95.21%	95.12%	94.86%	94.78%	94.78%	94.80%	94.75%	94.71%	94.70%	94.76%	94.91%	94.93%	94.89%	94.90%	94.88%	94.87%	94.90%	94.92%						
FINOS (GRS)	-	-	-	10,610	27,798	27,798	41,108	67,434	89,726	117,774	117,764	118,098	117,088	116,171	115,754	117,251	120,698	121,279	120,200	120,449	119,966	121,363	121,334	122,668						
TOTAL Au (KG)	-	-	-	10.61	27.80	27.80	41.11	67.43	89.73	117.77	117.76	118.10	117.09	116.17	115.75	117.25	120.70	121.28	120.20	120.45	119.97	121.36	121.33	122.67						
KG AU REAL	-	-	-	10.61	27.80	27.80	41.11	67.43	89.73	117.77	117.76	118.10	117.09	116.17	115.75	117.25	120.70	121.28	120.20	120.45	119.97	121.36	121.33	122.67						

9.2 Requerimiento de Personal.

El requerimiento de personal está de acuerdo al número de frentes, se empieza con dos frentes de exploraciones y un frente de desarrollo, el personal necesario en los tres primeros meses es diez trabajadores.

En labores de avance el personal promedio requerido es treintaidos trabajadores, en explotación veintinueve, en servicios veintisiete, capataces cuatro, supervisión cuatro, el personal de días libres un promedio de cuarentaiocho haciendo un total de ciento cuarentaicuatro trabajadores.

Los días considerados es de treinta días por mes, y días efectivos veintidós, es decir de los treinta días se ha considerado días efectivos el 78% esto es en laboreo de avance. En explotación los días operativos es 83% es decir 25 días.

El rendimiento se ha considerado en avance horizontal (cruceos, subniveles, rampas, etc.) 3.2m por día y con dos trabajadores por guardia; en avance vertical (chimeneas) se ha considerado 2.4m por día y con dos trabajadores por guardia; en producción se ha considerado 24Tn por día y también con dos trabajadores por guardia.

REQUERIMIENTO DE PERSONAL

AVANCES

																			73%
Días calendarios	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
Días operativos	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22
Meses	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
EXPLORACION																			PROM.
Exploración Horizonte	160	180	120	100	60	60	60	60	60	60	120	120	120	30	0	0	0	0	73
Nº Frontoneros	9	10	7	6	3	3	3	3	3	3	7	7	7	2	0	0	0	0	4
Exploración Vertical	0	0	0	20	40	20	40	110	110	60	60	40	40	60	60	40	20	20	41
Nº Chimeneros	0	0	0	3	6	3	6	17	17	9	9	6	6	9	9	6	3	3	6
Total Exploración	9	10	7	9	9	6	9	20	20	13	16	13	13	11	9	6	3	3	10
DESARROLLO																			PROM.
Desarrollo Horizontal	0	0	90	180	180	180	180	240	240	240	180	170	110	60	30	0	0	0	116
Nº Frontoneros	0	0	5	10	10	10	10	14	14	14	10	10	6	3	2	0	0	0	7
Desarrollo Vertical	0	0	80	80	100	100	70	100	100	100	60	20	20	20	20	20	0	0	49
Nº Chimeneros	0	0	12	12	15	15	11	15	15	15	9	3	3	3	3	3	0	0	7
Total Desarrollo	0	0	17	22	25	25	21	29	29	29	19	13	9	6	5	3	0	0	14
PREPARACION																			PROM.
Preparación Horizontal	0	0	0	0	20	100	100	120	100	80	120	120	100	120	100	80	100	20	71
Nº Frontoneros	0	0	0	0	1	6	6	7	6	5	7	7	6	7	6	5	6	1	4
Preparación Vertical	0	0	41	61	20	21	42	21	41	61	20	21	42	21	0	0	0	0	23
Nº Chimeneros	0	0	6	9	3	3	6	3	6	9	3	3	6	3	0	0	0	0	3
Total Preparación	0	0	6	9	4	9	12	10	12	14	10	10	12	10	6	5	6	1	8
TOTAL																			PROM.
Nº Frontoneros	9	10	12	16	15	19	19	24	23	22	24	23	19	12	7	5	6	1	15
Nº Chimeneros	0	0	18	24	24	21	23	35	38	33	21	12	15	15	12	9	3	3	17
TOTAL AVANCES	9	10	30	40	39	41	42	59	61	55	45	36	34	27	20	14	9	4	32

TAJOS

																			83%
Días calendarios	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30
Días operativos	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Meses	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Producción	0	0	0	500	1,500	1,500	2,250	3,750	5,250	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000	7,000
TOTAL TAJOS	0	0	0	3	10	10	15	25	35	47	47	47	47	47	47	47	47	47	47

RESUMEN DE REQUERIMIENTO DE PERSONAL

																			PROM.
Tajos	0	0	0	3	10	10	15	25	35	47	47	47	47	47	47	47	47	47	29
Avances	9	10	30	40	39	41	42	59	61	55	45	36	34	27	20	14	9	4	32
Servicios	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27	27
Capataces	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Supervisión	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Días libres	22	23	33	39	42	43	46	59	65	68	63	59	58	54	51	48	45	43	48
TOTAL AVANCES	66	68	98	118	126	129	139	178	196	205	190	176	174	163	152	143	136	129	144

RENDIMIENTO EN TAJOS

Labor	Gdia	Día	Pers/día
Tajos	12	24	4

RENDIMIENTO EN AVANCES

Labor	Gdia	Día	Pers/día
Cruceros	1.6	3.2	4
By Pass	1.6	3.2	4
Subnivel	1.6	3.2	4
Chimeneas	0.6	1.2	4

9.3 Evaluación Económica.

ITEM	UND	CANT	SECCION		VOL.	f.e=1.3	P.U. US\$	TOTAL US\$
DESARROLLO								1,233,697
CRUCEROS	m	900	2.7	2.7	6,561	8,529	242.59	218,331
RAMPAS	m	1,180	3.0	3.0	10,620	13,806	280.16	330,589
ALIMAK	m	600	2.0	2.0	2,400	3,120	500.00	300,000
CHIMENEAS	m	240	2.4	1.2	691	899	151.37	36,329
SOSTENIMIENTO	m	2,920					92.70	270,684
EXT. LOCOMOTORA	Tm	50,681					0.90	45,612
EXT. VOLVO	m3	26,354					1.22	32,152
EXPLORACION								554,898
CRUCERO	m	590	3.0	3.0	5,310	6,903	248.67	146,715
CHIMENEAS	m	640	2.4	1.2	1,843	2,396	151.37	96,877
SUBNIVELES	m	720	1.2	1.8	1,555	2,022	134.91	97,135
SOSTENIMIENTO	m	1,950					92.7	180,765
EXT. LOCOMOTORA	Tm	21,771					0.90	19,594
EXT. VOLVO	m3	11,321					1.22	13,812
PREPARACION								478,565
SUB NIVEL	m	720	1.2	1.8	1,555	2,022	134.91	97,135
CHIMENEAS	m	492	2.4	1.2	1,417	1,842	151.37	74,474
VENTANAS	m	580	2.4	2.4	3,341	4,343	201.07	116,621
SOSTENIMIENTO	m	1,792					92.7	166,118
EXT. LOCOMOTORA	Tm	15,782					0.90	14,204
EXT. VOLVO	m3	8,207					1.22	10,012
EXPLOTACION								1,928,280
ROTURA	tms	120,000					10.16	1,219,200
SOSTENIMIENTO	tms	120,000					1.42	170,400
EXT. LOCOMOTORA	tms	120,000					0.90	108,000
EXT. VOLVO	tms	120,000					1.20	144,000
R. HIDRAULICO	tms	108,000					2.11	227,880
TRABAJO DIVERSO	tms	120,000					0.49	58,800
OTROS COSTOS								2,805,600
PLANTA+ENERNERG	tms	120,000					17.38	2,085,600
ENERGIA-MINA	tms	120,000					0.78	93,600
AIRE COMPRIMIDO	tms	120,000					0.59	70,560
VENTILACION	tms	120,000					1.03	123,840
MANTENIMIENTO	tms	120,000					3.60	432,000
TOTAL INVER (US\$)								7,001,039
COSTO (US\$ / TON)								58.34

9.3.1 Análisis de Sensibilidad.

PARAMETROS		
Item	Unidad	
Ley	gr/tms	18
Finos	gr	2,160,000
Recuperación	%	90%
Finos	oz	62,501

ANALISIS DE SENSIBILIDAD CMH		
Precio Au (US\$/oz)	Venta US\$	Utilidad US\$
700	43,750,703	36,749,664
750	46,875,754	39,874,714
800	50,000,804	42,999,765

CAPITULO X

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

10.1 Conclusiones.

La reserva cubica en la veta Victoria es en base a sondajes y el recurso medido es 22,241 TMS, los recursos indicado es 35,159TMS, los recursos inferidos es 102,513 TMS, además se tiene un potencial de 118,398 TMS.

En los Splits también se ha cubicado recursos indicados e inferidos 27,664 TMS.

La producción en tajos se ha considerado 120,000 TMS que representa el 63% del total de los recursos cubicados y el 20% se ha considerado como aportes.

Para la evaluación económica se ha considerado solamente 120,000 TMS ya que los aportes ya están costeados en el laboreo de avance.

El costo de avance lineal, rotura y extracción esta valorizado con precios unitarios; el sostenimiento y así como otros costos están valorizados con indicadores.

El costo total de exploración, desarrollo, preparación y explotación es de US\$ 7`001,039, el costo por tonelada es US\$ 58.34.

Considerando el precio del oro en US\$/oz 800 la utilidad seria de US\$ 42`999,765

10.1 Recomendaciones.

Para asegurar la producción mensual de 7,000 TMS es necesario el seguimiento continuo de los avances de las diferentes fases.

Los tajos considerados son de 60mx25m con dos chimeneas laterales de bloqueo y una chimenea triple de preparación.

Los niveles principales se han considerado cada 50m donde se desarrollan los By pass`s.

En los niveles principales se ha considerado explorar en horizontal con subniveles, pero dependerá de la potencia de la veta si dicha veta es mayor a 1.5m, se explorará con galerías.

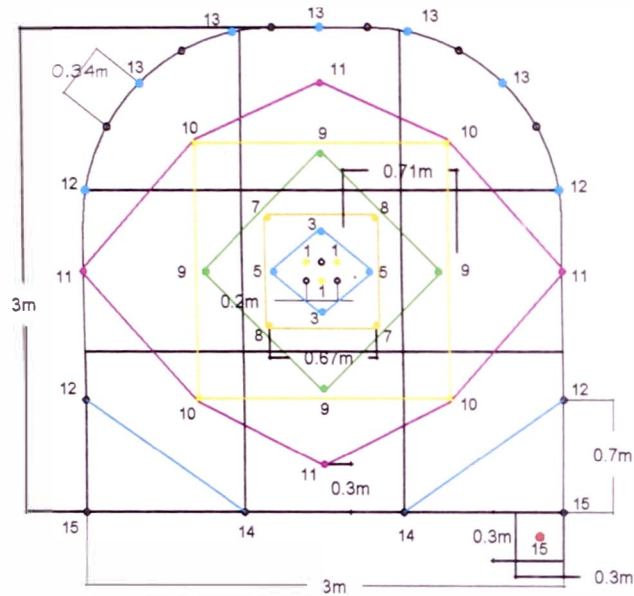
El By Pass se construirá paralelamente a la veta separado a 15 m, esto es de acuerdo a la recomendación geomecánica

CAPITULO XI
ANEXOS

11.1 Anexo 01 - Estándar de Mallas de Perforación y Voladura.

MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA BUENA (RMR 61-80) SEC: 3.0mX3.0m



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES

TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

(Taladro cunetero no se considera

para el cálculo de índices de voladura)

TALADROS	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	3	9	10	1" x 7"			27	30	2.59	2.88
1ª AYUDAS	4	7	9	1" x 7"			28	36	2.68	3.45
2ª AYUDAS	4	7	9	1" x 7"			28	36	2.68	3.45
3ª AYUDAS	4	7	9	1" x 7"			28	36	2.68	3.45
CUADRADOR	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CUADRADOR	0	0	0	1" x 7"	0	0			0.00	0.00
CORONAS	7	8	8	1" x 7"	42	56			3.99	5.32
AYUDA DE CORONA	3	7	9	1" x 7"	21	27			1.99	2.56
ARRASTRE	4	9	9	1" x 7"	36	36			3.42	3.42
AYUDA DE ARRASTRE	3	7	8	1" x 7"	21	21			1.99	1.99
TOTAL ALVIOS	9								0	0
TOTAL CARGADOS	38				144	172	111	138	24.3	29.58

DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.6	2.1
METROS CUBICOS	m ³	14.40	18.90
TONELADAS	Ton	37.44	49.14
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.68	1.58
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.84	0.80

LEYENDA

○ Taladro Vacio

● Taladro cargado

TALADRO DE CONTORNO

PENTACORD-MININEL

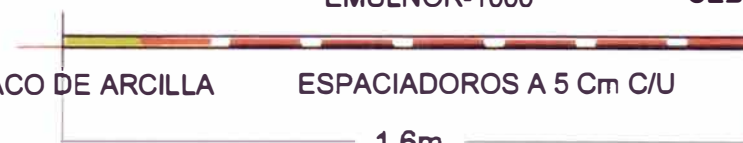
EMULNOR-1000

CEBO

TACO DE ARCILLA

ESPACIADORES A 5 Cm C/U

1.6m



MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA REGULAR (RMR 41-60) SEC: 3.0mX3.0m

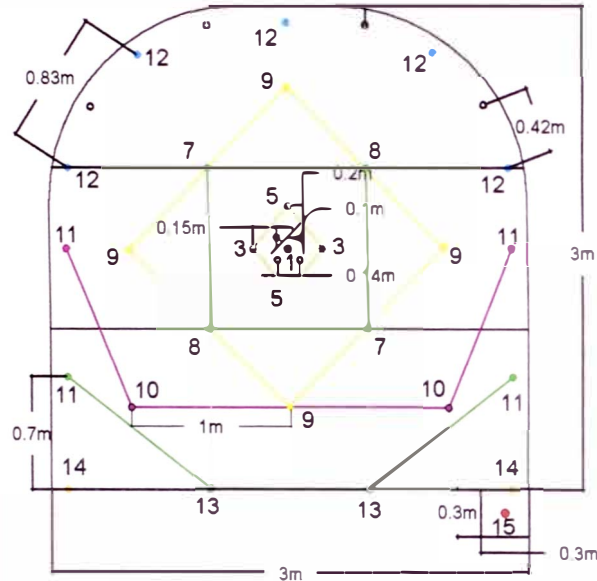
DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

TALADROS 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	1	9	11	1" x 7"	9	11			0.85	1.04
1ª AYUDAS	4	7	9	1" x 7"	28	36			2.88	3.42
2ª AYUDAS	4	7	9	1" x 7"	28	36			2.88	3.42
AYUDA DE CUADRADOR	2	6	8	1" x 7"	12	16			1.14	1.52
CUADRADOR	4	5	6	1" x 7"	20	24			1.9	2.28
AYUDA DE CORONA	1	6	8	1" x 7"	6	8			0.57	0.76
CORONAS	5	4	5	1" x 7"	20	25			1.9	2.37
AYUDA DE ARRASTRE	3	7	9	1" x 7"	21	27			1.99	2.56
ARRASTRE	4	8	10	1" x 7"	32	40			3.04	3.8
ALIVIOS DE ARRANQUE	4									
ALIVIOS DE PERIMETRO	8									
TOTAL CARGADOS	28				176	223			18.72	21.18

DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.5	2.1
METROS CUBICOS	m ³	13.50	18.90
TONELADAS	Ton	35.1	49.14
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.23	1.12
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.47	0.43

LEYENDA

- Taladro Vacío
- Taladro cargado



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES
 TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES
 (Taladro cunetero no se considera
 para el cálculo de índices de voladura)

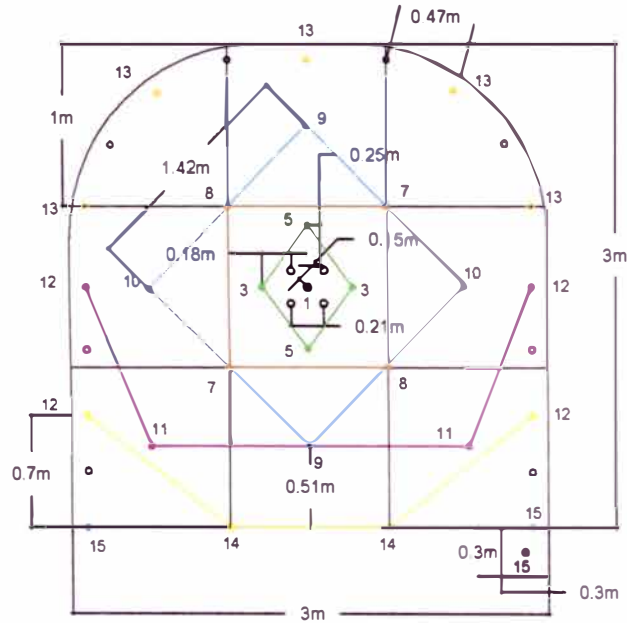
TALADROS DE CONTORNO



MAJLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA MALA (RMR 21-40) SEC: 3.0mX3.0m

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES
 TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

(Taladro cunetero no se considera
 para el cálculo de Indices de voladura)

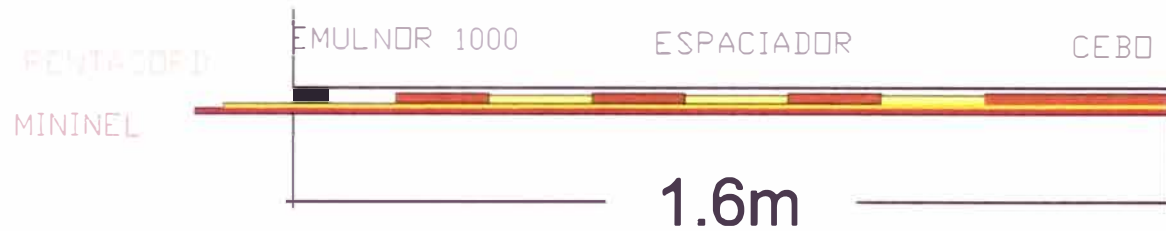
TALADROS Ø 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCHO	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMUNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	1	9	11	1" x 7"	9	11			0.85	1.04
1ª AYUDAS	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
2ª AYUDAS	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CUADRADOR	2	6	8	1" x 7"	12	16			1.14	1.52
CUADRADOR	4	4	6	1" x 7"	16	24			1.52	2.28
AYUDA DE CORONA	1	6	7	1" x 7"	6	7			0.57	0.66
CORONAS	5	3	4	1" x 7"	15	20			1.42	1.9
AYUDA DE ARRASTRE	3	6	6	1" x 7"	18	18			1.71	1.71
ARRASTRE	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
ALVIOS DE ARRANQUE	4									
ALVIOS DE PERIMETRO	8									
TOTAL CARGADOS	28				148	192			14.06	18.24

DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.5	2.1
METROS CUBICOS	m ³	13.5	18.9
TONELADAS	Ton	35.1	49.14
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.04	0.86
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.40	0.37

LEYENDA

- Taladro Vacío
- Taladro cargado

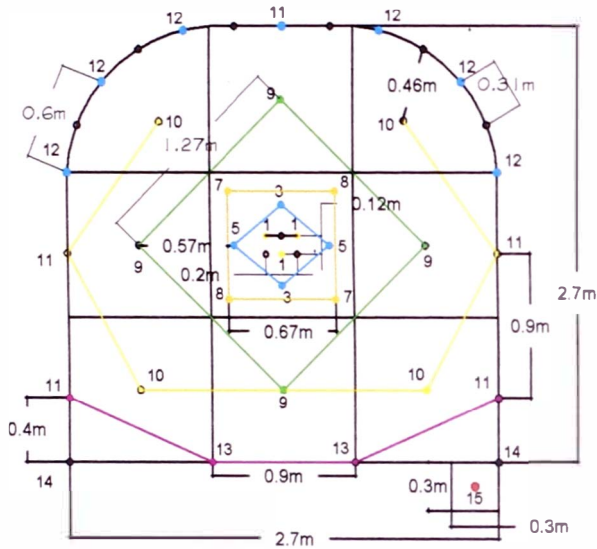
TALADROS DE CONTORNO



MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA BUENA (RMR 61-80) SEC: 2.7mX2.7m

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES

TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

(Taladro cunetero no se considera

para el cálculo de Índices de voladura)

TALADROS	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMUNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		8 PIES	8 PIES		8 PIES	8 PIES	8 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	3	9	10	1" x 7"			27	30	2.58	2.85
1ª AYUDAS	4	7	9	1" x 7"			28	36	2.66	3.42
2ª AYUDAS	4	7	9	1" x 7"			28	36	2.66	3.42
AYUDA DE CUADRADOR	2	6	8	1" x 7"	12	18			1.14	1.52
CUADRADOR	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CORONA	3	6	8	1" x 7"	18	34			1.71	3.23
CORONAS	7	6	8	1" x 7"	42	56			3.60	5.32
AYUDA DE ARRASTRE	3	6	8	1" x 7"	18	24			1.71	2.28
ARRASTRE	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
ALIVIOS DE ARRANQUE	3									
ALIVIOS DE PERIMETRO	4								0	0
TOTAL CARGADOS	34				138	194	83	102	20.66	28.12

DATOS	UNIDADE	8 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.6	2.1
METROS CUBICOS	m ³	11.66	15.30
TONELADAS	Ton	30.31	41.8
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.80	1.83
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.66	0.67

LEYENDA

○ Taladro Vacio

● Taladro cargado

TALADRO DE CONTORNO

PENTACORD-MININEL

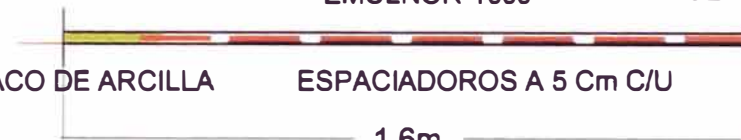
EMULNOR-1000

CEBO

TACO DE ARCILLA

ESPACIADORES A 5 Cm C/U

1.6m

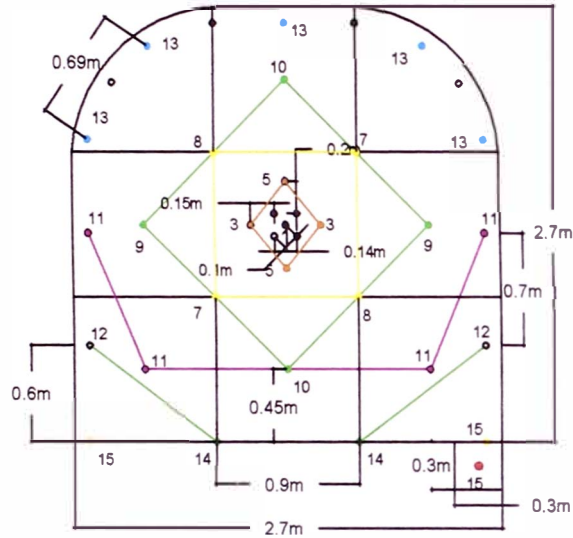


MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA REGULAR (RMR 41-60) SEC: 2.7mX2.7m

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

TALADROS 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMUNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	1	8	10	1" x 7"	8	10			0.78	0.95
1ª AYUDAS	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
2ª AYUDAS	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CUADRADOR	2	8	8	1" x 7"	12	16			1.14	1.52
CUADRADOR	4	4	5	1" x 7"	16	20			1.52	1.9
AYUDA DE CORONA	1	8	8	1" x 7"	8	8			0.57	0.76
CORONAS	5	4	5	1" x 7"	20	25			1.9	2.37
AYUDA DE ARRASTRE	3	8	8	1" x 7"	18	24			1.71	2.28
ARRASTRE	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
ALVIOS DE ARRANQUE	4									
ALVIOS DE PERIMETRO	8									
TOTAL CARGADOS	28				152	199			14.44	18.90



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES

TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

(Taladro cunetero no se considera

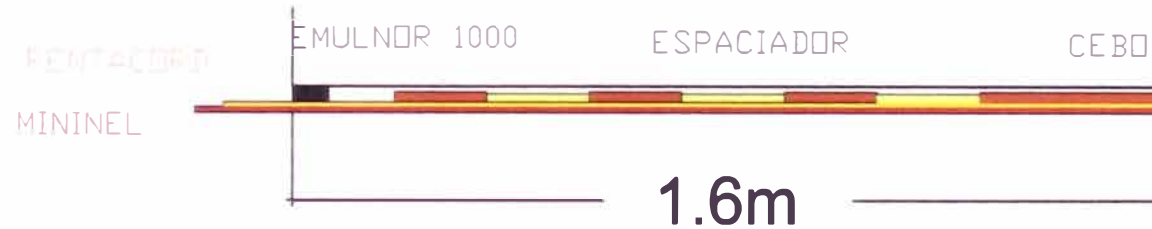
para el cálculo de índices de voladura)

DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.5	2.1
METROS CUBICOS	m ³	10.93	15.30
TONELADAS	Ton	28.41	39.78
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.32	1.23
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.50	0.49

LEYENDA

- Taladro Vacío
- Taladro cargado

TALADROS DE CONTORNO

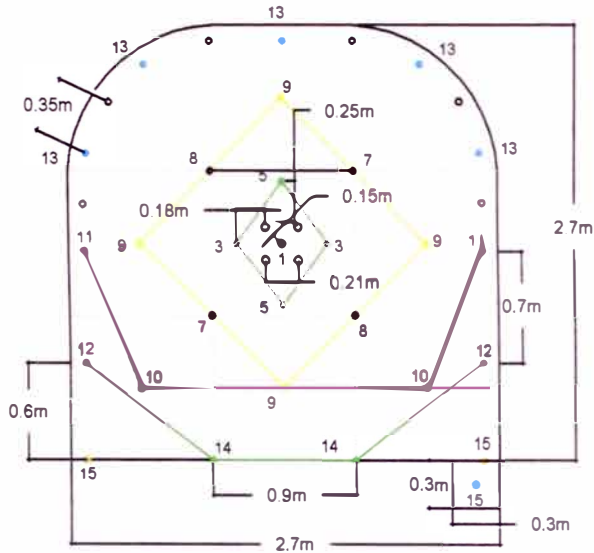


MAJLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA MALA (RMR 21-40) SEC: 2.7mX2.7m

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

TALADROS Ø 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMUNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	1	9	11	1" x 7"	9	11			0.85	1.04
1ª AYUDAS	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
2ª AYUDAS	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CUADRADOR	2	6	8	1" x 7"	12	18			1.14	1.52
CUADRADOR	4	4	6	1" x 7"	16	24			1.52	2.28
AYUDA DE CORONA	1	6	7	1" x 7"	8	7			0.57	0.86
CORONAS	5	3	4	1" x 7"	15	20			1.42	1.9
AYUDA DE ARRASTRE	3	6	6	1" x 7"	18	18			1.71	1.71
ARRASTRE	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
ALVIOS DE ARRANQUE	4									
ALVIOS DE PERIMETRO	8								0	0
TOTAL CARGADOS	28				148	192			14.05	18.23



DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.5	2.1
METROS CUBICOS	m3	10.9	15.30
TONELADAS	Ton	28.34	39.7
FACTOR DE CARGA	Kg/m3	1.28	1.19
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.49	0.45

LEYENDA

- Taladro Vacio
- Taladro cargado

TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES

TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

(Taladro cunetero no se considera para el calculo de indices de voladura)

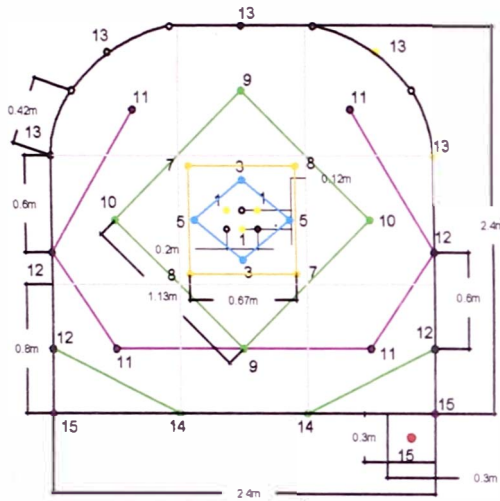
TALADROS DE CONTORNO



MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA BUENA (RMR 61-80) SEC: 2.4mX2.4m

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES

TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

(Taladro cunetero no se considera

para el cálculo de índices de voladura)

TALADROS	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 3000		KILOSES DE EXPLOSIVO TOTAL	
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	3	8	9	1" x 7"	24	27			2.28	2.58
1ª AYUDAS	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
2ª AYUDAS	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CUADRADOR	2	6	8	1" x 7"	12	16			1.14	1.52
CUADRADOR	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CORONA	3	6	8	1" x 7"	18	24			1.71	2.28
CORONAS	5	6	8	1" x 7"	30	40			2.85	3.8
AYUDA DE ARRASTRE	3	6	8	1" x 7"	18	24			1.71	2.28
ARRASTRE	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
ALIVIOS DE ARRANQUE	3								0	0
ALIVIOS DE PERIMETRO	4								0	0
TOTAL CARGADOS	32				198	269			18.81	25.55

DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.6	2.1
METROS CUBICOS	m ³	9.21	12.09
TONELADAS	Ton	23.94	31.43
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	2.04	2.11
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.78	0.81

LEYENDA

- Taladro Vacío
- Taladro cargado

TALADRO DE CONTORNO

PENTACORD-MININEL

EMULNOR-1000

CEBO

TACO DE ARCILLA

ESPACIADORES A 5 Cm C/U

1.6m

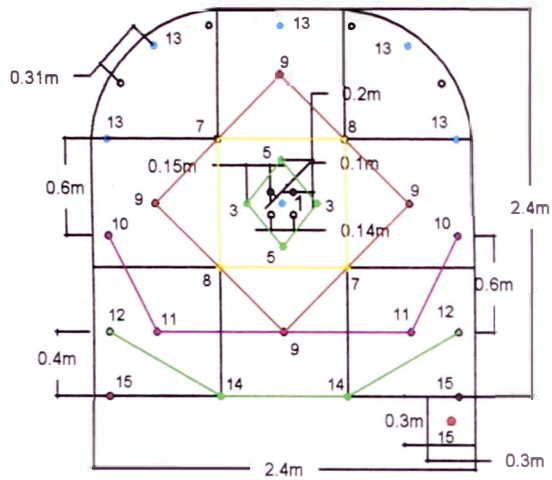


MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA REGULAR (RMR 41-60) SEC: 2.4mX2.4m

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

TALADROS Ø 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMUNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		Ø PIES	Ø PIES		Ø PIES	Ø PIES	Ø PIES	Ø PIES		
ARRANQUE	1	7	9	1" x 7"	7	9			0.85	0.85
1ª AYUDAS	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
2ª AYUDAS	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
AYUDA DE CUADRADOR	2	5	7	1" x 7"	10	14			0.95	1.33
CUADRADOR	4	4	5	1" x 7"	16	20			1.52	1.9
AYUDA DE CORONA	1	5	6	1" x 7"	5	6			0.47	0.57
CORONAS	5	3	4	1" x 7"	15	20			1.42	1.9
AYUDA DE ARRASTRE	3	8	8	1" x 7"	18	24			1.71	2.28
ARRASTRE	4	8	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
ALVIOS DE ARRANQUE	4									
ALVIOS DE PERIMETRO	8								0	0
TOTAL CARGADOS	28				143	189			13.57	17.95



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES

TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

(Taladro cunetero no se considera

para el calculo de indices de voladura)

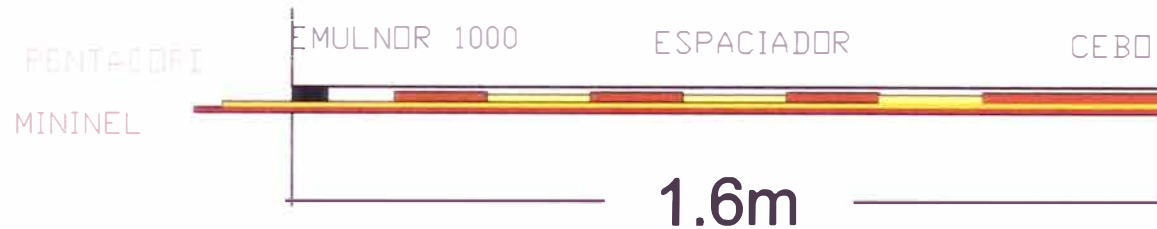
DATOS	UNIDADE	Ø PIES	Ø PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.8	2.1
METROS CUBICOS	m ³	9.21	12.09
TONELADAS	Ton	23.94	31.43
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.47	1.48
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.56	0.57

LEYENDA

○ Taladro Vacio

● Taladro cargado

TALADROS DE CONTORNO

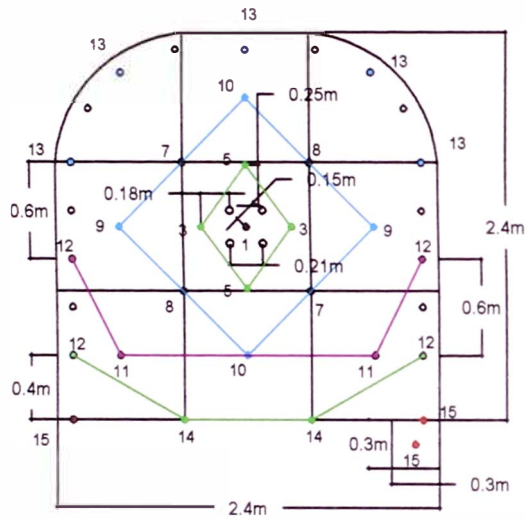


MAJLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROCA MALA (RMR 21-40) SEC: 2.4mX2.4m

DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO

TALADROS Ø 38 mm	NUMEROS DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO		DIMEN. DE CARTUCH.	TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 1000		TOTAL DE CARTUCHOS EMULNOR 3000		KILOS DE EXPLOSIVO TOTAL	
		6 PIES	8 PIES		6 PIES	8 PIES	6 PIES	8 PIES		
ARRANQUE	1	6	6	1" x 7"	6	6			0.57	0.76
1ª AYUDAS	4	5	6	1" x 7"	20	24			1.9	2.28
2ª AYUDAS	4	5	6	1" x 7"	20	24			1.9	2.28
AYUDA DE CUADRADOR	2	4	6	1" x 7"	8	12			0.76	1.14
CUADRADOR	4	3	5	1" x 7"	12	15			1.14	1.42
AYUDA DE CORONA	1	4	5	1" x 7"	4	5			0.38	0.47
CORONAS	5	3	4	1" x 7"	15	20			1.42	1.9
AYUDA DE ARRASTRE	3	5	6	1" x 7"	15	18			1.42	1.71
ARRASTRE	4	6	8	1" x 7"	24	32			2.28	3.04
ALVIOS DE ARRANQUE	4									
ALVIOS DE PERMETRO	8								0	0
TOTAL CARGADOS	28				124	158			11.77	15



TALADRO CUNETERO A 7 CARTUCHOS DE 6 PIES
TALADRO CUNETERO A 9 CARTUCHOS DE 8 PIES

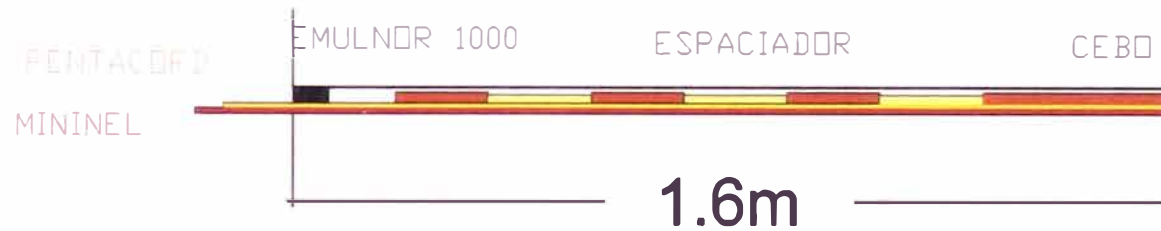
(Taladro cunetero no se considera para el cálculo de índices de voladura)

DATOS	UNIDADE	6 PIES	8 PIES
AVANCE EFECTIVO	METROS	1.6	2.1
METROS CUBICOS	m3	9.21	12.09
TONELADAS	Ton	23.04	31.43
FACTOR DE CARGA	Kg/m3	1.27	1.24
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Ton	0.49	0.47

LEYENDA

- Taladro Vacio
- Taladro cargado

TALADROS DE CONTORNO

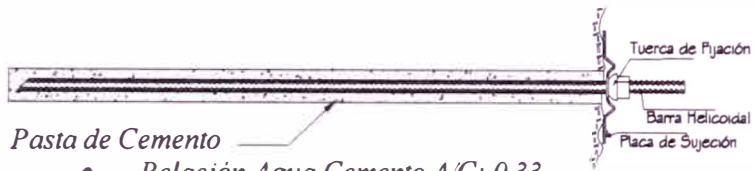
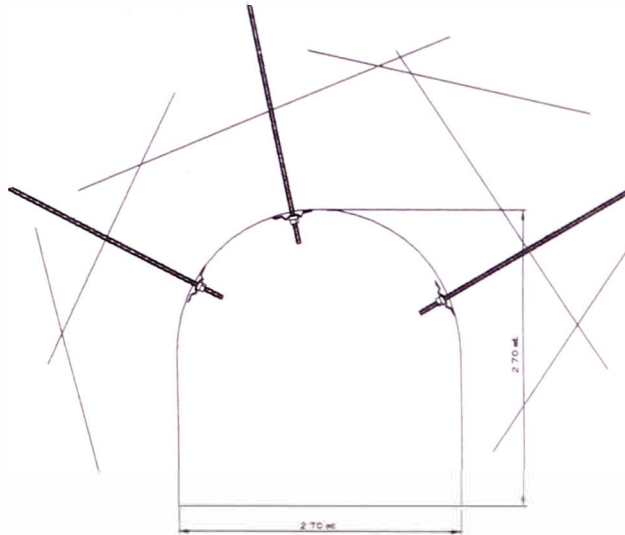


11.2 Anexo 02 - Estándar de Sostenimiento.

SOSTENIMIENTO MECANIZADO

ROCA BUENA (RMR:61-80)
 SEC: LXH= 2.4mX2.4m, 2.7mX2.7m Y 3.0mX3.0m

INSTALACION DE PERNOS PUNTUALES (BARRAS HELICOIDALES)



Pasta de Cemento

- Relación Agua Cemento A/C: 0.33.
- Cantidad de Agua (Lt.): 13.
- Cantidad de Cemento (Kg.): 42.5

Resina cembol

- 01 cart de resina
- 06 cap. de cemento

PARAMETROS DE LA MASA ROCOSA

TRAMO	RES.COMP.UNI.	RMR	TIPO ROCA	MAX. ABERT	TPO. AUTOSOST.
	100 - 250	61 - 80	BUENA	15.4 mt	16 Meses

TIPO DE SOSTENIMIENTO

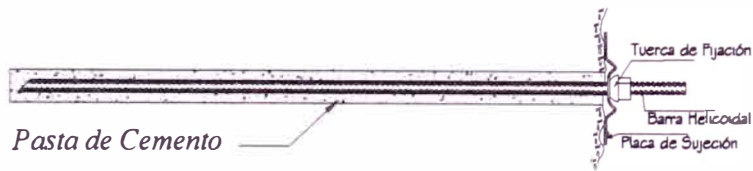
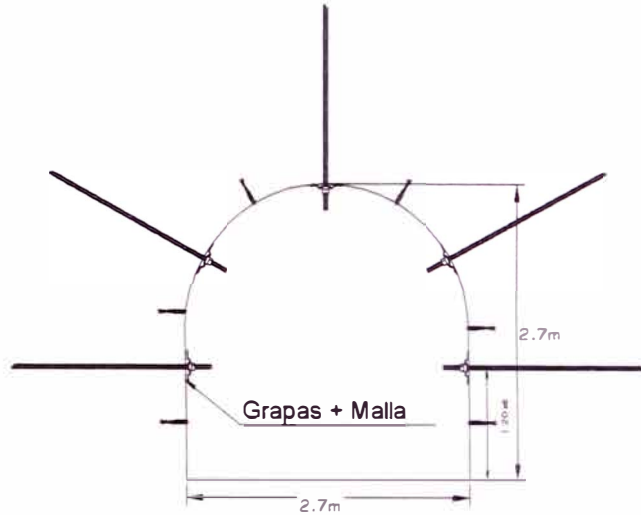
TRAMO	SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA
	2.70m X 2.70 m	NO	NO	6' - Puntuales	NO

La insatacion de los pernos para esta calidad de roca es en el modo puntal, y perpendicular a las discontinuidades y sistema de fracturas.

SOSTENIMIENTO MECANIZADO

ROCA REGULAR (RMR:41-60)
SEC: LXH= 2.4mX2.4m, 2.7mX2.7m Y 3.0mX3.0m

INSTALACION DE PERNOS + MALLA (BARRAS HELICOIDALES)



- Relación Agua Cemento A/C: 0.33.
- Cantidad de Agua (Lt.): 13.
- Cantidad de Cemento (Kg.): 42.5

Resina cembol

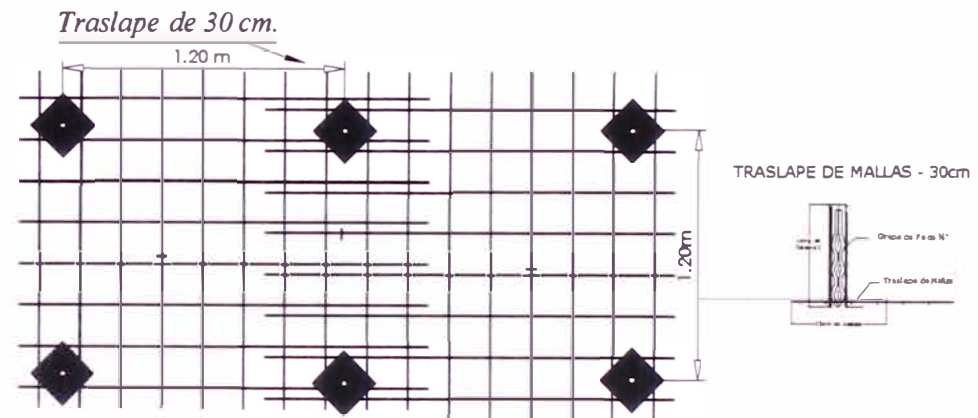
- 01 cart de resina
- 06 cap. de cemento

PARAMETROS DE LA MASA ROCOSA

TRAMO	RES.COMP.UNI	RMR	TIPO ROCA	MAX. ABERT	TPO. AUTOSOST.
	50 - 100	41 - 60	REGULAR	6.2 mt.	8 Dias.

TIPO DE SOSTENIMIENTO

TRAMO	SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA
	2.70m X 2.70 m		NO	6' sist. esp. 1.2 mt.	SI
				Distrib. cuadrada.	

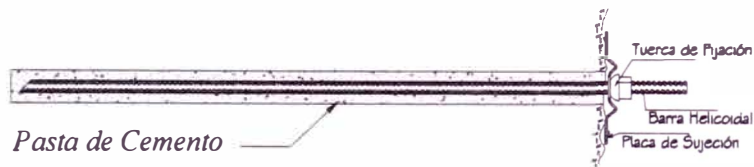
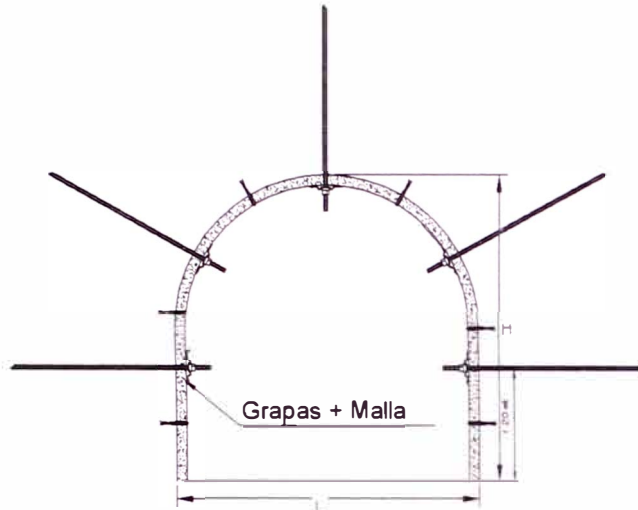


Utilizar grapas para la fijacion de las mallas sobre la pared rocosa

SOSTENIMIENTO MECANIZADO

ROCA MALA (RMR:21-40)
SEC: LXH= 2.4mX2.4m, 2.7mX2.7m Y 3.0mX3.0m

INSTALACION DE PERNOS + MALLA (BARRAS HELICOIDALES)



Pasta de Cemento

- Relación Agua Cemento A/C: 0.33.
- Cantidad de Agua (Lt.): 13.
- Cantidad de Cemento (Kg.): 42.5

Resina/Capsula de cemento

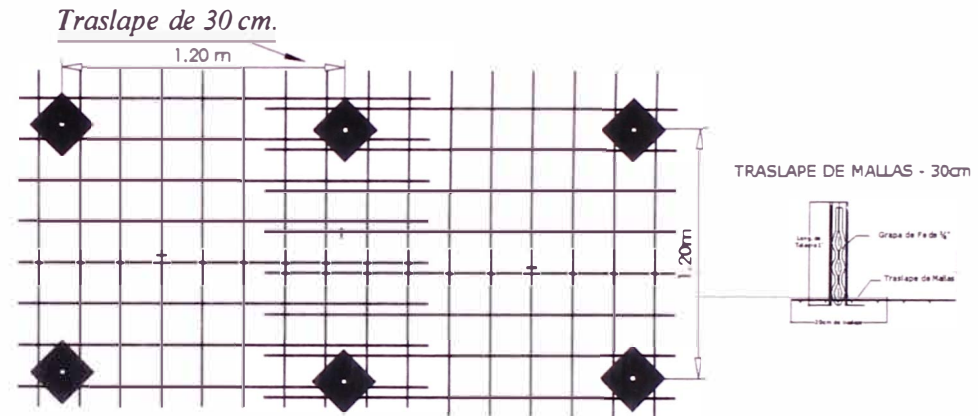
- 01 cart de resina
- 06 cap. de cemento

PARAMETROS DE LA MASA ROCOSA

TRAMO	RES. COMP UNI	RMR	TIPO ROCA	MAX. ABERT	TPO. AUTOSOST.
	25 - 50	21 - 40	MALA	2.5 mt	<1 dia.

TIPO DE SOSTENIMIENTO

TRAMO	SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA
	L m X H m		2" de espesor	6' sist. esp. 1.2 mt.	SI
				Distrib. cuadrada.	



Utilizar grapas para la fijación de las mallas sobre la pared rocosa

- En la aplicación del concreto preventivo y en el sellado final de la pared rocosa no se aplicara la fibra de acero.
- La malla electrosoldada y la fibra de acero se usa en forma alternativa.
- utilizar las grapas solo cuando se realiza la aplicacion de malla electrosoldada.

Concreto Lanzado (Shotcrete)

Comp. Shotcrete	Recomendación
1m3 Agregado	Desate constante de roca
10 Bolsas de cemento	Lavar techo y hastiales
40Kr. fibra de acero	Calibrar: 1 calib./ m2
7.0 Lt de Aditivo	Espesor recomendado
	Hidratacion de shotcrete por dos días.

11.3 Anexo 03 - Precios Unitarios.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

Ing. Días Chaves, Javier. Planeamiento de minado, Universidad Nacional de Ingeniería
Lima 2002.

Llanque Maquera, Oscar, Navarro Torres, Vidal y Durant Broden, Jorge. Explotación Subterránea – Métodos y Casos Prácticos. Puno 1999, Cap III, pag. 150 - 193

González de Vallejo, Luis, Mercedes Ferrer, Luis y Oteo, Carlos. Ingeniería Geológica. España: Prentice Hall, 2002, Cap III , pag. 229 – 231 y Cap X, pag. 508 – 514.

Consortio Minero Horizonte S.A. Sistema de Gestión Integrado – Estándares de Explotación, Perforación y Voladura y Sostenimiento. Lima 2003

Plano de cubicación.

Plano Geomecánico.

Diseño de minado.

Plano unificar de ventilación.

