

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS



TESIS:

“ EVALUACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN
LABORES DE DESARROLLO NIVEL - 420 EN LA MINA
HUARON- CIA MINERA HUARON S.A.PAN AMERICAN SILVER
PERU – CORPORATION”.

PRESENTADO POR:

PALOMINO FELICES, Guido Armando

PARA OPTAR EL TITULO DE:

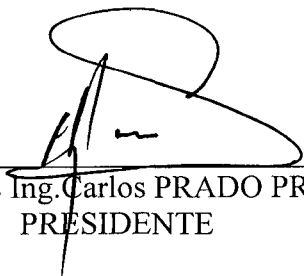
INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – JUNIO

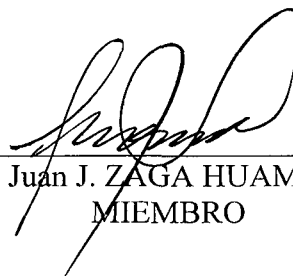
2015

Tesis
M754
Pal
g. 1

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 07 de agosto del 2015, en la Sustentación de Trabajo de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Guido Armando PALOMINO FELICES, con el Trabajo de Tesis: "EVALUACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO NIVEL 420 EN LA MINA HUARON-CIA MINERA HUARON S.A.PAN AMERICAN SILVER PERU-CORPORATION", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



M.Sc Ing. Carlos PRADO PRADO
PRESIDENTE



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO



Ing. Andrés PORTUGAL PAZ
MIEMBRO

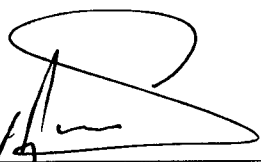


Ing. Floro N. YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

“EVALUACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE
DESARROLLO NIVEL 420 EN LA MINA HUARON-CIA MINERA HUARON
S.A.PAN AMERICAN SILVER PERU-CORPORATION”

RECOMENDADO : 15 DE MAYO DEL 2015

APROBADO : 07 DE AGOSTO DEL 2015



M.Sc Ing. Carlos PRADO PRADO
PRESIDENTE



Ing. Juan J. ZAGA HUAMÁN
MIEMBRO



Ing. Andrés PORTUGAL PAZ
MIEMBRO



Ing. Flóron. YANGALI GUERRA
SECRETARIO DOCENTE

DEDICATORIA

A mi madre Rudecinda por su
apoyo en mi formación profesional.

A mi esposa Ruth e hijas: Camila y Valeria
con todo cariño.

AGRADECIMIENTO

Mis sinceros agradecimientos a los Profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por sus sabias enseñanzas durante mis estudios universitarios, los cuales han hecho que sea un profesional competente.

Al ingeniero Marco Locatelli Moreno Gerente de Operaciones de la Empresa Especializada Corporación Tuneleros S.A.C por haberme dado la oportunidad y confianza en su empresa.

INTRODUCCION

El presente trabajo de tesis ha sido motivado por el incumplimiento del programa mensual de avances en labores de desarrollo, baja eficiencia en los disparos, causado por problemas operacionales además se notó un excesivo uso de explosivos que venían provocando sobre excavación e inestabilidad en las labores originando multas y mayor costo de sostenimiento.

Así el objetivo fue mejorar los avances de las labores de desarrollo mejorando la malla de perforación, haciendo un mejor uso y control de los explosivos.

La mejora mencionada consistió en la evaluación de los parámetros que intervienen en la perforación y voladura de frentes de desarrollo y además determinar las causa que originan una disminución en los avances y buscar soluciones para mejorar dichos avances, para cuyo efecto el trabajo está dividido en 5 capítulos cuyo detalle es:

El capítulo I.- Aspectos Generales. Contiene acápites referidos a ubicación accesibilidad de la mina, clima, fisiografía, antecedentes, organización, etc.

El capítulo II.- Operación Actual, describe la geología regional, estructural, local y económico, donde estudia las características geológicas del yacimiento y

muestra la cantidad de reservas minerales existentes, luego trata el sistema y método de minado que actualmente viene aplicándose en la mina Huarón.

El capítulo III.- Aplicación de la geomecánica en el dimensionamiento de labores de desarrollo. Hace todo un estudio de las características del macizo rocoso, especialmente del nivel 420 de la Veta Tapada donde se ubica las labores de desarrollo y que interviene tanto en el dimensionamiento de la labor y clasificación de la roca para fines de perforación voladura.

El capítulo IV.- Evaluación de la perforación y voladura en el desarrollo de labores subterráneas como es el caso del nivel 420 de la Veta Tapada, donde evalúa los aspectos técnicos relacionados a la perforación y voladura, tanto de diseño de malla, equipo de perforación u uso de explosivos, como también las demoras operativas y otras causas generales de la mina que tienen incidencia en el rendimiento de la perforación voladura.

El capítulo V.- Análisis y discusión de resultados, en este capítulo se realiza todo un análisis de los resultados que se viene dando actualmente en el avance de los frentes de desarrollo, tales como la calidad de la roca, avance y el grado de fragmentación del material disparado que facilite el carguío.

Los resultados del trabajo son el logro de mayor avance en los frentes de desarrollo, la reducción de la carga explosiva expresado como factor de carga y una mayor utilidad para la empresa contratista.

RESUMEN

En toda excavación subterránea la primera etapa es la perforación y voladura de cuyo resultado dependen otras etapas tales como el sostenimiento, la limpieza, transporte. Para una Empresa Contratista ejecutora de trabajos de desarrollo es importante el avance expresado en metros lineales, ya que de estos resultados podrá obtener un margen de utilidad y/o ganancia, además debe lograr un perfil establecido de la sección de la labor sea éste galería, rampa, crucero o cortada y ocasionar un mínimo daño en la roca circundante y así evitar en lo posible el incremento de costos por sostenimiento, incremento de costos de transporte por sobre rotura.

El titular tiene establecido un planeamiento de minado acorde a sus recursos y necesidades, por lo tanto el programa de desarrollo debe ejecutarse dentro del cronograma fijado, tarea que es de responsabilidad del contratista caso contrario en el corto plazo originará disminución de la producción al no contarse con nuevos tajeos preparados.

En consecuencia la perforación y voladura es una operación que debe mejorarse mediante un buen control en los frentes y a su vez disminuir los costos a fin de que toda la operación sea rentable tanto para el contratista minero y para la empresa.

CONTENIDO

DEDICATORIA.

AGRADECIMIENTO.

INTRODUCCION

RESUMEN

| | |
|---|----|
| CAPITULO I.- GENERALIDADES..... | 1 |
| 1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO..... | 1 |
| 1.2.- CLIMA Y VEGETACION..... | 2 |
| 1.3.- TOPOGRAFIA..... | 2 |
| 1.4.- ANTECEDENTES | 3 |
| 1.5.- RECURSOS | 4 |
| 1.6.- PLANEAMIENTO DEL PROBLEMA | 5 |
| 1.6.1.- DETERMINACION DEL PROBLEMA | 5 |
| 1.6.2- FORMULACION DEL PROBLEMA..... | 5 |
| 1.6.3- PROBLEMA GENERAL..... | 5 |
| 1.7.- METODOLOGIA..... | 6 |
| 1.7.1.- TIPO DE INVESTIGACION..... | 6 |
| 1.8.- DISEÑO DE INVESTIGACION..... | 7 |
| 1.8.1.- POBLACION Y MUESTRA..... | 7 |
| 1.9.- TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DATOS. | 7 |
| 1.10.- INFRAESTRUCTURA..... | 8 |
| 1.11.- OBJETIVOS..... | 8 |
| 1.12.- ORGANIZACIÓN..... | 9 |
| CAPITULO II.- OPERACIÓN MINERA ACTUAL | 10 |
| 2.0.- GEOLOGIA | 10 |
| 2.1.- GEOLOGIA REGIONAL | 10 |

| | |
|--|----|
| 2.1.1.- ESTRATIGRAFIA..... | 12 |
| 2.2.-GEOLOGIA ESTRUCTURAL..... | 15 |
| 2.2.1- GEOLOGIA ESTRUCTURAL REGIONAL..... | 15 |
| 2.2.2.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL LOCAL..... | 16 |
| 2.3.- GEOLOGIA LOCAL..... | 17 |
| 2.4.- GEOLOGIA ECONOMICA..... | 18 |
| 2.4.1.- GENESIS..... | 18 |
| 2.4.2.- MINERALIZACION..... | 19 |
| 2.4.3.- PARAGENESIS Y ZONEAMIENTO..... | 21 |
| 2.4.4.- CONTROLES DE MINERALIZACION..... | 24 |
| 2.4.5.- ALTERACIONES | 24 |
| 2.4.6.- ESTRUCTURAS MINERALIZADAS | 25 |
| 2.4.7.- RESERVAS MINERALES | 27 |
| 2.5.- MINADO | 28 |
| 2.5.1.- METODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS | 28 |
| 2.5.1.1.- PREPARACION..... | 28 |
| 2.5.1.2.- CICLO DE EXPLOTACION | 28 |
| 2.5.1.2.1.- PERFORACION VOLADURA..... | 28 |
| 2.5.1.2.2.- LIMPIEZA..... | 33 |
| 2.5.1.2.3.- SOSTENIMIENTO..... | 34 |
| 2.5.1.2.4.- RELLENO DETRITICO..... | 36 |
| 2.5.2.- PERSONAL..... | 36 |
| 2.5.3.- EQUIPO EMPLEADO | 37 |

CAPITULO III.- APLICACION DE LA GEOMECANICA EN EL DIMENSIONAMIENTO DE LABORES DE

| | |
|---|----|
| DESARROLLO Y EXPLOTACION..... | 38 |
| 3.1.- ESFUERZOS ACTUANTES SOBRE LA LABOR..... | 39 |
| 3.2.-MAPEO SUBTERRANEO..... | 46 |
| 3.3.- ESTUDIO DE LAS CARACTERISTICAS FISICAS Y MECANICAS DEL MACIZO ROCOSO..... | 47 |
| 3.3.1.- PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCA..... | 47 |
| 3.3.2.- POPIEDADES MECANICAS DE LA ROCA..... | 48 |
| 3.4.- SISTEMAS DE EVALUACION GEOMECHNICO | 51 |
| 3.4.1.- RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION) | 51 |
| 3.4.2.- RMR (ROCK MASS RATING) | 53 |
| 3.4.3.- SISTEMA Q INDICE DE CALIDAD TUNELERA (NGI)... | 55 |
| 3.4.4.- CLASIFICACION GSI..... | 57 |
| 3.5.- DETERMINACION DE LA MAXIMA ABERTURA Y EL TIEMPO DE AUTOSOORTE EN LABORES EN LABORES | 61 |
| 3.6.- CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS DEL MACIZO ROCOSO QUE TIENE INFLUENCIA DETERMINANTE EN LOS RESULTADOS DE LA VOLADURA..... | 63 |
| 3.6.1.- PROPIEDADES FISICO – MECANICAS DE LAS ROCAS | 63 |
| 3.6.2.- CARACTERISTICAS GEOLOGICAS Y GEOTECNICAS AREA EN ESTUDIO | 64 |
| 3.6.3.- INDICE DE LA ROCA A LA VOLADURA..... | 66 |
| CAPITULO IV.- EVALUACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN EL DESARROLLO DE NIVEL 420 VETA TAPADA. | 69 |
| 4.1.- EVALUACION DE LOS DEFECTOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE OCASIONAN BAJO RENDIMIENTO DE AVANCE EN LA | |

| | |
|---|----|
| RAMPA 530..... | 69 |
| 4.1.1.- CALCULOS PARA ELABORAR LOS PARETOS..... | 70 |
| 4.1.2.- VALUACION DE LOS DEFECTOS EVENTOS Y CAUSAS QUE OCASIONAN PERDIDAS A ESCALA GENERAL DE LA MINA | 71 |
| 4.1.3.- ALTERNATIVAS DE SOLUCION..... | 71 |
| 4.2.- EVALUACION DE LA PERFORACION..... | 72 |
| 4.2.1.- EQUIPO DE PERFORACION..... | 73 |
| 4.2.2.- EVALUACION DE LOS PARAMETROS ACTUALES DE PERFORACION..... | 74 |
| 4.3.- ALGORITMO DE HOLMBERG EN EL DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA DE FRENTES DE DESARROLLO | 74 |
| 4.3.1.- DIVISION EN SECCIONES DEL AREA DE LA RAMPA.... | 75 |
| 4.3.2.- DATOS DE CAMPO | 75 |
| 4.3.3.- DATOS DE VOLADURA..... | 76 |
| 4.3.4.- CONSTANTES PARA USAR EN CORREGIR PERFORACION..... | 76 |
| 4.3.5.- COMPARACION DE EXPLOSIVO USADO | 77 |
| 4.3.6.- HALLANDO VALORES DE C | 78 |
| 4.3.7.- EL TIPO DE CORTE A DISEÑAR EN EL DIBUJO..... | 79 |
| 4.3.8.- I PRIMER CUADRANTE..... | 81 |
| 4.3.9.- II CUADRANTE..... | 83 |
| 4.3.10.- III CUADRANTE..... | 84 |

| | |
|--|-----|
| 4.3.11.- CALCULO DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO PARA EL ARRASTRE | 86 |
| 4.3.1.2- TALADROS DE CONTORNO | 89 |
| 4.3.13.- CALCULO BURDEN Y ESPACIAMIENTO PAREDES... | 91 |
| 4.3.14.-SECCION AYUDA CORONA | 93 |
| 4.4.- EVALUACION DE LOGROS ALCANZADOS EN LABORES DE DESARROLLO..... | 95 |
| 4.4.1.- DIAGNOSTICO HISTORICO DE GANANCIAS Y PERDIDAS | 96 |
| 4.4.2.- PARAMETROS DE ROCA..... | 104 |
| 4.4.3.- ANALISIS DE LA FRAGMENTACION..... | 105 |
| 4.4.4.-ANALISIS DE VIBRACIONES..... | 106 |
| 4.4.6.- COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA..... | 107 |
| CAPITULO V.- ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS..... | 100 |
| 5.1.- ANALISIS DE LOS FACTORES QUE HAN INCIDIDO PARA LA EFICIENCIA DE LA PERFORACION VOLADURA..... | 100 |
| 5.2.- ANALISIS DE LOS RESULTADOS DE LA PERFORACION VOLADURA..... | 111 |
| 5.2.1.- DISEÑO DE CORTE Y MALLA DE PERFORACION..... | 111 |
| 5.2.2.- EVALUACION DE AVANCE | 112 |
| 5.2.3.- EVALUACION DE FRAGMENTACION..... | 112 |
| CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES..... | 114 |
| CONCLUSIONES..... | 114 |
| RECOMENDACIONES..... | 117 |
| BIBLIOGRAFIA..... | 118 |

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.

El yacimiento minero de Huarón se encuentra ubicado en el Distrito de Huayllay, Provincia de Pasco, Departamento de Pasco, en un área aproximada de 15 Km², en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes. Huarón se ubica geográficamente en las siguientes coordenadas (ver plano N° 1):

Longitud 76° 25' 30" Oeste

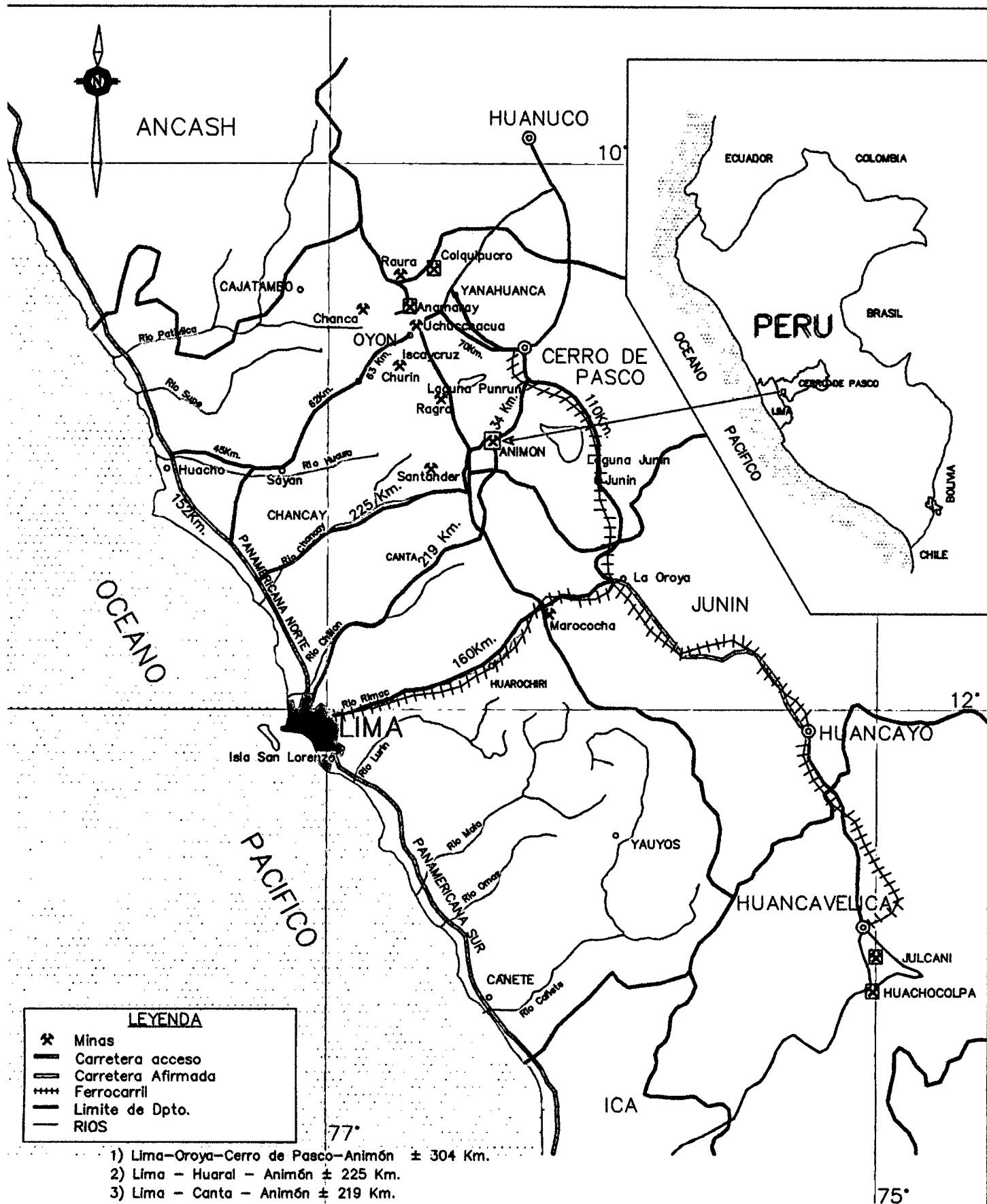
Latitud 11° 00' 45" Sur

A una altitud comprendido entre 4,200 a 4,800 m.s.n.m

Existen esencialmente dos vías de acceso carrozables y una vía férrea a saber:

- Lima - La Oroya - Unish - Huarón

Es la carretera más conservada y utilizada, por constituir en gran parte la carretera central (Lima – Unish)



| | | | | |
|--------------------------------|--------------------|-------------------------|---|-------------------|
| EMPRESA PANAMERICAN SILVER S.A | | ESCALA S/E | U.N.S.C.H | |
| U.E.A HUARON | | | FIMGC | EFPIM |
| | | FECHA Junio 2015 | PLANO DE UBICACION Y ACCESIBILIDAD | PLANO No 1 |
| ROYECTO | | | | |
| IBUJO | P.F.G.A | | | |
| EOLOGIA | Ing.: C. Conde R. | | | |
| EVISADO | Ing.: O. Febres E. | | | |
| PROBADO | Ing.: C. Gobitz | | | |

- Lima – Canta – Huarón

Asfaltada solo en el tramo: Lima Santa Rosa de Quives en 75 km. Y afirmada 146 km, es poco utilizada por su poca conservación.

- Vía férrea: Lima – La Oroya – Shelby

De donde se empalma por carretera afirmada hasta Huarón.

1.2.- CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima es seco, frígido o tundra durante los meses de abril a noviembre, con lluvias torrenciales y nieve en los meses de diciembre a marzo, con una temperatura promedio de 5°C. a -5°C., falta de vegetación arbórea; suelo cubierto de pastos naturales, musgos y líquenes.

1.3.- TOPOGRAFÍA.

Cuenta con una topografía marcadamente accidentada por su ubicación en el flanco oriental de la cordilla occidental de los Andes, donde nos muestra antiguos valles en forma de artesa en “U”, como consecuencia de la acción glaciaria, dejando permanentes lagunas escalonadas intercomunicadas por un drenaje natural. En las partes bajas como Huayllay, San José y La Calera, los rasgos glaciares se manifiestan por la presencia de morrenas, los cuales están constituidos por detritus de diferente litología (areniscas, lodolitas, margas, cuarcitas, etc.) que muestran las estrías, características del arrastre morrénico; su altitud varía desde los 4200 a 4800 m.s.n.m., proporcionando una ventaja respecto a los accesos y ubicación de la

estructura mineralizada; característica topográfica por su sistema orogénico andino y por los efectos de los plegamientos geológicos.

1.4.- ANTECEDENTES.

El departamento de Pasco era originalmente parte del departamento de Junín; fueron divididos después de 1919 en la configuración actual. El área de Huarón era conocida inicialmente como el distrito de Huancavelica del departamento de Junín (Molinero y Singewald, 1919). Esto condujo a la confusión en cuanto a localizaciones exactas del mineral. La mina fue referida como la mina de San José en los años 20, y ahora se considera estar en el distrito de San José de Huayllay. La mina Huarón inició sus operaciones en 1912 por una subsidiaria de la compañía francesa French Penarroya hasta 1987, año en que Mauricio Hochschild y Compañía la adquirió.

La Unidad Huarón se dedica a la extracción y producción de concentrados de plata, plomo, zinc y cobre. Esta Unidad fue paralizada debido al colapso de la Laguna Naticocha, originado en la mina Chungar, vecina de Huarón, ocurrido el 23 de abril de 1998, que inundó Huarón por la comunicación de las labores mineras.

En Marzo del 2000, Pan American Silver Corp. adquirió los derechos mineros de la Unidad Huarón, hoy Pan American Silver SA. – Unidad Económica Administrativa Huarón.

1.5.- RECURSOS.

a.- RECURSOS NATURALES:

El yacimiento mineral constituye el principal recurso, es así que en el área correspondiente a la U.E.A. Huarón podemos encontrar minerales como la plata, zinc, plomo y cobre que es objeto de la explotación.

b.- RECURSOS AGROPECUARIOS:

Cuenta con la presencia de pastos naturales en las comunidades vecinas, es importante destacar que la población se dedica a la actividad agrícola y pecuaria debido a las características climatológicas y topográficas que presenta el territorio y que hacen propicia la explotación de los terrenos aptos para la agricultura, destacando el cultivo de la maca; la producción pecuaria es tradicional y extensiva (de pastoreo a campo abierto) principalmente en la producción vacuna, ovina, alpacas, vicuñas, etc.

C.- RECURSOS HÍDRICOS:

EL agua requerida para trabajos de mina, se obtiene de la Laguna Llacsacocha, que a través de un sistema de bombeo es derivado hacia el Nivel 800, donde se cuenta con dos tanques de almacenamiento de agua para ser bombeados hacia los niveles superiores.

d.- RECURSOS HUMANOS:

La mano de obra para trabajos de mina, proviene de Cerro de Pasco, el distrito de Huayllay y zonas aledañas, donde la empresa Huaron tiene compromiso con las comunidades para dar trabajo a sus miembros.

1.6.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

1.6.1.- DETERMINACION DEL PROBLEMA.

El personal que efectúa el trabajo es el elemento clave que mueve y desencadena el trabajo para los demás procesos. El empirismo del personal no controla la calidad de trabajo (malla de perforación, la calidad de roca, tacos después de la voladura, etc.) que produce alta pérdidas y las multas por sobre excavación, sin contar con los costos de oportunidad, costo de sostenimiento y otros problemas de operación.

1.6.2.- FORMULACION DEL PROBLEMA.

1.6.3.- PROBLEMA GENERAL.

¿Cómo se optimizará la eficiencia de avance mejorando el diseño de la malla, capacitando a los perforistas, utilizando el explosivo y accesorios adecuados y disminuyendo los tiempos muertos que se dan en la perforación y voladura?

PROBLEMAS ESPECIFICOS.

¿Cómo se determinará las causas de pérdida en los avances para las labores de desarrollo en la Veta Tapada?

¿Cómo mejorarán los avances en las labores de desarrollo en la Veta Tapada?

¿Cómo se mejorará la fragmentación y la carga específica que da actualmente en los frentes de desarrollo en la Veta Tapada?

La necesidad de cumplimiento de los programas de avance de la empresa contratista en los frentes de desarrollo es una necesidad de mejora continua y de la perforación y voladura dependen las otras operaciones unitarias y se ha detectado problemas como: incumplimiento del diseño de mallas de perforación, deficiencias en el modo de perforación, deficiencias en el secuenciamiento de los tiempos de retardo, inadecuada columna explosiva y mala distribución de carga los cuales deben ser corregidos.

1.7.-. METODOLOGIA.

1.7.1.- TIPO DE INVESTIGACION.

El tipo de investigación que se empleará para la realización de la tesis es investigación aplicada.

La metodología considerada es:

a) Analítico:

Esta metodología es para simular y estudiar, analizar las causas verdaderas que limitan el avance lineal en la perforación – voladura de labores en desarrollo.

b)_Histórico:

Servirá para conocer trabajos objetivos anteriores y trabajos relativos con sus alcances encontrados en la operación, beneficios logrados.

c.- Comparativo:

Utilizando este método realizaremos analogías comparativas de otras labores, que trabajaron con el método a utilizar. La información se conseguirá mediante informes, resúmenes.

1.8.- DISEÑO DE LA INVESTIGACION.

1.81.- POBLACION Y MUESTRA:

a.- Población:

Estará conformado por las labores de desarrollo ubicados en el nivel 420 de la Veta Tapada.

b.- Muestra:

La muestra representativa estará determinada por las labores del Niveles 420 de la Veta Tapada, zona sur de Pan American Silver SAC Huaron.

Para seleccionar la muestra no se aplicará la estadística, sino se hará de manera práctica..

1.9.- TECNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS.

a).- Técnicas:

- Observación
- Documental
- Estadística

b).- Instrumentos:

- Cuaderno de reportes
- Mediciones topográficas
- Reportes de operadores

1.11.- INFRAESTRUCTURA.

La Unidad Económica Administrativa Huarón cuenta con oficinas administrativas y operacionales dentro del complejo minero Francois, una planta de tratamiento de minerales con una capacidad de tratamiento de 2,000 TMD, talleres de mantenimiento mecánico y eléctrico de maquinarias y equipos, mantenimientos de equipos, estaciones y subestaciones eléctricas, casa compresoras, campamentos de personal obrero y de empresas especializadas; además de un complejo en San José de Huayllay para el personal administrativo y operacional afiliados en Compañía.

1.12.- OBJETIVOS.**a.- OBJETIVO GENERAL:**

- Mejorar los avances en labores de desarrollo con un mejor diseño de mallas de perforación y uso adecuado de explosivos y accesorio de voladura en la Mina Huarón.

b.- OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

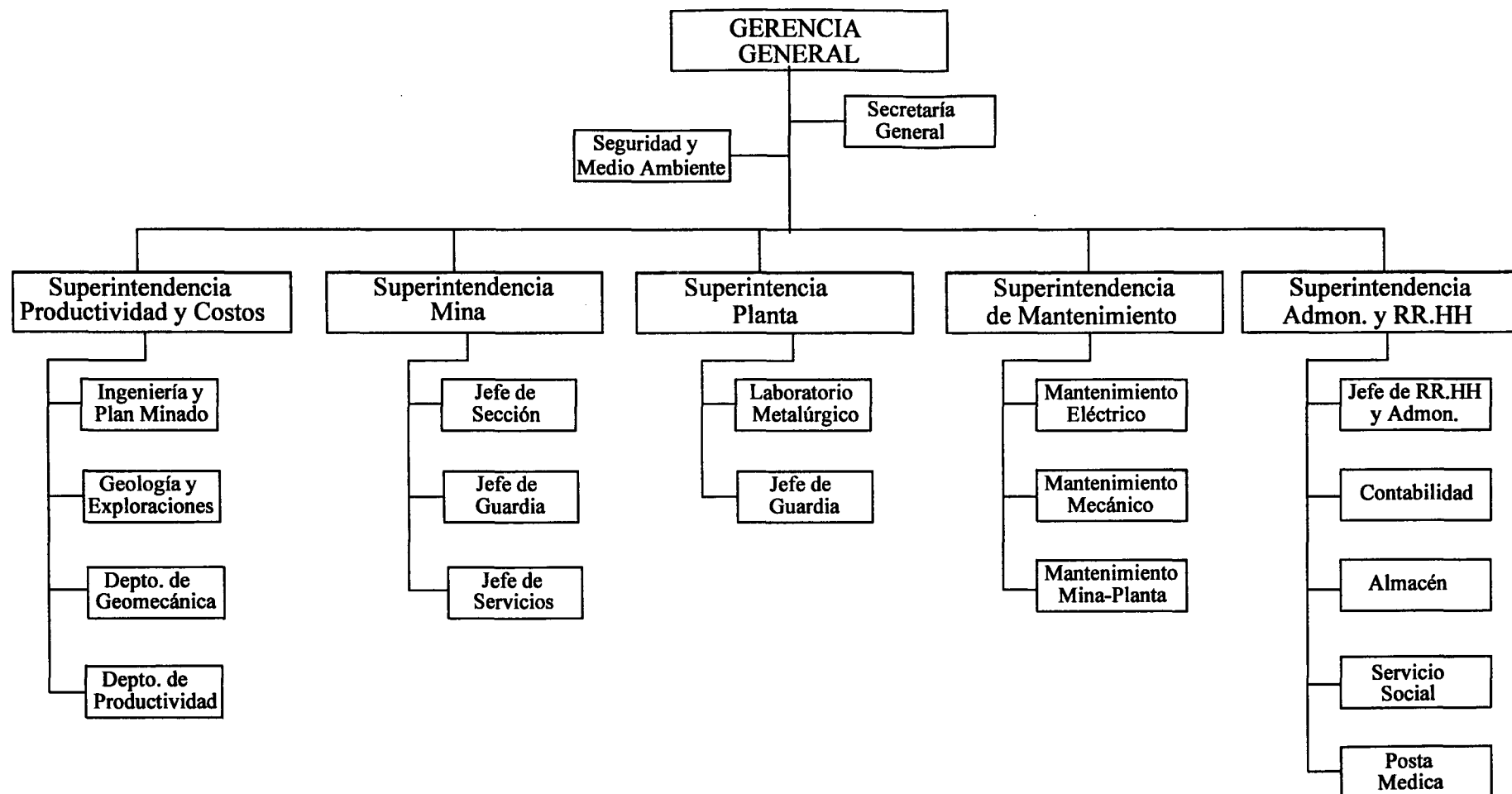
- Analizar las pérdidas en los avances para labores de desarrollo en EL Nivel 420 de la Mina Huaron.

- Proponer nuevos diseños de mallas y cantidad de carga explosiva adecuada según las características geomecánicas del macizo rocoso.
- - Servir al suscrito como tema de tesis para obtener el título de Ingeniero de Minas.

1.13.- ORGANIZACIÓN.

La Unidad Económica Administrativa Huarón cuenta con un tipo de organización formal de sistema abierto el cual podemos observar en la Lámina N° 1.

ORGANIGRAMA MINA HUARON



LAMINA N° 1

CAPITULO II

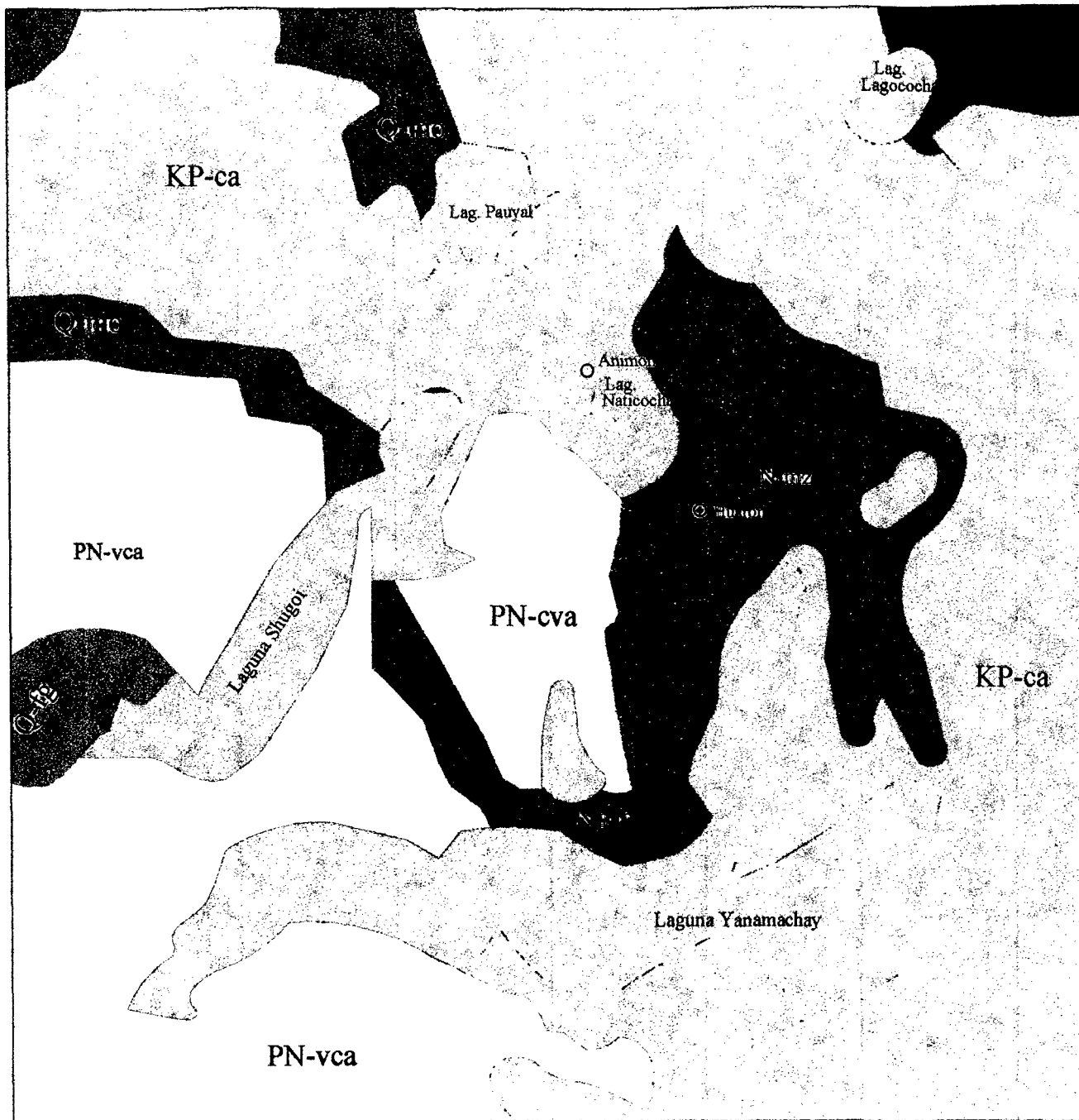
OPERACIÓN MINERA ACTUAL

2.0.- GEOLOGIA.









2.1.-GEOLOGÍA REGIONAL.

Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón-Huarón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales (ver plano N° 2).

En la región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillas y margas de coloración rojiza o verde



LEYENDA

-  Depósitos aluviales
-  Depósitos fluvioglaciares
-  Depósitos morrenicos
-  Formación Huayllay
-  PN-vca Volcánicos Calipuy
-  KP-ca Formación Casapalca
-  Monzonita
-  Lagunas

UNSCH
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

GEOLOGIA REGIONAL

MINA HUARON

| | | |
|----------------------------|-------------------|-------------|
| GEOL: Ingemmet | ESCALA: 1/25,000 | PLANO 02 |
| DIB: Oscar R. Contreras R. | FECHA: Abril 2011 | |

en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina.

Regionalmente ocurre una periplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan al plioceno.

Completan el marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más característico de la actividad glacial la formación numerosas lagunas.

2.1.1.-ESTRATIGRAFÍA:

En el distrito minero de Huarón se presentan diferentes unidades litológicas de naturaleza sedimentaria marina y continental, además de rocas intrusivas y efusivas, las cuales han sido datadas por correlaciones estratigráficas o fósiles que se hallan preservados (ver lámina N° 2).

A).- ROCAS SEDIMENTARIAS:

Se tienen las siguientes formaciones:

A1.- GRUPO PUCARÁ (Triásico Superior – Jurásico Inferior).

Éste grupo se le conoce también con el nombre de calizas Uliachín – Paria; está formado por calizas y dolomías grises claras y rosadas intercaladas con pequeños horizontes de carbón y presencia de fósiles (Gasterópodos) mal preservados.

El afloramiento más típico de éste grupo se encuentra en el caserío de Canchacucho a 10 km. al noreste de Huarón.

En la parte sur de éste paquete sedimentario tenemos calizas de color gris brillante con ciertas concreciones, lentes o bandas de cherts paralelas a la estratificación.

En este afloramiento la base no está expuesta y sólo se conocen 100 m. de potencia. Infrayace mediante una discordancia angular a la formación Casapalca y Volcánica Huayllay.

A2).-FORMACIÓN CASAPALCA:

(Capas Rojas) (Cretáceo Superior – Terciario Inferior).

Es en esta formación donde se emplaza la mineralización del distrito minero de Huarón y está formado por la siguiente secuencia.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA MINA HUARON

| UNIDADES CRONOESTRATIGRAFICAS | | | | | | | | | | UNIDADES LITO ESTRATIGRAFICAS | | | | | | | | | | SUCEO GEOLOGICO | | MILLONES AÑOS | | ROCAS INTRUSIVAS | | | |
|-------------------------------|--|-------------|--|-------------|--|-----------|--|---------|--|-------------------------------|--|----------|--|-----------|--|---------|--|-------------|--|--|--|---------------------------------------|--|------------------|--|------------------|--|
| FRATIMA | | SISTEMA | | SERIE | | EDAD | | GRUPO | | FORMACION | | UNIDAD | | LITOLOGIA | | SIMBOLO | | GROSOR mts. | | DESCRIPCION | | SUCEO GEOLOGICO | | MILLONES AÑOS | | ROCAS INTRUSIVAS | |
| MESOZOICO | | CRETACEO | | SUPERIOR | | PALEOCENO | | CALIPUY | | CASA PALCA | | SUPERIOR | | | | Jm. Pu | | 550 | | Calizas masivas de colores claros y oscuros. | | EROSION GLACIAL ELEVACION ANDES 4,000 | | 1 | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 800 | | Areniscas calcareas, limolitas y margas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 40 | | Conglomerados Bemabé con clastos de caliza. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 420 | | Areniscas calcareas y margas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 25 | | Chert calcáreo violáceo. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 300 | | Margas limolíticas rojizas con delgados nvs. de areniscas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 400 | | Conglom. heterolítico "San Pedro" | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 200 | | Margas limolíticas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 175 | | Calizas finas con chert irregular. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | >50 | | Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y clz. | | | | | | | |
| CENOZOICO | | TERCIARIO | | INFERIOR | | EOCENO | | CALIPUY | | CASA PALCA | | SUPERIOR | | | | Jm. Pu | | 10 | | Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso | | EROSION GLACIAL ELEVACION ANDES 4,000 | | 1 | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 20 | | morenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 200 | | tobas ignimbritas riolitas y andesitas | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 1000 | | Volcanicos, piroclásticos, lavas de andesitas y dacitas porfiríticas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 25 | | Chert calcáreo violáceo. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 300 | | Margas limolíticas rojizas con delgados nvs. de areniscas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 400 | | Conglom. heterolítico "San Pedro" | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 200 | | Margas limolíticas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 175 | | Calizas finas con chert irregular. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | >50 | | Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y clz. | | | | | | | |
| CENOZOICO | | CUATERNARIO | | PLEISTOCENO | | RECIENTE | | HUY-LUY | | CASA PALCA | | SUPERIOR | | | | Jm. Pu | | 10 | | Depósitos fluvio-glaciares Limo-Arcilla-gravoso | | EROSION GLACIAL ELEVACION ANDES 4,000 | | 1 | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 20 | | morenas con clastos angulosos a subredondeados en matriz arenosa. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 200 | | tobas ignimbritas riolitas y andesitas | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 1000 | | Volcanicos, piroclásticos, lavas de andesitas y dacitas porfiríticas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 25 | | Chert calcáreo violáceo. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 300 | | Margas limolíticas rojizas con delgados nvs. de areniscas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 400 | | Conglom. heterolítico "San Pedro" | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 200 | | Margas limolíticas rojizas. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | 175 | | Calizas finas con chert irregular. | | | | | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | >50 | | Margas limolíticas rojizas con Nvs. areniscas, lodolitas, limolitas y clz. | | | | | | | |

Del piso hacia el techo, por una secuencia de lutitas, areniscas y margas marrón rojizas (200 m. aproximadamente).

Conglomerados silíceos son clastos bien redondeados con cierta uniformidad en el tamaño (1 cm a 15 cm) con matriz arenácea y ligeras estratificaciones; son conocidas como Bernabé (40 m).

Sucesión de areniscas y limonitas calcáreas de color marrón rojizo (0 – 300 m).

Sedimentos calcáreos silicificados y dolomitizados de color gris claro y violáceo, en el flanco este del anticlinal de Huarón; en el flanco oeste intercalados con cherts y conglomerados, son conocidos como cherts de Sevilla (25 m).

Conglomerados abarcados por la silicificación de los cherts y areniscas, lutitas y limolitas calcáreas de color marrón (100 m).

Margas, lutitas y areniscas de color marrón y verdes grisáceas con delgadas capas de yeso (100- 200 m). Suprayase al grupo Pucará mediante una discordancia angular, e infrayace a la formación Abigarrada también mediante una discordancia angular.

A3).- FORMACIÓN ABIGARRADA:

(Terciario Inferior Paleoceno).

El nombre denominado por Harrison R. a una secuencia Vulcano – sedimentario, compuesto principalmente por tufos y brechas de color rojizo, areniscas y conglomerados característicos por su gran tamaño, pues algunos clastos llegan a alcanzar 1.5 m de diámetro en una matriz arenácea.

Suprayacen a las capas rojas mediante una discordancia angular, la parte superior de ésta formación ha sido erosionado, pero en algunas

zonas infrayace al Volcánico Huayllay mediante discordancia angular (200 m de potencia aproximadamente).

A4).-DEPÓSITOS RECIENTES (Cuaternario).

Generalmente son depósitos fluvioglaciares como morrenas, turbales y conos de escombros que cubren las partes bajas.

B.-ROCAS ÍGNEAS O INTRUSIVAS (Terciario Inferior):

Son cuerpos irregulares de diferente tamaño que afloran en el área en forma de diques.

Debido al relajamiento de las fuerzas tectónicas en la parte convexa del anticlinal, se originaron zonas de debilitamiento a lo largo de las cuales se produjeron rupturas que sirvieron para la circulación y emplazamiento de fluidos de composición cuarzo monzonítico en forma de diques axiales longitudinal y transversal.

Los diques axiales longitudinales se presentan en enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular cuya parte más ancha tiene 1.4 km. y de orientación N25°W.

El afloramiento es duplicado debido a las fallas normales post-intrusivo y pre-mineral alcanzando hasta 350 m. en potencia. Los diques axiales transversales incluyen la parte oriental del anticlinal con dirección E-W y N85°W, distribuidos en una zona de 300 m. de ancho adelgazándose hacia es Este.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y transversales se unen adquiriendo mayor potencia.

Estos diques han desplazado muy poco los horizontales litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas

encajonantes y se encuentran alterados (seritización, caolinización y fuerte piritización).

C).- ROCAS VOLCANICAS.

C1).-VOLCÁNICO HUAYLLAY (Terciario superior Plioceno).

Está compuesto por tufos grises, brechas y cenizas volcánicas de carácter ácido, identificándola como una riolita – riodacita de grano grueso de color gris marrón claro, estructura fluidal y presencia de cuarzos bipiramidales de 1 mm a 5 mm, así como cristales de biotita en completo desorden.

A veces se tiene presencia de sillimanita o fibrolita que hace pensar en una ignimbrita.

En la zona de Huayllay de Calera, Canchacucho se encuentran cubriendo una gran extensión estas rocas con formas caprichosas – producto del intemperismo – erosión, conjugadas con sistemas de disyunciones columnares.

Suprayace al Grupo Pucará, Formaciones Casapalca, Abigarrada mediante una discordancia angular (100 m a 200 m).

2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL:

2.2.1.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL REGIONAL.

Los sedimentos pre-terciarios y terciarios por acción de la orogénesis incaica, han sido fuertemente plegados dando lugar a la formación de anticlinales que se orientan en forma regional N25°W, que forma parte de la cordillera de los Andes.

2.2.2.-GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL.

Las principales estructuras de la U.E.A. Huarón son:

a).-PLEGAMIENTOS:

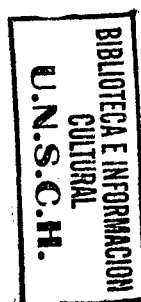
Un anticlinal asimétrica, es la estructura principal con el flanco oriental de mayor buzamiento 50° - 60° E que el occidental (35° - 42° W); el plano axial de orientación $N20^{\circ}$ - 30° W se inclina al Oeste y en la parte central presenta una suave convexidad hacia el Este; parte del plano axial ha sido erosionado.

Las dimensiones de la estructura son aproximadamente de 20 km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 km. de la zona axial transversal. Evidentemente los esfuerzos compresionales provenientes del oeste han sido de mayor intensidad que los del Este. Un sinclinal ubicado a 3.5 km. al Oeste de Huarón denominado Quimacocha, cuyo plano axiales paralelo al inclinal de Huarón.

b).-FALLAS Y FRACTURAS:

Los esfuerzos posteriores a la comprensión e intuición, debido al relajamiento de charnela del anticlinal (esfuerzos de tracción) con la formación de fallas y fracturas de un horst.

Un primer conjunto de orientación E-W, se caracteriza por presentar dos sistemas de fracturas que tienden a converger a profundidad: el primer sistema que buza 70° - 80° NW, se localiza en las partes sur y media del distrito, tales como Andalucía, Restauradora, Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacresta; el segundo sistema que buza 80° - 90° S, se localiza en la parte norte del distrito, pertenecen a este sistema las vetas Shiusha N, Shiusha S, grandes fallas de cizallas en forma de "X", las más conocida falla pozo "D"



Llacsacocha, con buzamiento sub vertical de Norte al Sur, Patrick y Veta 17.

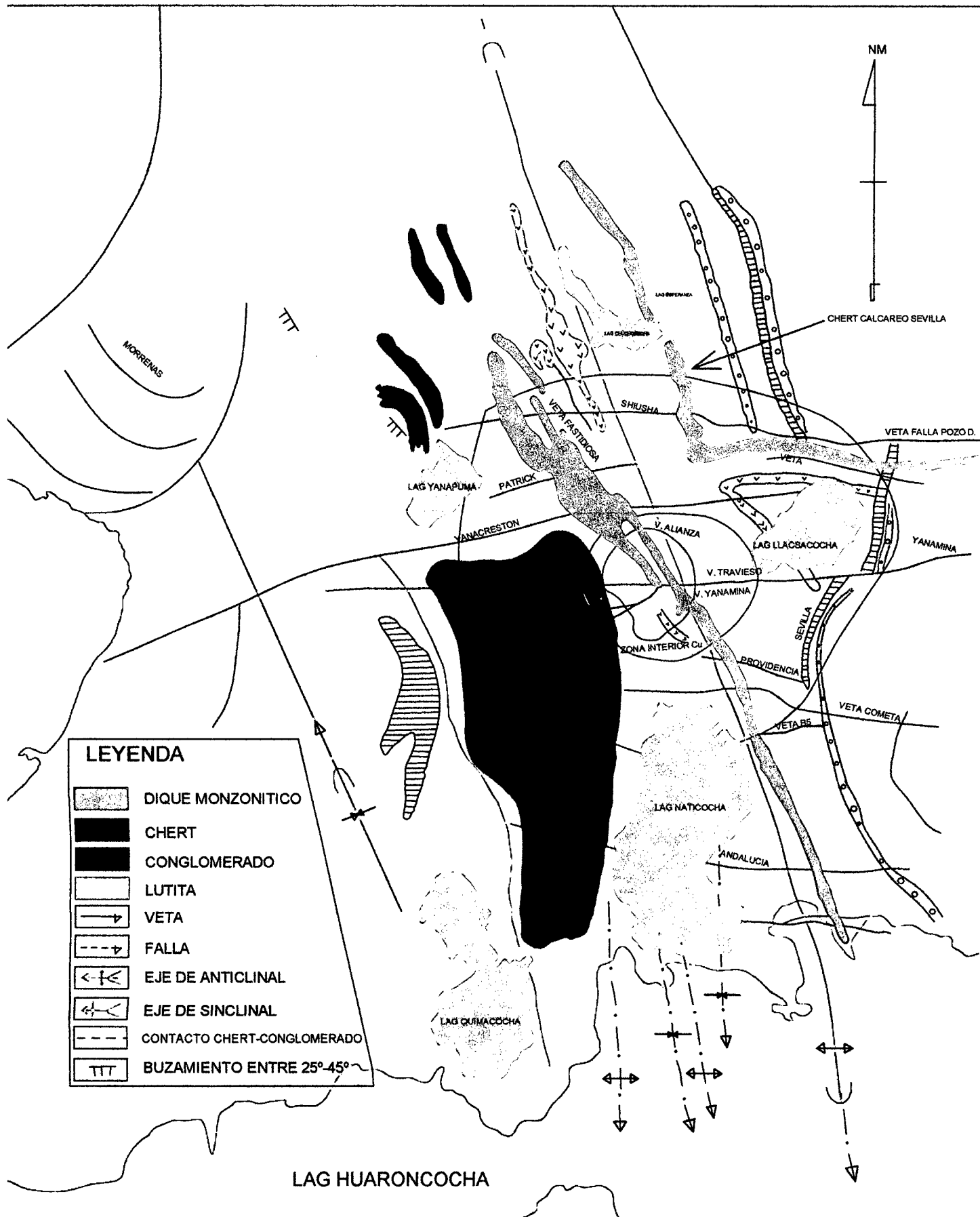
La estructura de mayor importancia es la falla pozo D en el flanco Nor – Oriental del anticlinal que desplaza a los cherts de Sevilla con un salto aproximado de 400 m.

Un segundo conjunto de orientación N-S, que buzan al Oeste entre 40°- 65° W y se localizan al Oeste del distrito, son concordantes a la estratificación, tales como Fastidiosa, San Narciso, Santa Rita, Surprise, Caprichosa y Ramal Caprichosa.

Todas las estructuras y fallas fueron pre-minerales; más el fracturamiento post mineral de menor magnitud en forma concordante a la pre-mineralización, que en su totalidad forman el horst de Huarón.

2.3.- GEOLOGIA LOCAL.

El yacimiento de Huarón, litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros (ver plano N° 3). Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los andes.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

GEOLOGIA LOCAL

GEOLOGIA:

ESCALA: 1/10000

FECHA:

ABRIL - 2015

P - 03

En el yacimiento se presentan principalmente margas y areniscas. En el Horizonte Base se tiene conglomerado Bernabé que es un “metalotecto” importante de la región con un grosor de 40 metros y está constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa.

Horizonte Techo.- “Metalotecto” calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros.

La mineralización ha ocurrido sobre estas rocas que han servido de receptáculo y donde las potencias son variables.

2.4.- GEOLOGÍA ECONÓMICA.

2.4.1.- GENESIS.

El yacimiento en cuanto a su origen tiene las siguientes características:

- **Es Primario**, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.
- **Es Hipógeno**, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática y las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.

- **Es Mesotermal a Epitermal**, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

2.4.2.- MINERALIZACION.

La mineralización de Huaron se debe al magmatismo Mioceno (7 a 8 M.A y es post intrusiva).

En el yacimiento de Huaron se han producido cuatro ciclos de mineralización:

a).-PRIMER CICLO.

Las soluciones hidrotermales primitivas que circularon por las fracturas que se encuentran en la parte central del distrito a temperaturas relativamente altas, precipitaron principalmente en cuarzo lechoso (SiO_2), pirita (S_2Fe), enargita (SAs_4Cu_3) y tetraedrita ($\text{Sb}_4\text{S}_{13}(\text{Cu,Fe;Zn,Ag})_{12}$) las vetas que pertenecen a este ciclo son: Travieso, Alianza, parte sur de Fastidiosa, Tapada, Veta Cuatro y parte norte de San Narciso.

El volumen de esta mineralización representa un 25% – 30% del volumen de total de precipitados minerales.

b).- SEGUNDO CICLO.

Las pulsaciones tectónicas adicionales que aumentaron el movimiento horstico, permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y formación de otras en forma adyacente, se produjo una nueva actividad magmatico con la consecuente inyección de un

segundo ciclo de mineralización a temperatura media en el orden siguiente: cuarzo lechoso, pirita, esfalerita marrón (SZn), galena (SPb); el tiempo de precipitación fue más prolongado que el primer ciclo y de enfriamiento más lento. A este ciclo pertenecen las vetas Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, Veta Cuatro, Yanacreston, Patrick, Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y bolsonadas; constituyendo el 50 – 60% del volumen total.

c).- TERCER CICLO.

La reactivación tectónica en una época posterior, permitió que la parte central se elevara más, las fracturas pre-existentes se alargaran, profundizaran en forma adicional y se forman nuevas fracturas; el brechamiento y permeabilidad de los minerales depositados permitió la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura, con la precipitación de carbonatos que se inicia con la siderita y evoluciona a dolomita, rodocrosita y calcita; además de baritina, esfalerita rubia clara, esfalerita rubia rojiza, galena, tetraedrita, polibasita y calcopirita.

Esta precipitación fue rápida en un tiempo relativamente corto. Pertenecen a este ciclo las bolsonadas Lourdes, la parte este de las vetas Elena, Providencia, Cometa, las vetas Restauradora, Andalucía, Precaución, parte norte de Fastidiosa y parte sur de San Narciso. Este ciclo contribuye con el 20 %– 25 % de volumen total.

d).-CUARTO CICLO.

Se inició una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial de los cristales y en las paredes de las fracturas.

2.4.3.-PARAGÉNESIS Y ZONEAMIENTO.

La paragenesis o secuencia posicional en el tiempo se ha estructurado por medio de las texturas y estructuras. La actividad tectónica ha permitido que la mineralización ocurra repetidamente en las fisuras, con soluciones hidrotermales de composición cambiante con el tiempo, estas soluciones han dado lugar a la precipitación de la mineralogía variada existente en el yacimiento.

El zoneamiento o secuencia posicional en el espacio, en Huarón se observa que ha sido horizontal muy marcada, desde una zona central (Travieso) hasta la periferie de acuerdo al siguiente detalle:

ZONA CENTRAL:

Mineralización cuprosa, que serían las más antiguas, removilizaciones como la enargita, pirita, cuarzo (Travieso).

ZONA INTERMEDIA

Con mineralizaciones cuprosas, plomo, zinc, enargita, tetraedrita, esfalerita, galena, pirita (Tapada, Alianza, San Narciso, Fastidiosa).

ZONA EXTERIOR

Minerales de plomo algunas veces tetraedrita, galena, esfalerita, pirita (Patrick, shiusha, bolsonada Bernabe, Sevilla, Veta Pozo D, Veta 17).

Según los estudios de secuencia paragenética, se presentan los siguientes minerales:

Sulfosales:

- Tetraedrita: $(\text{Cu, Ag, Fe, Zn})_{12}(\text{SbAs})_4\text{S}_{12}$
- Polibasita: $(\text{Cu, Ag})_{16}\text{Sb}_2\text{S}_{11}$
- Enargita: S_4AsCu_3

Sulfuros:

- Esfalerita: Szn
- Galena: SPb
- Chalcopirita: CuFeS_2
- Pirita: S_2Fe
- Estibina: S_3Sb_2

Oxidos:

- Rodonita: $(\text{Mn}, \text{Ca}) \text{SiO}_3$
- Cuarzo: SiO_2
- Casiterita: SnO_2

Otros:

- Calcita: CaCO_3
- Wolframita: $(\text{Fe}, \text{Mn}) \text{WO}_4$
- Siderita: FeCO_3
- Rodocrosita: MnCO_3


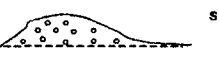
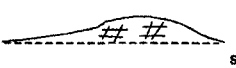
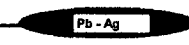

Estos ciclos de mineralización han sido precedidos por intrusiones cuarzo-monzoníticas en los diques N-S y E-W, ubicados en la parte central del anticlinal, presentando una fuerte alteración hidrotermal, caracterizada por la presencia de silicificación, epidotización y piritización.

ZONEAMIENTO.

En forma generalizada, los precipitados se distribuyen según el zonamiento siguiente:

La Zona de Cobre.- Conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central del distrito, como a la tetraedrita, que se sitúa en la periferia.

PARAGENESIS GENERALIZADA YACIMIENTO POLIMETÁLICO DE HUARÓN

| | I FASE | II FASE | III FASE |
|--|--|---|------------------------------|
| EVENTOS TECTONICOS | PLEGAMIENTO - ANTICLINAL FALLAMIENTO E - W FRACT. BLOQUE "ESTE" SE HUNDIÓ | COMPRESION 70° CIZALLA "X", FALLA "LLACSACOCCHA" "TRAVIESO" "POZO D" COMPRESION FLANCO OESTE - FALLAS N - S SOBREESCURRIMIENTO | DISTENSION |
| INTRUSIVOS |  DIQUES N - S, E - W | | |
| ENSAMBLES | Fe, Zn, As, (Sn) - (W) | Cu, Pb, Ag (Bi) - (Te) - (V) | Sb, Ag (Etapa Argentífera) |
| ALTERACIONES Silica - Potásica (Propilítica) Argílica |  |  | |
| PIRITA (Py) | Py 1 | Py 2 → Tn ← Cp | Tetrahedrita |
| GALENA (Ga) | |  | |
| ESFALERITA (sf. Ó sph.) | Fe Sf negra (Marmat.) | Sf rubia | Cp Sf. Rubia |
| CUARZO (Qz.) | Qz 1 | Qz 2 | Qz 3 |
| CHALCOPIRITA (Cp.) | Cp 1 | Cp 2 Cu | Cp 3 |
| CALCITA - DOLOM. (Ca. - Dol.) | | | |
| SERICITA - ILLITA | | | |
| CARBONATOS (Sider.-Rdc.) | | Mn ? | |
| ALABANDITA (Mn) | | Mn ? | |
| SULFOSALES : Cobres Grises : (60-90% Ag) Tetrahedrita (Freibergita) (Td) Tennantita (Tn) Enargita (Luzonita) (En) | | Cu, Pb, Ag, Tn Cu | Tetrahedrita |
| MINERALES DE PLATA Galena Argent. 6 - 15 % y en sf en niveles superiores y periferie Cu gris antimoniales (60-90%Ag) | |  | Tetrahedrita - Freibergita |

La Zona de Zinc-Plomo.- Constituida por los minerales de temperatura intermedia que acompañan a la esfalerita marrón (marmatita) y a la galena, que se sitúan en el área periférica a la zona de cobre.

La Zona de Zinc-Plomo-Plata.- Constituida por los precipitados de baja temperatura que contienen minerales de plomo-zinc con valores altos de plata y que se sitúan en la periferia del distrito.

2.4.4.- CONTROLES DE MINERALIZACION.

El principal control de la mineralización es el estructural, las estructuras de rumbo NE con sus ramales y cimoides, son las estructuras con mejor mineralización.

Las estructuras de rumbo E - W en la intersección con las de rumbo NE forman clavos mineralizados, pero; en la intersecciones con otros ramales secundarios por lo general se observa un empobrecimiento, mejorando la calidad del mineral después de los 30 mts. de la intersección.

En los cambios de rumbo y buzamiento, las estructuras presentan angostamiento o ensanche que han controlado la mineralización y la formación de clavos. Las vetas tienen mayor potencia y ley cuando el rumbo cambia o inflexiona de E - NE a NE.

Otro control de importancia es el litológico, donde la arenisca ha sido más favorable al fracturamiento y alteración hidrotermal que las margas y brechas

2.4.5.- ALTERACIONES.

La alteración se circunscribe al contacto entre estructura y caja, en las que se pueden observar zonas de silicificación, argilización, cloritización y dolomitización, con presencia de venilleo de pirita-cuarzo en ciertos casos, esta alteración alcanza una potencia promedio de 50 cm. al contacto con estructuras de potencias anchas definidas. En el caso de ramificaciones, estas alteraciones se hacen más potentes dentro de ellas. En superficie, las alteraciones se

restringen al afloramiento de estructuras y se observa una moderada a fuerte dolomitización a manera de cuerpo pero siempre relacionado a la existencia de fracturamiento.

Es importante mencionar que los óxidos de Mn y Fe presentes en las estructuras en superficie (valores altos de Manganese), podrían indicar una relación directa entre la alteración y la veta.

Alteración Hidrotermal.-

El primer ciclo de mineralización está asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico-potásico muy cerca de las Vetas y una alteración propolítica en la periferia.

El segundo ciclo de mineralización está asociada a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización está asociada a una alteración argílica avanzada a pervasiva.

2.4.6.- ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

Los tipos de estructuras del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas o cuerpos mineralizados y por vetas-manto.

VETA PATRIK.- Veta carbonatada con bandas de rodocrosita, sulfuro masivo, galena, tetraedrita, etc. Tiene una orientación de E-W, un buzamiento promedio de 70° y con una potencia promedio de 3.50 m con una longitud de 1,132 m.

VETA FARALLON.- Veta carbonatada con brecha de intrusivo al piso, sulfuro masivo, tetraedrita, galena, blenda, etc. De mineralización

tiene orientación de N-S, un buzamiento de 75° con una potencia promedio de 3.40 m y una longitud de 800 m.

VETA MARGARITA.- Veta con presencia de proustita (plata roja), galena y blenda, pirita, con orientación de E-W, buzamiento promedio de 78° y potencia promedio de 1.10 m y longitud de 320 m.

VETA ANITA.- Veta carbonatada con panizo al piso presencia de galena, sulfuros, rodocrosita con orientación de E-W, buzamiento de 68° y potencia promedio de 1.60m y longitud de 715m.

VETA CUATRO.- Veta con presencia de marga blanca grisácea, con venillas de sulfuros, rodocrosita, galena, etc. Con orientación de N-S, Buzamiento promedio de 78° potencia promedio de 2.5 m y longitud de 975m.

VETA FASTIDIOSA.- Veta con presencia de marga gris argilizada, sulfuro masivo, galena rodocrosita, también presencia de plata roja, etc. Con orientación de N-S, un buzamiento de 45° , potencia promedio de 1.5 m y longitud de 1,205 m.

VETA TRAVIEZO.- Veta con presencia de sulfuro masivo, rodocrosita, galena, con manchas de carbonato y panizo en los contactos con las cajas, con orientación de E-W, buzamiento promedio de 75° , potencia promedio de 1.80 m y una longitud de 880 m.

Las vetas que están como proyecto, las cuales fueron explotados en NV 250 y que en NV 180 son proyectados gracias a taladros diamantinos son:

Veta Jimena, Veta Maritza, Veta Danitza, Veta Mily, Veta July, Veta Rosario, Veta Santo Tomas, estos alcanzan un promedio de potencia de 2.30 m. y una longitud total de 7,200 m.

VETA TAPADA.

Se halla en la sur, cerca de las vetas San Narcizo y Mariana, trabajada en una longitud de 800 m. entre los niveles 420, 370, 250 y 180. Tiene una potencia de 0.30 a 2.40 m. con orientación este-oeste con buzamiento de 75° a 80°NE. Los minerales presentes son plata, plomo, zinc, con leyes de 10.62 Oz de Ag, 4.27% de Zn.

2.4.7 RESERVAS MINERALES.

Las reservas de mineral cubicadas al 31 de diciembre del 2014, se detalla en el cuadro N° 2.4.7

CUADRO N° 2.4.7
RESUMEN RESERVAS MINERAL MINA HUARON
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2014

| CATEGORIA | POTENCIA Mts. | TONELAJE TMS | LEYES | | | |
|-----------|------------------|-----------------|----------|------|------|------|
| | | | Oz/TM Ag | % Cu | % Pb | % Zn |
| PROBADO | 3.20 | 1,632,268 | 13.20 | 0.35 | 2.71 | 6.50 |
| PROBABLE | 3.00 | 1,091,779 | 12.70 | 0.30 | 2.65 | 6.10 |
| TOTAL: | | 2,724,047 | | | | |
| PROMEDIO | 3.10 | | 13.00 | 0.33 | 2.69 | 6.34 |

RESUMEN RESERVAS MINERAL VETA TAPADA
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2014

| CATEGORIA | POTENCIA Mts. | TONELAJE TMS | LEYES | | | |
|-----------|------------------|-----------------|----------|------|------|------|
| | | | Oz/TM Ag | % Cu | % Pb | % Zn |
| PROBADO | 2.40 | 549,133 | 10.70 | 0.31 | 2.45 | 4.30 |
| PROBABLE | 2.20 | 370,089 | 10.50 | 0.28 | 2.41 | 4.22 |
| TOTAL: | | 919,222 | | | | |
| PROMEDIO | 2.30 | | 10.62 | 0.30 | 2.43 | 4.27 |

2.5.- MINADO.

2.5.1- MÉTODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS.

El método de explotación con subniveles, usando relleno detrítico es una variante de taladros largo comprende dos etapas: la primera es la etapa de preparación y la segunda la de explotación.

2.5.1.1- PREPARACIÓN.

La preparación para el método de subniveles consiste en delimitar el block de explotación mediante dos galerías de 3.5 x 3.5 m separadas a 40 m. A una distancia de 15 m. y paralela a la galería inferior se construye en roca estéril un By Pass de 3.5 x 3.5 m. cuya finalidad es para la extracción del mineral y de donde se ejecutan cruceros de 3.5 x 3.5 m. separadas a 40 m hasta interceptar la veta., luego se levanta el Ore Pass que debe ubicarse al centro del block y a mitad del crucero central.(Ver lámina N° 3).

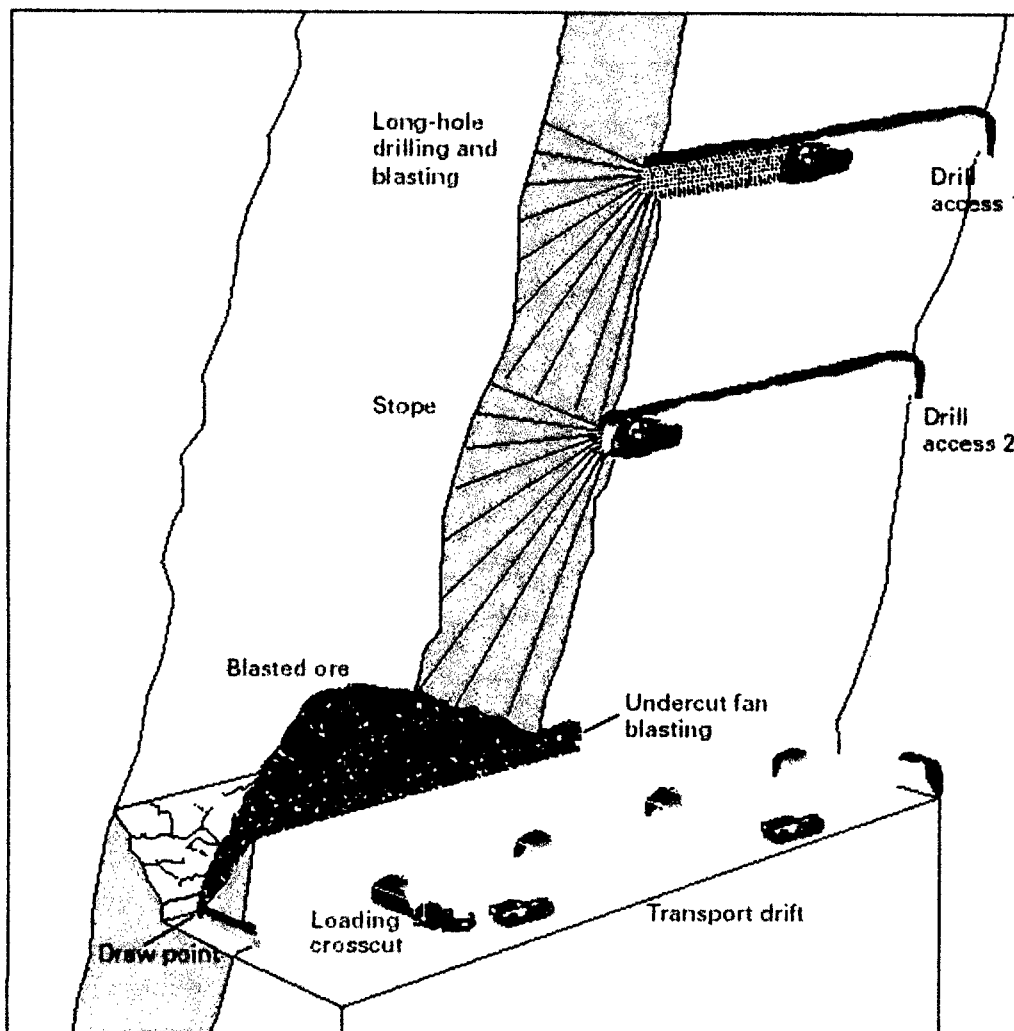
De nivel a nivel se construye rampas de 3.5 x 3.5 m. de sección que servirán de acceso al tajo, luego mediante raise borer se levanta el ore pass de 1.5 m de diámetro.

Cada 13 m. se corre subnivel de 3.50 x 3.50 m. mediante el uso del jumbo hasta una longitud de 40 m. quedando de esta forma preparado el panel de explotación de un tamaño de 40 x 40 m.

2.5.1.2.- CICLO DE EXPLOTACIÓN.

2.5.1.2.1.- PERFORACIÓN - VOLADURA.

Se traslada el equipo de perforación al nivel superior y ejecución del slot (formación de la cara libre), marcado de la malla de perforación, ubicación de la perforadora.



Sublevel open stoping layout

La perforación de los taladros se realiza mediante el jumbo Mini Raptor DH, que se ubica en el subnivel y desde donde perfora taladros verticales de 13 m con diámetro de 64 mm. (2 1/2") y con una malla de 1.0 x 1.20 m. El tiempo de perforar un taladro en promedio dura una hora y para perforar los 40 taladros comprendidos en el primer corte (lonja), se requieren 40 horas que equivale a 5 guardias. Terminado la perforación, los taladros son cargados con fanel y emulsión como iniciador y en resto de la columna de carga con anfo común, colocando taco al fondo del taladro y otro taco en la boca del

taladro, Para la voladura la manguera del fanel es conectado al Pentacord y éste al carmex.

La Chimenea para la cara libre (slot), en la voladura de taladros largos, se perforan chimeneas de 2 x 2 m. con la perforadora Raptor hasta una longitud de 13 m.

El disparo se inicia teniendo como cara libre la chimenea lateral y los demás taladros detonan con salida a esta chimenea.

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION:

Para el diseño de la malla de perforación se ha utilizado la Teoría de Ash que da buenos resultados según reporte de otras unidades mineras que usan el método de taladros largos:

a.- Cálculo del burden:

$$B = \frac{K_b \times \phi}{12}$$

Donde B : burden en pies.

Kb: constante de roca

ϕ : diámetro del taladro, en pulgadas.

| Determinación de la Constante Kb | | | | |
|----------------------------------|--------------------------------|---------------|-------|------|
| Clase de explosivo | Densidad gr/cm ³ | Clase de roca | | |
| | | Blanda | Media | Dura |
| Baja densidad y potencia | 0.8 a 0.9 | 30 | 25 | 20 |
| Densidad y potencia media | 1.0 a 1.2 | 35 | 30 | 25 |
| Alta densidad y potencia | 1.2 a 1.6 | 40 | 35 | 30 |

Conforme a la evaluación geomecánica el material a explotarse resulta un RMR de 45 que le cataloga como roca media y el explosivo a utilizarse es el anfo de una densidad de 0.8, por lo que la constante Kb es 25, reemplazando tenemos:

$$B = \frac{25 \times 2 \frac{1}{2}}{12} = 5.21 \text{ pies} = 1.60 \text{ m.}$$

b.- Espaciamiento:

El espaciamiento se calcula con la siguiente fórmula:

$$E = B \times K_e,$$

Donde K_e , es una constante

| Determinación de la constante K_e | |
|-------------------------------------|---|
| $K_e = 1$ | Para iniciación de taladros simultáneos |
| $K_e = 1$ | Para taladros secuenciados con retardos largos. |
| $K_e = 1.2 \text{ a } 1.6$ | Para taladros secuenciados con retardos cortos |

La voladura a empleará taladros secuenciado con retardos cortos y por lo tanto K_e será 1.2

$$E = 1.60 \times 1.20 = 1.92 \text{ m.} = 1.90 \text{ m.}$$

La malla resulta = $1.60 \times 1.90 \text{ m.}$

c.- Cálculo del taco:

La longitud del taco está dada por la siguiente fórmula:

$$T = K_t \times B$$

La constante K_t varía entre 0.7 a 1.60 y asignamos un valor de 0.7

$$T = 0.7 \times 1.60 = 1.12 \text{ m.} = 1.0 \text{ m.}$$

Los diseños presentan taladros pasantes y ciegos. Los taladros pasantes se consideran como dos superficies de carguío, es decir un taco de la misma longitud para cada lado.

d.- Cálculo de la carga explosiva:

Para el cálculo de la carga explosivo se ha utilizado el modelo de Hansen:

$$Qt = 0.28 (H/B+1.5)xB^2 + 0.4 \times Fr (H/B+1.5)xB^3$$

Donde Qt: carga total de explosivo por taladro en Kg.

B: burden en metros.

H : longitud taladro, m.

Fr: Factor de roca en Kg/m³

| TIPO DE ROCA | Fr Kg/m ³ | Gc MPa | Gt MPa |
|--------------|-------------------------|-----------|-----------|
| I | 0.24 | 21 | 0 |
| II | 0.36 | 42 | 0.5 |
| III | 0.47 | 105 | 3.5 |
| IV | 0.59 | 176 | 8.5 |

Para el caso de taladros pasantes:

Datos: H = 13.0 m. – 2.0 m. (doble taco) = 11.00

En este caso H es la columna de carga.

B = 1.60 m.

Fr = 0.36

Explosivo = anfo

$$Qt = 0.28 \left(\frac{11}{1.60} + 1.5 \right) \times 1.60^2 + 0.40 \times 0.36 \left(\frac{11}{1.60} + 1.5 \right) \times 1.60^3$$

$$Qt = 6.00 + 4.94 = 10.94 \text{ Kg/taladro}$$

Para el caso de taladros ciegos:

Datos: H = 13.0 m. – 1.0 m. = 12.00 m. (columna de carga)

B = 1.60 m.

Fr = 0.36

Explosivo = anfo

$$Qt = 0.28 \frac{(12 + 1.5)}{1.60} \times 1.6^2 + 0.40 \times 0.36 \frac{(12 + 1.5)}{1.60} \times 1.6^3$$

$$Qt = 6.45 + 5.31 = 11.76 \text{ Kg/taladro}$$

Volumen roto por taladro

$$V = 1.60 \times 1.90 \times 13 = 39.52 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 39.52 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ TM/m}^3 = 106.70 \text{ TM /disparo.}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{10.94 \text{ Kg}}{106.70 \text{ TM}} = 0.10 \text{ Kg/TM}$$

2.5.1.2.2.- LIMPIEZA.

El mineral producto de la voladura cae por gravedad a la galería primaria (Nivel base de extracción), donde es limpiado por scoops diesel de 2.2 Yd³ y 4.2 yd³ (control remoto) ingresando por los cruceros, que trasladan la carga hasta el Ore pass ubicada al centro de la rampa de acceso.

Para efectos de limpieza se considera el siguiente rendimiento (R):

$$R = \frac{50 \text{ L}}{T + \frac{2D}{16.67 \text{ S}}}$$

Donde: 50: tiempo efectivo de operación por hora, en minutos

L: capacidad de la cuchara del scoop en m³

T : tiempo de ciclo del scoop (tiempo de carga, descarga y maniobras en minutos.

D : Distancia de recorrido en un sentido del scoop, en metros

S : Velocidad promedio del scoop, Km/hr.

16.67 : factor de conversión de Km/hr a metros/minuto

Datos:

$$L = \text{Scoop de } 2.2 \text{ Yd}^3 = 1.68 \text{ m}^3$$

$$T = 4 \text{ minutos}$$

$$D = 45 \text{ m.}$$

$$S = 6 \text{ Km/hora}$$

Reemplazando tenemos:

$$R = \frac{50 \times 1.68}{4.0 + \frac{2 \times 45}{16.67 \times 6}} = 17.14 \text{ TM/hora}$$

Para scoop de 4.2 yd³

$$L = \text{Scoop de } 4.2 \text{ Yd}^3 = 3.20 \text{ m}^3$$

$$T = 5 \text{ minutos}$$

$$D = 45 \text{ m.}$$

$$S = 6 \text{ Km/hora}$$

Reemplazando tenemos:

$$R = \frac{50 \times 3.20}{5.0 + \frac{2 \times 45}{16.67 \times 6}} = 27.12 \text{ TM/hora}$$

2.5.1.2.3.- SOSTENIMIENTO.

En los subniveles, el sostenimiento del techo y paredes laterales (cajas), es realizado mediante la aplicación de shotcrete de $e = 2''$ luego la colocación de malla metálica electrosoldada de $4'' \times 4''$ y pernos tipo splits set de 7 pies.

PROPORCION DE LA MEZCLA.

Resumen de proporciones de mezcla sistema vía seca:

| MATERIALES | PREPARACION MEZCLA |
|--|--------------------------|
| | Mezcla 01 m ³ |
| Cemento | 09 bolsas |
| Arena | 225 lampadas |
| Agua | 45 Galones |
| Aditivo Acelerante (5%) | 4 Galones |
| Nota: Espesor de capa de Shotcrete en tipo de Roca III es 2" | |

El espesor del shotcrete requerido se determina según la siguiente fórmula y de acuerdo a la calidad de la roca o superficie donde se aplicara.

$$e = \frac{8 \cdot B}{150} \left(53 - \frac{3 \cdot \text{RMR}}{4} \right)$$

Donde: e = espesor del shotcrete en cm.

B = ancho de la labor, m.

Para el caso de una roca de un RMR = 41

$$e = \frac{8 \times 3}{150} \left(53 - \frac{3 \times 41}{4} \right) = 3.56 \text{ cm.} = 1.4" \Rightarrow 2"$$

Para determinar la presión máxima de soporte:

$$P = \frac{1}{2} G_c \left(1 - \frac{(R - e)^2}{R^2} \right)$$

Donde: G_c = resistencia a la compresión del shotcrete, MPa

P = presión máxima de soporte, ton/m²

R = radio de la labor, m.

Para nuestro caso: e = 3.56 cm = 0.0356 m.

$$G_c = 210 \text{ Kg/cm}^2 = 20.6 \text{ MPa}$$

$$R = 3 \text{ m.} \times 0.5 = 1.5 \text{ m.}$$

$$P = \frac{1}{2} \times 20.6 \left(1 - \frac{(1.5 - 0.0356)}{1.5^2} \right)^2 = 10.3 \times 0.3343 = 3.34 \text{ MPa}$$

$$P = 34.11 \text{ Kg/cm}^2 = 341.05 \text{ Ton /m}^2$$

2.5.1.2.1.4.- RELLENO DETRÍTICO.

En la dirección de los cruceros se deja pilares de sostenimiento y protección del tajo. A continuación se prepara y se rellena el tajeo con relleno detrítico hasta dejar un espacio de 3.5 m. entre el piso del relleno y el techo del subnivel superior a explotarse.

El material de relleno es distribuido y explanado por el sccop diesel en avanzada a lo largo del tramo a rellenarse.

El relleno detrítico proviene de frentes de desarrollo en estéril y de superficie.

2.5.2.- PERSONAL.

La cantidad de personal mínimo requerido en el tajeo por turno, está constituido de la siguiente manera:

| Ocupación | Cantidad |
|-----------------------|-----------------|
| Operador de Jumbo | 1 |
| Ayudante | 1 |
| Cargador de explosivo | 2 |
| Operador de scoop | 1 |
| Capatáz | 1 |
| Total = | 6 |

2.5.3.- EQUIPO EMPLEADO.

Los equipos utilizados en la explotación mediante el método de subniveles con aplicación de taladros largos son:

A.- EQUIPO DE PERFORACION:

Para avance de frentes de subniveles:

| JUMBO ELECTRO HIDRAULICO | |
|---------------------------------|-----------------|
| Modelo | Boomer S1D |
| Peso | 9100 Kg |
| Motor Diesel | 41 HP |
| Altura de traslado | 2.75 m. |
| Altura de perforación | 4.0 m. |
| Ancho de Labor de Transporte | 3.5 m. |
| Longitud de Barra | 3.6 m. |
| Giro de Brazo Hidráulico | 360° |
| Unidad de Potencia | 45 KW (51 HP) |
| N° de Gatas | |
| Diámetro de Taladros Cargados | 51 mm. |
| Diámetro de Taladros de Alivio | 105 mm. |
| Perforadora | HL 510 S-38 |
| Peso de Perforadora | 210 Kg |
| Torque máximo | 400 Nm, 175 bar |
| Energía de impacto | 16 KW |
| Frecuencia de golpes/minuto | 2,500 – 3,000 |
| Presión de agua | 7 bar |

Para perforación de Taladros Largos:

| JUMBO MINI RAPTOR DH | |
|----------------------------------|-----------------|
| Modelo | JMC 145 |
| Motor Diesel | |
| Modelo | F4L912 |
| Fuerza | 54 HP |
| Revolución máxima | 2,500 RPM |
| Revolución mínima | 750 RPM |
| Bomba de caudal variable: | |
| Tamaño | 71 cm³/rev. |
| Presión de carga | 180 bares |
| Bomba Hidrostática: | |
| Tamaño | 75 cm³/rev. |
| Presión de Línea de Piloto | 18 bares |
| Presión de carga | 320 - 350 bares |

| | |
|-------------------------------------|--------------------|
| Bomba de agua: | |
| Fuerza | 2.2 KW (3 HP) |
| Caudal | 6.9 gal/min. |
| Presión | 16 bares max. |
| Fuerza motor eléctrico | 2.2 KW (3HP) |
| Voltaje motor eléctrico | 380 - 440 V |
| Rotación | 3,450 RPM |
| Motor electrico (Power Pack) | |
| Fuerza | 55 KW (75 HP) |
| Revolución | 1,775 RPM |
| Voltaje | 380 - 440 V. |
| Compresor: | |
| Marca | Ingersoll Rand |
| Presión de aire máximo | 5 - 6 bares |
| Perforadora: | |
| Marca | Montabert |
| Fuerza | 14 KW (17 HP) |
| Chan | 9 Dientes x 65 cm. |
| | Sin culatín |
| Presión de Percusión Baja | 90 - 100 bares |
| Presión de Percusión Alta | 120 - 130 bares |
| Presión de Acumulador Baja | 4 bar. |
| Presión de Acumulador Alta | 35 bar. |
| Presión de Lubricación | 4-5 bares |

B.- EQUIPO DE LIMPIEZA TAJEO::

| SCOOPTRAM ATLAS COPCO DE 4.2 YD³ | |
|---|-----------|
| Modelo | ST 710 |
| Peso del Equipo | 15,200 Kg |
| Motor Diesel | 250 HP |
| Altura de Levante | 3.4 m. |
| Ancho de Labores | 3.5 m. |



CAPITULO III

GEOMECÁNICA DE LA LABOR DE DESARROLLO EN EL NIVEL 420 DE LA VETA TAPADA

3.1.- ESFUERZOS ACTUANTES.

El macizo rocoso donde se encuentra emplazado el yacimiento está conformado por rocas como: brechas, margas, conglomerado, areniscas y chert. Esta litología existente dentro del macizo tienen características diferentes y es un factor importante en la estabilidad de las aberturas subterráneas a construirse, además debido a esfuerzos a los que fue sometido el macizo rocoso en épocas pasadas se encuentra perturbada y prueba de ello es la presencia de diaclasas, fracturas y fallas.

En la Mina Huarón, las labores mineras se hallan actualmente a profundidad, encontrándose el nivel más alto a la cota de Niv-4,600 y el nivel de trabajo a 4,200, existiendo por lo tanto una altura de sobrecarga que llega a los 400 m, por lo que esta carga litostática ejercerá un esfuerzo vertical sobre las labores mineras, cuya magnitud sobre las paredes se debe determinar y de acuerdo a esto tomar las previsiones del caso sobre la estabilidad.

Los esfuerzos que se producen a cierta profundidad es el esfuerzo vertical y horizontal, los mismos que guardan relación entre sí ($K = \sigma_h/\sigma_v$). Los valores de K están comprendidos entre valores definidos conforme a la siguiente fórmula:

$$\frac{100}{Z} + 0.3 \leq K \leq \frac{1500}{Z} + 0.5$$

Donde Z es la altura de la sobrecarga.

Para nuestro caso:

Las labores del nivel 420 se encuentran a 400 metros de profundidad. La máxima concentración de esfuerzos que ocurrirá alrededor del túnel será:

$$\frac{100}{400} + 0.3 \leq K \leq \frac{1500}{400} + 0.5$$

$$0.25 + 0.3 \leq K \leq 3.75 + 0.5$$

$$0.55 \leq K \leq 4.25$$

Los casos a presentarse será $K = 0.55$ $K = 1$ $K = 4.25$

Para el caso de una abertura de 3.50 m. x 3.80 m. la máxima concentración de esfuerzos será:

Esfuerzo Vertical (σ_v)

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z \Rightarrow \sigma_v = 2,480 \text{ Kg/m}^3 \times 400 \text{ m.} = 99.20 \text{ Kg} \times \text{cm}^2 \text{ (9.72 MPa)}$$

Esfuerzo horizontal (σ_h)

$$\sigma_h = K \sigma_v$$

Para K=0.55:

$$\sigma_h = 0.55 \times 99.20 = 54.56 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 54.56 - 99.20 = 64.48 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 99.20 - 54.56 = 243.04 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 64.48 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo de compresión paredes} = 243.04 \text{ Kg/cm}^2$$

Para K=1.00:

$$\sigma_h = 1 \times 99.20 \text{ Kg/cm}^2 = 99.20 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 99.20 \text{ Kg/cm}^2 \Rightarrow \sigma_v = \sigma_h$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 162.44 - 162.44 = 324.76 \text{ Kg/cm}^2$$

$$= 3 \times 99.20 - 99.20 = 198.4$$

Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 64.48 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo de compresión paredes} = 198.40 \text{ Kg/cm}^2$$

Para K= 4.25

$$\sigma_h = 4.25 \times 99.20 = 421.60 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_h = 421.60 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$\text{Esfuerzo máximo} = 3 \times 421.60 - 99.20 = 1,145.60 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 99.20 - 421.60 = -124 \text{ Kg/cm}^2$$

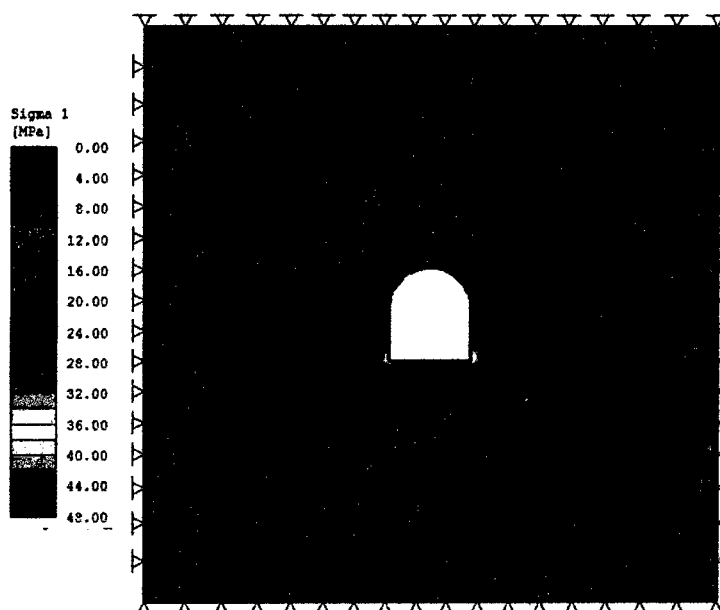
Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 1,145.60 \text{ Kg/cm}^2$$

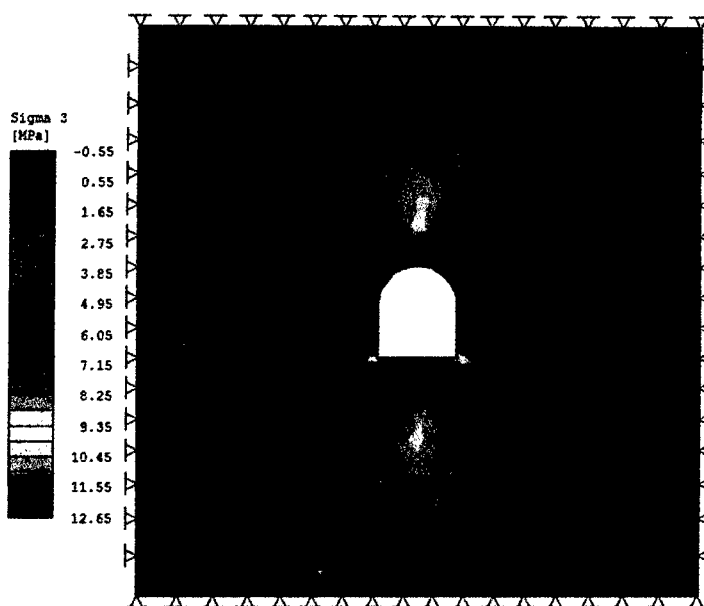
$$\text{Esfuerzo de tracción paredes} = -124 \text{ Kg/cm}^2$$

Como la resistencia de las cajas para el caso de la roca semidura es $1,000 \text{ Kg/cm}^2 <$ que el esfuerzo máximo compresivo, la abertura es inestable para este caso, como también para las rocas suave y muy suave.

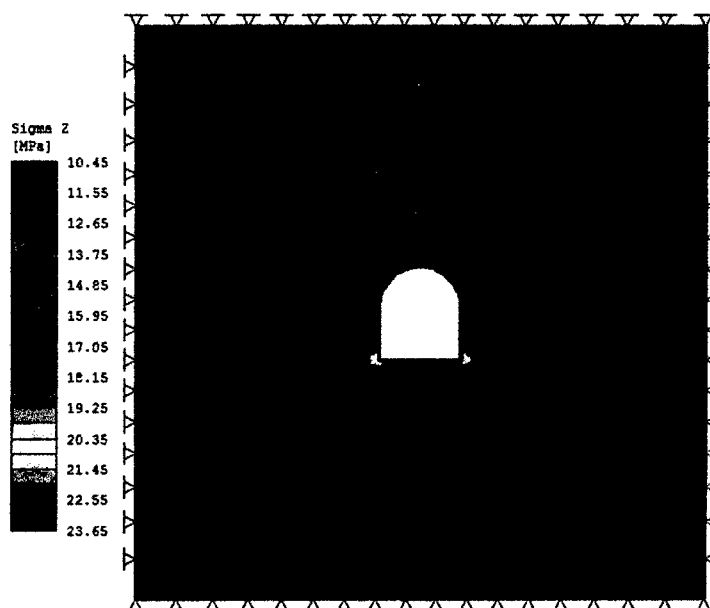
Análisis de Esfuerzos Simulados con el Programa Phases II



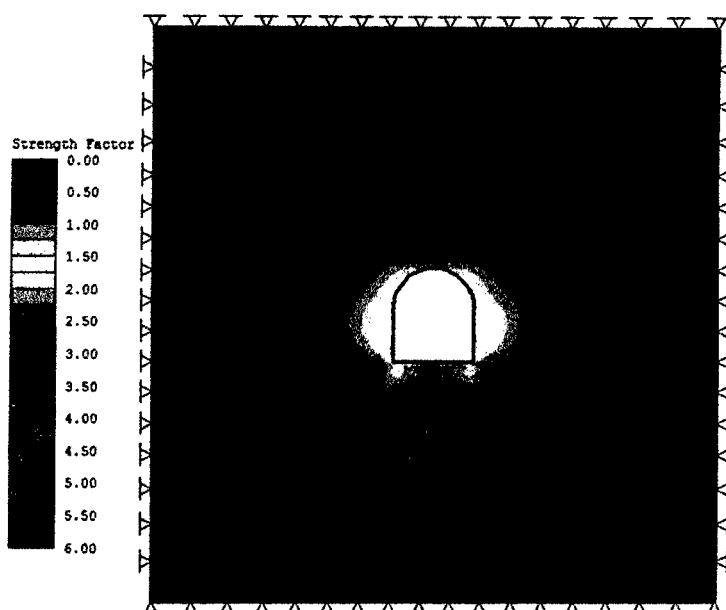
a).- Acción del esfuerzo principal mayor sobre la labor.



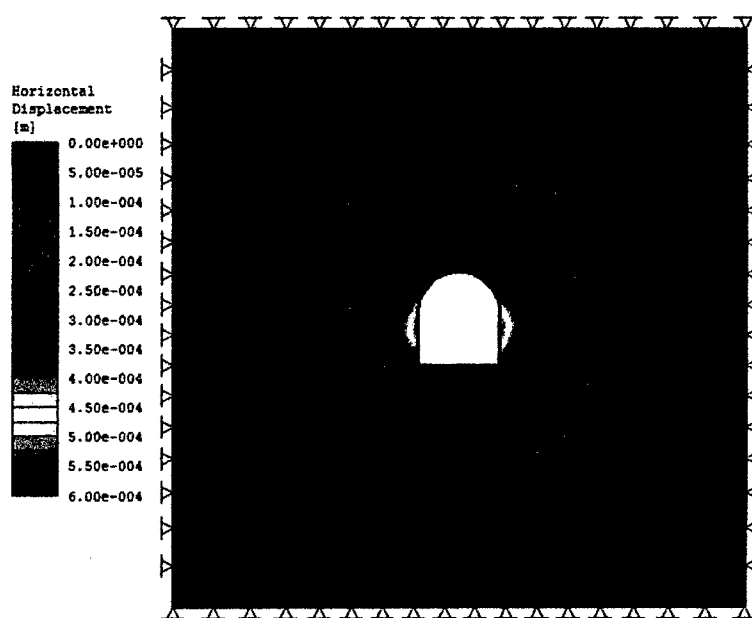
b).- Acción del esfuerzo principal menor sobre la labor.



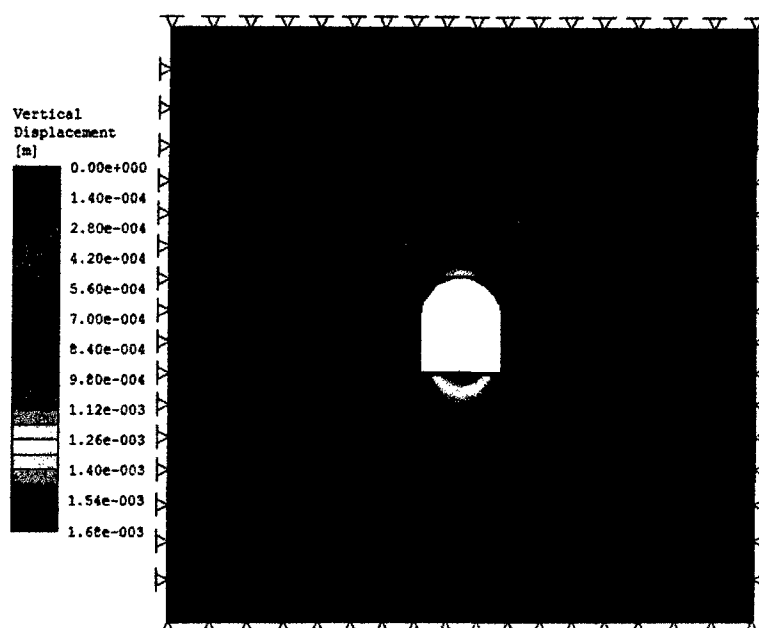
c).- Acción del esfuerzo principal menor sobre las esquinas inferiores de la labor, considerando: $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$



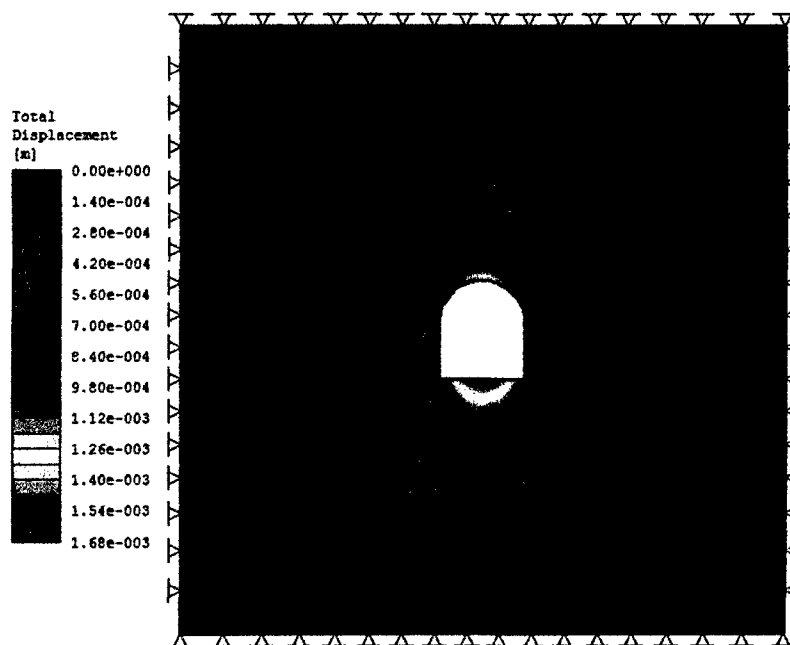
d).-Factor de resistencia donde en las paredes laterales llega a 1.70 que indica estabilidad de la labor.



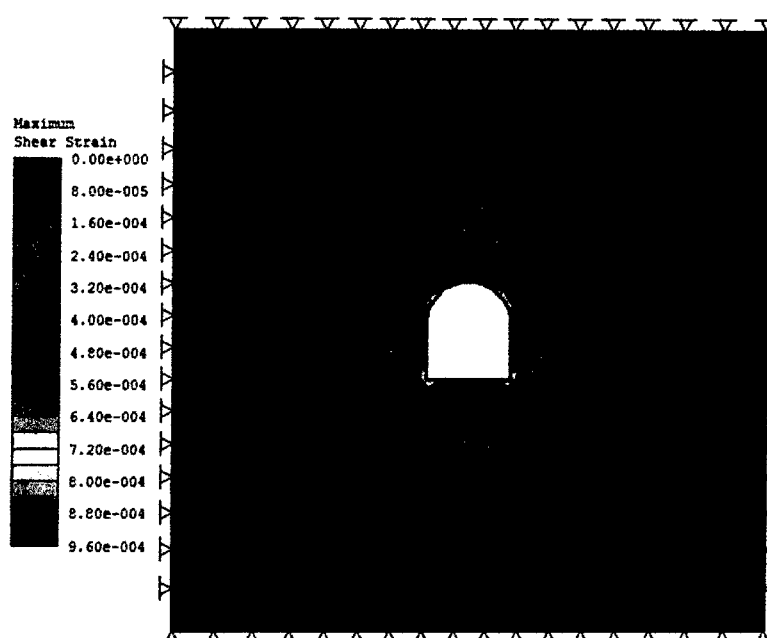
e).-Desplazamiento horizontal donde en las paredes se nota cierto peligro de empuje.



f).- Desplazamiento vertical por acción del esfuerzo vertical notándose cierto peligro hacia la base de la labor.



g).- Deformación total mostrando su área de influencia sobre la labor, cuya magnitud no es peligrosa.



h).- Máximo esfuerzo de corte sobre la labor

3.2.- MAPEO GEOMECÁNICO SUBTERRÁNEO.

La mina cuenta con el Departamento de Geotecnia, que es el encargado de realizar el mapeo geológico de las diferentes labores subterráneas, el mismo que contiene la delimitación de los dominios estructurales, basado en la calidad de la roca del macizo. Además se ha hecho el logueo geomecánico y geológico de los taladros diamantinos que han cortado la secuencia donde se ubica la estructura mineralizada.

El mapeo geomecánico nos permite caracterizar la calidad de la masa rocosa del área en estudio y se efectuó teniendo como base las tablas geomecánicas propuestas por Bartón y Bieniawski, para cuyo trabajo de campo se ha dividido el macizo a lo largo de la galería en "Dominios estructurales", los cuales presentan discontinuidades con condiciones similares y orientaciones distintas. El mapeo se realizó

por línea de detalles, técnica bastante aplicada que consiste en colocar una wincha en la cara de la excavación y cada metro ir registrando las discontinuidades existentes, anotando sus características, pues el comportamiento mecánico del macizo rocoso se determina por el número de familias que se intercepta en un punto.

El análisis detallado de las estructuras geológicas, debe comprender el uso de proyecciones estereográficas, diagramas de puntos y frecuencias, que permita representar la posición y la dirección preferencial del fracturamiento que presenta el macizo rocoso. Con los datos geomecánicos obtenidos se realiza la clasificación geomecánica de las labores subterráneas y de acuerdo a esto diseñar la labor y el tipo de sostenimiento que el tramo requiere.

3.3. ESTUDIO DE LAS CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.

3.3.1. PROPIEDADES FÍSICAS DE LA ROCA.

a.- DENSIDAD:

Se define como la relación entre la masa del material y su volumen, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca.

En mina Huarón las cajas están constituidas por rocas como: la marga gris, areniscas y conglomerado en las vetas a más del mineral encontramos como ganga.

b.- POROSIDAD:

Es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente, la porosidad se expresa siempre en porcentajes de volumen aparente del sólido tomado como unidad.

c.- ABSORCION:

Es la capacidad de las rocas para saturarse de agua, los mismos que se determina mediante ensayos en laboratorio de mecánica de rocas.

En el cuadro N° 4.2.1 se indica los valores de densidad, absorción y porosidad de las rocas existentes en la Veta Tapada.

CUADRO N° 4.2.1
PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCAS

| ROCA | DENSIDAD gr/cm ³ | ABSORCION % | POROSIDAD % |
|--------------|--------------------------------|----------------|----------------|
| Marga gris | 2.48 | 2.12 | 4.24 |
| Arenisca | 2.35 | 3.39 | 7.29 |
| Conglomerado | 2.55 | 1.79 | 3.39 |

3.3.2.-PROPIEDADES MECÁNICAS DE LA ROCA.**a.- RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL.**

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. Caso de la Veta Tapada las muestras de roca ensayadas en el laboratorio de mecánica de rocas dieron la resistencia a la compresión simple mostradas en el siguiente cuadro:

CUADRO N° 3.3.2

RESEISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE

| ROCA | COMPRESION SIMPLE | |
|--------------|--------------------|-------|
| | Kg/cm ² | MPa |
| Marga gris | 540 | 52.94 |
| Arenisca | 350 | 34.94 |
| Conglomerado | 428 | 41.96 |

b.- RESISTENCIA A LA TRACCIÓN DINÁMICA DE LA ROCA.

Las resistencias estáticas a compresión y a tracción se utilizaron en un principio como parámetros indicativos de la aptitud de la roca a la voladura. Así, se definió el índice de volabilidad (Hipo, 1959) como la relación " σ_c/σ_t " de modo que a un mayor valor resultaría más fácil de fragmentar el material.

Los resultados de laboratorio referente a la resistencia a la tracción se muestran en el cuadro siguiente, para cuyo análisis se utilizó el método brasileño.

| ROCA | RESISTENCIA A LA TRACCIÓN |
|--------------|------------------------------|
| | Kg/cm ² |
| Marga | 59.40 |
| Arenisca | 31.50 |
| Conglomerado | 42.80 |

c.- COEFICIENTE DE POISSON (μ)

Es el radio de contracción transversal a la expansión longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es una medida de su fragilidad. Cuanto menor el radio de Poisson, mayor la propensión a rotura.

d.- MÓDULO DE YOUNG O DE ELASTICIDAD (E)

Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse.

Cuadro MODULO DE YOUNG (E) –TAPADA

| ROCA | CONSTANTES ELÁSTICAS | | |
|--------------|----------------------|---|----------------------|
| | Compresión Simple | Módulo de Young | Coefficiente Poisson |
| | Kg/cm ² | E = (Kg/cm ²) x 10 ⁵ | □ |
| Marga gris | 540 | 1.89 | 0.21 |
| Arenisca | 350 | 1.22 | 0.18 |
| Conglomerado | 428 | 1.49 | 0.20 |

e.- ÁNGULO FRICCIÓN INTERNA DE LA ROCA.-

Es la resistencia interior para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete a la roca a deformación por presión. También se define como conductividad o pase de las ondas (de compresión o sísmicas) fenómeno que genera calor interno.

Para determinar cohesión y el ángulo de fricción interna se sometió a la roca a ensayo de corte directo por ser el método que representa a las discontinuidades que existen en la naturaleza, en este caso es el macizo rocoso donde se encuentra la Veta Tapada.

| ROCA | CORTE DIRECTO | |
|--------------|--------------------|-----------------|
| | Cohesión | Ángulo Fricción |
| | Kg/cm ² | Grados |
| Marga gris | 1.52 | 26.5 |
| Arenisca | 1.11 | 25.0 |
| Conglomerado | 1.35 | 25.5 |

3.4.- SISTEMAS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICO.

3.4.1.- RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION).

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico RQD y la calidad de la roca desde el punto de vista en la ingeniería:

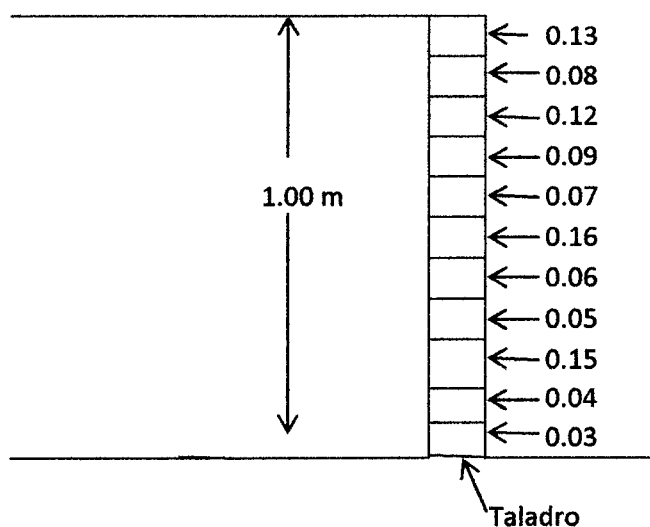
Cuadro N° 4.3.1 DESIGNACION DE LA CALIDAD DE ROCA (RQD)

| RQD | CALIDAD DE ROCA |
|-----------|-----------------|
| < 25% | Muy mala |
| 25 - 50% | Mala |
| 50 - 75% | Regular |
| 75 - 90% | Buena |
| 90 - 100% | Muy buena |

La RQD, se define como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 100 mm o más, del largo total del barreno, como se ve en el gráfico siguiente:

EJEMPLO:

Longitud de taladro = 1.0 m.



Longitud de testigos recuperados = 0.56 m

$$RQD(\%) = \frac{0.56}{1.0} \times 100$$

$$RQD(\%) = 56$$

En el caso de no disponerse de sondaje diamantino, el RQD puede ser estimado a partir del número de juntas por unidad de volumen, al cual se le adiciona el número de juntas por metro para cada familia de juntas. La fórmula utilizada es $RQD = 115 - 3.3 J_v$, donde:

$$J_v = \text{número de juntas por m}^3$$

Ejemplo:

Se ha encontrado 19 juntas/m³.

$$RQD = 115 - 3.3 (19)$$

$RQD = 52.30 \%$, que de acuerdo a la tabla es una roca regular

Los valores de RQD en la Veta Tapada, varía entre 30% y 70%, siendo los valores más bajos en las zonas de falla y los más altos en las cajas.

3.4.2.-RMR.

Esta clasificación se basa en el índice RMR (Rock Mass Rating) desarrollado en Sudáfrica por Bieniawski (1973) que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de calidad de la roca.
- Espaciamiento de juntas.
- Condición de juntas.
- Presencia de agua.

- Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma en cada caso nos da el índice de calidad RMR que varía de 0 a 100

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.
- Se clasifican las rocas en cinco categorías en cada categoría se estiman los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificación. En la tabla Geomecánica se detallan los tipos de roca, características y resistencia de la roca.

De acuerdo a la evaluación geomecánica con el sistema RMR se tiene los siguientes tipos de roca:

| VALOR RMR | CLASE DE ROCA | CONDICION |
|-----------|---------------|-----------|
| 65 | II | Bueno |
| 60 | III | Regular |
| 50 | III | Regular |
| 38 | IV | Malo |

3.4.3.- SISTEMA Q (NGI).

Este sistema ha sido propuesto por el Instituto Geotécnico de Noruega indica la calidad de la masa rocosa, basado en la observación de cientos de casos típicos de estabilidad de excavaciones subterráneas.

Para obtener el valor numérico de este índice "Q" se plantea la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} + \frac{J_r}{J_a} + \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD : Representa una medida del fracturamiento de la roca propuesta por Deere.

J_n : Representa el índice numérico del sistema de fisuras.

J_r : Representa el índice numérico del grado de rugosidad de las fisuras.

J_a : Representa el índice numérico de alteración de las fisuras.

J_w : Representa la reducción del agua en las fisuras.

SRF: Representa el índice del factor de reducción por esfuerzos.

De la combinación de estos parámetros se considera que índice Q que representa la calidad del macizo rocoso, está en función de tres condiciones.

- Tamaño de los bloques (RQD/J_n)
- Resistencia al esfuerzo cortante entre bloques (J_r/J_a)
- Esfuerzos actuantes (J_w/SRF)

.La clasificación de las rocas de acuerdo al sistema de clasificación

NGI, índice de calidad del túnel Q es:

Cuadro N° 3.4.3.**Clasificación de la roca según NGI**

| Q | CLASIFICACIÓN |
|--------------|------------------------|
| 0.001 - 0.01 | Excepcionalmente mala |
| 0.01 – 0.1 | Extremadamente mala |
| 0.1 – 1.0 | Muy mala |
| 1.0 – 4.0 | Mala |
| 4.0 – 10 | Regular |
| 10 – 40 | Buena |
| 40 – 100 | Muy buena |
| 100 – 400 | Extremadamente buena |
| 400 – 1,000 | Excepcionalmente buena |

Para la cuantificación del “Q”, existe una tabla del índice NGI

EJEMPLO:

De acuerdo al mapeo realizado en un tramo de 20 m. de la galería se encontró las siguientes características:

- 19 discontinuidades/m³ => Jv = 19
- 02 familias de fisuras (ESR<1m.) => Jn = 16
- Las paredes son rugosas y algo irregulares => Jr = 3

- Las fracturas rellenas con arcillas consolidadas => $J_a = 1.5$
- Se nota algunos goteos de agua en la bóveda del túnel y humedad en las paredes del túnel => $J_w = 1.0$
- Terreno fracturado en bloques por lo que se le asigna a $SRF = 5.0$

$$\text{El RQD} = 115 - 3.3 \times 19 = 52$$

Reemplazando en la fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} + \frac{J_r}{J_a} + \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{52}{16} + \frac{3}{4} + \frac{1}{1.5} = 4.67$$

De acuerdo a la tabla anterior el valor de $Q = 4.67$ corresponde a una roca regular.

Los valores medidos de Q , son los siguientes:

| Ubicación | Q | Clasificación |
|------------------|-----|---------------|
| Veta | 4.0 | Regular |
| Cajas de mineral | 5.0 | Regular |

3.4.4.- CLASIFICACION DE GSI (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX).

Toma en cuenta la estructura del macizo rocoso y las condiciones de la misma. Según esta clasificación el macizo se clasifica en: muy bueno, bueno, regular, malo y muy malo.

Además podemos clasificar el macizo rocoso de acuerdo al número de sus fracturas en:

- Masiva o levemente fracturada = 2 fracturas/metro.
- Moderadamente fracturada = 6 – 12 fracturas/metro.
- Muy fracturada = 12 – 20 fracturas/metro.
- Intensamente fracturada = más de 20 fracturas/metro.
- Triturada o brechada: fragmentada, disgregada y zonas de falla.

En la Mina Huarón, el departamento de geomecánica ha preparado tablas geomecánicas basadas en el GSI para su uso por los supervisores, los cuales se indican a continuación.

TABLA Nº 3











| COMPANIA MINERA HUARON S.A. | | | | | |
|---|---|--|---|--|--|
|  | SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL | SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (RC 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) | DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (RC 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) | DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS, (RC 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA) | SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (RC 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.) |
|  | PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m. (Walla o cinta ocasional) | | | | |
|  | PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m. (Walla o cinta ocasional) | | | | |
|  | PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. mas Malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm. sin fibra) * | | | | |
|  | PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. mas SHOTCRETE 5.0 cm. con fibra. | | | | |
|  | PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. mas SHOTCRETE 10.0 cm. con fibra. | | | | |
| ESTRUCTURA | | | | | |
|  | TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO) (RQD= 115 - 3.3 Jn.) | (A) LF/B | (A) LF/R (B) | (B) LF/P (C) | |
|  | MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO) | (A) F/B (B) | (B) F/R (C) | (C) F/P (D) | (E) |
|  | MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO) | (B) MF/B (C) | (C) MF/R (D) | (E) MF/P (F) | NO RECOMENDABLE |
|  | PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO) | (D) IF/B (F) | (F) IF/R (H) | NO RECOMENDABLE | NO RECOMENDABLE |

TABLA Nº 3-A

METODOLOGIA DE APLICACION

LABORES DE EXPLOTACION MAYORES DE 8.0 m.

| INDICE G.S.I. | INDICE RMR | INDICE Q | TIPO DE SOPORTE | TIEMPO DE COL. OCACION |
|---|---------------|-------------|--------------------|---------------------------|
| LEVEMENTE FRACTURADA/BUENA (LF/B) | 75-85 | 40-100 | A | |
| LEVEMENTE FRACTURADA/REGULAR (LF/R) | 65-75 | 12-40 | A | 10 años |
| LEVEMENTE FRACTURADA/POBRE (LF/P) | 55-65 | 5-12 | B | 1 año |
| MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (F/B) | 65-75 | 12-40 | A | 10 años |
| MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R) | 55-65 | 5-12 | A | 1 año |
| MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (F/P) | 45-55 | 1-5 | B | 10 días |
| MODERADAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (F/MP) | 35-45 | 0.4-1 | D | 3 días |
| MUY FRACTURADA/BUENA (MF/B) | 55-65 | 5-12 | A | 1 año |
| MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R) | 45-55 | 1-5 | B | 10 días |
| MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P) | 35-45 | 0.4-1 | D | 3 días |
| MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP) | 25-35 | 0.1-0.4 | E | 1 día |
| INTENSAMENTE FRACTURADA/BUENA (IF/B) | 45-55 | 1-5 | B | 10 días |
| INTENSAMENTE FRACTURADA/REGULAR (IF/R) | 35-45 | 0.4-1 | C | 3 días |
| INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P) | 25-35 | 0.1-0.4 | E | 1 día |
| INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP) | 15-25 | 0.05-0.1 | F | inmediato |

Para la utilización de esta tabla se determina in situ lo sgte.

a: Parámetros de estructuras: según la cantidad de fracturas por metro lineal definidas con el flexómetro

b: Parámetro de condiciones: según la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota con que se rompe o la profundidad de la indentación.

El área de determinación del GSI debe de lavarse previamente, además incrementar a las observaciones anteriores, las formas de las fracturas, el relleno, presencia de agua y orientación de discontinuidades.

Los afloramientos que no requieren soporte de acuerdo a la presente tabla, pero que presentan fracturas verticales o subverticales, paralelas o subparalelas y tangenciales o subtangenciales a las labores, requerirán de empuernado sistemático en las paredes, en los tramos que son afectados por estos sistemas, de igual manera se requerirán pernos en el techo en los tramos afectados por fracturas horizontales o subhorizontales.

La clasificación y selección del soporte deberá realizarse conforme avanzan las excavaciones, colocando el tipo de soporte en el tiempo indicado, de colocarse a destiempo de requerirá de un previo desatado y un soporte mas pesado que el que le debería corresponder según la tabla

Los pernos sistemáticos deben ser colocados perpendicular a las secciones, salvo cuando se coloquen para asegurar bloques sueltos en labores pequeñas, deberá usarse un pistón neumático reducido, e iniciar la perforación con barrenos de 3".

En la colocación de mallas, deben asegurarse al techo mediante el uso de puntales, gatas mecánicas o neumáticas y luego se aseguran con los pernos de anclaje, esta operación evitará la caída de fragmentos de rocas durante su colocación.

La colocación de shotcrete se realizará después de lavar la respectiva labor con agua a presión, se requiere el uso de calibradores, así como, evitar el exceso de rebote, realizar el diseño y la preparación de la mezcla en forma adecuada, usar manómetros en los equipos, ropa de seguridad y colocar drenes si hubiera presencia de agua.

En la colocación de cimbras se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad de las mismas, deben estar bien ancladas y topadas a la superficie de la sección de manera que cumplan su función estructural y no sirvan únicamente como falso túnel.

En los casos que se presenten condiciones de bajas o altas presiones, presencia de agua y orientaciones de fracturas desfavorables, tanto al sostenimiento como la clasificación del GSI deberá corregirse recomendándose el uso del soporte siguiente (ejemplo: si es un "C" se utilizaría un "D").

El uso de voladura controlada influye en un menor daño al fracturamiento del macizo, por lo que una clasificación (IF) puede ascender al (MF) o una (MF) a (F). Mejorando el G.S.I. y disminuyendo el sostenimiento.

(*) - SOSTENIMIENTO ALTERNATIVO

3.5.- DETERMINACION DE LA MAXIMA ABERTURA Y EL TIEMPO DE AUTO SOPORTE EN LABORES.

El factor ESR = 4, para el caso de labores mineras temporales.

$$De = \frac{\text{Ancho , diámetro o altura de la excavación (m)}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación ESR}}$$

Dimensión Equivalente (D_e) de la excavación

$$\text{Máximo abierto (sin sostenimiento)} = 2 \text{ ESR} \cdot Q^{0.4}$$

$$\text{GSI} = 9 \text{ Log} Q + 44$$

$$\text{RMR} = \text{GSI} + 5$$

Ejemplo:

$$Q = 5.0$$

$$\text{ESR} = 4$$

Reemplazando en la fórmula:

$$\text{Máximo abierto (sin sostenimiento)} = 2 \times 4 \times 5.0^{0.4}$$

$$\text{Máxima abertura (m)} = 15.23$$

$$\text{GSI} = 9 \text{ Log} 5.0 + 44$$

$$\text{GSI} = 50.29$$

$$\text{RMR} = \text{GSI} + 5 = 50.29 + 5 = 55.29$$

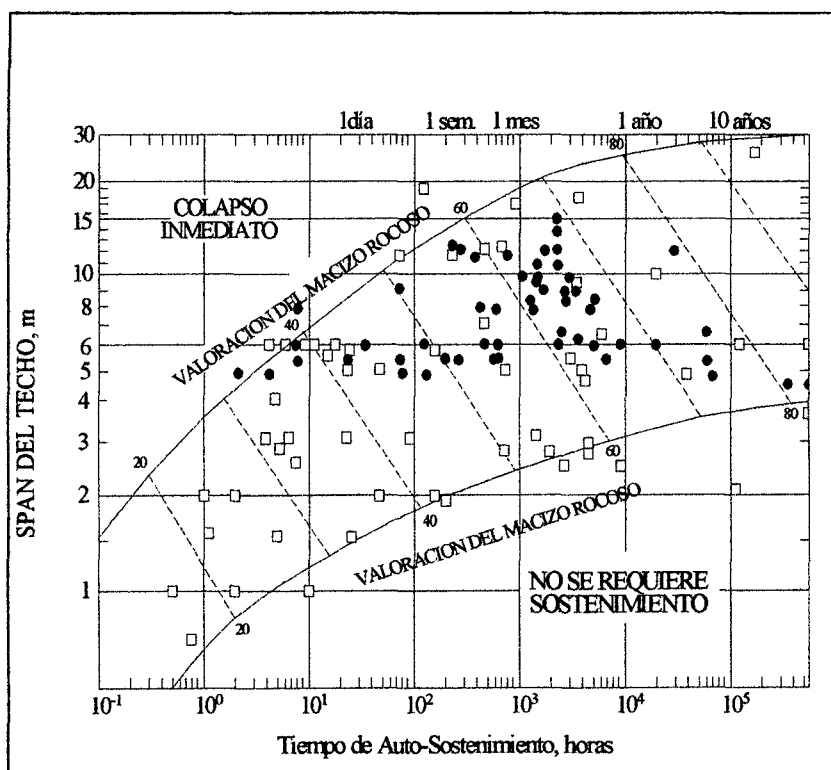
Para el valor de Q obtenido la abertura máxima sin sostenimiento estará hasta una distancia 15m. Debemos indicar que esta abertura máxima sin sostenimiento no considera la presencia de falsas cajas en los tajos, por lo que es necesario colocar puntales o gatas mientras que se está trabajando.

Categorías de sostenimiento, basadas en el índice de calidad tunelera Q

(Según Grimstad y Barton, 1993)



Abaco para estimar el tiempo de sostenimiento



El tiempo de autoapoye para la abertura de 4.0 m. de ancho varía entre una semana (RMR= 38) a 3 meses (RMR = 60).

3.6.- CARACTERÍSTICAS GEOMECANICAS DEL MACIZO ROCOSO QUE TIENEN UNA INFLUENCIA DETERMINANTE EN LOS RESULTADOS DE LA VOLADURA DE ROCAS.

Las propiedades del macizo rocoso son importantes en las operaciones de perforación y voladura, por ser el medio en el que actuará los explosivos. Existen diferencias significativas aún entre rocas de la misma zona en una determinada mina por lo que es necesario cuantificar algunas de sus propiedades. Por lo que en esta parte, se estudiará las principales propiedades del macizo rocoso.

3.6.1.- PROPIEDADES FÍSICO - MECÁNICAS DE LAS ROCAS.

Las propiedades de las rocas constituyen el principal obstáculo en el camino hacia una voladura óptima. Los materiales poseen ciertas características que son en función de su origen y de los procesos geológicos posteriores que actuaron sobre ellos. El conjunto de estos fenómenos conduce a un determinado entorno, a una litología en particular con unas heterogeneidades debido a los agregados minerales policristalinos y a las discontinuidades de la masa rocosa (poros y fisuras) y a una estructura geológica con un gran número de discontinuidades (planos de estratificación, fracturas, diaclasas, etc.). En la figura 3.4, se establece la interdependencia que existe entre las propiedades de las rocas, las variables controlables y algunas de las operaciones básicas del ciclo minero.

Para seleccionar la mezcla explosiva que mejor se adecue a las propiedades del macizo rocoso es necesario definir desde el punto de vista físico y geológico. Las propiedades físicas y mecánicas que influyen en la reacción del macizo rocoso a la energía producida por la detonación de un explosivo son:

1. Densidad.
2. Resistencia a la compresión y tracción.
3. Módulo de Young.
4. Relación de Poisson.
5. Módulo de Bulk o compresibilidad.
6. Velocidad de la onda longitudinal.
7. Porosidad.
8. Fricción interna.

3.6.2.- CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS Y GEOTÉCNICAS DEL ÁREA EN ESTUDIO.

a.- Litología.

La voladura en zonas donde se produce un cambio litológico brusco obliga a reconsiderar el diseño, pudiendo seguir dos alternativas: Esquemas iguales para los dos tipos de roca y variación de las cargas unitarias. Esquemas distintos pero con igual carga por taladro.

b.- Fracturas Preexistentes.

Todas las rocas presentan discontinuidades, micro fisuras y macro fisuras, que influyen de manera directa en las propiedades físicas y

mecánicas de las rocas y por lo tanto en los resultados de la voladura.

En la tabla 3.4 se puede apreciar los tipos de discontinuidades.

c.- Tensiones de Campo.

Cuando actúan las tensiones de cargas residuales, tectónicas y/o gravitacionales, el esquema de fracturas generado alrededor de los taladros puede estar influenciado por la concentración no uniforme de tensiones alrededor del mismo.

En rocas masivas homogéneas, las grietas que empiezan a propagarse radialmente desde los taladros tienden a seguir la dirección de las tensiones principales.

d.- Presencia de Agua.

Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados saturados de agua presentan habitualmente algunos problemas:

- Obligan a seleccionar explosivos no alterables por agua.
- Producen la pérdida de taladros por hundimientos internos.
- Dificultan la perforación inclinada.

e.- Temperatura del Macizo Rocos.

Los yacimientos que contienen piritas suelen presentar problemas de altas temperaturas de la roca por efecto de la oxidación, haciendo que los agentes explosivos del ANFO reaccionen a partir de una temperatura de 120°. Una recomendación general cuando se presentan estos problemas es delimitar el número de taladros por voladura a fin de disminuir el tiempo que transcurre entre la carga y el disparo.

CUADRO N° 3.6.2

TIPOS DE DISCONTINUIDADES

| ABSORCION DE LA ENERGIA DE ONDA DE TENSION EN LAS FRACTURAS | ABERTURA DE LAS FRACTURAS (m.m) | NATURALEZA DE LAS FRACTURAS |
|---|---------------------------------|---|
| 1.- Pequeña (<20%) | (A): 0 (B): 0-4.0 | (A) Fuertemente cementada. (B) Cementada con un material impedancia acústica similar a de la matriz. |
| 2.- Ligera (20% - 40%) | (A)<0.5 (B)<4.0 | (A)Fracturas rellena con agua o aire. (B) Cementada con un material impedancia acústica 1.5 - 2 veces menor que la matriz. |
| 3.- Media (40%-80%) | 0.5 - 1.0 | Fracturas abiertas rellenas con material suelto y poroso. |
| 4.- Grande (>50%) | (A) 0.1 -1.0 (B) 1.0 | (A) Fracturas rellenas con aire o agua (B) Fracturas abiertas rellenas de material suelto poroso, aire y agua. |

3.6.3.- ÍNDICE DE LA ROCA A LA VOLADURA (BLASTIBILITY)

Este índice fue desarrollado por Lilly, y nos da una idea de cuan fácil o difícil es volar una roca.

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Donde:

RMD = Descripción del macizo rocoso

JPS = Espaciamiento de las juntas planares

JPO = Orientación de las juntas planares

SPG = Gravedad específica

RSI = Dureza de la roca (Hardness)

$RSI = 0.05(RC)$

RC = Resistencia a la compresión simple (MPa)

Para una roca totalmente masiva el espaciamiento entre juntas es intermedio y con una resistencia a compresión de 140 a 230Mpa, vemos que los rangos de factor de carga se mueven entre: 0.25 y 0.3 kg/ton de ANFO, dicho explosivo tiene una densidad de 0.8gr/cm³, sin embargo con el uso de ANFO pesado estos factores de carga se van a un rango más elevado de 0.46 – 0.56 kg/ton.

EJEMPLO DE APLICACIÓN:

RMD = 20 JPO = 20 $RSI = 0.05 \times 540 = 27$

JPS = 20 $SG = 25 \times 2.6 = 65$

$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$

$BI = 0.5 (20+20+20+65+27) = 76$

El valor resultante muestra que se trata de una roca dura.

| | PARAMETROS GEOMECHANICOS | CALIFICACION |
|---|--|----------------|
| 1 | Descripción del macizo rocoso (RMD) Friable/poco consolidado Diaclasado en bloques Totalmente masivo | 10 20 50 |
| 2 | Espaciamiento entre planos de las juntas (JPS) Pequeño (<0.1 m.) Intermedio (0.1 a 1 m.) Grande | 10 20 50 |
| 3 | Orientación de los planos de juntas (JPO) Horizontal Buzamiento normal de frente Dirección normal al frente | 10 20 40 |
| 4 | Influencia de peso específico (SGI) $SGI = 25SG - 50SG$ Donde SG=peso específico en (ton/m³) | |
| 5 | Influencia de la resistencia $RSI = 0.05RC$ Donde RC= resistencia a la compresión | |

CAPITULO IV

EVALUACION DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO NIVEL 420 VETA TAPADA.

4.1.-EVALUACIÓN DE LOS DEFECTOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE OCASIONAN BAJO RENDIMIENTO DE AVANCE EN LA RAMPA 530.

El bajo rendimiento de los avances en los frentes de desarrollo se debe a ciertos defectos, habiéndose identificado los siguientes:

1. Aceros de perforación.
2. Equipo de perforación.
3. Equipo de limpieza.
4. Falta de agua para perforación.
5. Energía eléctrica.

6. Soplo de disparo.
7. Presencia de tacos > que 30 cm.
8. Desquinche.
9. Labores de sostenimiento (shotcrete).
10. Sobre limpieza de labor.
11. Desate de rocas.
12. Explosivo y accesorios.
13. Trabajos de servicio.
14. Plasteo.
15. Falta de personal.
16. Ventilación –(presencia de humo en las labores).

Con estos defectos seleccionados se procede a valorizar y categorizar cuál de ellos tiene frecuencia significativa para las labores de desarrollo, realizando seguimiento en la matriz de verificación de defectos llenados y alimentada del formato de supervisión. La base de datos levantada sirve para la construcción de los paretos para elaborar del diagrama de causa – efecto, finalmente identificado él o los defectos a nivel macro general y defecto específicos de la mina que aquejan a la operación.

4.1.1.-CALCULOS PARA ELABORAR LOS PARETOS.

En el cuadro N° 4.1.1. la suma de eventos reportados diariamente es n_n (donde $n=1.2 - 16$ eventos).

Σ Total de defectos $n_n = 278$ reportados mensualmente.

Total acumulado $a_n = (\quad : 39 + 28 = 67$ (así sucesivamente)

$$Frecuencia\ relativa = \left[\frac{ana}{\Sigma total\ defectos\ na} \right] \times 100 : \left[\frac{67}{278} \right] \times 100 = 24.1\%$$

4.1.2.- VALUACION DE LOS DEFECTOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE OCASIONAN PERDIDAS A ESCALA GENERAL DE LA MINA.

Después de identificar los defectos que se encuentra dentro del rango del 20 %, se ha identificado problemas a nivel macro general de toda la mina, siendo estas:

- Calidad de labor ejecutada.
- Labores paradas por cambio de proyecto.
- Puntos de dirección y gradiente.
- Larga distancia de evacuación de desmonte.
- Labores paradas por sostenimiento (shotcrete).
- Problemas de energía, agua, aire (capacidad).
- Ventilación.

4.1.3.- ALTERNATIVA DE SOLUCION.

Se propone las siguientes alternativas de solución:

- El departamento de capacitación debe realizar programas de entrenamiento de personal.
- Ejecución de metodología técnica para mejorar la calidad de trabajo.
- Política preventiva para sostenimiento natural.
- Construcción de represas de aguas.
- Adquisición de compresoras y mejor distribución de aire comprimido.

4.2.- EVALUACION DE LA PERFORACIÓN.

El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca.

Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar al explosivo, accesorios y sus iniciadores.

La calidad de los taladros que se perforan están determinados por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

MÉTODOS DE CORTE

Los tipos de trazos de perforación para formar una nueva cara libre o cavidad de corte, son dos:

1. Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal.
2. Cortes con taladros en paralelo.


El primer método se emplea en rocas de dureza media a suave y el segundo en roca dura.

El corte en paralelo da el mayor avance y en la mina Huarón es bastante usado con los jumbos.

En los taladros paralelos, es necesario perforar los del techo y piso con cierto ángulo. Si estos ángulos se exageran los resultados serán negativos por sobrerotura.

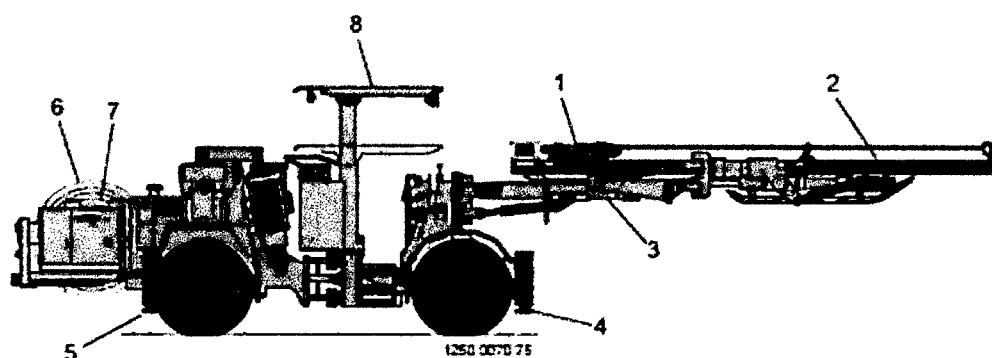
Los taladros en los frentes de desarrollo de la Veta Tapada son paralelas.



| | | | | |
|-------------------------|---|-------------|--|--|
| GERENCIA DE OPERACIONES | : | M. DEZA |  | Pan American Silver Huarón S.A. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO PROYECTO RA-530 VE-530B VETA TAPADA NIVEL-420 TUNELEROS |
| SUITE DE PLANEAMIENTO | : | A. ZAPATA | | |
| SUITE DE MINA | : | D. ROCA | | |
| SUITE DE GEOLOGIA | : | A. MARTINEZ | | |
| SUITE DE SEGURIDAD | : | C. SILVA | | |
| JEFE DE GEOMECANICA | : | E. VIDARRO | | |
| JEFE DE SERVICIOS | : | C. CASTRO | | |

4.2.1.- EQUIPO DE PERFORACION.

El equipo de perforación es el jumbo Boomer de Atlas Copco modelo S1D de un solo brazo, que perfora taladros de 14 pies de longitud y 51 mm. de diámetro, que tienen buen performance en el trabajo.

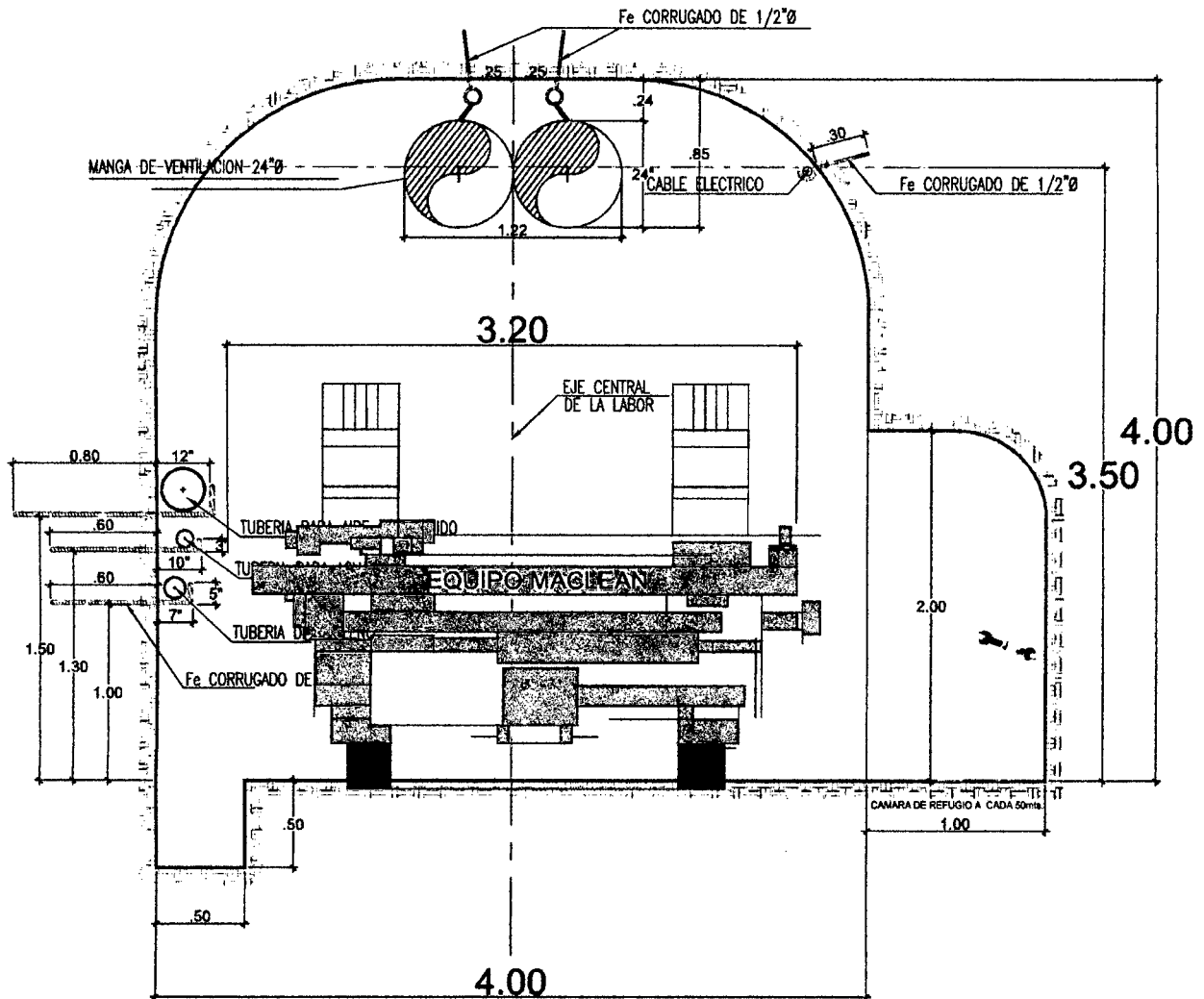


Jumbo Atlas Copco S1D de un brazo.

- 1.- Perforadora.
- 2.- Dispositivo de avance.
- 3.- Brazo
- 4.- Pata de apoyo delantera.
- 5.- Pata de apoyo trasero.
- 6.- Tambor de cable.
- 7.-Techo de protección.

La perforación realizada por el jumbo es reportada por el supervisor en formatos como lo que se indica en la hoja adjunta.

SECCION TIPICA CRUCERO 4.00m X 4.00m - C/CUNETETA DESARROLLO



| TUBERIA | Ø | DESCRIPCION |
|-----------------------------------|------|--------------------|
| | 10"Ø | AIRE COMPRIMIDO |
| | 4"Ø | AGUA |
| | 5"Ø | RELLENO HIDRAULICO |
| LONG. DE # 3/4" AIRE COMPRIMIDO = | | 1.30 m. |
| LONG. DE # 3/4" AGUA = | | 0.80 m. |
| LONG. DE # 3/4" RELLENO = | | 0.90 m. |

GERENCIA DE OPERACIONES : F. YALLE
 SUITE. DE PLANEAMIENTO : A. ZAPATA
 SUITE. DE MINA : E. LLERENA
 SUITE. DE GEOLOGIA : A. MARTINEZ
 SUITE. DE SEGURIDAD : V. MAGRO
 JEFE DE GEOMECANICA : E. VIZCARRA
 JEFE DE SERVICIOS : C. CASTRO

RIESGOS ASOCIADOS A LA LABOR :

Pan American Silver Huarón S.A.



Pan American Silver Huarón S.A.

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

ESTANDARES PARA INSTALACION DE SERVICIOS AUXILIARES

EQUIPO MACLEAN

SECCION TIPICA CRUCERO 4.00m. x 4.00m.

ESCALA: 1/40
 DIBUJO: HERNANDEZ
 FECHA DE INICIO:
 FECHA ACTUAL: 07/9/2013
 PLANO N°

REPORTE DE EQUIPO JUMBO

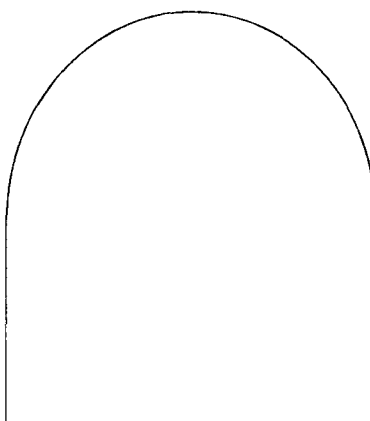
N°

Operador
Fecha
Guardia
Supervisor

H. Inicial H. Final
Horom. Diesel

Petroleo Glns

| Inicial | Final | Descripcón |
|---------|-------|------------|
| | | |
| | | |
| | | |
| | | |
| | | |
| | | |

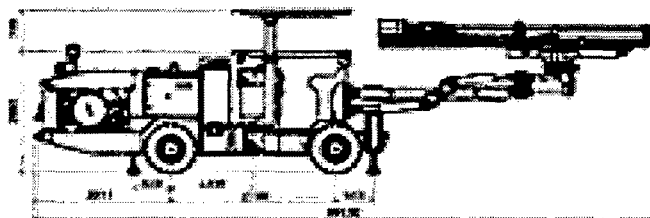


- 150 Falta de limpieza
- 151 Falta sostenimiento
- 152 Falta ventilación
- 153 Falta de agua
- 154 Falta de aire
- 155 Falta de energia
- 156 Falla de otro equipo
- 157 Espera en Vía
- 158 Demoras Electricas
- 159 Probl. neumaticos
- 160 Falla mecánica
- 161 Falla electrica
- 162 Otras demoras

- 101 Calentamiento de Equipo
- 102 Chequeo de Equipo
- 103 Desate de rocas
- 104 Pintado de razante
- 105 Pintado de Malla

- 130 Perforación de Frente
- 131 Sostenimiento
- 132 Breasting
- 133 Realce

Fallas de Equipo



| Nivel | Labor | Codigo | N° Taladro | P. Perf. | H. inicial | H. final | Observaciones |
|-------|-------|--------|------------|----------|------------|----------|---------------|
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |

Observaciones:

Operador

Supervisor

Productividad

4.2.2.-EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN.

Con la finalidad de mejorar los avances en los frentes de desarrollo se ha evaluado los siguientes parámetros de perforación:

a.- Estructura geológica:

Tiene influencia en el diseño de la malla de perforación, por lo que debe hacerse una correcta evaluación geomecánica de la roca que conforma el frente de perforación. Se ha establecido las clases de mallas conforme al RMR determinado en las labores de desarrollo de acuerdo a la condición de la roca.

b.- Incumplimiento del diseño de malla de perforación:

La malla de perforación es pintada previamente, cuyo cumplimiento queda a criterio del perforista, que en muchos casos puede variar, lo cual originará soplo parcial o total de los taladros.

c.- Deficiencias en el modo de perforación:

Entre estos tenemos la falta de paralelismo de los taladros, longitud incompleta, variaciones en la inclinación, insuficientes taladros de alivio, inadecuados espaciamiento y burden.

4.3.- ALGORITMO DE HOLMBERG EN EL DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE FRENTE DE DESARROLLO.

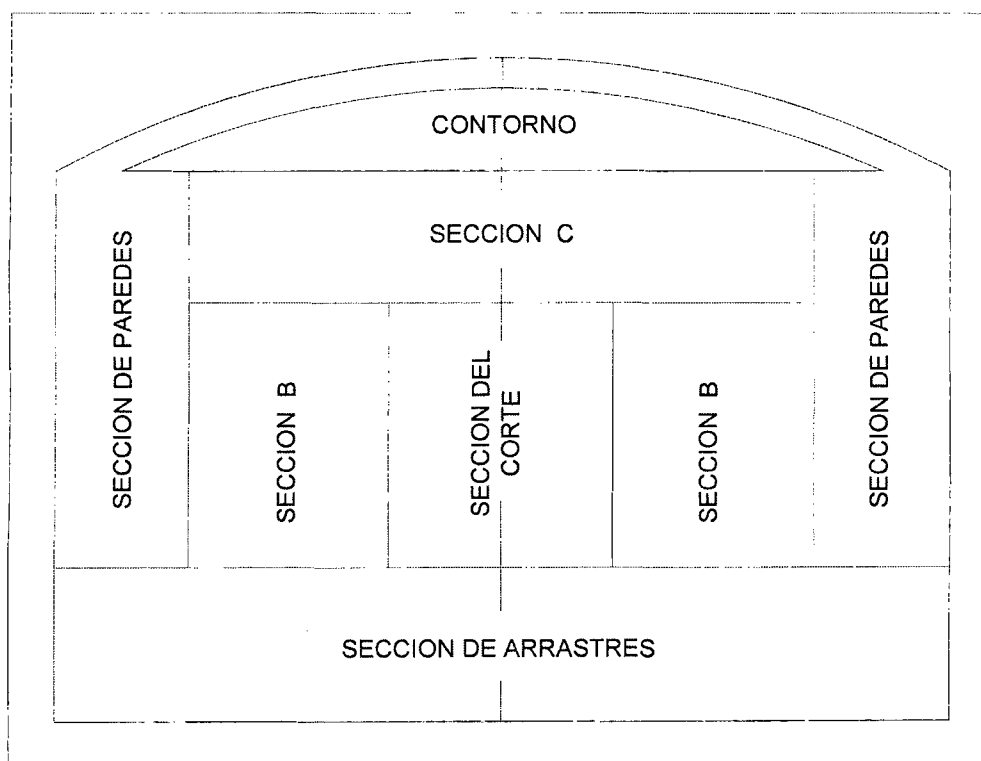
La aplicación de esta técnica de métodos numéricos fue desarrollada por el investigador Roger Holmberg 1982, modificadas y simplificadas por Oloffson en 1990. Estos modelos matemáticos fueron aplicados y usadas con criterio ajustando variables por la experiencia y pruebas desarrolladas en labores pilotos que se dio mayor importancia.

4.3.1.- DIVISIÓN DEL ÁREA DEL TUNEL EN SECCIONES.

Para simplificar cálculos de carga, permítame dividir la cara de la Rampa en cinco secciones separadas de (A – E). Cada uno debe ser tratado independientemente y en forma especial durante el diseño de malla de perforación y diseño de voladura:

- ❖ Sección de cortes.
- ❖ Taladros de paredes y sección de tajeado (Secc. B)
- ❖ Taladros de contorno
- ❖ Taladros de arrastres.

(Figura 1)



4.3.2.- DATOS DE CAMPO:

| | |
|-----------------|-------------------------|
| Labor minera | Galeria 530 |
| Nivel | 420 |
| Tipo de máquina | JUMBO S1D (Atlas Copco) |

| | |
|----------------------------|---------------------------------|
| Sección de Rampa | 4.0 x 4.2. m ² |
| Ancho | 4.0m |
| Alto | 4.2m |
| Altura de longitud de arco | 0.65m |
| Diámetro de taladro | 51mm |
| Longitud de taladro | 13pies |
| Taladro vacío | 3 igual (ϕ_e) |
| Tipo de corte | Corte quemado 6 |
| Tipo de roca | Marga Gris |
| Densidad de roca | 2.67 TM/m ³ promedio |

4.3.3.- DATOS DE VOLADURA.

| | |
|------------------------------|-----------------------------------|
| Tipo de voladura | Voladura controlada |
| Tipo de explosivo | Dinamita 65% (1 1/2*12) y (7/8*8) |
| Tipo de cebo | Dinamita 65 (1 1/2*12) |
| Tipo de fulminante | N°8 (Fanel) |
| Densidad del explosivo usado | 1.12gr/cc |

4.3.4.-CONSTANTE A USAR PARA CORREGIR PERFORACIÓN.

| | | | |
|--------------------------------|--------------|--------|--------------|
| Desviación de perforación | (α) | 10mm/m | <> 0.01m/m |
| Desviación por empate | (β) | 20mm | <> 0.02m |
| Desviación taladro de contorno | (γ) | 3grad | <> 0.05 Rad. |
| Constante de roca | (C) | 0.4 | Interpolar |

CUADRO (4.3.4) COMPARACIÓN DE EXPLOSIVO

Sirve para interpolar los valores de Q_e , V_e de los explosivos utilizados con respecto a su densidad.

CUADRO N° 4.3.4

| Explosivo | Q_e (Mj/kg) | V_e (m ³ /kg) | PRP (LFB) | PRP (ANFO) | Densidad (kg/m ³) |
|---------------|------------------|-------------------------------|--------------|---------------|----------------------------------|
| LFB Dynamite | 5 | 0.85 | 1 | 1.19 | 1450 |
| Dynamex M | 4.7 | 0.88 | 0.94 | 1.13 | 1400 |
| ANFO | 3.91 | 0.973 | 0.84 | 1 | 900 |
| TNT | 5.1 | 0.61 | 0.97 | 1.15 | 1640 |
| PENTN | 6.38 | 0.717 | 1.2 | 1.43 | 1670 |
| Nabit | 4.42 | 0.904 | 0.91 | 1.08 | 1200 |
| Gurit A | 3.8 | 0.4 | 0.71 | 0.85 | 1000 |
| NG | 6.27 | 0.716 | 1.19 | 1.42 | 1590 |
| Emulite 150 | 4.1 | 0.84 | 0.85 | 1.42 | 1200 |
| Iremite 62 | 3.75 | 0.852 | 0.79 | 0.94 | 1180 |
| Iregel RX | 2.68 | 0.941 | 0.63 | 0.75 | 1200 |
| Dynex 205 | 4 | 0.863 | 0.84 | 1 | 1170 |
| Powergel 2131 | 3.29 | 0.81 | 0.71 | 0.84 | 1150 |
| Kimit 80 | 4.1 | 0.74 | 0.89 | 1.06 | 1100 |
| Emulet 20 | 2.4 | 1.12 | 0.61 | 0.73 | 220 |

Fuente (Rock Blasting and explosivos Engeneering)

BIBLIOTECA E INFORMACION
CULTURAL
U.N.S.C.H.

4.3.5.- COMPARACION DE EXPLOSIVO USADO.

En la empresa minera Pan American Silver Huaron se utiliza para la voladura de un frente dinamita, semexa 65% de 1 1/2*12 y 7/8*8 para trabajar con ellos tenemos que hallar su potencia relativa por peso (PRP) del explosivo usado con respecto al ANFO.

$$PRP = \frac{5}{6} \left(\frac{Q_e}{Q_o} \right) + \frac{1}{6} \left(\frac{V_e}{V_o} \right)$$

Q_0 = calor de explosión de dinamita LFB = 5MJ/Kg

V_0 = Volumen de gas liberado de dinamita LFB = 0.85m³/Kg

Los valores de Q y V del explosivo usado se interpola del cuadro

(4.3.4)

$Q = 4.24$ MJ/Kg

$V = 0.921$ m³/Kg

$$PRP = \frac{5}{6} \left(\frac{4.24}{5} \right) + \frac{1}{6} \left(\frac{0.921}{0.85} \right)$$

De donde el valor PRP será:

$$PRP = 0.8866$$

Tenemos que dividir por 0.84 para que PRP del explosivo usado este expresado con respecto al anfo.

$$PRP_{semexa\ 65/anfo} = \left[\frac{0.886}{0.084} \right] \Leftrightarrow PRP_{semexa\ 65/anfo} = 1.06$$

4.3.6.- HALLANDO VALOR DE (C).

Hallamos constantes C e interpolamos con la densidad de la labor a trabajar. RA 530 (Marga Gris) y $\rho_{min.} = 2.7$ TM/m³ promedio que se presenta en el frente.

Interpolando C (valores mostrados para diferentes tipos de roca)

2.69 0.4 (Granito homogéneo)

2.7 C (valor de C para las rampas en estudio.)

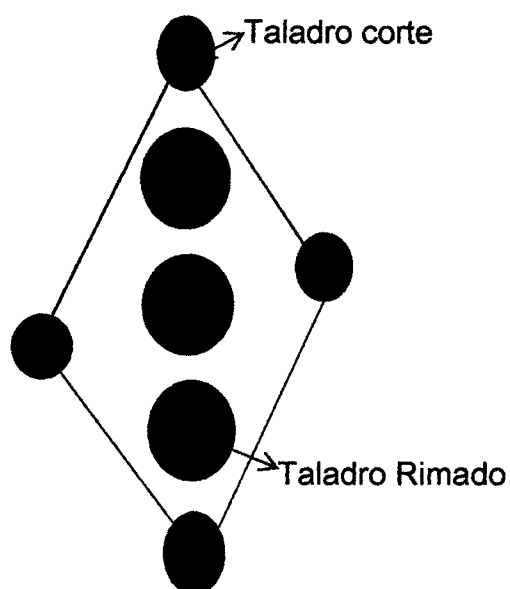
2.34 0.3 (Arenisca)

Hallando el valor de C para la labor será: $C = 0.4$

Con estos datos podemos hallar el consumo de explosivo, de los diseños de corte y de los demás parámetros para la voladura de un frente perforado con un jumbo.

4.3.7.- EL TIPO DE CORTE A DISEÑAR EN EL DIBUJO.

Hallando su diámetro equivalente (ϕ_e)



$$\phi_e = d_o \sqrt{n}$$

Donde:

n = número de taladros vacíos 3 (tal vacíos)

d_o = diámetro de taladro de alivio 120mm $< >$ 0.120m

$$\phi_e = 0.120 * \sqrt{3} \text{ m} \qquad \phi_e = 0.18 \text{ m}$$

Simulación de cuanto puede ser nuestro avance con este corte, de diámetros equivalente de $\phi_e = 0.155 \text{ m}$ por la ecuación siguiente:

$$H = 0.15 + 34.1(\phi_e) - 39.4(\phi_e)^2$$

$$H = 0.15 + 34.1(0.18) - 39.4(0.18)^2$$

$$H = 4.94m < > 14.7 \text{ pies}$$

$$H = 4.2m$$

Podemos perforar con un barreno de 14pies < > 4.2m y perforación

efectiva es de 13 pies como máximo, por el diseño del equipo

El avance que logramos será (I)

$$I = 95\% H$$

$$I = 0.95 (13)$$

$$I = 12.3 \text{ pies} < > 3.7m$$

Quiero decir que con el corte se debe tener un avance máximo de 3.7m

a.- CALCULO BURDEN EQUIVALENTE (Be):

$$B_e = [1.7 - (\delta H + \beta)] \phi_e$$

$$B_e = [1.7 - (0.01 \times 3.7 + 0.02)] 0.18$$

$$B_e = 0.29 \text{ mts}$$

b.- CALCULO DE BURDEN PRACTICO (Bp):

$$B_p = [1.7 - (\delta H + \beta)] d_o$$

$$B_p = [1.7 - (0.01 \times 3.7 + 0.02)] 0.102$$

$$B_p = 0.17m < > 17cm$$

c.- CALCULO DE LA DENSIDAD DE CARGA EN EL CORTE (dq):

$$dq = 55 d_o \frac{\left[\frac{B_e}{\phi_e} \right]^{\frac{3}{2}} \left[B_e - \frac{\phi_e}{2} \right] \left[\frac{C}{0.4} \right]}{PRP \text{ explosivo usado}}$$

Donde:

Be = Burden equivalente (m)

ϕ_e = Diámetro equivalente (m)

C = Constante de roca (0.4)

PRP = Potencia relativa por peso (1.06)

do = Diámetro taladro de producción.

$$dq = 1.14 \text{ kg/m}$$

Esta cantidad de carga de 1.14Kg/m. es necesaria para realizar la voladura del corte según el diseño geométrico que se realizó, calcularemos la cantidad de cartuchos considerando cargar dejando como taco el 10d (10 veces el diámetro de taladro)

4.3.8.-- I PRIMER CUADRANTE:

Posterior a la voladura quedara en el frente una abertura de forma del arranque, con una abertura "a" esta hará las veces de cara libre para el primer cuadrante, para el cálculo del burden del primer cuadrante asumiremos que se necesitara la misma cantidad de explosivo del corte.

$$\text{Asumimos que } dq = 1.14 \text{ kg/m}$$

$$\text{Sabemos que } a_1 = 0.58 \text{ m}$$

$$\text{Burden del primer cuadrante} = B^I$$

$$\text{PRP explosivo usado} = 1.06$$

$$^*d = \text{diámetro de taladro (0.051m)}$$

$$^*C = 0.4$$

Calculo de la desviación de perforación W

$$\begin{aligned} W &= (\alpha H - \beta) \\ W &= (0.01 \times 3.7 + 0.02) \\ W &= 0.056 \end{aligned}$$

a.- Cálculo de Burden para el primer cuadrante.

$$B^I_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{dq \times a_1 \times PRP_{explosivo\ usado}}{d \times C}}$$

$$B^I_{max} = 8.8 \times 10^{-2} ((1.14 \times 0.58 \times 1.06)/(0.051 \times 0.4))^{0.5}$$

$$B^I_{max} = 0.51m$$

Calculo del Burden práctico (Bp):

$$Bp^I = Bmax^I - \omega$$

$$Bp^I = 0.51 - 0.056$$

$$Bp^I = 0.46m$$

a.-Comprobando si la dq. Asumida se aproxima a lo requerido para la voladura de los taladros del primer cuadrante.

$$dq = \left[\frac{32.3 \times d_o \times C \times Bmax^n}{PRP_{explosivo\ usado} \times \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{a_n}{2 \times Bmax^n} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

Donde:

dq = densidad de carga Kg/m

d_o = Diámetro de taladro de producción (m)

C = Constante de roca interpolada para densidad de frente trabajada o sección a perforar.

Bⁿ max = Burden máximo de cada cuadrante = 0.51m

PRP = Potencia relativa por eso del explosivo usado en la obra = 1.06

a_n = ancho de apertura de cada cuadrante (ayudas – contra cortes)
o área disponible como cara libre = 0.58m

Remplazando la fórmula:

$$dq = \left[\frac{32.3 \times 0.051 \times 0.51 \times 0.58}{1.06 \times \sin \left[\arctan \left(\frac{0.58}{2 \times 0.51} \right) \right]^{1.5}} \right] \Rightarrow dq = 0.89 \text{ kg/m}$$

Con estos cálculos queda diseñado todos los parámetros de geométricos del corte y la cantidad de carga de explosivo por taladro, necesario para su voladura para aperturar el primer cuadrante, para los siguientes cuadrantes los pasos serán iterativos pero de todas maneras se detallara todos los procedimientos que se realizó.

4.3.9.- II CUADRANTE:

$$B^{II}max = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{dq \times a_2 \times PRP_{\text{explosivo usado}}}{d \times C}}$$

| | | |
|-----------------------------|---|-----------------|
| Asumimos que dq | = | 1.14kg/m |
| Sabemos que a ₂ | = | 1.0m. |
| Burden de segundo cuadrante | = | B ^{II} |
| PRP explosivo usado | = | 1.06 |

$$B^{II}max = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.14 \times 1.0 \times 1.06}{0.051 \times 0.4}}$$

$$B^{II}max = 0.68m$$

a. Calculo del Burden practico:

$$Bp^{II} = Bmax^{II} - \omega$$

$$Bp^{II} = 0.68 - 0.056$$

$$Bp^{II} = 0.62m$$

b. Calculo dq:

$$dq = \left[\frac{32.3 \times d_o \times C \times B_{max}^n}{PRP \text{ explosivo usado} \times \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{a_n}{2 \times B_{max}^n} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.86 \text{ kg/m}$$

4.3.10.- III CUADRANTE:

$$B^{III} \text{ max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{dq \times a_3 \times PRP \text{ explosivo usado}}{d \times C}}$$

$$\text{Asumiendo que } dq = 1.14 \text{ kg/m}$$

$$\text{Sabemos que } a_3 = 1.57 \text{ m}$$

$$\text{Burden de segundo cuadrante} = B^{III}$$

$$PRP \text{ explosivo usado} = 1.06$$

$$B^{III} \text{ max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.14 \times 1.57 \times 1.06}{0.051 \times 0.4}}$$

$$B^{III} \text{ max} = 0.84 \text{ m}$$

a. calculo del burden practico.

$$Bp^{III} = B_{max}^{III} - \omega$$

$$Bp^{III} = 0.84 - 0.056$$

$$Bp^{III} = 0.79 \text{ m}$$

b. cálculo de dq:

$$dq = \left[\frac{32.3 \times d_o \times C \times B_{max}^n}{PRP \text{ explosivo usado} \times \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{a_n}{2 \times B_{max}^n} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.88 \text{ kg/m}$$

Se calcula el siguiente ancho de apertura para el tercer cuadrante, que es igual $a_3 = 2\text{m}$. Con este dato evaluaremos si es necesario el siguiente cuadrángulo o ayuda de corte, la relación es la siguiente número de cuadrángulos se limita cuando el ultimo ancho de apertura es mejor o igual a la raíz cuadrada de la longitud perforada.

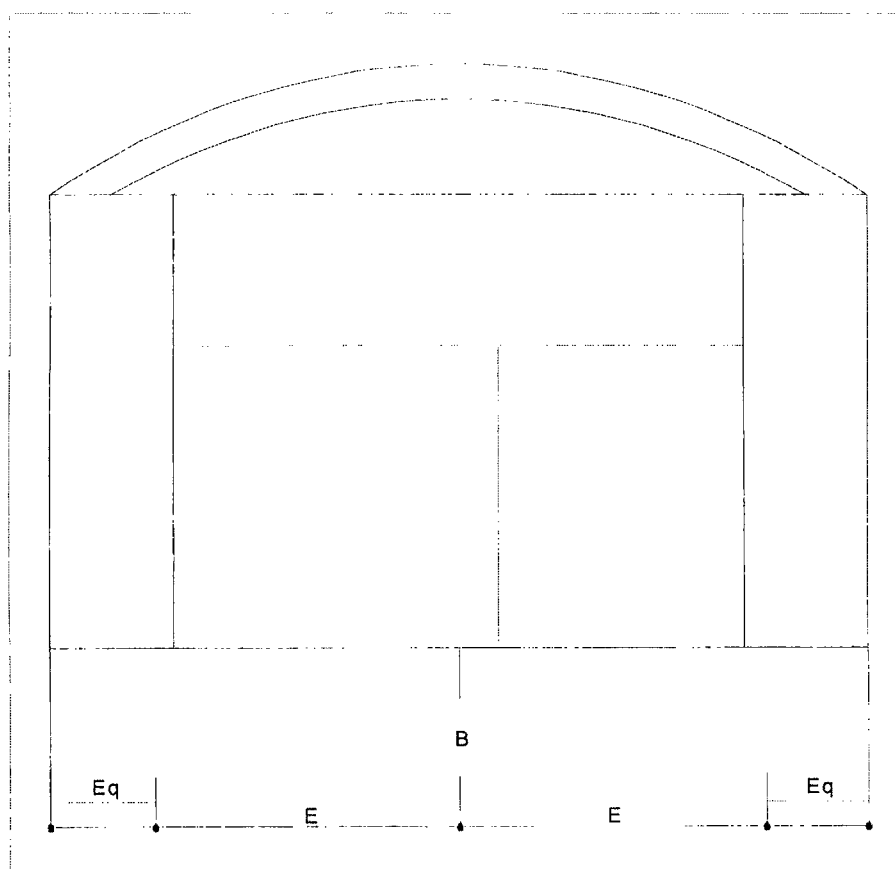
$$a_n \leq \sqrt{H}$$

$$a_3 \leq \sqrt{4.2} \Rightarrow 2 \leq 2.05$$

Cumple la relación para el segundo cuadrante, por lo tanto ya no se realiza más ayudas de corte o cuadrángulos.

SECCION DE ARRASTRE:

Figura (2)



4.3.11.-CÁLCULOS DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO PARA EL ARRASTRE

El valor del burden se calculará con siguiente relación:

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times PRP \text{ Explosivo a usar}}{C \times f \times E/B}}$$

Donde:

f = factor de fijación

C = constante de roca

Ojo = E/B = 1 (solamente en el arrastre)

B = burden de arrastre (m)

E = espaciamiento de arrastre (m)

Eq = espaciamiento de las esquinas (m)

Los valores de C varían dependiendo del burden a perforar y su factor de fijación, se detalla respecto al cuadro siguiente:

$$C = \begin{cases} c + 0.05 & B_{max} \leq 1.4 \\ c + 0.07/B & B_{max} < 1.4 \end{cases} \quad \begin{matrix} (1) \\ (2) \end{matrix}$$

El factor de fijación, varían en:

f = 1 (Para taladro vertical); Taladros inclinados en relación de (3 : 1)

$$\Rightarrow f = 0.9$$

f < 1 (taladro inclinado); Taladros inclinados en relación de (2 : 1) $\Rightarrow f = 0.85$

El burden en el arrastre debe cumplir con la relación

$$B_{max} \leq 0.6 \quad L \Rightarrow L = 3.7m$$

$$B_{max} \leq 0.6 (3.7) m$$

$$B_{max} \leq 2.22m$$

Entonces verificamos la condición para hallar C , cumple la ec. (1)

$$C = 0.4 + 0.05$$

$$C = 0.45$$

$f = 0.85$ (por que en los arrastres el taladro es ligeramente inclinado).

a. CALCULO DEL BURDEN DE ARRASTRE

Remplazando valores, asumiendo $dq = 1.14\text{kg/m}$

PRP explosivo a usar = 1.06

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times PRP \text{ Explosivo a usar}}{C \times f \times E/B}}$$

$$B_{max} = 0.9 \times \frac{\sqrt{1.14 \times 1.06}}{0.45 \times 1.45 \times 1} = 0.9 \times 1.3608 = 1.22 \text{ m.}$$

$F=0$ 1.45 debido al efecto gravitacional

$$B_{max} = 1.22\text{m}$$

\Rightarrow hallando burden práctico:

$$B_p = B_{max} - L \sin \gamma - \omega$$

$\gamma = 3^\circ$ (desviación de taladro de arrastre).

$$B_p = 1.22 - 3.7 * \text{Sen } 3^\circ - 0.056$$

$B_p = 0.97\text{m}$ (B_p se ajustara a 1m para pintar la línea de gradiente)

b. CALCULO DE NUMERO DE TALADROS EN EL ARRASTRE (N):

$$N = \left[\frac{\text{Ancho del tunel} + 2 \times L \times \sin(\gamma)}{B_{max} (\text{Arrastre})} \dots + 2 \right]$$

$$N = \left[\frac{4 + 2 * 3.7 * \text{Sen}(3^\circ)}{1.22} + 2 \right]$$

$$N = 5.4 \Rightarrow N = 5 \text{ taladros}$$

c. **CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (E):**

$$E = \left[\frac{\text{Ancho del tunel} + 2 \times L \times \sin(\gamma)}{N - 1} \right]$$

$$E = \left[\frac{4 + 2 \times 3.7 \times \text{Sen}(3^\circ)}{5 - 1} \right]$$

$$E = 1.1m$$

d. **CALCULO DEL ESPACIAMIENTO DE LAS ESQUINAS (Eq)**

$$Eq = E - H \times \sin(\gamma)$$

$$Eq = 1.1 - 3.7 \times \text{Sen}(3^\circ)$$

$$Eq = 0.9 < > 90cm$$

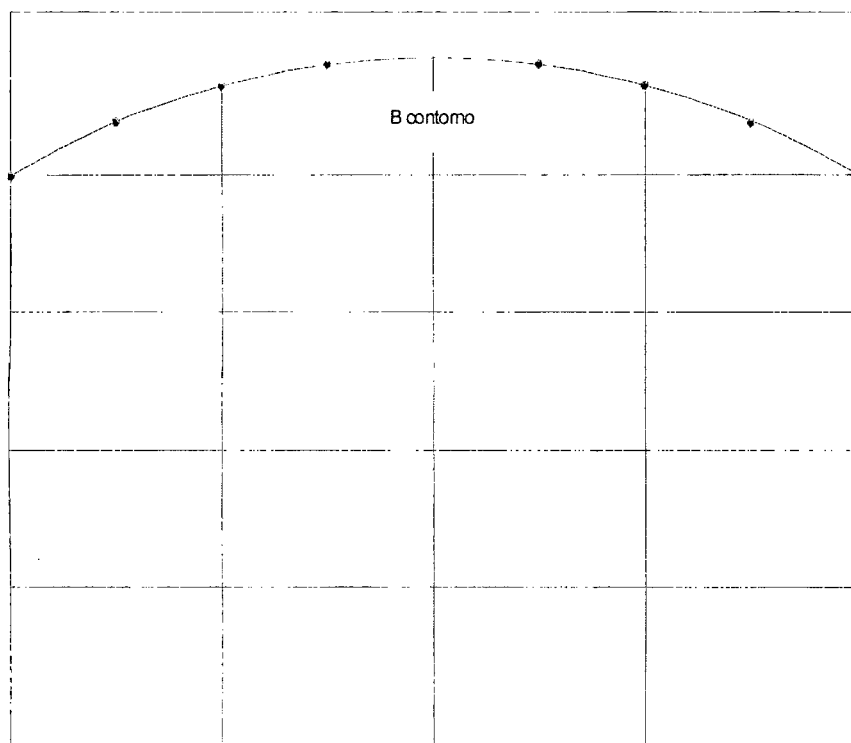
e. **CALCULO DE LA DENSIDAD DE CARGA EN EL ARRASTRE**

$$dq = \left[\frac{32.3 \times do \times C \times B_{\max(\text{arrastre})}}{PRP \text{ explosivo usado} \times \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{\text{Ancho}}{2 \times B_{\max(\text{arrastre})}} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 1.09kg/m$$

SECCIÓN DEL CONTORNO:

Figura (3)

**4.3.12.- TALADROS DE CONTORNO.**

Realizamos el diseño para la voladura controlada Smooth Blasting pero si en nuestro trabajo, no se sería necesario de una voladura controlada el cálculo sería con los mismos procedimientos que se realizó en los arrastre con los datos de relación E/B igual a 0.85 y el factor de fijación de 0.85

a. CALCULO DEL ESPACIAMIENTO:

$$E = \left[\frac{Ancho}{Nt} \right]$$

$$E = K d_o \rightarrow K \ni [15, 16]$$

K = Constante = 14

Do = Diámetro de taladro producción = 0.051m

$$E = 14 * 0.051 = 0.8m$$

Cálculo del espaciamiento práctico:

$$Ep = E - L \times \sin \gamma - \omega$$

$$Ep = 0.8 - 3.7 * \text{Sen}(3^\circ) - 0.056$$

$$Ep = 0.55 < > 55\text{cm}$$

Cálculo de Número de taladros:

$$Nt = \left[\frac{\text{Ancho}}{Ep} + 2 \right]$$

Ancho de la labor = 4.0m

Ep = Espaciamiento practico = 0.55m

Nt = 9 taladros

Cálculo del burden para el contorno: Es muy conocido la relación para este cálculo.

$$\left[\frac{E}{B_{max}} \right]$$

Espaciamiento = 0.8m

Bmax = 1.0m

$$\left[\frac{0.8}{1.0} \right] = 0.8m$$

Cálculo del burden práctico:

$$Bp = Bmax - L \times \sin \gamma - \omega$$

$$Bp = 1.0 - 3.7 \times \text{sen}(3^\circ) - 0.056$$

$$Bp = 0.7m$$

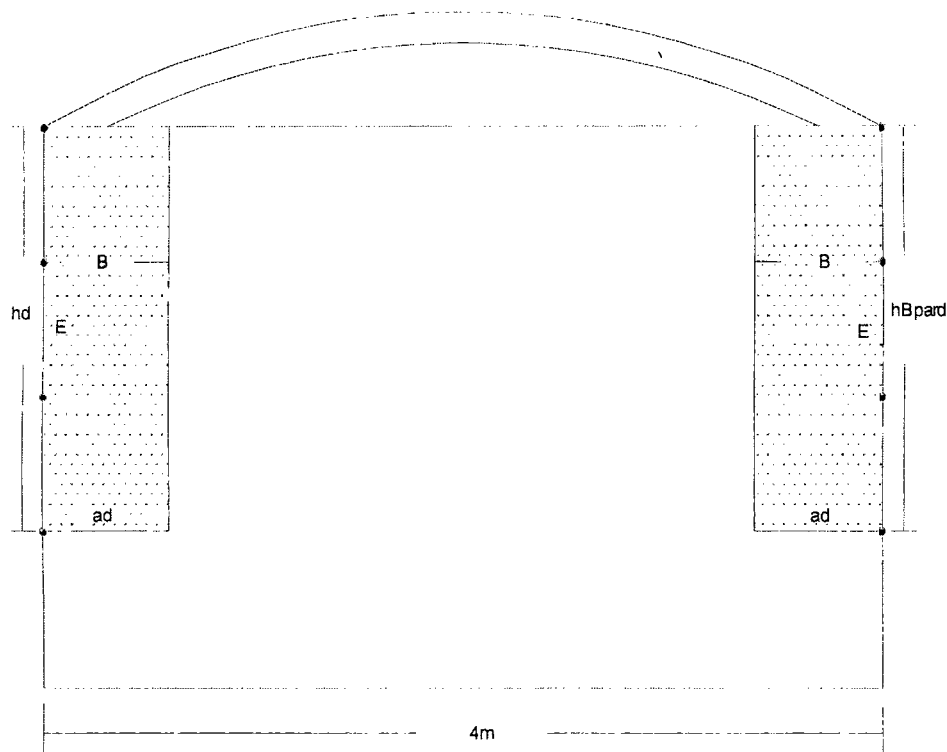
Cálculo de la densidad de carga:

$$dq = 90 \times (d_o)^2 kg/m$$

do = diámetro del taladro de producción = 0.051

$$dq = 0.23kg/m$$

SECCION PAREDES (figura 4)



4.3.13.- CALCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO DE PAREDES:

Alto disponible a perforar : (hd)

$$hd = \text{Alto} - B \text{ arrastre} - (\text{longitud de arco} - (L \overline{arco}))$$

$$hd = 4.2 - 0.97 - 0.7$$

$$hd = 2.53\text{m}$$

ancho disponible a perforar (ad), en este caso (ad) estará coincidiendo con Bp

Hallando burden máximo.

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times PRP \times Examon}{C \times f \times E/B}}$$

Si $f = 1.2$, $E/B = 1.25$ y $C = 0.45$

dq asumiremos la densidad de carga del arranque 1.14Kg/m

$$B_{max} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.14 * 1.06}{0.45 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{max} = 1.09m$$

El valor de burden práctico será:

$$B_p = B_{max} - L \times \sin \gamma - \omega$$

$$B_p = 1.09 - 3.7 \text{Sen} 3^\circ - 0.056$$

$$B_p = 0.84m$$

b. CALCULO NUMERO DE TALADROS (N):

$$N = \left[\frac{hd}{E/B} \right] + 2$$

$$N = \left[\frac{2.53}{1.25} + 2 \right]$$

$$N = 4.03$$

$$N = 4 \text{ taladros}$$

c. CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (E):

$$E = \left[\frac{hd}{N - 1} \right]$$

$$E = \left[\frac{2.53}{4 - 1} \right]$$

$$E = 0.8m < > 80cm$$

Cálculo del espaciamiento práctico:

$$E_p = E - L \times \sin \gamma - \omega$$

$$E_p = 0.8 - 3.7 \text{Sen} 3^\circ - 0.056$$

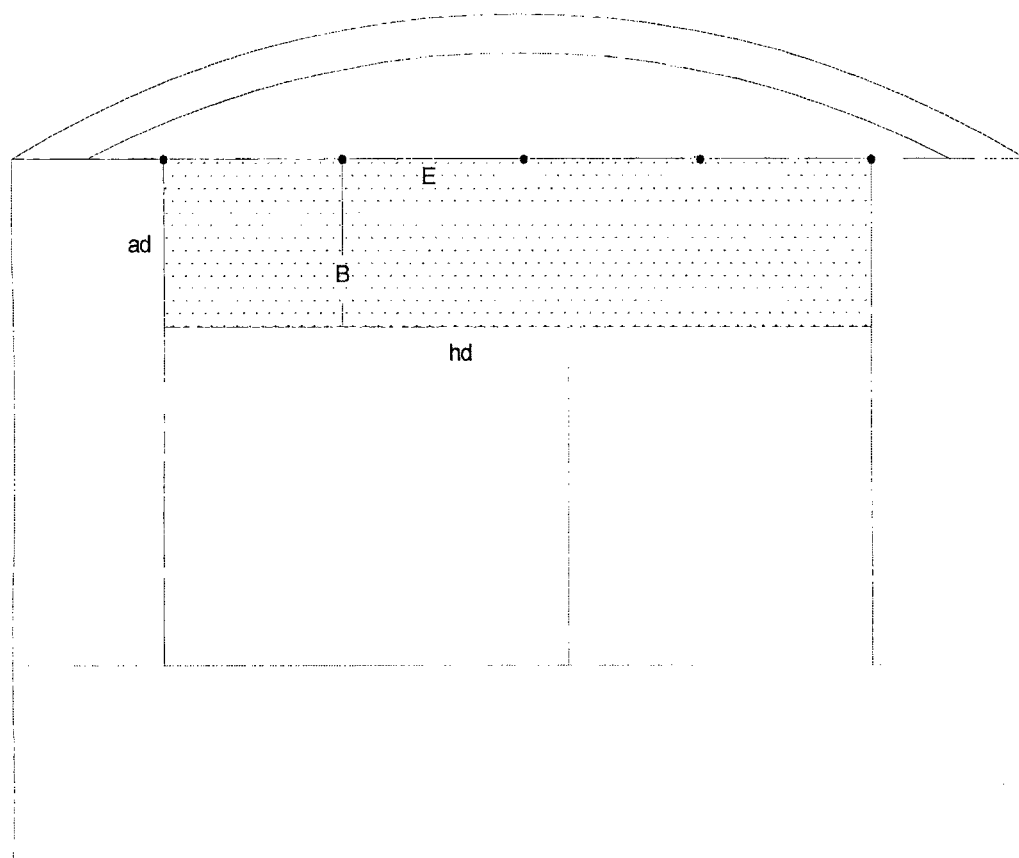
$$E_p = 0.55m$$

El consumo de explosivo será calculada por:

$$dq = \left[\frac{32.3 \times do \times C \times B_{p(paredes)}}{PRP \text{ explosivo usado} \times \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{hd}{2 \times B_{p(paredes)}} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.78 \text{ kg/m}$$

SECCION C TAJEADO (Figura 5)



4.3.13.- SECCION AYUDA DE CORONA:

$$Ad = \text{Ancho} - 2 (B_{paredes})$$

$$Ad = 4 - 2 \times 0.84$$

$$Ad = 2.32 \text{ m}$$

$$hd = \text{Alto} - \text{altura de corte} - B_p (\text{arrastre}) - (\overline{Larco})$$

$$ad = 4.2 - 2.2 - 0.97 - 0.7$$

$$ad = 0.28 \text{ m}$$

a. CALCULO DEL BURDEN MÁXIMO:

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{dq \times PRP \text{ Explosivo a usar}}{C \times f \times E/B}}$$

Si $f = 1.2$, $E/B = 1.25$ y $C = 0.45$

dq = densidad de carga se asumirá el de la corona 0.23Kg/m

$$B_{max} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.23 * 1.06}{0.45 * 1.2 * 1.25}}$$

$$B_{max} = 0.54m$$

Cálculo de burden práctico:

$$\begin{aligned} B_p &= B_{max} - L \times \sin \gamma - \omega \\ B_p &= 0.54 - 3.7 \text{Sen} 3^\circ - 0.056 \\ B_p &= 0.30m \end{aligned}$$

b. CALCULO NUMERO DE TALADROS (N):

$$\begin{aligned} N &= \left[\frac{Ad}{E/B} \right] + 2 \\ N &= \left[\frac{2.32}{1.25} + 2 \right] \\ N &= 3 \text{ tal/fila} \end{aligned}$$

c.- CALCULO DEL ESPACIAMIENTO (E):

$$\begin{aligned} E &= \left[\frac{Ad}{N - 1} \right] \\ E &= \left[\frac{2.32}{3 - 1} \right] \\ E &= 1.16m \end{aligned}$$

Cálculo del espaciamiento práctico:

$$E_p = E - L \times \sin \gamma - \omega$$

$$Ep = 1.16 - 3.7 \text{Sen} 3^\circ - 0.057$$

$$Ep = 0.91m$$

Cálculo de la densidad de carga

$$dq = \left[\frac{32.3 \times do \times C \times B_{p(paredes)}}{PRP \text{ explosivo usado} \times \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{hd}{2 \times B_{p(paredes)}} \right) \right]^{1.5}} \right]$$

$$dq = 0.73 \text{kg/m}$$

Con los datos calculados, queda diseñada la malla de perforación para la galería 530, luego dibujar el plano a escala, para replantear en el terreno para su respectiva implementación en mina.

RESUMEN

| TALADRO PRODUCCION | CANTIDAD TALADROS | LONG. TAL M. | CARGA EXPL. Kg/m | C.EXP./TAL Kg. | TOTAL EXP. Kg. |
|--------------------|-------------------|--------------|------------------|----------------|----------------|
| Corte | 4 | 3.96 | 1.14 | 3.02 | 12.10 |
| I Cuadrante | 4 | 3.96 | 0.89 | 2.36 | 9.45 |
| II Cuadrante | 4 | 3.96 | 0.86 | 2.28 | 9.13 |
| III Cuadrante | 4 | 3.96 | 0.88 | 2.33 | 9.34 |
| Arrastre | 5 | 3.96 | 1.09 | 2.89 | 14.46 |
| Paredes | 8 | 3.96 | 0.78 | 2.07 | 16.56 |
| Ayuda corona | 3 | 3.96 | 0.73 | 1.94 | 5.81 |
| Corona | 5 | 3.96 | 0.23 | 0.61 | 3.05 |
| 37 | | | | | 79.89 |
| Alivio (corona) | 4 | | | | |
| Rimado | 3 | | | | |

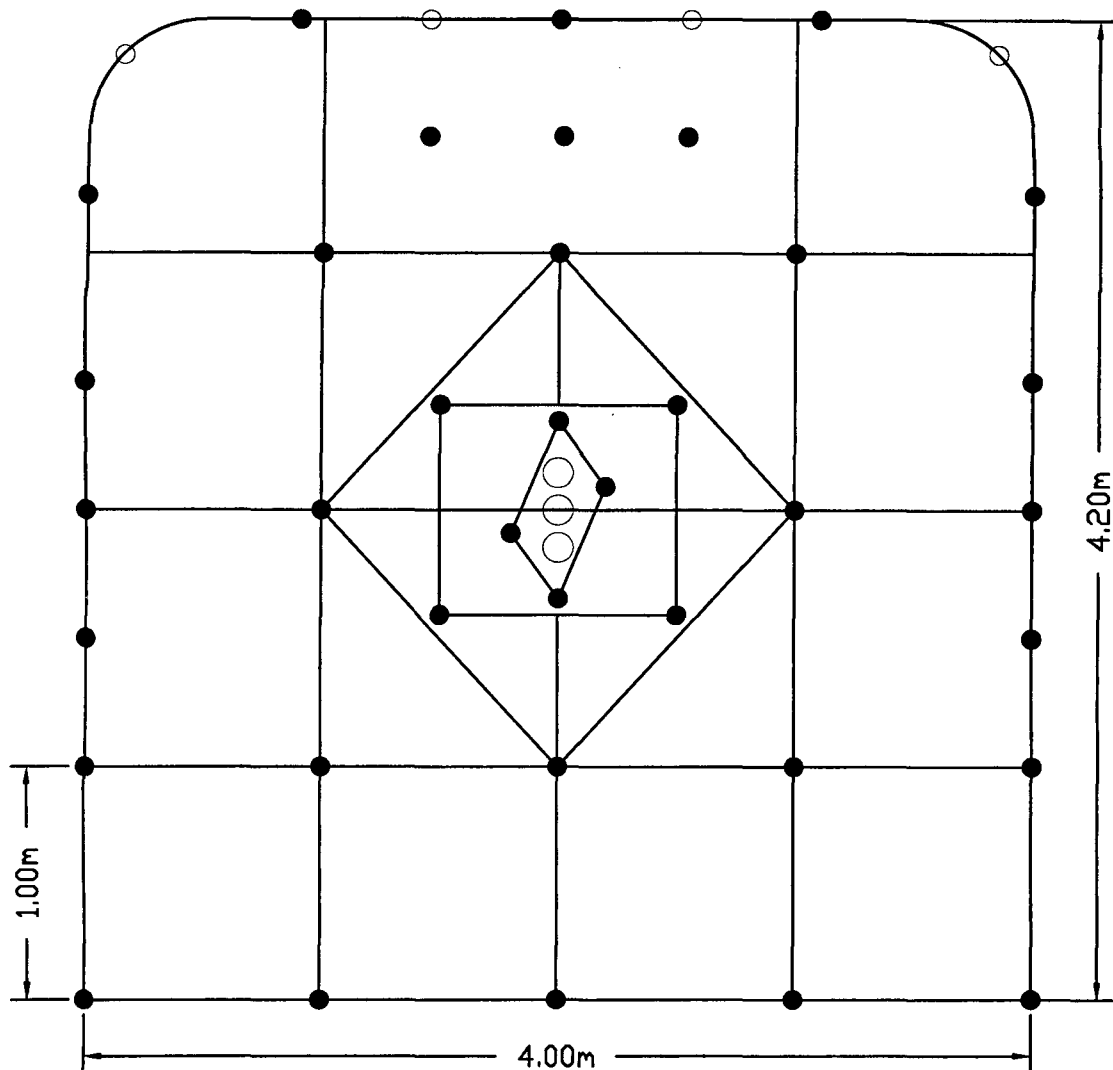
La malla de perforación diseñada se muestra en la lámina N° 3.

FACTOR DE CARGA:

El Factor de carga para la rampa resulta:

$$\text{Area de perforación: } A1 = \Pi \cdot \frac{R^2}{2} = 3.1416 \times 2^2 = 6.28 \text{ m}^2$$

MALLA DE PERFORACION MODIFICADO



| | | | | | | |
|--------------------------------------|-------------------|----|----------------|--|--|----------------------------------|
| U.N.S.C.H. F.I.M.G.C E.F.P.I.M | UEA | | HUARON | | TESIS PARA OBTENER EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS | ESCALA : 1/25 |
| | Nv | | 420 - 250 | | | |
| | N° tal. Producc. | 37 | N° Tal. Rimado | | Universidad Nacional San Cristobal de Huamanga | FECHA : Junio 2015 |
| | N° Tal. de Alivio | 4 | 3 | | | |
| | Tipo de Roca | | Marga Gris | | | Rampa 530 - Sección 4.0 x 4.2 m. |
| | Diseño : | | | | | |

$$A2 = 4.0 \times 2.20 \text{ m} = \underline{8.80 \text{ m}^2}$$

$$\text{Total área} = 15.08 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen de material volado} = 1508 \text{ m}^2 \times 3.96 \text{ m.} = 59.72 \text{ m}^3$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{79.89 \text{ Kg}}{59.72 \text{ m}^3} = 1.34 \text{ Kg/m}^3$$

4.4.- EVALUACION DE LOS LOGROS ALCANZADOS EN LABORES DE DESARROLLOS.

4.4.1. - DIAGNÓSTICO HISTÓRICO DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS.

Se realiza análisis estadístico de los informes técnicos entregados mensualmente por la contrata prestataria de sus servicios, a Pan American Silver Huaron S.A. con respecto a sus eficiencias en las labores de desarrollo, con relación al metraje alcanzado en (Rampas, by pass, Galerías, Cruceros Chimenea), durante el año 2014. En el cuadro 4.4.1 se muestra los avances logrados en Febrero – Agosto del 2014, también el avance económico que se pueda tener, si nuestro avance fuera de 3 m/disparo por ejemplo.

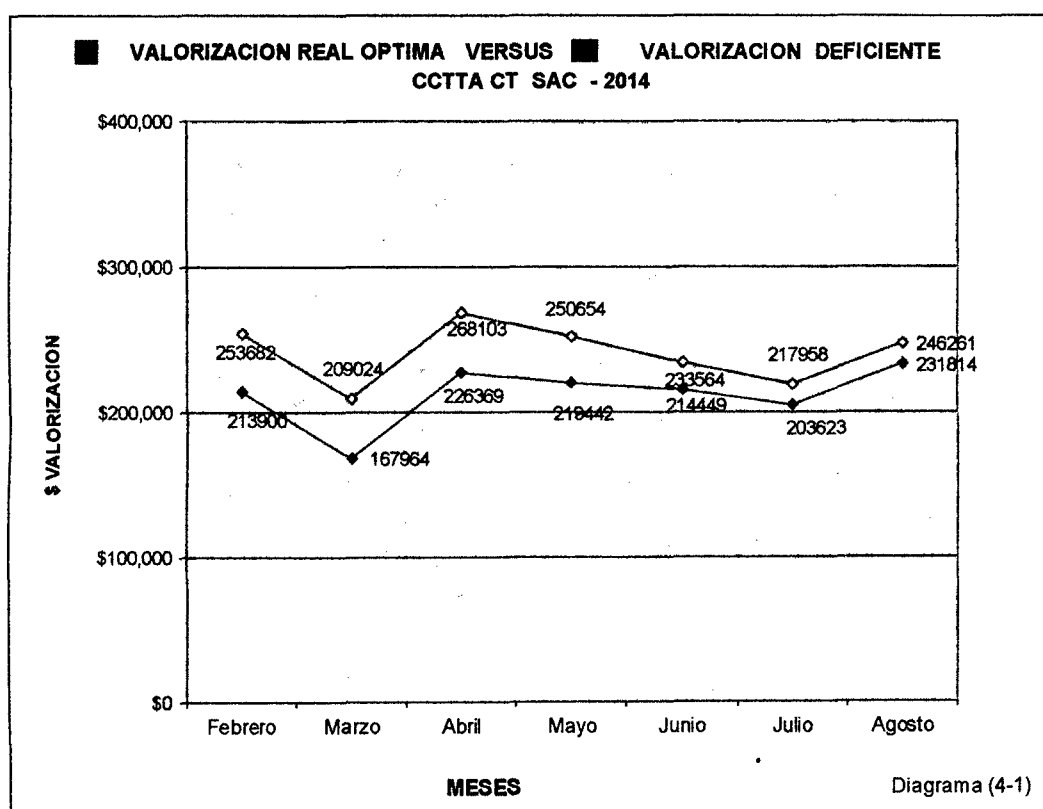
El avance logrado en el mes de febrero es 549.1m. Con un número de disparos de 205, ahora si multiplicamos por 3 m/disp. Eficiente tendríamos 636 metros, que se debe valorizar, con un valor promedio por metro de avance de 309 \$/metro (costo relativo según labores programadas). Se tiene un déficit de 86.9mts, se habrá dejado de percibir 26852.1 en ese mes. Se observa que a partir de Junio se tiene mejores resultados.

Cuadro N° 4-1 Comparacion de avances alcanzados Febrero - Agosto

| MES | Avance (mes) | | Nro de disparos | Avance optimo/disp. | Avance optimo/mes | Deficit de avance | Valor (\$/mts) | Perdida (\$/mes) | Cumplimiento % |
|---------|--------------|-----------|-----------------|---------------------|-------------------|-------------------|----------------|------------------|----------------|
| | Programado | Ejecutado | | | | | | | |
| FEBRERO | 945 | 655.3 | 242.0 | 3 | 726 | 70.7 | 327.69 | 23160.81 | 69 |
| MARZO | 888 | 514.8 | 195.0 | 3 | 585 | 70.2 | 318.79 | 22379.34 | 58 |
| ABRIL | 843 | 696.6 | 252.0 | 3 | 756 | 59.4 | 318.50 | 18919.08 | 83 |
| MAYO | 796 | 669.7 | 230.0 | 3 | 690 | 20.3 | 323.29 | 6562.88 | 84 |
| JUNIO | 825 | 645.0 | 214.0 | 3 | 642 | 2.99 | 326.54 | 1841.00 | 78 |
| JULIO | 775 | 620.5 | 209.0 | 3 | 627 | 6.5 | 328.84 | 2137.44 | 80 |
| AGOSTO | 814 | 717 | 240.0 | 3 | 720 | 3.21 | 323.10 | 1037.16 | 88 |

El costo por metro varía por ser promedio mensual, ya que continuamente se está cambiando de sección por diversos motivos.

En el diagrama 4-1 observamos la tendencia alcanzado gracias al control realizado a partir de mayo.



■ Valorización mensual con un avance promedio de 2.6 metros por disparo de una barra de 13 pies

■ Valorización mensual con un avance de 3.0 metros como mínimo por disparo de una barra de 13 pies

Valorización mensual ejecutado, tiene una diferencia de 20,206 \$ /mes que se deja de percibir en promedio. Estos datos fueron elaborados de los informes técnicos de N° 4-2 al N°4-8, para su mayor interpretación se presenta en las siguientes páginas como también el cambio logrado debido al control en el diseño de malla de perforación y voladura.

| Cuadro (4-2) INFORME TÉCNICO DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS | | | | | | | | | | | |
|---|--------------|----------------|-------|----------------|---------------------|------------|----------------|--------------|-----------------|-----------------|--------------|
| 25-01-14 al 26-02-14 (Febrero) | | | | | | | | | | | |
| Nº | ABRIL | SECCION | | AV. (m) | Explosivo Kg | Nº | AV. (m) | Kg/m³ | VEG. (m) | VEG. (m) | TOTAL |
| 250 | BP 874A W | 3.5 | x 3.8 | 5.8 | 185 | 2 | 2.90 | 31.9 | 312.70 | 1814 | |
| 320 | BP-921 E | 3.5 | x 3.8 | 14.6 | 469 | 5 | 2.92 | 32.1 | 312.70 | 4565 | |
| 320 | BP-922 E | 3.5 | x 3.8 | 8.6 | 244 | 3 | 2.87 | 28.3 | 312.70 | 2689 | |
| 250 | GAL 826 | 3.5 | x 3.8 | 39.9 | 1219 | 15 | 2.66 | 30.5 | 321.90 | 12847 | |
| 250 | GL 874 W | 3.5 | x 3.8 | 26.3 | 750 | 10 | 2.63 | 28.5 | 321.90 | 8466 | |
| 250 | GL 875A E | 3.5 | x 3.8 | 28.5 | 825 | 11 | 2.59 | 28.9 | 321.90 | 9174 | |
| 250 | GL 875A W | 3.5 | x 3.8 | 52.6 | 1857 | 20 | 2.63 | 35.3 | 321.90 | 16932 | |
| 320 | RP 921 (-) | 3.5 | x 3.8 | 53.1 | 1764 | 19 | 2.79 | 33.2 | 338.31 | 17964 | |
| 250 | RP 990 | 4.0 | x 4.2 | 17.4 | 744 | 7 | 2.49 | 42.7 | 375.11 | 6527 | |
| 320 | SN-129C E | 3.5 | x 3.8 | 4.7 | 161 | 2 | 2.35 | 34.2 | 321.90 | 1513 | |
| 180 | SN 824D N | 3.5 | x 3.8 | 69.0 | 2194 | 27 | 2.56 | 31.8 | 321.90 | 22211 | |
| 180 | SN 824D S | 3.5 | x 3.8 | 20.4 | 643 | 8 | 2.55 | 31.5 | 321.90 | 6567 | |
| 420 | SN 830 W | 3.5 | x 3.8 | 48.0 | 1463 | 18 | 2.67 | 30.5 | 321.90 | 15451 | |
| 320 | SN 875-D E | 3.5 | x 3.8 | 2.7 | 79 | 1 | 2.70 | 29.4 | 321.90 | 869 | |
| 320 | VE-921 C | 3.5 | x 3.8 | 8.6 | 279 | 3 | 2.87 | 32.4 | 321.90 | 2768 | |
| 320 | VE-877 E | 3.5 | x 3.8 | 8.6 | 279 | 3 | 2.87 | 32.4 | 312.70 | 2689 | |
| 320 | VE 921 | 3.5 | x 3.8 | 8.6 | 241 | 3 | 2.87 | 28.0 | 312.70 | 2689 | |
| 250 | VE 871 | 3.5 | x 3.8 | 5.0 | 159 | 2 | 2.50 | 31.8 | 312.70 | 1564 | |
| 420 | XC 960 | 4.0 | x 4.2 | 14.6 | 531 | 5 | 2.92 | 36.4 | 375.11 | 5477 | |
| 180 | BP 979 | 4.0 | x 4.2 | 15.0 | 531 | 5 | 3.00 | 35.4 | 375.11 | 5627 | |
| 180 | BP 876 E | 4.0 | x 4.0 | 2.8 | 105 | 1 | 2.80 | 37.6 | 312.70 | 876 | |
| 180 | CAM 061 | 3.0 | x 3.0 | 11.2 | 319 | 4 | 2.80 | 28.5 | 312.70 | 3502 | |
| 180 | GL 123 E | 3.0 | x 3.5 | 22.7 | 723 | 9 | 2.52 | 31.9 | 268.20 | 6088 | |
| 180 | GL 876 E | 3.5 | x 3.8 | 25.9 | 800 | 10 | 2.59 | 30.9 | 282.82 | 7325 | |
| 180 | VE 08 | 3.5 | x 3.8 | 23.0 | 643 | 8 | 2.88 | 28.0 | 321.90 | 7404 | |
| 180 | XC 777 | 4.0 | x 4.0 | 3.0 | 93 | 1 | 3.00 | 31.0 | 366.87 | 1101 | |
| 180 | XC 101 | 3.5 | x 3.8 | 28.8 | 804 | 10 | 2.88 | 27.9 | 312.70 | 9006 | |
| 180 | XC 061 | 3.5 | x 3.8 | 28.3 | 804 | 10 | 2.83 | 28.4 | 312.70 | 8849 | |
| 180 | XC 772-2 | 4.0 | x 4.0 | 8.6 | 277 | 3 | 2.87 | 32.2 | 366.87 | 3155 | |
| 180 | XC 778 | 4.0 | x 4.0 | 23.2 | 743 | 8 | 2.90 | 32.0 | 366.87 | 8511 | |
| 180 | XC 979 S | 4.0 | x 4.2 | 25.8 | 948 | 9 | 2.87 | 36.7 | 375.11 | 9682 | |
| TOTAL EN EL MES | | | | 655.3 | 20,875 | 242 | 2.66 | 32.0 | 327.7 | 213900 | |

Cuadro (4-3) INFORME TÉCNICO DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS

25-02-25 al 26-03-14 (Marzo)

| NIVEL | LABOR | SECCION | Avance | Explos. Kg | Nº de disp. | Avance x disp. | Kg/m | Valor \$/m | TOTAL |
|-----------------|-----------|-----------|--------|------------|-------------|----------------|-------|------------|----------|
| 250 | BP 874A W | 3.5 x 3.8 | 31.70 | 1264.29 | 12 | 2.64 | 39.88 | 312.70 | 9912.7 |
| 320 | BP-921 E | 3.5 x 3.8 | 42.80 | 1300.00 | 16 | 2.68 | 30.37 | 312.70 | 13383.7 |
| 420 | CAM 530-1 | 3.5 x 3.5 | 5.00 | 183.93 | 2 | 2.50 | 36.79 | 303.02 | 1515.1 |
| 420 | CAM 830 | 4.0 x 4.0 | 6.40 | 275.89 | 3 | 2.13 | 43.11 | 303.02 | 1939.3 |
| 250 | GL 874 W | 3.0 x 3.8 | 18.80 | 562.50 | 7 | 2.69 | 29.92 | 298.12 | 5604.7 |
| 250 | GL 875A W | 3.5 x 3.8 | 8.30 | 241.07 | 3 | 2.77 | 29.04 | 321.90 | 2671.7 |
| 180 | RP 876 | 3.5 x 3.8 | 25.90 | 827.68 | 9 | 2.88 | 31.96 | 338.31 | 8762.3 |
| 250 | RP 990 | 4.0 x 4.2 | 44.70 | 1593.75 | 15 | 2.98 | 35.65 | 375.11 | 16767.5 |
| 420 | RP 530 | 3.5 x 3.8 | 14.20 | 468.75 | 5 | 2.84 | 33.01 | 338.31 | 4804.0 |
| 180 | SN 824D N | 3.0 x 3.8 | 42.00 | 1285.71 | 16 | 2.63 | 30.61 | 298.12 | 12521.0 |
| 420 | SN 830W | 3.5 x 3.8 | 11.80 | 401.79 | 5 | 2.36 | 34.05 | 312.70 | 3689.9 |
| 250 | VE 823 | 3.5 x 3.8 | 35.40 | 1044.64 | 13 | 2.72 | 29.51 | 312.70 | 11069.7 |
| 250 | VE 871 | 3.5 x 3.8 | 7.80 | 241.07 | 3 | 2.60 | 30.91 | 312.70 | 2439.1 |
| 320 | VE 921 | 3.5 x 3.8 | 6.40 | 241.07 | 3 | 2.13 | 37.67 | 312.70 | 2001.3 |
| 320 | VE 881 IC | 3.5 x 3.8 | 5.20 | 160.71 | 2 | 2.60 | 30.91 | 312.70 | 1626.1 |
| 320 | VE 878-D | 3.5 x 3.8 | 15.90 | 482.14 | 6 | 2.65 | 30.32 | 312.70 | 4972.0 |
| 250 | VE 920-C | 3.0 x 3.0 | 13.20 | 401.79 | 5 | 2.64 | 30.44 | 268.20 | 3540.2 |
| 320 | XC 873-S | 3.0 x 3.0 | 7.80 | 241.07 | 3 | 2.60 | 30.91 | 268.20 | 2092.0 |
| 420 | CX 370 | 3.5 x 3.8 | 4.40 | 187.50 | 2 | 2.20 | 42.61 | 312.70 | 1375.9 |
| 421 | XC 960 | 4.0 x 4.0 | 19.80 | 743.75 | 7 | 2.83 | 37.56 | 366.87 | 7264.0 |
| 180 | BP 876 E | 4.0 x 4.2 | 46.60 | 1912.50 | 18 | 2.59 | 41.04 | 375.11 | 17480.2 |
| 180 | BP 876 W | 4.0 x 4.2 | 17.10 | 632.14 | 6 | 2.85 | 36.97 | 375.11 | 6414.4 |
| 180 | CAM 180 | 3.0 x 3.0 | 5.00 | 160.71 | 2 | 2.50 | 32.14 | 268.20 | 1341.0 |
| 180 | GL 876 E | 3.0 x 3.8 | 51.00 | 1748.21 | 22 | 2.32 | 34.28 | 282.82 | 14423.7 |
| 180 | XC 979 S | 4.0 x 4.2 | 27.60 | 1062.50 | 10 | 2.76 | 38.50 | 375.11 | 10353.0 |
| TOTAL EN EL MES | | | 514.80 | 17,665 | 195 | 2.60 | 34.3 | 318.79 | 167964.4 |

"A una eficiencia de avance de 3m/disp x 195disp/mes = . Diferencia = 585-514.8 = 70.2m (tacos/mes)
 Valor que se deja de percibir = 318.8 \$/m*70.2m = 22379.8\$

Cuadro (4-4) INFORME TÉCNICO DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS

25-03-25 al 26-04-14 (Abril)

| NIVEL | LABOR | SECCION | Avance | Explos. Kg | Nº de disp. | Avance x disp. | Kg/m | Valor \$/m | TOTAL |
|-----------------|------------|-----------|--------|------------|-------------|----------------|------|------------|----------|
| 250 | BP 874 W | 3.5 x 3.8 | 49.1 | 1593.8 | 17.0 | 2.89 | 32.5 | 312.7 | 15353.7 |
| 320 | BP 921 E | 3.5 x 3.8 | 26.4 | 731.3 | 9.0 | 2.93 | 27.7 | 312.7 | 8255.3 |
| 420 | BP 830 | 3.5 x 3.8 | 8.0 | 241.1 | 3.0 | 2.67 | 30.1 | 312.7 | 2501.6 |
| 250 | GAL 874 W | 3.5 x 3.8 | 5.4 | 162.5 | 2.0 | 2.70 | 30.1 | 312.7 | 1688.6 |
| 420 | RP 530 | 3.5 x 3.8 | 31.2 | 1031.3 | 11.0 | 2.84 | 33.1 | 338.3 | 10555.3 |
| 250 | RP 876 (-) | 3.5 x 3.8 | 37.2 | 1218.8 | 13.0 | 2.86 | 32.8 | 338.3 | 12585.2 |
| 250 | RP 990 (-) | 4.0 x 4.2 | 43.2 | 1593.8 | 15.0 | 2.88 | 36.9 | 375.1 | 16204.9 |
| 420 | SN 875 E | 3.5 x 3.8 | 10.3 | 321.4 | 4.0 | 2.58 | 31.2 | 312.7 | 3220.8 |
| 250 | SN 875 C | 3.5 x 3.8 | 7.5 | 241.1 | 3.0 | 2.50 | 32.1 | 312.7 | 2346.3 |
| 250 | SN 825-N | 3.5 x 3.8 | 51.2 | 1526.8 | 19.0 | 2.69 | 29.8 | 312.7 | 16010.4 |
| 320 | SN 825-S | 3.5 x 3.8 | 35.5 | 1044.6 | 13.0 | 2.73 | 29.4 | 312.7 | 11100.9 |
| 320 | SN 934 | 3.5 x 3.8 | 20.4 | 723.2 | 9.0 | 2.27 | 35.5 | 312.7 | 6379.1 |
| 250 | SN 823-D | 3.5 x 3.8 | 30.1 | 883.9 | 11.0 | 2.74 | 29.4 | 312.7 | 9412.3 |
| 250 | VE 823 | 3.5 x 3.8 | 18.4 | 562.5 | 7.0 | 2.63 | 30.6 | 303.0 | 5575.6 |
| 320 | VE 870 | 3.5 x 3.5 | 10.6 | 321.4 | 4.0 | 2.65 | 30.3 | 312.7 | 3314.6 |
| 420 | VE 878 E | 3.5 x 3.8 | 2.5 | 80.4 | 1.0 | 2.50 | 32.1 | 312.7 | 781.8 |
| 320 | VE 833 B | 3.5 x 3.8 | 25.6 | 723.2 | 9.0 | 2.84 | 28.3 | 312.7 | 8005.2 |
| 250 | VE 879 E | 3.5 x 3.8 | 7.2 | 241.1 | 3.0 | 2.40 | 33.5 | 312.7 | 2251.6 |
| 250 | VE 829 | 3.5 x 3.8 | 5.4 | 160.7 | 2.0 | 2.70 | 29.8 | 303.0 | 1636.3 |
| 250 | VE 881-5 | 3.5 x 3.5 | 3.5 | 160.7 | 2.0 | 1.75 | 45.9 | 303.0 | 1060.6 |
| 250 | VE 881-4 | 3.5 x 3.5 | 5.3 | 160.7 | 2.0 | 2.65 | 30.3 | 303.0 | 1606.0 |
| 250 | VE 881-3 | 3.5 x 3.5 | 4.8 | 158.9 | 2.0 | 2.40 | 33.1 | 312.7 | 1501.0 |
| 320 | XC 992 | 3.5 x 3.8 | 30.9 | 874.1 | 11.0 | 2.81 | 28.3 | 312.7 | 9662.5 |
| 320 | XC 129 | 3.5 x 3.8 | 39.8 | 1112.5 | 14.0 | 2.84 | 28.0 | 312.7 | 12445.6 |
| 420 | XC 370 | 3.5 x 3.8 | 26.6 | 827.7 | 9.0 | 2.96 | 31.1 | 312.7 | 8317.9 |
| 420 | XC 960 | 4.0 x 4.0 | 8.1 | 281.3 | 3.0 | 2.70 | 34.7 | 366.9 | 2971.6 |
| 180 | BP 876 E | 4.0 x 4.2 | 29.6 | 956.3 | 9.0 | 3.29 | 32.3 | 375.1 | 11103.3 |
| 180 | BP 876 W | 4.0 x 4.2 | 14.2 | 531.3 | 5.0 | 2.84 | 37.4 | 375.1 | 5326.6 |
| 180 | CAM 979 | 3.0 x 3.0 | 2.6 | 80.4 | 1.0 | 2.60 | 30.9 | 303.0 | 787.9 |
| 180 | XC 979 | 4.0 x 4.2 | 31.3 | 1158.9 | 11.0 | 2.85 | 37.0 | 375.1 | 11741.0 |
| 180 | CAM 876 S | 3.0 x 3.0 | 3.2 | 80.4 | 1.0 | 3.20 | 25.1 | 268.2 | 858.2 |
| 180 | GAL 873 | 3.0 x 3.0 | 19.1 | 568.8 | 7.0 | 2.73 | 29.8 | 298.1 | 5694.0 |
| 180 | GAL 876 W | 3.0 x 3.8 | 6.1 | 241.1 | 3.0 | 2.03 | 39.5 | 268.2 | 1636.0 |
| 180 | GAL 873 SV | 3.5 x 3.8 | 17.1 | 482.1 | 6.0 | 2.85 | 28.2 | 312.7 | 5347.2 |
| 180 | VE 248 | 3.5 x 3.8 | 29.2 | 883.9 | 11.0 | 2.65 | 30.3 | 312.7 | 9130.9 |
| TOTAL EN EL MES | | | 696.6 | 21961.6 | 252.0 | 2.69 | 31.9 | 318.5 | 226368.7 |

"Si se tuviera un avance de 3m/disp x 252disp/mes = 756 Diferencia = 756-696.6 = 59.4m (tacos/mes)
 El valor promedio por metro = 318.5 \$/m*59.4m = 18919\$

| 25-04-14 al 26-05-14 (Mayo) | | | | | | | | | | |
|------------------------------------|------------|-----------|--------------|----------------|--------------|-------------|--------------|---------------|---------------|--|
| 420 | BP 830 | 3.5 x 3.8 | 14.40 | 482.1 | 6.0 | 2.40 | 33.48 | 313 | 4503 | |
| 250 | BP 874A W | 3.5 x 3.8 | 44.70 | 1500.0 | 16.0 | 2.79 | 33.56 | 313 | 13978 | |
| 320 | BP 921 E | 3.5 x 3.8 | 25.30 | 632.5 | 8.0 | 3.16 | 25 | 313 | 7911 | |
| 320 | RP 921 (-) | 3.5 x 3.8 | 4.50 | 183.9 | 2.0 | 2.25 | 40.87 | 313 | 1407 | |
| 250 | CAM 193 | 3.5 x 3.8 | 2.00 | 79.1 | 1.0 | 2.00 | 39.53 | 313 | 625 | |
| 320 | CAM 370 | 3.5 x 3.8 | 38.50 | 948.7 | 12.0 | 3.21 | 24.64 | 313 | 12039 | |
| 250 | CAM 991 | 3.5 x 3.8 | 41.70 | 1027.8 | 13.0 | 3.21 | 24.65 | 313 | 13040 | |
| 250 | GAL 874 WW | 3.5 x 3.8 | 9.80 | 266.2 | 4.0 | 2.45 | 27.17 | 322 | 3155 | |
| 250 | RP 824 | 3.5 x 3.8 | 32.50 | 1011.6 | 11.0 | 2.95 | 31.13 | 338 | 10995 | |
| 420 | RP 530 | 3.5 x 3.8 | 10.50 | 367.9 | 4.0 | 2.63 | 35.03 | 338 | 3552 | |
| 250 | RP 876 (-) | 3.5 x 3.8 | 45.30 | 1379.5 | 15.0 | 3.02 | 30.45 | 338 | 15326 | |
| 420 | RP 960 | 4.0 x 4.0 | 7.50 | 318.8 | 3.0 | 2.50 | 42.5 | 367 | 2751 | |
| 250 | RP 990 (-) | 4.0 x 4.2 | 32.80 | 1031.3 | 11.0 | 2.98 | 31.44 | 375 | 12304 | |
| 420 | SN 143-E | 3.5 x 3.8 | 12.90 | 267.9 | 4.0 | 3.23 | 20.76 | 313 | 4034 | |
| 250 | SN 825-N | 3.5 x 3.8 | 7.50 | 267.9 | 4.0 | 1.88 | 35.71 | 313 | 2345 | |
| 320 | SN 829 S | 3.0 x 3.8 | 13.90 | 334.8 | 5.0 | 2.78 | 24.09 | 313 | 4347 | |
| 320 | SN 829 N | 3.0 x 3.8 | 9.00 | 238.4 | 3.0 | 3.00 | 26.49 | 313 | 2814 | |
| 320 | SN 823-D | 3.5 x 3.8 | 9.90 | 317.9 | 4.0 | 2.48 | 32.11 | 313 | 3096 | |
| 250 | VE 869 | 3.5 x 3.8 | 26.80 | 790.6 | 10.0 | 2.68 | 29.5 | 313 | 8380 | |
| 250 | VE 824 | 3.5 x 3.8 | 23.00 | 711.5 | 9.0 | 2.56 | 30.94 | 313 | 7192 | |
| 250 | VE 825 | 3.5 x 3.8 | 25.50 | 711.5 | 9.0 | 2.83 | 27.9 | 313 | 7974 | |
| 250 | VE 829 | 3.5 x 3.8 | 18.10 | 474.4 | 6.0 | 3.02 | 26.21 | 313 | 5660 | |
| 320 | VE 831 B | 3.5 x 3.8 | 11.00 | 316.2 | 4.0 | 2.75 | 28.75 | 313 | 3440 | |
| 420 | VE 874 | 3.5 x 3.8 | 18.00 | 553.4 | 7.0 | 2.57 | 30.74 | 313 | 5629 | |
| 250 | VE 879 E | 3.5 x 3.8 | 15.50 | 457.8 | 5.0 | 3.10 | 29.53 | 313 | 4847 | |
| 420 | XC 960 | 4.0 x 4.0 | 3.00 | 92.9 | 1.0 | 3.00 | 30.95 | 313 | 938 | |
| 180 | BP 876 E | 4.0 x 4.2 | 31.30 | 843.8 | 9.0 | 3.48 | 26.96 | 367 | 11483 | |
| 180 | CAM 979 | 3.5 x 3.8 | 23.00 | 553.4 | 7.0 | 3.29 | 24.06 | 313 | 7192 | |
| 180 | GAL 873 | 3.5 x 3.8 | 12.00 | 317.9 | 4.0 | 3.00 | 26.49 | 313 | 3752 | |
| 180 | GAL 876 W | 3.5 x 3.8 | 50.80 | 1004.5 | 15.0 | 3.39 | 19.77 | 322 | 16352 | |
| 180 | XC 979 | 4.0 x 4.2 | 49.00 | 1912.5 | 18.0 | 2.72 | 39.03 | 375 | 18381 | |
| TOTAL EN EL MES | | | 669.7 | 19396.3 | 230.0 | 2.82 | 29.98 | 323.29 | 219442 | |

"Si se tuviera un avance de 3m/disp x 230disp/mes = 690m"
Diferencia = 690-669.7 = 20.3m (tacos/mes)
El valor promedio por metro = 323.29 \$/m*20.3m = 6592.79\$

| NIVEL | LABOR | SECCION | Avance | Explos. | N° de disp. | Avance x disp. | Kg/m | Valor \$/m | TOTAL |
|------------------------|------------|-----------|------------|--------------|-------------|----------------|--------------|---------------|---------------|
| 250 | BP 874 AW | 3.5 x 3.8 | 19.60 | 562.5 | 6 | 3.27 | 28.7 | 313 | 6129 |
| 250 | BP 08 | 3.5 x 3.8 | 22.90 | 553.4 | 7 | 3.27 | 24.2 | 313 | 7161 |
| 250 | CAM 825 | 3.0 x 3.0 | 5.20 | 158.1 | 2 | 2.60 | 30.4 | 313 | 1626 |
| 250 | CAM 874 | 3.5 x 3.8 | 5.60 | 158.1 | 2 | 2.80 | 28.2 | 313 | 1751 |
| 250 | CAM 420 | 3.5 x 3.8 | 12.30 | 316.2 | 4 | 3.08 | 25.7 | 314 | 3859 |
| 250 | CAM 874-1 | 4.0 x 4.0 | 36.10 | 1033.0 | 13 | 2.78 | 28.6 | 313 | 11288 |
| 250 | CAM 992 | 4.0 x 4.0 | 28.10 | 790.6 | 10 | 2.81 | 28.1 | 313 | 8787 |
| 250 | CAM 992-1 | 3.5 x 3.8 | 9.20 | 200.9 | 3 | 3.07 | 21.8 | 313 | 2877 |
| 250 | GAL 874 WV | 3.5 x 3.8 | 77.80 | 2066.1 | 26 | 2.99 | 26.6 | 322 | 25044 |
| 250 | RP 876 | 3.5 x 3.8 | 24.50 | 715.2 | 9 | 2.72 | 29.2 | 338 | 8289 |
| 320 | RP 921 | 3.5 x 3.8 | 2.20 | 92.0 | 1 | 2.20 | 41.8 | 338 | 744 |
| 180 | RP 824 | 3.5 x 3.8 | 25.30 | 735.7 | 8 | 3.16 | 29.1 | 338 | 8559 |
| 250 | RP 990 | 4.0 x 4.2 | 2.50 | 106.3 | 1 | 2.50 | 42.5 | 375 | 938 |
| 420 | RP 960 | 4.0 x 4.2 | 34.50 | 794.6 | 10 | 3.45 | 23.0 | 376 | 12976 |
| 250 | SN 824 DN | 3.5 x 3.8 | 44.60 | 1071.4 | 16 | 2.79 | 24.0 | 377 | 16819 |
| 420 | SN 830 A | 3.5 x 3.8 | 11.70 | 267.9 | 4 | 2.93 | 22.9 | 298 | 3488 |
| 180 | SN 824 CN | 3.5 x 3.8 | 28.20 | 715.2 | 9 | 3.13 | 25.4 | 313 | 8818 |
| 180 | VE 825 | 3.5 x 3.8 | 21.70 | 635.7 | 8 | 2.71 | 29.3 | 313 | 6786 |
| 250 | VE 991 | 3.5 x 3.8 | 13.20 | 317.9 | 4 | 3.30 | 24.1 | 313 | 4128 |
| 420 | VE 831 B | 3.5 x 3.8 | 49.34 | 1344.0 | 17 | 2.90 | 27.2 | 313 | 15429 |
| 180 | BP 876 E | 4.0 x 4.2 | 69.00 | 1931.3 | 21 | 3.29 | 28.0 | 375 | 25883 |
| 180 | CAM 876 | 4.0 x 4.0 | 15.50 | 397.3 | 5 | 3.10 | 25.6 | 313 | 4847 |
| 180 | CAM 876-1 | 3.5 x 3.8 | 10.80 | 317.9 | 4 | 2.70 | 29.4 | 313 | 3377 |
| 180 | CAM 979 | 3.5 x 3.8 | 20.00 | 482.1 | 6 | 3.33 | 24.1 | 313 | 6254 |
| 180 | GAL 873 | 3.5 x 3.8 | 3.00 | 67.0 | 1 | 3.00 | 22.3 | 322 | 966 |
| 180 | GAL 876 W | 3.5 x 3.8 | 6.00 | 158.9 | 2 | 3.00 | 26.5 | 322 | 1931 |
| 180 | GAL 876 E | 3.5 x 3.8 | 3.00 | 67.0 | 1 | 3.00 | 22.3 | 322 | 966 |
| 180 | VE 256 | 3.5 x 3.8 | 8.00 | 199.7 | 3 | 2.67 | 25.0 | 313 | 2502 |
| 180 | VE 257 | 3.5 x 3.8 | 15.30 | 395.3 | 5 | 3.1 | 25.8 | 313 | 4784 |
| 180 | XC 979 S | 4.0 x 4.2 | 19.85 | 557.1 | 6 | 3.3 | 28.1 | 375 | 7446 |
| TOTAL EN EL MES | | | 645 | 17208 | 214 | 2.96 | 27.27 | 326.54 | 214449 |

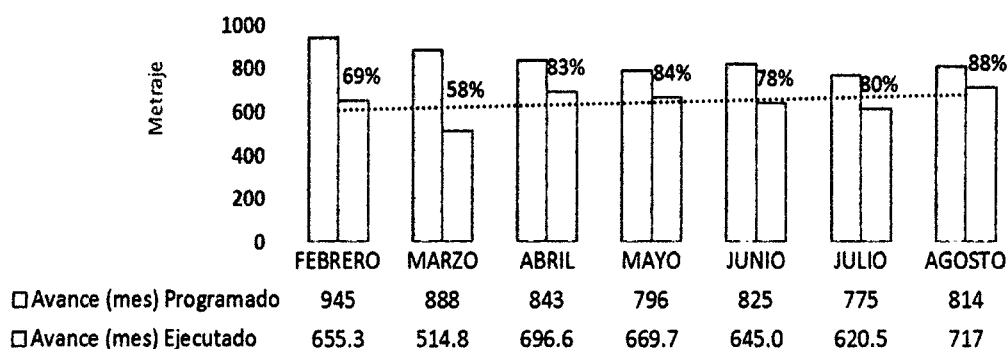
| Nº de Proyecto | DESCRIPCIÓN | SECTOR | ANCHO | PROFUNDIDAD | SECTOR | ANCHO | PROFUNDIDAD | SECTOR | ANCHO | PROFUNDIDAD |
|------------------------|-------------|-----------|--------------|----------------|--------------|-------------|-------------|--------------|---------------|-------------|
| 250 | BP 874 AW | 3.5 x 3.8 | 49.30 | 1500.0 | 16.0 | 3.08 | 30.43 | 313 | 15416 | |
| 420 | BP 830 | 3.5 x 3.8 | 50.60 | 1350.9 | 17.0 | 2.98 | 26.70 | 313 | 15823 | |
| 250 | GAL 874 WW | 3.5 x 3.8 | 42.30 | 992.3 | 15.0 | 2.82 | 23.46 | 322 | 13616 | |
| 250 | RP 876 (-) | 3.5 x 3.8 | 3.00 | 79.5 | 1.0 | 3.00 | 26.49 | 338 | 1015 | |
| 250 | RP 824 | 3.5 x 3.8 | 6.00 | 183.9 | 2.0 | 3.00 | 30.65 | 338 | 2030 | |
| 250 | RP 990 | 4.0 x 4.2 | 29.60 | 937.5 | 10.0 | 2.96 | 31.67 | 375 | 11103 | |
| 420 | RP 960 | 4.0 x 4.0 | 27.50 | 650.0 | 8.0 | 3.44 | 23.64 | 367 | 10089 | |
| 250 | SN 824 DN | 3.5 x 3.8 | 58.50 | 1389.2 | 21.0 | 2.79 | 23.75 | 313 | 18293 | |
| 250 | SN 830 A | 3.5 x 3.8 | 10.00 | 198.5 | 3.0 | 3.33 | 19.85 | 313 | 3127 | |
| 320 | SN 876 E | 3.5 x 3.8 | 5.30 | 132.3 | 2.0 | 2.65 | 24.96 | 313 | 1657 | |
| 250 | SN 824 CN | 3.5 x 3.8 | 56.50 | 1521.5 | 23.0 | 2.46 | 26.93 | 313 | 17668 | |
| 320 | VE 880 | 3.5 x 3.8 | 23.70 | 635.7 | 8.0 | 2.96 | 26.82 | 313 | 7411 | |
| 420 | VE 830 | 3.5 x 3.8 | 5.80 | 158.9 | 2.0 | 2.90 | 27.40 | 313 | 1814 | |
| 250 | XC 876 | 3.5 x 3.8 | 24.70 | 635.7 | 8.0 | 3.09 | 25.74 | 313 | 7724 | |
| 420 | XC 033 | 3.5 x 3.8 | 5.40 | 158.9 | 2.0 | 2.70 | 29.43 | 313 | 1689 | |
| 180 | BP 772 | 4.0 x 4.0 | 12.40 | 367.9 | 4.0 | 3.10 | 29.67 | 375 | 4651 | |
| 180 | GAL 930 | 3.5 x 3.8 | 39.20 | 793.8 | 12.0 | 3.27 | 20.25 | 322 | 12618 | |
| 180 | GAL 876 E | 3.5 x 3.8 | 74.10 | 1653.8 | 25.0 | 2.96 | 22.32 | 322 | 23853 | |
| 180 | GAL 772 | 3.5 x 3.8 | 2.50 | 66.2 | 1.0 | 2.50 | 26.46 | 322 | 805 | |
| 180 | RP 876 (+) | 3.5 x 3.8 | 46.40 | 1207.1 | 13.0 | 3.57 | 26.02 | 338 | 15698 | |
| 180 | VE 256 | 3.5 x 3.8 | 5.90 | 158.9 | 2.0 | 2.95 | 26.94 | 313 | 1845 | |
| 180 | XC 979 S | 4.0 x 4.2 | 41.80 | 1312.5 | 14.0 | 2.99 | 31.40 | 375 | 15680 | |
| TOTAL EN EL MES | | | 620.5 | 16085.1 | 209.0 | 2.98 | 26.4 | 328.8 | 203623 | |

| NIVEL | LABOR | SECCION | Avance | Explos. Kg | N° de Avance disp. | Avance x disp. | Kg/m | Valor \$/m | TOTAL |
|------------------------|------------|-----------|------------|---------------|-----------------------|-------------------|-------------|---------------|---------------|
| 250 | BP 874 W | 3.5 x 3.8 | 6.94 | 187.5 | 2 | 3.47 | 27.0 | 313 | 2170 |
| 250 | BP 129 | 3.5 x 3.8 | 26.30 | 635.7 | 8 | 3.29 | 24.2 | 313 | 8224 |
| 420 | BP 535 | 3.5 x 3.8 | 3.32 | 79.5 | 1 | 3.32 | 23.9 | 313 | 1038 |
| 420 | CAM 536-E | 3.5 x 3.8 | 5.92 | 158.9 | 2 | 2.96 | 26.8 | 313 | 1851 |
| 250 | CAM 992 C | 3.5 x 3.8 | 6.30 | 158.9 | 2 | 3.15 | 25.2 | 313 | 1970 |
| 250 | CAM 876-2 | 3.5 x 3.8 | 5.95 | 158.9 | 2 | 2.98 | 26.7 | 313 | 1861 |
| 250 | CAM 876-1 | 3.5 x 3.8 | 5.80 | 158.9 | 2 | 2.90 | 27.4 | 313 | 1814 |
| 250 | CAM 874 | 3.5 x 3.8 | 2.98 | 79.5 | 1 | 2.98 | 26.7 | 313 | 932 |
| 250 | GAL 867 E | 3.5 x 3.8 | 27.80 | 595.4 | 9 | 3.09 | 21.4 | 322 | 8949 |
| 250 | RP 990 (-) | 4.0 x 4.2 | 32.80 | 1031.3 | 11 | 2.98 | 31.4 | 375 | 12304 |
| 250 | SN 876 DE | 3.5 x 3.8 | 46.60 | 1124.6 | 17 | 2.74 | 24.1 | 313 | 14572 |
| 250 | SN 876 DW | 3.5 x 3.8 | 39.30 | 926.1 | 14 | 2.81 | 23.6 | 313 | 12289 |
| 320 | SN 875 E | 3.5 x 3.8 | 61.50 | 1651.7 | 21 | 2.93 | 26.9 | 313 | 19231 |
| 250 | SN 824 CN | 3.5 x 3.8 | 58.90 | 1323.1 | 20 | 2.95 | 22.5 | 313 | 18418 |
| 250 | SN 824 DN | 3.5 x 3.8 | 28.70 | 661.5 | 10 | 2.87 | 23.0 | 313 | 8975 |
| 250 | SN 824 DS | 3.5 x 3.8 | 19.80 | 463.1 | 7 | 2.83 | 23.4 | 313 | 6192 |
| 420 | SN 535 | 3.5 x 3.8 | 17.10 | 471.9 | 6 | 2.85 | 27.6 | 313 | 5347 |
| 320 | VE 129-1 | 3.5 x 3.8 | 37.90 | 953.6 | 12 | 3.16 | 25.2 | 313 | 11851 |
| 420 | VE 535 | 3.5 x 3.8 | 15.30 | 397.3 | 5 | 3.06 | 26.0 | 313 | 4784 |
| 250 | VE 867 | 3.5 x 3.8 | 20.90 | 556.3 | 7 | 2.99 | 26.6 | 313 | 6535 |
| 250 | XC 033 | 3.5 x 3.8 | 25.96 | 715.2 | 9 | 2.88 | 27.5 | 313 | 8118 |
| 180 | BP 877 E | 3.5 x 3.8 | 26.10 | 635.7 | 8 | 3.26 | 24.4 | 313 | 8162 |
| 180 | BP 772 | 4.0 x 4.2 | 22.90 | 643.8 | 7 | 3.27 | 28.1 | 375 | 8590 |
| 180 | BP 876 E | 4.0 x 4.2 | 16.20 | 459.8 | 5 | 3.24 | 28.4 | 375 | 6077 |
| 180 | GAL 930 | 3.5 x 3.8 | 31.40 | 727.7 | 11 | 2.85 | 23.2 | 322 | 10108 |
| 180 | GAL 876 E | 3.5 x 3.8 | 46.70 | 1058.4 | 16 | 2.92 | 22.7 | 322 | 15033 |
| 180 | GAL 772S | 3.5 x 3.8 | 17.90 | 396.9 | 6 | 2.98 | 22.2 | 322 | 5762 |
| 180 | RP 876 (+) | 3.5 x 3.8 | 39.70 | 1195.5 | 13 | 3.05 | 30.1 | 338 | 13431 |
| 180 | XC 979 S | 4.0 x 4.2 | 16.50 | 531.3 | 5 | 3.30 | 32.2 | 375 | 6189 |
| 180 | CAM 979 | 3.5 x 3.8 | 3.32 | 79.5 | 1 | 3.32 | 23.9 | 313 | 1038 |
| TOTAL EN EL MES | | | 717 | 18217 | 240 | 3.05 | 25.7 | 323.1 | 231814 |

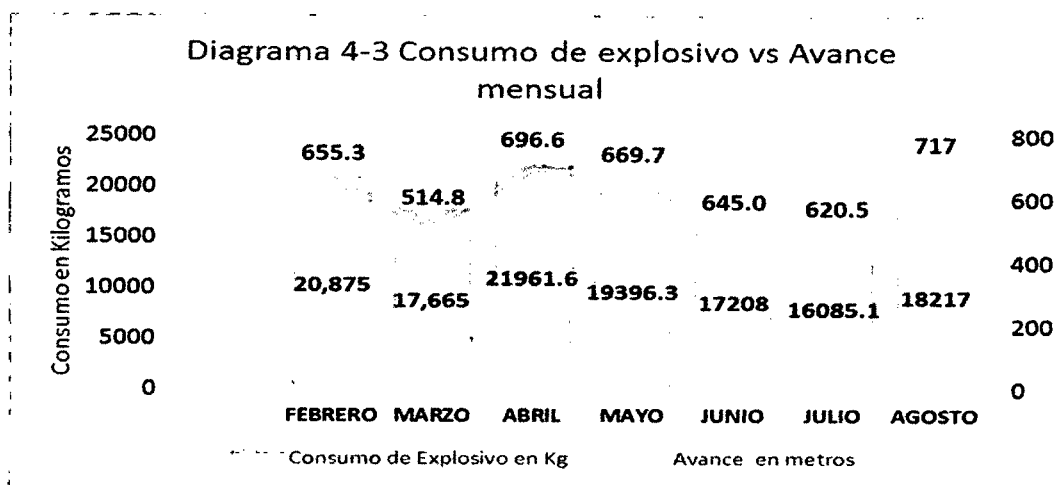
Nivel de cumplimiento de avances Febrero – Agosto

Según el diagrama 4-2 el porcentaje de avances del mes de marzo es el más bajo de este año 58% esto por deficiencia de avances y problemas operacionales (Equipos, ciclo de minado, etc.) con el cambio de malla de perforación y control del mismo durante la perforación se tiene una mejora con respecto al avance por disparo, claro está que se tiene problemas operacionales como ciclo de minado, problemas con equipos y sostenimiento de labores oportunamente (Shotcrete).

Diagrama 4-2 Niveles de cumplimiento del programa mensual
Febrero - Agosto

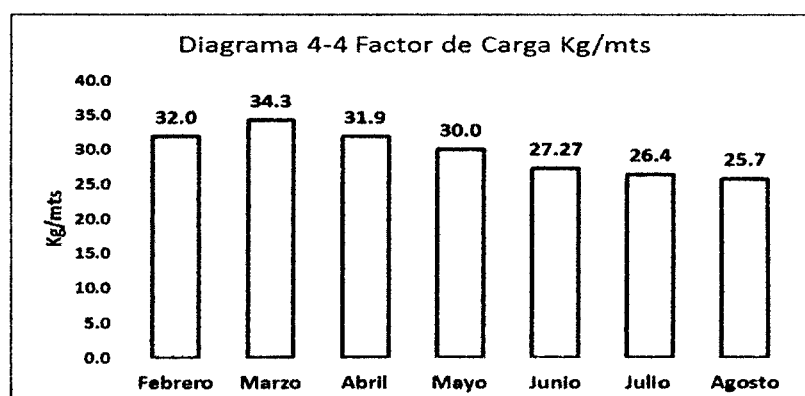


Según el diagrama 4-3 el consumo de explosivo en el mes de abril es de 21961.6Kg con un avance de 696.6mts en comparación con el mes de agosto que se consume 18217Kg con un avance de 717mts esto se demuestra después de un control de los vales de explosivo en polvorín principal que debe ser rellenado por los Jefes de guardia y bodegueros ya que anteriormente solo lo realizaba el bodeguero.



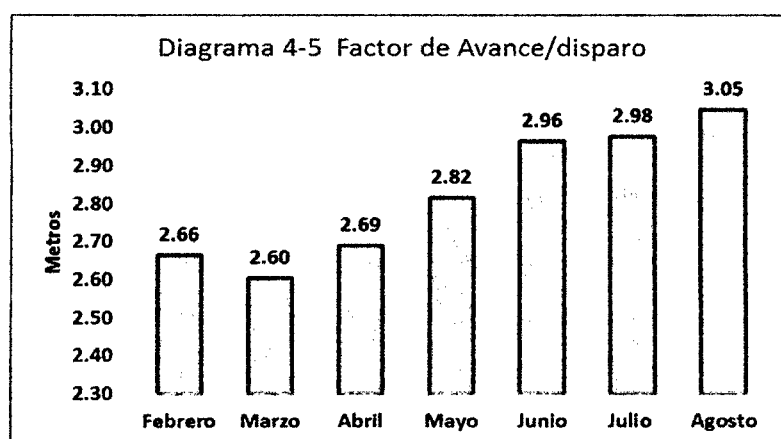
Análisis de Factor de carga y avance por disparo desde Febrero - Agosto.

En el Diagrama 4-4 el factor de carga promedio del mes de febrero es de 32Kg/mt esto al exceso de explosivo y deficiencia de avance por disparo, se tienen tacos promedio de 40cm por disparo, disparos sopladados por mal carguío. Se controla el consumo de explosivo para Sub Niveles y Galerías disminuyendo a 2 ½ cajas de Semexa 65% 11/2x12 por frente y 45 Unidades de Semexa 65% 7/8x7 para carguío de la corona.



En el diagrama 4-5 la eficiencia de avance por disparo en el mes de febrero es de 2.66mts esto es el promedio como se puede observar

en los cuadros técnicos se tiene baja eficiencia por disparos en labores de mineral, se empieza a utilizar tubo de PVC de 45mm para entubar todos los taladros en labores donde se tapan los taladros después de la perforación y se cambia el diseño de malla de perforación se realiza el seguimiento en la perforación para controlar el paralelismo y la secuencia de encendido (distribución de faneles) mejorando la eficiencia de disparo a 3.0mt en promedio.



4.4.2.- PARÁMETROS DE ROCA.

Las características de la roca a perforarse se ha detallado en el capítulo de Geomecánica; sin embargo es necesario comentar que la presencia de discontinuidades es una condición desfavorable tanto para la perforación y voladura. La evaluación de la roca se traduce con la valoración del RMR, lo cual determina el tipo de roca y en consecuencia diseñará la malla correspondiente a fin de lograr la máxima eficiencia en el avance.

4.4.3.- ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN.

La fragmentación es otro de los parámetros a considerarse en la voladura. La granulometría debe lograrse de acuerdo a lo planificada y para estimar el tamaño del fragmento existen fórmulas basadas en una

relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) como la desarrollada por Kuznetsov(1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$X = A(V_0)^{0.8} \frac{Q_e^{1/6}}{Q_e}$$

Donde:

T = tamaño medio de los fragmentos, cm.

A = factor de roca (Índice de Volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

V_0 = volumen de roca (m³) a romper = Burden x Espaciamiento x Longitud de taladro.

Q_e = masa del explosivo utilizado (kilogramo),

Para nuestro caso:

A =10 para roca dura

Volumen =59.72 m³

Q_e = 79.89 Kg.

$$T = 10 \left(\frac{59.72}{79.89} \right)^{0.8} \times 79.89^{0.17}$$

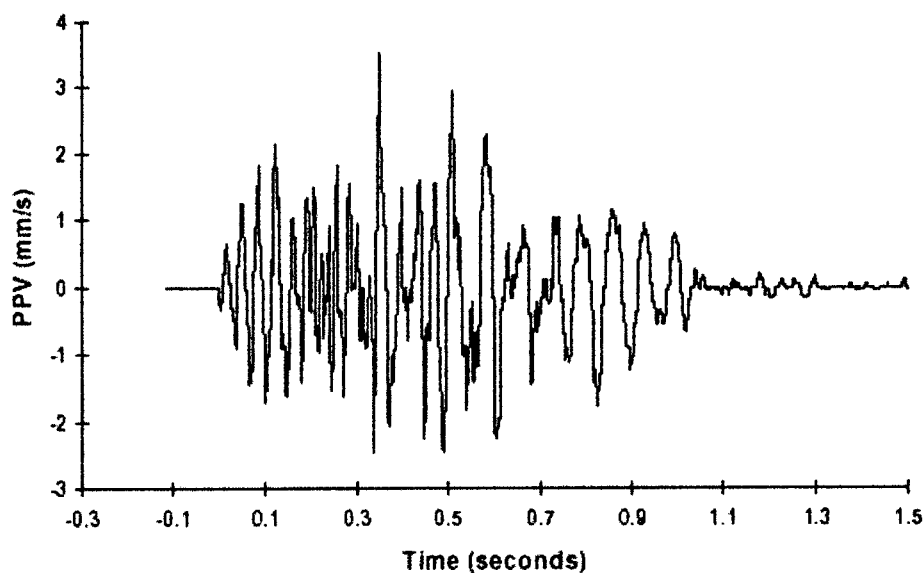
T = 16.68 cm.

El tamaño promedio de los fragmentos que deben resultar luego de la voladura es de 17 cm.

4.4.5.- ANÁLISIS DE VIBRACIONES.

Los altos niveles de vibración, pueden dañar al macizo rocoso, produciéndose fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Con bajos niveles de vibración, tales como los presentes a grandes distancias de las voladuras, los niveles de deformación son muy pequeños para inducir un fracturamiento del macizo rocoso. A menores distancias, las vibraciones son suficientemente altas para extender las fracturas preexistentes, pero insuficientes para inducir nuevo fracturamiento. Muy cerca de las cargas explosivas, sin embargo, los niveles de vibración son lo suficientemente altos como para afectar a la matriz de roca y producir diferentes grados de fracturamiento a su alrededor.



Registro de onda de la velocidad de vibración de una voladura de producción mostrando variación de amplitud y frecuencia respecto al tiempo.

En caso de las voladuras realizadas en los frentes de desarrollo, se viene practicando la voladura controlada en la corona para no dañar la roca circundante, obtener el perfil establecido de la labor y evitar en lo posible el uso de sostenimiento.

4.6.- COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

El costo unitario de perforación y voladura practicado en la rampa de sección de 4.0 x 4.20 m se detalla en el cuadro N° 4.5.

CUADRO N° 4.5

| | | | |
|----------------------|--|----------------------------|------------|
| PARTIDA: | Excavación Rampa 4.0 m. x 4.20 m. (Jumbo)O | Rendimiento: | 3.00 m. |
| DIMENSIONES | 4.0 m. x 4.20 m. | Longitud barra: | 4.26 m. |
| UNIDAD DE MEDIDA | ML | Longitud efectiva: | 3.96 m. |
| UNIDAD DE PRODUCCION | Desarrollo nivel 420 Veta Tapada | Eficiencia voladura: | 90% |
| TIPO DE MATERIAL | Roca Regular Tipo III | N° de taladros perforados: | 44 |
| INCLUYE | Jumbo, cuneta de 0.50 x 0.50 m. | N° de taladros disparados: | 37 |
| | Limpieza scoop hasta los 150 m. | Metros perforados: | 174.24 m. |
| FECHA ELABORACION: | may-15 | Volumen roto: | |
| TIPO DE CAMBIO: | 3.10 | Tonelaje roto: | |
| | | Densidad material: | 2.65 TM/m³ |
| | | Factor de carga: | 1.34 Kg/m³ |

[illegible]

CAPITULO V

ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS

5.1.- ANALISIS DE LOS FACTORES QUE HAN INCIDIDO PARA LA EFICIENCIA DE LA PERFORACION Y VOLADURA.

A.- INCIDENCIA DE LA GEOMECANICA.

Para los frentes de desarrollo según la evaluación geomecánica se tiene los siguientes tipos de roca:

| RMR | CLASE | CONDICION | PROCESO CONSTRUCTIVO |
|-----|-------|-----------|-------------------------|
| 65 | II | Bueno | Roca dura |
| 60 | III | Regular | Roca semidura |
| 50 | III | Regular | Roca semidura |
| 38 | IV | Malo | Roca suave. |

B.- TIEMPOS DE PERFORACION.

Es un factor determinante en el rendimiento de la perforación, habiéndose encontrado los siguientes tipos de tiempos:

B1.- Tiempo productivo:

Es el tiempo que se invierte en efectuar un determinado trabajo, en este caso la perforación de un frente.

B2.- Tolerancias:

Es el tiempo que involucra las demoras en el trabajo, relacionado al desgaste físico, necesidades fisiológicas del trabajador, interrupciones por causas ajenas y otras demoras relacionados con el trabajo.

B3.- Tiempo improductivo:

Se subdividen en evitables e inevitables. Entre los evitables están los tiempos que se pierden por fallas mecánicas o eléctricas de los equipos, desabastecimiento de materiales y aquellos donde el trabajador no realiza ninguna actividad productiva.

Los inevitables se refieren a los empleados para efectuar las actividades complementarias y necesarias para la ejecución de la actividad productiva, aquí se considera el desplazamiento, limpieza, desatado de labores, servicios, instalación de máquinas y accesorios.

Conforme a los estudios realizados de tiempos se tiene:

RESUMEN TIEMPOS

| | DESCRIPCION | MINUTOS | % |
|---|--------------------------------------|---------|-----|
| 1 | Tiempo productivo neto(perforación) | 102 | 21 |
| 2 | Demoras operativas | 163 | 33 |
| 3 | Tolerancias | 27 | 5 |
| 4 | Tiempo improductivo inevitable | 93 | 19 |
| 5 | Tiempo improductivo evitable | 108 | 22 |
| | Total | 493 | 100 |

C:- DEFICIENCIAS EN LA SECUENCIA DE LOS TIEMPOS DE VOLADURA.

El secuenciamiento de los tiempos de retardo en los faneles debe iniciarse siempre desde la cara libre y en orden progresivo hasta el último grupo de taladros que explotará. También es importante el orden de secuenciamiento de las filas de los taladros que explotarán debe ser realizado con un amarre en "V" de los faneles, esto permitirá obtener un montículo central del material roto producto del disparo, lo cual facilitará el carguío de los scoops.

Las deficiencias en el secuenciamiento del disparo se ha observado en muchos casos, motivo por el cual se usa faneles de periodo corto y largo y con intervalos de tiempo (MS) un poco más separados.

d.- INADECUADA COLUMNA EXPLOSIVA:

Se ha detectado que a los taladros se les cargaba a más del 75% de la columna explosiva, pensando que así se aseguraba obtener un buen disparo, esto debido a la falta de conocimiento de la supervisión encargada y de los cargadores de explosivo, siendo lo correcto cargar solamente los 2/3 de la columna y el resto completar con arcilla (taco).

e.- FALLA DE DISPAROS.

La ocurrencia de fallas en los disparos es otra causa para el bajo rendimiento de los avances en los frentes de desarrollo. Las principales causas detectadas son los siguientes:

- Inapropiada selección de tiempos.
- Errores de perforación.
- Errores de carga del taladro.
- Taladros con agua.

- Confinamiento insuficiente.
- Cebado incorrecto.
- Antigüedad de almacenaje del explosivo.
- Errores en el orden de encendido de los retardos.
- Condiciones geológicas adversas.

5.2.- ANALISIS DE LOS RESULTADOS DE LA PERFORACION Y VOLADURA.

5.2.1.- DISEÑO DE CORTE Y MALLA DE PERFORACION.

El modelo matemático aplicado en el diseño de la malla de perforación es el de Roger Holmberg, cuya característica es dividir la sección de la labor en cinco partes y calcular para cada uno el burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva. Esto permite asignar la energía en función de la cara libre que se va obteniendo y así lograr un avance y fragmentación óptima de la roca. La malla resultante es marcado en el frente de la labor sea galería, rampa, crucero o subnivel.

En la sección del corte se emplea entre uno a tres taladros de 120 mm. (5") de diámetro como taladros de alivio que permite tener una cara libre bastante grande, donde los taladros de corte son cuatro de 51 mm. de diámetro y el tipo de corte es el "Quemado", que son taladros paralelos de 13 pies de longitud.

La desventaja de este modelo es que no considera los parámetros geomecánicos de la roca, por lo que la clase de roca es dado a criterio del diseñador.

Para la perforación de los taladros se usa el Jumbo S1D (Atlas Copco) de un brazo, muy versátil para la ejecución de taladros en los frentes de desarrollo.

5.2.2.- EVALUACION DEL AVANCE.

En la práctica se viene logrando avances con una eficiencia 90 % a 97% que significa para un taladro de 14 pies (4.26 m), la longitud de la perforación neta es 13 pies (3.96 m.) y el avance está entre 3.56 m. a 3.84 m.

Se ha observado la presencia de algunos “tacos” de hasta 10 cm. en los taladros, que es la longitud remanente que queda del taladro después de la voladura, lo cual resta el avance y repercute en los costos de voladura.

Este problema se está resolviendo controlando el confinamiento de la carga explosiva dentro del taladro, revisando la posición del fulminante fanel en el cartucho cebo que debe ser con “patada” hacia la columna de carga y no al fondo del taladro, además el cartucho cebo debe ser usando dinamita de 65% a 80%.

Por otra parte se exige el paralelismo de los taladros y también se ha estudiado la cantidad de taladros para frentes en base a las características de la roca.

5.2.3.- EVALUACION DE LA FRAGMENTACION.

Con la malla de perforación practicada se ha logrado obtener tamaños entre 0.10 x 0.10 m. a 0.30 x 0.30 m. del material obtenido con la voladura para factor de carga comprendida entre 1.20 a 1.34 Kg/m³,

valores que se debe disminuir hasta un valor razonable, debajo del cual puede ocasionar mayores tamaños de fragmentos que por voladura secundaria ocasionaría incremento en el costo en lo referente a perforación-voladura.

En cuanto a los porcentajes de tamaño para el caso en estudio será:

$$Y = 1 - e^{-\frac{(0.76 X)^{1.35}}{K}}$$

Y = porcentaje de roca, menores a 0.17 m.

Tamaño de roca obtenida con la voladura K = 0.17 m.

Porcentaje de roca de mayor tamaño X= 0.30 m.

$$Y = 1 - 2.71 e^{-\frac{(0.76 * 0.30)^{1.35}}{0.17}}$$

$$Y = 1 - 0.23 = 0.77$$

$$Y = 77 \%$$

Con esta voladura se tiene 77 % de fragmentos de roca menores a 0.17m. lo cual es aceptable para el desempeño del equipo de carguío (scoop).

El tamaño del fragmento puede variar, conforme varía el factor de carga.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES:

- 1.- El yacimiento de Huarón se emplaza dentro de las capas rojas, constituidas por conglomerados, areniscas, chert, yeso, margas y piroclásticos.
- 2.- El yacimiento es de origen hipógeno, donde las soluciones hidrotermales han rellenado fracturas preexistentes formando las vetas y entre cruces de vetas los cuerpos mineralizados. La temperatura está comprendida entre mezotermal a epitermal.
- 3.- Los minerales se han depositado en cuatro ciclos y los minerales de mena son: esfalerita, galena, calcopirita y tetraedrita y la ganga está conformada por calcita, cuarzo, rodocrosita, baritina y pirita.
- 4.- Las reservas minerales cubicadas al 31 de diciembre del 2014 de la Veta Tapada, asciende a 919,222 TMS, con potencia promedio de 2.30 m. con leyes de 10.62 Oz/TM Ag, 0.30 % Cu, 2.43 % de Pb, 4.27% de Zn.
- 5.- El sistema de minado empleado es el mecanizado y el método de explotación es el de Subniveles con aplicación de taladros largos.
- 6.- El block de explotación es de 40 m. de largo, por 40 m. de alto con ancho de 3.40 m. y los accesos al block es mediante rampas de 3.5 x 3.8 m.

- 7.- Las cajas de la Veta Tapada están constituidas por marga gris, areniscas y conglomerado de baja a mediana resistencia.
- 8.-De acuerdo a la evaluación geomecánica la Veta Tapada, presenta roca regular A (IIIA-RMR 51-60) y roca IIIB (IIIB –RMR 35-40), por lo que en las labores de desarrollo se usa sostenimiento.
- 9.- La máxima abertura de autosostenimiento de las labores de desarrollo conforme a las características geomecánicas es de 15 m. y el tiempo de abertura autosostenida varía entre una semana hasta 3 meses.
- 10.- La perforación en los frentes de desarrollo es realizado por el Jumbo Boomer de Atlas Copco modelo S1D de un solo brazo que perfora taladros de 14 pies y diámetro de talador de 51 mm. y ha resultado un equipo de buen performance.
- 11.-La perforación está afecto a ciertas causas que ocasionan un bajo rendimiento, como actividades relacionados a sostenimiento, limpieza, desquinche, seguida a la falta de energía eléctrica y agua para el equipo de perforación.
- 12.- Los parámetros de perforación analizados han sido: estructura geológica, incumplimiento del diseño de malla de perforación y deficiencias en el modo de perforación.
- 13.- En el diseño de la malla de perforación y carga explosiva a ser usado en la voladura de frentes de desarrollo se usa el Algoritmo de Holmberg, con el cuál se ha logrado mejorar la eficiencia en los avances.

RECOMENDACIONES:

- 1.- En razón del tipo de roca que se tiene en la mina, la abertura, solo permite un tiempo de autosoporte de 7 días en roca tipo III B, se procederá de inmediato con aplicar shotcrete y malla y para la roca tipo III A que puede autosoportarse hasta un máximo 55 días, se deberá colocar pernos Split set en los lugares donde se note perturbancia por acción de esfuerzos.
- 2.- El factor de carga que está en 1.34 Kg/m³ debe ser disminuido para lo cual debe realizarse las pruebas correspondientes tanto de malla y carga explosiva.
- 3.- Las pérdidas de tiempo en actividades improductivas que representa un porcentaje alto deberá ser reducido a fin de incrementar el tiempo neto de perforación.
- 4.- Se debe implementar un programa de capacitación a los operadores de jumbo, para eliminar deficiencias en la operación de perforación, debiendo ser dicha instrucción tanto teórica y práctica.
- 5.- Debe estudiarse para el cambio del jumbo de un brazo a dos brazos, con lo que se reduciría el tiempo de perforación, especialmente para secciones de 4.0 x 4.20 m.

BIBLIOGRAFIA.

- 1.- Agreda Carlos. CURSO DE MODELIZACION MATEMATICA
DE LA VOLADURA DE ROCAS.
Sociedad Peruana de Perforación y Voladura de
Rocas.
Lima 1993

- 2.- Borquez G.V ESTIMATING DRILLING AND BLASTING
COST – ANALYSIS AND
PREDICTION MODEL.
EM/J January 1981

- 3.- Cobbings J. Quispesina GEOLOGIA DEL CUADRANGULO DE
Quispesina Luis AMBO, CERRO DE PASCO Y ONDORES.
Ingemmet Lima-Perú 1996.

- 4.- Hoek.E. Brown E.T EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN ROCA.
Edit. McGraw Hill
Nueva York 1980

- 5.- Córdova Rojas D. MECANICA DE ROCAS PARA MINERIA Y
OBRAS CIVILES.
Curso de Actualización – UNI
Lima 2001

- 6.- Exsa MANUAL PRACTICO DE VOLADURA
4ta. Edición.
Lima 2005

- 7.- López Jimeno MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE
ROCAS.
Instituto Tecnológico Geominero de España.
Madrid 1998

- 8.- Llanque Mosquera E. EXPLOTACION SUBTERRANEA-METODOS Y
CASOS PRACTICOS.

Universidad Nacional del Altiplano.

Puno 1995

