

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE
INGENIERÍA DE MINAS**



**"EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU
APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN"**

TESIS PRESENTADO POR : Bach. ORIUNDO YARANGA, Nell

PARA OPTAR EL TÍTULO DE : INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO - PERÚ

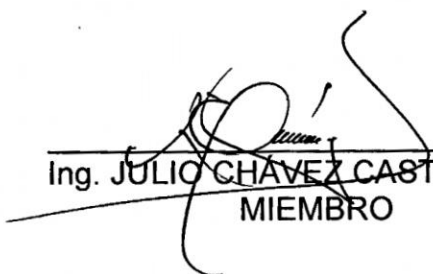
2008

**TESIS : "EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN
EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN".**

RECOMENDADO : 28 DE ABRIL DE 2008.

APROBADO : 16 DE MAYO DE 2008.


Ing, JAIME HUAMAN MONTES
PRESIDENTE



Ing. JULIO CHAVEZ CASTILLO
MIEMBRO


Ing, GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO


Ing. MIGUEL PRADO ARONÉS
MIEMBRO


Lic. ELEODORO ARROYO LICAS
SECRETARIO DOCENTE

Según el acuerdo constado en el acta, levantada el 16 de mayo de 2008, en la sustentación del trabajo de Tesis por el Bachiller NELL ORIUNDO YARANGA, con el trabajo titulado "EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN", fue calificado con la nota de QUINCE (15), por lo que se le da la respectiva APROBACIÓN.



Ing, JAIME HUAMÁN MONTES
PRESIDENTE



Ing. JULIO CHÁVEZ CASTILLO
MIEMBRO



Ing, GROVER RUBINA SALAZAR
MIEMBRO

Ing. MIGUEL PRADO ARONÉS
MIEMBRO



Lic. ELEODORO ARROYO LICAS
SECRETARIO DOCENTE

DEDICATORIA

Para mis adorados padres y
hermanos quienes contribuyeron y
pusieron el cimiento para mi
formación.

Yeny, Fátima y Mijail, que
constituyen los pilares en mi vida; por su
gran apoyo y comprensión para el
desempeño de la Carrera.

AGRADECIMIENTO

Mi más profundo agradecimiento a la Compañía Minera Pan American Silver S.A., por brindarme la oportunidad de trabajar y elaborar la presente tesis, en especial a todos los miembros de la U.E.A. Huarón lugar donde me afiancé aprendiendo de mis aciertos y errores en la realización del presente trabajo de investigación.

Al Ingeniero Luis Rojas Gallegos, Gerente de Operaciones, por ser el gestor directo y darme el apoyo requerido en la Unidad Huarón; en general a todo el personal empleado por compartir sus conocimientos y experiencias profesionales y al personal obrero de la Zona Norte 600 que gracias a su apoyo y colaboración con la causa, se realizó el presente estudio de investigación.

Expreso también mi reconocimiento a todos los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, quienes con ardua labor profesional e intelectual aportaron en mi formación profesional.

Nell.

INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Pan American Silver S.A., es una Empresa Minera dedicada a la explotación de minerales polimetálicos como plata, plomo, zinc y Cobre, la U.E.A. Huarón por sus mas de 100 años antigüedad constituye una mina de complicado laboreo, es por ello que al pasar por diferentes administraciones y que dicho sea de paso el último colapso ocurrido en el año de 1998 por la inundación de sus labores, ha sido y sigue siendo arduo el trabajo de la ingeniería de minas para poder extraer el mineral valioso de sus yacimientos mineralizados.

En la unidad minera Huarón se utiliza el Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y Convencional con perforación en realce y horizontal, una producción de 1900 TMS por día y la Zona Norte 600 donde se llevó a cabo el estudio de Investigación con un aporte mensual de 14000 TMS que constituye el 24.8% de aporte total de las 05 zonas que conforman la mina.

El presente estudio de investigación en su afán de constituir parte de la solución a los problemas de minado y tomando como herramienta la aplicación del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado a las operaciones unitarias de explotación de la Zona Norte 600 de la U.E.A. Huarón, presenta previo al objetivo de la investigación un análisis de datos de las condiciones iniciales de las operaciones unitarias, tales como los costos unitarios de explotación, los parámetros y porcentajes iniciales que corresponden a cada operación unitaria por tajeo; para que previa evaluación de estos se consideren los puntos críticos

que serán investigados y tratados con la aplicación del GSI; y presentados como una solución óptima a considerar y aplicar en la explotación de los tajeos de la zona materia de estudio.

Es preciso mencionar que en la presente investigación también se considera la correcta aplicación del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado, así como la corrección por los factores influyentes existentes en las labores de explotación de la Unidad Huarón; además de tratar los efectos geomecánicos existentes en las labores por una incorrecta aplicación del método de explotación.

Esperando que la investigación realizada cumpla con su objetivo y sirva como material de consulta referencial a los estudiantes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas.

RESUMEN

La presente investigación titulada El Índice de Resistencia Geológica (GSI) y su aplicación en la Explotación de la Mina Huarón consta de cuatro capítulos, El primero sobre los Aspectos Generales en el que se considera la ubicación y acceso de la mina Huarón lugar donde se realizó el presente estudio, así como los datos generales como el clima, la topografía del lugar, historia, recursos con los que cuenta, infraestructura y organización de la Empresa Pan American Silver S.A.

En el acápite segundo trata sobre la Geología en forma general, geología regional, estructural y local, la mineralización, zoneamiento mineral, las estructuras mineralizadas y los controles mineralógicos; así como las reservas, el inventario y la cubicación de reservas en general para que en el siguiente capítulo se trate sobre la minería, en el cual podremos encontrar los sistemas de explotación, la descripción de las labores mineras ejecutadas, del método de explotación utilizado en la mina Huarón así como el planeamiento formulado para la explotación de los tajeos, también se trata en éste capítulo sobre el personal que trabaja en la Unidad Huarón, la zona Norte 600 específicamente, donde se realizó la investigación y para terminar el presente capítulo se presentan los costos unitarios de explotación antes de la realización del estudio, para que en el siguiente capítulo con mejor análisis se realice el comparativo de la aplicación del Índice de Resistencia Geológica en las operaciones mineras de la Unidad Huarón.

En el Capítulo final se va a tratar como tema del estudio de Investigación la aplicación del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado, el modelamiento geológico y geomecánico, la descripción detallada de la aplicación del Índice de Resistencia Geológica como sistema de caracterización del macizo rocoso para determinar el tipo de roca en la cual se está trabajando, el tipo de sostenimiento recomendado, la corrección por factores influyentes, la aplicación en la perforación y voladura de rocas para determinar la malla de perforación, los explosivos a utilizar y la secuencia de salida así como en la limpieza de mineral de los tajeos; para finalmente culminar en la implementación del Índice de Resistencia Geológico (GSI) modificado en la Compañía Minera Pan American Silver S.A. -Unidad Huarón.

ÍNDICE

PÁG.

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
INTRODUCCIÓN	
RESUMEN	

CAPITULO I ASPECTOS GENERALES

1.1. UBICACIÓN Y ACCESO.	01
1.2. CLIMA Y VEGETACIÓN.	02
1.3. TOPOGRAFÍA.	02
1.4. ANTECEDENTES.	03
1.5. RECURSOS.	04
1.5.1. RECURSOS DEL SUBSUELO.	04
1.5.2. RECURSOS DEL SUELO.	04
1.5.3. RECURSOS HÍDRICOS.	05
1.5.4. RECURSOS HIDROBIOLÓGICOS.	05
1.5.5. RECURSOS HUMANOS.	06
1.5.6. RECURSOS TURÍSTICOS.	06
1.6. MÉTODOS DE TRABAJO.	06
1.7. INFRAESTRUCTURA.	08
1.8. OBJETIVOS.	08
1.8.1. OBJETIVOS GENERALES.	08
1.8.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.	09
1.9. ORGANIZACIÓN.	09

CAPITULO II GEOLOGÍA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.	10
2.1.1. ESTRATIGRAFÍA.	10
2.1.1.1. ROCAS SEDIMENTARIAS.	10
A. GRUPO PUCARÁ.	11
B. FORMACIÓN CASAPALCA	12
C. FORMACIÓN ABIGARRADA.	13
D. VOLCÁNICO HUAYLLAY.	14
E. DEPÓSITOS RECIENTES.	15

2.1.2	ROCAS ÍGNEAS O INTRUSIVAS.	15
2.2.	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.	16
2.2.1.	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL REGIONAL.	16
2.2.2.	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL.	16
	A. PLEGAMIENTOS.	17
	B. FALLAS Y FRACTURAS.	17
2.3.	GEOLOGÍA ECONÓMICA.	19
2.3.1.	PARAGÉNESIS Y ZONEAMIENTO.	19
2.3.1.1.	ZONA CENTRAL.	19
2.3.1.2.	ZONA INTERMEDIA.	20
2.3.1.3.	ZONA EXTERIOR.	20
2.3.2.	MINERALIZACIÓN.	21
2.3.2.1.	PRIMER CICLO.	21
2.3.2.2.	SEGUNDO CICLO.	22
2.3.2.3.	TERCER CICLO.	23
2.3.2.4.	CUARTO CICLO.	23
2.3.3.	MINERALOGÍA.	24
2.3.3.1.	ENARGITA (AsS_4Cu_3).	24
2.3.3.2.	TETRAHEDRITA (Sb_4S_{13}) (Cu, Fe, Zn, Ag) ₁₂ .	24
2.3.3.3.	CALCOPIRITA ($CuFeS_2$).	24
2.3.3.4.	GALENA (SPb).	25
2.3.3.5.	ESFALERITA (SZn).	25
2.3.3.6.	PIRITA (FeS_2).	25
2.3.3.7.	CUARZO (SiO_2).	26
2.3.3.8.	CALCITA (CO_3Ca).	26
2.3.3.9.	RODOCROSITA ($MnCO_3$).	26
2.3.4.	CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.	27
2.3.5.	ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.	27
2.3.5.1.	VETAS.	27
2.3.5.2.	VETAS – MANTO.	28
2.3.5.3.	BOLSONADAS.	28
2.3.6.	RESERVAS MINERALES.	28
2.4.	RESUMEN DE RESERVAS.	29

CAPITULO III MINERÍA

3.1.	SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN.	30
------	--------------------------	----

3.2. ZONAS DE EXPLOTACION.	31
3.2.1. SATÉLITE (YANAMINA Y SANTA RITA).	32
3.2.2. NORTE 600 (SAPO Y SAPITO).	32
3.2.3. NORTE 500.	33
3.2.4. NORTE.	33
3.2.5. SUR.	33
3.3. LABORES MINERAS.	34
3.3.1. LABORES DE EXPLOTACIÓN.	34
3.3.2. LABORES DE PREPARACIÓN.	34
3.3.2.1. SUBNIVELES.	34
3.3.2.2. CRUCEROS.	35
3.3.2.3. CHIMENEAS.	35
3.3.3. LABORES DE DESARROLLO.	36
3.3.3.1. RAMPAS.	36
3.3.3.2. GALERÍAS.	36
3.3.3.3. BY PASS.	37
3.3.3.4. CÁMARAS DE CARGUÍO.	37
3.3.3.5. CÁMARAS DE ALMACENAMIENTO DE DESMONTE / MINERAL.	37
3.3.4. LABORES DE EXPLORACIÓN.	38
3.3.4.1. CRUCEROS.	38
3.3.4.2. ESTOCADAS.	38
3.3.4.3. CÁMARAS DE SONDAJE.	38
3.4. PLANEAMIENTO DE PRODUCCIÓN.	39
3.5. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO Y CONVENCIONAL.	40
3.5.1 DESCRIPCIÓN EL MÉTODO.	40
3.5.2 APLICACIÓN.	41
3.5.3 PREPARACIÓN.	42
3.5.4 EXPLOTACIÓN.	43
3.5.4.1 PERFORACIÓN – VOLADURA.	43
3.5.4.2 LIMPIEZA.	49
3.5.4.3 RELLENO.	52
3.5.4.4 SOSTENIMIENTO.	53
3.5.4.5 VENTILACIÓN.	54
3.6. PERSONAL Y EQUIPO EMPLEADO.	55
3.7. COSTOS UNITARIOS DE EXPLOTACIÓN.	56

CAPÍTULO IV
EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICO (GSI) Y SU APLICACIÓN

4.1. MODELO GEOLÓGICO.	61
4.2. MODELO GEOMECÁNICO.	62
4.3. ANÁLISIS DE ESFUERZOS DEL MACIZO ROCOSO.	63
4.3.1. AGUA SUBTERRÁNEA.	70
4.3.2. ORIENTACIÓN DE LA EXCAVACIÓN.	71
4.3.3. TAMAÑO DE LA EXCAVACIÓN	72
4.4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI).	74
4.4.1. DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA GSI.	74
4.4.2. MAPEO GEOMECÁNICO POR EL MÉTODO DE LÍNEA DE DETALLE.	84
4.4.2.1. LA TABLA DE CLASIFICACIÓN CUALITATIVA Y CUANTITATIVA DEL GSI.	89
4.4.2.2. TABLA PARA EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS.	92
4.4.2.3. CRITERIOS PARA AJUSTES POR FACTORES INFLUYENTES.	111
a) PRESENCIA DE AGUA.	112
b) ORIENTACIONES DE ESFUERZOS.	113
c) ORIENTACIÓN DESFAVORABLE DE DISCONTINUIDADES.	115
d) DEMORAS EN COLOCACIÓN DE SOPORTE.	116
4.4.2.4. HERRAMIENTAS Y MATERIALES.	124
4.4.2.5. PROCEDIMIENTO DEL MAPEO.	124
4.4.3. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MINA.	126
4.4.4. APLICACIÓN DEL SISTEMA GSI.	127
4.4.4.1. EN LA PERFORACIÓN-VOLADURA DE LABORES.	127
4.4.4.2. EN LA LIMPIEZA.	133
4.4.4.3. EN EL SOSTENIMIENTO.	135
4.4.4.4. EN EL DISEÑO DE ABERTURAS SUBTERRÁNEAS.	141
4.5. DISEÑO DE LOS TAJEOS CONSIDERANDO LA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA Y LOS ESFUERZOS HALLADOS.	143
4.6. ANÁLISIS DE LA APLICACIÓN DEL SISTEMA GSI PARA EL CAMBIO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.	144
4.7. EVALUACIÓN DE LA APLICACIÓN DEL SISTEMA GSI.	145

4.8. IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA GSI EN LA MINA HUARÓN.	145
CONCLUSIONES.	147
RECOMENDACIONES.	149
BIBLIOGRAFÍA.	150

ANEXOS

TABLAS

TABLA N° 4.1: TABLA DE CLASIFICACIÓN CUALITATIVA.	
TABLA N° 4.2: TABLA DE CLASIFICACIÓN CUANTITATIVA.	
TABLA N° 4.3: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN BARTON 1974.	
TABLA N° 4.4: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN BARTÓN 1992.	
TABLA N° 4.5: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS.	
TABLA N° 4.6: TIEMPO AUTOSOORTE SEGÚN ÍNDICES Q Y RMR.	
TABLA N° 4.7: DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DEL EJEMPLO N° 01.	
TABLA N° 4.8: DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO N° 01.	
TABLA N° 4.9: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DEL EJEMPLO N° 01.	
TABLA N° 4.10: TABLA DE TIEMPO DE AUTOSOORTE DEL EJEMPLO N° 01.	
TABLA N° 4.11: DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DEL EJEMPLO N° 02.	
TABLA N° 4.12: DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO N° 02.	
TABLA N° 4.13: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DEL EJEMPLO N° 02.	
TABLA N° 4.14: TIEMPO DE AUTOSOORTE DEL EJEMPLO N° 02.	
TABLA N° 4.15: DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DEL EJEMPLO N° 03.	
TABLA N° 4.16: DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO N° 03.	
TABLA N° 4.17: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DEL EJEMPLO N° 03.	
TABLA N° 4.18: TIEMPO DE AUTOSOORTE DEL EJEMPLO N° 03.	
TABLA N° 4.19: SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI - LABORES DE EXPLOTACIÓN (2.5-4.5).	
TABLA N° 4.20: SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI - LABORES DE EXPLOTACIÓN (4.5-7.0).	
TABLA N° 4.21: SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI - LABORES DE EXPLOTACIÓN (> A 8m).	
TABLA N° 4.22: METODOLOGÍA DE APLICACIÓN DE LA TABLA GSI (Modificado)	

CUADROS

CUADRO N° 2.1: BLOQUES ELIMINADOS DE RESERVA POR PROBLEMAS DE ACCESO.	
CUADRO N° 2.2: BLOQUES ELIMINADOS POR PROBLEMAS METALÚRGICOS - BAJA LEY.	
CUADRO N° 2.3: RESUMEN FINAL RESERVAS ZONAS Y NIVELES DE EXTRACCIÓN.	
CUADRO N° 3.1: PROGRAMA DE PRODUCCIÓN MENSUAL.	
CUADRO N° 3.2: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-850, VETA LLACSACOCHA.	
CUADRO N° 3.3: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-850, VETA LLACSACOCHA.	
CUADRO N° 3.4: PORCENTAJE DE OPERACIÓN TAJEO R-850, VETA LLACSACOCHA.	
CUADRO N° 3.5: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-167, VETA YULY.	

CUADRO N° 3.6: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-167, VETA YULY.

CUADRO N° 3.7: PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-167, VETA YULY.

CUADRO N° 3.8: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-168, VETA PAOLA.

CUADRO N° 3.9: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-168, VETA PAOLA.

CUADRO N° 3.10: PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-168, VETA PAOLA.

CUADRO N° 3.11: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-7, VETA YULY.

CUADRO N° 3.12: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-7, YULY.

CUADRO N° 3.13: PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-7, VETA YULY.

CUADRO N° 3.14: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-7A, VETA YULY.

CUADRO N° 3.15: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-7A, YULY.

CUADRO N° 3.16: PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-7A, VETA YULY.

CUADRO N° 3.17: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-8, VETA CUATRO.

CUADRO N° 3.18: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-8, VETA CUATRO.

CUADRO N° 3.19: PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-8, VETA CUATRO.

CUADRO N° 3.20: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-19, VETA FASTIDIOSA.

CUADRO N° 3.21: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-19, VETA FASTIDIOSA.

CUADRO N° 3.22: PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-19, VETA FASTIDIOSA.

CUADRO N° 3.23: CRONOGRAMA DE MANTENIMIENTO PERFORADORAS EN ALQUILER.

CUADRO N° 3.24: CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS.

CUADRO N° 3.25: CARACTERÍSTICAS DE LOS ACCESORIOS.

CUADRO N° 3.26: PARÁMETROS INICIALES DEL PERFORACIÓN Y VOLADURA.

CUADRO N° 3.27: EQUIPOS LHD DE CÍA MINERA HUARÓN.

CUADRO N° 3.28: DISPONIBILIDAD MECÁNICA DE LOS EQUIPOS LHD.

CUADRO N° 3.29: WINCHES DE ARRASTRE USADOS EN HUARÓN.

CUADRO N° 3.30: CAPACIDAD DE ARRASTRE SEGÚN RASTRA.

CUADRO N° 3.31: UBICACIÓN DE WINCHES EN LA ZONA NORTE 600.

CUADRO N° 3.32: REPORTE DE RELLENO HIDRÁULICO.

CUADRO N° 3.33: COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN.

CUADRO N° 3.34: COSTO UNITARIO DE VOLADURA.

CUADRO N° 3.35: COSTO UNITARIO DE LIMPIEZA CON WINCHE Y SCOOP.

CUADRO N° 3.36: COSTO UNITARIO DE RELLENO HIDRÁULICO Y DETRÍTICO.

CUADRO N° 3.37: COSTO UNITARIO SOSTENIMIENTO SPLIT SET, CUADROS Y PUNTALES.

CUADRO N° 3.38: COSTOS OPERATIVOS PROMEDIOS TOTALES.

CUADRO N° 4.1: CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA O VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

CUADRO N° 4.2: ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (RQD).

CUADRO N° 4.3: NÚMERO DEL SISTEMA DE JUNTAS (Jn).

CUADRO N° 4.4: NÚMERO DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS (Jr).

CUADRO N° 4.5: NUMERO DE ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS (Ja).

CUADRO N° 4.6: FACTOR DE REDUCCIÓN POR PRESENCIA DE AGUA EN JUNTAS (Jw).

CUADRO N° 4.7: FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS (SRF).

CUADRO N° 4.8: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS.

CUADRO N° 4.9: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS CUADRO N°4.8.

CUADRO N° 4.10: TOMA DE TIEMPOS PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS TAJEO R-7A.

CUADRO N° 4.11: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS CUADRO N°4.10

CUADRO N° 4.12: TOMA DE TIEMPOS PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS TAJEO R-8V4.

CUADRO N° 4.13: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS CUADRO N°4.12

CUADRO N° 4.14: TOMA DE TIEMPOS PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS TAJEO R-19.

CUADRO N° 4.15: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS CUADRO N°4.14

CUADRO N° 4.16: TOMA DE TIEMPOS PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS TAJEO R-852.

CUADRO N° 4.17: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS CUADRO N°4.16

CUADRO N° 4.18: TOMA DE TIEMPOS PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS TAJEO R-850.

CUADRO N° 4.19: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS CUADRO N°4.18

CUADRO N° 4.20: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CUADRO N° 4.21: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CUADRO N° 4.22: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CUADRO N° 4.23: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CUADRO N° 4.24: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 65%

CUADRO N° 4.25: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 65%

CUADRO N° 4.26: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 65%

CUADRO N° 4.27: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 65%

CUADRO N° 4.28: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 45%

CUADRO N° 4.29: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 45%

CUADRO N° 4.30: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 45%

CUADRO N° 4.31: CALCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 45%

CUADRO N° 4.32: CÁLCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON EMULNOR 3000

CUADRO N° 4.33: CÁLCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON EMULNOR 3000

CUADRO N° 4.34: CÁLCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON EMULNOR 3000

CUADRO N° 4.35: CÁLCULO DE BURDEN- VOLADURA EN TAJEOS CON EMULNOR 3000

CUADRO N° 4.36: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS TAJEO R-8V4.

CUADRO N° 4.37: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS CUADRO N° 4.36.

CUADRO N° 4.38: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS TAJEO R-19

CUADRO N° 4.39: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS CUADRO N° 4.38.

CUADRO N° 4.40: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS TAJEO R-850.

CUADRO N° 4.41: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS CUADRO N° 4.40.

CUADRO N° 4.42: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS TAJEO R-7.

CUADRO N° 4.43: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS TAJEO R-7A.

CUADRO N° 4.44: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS TAJEO R-168.
CUADRO N° 4.45: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS CUADRO N° 4.44.
CUADRO N° 4.46: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS TAJEO R-167.
CUADRO N° 4.47: ANÁLISIS DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS CUADRO N° 4.46.
CUADRO N° 4.48: ESTANDARES DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA
TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600-OPTIMIZADO.
CUADRO N° 4.49: PRECIOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA TAJEOS
DE LA ZONA NORTE 600-OPTIMIZADO.
CUADRO N°4.50: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA CON WINCHE ELECTRICO.
CUADRO N°4.51: CONTROL DE TIEMPOS LIMPIEZA/ACARREO Y RESULTADOS.
CUADRO N°4.52: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL.
CUADRO N°4.53: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL.
CUADRO N°4.54: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL.
CUADRO N°4.55: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL.
CUADRO N° 4.56: CALCULO DE DISTANCIA ECONÓMICA EQUIPO SCOOP N° 15 Y 20.
CUADRO N°4.57: CALCULO DE DISTANCIA ECONÓMICA EQUIPO SCOOP N° 18E Y 19E.
CUADRO N°4.58: CALCULO DE DISTANCIA ECONÓMICA EQUIPO SCOOP ATLAS 2.5 Yd³.
CUADRO N°4.59: RESUMEN DEL ANALISIS DE LAS DISTANCIAS ECONÓMICAS DE LOS
EQUIPOS LHD-U.E.A. HUARÓN.
CUADRO N° 4.60: ESTANDARES DE SOSTENIMIENTO TAJEOS NORTE 600-OPTIMIZADO.
CUADRO N° 4.61: DISEÑO DE ABERTURAS SUBTERRÁNEAS SEGÚN GSI (modificado)
CUADRO N° 4.62: VALORES ESR PARA CADA TIPO DE LABOR
CUADRO N° 4.63: DISEÑO DE TAJEOS EN LA U.E.A. HUARÓN
CUADRO N° 4.64: EVALUACIÓN DEL CAMBIO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN
CUADRO N° 4.65: COSTOS UNITARIOS DE OPERACIÓN-TAJEOS NORTE 600-OPTIMIZADO
CUADRO N° 4.66: NÚMERO DE CORTES MENSUAL - TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600

FORMATOS

FORMATO N° 4.1: REPORTE DIARIO DE GEOMECÁNICA
FORMATO N° 4.2: DIVISIÓN DEL PLANO GEOMECÁNICO
FORMATO N° 4.3: REPORTE SEMANAL DE MAPEO GEOMECÁNICO
FORMATO N° 4.4: PLANO DE MAPEO GEOMECÁNICO

FIGURAS

FIGURA N° 1.1: UBICACIÓN Y ACCESO DE LA U.E.A. HUARÓN.
FIGURA N° 2.1: COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA U.E.A. HUARÓN.
FIGURA N° 2.2: SECCIÓN LONGITUDINAL DEL ANTICLINAL HUARÓN.
FIGURA N° 2.3: SECCIÓN TRANSVERSAL AL ANTICLINAL HUARÓN.

FIGURA Nº 2.4: PARAGÉNESIS DE LOS YACIMIENTOS MINERALES.

FIGURA Nº 2.5: PARAGÉNESIS DISTRITAL DE HUARÓN.

FIGURA Nº 2.6: ZONEAMIENTO U.E.A. HUARÓN.

FOTOS

FOTO Nº 1.1: MINA HUARÓN POSTERIOR A UN NEVADO

FOTO Nº 1.2: AEROGRAFÍA DEL YACIMIENTO MINERO HUARÓN

FOTO Nº 1.3: PLANTA DE TRATAMIENTO DE MINERALES

FOTO Nº 3.1: WINCHE MODELO B2F-211 DE 30 HP DE DOBLE TAMBOR

FOTO Nº 4.1: AEROGRAFÍA SECTOR L-2-21, DISTRITO DE HUAYLLAY

FOTO Nº 4.2: AEROGRAFÍA SECTOR L-2-24, UNIDAD HUARÓN

GRÁFICOS

GRÁFICO Nº 4.1: CONCENTRACIÓN DE ESFUERZOS EFECTO "ALA DE GAVIOTA"

GRÁFICO Nº 4.2: PROCESO DE NIVELACIÓN DE LA INTERSECCIÓN

GRÁFICO Nº 4.3: SEGUNDA FASE DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS

GRÁFICO Nº 4.4: DESAPARICIÓN DE CONCENTRACIÓN DE ESFUERZOS

GRÁFICO Nº 4.5: TAJEO NIVELADO, MENOR CONCENTRACIÓN DE ESFUERZOS

GRÁFICO Nº 4.6: MALLA DE PERFORACIÓN EN TAJEOS EN BREASTING.

GRÁFICO Nº 4.7: MALLA DE PERFORACIÓN Y SECUENCIA SALIDA TAJEOS EN UPPER.

GRÁFICO Nº 4.8: MALLA DE PERFORACIÓN EN TAJEOS PARA CONTROLAR CAJA TECHO.

PLANOS

PLANO Nº 01: PLANO TOPOGRÁFICO TAJEO R-7.

PLANO Nº 02: PLANO GEOMECÁNICO R-7.

PLANO Nº 03: PLANO TOPOGRÁFICO TAJEO R-8A.

PLANO Nº 04: PLANO GEOMECÁNICO R-8A.

PLANO Nº 05: PLANO TOPOGRÁFICO TAJEO R-8V4

PLANO Nº 06: PLANO GEOMECÁNICO R-8V4

PLANO Nº 07: PLANO TOPOGRÁFICO TAJEO R-15 Y R-19

PLANO Nº 08: PLANO GEOMECÁNICO R-19

PLANO Nº 09: PLANO TOPOGRÁFICO TAJEO R-167 Y R-168

PLANO Nº 10: PLANO GEOMECÁNICO R-168W

PLANO Nº 11: PLANO TOPOGRÁFICO TAJEO R-850

PLANO Nº 12: PLANO GEOMECÁNICO R-851

PLANO Nº 13: PLANO GEOMECÁNICO R-850

PLANO Nº 14: PLANO DE VENTILACIÓN R-850

PLANO Nº 15: PLANO GEOLÓGICO REGIONAL

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:

76° 25' 30" de longitud Oeste

11° 00' 45" de latitud Sur

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)

- 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

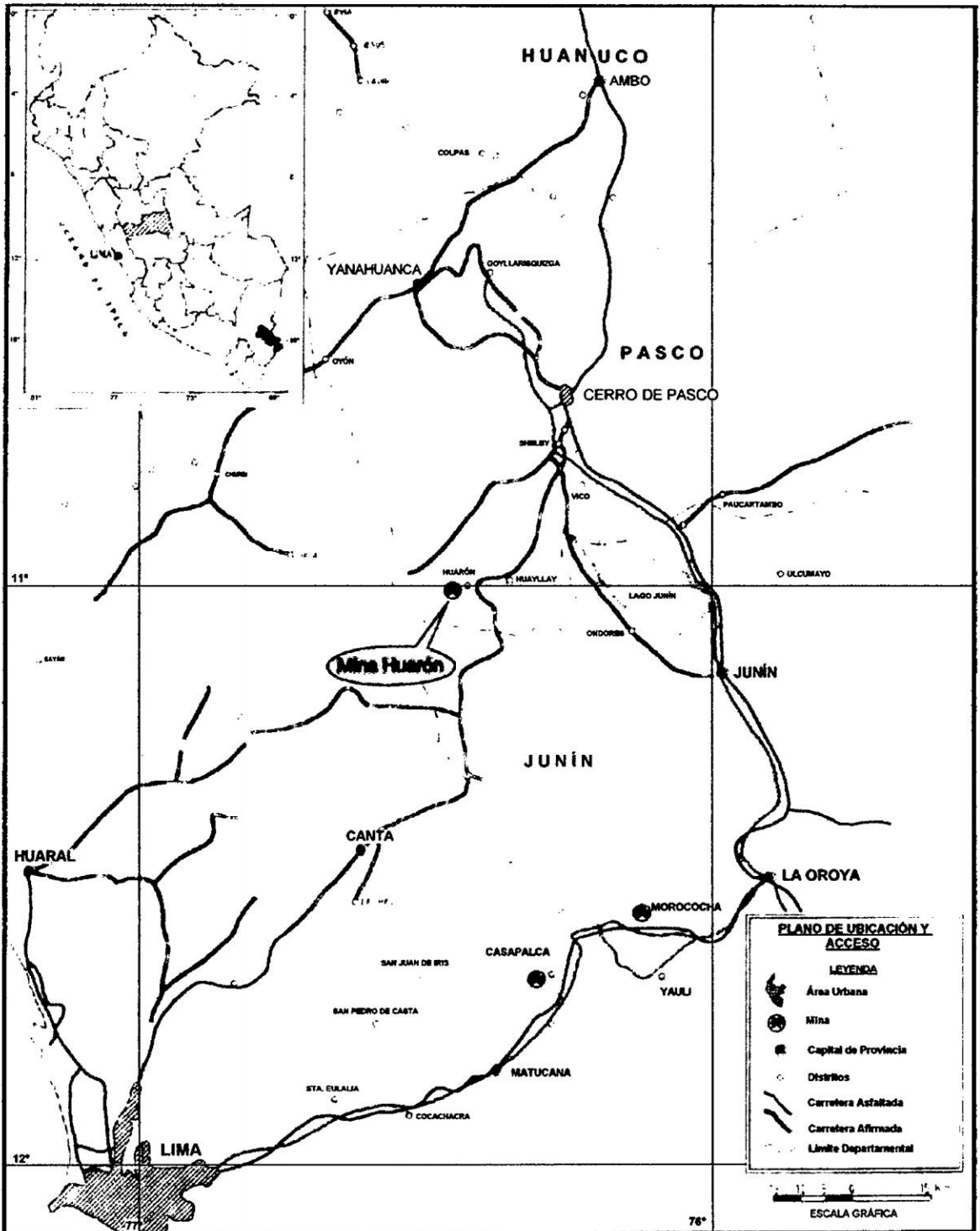
De donde se empalma por carretera afirmada hasta Huarón. Ver Figura N° 1.1.

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. Ver Foto N° 1.1.

1.3. TOPOGRAFÍA.

Cuenta con una topografía marcadamente accidentada por su ubicación en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes, donde



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

FECHA : JUNIO - 2007

ESCALA : 1/1 600 000

PROYECTO DE TESIS: EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN

TESISTA: Bach. NELL ORIUNDO YARANGA

FIGURA :

1.1

UBICACIÓN Y ACCESO DE LA U.E.A. HUARÓN

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, como se muestra en la Foto N° 1.2.

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 Penarroja 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 S.A. – Unidad Económica Administrativa Huarón.

1.5. RECURSOS.

1.5.1. RECURSOS DEL SUBSUELO.

El Departamento de Pasco, es la región minera más importante del país por los ingentes recursos mineros que posee, es así que en el área correspondiente a la U.E.A. Huarón podemos encontrar minerales como la plata, zinc, plomo y cobre que constituyen la riqueza ofrecida por la naturaleza.

1.5.2. RECURSOS DEL SUELO.

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, llamas, vicuñas, etc.

1.5.3. RECURSOS HÍDRICOS.

El recurso hídrico es utilizado con fines de consumo de la población agrícola, minera, piscícola e industrial; el que confronta los problemas de contaminación por descarga indiscriminada de aguas residuales, industriales y minerales.

El consumo de agua para la 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 inferiores.

1.5.4. RECURSOS HIDROBIOLÓGICOS.

Se destaca la presencia de importantes piscigranjas que hacen posible la crianza de truchas para el abastecimiento y consumo local y regional; además se promueve la crianza de ranas.

1.5.5. RECURSOS HUMANOS.

La fuerza laboral es uno de los recursos más importantes de la actividad minera, en la U.E.A. Huarón se destaca la presencia del factor humano proveniente de Cerro de Pasco, Huanuco, el distrito de Huayllay y zonas aledañas preferentemente como un convenio y compromiso que tiene la Empresa con las comunidades vecinas.

1.5.6. RECURSOS TURÍSTICOS.

Cuenta con un potencial de recursos turísticos destacando el Santuario Nacional de Huayllay "Bosque de Piedras", los Baños Termales de Calera, Laguna Llacsacocha, etc., que van a constituir una fuente de ingresos y visitas turísticas.

1.6. MÉTODOS DE TRABAJO.

Para el desarrollo del presente estudio de investigación primeramente se determinó los precios unitarios previos de cada una de las labores de explotación y de acuerdo a los estándares operativos de las actividades desarrolladas en mina y proporcionados por el SYSTAND (Sistema Informático de Estándares de la U.E.A. Huarón) para determinar los datos del último semestre del año 2006 y primer trimestre del 2007, y hacer el comparativo con los datos obtenidos en la presente investigación, que consta en su etapa inicial en el uso y aplicación de las tablas del Índice de

Resistencia Geológica (GSI) modificado, al mapeo geomecánico de las labores de explotación; luego se llevó a cabo el estudio de control de tiempos en las diferentes operaciones y labores de explotación a fin de determinar las eficiencias, disponibilidad mecánica de máquinas y equipos, distancia económica (equipos LHD) y otros parámetros como el cálculo del burden y espaciamiento en la perforación, secuencia de salida en la voladura, etc; que determinarán los puntos críticos a mejorar para que mediante el análisis del método descriptivo y la interpretación de los resultados obtenidos en el campo, se reflejen dichos resultados en un informe final para la obtención de resultados acorde a los objetivos del presente estudio.

En el levantamiento de los datos se realizó una capacitación general a todo el personal, sobre la aplicación y determinación de la clasificación del macizo rocoso de acuerdo a las tablas del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado, y el llenado de los formatos de Reporte Diario de Geomecánica, el Plano Geomecánico y determinar el tipo de sostenimiento; para la determinación del burden y espaciamiento de los taladros a perforar en las labores se considera el modelo matemático de Pearse, considerando además el algoritmo de Melvin Alonzo Cook que relaciona el porcentaje de taladro cargado y el porcentaje de taladro vacío, así como la presión de detonación del explosivo, para ello se toma la clasificación del macizo rocoso considerando los intervalos del RQD y la Resistencia a la Compresión obtenidos del Mapeo Geomecánico; en la limpieza se determinó las distancia económicas de los equipos LHD y otros parámetros como la granulometría obtenida.

Teniendo toda la información a la mano se procedió al análisis y procesamiento de estos para plasmarlos nuevamente en las actividades de operación mina y obtener los resultados esperados en los objetivos y su consecuente reducción de costos.

1.7. 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 2000 TMD, como se observa en la Foto N° 1.3, talleres de mantenimiento mecánico y eléctrico de maquinarias y equipos, mantenimiento de maquinas y herramientas, 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.

1.8. OBJETIVOS.

1.8.1. OBJETIVOS GENERALES.

- Reducir los costos unitarios de operación en la explotación de los tajeos de la zona Norte 600 de la U.E.A. Huarón, mediante la aplicación del Índice de Resistencia Geológico (GSI) modificado.

1.8.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.

- Utilizar correctamente el Índice de Resistencia Geológica (GSI), para determinar el tipo de roca, estructura y condiciones.
- Determinar el Burden y Espaciamiento en la perforación y determinar el tipo de explosivo a utilizar en la voladura de rocas
- Determinar el tipo de sostenimiento a utilizar y el tiempo de autoaporte de la roca.
- Seleccionar las máquinas y equipos a utilizar en la limpieza y/o acarreo de mineral.
- Obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas

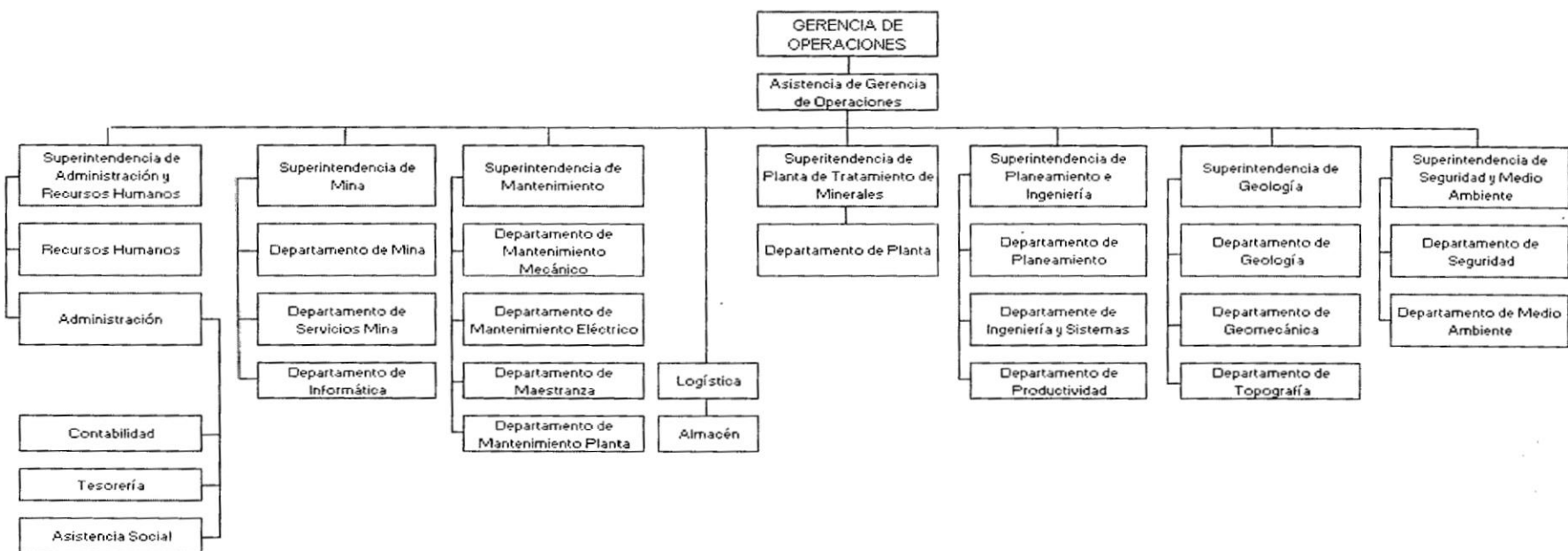
1.9. ORGANIZACIÓN.

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

LÁMINA N° 1: ORGANIGRAMA DE LA COMPAÑÍA MINERA HUARÓN



ORGANIZACIÓN JERÁRQUICA Y ADMINISTRATIVA DE LA EMPRESA PAN AMERICAN SILVER S.A.- MINA QUIRUVILCA - UNIDAD ECONÓMICA ADMINISTRATIVA HUARÓN



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE ADMINISTRACIÓN

CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

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 ó fósiles que se hallan preservados.

2.1.1.1. ROCAS SEDIMENTARIAS.

Se tienen las siguientes formaciones:

A. 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 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 Volcánico Huayllay.

B. 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:

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

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

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

Sedimentos calcáneos 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). Suprayace al Grupo Pucará mediante una discordancia angular, e infrayace a la formación Abigarrada también mediante una discordancia angular.

C. 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).

D. 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).

E. DEPÓSITOS RECIENTES.

(Cuaternario).

Generalmente son depósitos fluvioglaciares como morrenas, turbales y conos de escombros que cubren las partes bajas. (10m a 50m, las morrenas y 3m a 10m turbales).

2.1.2 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 intruyen la parte oriental del anticlinal con dirección E-W y N 85°W, distribuidos en una zona de 300 m de ancho adelgazándose hacia el 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). Figura N° 2.1.

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:

ERA	PERIODO	FORMACIÓN		CARACTERÍSTICAS
CENOZOICO	Cuaternario	Volcánicos Huayllay		Tobas Grises
	Terciario Superior	Serie Abigarrada Discordancia		Cherts Sevilla
	Terciario Inferior	CAPAS ROJAS (Casapalca)		Areniscas - Margas Lodolitas - Lutitas
	Cretácio Superior			Bernabé
MESOZOICO	Jurásico	Pucará	Discordancia	
	Triásico		Calizas	
	Pérmico	Mitu	Conglomerados Areniscas	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

FECHA : JUNIO - 2007

PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN

FIGURA N°:

TESISTA : Bach. NELL ORLANDO YARANGA

COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA U.E.A. HUARÓN

2.1

A. PLEGAMIENTOS.

Un anticlinal asimétrico, es la estructura principal con el flanco oriental de mayor buzamiento $50^\circ - 60^\circ$ E que el occidental ($35^\circ - 42^\circ$ W); el plano axial de orientación $N20^\circ-30^\circ$ 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 anticlinal de Huarón.

B. FALLAS Y FRACTURAS.

Los esfuerzos posteriores a la compresión e intrusión, debido al relajamiento de la 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° N, se localiza en las partes sur y media del distrito, tales como Andalucía, Restauradora, Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacrestón; 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", la más conocida falla pozo "D" Llacsacocha, con buzamiento sub vertical de Norte al Sur, Patrick y Veta 17.

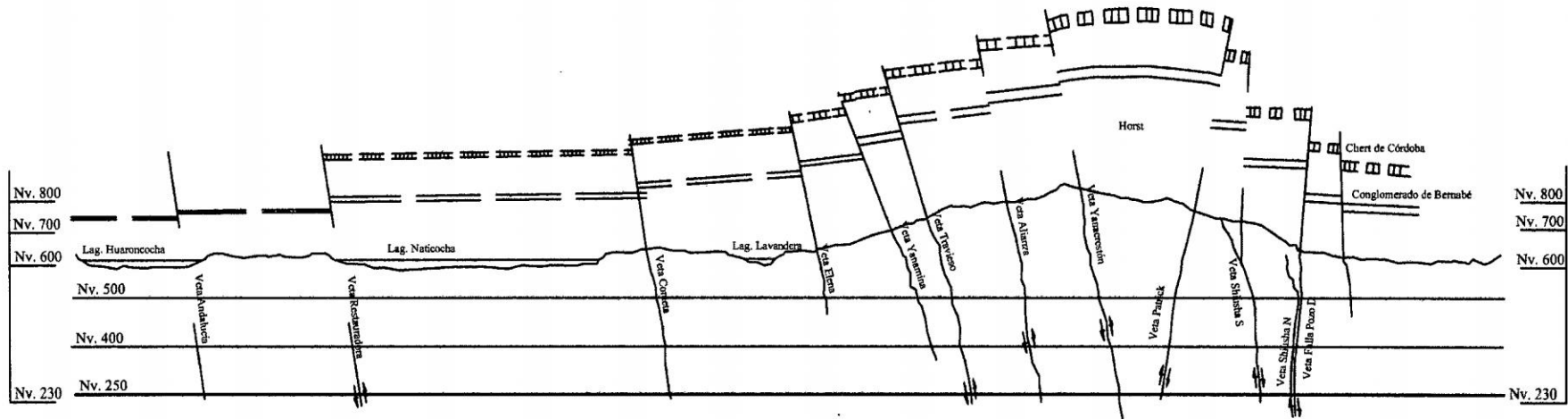
La estructura de mayor importancia es la falla pozo D en el flanco Nor-Oriental del anticlinal que desplaza a los cherts de Sevilla con un salto aproximado de 400 m.

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 fracturas y fallas fueron pre-mineralizadas; más el fracturamiento post mineral de menor magnitud en forma concordante a la pre-mineralización, que en su totalidad forman el horst de Huarón. Ver Figura N° 2.2; 2.3 y Plano N° 15.

S 9° E

N 9° W



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

FECHA : JUNIO - 2007

ESCALA : 1/20 000

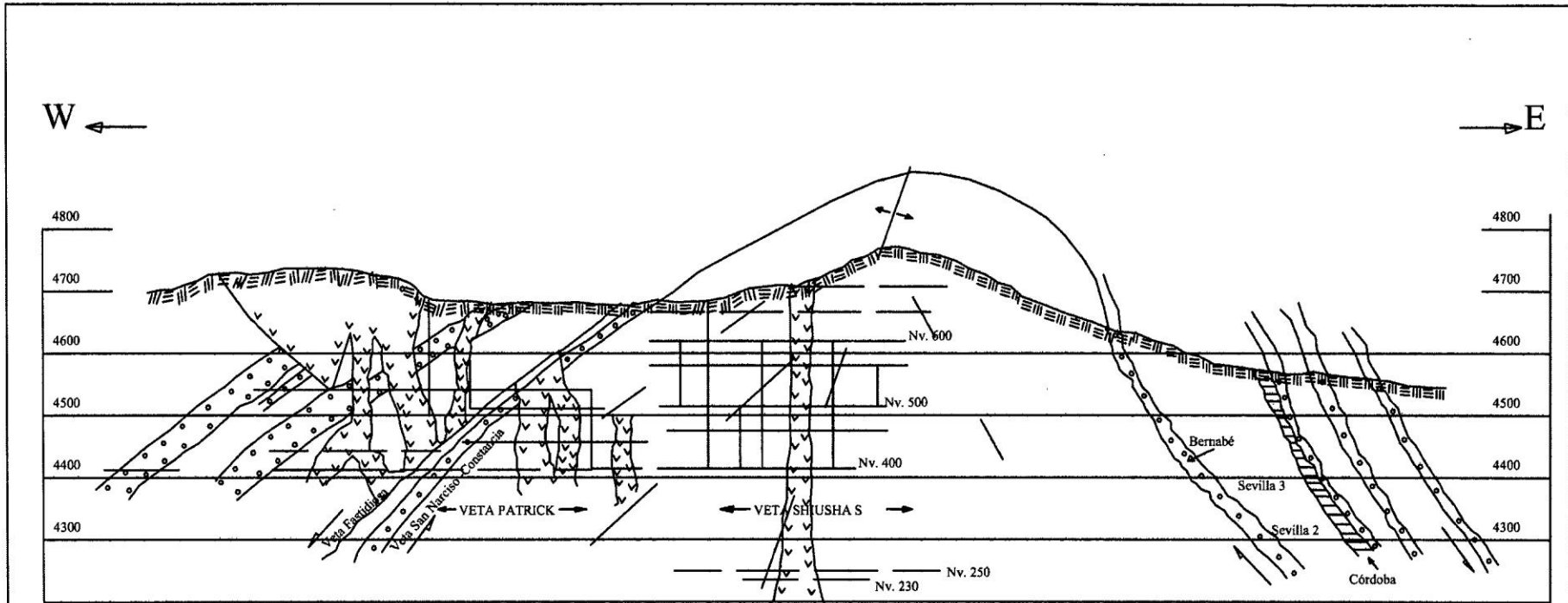
PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN

TESISTA : Bach. NELL ORIUNDO YARANGA

FIGURA N°:

SECCIÓN LONGITUDINAL A LO LARGO DEL ANTICLINAL DE HUARÓN

2.2



LEYENDA

-  CAPAS ROJAS
-  MARGAS - ARENISCAS
-  CONGLOMERADO
-  CHERT
-  INTRUSIVO



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN

TESISTA : Bach. NELL ORIUNDO YARANGA

SECCIÓN TRANSVERSAL AL ANTICLINAL DE HUARÓN

FECHA : JUNIO - 2007

ESCALA : 1/20 000

FIGURA N°:

2.3

2.3. GEOLOGÍA ECONÓMICA.

2.3.1. PARAGÉNESIS Y ZONEAMIENTO.

La paragénesis o secuencia deposicional 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 como se indica en las Figuras N° 2.4, 2.5 y 2.6.

El zoneamiento o secuencia deposicional 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:

2.3.1.1. ZONA CENTRAL.

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

	1er CICLO	2do CICLO	3er CICLO MINERALIZ.	4to CICLO
Veta Travieso	←————→			
Veta Alianza	←————→			
Veta Fastidiosa	←————→			
Veta Tapada	←————→			
Veta Cuatro		←————→		
Veta San Narciso		←————→		
Veta Yanacrestón		←————→		
Veta Patrick - Veta Diecisiete		←————→		
Veta Shiusha + Pozo D		←————→		
Bolsonadas (Sevilla + Bernabé)		←————→		
Veta Elena y Providencia		←————→		
Veta Santa Rita - Cometa		←————→	————→	
Veta Precaución, Restauradora y Andalucía			←————→	
Bolsonada Lourdes				←————→



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN

TESISTA : Bach. NELL ORIUNDO YARANGA

PARAGÉNESIS DE LOS YACIMIENTOS MINERALES

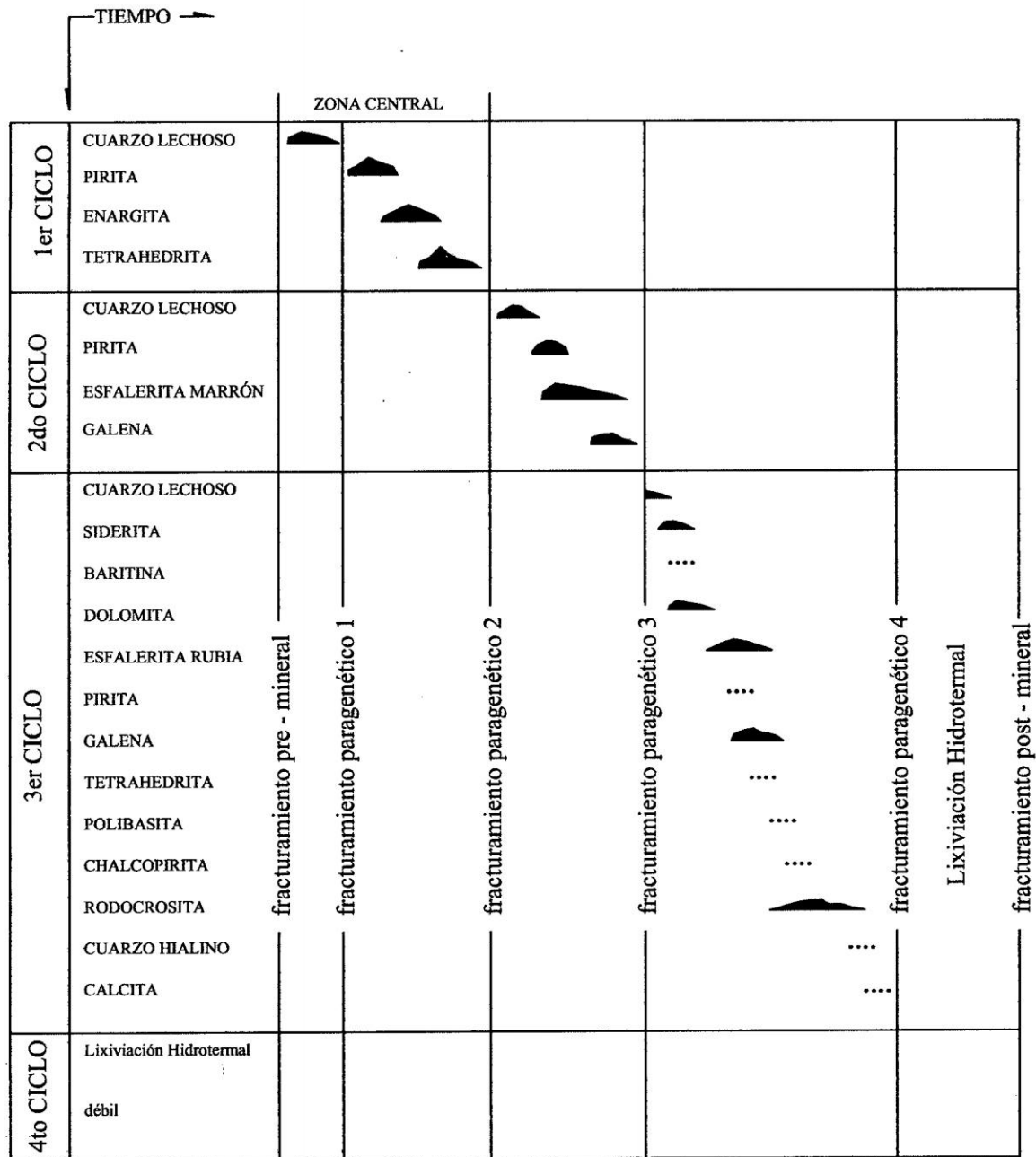
FECHA : JUNIO - 2007

ESCALA : 1/20 000

FIGURA N° :

2.4

PARAGÉNESIS MINERAL



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN

TESISTA : Bach. NELL ORIUNDO YARANGA

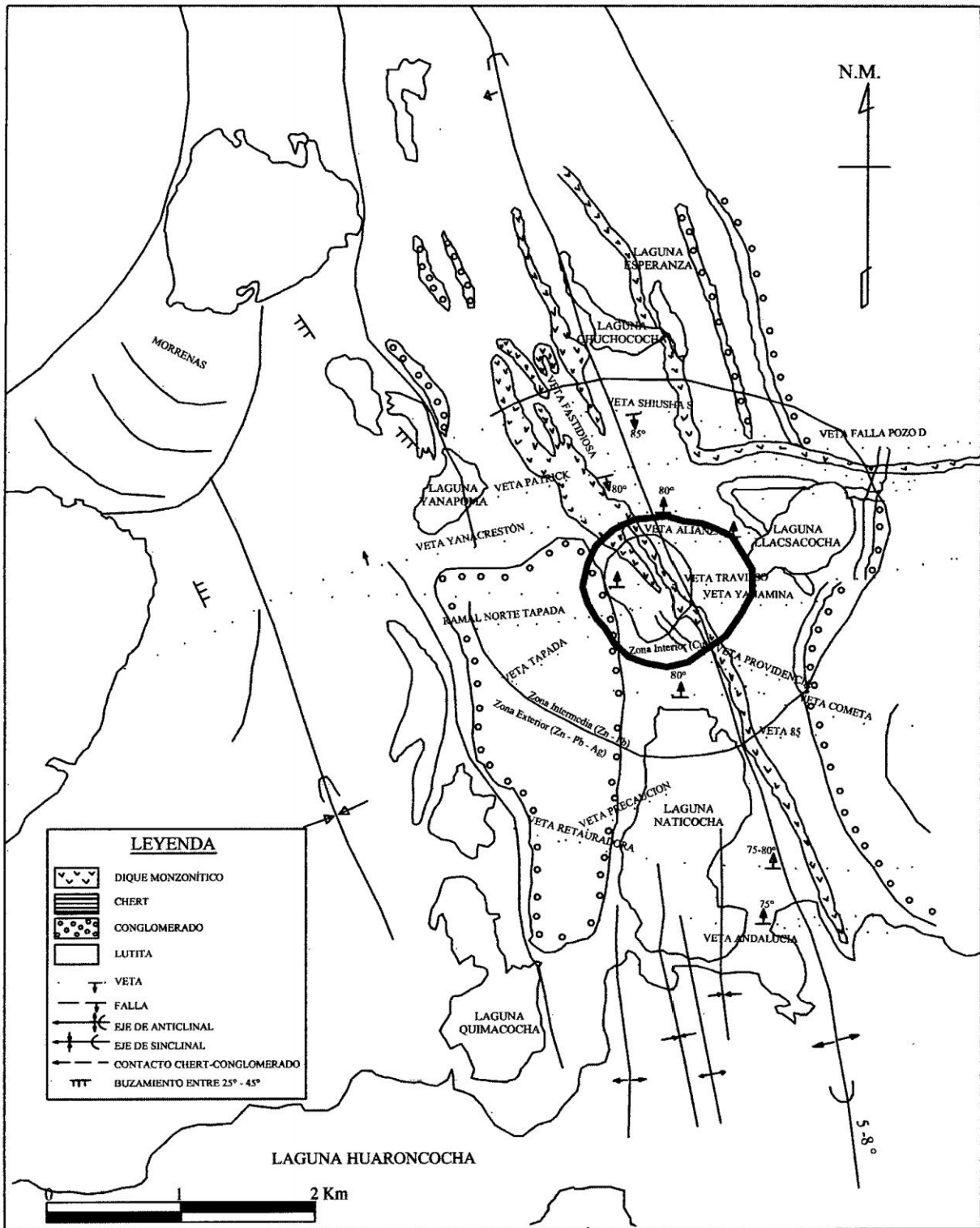
PARAGÉNESIS DISTRITAL DE HUARÓN


FECHA : JUNIO - 2007

ESCALA : 1/20 000

FIGURA N°:

2.5



	UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	FECHA : JUNIO - 2007
	PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN TESISISTA : Bach. NELL ORIUNDO YARANGA	FIGURA N°:
	ZONEAMIENTO U.E.A. HUARÓN	2.6

2.3.1.2. ZONA INTERMEDIA.

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

2.3.1.3. ZONA EXTERIOR.

Minerales de plomo algunas veces tetraedrita, galena, esfalerita, pirita (Patrick, Shiusha, Bolsonada Bernabé, 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: $\text{S}_4 \text{As Cu}_3$

Sulfuros

Esfalerita: SZn

Galena: SPb

Chalcopyrita: CuFeS_2

Pirita: S_2Fe

Estibina: S_3Sb_2

Óxidos

Rodonita: $(Mn, Ca) SiO_3$

Cuarzo: SiO_2

Calcita: $CaCO_3$

Casiterita: SnO_2

Otros

Wolframita: $(Fe, Mn) WO_4$

Siderita: $FeCO_3$

Rodocrosita: $MnCO_3$

2.3.2. MINERALIZACIÓN.

En el distrito de Huarón se han producido cuatro ciclos de mineralización:

2.3.2.1. 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 el cuarzo lechoso, pirita, enargita, y tetraedrita; las vetas que pertenece 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 total de precipitados minerales.

2.3.2.2. SEGUNDO CICLO.

Las pulsaciones tectónicas adicionales que aumentaron el movimiento hórstico, permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas existentes y formación de otras en forma adyacente, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a temperatura media en el orden siguiente: cuarzo lechoso, pirita, esfalerita marrón, galena; el tiempo de precipitación fue mas prolongado que el primer ciclo y de enfriamiento mas lento. A este ciclo pertenecen las vetas Santa Rita, Cometa, Providencia, Elena, parte este de Tapada, extremo oeste de Alianza, Veta Cuatro, Yanacrestón, Patrick, Veta 17, Shiusha, Veta Pozo D y Bolsonadas; constituyendo el 50 – 60 % del volumen total.

2.3.2.3. TERCER CICLO.

La reactivación tectónica en una época posterior, permitió que la parte central se elevara mas, las fracturas pre-existentes se alargaran, profundizaran en forma adicional y se formaran 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, tetrahedrita, 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 % del volumen total.

2.3.2.4. CUARTO CICLO.

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

2.3.3. MINERALOGÍA.

2.3.3.1. ENARGITA (AsS_4Cu_3).

De color negro oscuro, brillo metálico, de peso específico 4.4 se caracteriza por su exfoliación cuando cristaliza, también se encuentran en estado masivo, en algunos casos tiene un contenido mínimo de Zn y Fe. Se halla íntimamente asociada a la Tennantita, Tetraedrita, en ciertos casos con la Pirita, Cuarzo y otros Sulfoarseniuros y Sulfoantimoniuros.

2.3.3.2. TETRAHEDRITA (Sb_4S_{13}) (Cu, Fe, Zn, Ag)₁₂.

De color grisáceo a pardo, de peso específico 4.6, de brillo metálico a sub metálico, de raya negra, tiene cierto contenido de Hierro, Plata y Zinc que sustituyen al Cobre, se hallan asociado a la Enargita, Calcopirita y Pirita principalmente y otros Sulfoarseniuros y Sulfoantimoniuros.

2.3.3.3. CALCOPIRITA (CuFeS_2).

De color amarillo latón, se encuentra cristalizada o masiva, asociada a los minerales anteriores, se caracteriza por su brillo metálico.

2.3.3.4. GALENA (SPb).

De color gris plomizo de dureza 2.5 y de peso específico 7.4 a 7.6 de brillo metálico y raya gris. Generalmente se encuentra cristalizada, se caracteriza por su buena exfoliación y gran peso específico, se enriquece con valores de plata especialmente Galena tardía Argentífera que es de un color gris brillante.

2.3.3.5. ESFALERITA (SZn).

Llamada también Blenda, de dureza 3.5, peso específico entre 3.9 a 4.1 el color varía de castaño claro a castaño oscuro, pasando por marrón rojizo de brillo resinoso a metálico, raya blanca o amarilla, se halla cristalizada, se encuentra asociada principalmente a la Galena.

2.3.3.6. PIRITA (FeS₂).

De color amarillo pálido, es el mineral de ganga más abundante, cristalizado o masivo o en diseminaciones asociada a todos los minerales antes descritos.

2.3.3.7. CUARZO (SiO₂).

De color blanco transparente a ahumado, a veces en cristales piramidales formando Drusas, brillo vítreo y gran dureza, es abundante y se encuentra asociado a todos los minerales antes indicados.

2.3.3.8. CALCITA (CO₃Ca).

Se encuentra generalmente masiva, asociada a casi todos los minerales descritos, es de color blanquecino, brillo vítreo, ocasionalmente se enriquece con valores de Plata.

2.3.3.9. RODOCROSITA (MnCO₃).

De color rosado, de aspecto duro asociado al Cuarzo y Calcita preferentemente. Se encuentra íntimamente asociada a la Rodonita (MnSi₂) a la Calcita y demás minerales anteriormente descritos, se enriquece mucho más que la Calcita con valores de Plata por ser muy favorable para la precipitación de Sulfosales de Plata (Proustita, Pirargirita, Estefanía, Polibasita y otras).

2.3.4. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

Estudios con microsonda electrónica sobre los minerales con plata demuestran que:

- 62% de Ag esta en Tetraedrita (Cu_3SbS_3)
- 15% de Ag esta en Galena Antimoniada
- 06% de Ag esta en Tenantita (Cu_3AsS_3)
- 06% de Ag esta en Blenda (SZn)
- 11% de Ag esta en pirita y otros minerales

2.3.5. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

El yacimiento polimetálico de la Unidad Huarón está formado principalmente por tres tipos de estructuras mineralizadas, que se encuentran ubicados dentro de un anticlinal asimétrico con eje N – S, habiendo sufrido diferentes etapas de compresión, distensión e intrusiones de diques ácidos, estructuras que mencionamos a continuación:

2.3.5.1. VETAS.

En fallas o fracturas mineralizadas posteriormente con minerales de mena y ganga predominando la longitud

horizontal sobre la vertical, variando en potencia en unos centímetros, hasta algunos metros. Ejemplo; Alianza, Yanacrestón, Veta Cuatro, Travieso, Cometa, etc.

2.3.5.2. VETAS – MANTO.

Vetas estratiformes, siguen el buzamiento de las capas sedimentarias de la Formación Casapalca inferior y superior ejemplo: Caprichosa, Fastidiosa, Surprise, Santa Rita, San Narciso, Ramal Caprichosa, vetas trampa del contacto conglomerado-marga San Pedro, Paola, etc.

2.3.5.3. BOLSONADAS.

Son concentraciones de mineral hipógeno en cuerpos de forma irregular, emplazados principalmente en conglomerados y cherts por reemplazamiento, ejemplo: Sevilla, Córdova, Lourdes, Impacto 15, Bolsonada 51, etc.

2.3.6. RESERVAS MINERALES.

En la Unidad Económica Administrativa Huarón, la reserva de las estructuras mineralizadas se encuentra en profundización, existiendo también estructuras de recuperación en las zonas que fueron explotadas en las gestiones anteriores y que dado el precio de

los metales calificaron como mineral económicamente explotable y otras de reciente exploración en los niveles superiores dada la antigüedad de la mina, con leyes promedio de 189 gr/TM de Ag, 0.32% Cu, 1.58% Pb y 3.11%Zn.

2.4. RESUMEN DE RESERVAS.

Para proceder a la evaluación final de las reservas ha sido necesario el análisis de costos y estándares operativos de la mina Huarón y de acuerdo con la Ley Cut Off de 23.35 US\$/TM ó Ley de Corte de Mineral de 163.30 gr/TM de Ag, manteniendo los valores mínimos de 0.20% Cu, 1.10% Pb y 2.70% Zn; realizar un resumen final de reservas como se muestran en los Cuadros N° 2.1, 2.2 y 2.3.

CUADRO N° 2.1 : BLOQUES ELIMINADOS DE LA RESERVA POR PROBLEMAS DE ACCESO

ZONAS	RANGO NIVEL	TRANSPORTE	NIVEL	VETA	Block	Toneladas diluidas	Pb % (promedio)	Zn % (promedio)	Cu % (promedio)	Ag gr (promedio)	Ancho min (promedio)	VPT \$
OTROS	[250-450>	INESTABLE	250	JUANITA	9	4,695.00	0.58	1.09	2.58	396.20	1.97	66.23
OTROS	[250-450>	INESTABLE	250	JUANITA	306	3,515.00	0.58	1.09	2.58	396.54	1.97	66.28
OTROS	[250-450>	INESTABLE	250	ROXANA	301	9,305.00	0.33	0.77	1.69	238.39	1.52	40.97
SUB-TOTAL NIVEL 250						17,515.00	0.45	0.92	2.11	312.43	1.73	52.82
OTROS	[250-450>	COMETA	260	COMETA	9	3,500.00	4.80	5.92	0.28	160.00	2.23	49.33
OTROS	[250-450>	COMETA	260	COMETA	10	12,700.00	6.80	5.81	0.16	232.00	1.61	60.14
OTROS	[250-450>	COMETA	260	COMETA	11	3,900.00	7.34	5.28	0.00	256.00	1.90	61.14
SUB-TOTAL NIVEL 260						20,100.00	6.56	5.73	0.15	224.12	1.77	58.45
OTROS	[250-450>	OTROS	280	JIMENA	7	15,120.00	4.94	5.54	0.09	307.73	1.61	64.88
SUB-TOTAL NIVEL 280						15,120.00	4.94	5.54	0.09	307.73	1.61	64.88
OTROS	[250-450>	INACCESIBLE	300	KATIE	1	1,680.00	4.17	2.03	0.11	314.62	1.01	52.21
OTROS	[250-450>	INACCESIBLE	300	KATIE	300	1,250.00	4.19	2.04	0.11	316.03	1.01	52.44
OTROS	[250-450>	INESTABLE	300	JUANITA	7	5,785.00	0.58	1.09	2.58	396.49	1.97	66.27
OTROS	[250-450>	INESTABLE	300	JUANITA	8	3,175.00	0.50	1.15	2.92	311.72	1.25	58.05
OTROS	[250-450>	OTROS	300	POZO D	700	78,624.00	2.45	2.73	0.09	195.94	3.60	37.55
SUB-TOTAL NIVEL 300						90,514.00	2.32	2.55	0.35	216.68	3.33	40.59
OTROS	[250-450>	COMETA	310	COMETA	8	5,400.00	2.56	3.32	0.00	130.00	0.74	31.43
SUB-TOTAL NIVEL 310						5,400.00	2.56	3.32	0.00	130.00	0.74	31.43
OTROS	[250-450>	INESTABLE	340	ROXANA	1	4,900.00	0.53	0.88	2.51	306.52	1.53	54.30
OTROS	[250-450>	INESTABLE	340	ROXANA	300	1,190.00	0.47	0.80	2.51	306.76	1.53	53.97
OTROS	[250-450>	OTROS	340	MARTIN RAMA	1	17,800.00	2.54	5.10	0.00	186.97	1.38	44.50
SUB-TOTAL NIVEL 340						23,890.00	2.02	4.02	0.64	217.46	1.42	46.98
OTROS	[250-450>	OTROS	350	MARTIN	3	4,595.00	5.37	6.35	0.00	310.70	1.16	68.30
SUB-TOTAL NIVEL 350						4,595.00	5.37	6.35	0.00	310.70	1.16	68.30
OTROS	[250-450>	COMETA	370	COMETA	7	19,300.00	3.11	3.28	0.00	186.00	0.64	42.52
OTROS	[250-450>	OTROS	370	SORPRESA	2	14,315.00	0.81	2.00	0.56	224.29	1.96	38.28
SUB-TOTAL NIVEL 370						33,615.00	2.13	2.73	0.24	202.31	1.20	40.71
OTROS	[250-450>	COMETA	400	COMETA	301	3,500.00	4.91	3.85	0.14	292.00	0.70	57.25
OTROS	[250-450>	PRUEBA METALURGICA	400	ALIANZA	11	25,680.00	1.30	3.70	0.87	130.80	2.38	35.59
SUB-TOTAL NIVEL 400						29,180.00	1.73	3.72	0.79	150.13	2.18	38.18
OTROS	[250-450>	COMETA	410	COMETA	6	4,600.00	4.91	3.85	0.14	292.00	0.70	57.25
SUB-TOTAL NIVEL 410						4,600.00	4.91	3.85	0.14	292.00	0.70	57.25
OTROS	[250-450>	OTROS	420	RAMAL CUATF	27	4,995.00	2.91	2.60	0.03	174.10	1.57	34.89
OTROS	[250-450>	OTROS	420	RAMAL CUATF	322	4,175.00	2.90	2.60	0.03	173.90	1.57	34.85
OTROS	[250-450>	TAPADA	420	TAPADA	22	4,230.00	1.45	2.03	0.39	205.10	1.44	36.17
SUB-TOTAL NIVEL 420						13,400.00	2.45	2.42	0.14	183.83	1.53	35.28
OTROS	[450-500>	OTROS	450	SAN PEDRO	6	21,755.00	5.54	6.62	0.09	299.34	2.28	68.67
OTROS	[450-500>	OTROS	450	SAN PEDRO	7	19,565.00	2.84	2.39	0.05	170.13	3.47	33.67
OTROS	[450-500>	OTROS	450	SAN PEDRO	8	12,260.00	2.84	2.39	0.05	170.14	3.47	33.67
OTROS	[450-500>	PRUEBA METALURGICA	450	ALIANZA	10	12,880.00	0.58	2.79	0.82	153.97	3.56	33.67
SUB-TOTAL NIVEL 450						66,460.00	3.29	3.85	0.21	209.30	3.10	45.13
TOTAL						324,389.00	2.80	3.38	0.42	217.22	2.37	44.94

FUENTE: ÁREA DE GEOLOGÍA

CUADRO 2.2 : BLOQUES ELIMINADOS POR PROBLEMAS METALURGICOS Y DE BAJA LEY

ZONAS	NIVEL.	VETA	Block	Toneladas diluidas	Pb % (prom.)	Zn % (prom.)	Cu % (prom.)	Ag gr (prom.)	Ancho min (prom.)	VPT \$	Costo Total
LLACSACOCCHA	370	BARNABE	700	14,170	2.18	3.54	0.16	110.28	1.55	30.11	36.93
LLACSACOCCHA	460	BARNABE	4	17,565	2.00	3.40	0.00	98.95	2.01	27.09	36.93
MINA 500 NORTE	625	VETA 08	11	4,700	2.01	2.93	0.14	155.20	0.97	32.91	36.93
MINA 500 NORTE	625	VETA 08	303	3,500	2.01	2.93	0.14	155.20	0.97	32.91	36.93
MINA NORTE ANTIGUA	350	ALIANZA	701	36,700	0.49	1.84	1.88	152.00	2.10	35.69	40.87
MINA NORTE ANTIGUA	450	ALIANZA	33	4,475	0.47	2.44	0.91	127.71	1.51	27.14	40.87
MINA NORTE ANTIGUA	450	CONSTANCIA	705	15,230	1.43	3.73	0.00	130.21	1.24	31.09	40.87
MINA NORTE ANTIGUA	450	CONSTANCIA	706	15,335	2.25	4.43	0.02	113.40	1.70	32.94	40.87
MINA NORTE ANTIGUA	450	SAN PEDRO	8	12,260	2.84	2.39	0.05	170.14	3.47	33.67	40.87
TOTAL				123,935							

FUENTE: AREA DE GEOLOGÍA

CUADRO N° 2.3: RESUMEN FINAL DE RESERVAS POR ZONAS Y NIVELES PRINCIPALES DE EXTRACCION

ZONA/NIVEL	Toneladas dilatadas	Pb % (promedio)	Zn % (promedio)	Cu % (promedio)	Ag gr (promedio)	Ancho min (promedio)	VPT \$	Costo de Minado	Costo Operativo	Costo Administ	Costo Total
LLACASACOCCHA	920.904	1.76	3.68	0.32	218.77	2.47	43.37	20.03	11.65	5.26	36.93
250	286,079	1.78	3.86	0.28	230.66	2.34	45.96	20.03	11.65	5.25	36.93
320	130,945	1.36	3.89	0.36	241.67	2.22	46.81	20.03	11.65	5.25	36.93
350	181,340	2.83	2.89	0.20	222.39	3.31	42.49	20.03	11.65	5.25	36.93
370	22,870	2.93	4.43	0.23	123.84	1.82	36.22	20.03	11.65	5.25	36.93
400	40,260	0.89	3.27	0.51	248.67	2.20	45.52	20.03	11.65	5.25	36.93
410	100,450	0.85	3.38	0.51	193.03	2.39	39.21	20.03	11.65	5.25	36.93
450	102,210	0.85	3.12	0.46	205.47	2.52	39.54	20.03	11.65	5.25	36.93
460	17,665	2.00	3.40	0.00	96.85	2.91	27.09	20.03	11.65	5.25	36.93
485	39,185	2.74	4.46	0.13	217.87	1.63	46.97	20.03	11.65	5.25	36.93
MINA 500 NORTE	2,214.810	2.07	3.99	0.22	221.27	1.87	41.83	20.03	11.65	5.26	36.93
500	884,785	1.86	3.76	0.16	206.82	1.81	39.79	20.03	11.65	5.25	36.93
510	45,045	2.45	4.83	0.25	189.96	1.41	41.55	20.03	11.65	5.25	36.93
550	96,885	2.64	4.41	0.10	253.53	1.88	46.88	20.03	11.65	5.25	36.93
560	222,050	1.83	4.23	0.48	211.83	1.86	42.83	20.03	11.65	5.25	36.93
580	27,420	2.87	4.23	0.16	251.88	1.98	46.89	20.03	11.65	5.25	36.93
600	479,860	2.16	4.11	0.22	227.80	1.85	42.82	20.03	11.65	5.25	36.93
810	114,840	2.05	3.09	0.37	278.08	2.10	46.94	20.03	11.65	5.25	36.93
820	94,085	1.83	3.81	0.35	230.30	1.75	42.58	20.03	11.65	5.25	36.93
825	8,200	2.01	2.93	0.14	155.20	0.97	32.91	20.03	11.65	5.25	36.93
830	26,155	1.81	3.72	0.11	181.30	1.71	36.48	20.03	11.65	5.25	36.93
840	16,780	3.25	6.25	0.08	284.73	2.16	51.33	20.03	11.65	5.25	36.93
850	64,890	2.50	4.11	0.33	288.50	2.05	49.01	20.03	11.65	5.25	36.93
700	119,510	2.81	5.08	0.07	209.39	2.39	43.45	20.03	11.65	5.25	36.93
710	14,395	2.10	3.39	0.10	277.48	1.87	46.48	20.03	11.65	5.25	36.93
MINA NORTE ANTIGUA	1,604.455	2.68	4.07	0.36	228.91	1.74	47.84	23.87	11.65	5.25	40.87
250	652,905	2.82	3.53	0.42	253.47	1.65	49.64	23.87	11.65	5.25	40.87
280	75,530	3.55	5.11	0.07	274.14	1.77	56.99	23.87	11.65	5.25	40.87
290	13,715	0.80	1.82	1.16	278.08	1.00	48.41	23.87	11.65	5.25	40.87
300	178,855	3.38	3.82	0.34	270.15	1.98	52.58	23.87	11.65	5.25	40.87
310	5,545	3.80	6.12	0.10	278.05	0.95	61.07	23.87	11.65	5.25	40.87
330	30,485	2.85	4.45	0.19	222.14	1.32	47.57	23.87	11.65	5.25	40.87
340	252,435	2.71	4.56	0.47	215.04	1.96	48.77	23.87	11.65	5.25	40.87
350	42,785	0.72	2.10	1.63	158.30	1.90	36.38	23.87	11.65	5.25	40.87
375	84,200	1.46	4.01	0.20	216.82	1.52	43.58	23.87	11.65	5.25	40.87
400	90,270	2.31	5.87	0.15	176.22	1.88	45.89	23.87	11.65	5.25	40.87
420	120,530	3.20	4.77	0.05	195.15	2.01	45.87	23.87	11.65	5.25	40.87
450	146,320	2.11	4.20	0.19	189.73	1.65	38.84	23.87	11.65	5.25	40.87
MINA NORTE NUEVA	1,348.984	2.64	4.77	0.21	195.83	1.80	44.14	20.03	11.65	5.26	36.93
250	122,015	3.37	5.09	0.11	193.98	2.01	47.23	20.03	11.65	5.25	36.93
280	32,490	2.99	4.27	0.09	207.88	1.84	45.27	20.03	11.65	5.25	36.93
330	126,069	2.85	4.24	0.05	192.19	2.75	41.80	20.03	11.65	5.25	36.93
340	54,440	1.81	5.01	0.70	175.11	2.16	45.38	20.03	11.65	5.25	36.93
350	62,810	2.85	8.42	0.05	158.74	1.55	46.04	20.03	11.65	5.25	36.93
370	0	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	20.03	11.65	5.25	36.93
400	305,180	2.00	5.06	0.25	168.16	1.78	41.27	20.03	11.65	5.25	36.93
420	17,820	2.37	3.00	0.05	196.19	1.87	38.19	20.03	11.65	5.25	36.93
450	626,170	2.58	4.56	0.24	199.08	1.79	45.27	20.03	11.65	5.25	36.93
SUR ANTIGUA 500 UP	582.835	1.51	3.19	0.40	238.71	1.78	44.14	18.29	11.65	5.25	35.18
500	174,005	1.85	3.18	0.33	232.35	1.38	43.46	18.29	11.65	5.25	35.18
530	110,340	0.84	2.22	0.45	234.60	2.10	39.90	18.29	11.65	5.25	35.18
550	57,490	1.89	3.81	0.18	223.91	1.84	44.49	18.29	11.65	5.25	35.18
580	41,780	3.57	8.76	0.00	211.77	1.21	55.01	18.29	11.65	5.25	35.18
585	49,770	1.00	2.79	0.91	310.59	1.89	53.83	18.29	11.65	5.25	35.18
600	97,560	1.30	3.10	0.19	226.14	1.88	41.18	18.29	11.65	5.25	35.18
700	31,700	0.63	1.81	1.33	240.54	2.87	41.86	18.29	11.65	5.25	35.18
SUR ANTIGUA 320-500	701.140	1.80	2.84	0.75	253.34	1.75	47.03	20.03	11.65	5.26	36.93
320	237,980	1.37	2.84	1.24	292.80	1.81	53.29	20.03	11.65	5.25	36.93
370	96,110	1.47	2.85	0.54	224.85	1.84	42.85	20.03	11.65	5.25	36.93
420	281,630	1.78	2.88	0.40	228.78	1.90	42.88	20.03	11.65	5.25	36.93
450	87,885	1.03	2.33	0.98	284.12	2.11	46.84	20.03	11.65	5.25	36.93
470	37,675	3.18	4.55	0.23	222.13	1.45	48.05	20.03	11.65	5.25	36.93
SUR ANTIGUA 250-320	378.005	1.59	3.14	0.85	259.14	2.01	49.84	20.03	11.65	5.26	36.93
250	239,045	1.74	3.32	0.89	224.81	2.08	45.20	20.03	11.65	5.25	36.93
280	116,610	0.93	2.29	1.59	316.51	1.98	56.12	20.03	11.65	5.25	36.93
270	2,166	2.30	4.20	0.76	300.88	2.08	68.70	20.03	11.65	5.25	36.93
280	21,185	3.51	5.72	0.28	328.70	1.38	66.74	20.03	11.65	5.25	36.93
SUR NUEVA 500 UP	889.505	3.48	4.72	0.11	184.88	1.87	44.41	18.29	11.65	5.25	35.18
500	209,040	4.29	5.63	0.12	177.85	1.42	48.75	18.29	11.65	5.25	35.18
510	45,500	1.88	0.82	0.21	286.12	1.18	38.90	18.29	11.65	5.25	35.18
540	76,840	3.29	4.89	0.70	198.16	2.34	39.80	18.29	11.65	5.25	35.18
550	134,230	3.48	4.08	0.18	178.54	1.50	42.35	18.29	11.65	5.25	35.18
570	10,800	4.13	6.11	0.00	204.67	0.61	52.76	18.29	11.65	5.25	35.18
580	25,770	4.07	6.12	0.00	187.88	2.03	50.71	18.29	11.65	5.25	35.18
600	80,400	2.44	2.85	0.07	180.53	2.10	36.36	18.29	11.65	5.25	35.18
610	80,515	4.83	4.77	0.09	243.08	1.49	64.42	18.29	11.65	5.25	35.18
650	15,825	1.18	2.72	0.09	200.68	1.98	36.01	18.29	11.65	5.25	35.18
680	111,850	2.86	2.82	0.07	182.32	2.05	38.36	18.29	11.65	5.25	35.18
690	20,850	7.13	7.93	0.00	186.74	1.24	61.83	18.29	11.65	5.25	35.18
700	21,105	1.18	2.72	0.09	230.68	1.89	38.90	18.29	11.65	5.25	35.18
720	68,080	2.19	3.21	0.09	270.89	1.42	47.83	18.29	11.65	5.25	35.18
MINA SUR NUEVA 250-5	621.550	3.82	4.97	0.12	185.38	1.47	46.23	20.03	11.65	5.26	36.93
300	134,725	2.99	4.88	0.12	144.88	1.89	40.38	20.03	11.65	5.25	36.93
320	10,830	2.05	3.31	0.64	171.96	1.58	39.05	20.03	11.65	5.25	36.93
370	8,140	2.05	3.31	0.64	172.01	1.58	39.06	20.03	11.65	5.25	36.93
460	80,310	2.14	2.41	0.21	217.98	1.48	39.18	20.03	11.65	5.25	36.93
420	112,335	4.88	5.88	0.00	195.48	1.20					

CAPITULO III

MINERÍA

3.1. SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN.

La Compañía Minera Pan American Silver S.A., Mina Quiruvilca, U.E.A. Huarón, viene explotando sus labores bajo el sistema de Corte y Relleno Ascendente Convencional y Mecanizado.

En el Sistema Convencional, la explotación se realiza accediendo a las vetas en el nivel principal mediante dos cruceros y ejecutando primeramente el subnivel, paralelamente a ello se ejecuta por uno de los cruceros en estéril una chimenea camino para acceder al tajeo en los siguientes cortes y ejecutando por el segundo crucero el anillado que servirá como ore pass mientras dure la explotación del block, Ver Plano N° 01.

El sistema mecanizado se realiza, ejecutando rampas de desarrollo en estéril con una gradiente de 14% y 15% y con una altura de paso de 20 m., para luego ejecutar cruceros de acceso a la veta; previamente en el nivel principal se accede al yacimiento mediante un crucero, para ejecutar el subnivel correspondiente y empezar a realizar el realce del tajeo como se muestran en el Plano N° 11.

La perforación en labores de explotación es en upper y breasting, la voladura es con el agente de Voladura examón P(ANFO), semexsa 45% y 65%, y accesorios fanel de periodo corto, la limpieza es con equipos LHD Scoop de diferentes capacidades en tajeos de potencia mayor a 2m y winches eléctricos y scrapper en tajeos de potencia menor a 2m, el sostenimiento en labores de explotación es con split set, split set y malla, cuadros de madera, puntales de seguridad y puntales en línea y tablas como guardacabeza, el transporte de mineral hacia la planta de tratamiento se lleva a cabo en volquetes de 25 a 35 TM y sobre rieles con locomotoras trolley y baterías.

3.2. ZONAS DE EXPLOTACION.

La Unidad Económica Administrativa Huarón, cuenta con cinco zonas de explotación, cuyos aportes constituyen la producción total de la unidad, como son:

3.2.1. SATÉLITE (YANAMINA Y SANTA RITA).

Zona constituida por las secciones: Yanamina, accesible a través de una rampa principal, desde el nivel 600 hasta el nivel 500 con proyecto de profundización, cuenta con labores subterráneas para la explotación de vetas (Tajeos R 108, R 105, R 34, R 18, etc.) y la Sección Santa Rita que cuenta con labores de explotación superficial en áreas colindantes con la mina vecina Chungar-Animón, y cuyo aporte es de volumen.

3.2.2. NORTE 600 (SAPO Y SAPITO).

Zona que cuenta con 6 labores de explotación con estructuras mineralizadas de potencias variables que oscilan entre 0.60 m hasta los 15 m.(Tajeos R19, R 8V4, R 7, R 167, R 168 y R 850), actualmente es la zona de mayor aporte de mineral; cuenta con dos sistemas de transporte de minerales, el transporte en volquetes a través del acceso principal bocamina Nv. 600 (Sapo) y por rieles del Nv. 600 a través del echadero de mineral OP 80 hasta el Nv. 500 donde es extraído por locomotoras Trolley y Baterías hasta la planta de tratamiento.

3.2.3. NORTE 500.

Accesible a través de una rampa negativa desde el Nv. 600, y bocamina de un crucero principal ubicado en a 100 m. de la planta de tratamiento, cuenta con 2 labores de explotación (Tajeos R 14 y R 15), su extracción es netamente con locomotoras Trolley y a Baterías.

3.2.4. NORTE.

Zona accesible a través de la rampa principal negativa Cosmos, realizan la explotación en los niveles inferiores (Nv. 340 y Nv. 250), con vetas angostas y trabajos de profundización, que constituyen la reserva futura de la mina.

3.2.5. SUR.

Accesible a través de la rampa principal negativa Cosmos, cuya explotación de vetas angostas de recuperación en los niveles inferiores (Nv. 420, Nv.340 y Nv. 250) hacen de la zona de menor aporte de mineral y que al igual de la zona Norte cuentan con un sistema de transporte de extracción de minerales con volquetes de 30 TM a través de la Rampa Cosmos, pero con alto contenido de mineral económico.

Zonas que de acuerdo al planeamiento anual y mensual realizarán el aporte de mineral a la planta para poder cumplir con la cuota diaria, actualmente la producción de mineral es de 1900 TMD con proyecto de ampliación a 2000 TMD durante el 2008.

3.3. LABORES MINERAS.

3.3.1. LABORES DE EXPLOTACIÓN.

Estas labores comprenden los tajeos propiamente dichos, y que de acuerdo a las características del yacimiento se van a determinar las dimensiones y otros estándares y parámetros para su explotación, en la U.E.A. Huarón la potencia de la estructura mineralizada varía de unos cuantos centímetros a 20 m, con buzamientos de 65° hasta 80°, es por ello que el mayor aporte de mineral provienen de los tajeos de explotación del yacimiento todos bajo el método de corte y relleno ascendente mecanizado y convencional.

3.3.2. LABORES DE PREPARACIÓN.

3.3.2.1. SUBNIVELES.

Labor de preparación de los tajeos y poder delimitar las dimensiones de los mismos, son ejecutados con

dimensiones 8' x 6' y 6' x 4' a lo largo de la estructura mineral, dependiendo de las características del yacimiento y los equipos a utilizar.

3.3.2.2. CRUCEROS.

Labores horizontales generalmente de acceso a la estructura mineralizada y cuando se va a realizar la explotación con equipos LHD, inicialmente con una gradiente negativa de 15% y ha medida que se va realizando los cortes superiores va cambiando hasta obtener una gradiente positiva de 15% donde será necesario realizar los siguientes cortes por el subnivel inmediato superior.

3.3.2.3. CHIMENEAS.

Labores verticales de preparación que van a ser utilizados generalmente como accesos (caminos), echadero de mineral (Ore Pass), ventilación y servicios o una combinación de estos, usualmente la chimeneas son ejecutados en estructura mineral cuando la limpieza se realiza con winche y scrapper para echaderos de mineral y fuera de estructura cuando la limpieza se realiza con equipos LHD scoop, cuando las chimeneas se realizan para camino se

arman con cuadros de madera y se acondiciona las escaleras con los descansos respectivos. Ver Plano N° 05

3.3.3. LABORES DE DESARROLLO.

3.3.3.1. RAMPAS.

Labores inclinadas con secciones típicas de 2.0 x 2.0m; 3.5m x 3.5m. y 4 m x 4 m y gradiente de 12 a 15%, dan acceso a las labores de explotación y se desarrollan fuera de estructura mineralizada para comunicar un nivel con otro, las rampas son ejecutadas con la finalidad de realizar el trabajo en forma mecanizada, para que a través de estas labores puedan acceder los equipos a las labores de explotación.

3.3.3.2. GALERÍAS.

Labor horizontal que se ejecuta longitudinalmente en estructura mineral y que va a delimitar la extensión de la mineralización del yacimiento, con una gradiente de 6/1000 y sección típica de 8'x 8' y 9' x 9'. En la Unidad Huarón las galerías ejecutadas anteriores a la nueva gestión constan de dimensiones mayores.

3.3.3.3. BY PASS.

Labores horizontales que se ejecutan en estéril para seguir una dirección diferente al diseño de una galería o crucero y que normalmente mantiene la misma sección y gradiente, estas labores se realizan cuando la estructura mineral sufre un desplazamiento o para acceder a una nueva estructura mineralizada.

3.3.3.4. CÁMARAS DE CARGUÍO.

Son labores que se desarrollan para realizar el carguío de mineral con equipos LHD Scoop a los volquetes de transporte de mineral, estas cámaras se ejecutan para alcanzar la diferencia de nivel que debe existir para que el equipo LHD scoop pueda cargar al volquete.

3.3.3.5. CÁMARAS DE ALMACENAMIENTO DE DESMONTE / MINERAL.

Son labores ejecutadas con la finalidad de realizar un almacenamiento provisional de desmonte/mineral, cuando es necesario realizar una limpieza inmediata de los tajeos, cuando se requiere acumular desmonte para relleno detrítico

o por falta de equipos de transporte de mineral. Ver Plano N°
07

3.3.4. LABORES DE EXPLORACIÓN.

3.3.4.1. CRUCEROS.

Labores exploratorias y que de acuerdo a una pre-evaluación y estudio geológico se tiene indicios de la continuidad y/o existencia de una estructura mineralizada.

3.3.4.2. ESTOCADAS.

Son labores de sección reducida 6' x 4' o menor, que se realiza sobre estructura, con la finalidad de determinar el comportamiento y mineralización de pequeños ramales mineralizados que se encontraron al ejecutar un crucero, by pass, galería, etc.

3.3.4.3. CÁMARAS DE SONDAJE.

Labores exploratorias que se ejecutan con la finalidad de que un equipo de perforación diamantina realice su trabajo para la ubicación de estructuras mineralizadas, las secciones que comúnmente tienen estas labores son de 4m x 4m x 4m,

siendo necesario realizarlos con una o dos pozas de sedimentación de finos de sección de 1m x 1m x 1m. Ver Plano N° 09.

3.4. PLANEAMIENTO DE PRODUCCIÓN.

En la Unidad Económica Administrativa Huarón el planeamiento de producción se realiza anual, semestral, trimestral, mensual y semanalmente, considerando como antecedente el comportamiento de la producción; para la realización del planeamiento de producción anual se requirió definir en una primera fase los niveles principales de extracción y el aporte de mineral de las 5 zonas de acuerdo a las labores de explotación y preparación con las que se cuenta, las reservas de mineral medido (reservas probadas), mineral indicado (reservas probables) y reservas inferidas (reservas posibles); la capacidad de tratamiento de planta, los equipos y herramientas con los que se cuenta, capacidad de los servicios auxiliares de mina, el valor por tonelada de mineral, el costo de explotación por tonelada y otros aspectos importantes que van a determinar el plan anual de producción.

El programa de extracción de mineral mensual que se adjunta en el Cuadro N° 3.1, es el reflejo del planeamiento producción mensual que se realiza, y los Cuadros N° 3.2; 3.3; 3.4; 3.5; 3.6; 3.7; 3.8; 3.9; 3.10; 3.11; 3.12; 3.13; 3.14; 3.15; 3.16; 3.17; 3.18; 3.19; 3.20; 3.21 y 3.22 constituyen el planeamiento y seguimiento que se realizan a cada una de las labores para

la obtención de la producción mensual, aporte y número de cortes a realizar por labor.

Estas evaluaciones preliminares permitirán realizar el planeamiento mensual por zonas y niveles principales de extracción en función al tiempo que constituye cada una de las operaciones y en cada una de las zonas; derivándose posteriormente en un planeamiento semanal y diario de producción del mineral.

Se ha estimado una producción mensual de 59,000 TM, durante el 2007 e incrementar esta producción del 2008 al 2010 a un ritmo de 60,000 TM, para luego mantenerse en un promedio de 62,000 TM mensuales por los próximos diez años. Este planeamiento no considera la restitución de reservas, lo que podría permitir ampliar la producción en cualquier momento.

3.5. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO Y CONVENCIONAL.

3.5.1 DESCRIPCIÓN EL MÉTODO.

Este método se denomina también “over cut and fill”. El minado es en forma de tajadas horizontales comenzando de la parte baja del block del tajeo avanzando hacia arriba. Cuando se realiza la rotura de toda la tajada (voladura masiva en upper) o parte de ella (voladura en

breasting), se realiza el sostenimiento requerido por la labor; para que el mineral roto sea cargado y extraído completamente del tajeo, una vez terminado el sostenimiento y limpieza de todo el corte se procede con el relleno sea éste con material estéril o relleno hidráulico para el soporte y estabilidad de las cajas, además de proporcionar una plataforma para realizar el siguiente corte. Cabe mencionar que el material de relleno es proveniente de las labores de avances (exploración y desarrollo) de la mina y el relave de la planta concentradora, que al ser mezclado con agua, es transportado a la mina a través de la tubería de relleno (diámetro 4”), cuando el agua del relleno es drenado entonces queda un relleno competente con una superficie más dura, que mejora las características del soporte. Plano N° 11.

3.5.2 APLICACIÓN.

Se puede aplicar en yacimientos:

1. Con buzamientos pronunciados.
2. En cualquier depósito y terreno.
3. Con cajas medianamente competentes.
4. Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
5. El mineral debe tener buena ley.
6. Disponibilidad del material de relleno.

Están constituidas por el reconocimiento geológico y geotécnico de una parte, la reacción de la estructura general de la mina. La explotación por corte y relleno constituyen un modo particularmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares. La explotación es lenta, abastece poco mineral por tajeo y no permite ningún almacenamiento.

Las tajadas ascendentes rellenas se ajustan a distancias entre niveles de 25 – 50 m a más, mineral pobre se deja en forma de relleno. La resistencia del mineral en el techo puede ser verificada con la excavación de una cámara en el mismo nivel de la galería de base; además es uno de los menos costosos que se conoce.

3.5.3 PREPARACIÓN.

Una vez determinada la existencia de un yacimiento y sus características será necesario determinar si se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento, en un nivel principal, chimeneas y caminos a una distancia requerida según el diseño de explotación convencional o si se accede al yacimiento a través de una rampa para una explotación mecanizada. El área de trabajo debe estar de 5 a 12 m sobre la galería de transporte. Las chimeneas para ventilación y transporte de relleno deben ser construidas del nivel inferior al nivel superior.

Las posibles disposiciones en el trazado de las galerías de base son:

- Una sola galería sobre veta.
- Una galería fuera de la veta y sus cortes.
- Una paralela y otra auxiliar en el mineral.

Es importante considerar en el momento de la construcción de la galería base el mantenimiento de esta obra de tal manera que sea lo más económico posible.

3.5.4 EXPLOTACIÓN.

3.5.4.1 PERFORACIÓN – VOLADURA.

En los tajeos a ser perforados generalmente se encuentra a un maestro perforista con su ayudante y se utiliza perforadoras Jackleg con barrenos de 2' (patero); 4' (seguidor) y 6' (pasador) de longitud y con brocas de 41mm, 38mm y 36mm. de diámetro, opcionalmente se utiliza barras cónicas de 8' para tajeos con potencias superiores a los 2 m.

Para realizar la perforación se toma en consideración aspectos importantes tales como evitar la perforación en

desmante (picado de cajas) o en zonas empobrecidas (baja ley de mineral), para ello el Departamento de Geología realiza el contorno de las zonas económicas de acuerdo al análisis de leyes obtenido del muestreo de mineral para posteriormente pintar la malla de perforación a emplear, para obtener una buena eficiencia del disparo se aprovecha una cara libre (Slot) en la cual se orienta el orden y sentido de la secuencia de disparo.

Cuando se inicia la perforación el maestro perforista perfora en los puntos de marca de la malla y el contorno de veta para evitar sobre rotura y dilución en general, asimismo se utiliza los atacadores (mínimo 3) para mantener el paralelismo de los taladros con la finalidad de no penetrar cuando se está perforando a la caja techo o piso según sea la inclinación o buzamiento de la veta. Las máquinas perforadoras alquiladas son de marca Canun de la E.E. Almax cuyo mantenimiento se realiza en forma mensual de acuerdo al cronograma presentado en el cuadro N° 3.23.

Una vez terminada la perforación, el maestro y ayudante proceden a retirar el equipo y herramientas utilizadas, para efectuar la operación de voladura.

CUADRO N° 3.23: CRONOGRAMA DE MANTENIMIENTO DE LAS PERFORADORAS EN ALQUILER

CRONOGRAMA DE MANTENIMIENTO DE LAS PERFORADORAS EN ALQUILER - CANUN

FECHA DE MANTENIMIENTO DEL MES DE JUNIO DEL 2007 - ZONA 600 NORTE																																				
ITEM	N° SERIE	TIPO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	1			
1	5961	JACKLEG	■																																	
2	5970	JACKLEG																																	■	
3	6023	JACKLEG																																		
4	6044	STOPER					■																													
5	6048	JACKLEG																	■																	
6	6124	JACKLEG																																		
7	6190	JACKLEG			■																															
8	6203	JACKLEG																																		
9	6209	JACKLEG																																		

Día de mantenimiento



MINERA ALMAX S.A.C.

CIA MINERA HUARON S.A.

FUENTE: E.E. ALMAX

Para la voladura se debe considerar los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un mecanismo tridimensional, por medio del cuál las presiones generadas por explosivos confinados dentro de los taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, y su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada. La fragmentación de rocas por voladura comprende la acción de un explosivo y la respuesta de la masa de roca circundante en los aspectos de energía, tiempo, onda de presión, mecánica de rocas y otros en un rápido y complejo mecanismo de interacción.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes uno del otro; unos controlables y otros no, como por ejemplo, las variables de diseño de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca por constituir esta una variable estocástica.

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos.
Para calificar se consideran los siguientes aspectos:

- ↪ El volumen o tonelaje roto debe ser igual o cercano al volumen teórico calculado.
- ↪ El avance deberá ser igual a la longitud perforada (tacos quedados).
- ↪ El grado de fragmentación del material disparado dependerá del trabajo que se va a emplear (minimizar la voladura secundaria).
- ↪ Sobre-rotura o sobre-excavación (mínimo margen de inestabilidad geomecánica).
- ↪ El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser el adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. Dispersión de fragmentos a distancia (Spill).
- ↪ Nivel del piso en galerías, cruceros, by-pass, etc.
- ↪ Forma de acumulación del material empujado.
- ↪ Grado de dilución.
- ↪ Falta de desplazamiento.
- ↪ Costo total del disparo

Los explosivos constituyen una herramienta básica para la explotación minera y para obras de ingeniería. Los explosivos utilizados en la C.I.A. MINERA Huarón son:

- * Semexsa 45%
- * Semexsa 65%
- * Emulnor 3000
- * Examón P
- * Cordón Detonante (Pentacord)

Los accesorios son:

- * Fanel LP (periodo largo) que consta de un fulminante N° 12 con retardo y la manguera
- * Fanel MS (periodo corto)
- * Mecha de seguridad (Carmex)
- * Mecha rápida (ignitier)

Cuyas características observamos en los Cuadros N° 3.24 y 3.25 con sus respectivos precios unitarios.

CUADRO N° 3.24: CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS

CARACTERÍSTICAS DE EXPLOSIVOS USADOS EN CÍA MINERA HUARÓN

ESPECIFICACIONES	EXAMON P Agente de Voladura	SEMEXA 65%	SEMEXA 45%	EMULNOR 3000
Precio Unitario \$	0.71	0.1967	0.183	0.2312
Medidas	25 Kg	7/8"x7"	7/8"x7"	7/8"x8"
Densidad (gr/cm ³) a granel	0.7	1.12	1.08	1.14
Densidad (gr/cm ³) compactado	0.8			
Velocidad de detonación (m/s)	2800-4800	4200	3800	5700
Presión de detonación (kbar)	50	75	70	93
Categoría de humos	Primera en seco	Primera	Primera	Primera

FUENTE: DEPARTAMENTO DE ALMACEN

CUADRO N° 3.25: CARACTERÍSTICAS DE LOS ACCESORIOS

CARACTERÍSTICAS DE LOS ACCESORIOS DE VOLADURA USADOS EN CÍA MINERA HUARÓN

CARACTERÍSTICAS	Mecha Rápida ignitier	Mecha de seguridad (Carmex)	Fanel	Cordón detonante 5P EXPLOSIVO
Precio Unitario \$	0.46	0.41	0.55	0.32
NUCLEO DE POLVORA (g/m)	-	6		
PESO DEL NUCLEO EXPLOSIVO (g/m)				5
PESO PROMEDIO DEL MATERIAL PIROTE	3.4	-		
TIEMPO PROMEDIO DE COMBUSTION a.n.	26	150 ± 10%		
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)			2000	7000
DIAMETRO EXTERNO PROMEDIO (mm)	1.8	5.1		
PESO TOTAL PROMEDIO (g/m)	6.5	24		
COBERTURA EXTERIOR	Plástico	Plástico	Termoplástico	
Longitud		7,8,9 pies	2.8 y 3.2 m	
RESISTENCIA A LA TENSION (kg) durante 3 DEL FULMINANTE		30	16	60
Número		8	12	
DIMENSIONES : Longitud (mm)		45	6.8	
Diámetro(mm)		6.3	7.3	
RESISTENCIA AL IMPACTO (2 kg/1m)		No inicia	No detona	
SENSIBILIDAD A LA CHISPA DE LA MECH		SI		
NUMEROS PERIODO CORTO/COLOR			1 al 20 Rojo	
NUMEROS PERIODO LARGO/COLOR			1 al 16 Amarillo	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE ALMACEN

Para iniciar a un taladro cargado con un explosivo sensible o con un agente de voladura se debe de preparar el cebo, que en su forma más simple es el detonador introducido en un cartucho de dinamita. Los Cebos están conformados por un cartucho de dinamita, al que se ha adherido un fulminante y que se utilizan para activar e iniciar la detonación de la carga explosiva principal en un taladro de

voladura. Son empleados en la columna explosiva y se utiliza para cada taladro a disparar, igual cuando la carga es el ANFO.

Los cebos son activados con un detonador o cordón detonante cuando se requiere un arranque instantáneo del disparo y con detonador de retardo cuando son para arranque temporizado. Debe utilizar un punzón de madera o cobre para realizar el orificio en el cartucho donde se introducirá el detonador. El cebo preparado debe ser manejado con precaución y al ser cargado en el taladro no debe ser atacado o taconeado. En el cuadro N° 3.26 se presenta los parámetros iniciales de perforación y voladura por tajeos utilizados en la Cía. Minera Huarón, antes de la realización del presente estudio de investigación.

3.5.4.2 LIMPIEZA.

En la Compañía Minera Pan American Silver, Unidad Huarón, el ciclo de limpieza se lleva a cabo en forma mecanizada con equipos LHD diesel y/o eléctricos, dependiendo de las condiciones de explotación y diseño de accesos a los tajeos, de diferentes capacidades y marcas como se muestran en el Cuadro N° 3.27.

Los Equipos LHD de la U.E.A. Huarón reciben un mantenimiento semanal, quincenal y mensual de acuerdo al horómetro de utilización efectiva del equipo, es por ello que en el Cuadro N° 3.28 se muestra la disponibilidad mecánica y utilización efectiva de los equipos.

CUADRO N° 3.28: DISPONIBILIDAD MECÁNICA DE LOS EQUIPOS LHD

DISPONIBILIDAD MECÁNICA DE LOS EQUIPOS LHD - U.E.A. HUARÓN

ITEM	SCOOP	HORAS DE MANTTO	HORAS DE OPERACION	% DM EFECTIVA	% UTILIZACION EFECTIVA	OBSERVACIONES
1	DIESEL LHB-12	1.25	17.2	94.79%	75.60%	
2	DIESEL LHB-13	2	13.9	91.67%	63.18%	
3	DIESEL LHB-14	1.5	17.8	93.75%	79.11%	
4	DIESEL LHB-15	2	16	91.67%	72.73%	
5	DIESEL LHB-16 TORO	5	10.5	79.17%	55.26%	
6	ELÉCTRICO LHB-02	1.25	7.2	94.79%	31.65%	
7	ELÉCTRICO 100E (LHB-18)	0	0	100.00%	0.00%	PARADO POR OPERACIONES MINA
8	ELECTRICO 100E (LHB-19)	1.25	13.5	94.79%	59.34%	
9	DIESEL LHB -20	1.5	18.1	93.75%	80.44%	

FUENTE: AREA DE MANTENIMIENTO

A la vez la limpieza se realiza en forma convencional, con winches eléctricos de 15, 20, 30 y 40 HP de potencia de doble tambora y rastras de 26, 28, 32, 36 y 42 pulgadas tal como se muestra en los Cuadros N° 3.29 y 3.30, y Foto N° 3.1.

CUADRO N° 3.29: WINCHES DE ARRASTRE USADOS EN HUARÓN

MARCA	MODELO	POTENCIA	N° DE TAMBORES
JOY	FF-211	15 y 20 HP	02
JOY	B2F-211	30 HP	02
JOY	AF-212	30 HP	02
JOY	A2F-211	36 HP	02
JOY	B2F- 311	40 HP	03

FUENTE: AREA DE MANTENIMIENTO

CUADRO N° 3.30: CAPACIDAD DE ARRASTRE SEGÚN RASTRA

TAMAÑO	CAPACIDAD DE ARRASTRE
26 Pulgadas	600 Kg
28 Pulgadas	650 Kg
32 Pulgadas	750 Kg
36 Pulgadas	850 Kg
42 Pulgadas	1000 Kg

Nota : La capacidad de arrastre del presente cuadro es aproximadamente cuando la rastra esta nueva y cuando el material es homogéneo

FUENTE: AREA DE MANTENIMIENTO

Antes de iniciar con la actividad de limpieza previamente se realiza el desatado, se riega la labor con la finalidad de asentar las partículas sólidas en suspensión (polvo) tanto la carga disparada como la corona y cajas de la

labor, esto nos facilita mayor grado de visibilidad para observar las grietas o fracturas producidas por el disparo, este proceso se realiza en avanzada de la labor tomando las precauciones del caso. En el Cuadro N° 3.31 se muestra la ubicación de los winches de la zona Norte 600.

CUADRO N° 3.31: UBICACIÓN DE WINCHES EN LA ZONA NORTE 600

IT	WINCHE	HP	COD.	UBICACIÓN
1	JOY FF-211	20	HH-31	R-08 V4
2	JOY FF-211	20	HH-34	R-7A
3	JOY B2F-211	30	HH-36	R-07

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

3.5.4.3 RELLENO.

Para realizar el relleno de los tajeos se ejecutan chimeneas hacia superficie para que a través de estas se pueda alimentar material detrítico producto de la ejecución de labores en estéril y con equipos scoop realizar el relleno; en la U.E.A. Huarón también se realiza el rellenado de labores con relleno hidráulico, material que sale de la planta de tratamiento hacia la cancha de relave y que es transportado a través de volquetes hacia dos silos de propiedad de la empresa (silo nuevo y antiguo) que envían el relleno con densidades de pulpa que oscilan entre los 1400 a 1700 kg/m³ a través de tuberías de polietileno de 4" de diámetro, el relleno hidráulico es enviado hacia los tajeos previamente preparados

con diques y yute de polipropileno. En el cuadro N° 3.32 se observa el reporte de relleno hidráulico.

CUADRO N° 3.32: REPORTE DE RELLENO HIDRÁULICO

REPORTE DE RELLENO HIDRÁULICO DEL MES DE FEBRERO DE 2007

ZONA		Norte											
Vol. (M ³)		(Todas)											
Suma de Vol. (M ³)				DIA								TOTAL GENERAL	
NIVEL	SILO	LABOR	Densidad	09/02/2007	10/02/2007	11/02/2007	12/02/2007	13/02/2007	14/02/2007	17/02/2007	26/02/2007		
600	Antig	7A	1364								41.32	41.32	
	Suma Antiguo										41.32	41.32	
	Nuevo	8		100.79								100.79	
		7A	1320				36.32					36.32	
			1420				17.12					17.12	
			1564	101.36	85.36							186.72	
			1565								69.48	69.48	
			1580				43.89					43.89	
		7	1560			86.45						86.45	
		8A	1530						65.17			65.17	
			1534					126.28				126.28	
		15	1587						55.53			55.53	
			1605							51.50		51.50	
			1628							41.58		41.58	
	Suma Nuevo				202.15	85.36	139.89	43.89	126.28	120.70	93.08	69.48	880.83
Suma 600				202.15	85.36	139.89	43.89	126.28	120.70	93.08	110.80	922.15	
TOTAL GENERAL				202.15	85.36	139.89	43.89	126.28	120.70	93.08	110.80	922.15	

FUENTE: AREA DE SERVICIOS

3.5.4.4 SOSTENIMIENTO.

En la U.E.A. Huarón se realiza el sostenimiento mecanizado y convencional de labores, previa evaluación geomecánica con la tabla correspondiente, sección y tipo de labor, se determinará el sostenimiento adecuado, entre las que tenemos:

- Split set
- Split set y malla
- Perno helicoidal
- Perno helicoidal y malla
- Cimbras metálicas
- Shotcrete
- Cuadros de madera
- Puntales de seguridad.

3.5.4.5 VENTILACIÓN.

La ventilación como parte de las operaciones mineras, cumple un papel importante para el desarrollo del ciclo de minado, es por ello que en la U.E.A. Huarón se cuenta con chimeneas raise bore de 2m de diámetro en los cruceros principales de acceso a las labores y con un sistema de ventiladores impelentes para las labores donde se realizan los ciclos de minado, debiendo resaltar que en labores como los tajeos R-7 y R7A explotación con cuadros de madera y R8V4 donde la explotación se realiza en forma convencional, la ventilación es crítica por no contar con una chimenea hacia el nivel superior (100m de nivel a nivel), forzando la ventilación de la labor con aire comprimido; para ello se realizó un estudio de los factores de ventilación y se determinaron las velocidades, flujos, resistencias de las labores, etc.

Instalándose las puertas de control de la ventilación y estableciéndose los horarios de encendido de los mismos. Los cuales darán como resultado la existencia del oxígeno requerido para que el personal cumpla su trabajo eficientemente y los equipos LHD realicen una buena combustión en el motor. Ver Plano N° 14.

3.6. PERSONAL Y EQUIPO EMPLEADO.

En la U.E.A. Huarón, específicamente en la Zona Norte 600 cuenta con personal obrero que trabaja bajo el sistema 14 días de trabajo x 7 días libres, cuenta con 3 cuadrillas de 25 personas cada una distribuidas de la siguiente manera: 1 cuadrilla en la guardia de día desde las 8:00 a.m. hasta las 7:00 p.m., 1 cuadrilla en la guardia de noche desde las 8:00 p.m. hasta las 7:00 a.m. y 1 cuadrilla de días libres; el personal de supervisión conformado por 3 ingenieros jefes de guardia y un ingeniero jefe de la Zona Norte 600.

Las labores que actualmente se encuentra en explotación son los tajeos R19, R8V4, R7, R7A, R167, R168, R850, los equipos utilizados son:

- Microscoop 100E eléctrico N° 18 de Tamrock, capacidad 0.75 Yd³, 40 HP del año 2005.
- Microscoop 100E eléctrico N° 19 de Tamrock, capacidad 0.75 Yd³, 40 HP del año 2005.

- Scoop EJC-65D diesel N° 15 de Tamrock, capacidad 1.5 Yd³, 68 HP del año 2005.
- Scoop EJC-65D diesel N° 20 de Tamrock, capacidad 1.5 Yd³, 68 HP del año 2005.
- Scoop de 2.5 Yd³ Atlas Copco de propiedad de la Empresa Especializada Edommasa.
- Scoop de 3.5 Yd³ Wagner de propiedad de la Empresa Especializada Tuneleros del Perú.
- 02 winches eléctricos de 20 HP.
- 01 winche eléctrico de 30 HP
- 08 máquinas perforadoras Jackleg marca Canun y 01 Stoper

Es de aclarar que se cuenta con 02 egresados universitarios en calidad de entrenamiento y 02 técnicos practicantes asignados a la zona, los cuales se ocuparán de tomar los datos de tiempos de perforación, voladura, sostenimiento y limpieza.

3.7. COSTOS UNITARIOS DE EXPLOTACIÓN.

A partir de la información correspondiente al último trimestre del año 2006 y primer trimestre del año 2007 obtenido del SYSTAND (Sistema de Estándares Operativos) de la U.E.A. Huarón se obtiene los costos unitarios de explotación (Cuadros N° 3.33; 3.34; 3.35; 3.36 y 3.37), así como el costo operativo total promedio por tonelada extraída para las diferentes variantes

de explotación de los tajeos de la zona Norte 600 de la Unidad Minera Huarón. Ver Cuadro N° 3.38.

CUADRO N° 3.33: COSTO UNITARIO DE PERFORACIÓN

CALCULO DEL COSTO DE PERFORACIÓN

Calculados con parámetros del SYSTAND		
Costo Unitario Promedio de aceros=	0.106	US\$/ pie
Costo Alquiler Perforadora=	0.100	US\$/ pie
Costo unitario de aire comprimido =	0.107	US\$/ pie
Costo unitario de Lubricantes =	0.011	US\$/ pie
Costo unitario de mano de obra =	0.207	US\$/ pie
Otros Gastos (5%)	0.027	US\$/ pie
Costo de Perforación	0.557	US\$/ pie
Consumo de taladros =	0.632	m/TMS
Costo Unitario de Perforación	1.156	US\$/TMS

FUENTE: SYSTAND

CUADRO N° 3.34: COSTO UNITARIO DE VOLADURA

CALCULO DEL COSTO DE VOLADURA

Parámetros iniciales en promedio	
Tipo de voladura =	Realce - Upper
Clasificación GSI Roca-Mineral =	F/R
Peso específico del mineral =	3.3 Ton/m ³
Longitud de taladro =	1.6 m
Angulo de Perforación =	70 °
Diámetro de taladro =	40 mm
Potencia promedio de veta =	2 m
Burden =	0.7 m
Espaciamiento =	0.8 m
Factor de potencia promedio =	0.467 Kg/TMS
Consumo de taladros =	0.632 m/TMS

Cálculo de Costos	
Costo de Explosivos	0.477 US\$/TMS
Costo de Accesorios	0.226 US\$/TMS
Costo de Mano de Obra	0.489 US\$/TMS
Otros gastos (5%)	0.060 US\$/TMS
Costo Unitario de Voladura	1.252 US\$/TMS

FUENTE: SYSTAND

CUADRO N° 3.35: COSTO UNITARIO DE LIMPIEZA CON WINCHE Y SCOOP

Limpieza de Mineral con Winche	
Equipo Winche Electrico JOY FF-211	18000 US\$
Vida económica de equipo =	15000 Horas
Capacidad de Rastrillo de 32"=	0.25 m ³
Peso específico del mineral =	3.3 Ton/m ³
Velocidad Promedio de rastrillo =	0.75 m/s
Potencia de motor =	20 HP
Cálculo de parámetros	
Capacidad de acarreo por hora =	13.624 Ton/hora
Consumo de energía =	1.340 Kw/Ton
Consumo de cables 1/2" =	0.003 m/Ton
Consumo de mano de obra =	0.029 H-Gdia/Ton
Depreciación del equipo =	0.000005 unidad/Ton
Mantenimiento equipos y rastrillo =	0.000001 unidad/Ton
Costo unitario limpieza Winche =	0.735 US\$/TMS
Limpieza de Mineral con Scoop	
Equipo Scoop Atlas Copco =	2.5 Yd ³
Peso específico del mineral =	3.3 Ton/m ³
N° horas/guardia =	12 horas
Alquiler Horario de Equipo =	45 US\$/hora
Disponibilidad mecánica =	70 %
Eficiencia del operador =	81 %
Factor de Carga =	90 %
Producción Horaria =	39.2 Ton/hora
Tiempo disponible por día =	8 Horas
Producción diaria =	313.6 Ton/dia
Costo unitario limpieza Scoop =	1.15 US\$/TMS

FUENTE: SYSTAND

CUADRO N° 3.36: COSTO UNITARIO DE RELLENO HIDRÁULICO Y DETRÍTICO

Relleno Hidráulico	
Gravedad específica de relave =	2.4 Ton/m ³
Volumen de relleno requerido =	3000 m ³ /mensual
Distancia Cancha - Silo =	2500 m.
Costo transporte de Cancha -Silo =	1.05 US\$/m ³
Distancia Silo - Tajeo promedio=	1500 m
Densidad promedio de Pulpa =	1.60 Ton/m ³
Capacidad de Relleno =	240 m ³ /dia
Producción horaria de R/H =	10 m ³ /hora
Costo de bombeo Silo - Tajeo =	0.42 US\$/Ton
Costo de Preparación R/H =	0.22 US\$/m ³
Costo unitario relleno hidráulico =	1.94 US\$/m ³
Costo unitario relleno hidráulico =	0.81 US\$/TMS
Relleno Detrítico	
Gravedad Específica desmonte =	2.5 Ton/m ³
Volumen de relleno requerido =	1300 m ³
Costo unitario relleno detrítico =	1.93 US\$/m ³
Costo unitario relleno detrítico =	0.77 US\$/TMS

FUENTE: SYSTAND

CUADRO N° 3.37: COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET,
CUADROS Y PUNTALES

Sostenimiento con Split Set	
Malla de sostenimiento =	1.2 x 1.2 m
Perforación 6' =	3.34 US\$/Unidad
Precio de adquisición tubo split set =	7.40 US\$/Unidad
Instalación elemento sostenimiento =	1.18 US\$/Unidad
Costo unitario sostenimiento SS 6' =	1.92 US\$/TMS

Sostenimiento con Cuadros	
Precio de redondo de 6"x 8' =	2.10 US\$/Unidad
Precio de redondo de 5"x 8' =	1.80 US\$/Unidad
Precio de redondo de 4"x 8' =	1.60 US\$/Unidad
Precio de cantonera =	0.65 US\$/Unidad
Costo de cuadro =	20.20 US\$/Unidad
Costo de Instalación =	16.50 US\$/Unidad
Costo unitario sostenimiento cuadro	3.55 US\$/TMS

Sostenimiento con puntales (Guardacabeza)	
Precio de redondo de 6"x 8' =	2.10 US\$/Unidad
Precio de tablas 2"x8"x10" =	2.25 US\$/Unidad
Costo de puntal =	17.70 US\$/Unidad
Costo de Instalación =	8.35 US\$/Unidad
Costo unitario sostenimiento puntal	1.26 US\$/TMS

Sostenimiento con puntales	
Precio de redondo de 6"x 8' =	2.10 US\$/Unidad
Precio de tablas 2"x8"x10" =	2.25 US\$/Unidad
Costo de puntal =	2.85 US\$/Unidad
Costo de Instalación =	2.50 US\$/Unidad
Costo unitario sostenimiento puntal	0.52 US\$/TMS

FUENTE: SYSTAND

CUADRO Nº 3.38: COSTOS OPERATIVOS PROMEDIOS TOTALES

Detalle	Costos Operativos promedio tajeos (Variantes)						
	US\$/TMS	Winche-R/H- Cuadro	Winche-R/H- Puntales	Scoop-R/H- Split Set	Scoop-R/H- Puntales	Scoop-R/D- Split Set	Scoop-R/D- Puntales
Costo Unitario Perforación	1.156	1.156	1.156	1.156	1.156	1.156	1.156
Costo Unitario Voladura	1.252	1.252	1.252	1.252	1.252	1.252	1.252
Costo Unitario Limpieza Winche	0.735	0.735	0.735				
Costo Unitario Limpieza Scoop	1.148			1.148	1.148	1.148	1.148
Costo Unitario Relleno Hidráulico	0.809	0.809	0.809	0.809	0.809		
Costo Unitario Relleno Detrítico	0.771					0.771	0.771
Costo Unitario Sostenimiento Split Set	1.923			1.923		1.923	
Costo Unitario Sostenimiento Cuadro	3.550	3.550					
Costo Unitario Sostenimiento Guardacabeza	1.260		1.260		1.260		1.260
Costo Unitario Sostenimiento Puntales	0.518		0.518		0.518		0.518
Costo Operativo Total	13.122	7.502	5.729	6.287	6.142	6.249	6.104

FUENTE: SYSTAND

Esta información sirvió de base para la realización del presente estudio de investigación, la cual nos va a permitir lograr los objetivos antes señalados.

CAPÍTULO IV

EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICO (GSI) Y SU APLICACIÓN

4.1. MODELO GEOLÓGICO.

Los modelos constituyen simplificaciones de problemas más complejos acordes con la realidad, que permiten comprender mejor el comportamiento o funcionamiento de un sistema. Los modelos son muy utilizados en todas las ciencias, aunque adquieren una gran relevancia en la interpretación geológica.

Dentro de esta disciplina podemos diferenciar tres tipos básicos de modelos (Vallejo et al., 2002) que son: el modelo geológico, que representa la distribución espacial de los materiales, accidentes tectónicos,

características hidrológicas, geomorfológicas etc.; el modelo geomecánico, en el cual se diferencian las características geotécnicas e hidrogeológicas de los materiales; y el modelo geotécnico de comportamiento, que representa la respuesta del terreno durante y después de la construcción de las obras de ingeniería que afectan a la zona de estudio.

El primer paso en la elaboración de un modelo geológico es caracterizar correctamente el lugar y definir unidades con comportamiento similar. A través de esta información los ingenieros geólogos pueden desarrollar un modelo geológico conceptual (Fookes, 1997) que resulte de gran utilidad para los proyectos desarrollados sobre el mismo terreno.

Una vez caracterizado el espacio geológico evaluado, se procede a levantar la información y llevarlos a un programa de procesamiento de datos geológicos para obtener como resultado la representación de dicho espacio en un sistema tridimensional.

En la unidad Huarón se cuenta con fotografías aéreas de toda área de influencia, que servirá de base para determinar el modelamiento geológico; como se podrá observar en las Fotos N° 4.1 y 4.2.

4.2. MODELO GEOMECÁNICO.

El macizo rocoso es definido como una masa in situ conteniendo tanto roca intacta como discontinuidades. Para definir un modelo de macizo

rocoso, es necesario medir las propiedades tanto de la roca (composición mineralógica, textura, empaque, granulometría y alteraciones) como de las discontinuidades (orientación, sistemas, espaciamiento, persistencia, abertura, relleno, alteración de paredes y forma de las paredes sean onduladas o rugosas). Estas medidas se realizan para determinar las propiedades individuales del material de roca y la geometría y propiedades mecánicas de las discontinuidades.

De acuerdo a la cantidad de fracturas, tamaño de bloques unitarios, se emplean diferentes relaciones para determinar el comportamiento del macizo rocoso y su caracterización, lo que finalmente concluye en un Modelo Geomecánico, como se podrá observar en el Plano N° 13. Actualmente para determinar el Modelo Geomecánico se cuenta con categorías de sistemas de clasificación del macizo rocoso, entre ellas tenemos a Bieniawski-RMR, Barton-Q y SRC; y sistemas de caracterización del macizo rocoso como el GSI y el índice RMI de Palmström

4.3. ANÁLISIS DE ESFUERZOS DEL MACIZO ROCOSO.

Toda la masa rocosa subterránea, así como, su estructura y materiales son afectados por los esfuerzos, conforme se avanza con el minado se origina la concentración de esfuerzos en las labores causando desprendimientos y descostramientos en los frentes, en las paredes, cajas laterales y la caja techo, estos esfuerzos van apareciendo gradualmente y de

no ser detectados y controlados pueden acelerarse rápidamente hasta alcanzar proporciones catastróficas.

Los efectos de los esfuerzos en las excavaciones se incrementan con la profundidad, con la cercanía a estructuras geológicas como fallas o ejes de plegamientos y con la cercanía a otras labores, que hace fallar a puentes o pilares.

Cuando una roca está fallando, genera un ruido “estallido de roca” y cuando el ruido de la roca es escuchado en una área de la mina que es normalmente silenciosa, el área debe ser rastreada, algunas excavaciones son muy ruidosas porque la roca está continuamente relajándose, también es importante considerar cuando estas áreas se convierten en áreas silenciosas, por que, esta condición implicaría un potencial fallamiento de la roca.

A medida que las aberturas del minado se van acercando se presentan mayores concentraciones de esfuerzos en los puentes o pilares que los separan, cuando estos esfuerzos superan la resistencia de la masa rocosa se presenta el desprendimiento violento de la roca.

En la mayoría de labores subterráneas que se explotan actualmente suelen aplicarse diversos métodos de explotación y perforación ya sea en breasting, upper, etc. Todos ellos acorde a los tipos de roca del yacimiento. Actualmente en los tajeos de mina se tienen vetas con calidades de roca

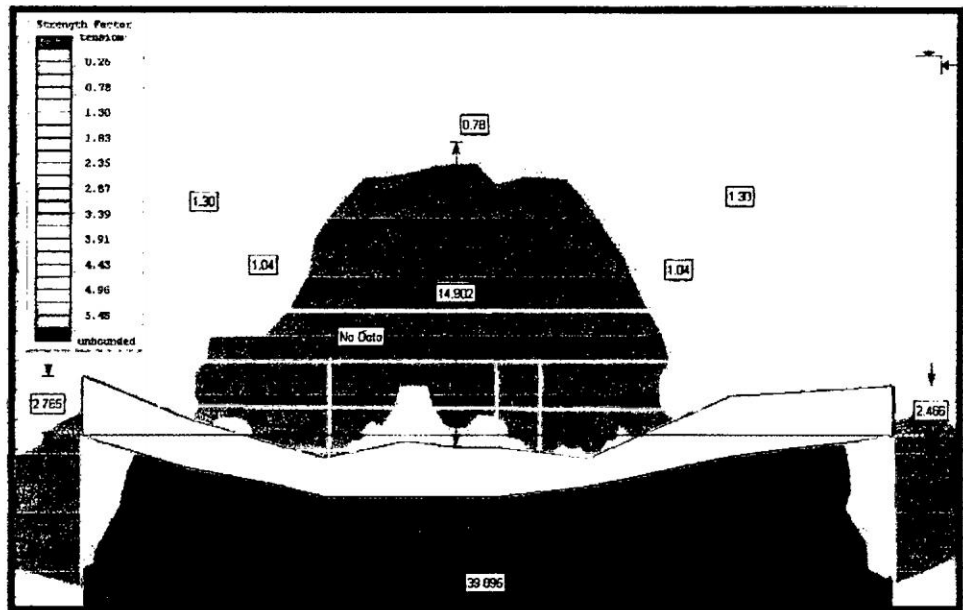
GSI: MF/P, F/R, F/P etc.; sin embargo, poco nos interesamos en la concentración de esfuerzos que se van generando conforme avanzan las excavaciones, ya que algunas se encuentran con tiempos de autosoporte vencido, otras son rellenadas inadecuadamente y otras tiene daño por voladura.

Se ha observado que los rellenos detríticos (desmonte), no están siendo compactados en los hastiales sobre todo en estructuras donde el buzamiento es menor a 70° y esto va a generar a futuro concentración de esfuerzos inducidos en las rocas encajonantes provocando caída de roca en los hastiales y en bóveda de los tajos.

En los Gráficos N° 4.1, 4.2, 4.3, 4.4 y 4.5 se representan el efecto de la excavación "**ALA DE GAVIOTA**", tomado como ejemplo demostrativo de la intersección de los tajos R15 con el R8A

Se ha realizado una simulación geomecánica acerca de la concentración de esfuerzos que ocurren cuando las alas de los tajos no son homogéneas. La altura de la deformación crítica es aproximadamente 15m, y los factores de seguridad son menores a 1.

GRÁFICO Nº 4.1: CONCENTRACIÓN DE ESFUERZOS EFECTO "ALA DE GAVIOTA"



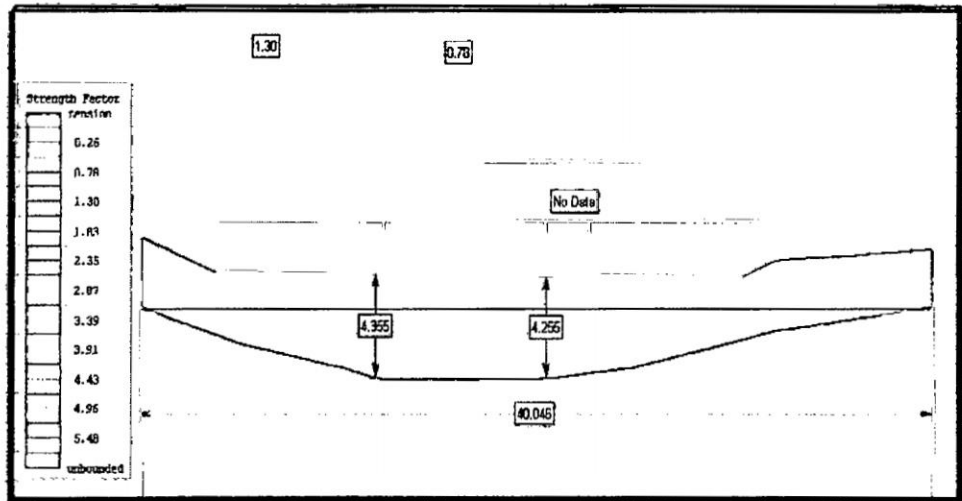
FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

Primera Fase.

Proceso de Nivelación del Tajo con efecto Ala de Gaviota: cuando comienza el proceso de nivelación del tajo nótese la disminución de esfuerzos,

En el grafico adjunto la concentración de manchas rojas disminuye. Obviamente que para nivelar nuestra altura de realce esta entre los 4.5 m de alto promedio.

GRÁFICO N° 4.2: PROCESO DE NIVELACIÓN DE LA INTERSECCIÓN



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

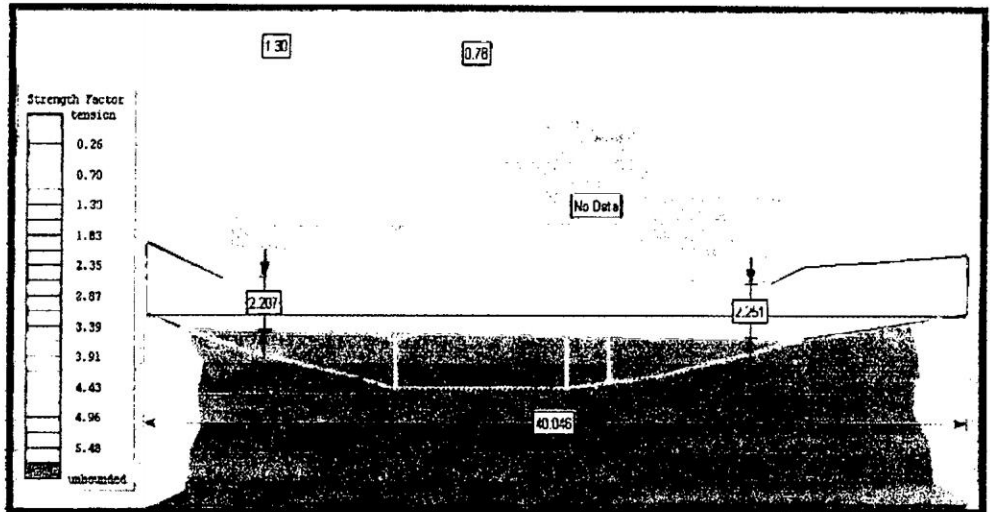
Segunda Fase.

Una vez disparado el tajeo, se procede a rellenar el corte anterior. Nótese que la disminución de concentración de esfuerzos se ha detenido, no variando la concentración respecto a la primera fase. Ver Gráfico N° 4.3.

Tercera Fase.

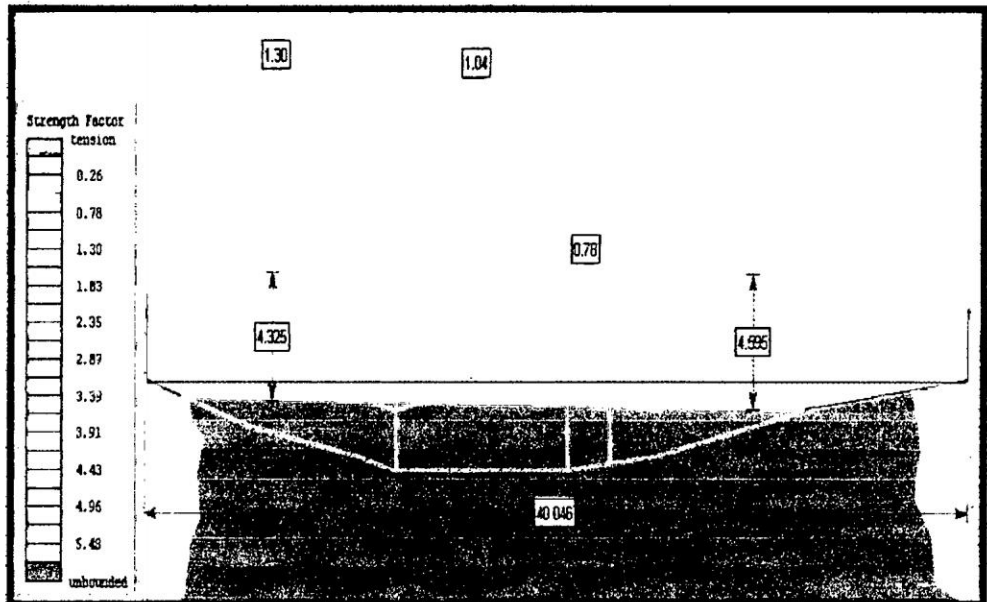
Una vez rellenado el tajeo, se procede a disparar y nivelar por completo el tajeo. Nótese que la concentración de colores rojos ha desaparecido, por lo tanto los factores de seguridad se han elevado. Ver Gráfico N° 4.4.

GRÁFICO Nº 4.3: SEGUNDA FASE DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

GRÁFICO Nº 4.4: DESAPARICIÓN DE CONCENTRACIÓN DE ESFUERZOS

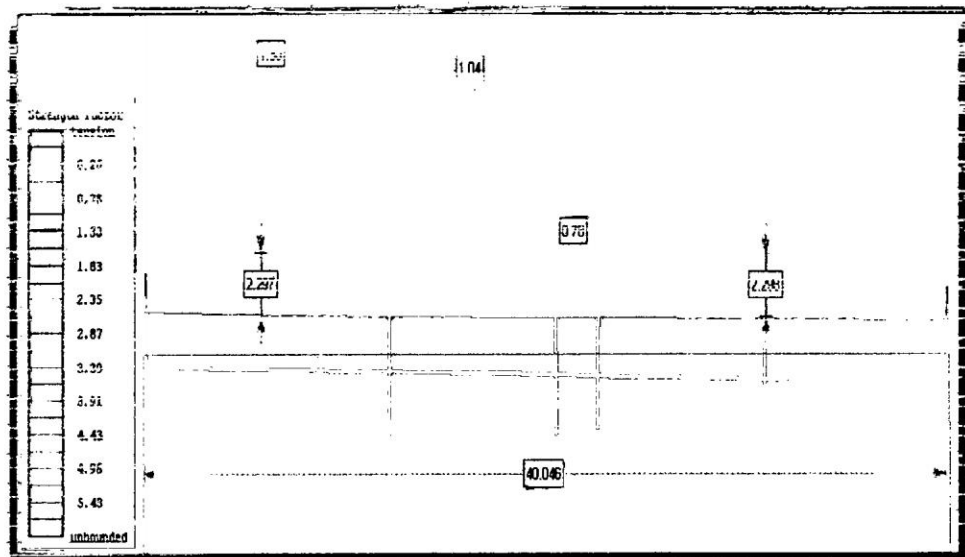


FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

Cuarta Fase.

En esta etapa se procede a rellenar adecuadamente el tajeo, quedando finalmente el tajeo nivelado y la concentración de esfuerzos menor.

GRÁFICO N° 4.5: TAJEO NIVELADO. MENOR CONCENTRACIÓN DE ESFUERZOS



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

Otra observación de la concentración de esfuerzos son los cambios en la humedad en las paredes y en el techo, si el agua empieza a filtrarse a través de la roca dentro de un área que es normalmente seca, es un signo de que la roca está pasando por cambios de esfuerzos (relajamiento). Similarmente si un área normalmente húmeda empieza a secarse, también puede ser una indicación de que la roca está siendo presionada, a

continuación se describe los factores influyentes en la existencia de esfuerzos del macizo rocoso.

4.3.1. AGUA SUBTERRÁNEA.

En las rocas masivas o levemente fracturadas, la presencia del agua no tiene influencia significativa; en la roca fracturada o estratificada, la influencia del agua en las fisuras es un aspecto importante a considerar. Cuando en las fisuras hay presencia de agua, esta ejerce presión y actúa como lubricante, además puede lavar el relleno débil de las fracturas, complicando la situación de la excavación.

En las rocas severamente fracturadas, la presencia del agua origina que tiendan a aflojarse con más facilidad. En ambientes de altos esfuerzos el aflojamiento de la roca será más rápido. La observación de cambios en la humedad en el techo y paredes de la excavación ayuda en el reconocimiento de posibles fallas de la roca, como resultado de las variaciones de los esfuerzos. Si el agua empieza a filtrarse a través de la roca dentro de un área que es normalmente seca, esto es un signo de que la roca está pasando por cambios de esfuerzos, estos cambios harán que las fracturas se abran o se extiendan, empezando a manifestarse la humedad. Similarmente, si un área normalmente con presencia de agua empieza a secarse, esto también deberá tomarse como una indicación de que la

roca esta ganando esfuerzos. La presencia del agua en las fallas geológicas y zonas de corte influyen significativamente en la estabilidad de la masa rocosa de una excavación. La presencia del agua en la roca intemperizada y débil de estos rasgos geológicos, puede acelerar el aflojamiento y puede actuar como lubricante para producir deslizamientos. En ambientes de altos esfuerzos la situación de la estabilidad de la masa rocosa se complica.

Finalmente, en las rocas expansivas el agua es el detonador del hinchamiento de las mismas, con la consecuente generación de altas presiones y deformaciones que pueden llevarla a la falla o dañar los sistemas de sostenimiento.

Agua asociada al relleno hidráulico, causa los efectos que se han considerado en los párrafos anteriores debido al agua infiltrada, por lo tanto, si no se controla adecuadamente este relleno, podría debilitar las cajas, si se presentara este caso, es recomendable el relleno en pasta.

4.3.2. ORIENTACIÓN DE LA EXCAVACIÓN.

Si una excavación avanza paralela a fallas principales y zonas de corte, o a un sistema de discontinuidades, o al rumbo de los estratos, el debilitamiento de la roca puede ocurrir, bien naturalmente o bien por el proceso de minado. El fallamiento de la excavación es

una constante preocupación, particularmente, si la excavación avanza cerca de la falla geológica, la situación se hace aun mas seria por que los esfuerzos convergen y se concentran en el área confinada entre la falla geológica y la excavación. Si los esfuerzos de presión son más grandes que los esfuerzos de la roca entonces va ha ocurrir una repentina y espectacular falla de la roca.

Lo ideal para tener condiciones de estabilidad favorables de la masa rocosa de una excavación, es que ésta avance en forma perpendicular, es decir cruzando, al sistema principal de diaclasas, o al rumbo de los estratos, fallas principales y zonas de corte.

4.3.3. TAMAÑO DE LA EXCAVACIÓN

En general, el crecimiento del tamaño de una excavación genera un peligro potencial, si es que no se adoptan medidas de control de la estabilidad de la masa rocosa. Cuando el tamaño de la excavación crece, los techos, paredes o cajas están expuestos a mayores rasgos estructurales de la masa rocosa, luego, los bloques y cuñas que se autosostenían cuando la excavación era aun pequeña, ahora tienen menos autosostenimiento, lo cual representa un peligro potencial.

En rocas fracturadas en donde las familias de diaclasas u otras discontinuidades forman bloques rocosos de tamaño mediano a

grande, estos tienden a presionarse uno contra el otro en el contorno de la excavación, logrando autosostenerse, especialmente en excavaciones de tamaño pequeño. Sin embargo, cuando las dimensiones de la excavación crecen, hay siempre la posibilidad de que la roca pueda deslizarse o caerse.

En masas rocosas de estratificaciones horizontales planas, el agrandamiento de la excavación afectará la estabilidad de la misma, debido a la capacidad de autosostenimiento de los estratos y debido también a los esfuerzos. Si el tamaño de la excavación permite que las capas rocosas se muevan unas en relación a otras, entonces la falla de la excavación puede ocurrir.

Si tenemos cuñas biplanares en el techo donde se está desarrollando la excavación y esta se ensancha la cuña irá creciendo para llegar inevitablemente al colapso, debido al incremento de su peso. La misma conclusión se puede establecer para las cuñas tetrahedrales. Este ejemplo demuestra que el incremento del ancho de la excavación puede reducir las condiciones de estabilidad de la excavación.

4.4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI).

Paúl Marinos, profesor de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Técnica de Atenas - Grecia, y Evert Hoek Ingeniero Consultor de Vancouver, B.C. de Canadá, desarrollaron el GSI, índice de resistencia geológica, con la finalidad de estimar la resistencia del macizo rocoso.

Este escrito presenta una revisión de la estimación de propiedades de resistencia del macizo rocoso a través del uso del GSI. El sistema de clasificación GSI grandemente respeta las restricciones geológicas que ocurren en la naturaleza y están reflejadas en la información geológica. Un debate relaciona los rangos del índice de resistencia geológica (Geological Strength Index) para macizos rocosos típicos, enfatizando para macizos rocosos heterogéneos.

4.4.1. DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA GSI.

El GSI ha sido desarrollado, como resultado de muchos años de debates con geólogos, con quienes E. Hoek ha trabajado alrededor del mundo. La consideración ponderada ha sido dada al léxico preciso en cada caso y a los pesos relativos asignados a cada combinación de las condiciones estructurales de la superficie y, para respetar las condiciones geológicas existentes en la naturaleza.

La entrada básica consta de estimaciones o medidas de la resistencia compresiva uniaxial (σ_c) y una constante del material (m_i), esto es relacionada con las propiedades de fricción de la roca. Idealmente, estas propiedades básicas deberían calcularse en el laboratorio, descrito por Hoek y Brown (1997) empero, en muchos casos, la información es requerida antes de que las pruebas del laboratorio hayan sido completadas.

El componente más importante de Hoek – Brown, para determinar la calidad del macizo rocoso es el proceso de deducir la resistencia compresiva uniaxial (σ_c) del material y la constante m_i , calculados en el laboratorio, valores que serán asignados en relación a los valores in-situ. Esto se calculará a través del Geological Strength Index – GSI.

Para ello es necesario el uso de las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso, para la estimación del GSI; Hoek and Brown (1980), propusieron utilizar para la estimación de las constantes del material: m y s , las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski (1974) y de Barton (1974), sin embargo, hay un problema potencial en el uso de estos sistemas de clasificación geomecánica, de tomar en cuenta doblemente algún factor.

A fin de minimizar estos problemas potenciales, se ofrecen las siguientes guías para la selección de parámetros cuando se utilizan

las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso como base para la estimación de los valores m y s del criterio de falla de Hoek and Brown.

La clasificación geomecánica RMR de Bieniawski de 1976 es la referencia básica para el presente análisis. En el cuadro N° 4.1, se muestra los parámetros que se consideran para determinar la calidad del macizo rocoso.

Parte del cuadro N° 4.1 de Bieniawski de 1976, que define la Clasificación Geomecánica o valoración del macizo rocoso (RMR), los parámetros que se tomaran en cuenta para los cálculos estarán referidos a:

- Resistencia Compresiva de la roca.
- RQD (Rock Quality Designation).
- Espaciamiento de juntas.
- Condición de juntas.

Para estimar el valor utilizando la valoración del Macizo rocoso (RMR) de Bieniawski de 1976, se debe usar el cuadro N° 4.1, con los parámetros descritos anteriormente, asumiendo que el macizo rocoso esta completamente seco y al valor de la presencia de agua subterránea se le debe asignar una valoración de 10, también se deberá asumir que la orientación de juntas corresponde a una condición favorable y el valor de ajuste por orientación de juntas será

(0) la valoración final, llamada RMR76, puede luego ser utilizada para estimar el valor de GSI.

Para $RMR_{76} > 18$

$$GSI = RMR_{76}$$

Para $RMR_{76} < 18$

No se puede utilizar la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1976 para estimar el valor GSI, en cambio se debería usar el valor de Q de Barton, Lien y Lunde.

La clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989, puede ser utilizada para estimar el valor GSI de una manera similar a lo descrito para versión de 1976, en este caso se asigna un valor de 15 a la valoración del agua subterránea y de nuevo se considera como cero (0) el ajuste por orientación de Juntas.

Nótese que el valor mínimo que se puede obtener con la clasificación geomecánica de 1989 es 23, y que en general este da un valor ligeramente más alto que la clasificación de 1976, la valorización final, llamada RMR89, puede ser utilizada para estimar el valor de GSI.

Para $RMR_{89} > 23$

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

Para $RMR_{89} < 23$

No se puede utilizar la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 para estimar el valor GSI, en cambio se debería usar el valor de Q de Barton, Lien y Lunde.

La clasificación geomecánica "Q" modificada de Barton Lien y Lunde para estimar el valor de GSI se debe usar el RQD (Rock Quality Designation), el número del sistema de juntas (Jn), el número de la rugosidad de las Juntas (Jr) y el número de alteración de las Junta (Ja), exactamente como están definidas en los Cuadros N° 4.2; 4.3; 4.4; 4.5; 4.6 y 4.7 de Barton (1974).

CUADRO N° 4.2: ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (RQD)

Índice de Calidad de roca	RQD	Observaciones
A.- Muy mala	0 - 25	1.- cuando RQD 10, incluyendo cero; se puede utilizar el valor 10 para el RQD. 2.- Intervalos de 5 para RQD, ó sea 100, 95, 90 son precisos.
B.- Mala	25 - 50	
C.- Regular	50 - 75	
D.- Buena	75 - 90	
E.- Excelente	90 - 100	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

CUADRO N° 4.3: NÚMERO DEL SISTEMA DE JUNTAS (Jn)

Número de Familias	Jn	Observaciones
A.- Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 - 1	1.- Para cruces en túneles utilizar (3 x Jn) 2.- Para Portales utilizar (2 x Jn)
B.- Una familia de juntas	2	
C.- Una familia y algunas juntas ocasionales	3	
D.- Dos familias de juntas	4	
E.- Dos familias y algunas juntas	6	
F.- Tres familias de juntas	9	
G.-Tres familias y algunas juntas	12	
H.-Cuatro familias o más, roca muy fracturada, Terrones de azúcar	15	
I.- Roca triturada terrosa	20	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

CUADRO N° 4.4: NÚMERO DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS (Jr)

Número de rugosidad de las Juntas	Jr	Observaciones
- Contacto entre las dos caras de la junta - Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 cm		1.- Se añade 1.0 si el espaciamiento medio juntas es mayor de 3 m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar Para juntas de fricción Planas y que tengan alineaciones orientadas para resistencia mínima.
A.- Juntas discontinuas	4	
B.- Junta rugosa o irregular ondulada	3	
C.- suave ondulada	2	
D.- Espejo de falla, ondulada	1.5	
E.- Rugosa o irregulares plana	1.5	
F.- Suave plana	1.0	
G.- Espejo de falla o superficie de fricción plana.	0.5	
- Sin contacto entre las dos caras de la Junta desplazados lateralmente		
H.- Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras.	1	
I.- Zona arenosa de grava o roca triturada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.	1	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

CUADRO N° 4.5: NUMERO DE ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS (Ja)

Número de alteración de las juntas	Ja	Ør (aprox.)	Observación
- Contacto entre las dos caras de la junta.			1.- Los valores de de Ør el ángulo De fricción residual, se indican como guía aproximada de de las propiedades mineralógicas de los productos de la alteración si es que están presentes.
A.- Junta sellada, dura, sin reblandamiento relleno impermeable, ej. Cuarzo.	0.75		
B.- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25° - 35°	
C.- Las caras de la junta estan alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25° - 30°	
D.- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20° - 25°	
E.- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, ej. Caolinita, mica, clorita, talco, y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos son discontinuos con espesores de 162 mm	4	8° - 16°	
- Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento lateral.			
F.- Partículas de arena, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	25° - 30°	
G.- Fuertemente sobreconsolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm. de espesor.	6	16° - 24°	
H.- Sobreconsolidación media a baja, reblandecimiento, relleno de mineral arcilloso. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm. de espesor.	8	8° - 16°	
I.- Relleno de arcillas expansivas ej. Montmorillonita, de espesor continuo de 5mm. El Valor Ja depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 - 12	6° - 12°	
- No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada.			
J.- Zonas o bandas de roca desintegrada o machacada y arcilla.	6 - 8 ó 8 - 12	6° - 24°	
K.- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandamiento.	5	6° - 24°	
L.- Zonas o capas gruesas de arcilla.	10 - 13 13 - 20	6° - 24°	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

CUADRO N° 4.6: FACTOR DE REDUCCIÓN POR PRESENCIA DE AGUA EN JUNTAS (J_w)

Factor de reducción por presencia de agua en las juntas.	J_w	Presión agua Kg/cm ²	Observaciones
A.- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, menos de 5 l/min. Localmente.	1	< 1	1.- Los factores de C a E, son estimaciones aproximadas aumenta J_w si se instalan drenes. 2.- Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
B.- Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0.66	1 - 2.5	
C.- Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	2.5 - 10	
D.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con las voladuras disminuyendo con el tiempo.	0.1 - 0.2	> 10	
E.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05 - 0.1	> 10	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

CUADRO N° 4.7: FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS (SRF)

Factor de Reducción de esfuerzos	SRF	Observaciones
Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.		
A.- Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10	1.- Redúzcase estos valores SRF de 25%-50% si las zonas de fractura solo se intersectan pero no cruzan la excavación. 2.- Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisotrópico, medidas: cuando $5 < d_1/d_3 < 10$, redúzcase: a 0.8 la d_c y el d_t . Cuando d_1 y $d_3 > 10$, redúzcase: a 0.6 la d_c y el d_t . donde: d_c = Resistencia Compresiva. d_t = Esfuerzo a la tracción d_1 = Esfuerzo Principal Mayor. d_3 = Esfuerzo Principal Menor.
B.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m.).	5	
C.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca Desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m.).	2.5	
D.- Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).	7.5	
E.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m.).	5	
F.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación mayor de 50 m.).	2.5	
G.- Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5	

Factor de Reducción de esfuerzos	dc / d1	dt / d1	SRF	Observaciones
- Roca Competente, problemas de esfuerzos.				3.- Hay pocos casos reportados donde el techo debajo de la superficie sea menor que el ancho del claro. Se sugiere Que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 para estos casos. ver H
H.- Esfuerzo bajo, cerca de la superficie.	> 200	> 13	2.5	
I.- Esfuerzo medio.	200-10	13-0.66	1.0	
J.- Esfuerzo grande, estructura muy cerrada (generalmente favorable para la estabilidad. Puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10-5	0.66-0.33	0.5-2	
K.- Desprendimiento moderado de la roca masiva.	5-2.5	0.33-0.16	0.5-10	
L.- Desprendimiento intenso de la roca masiva.	< 2.5	< 0.16	10-20	
- Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.				
M.- Presión de flujo moderado.			5-10	
N.- Presión de Flujo Intenso.			10-20	
- Roca expansiva, actividad química expansiva dependiendo de la presencia de agua.				
O.- Presión de expansión Moderado.			5-10	
P.- Presión de expansión Intensa.			10-15	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

Bajo la ecuación

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

Donde:

RQD: Rock Quality Designation

Jn: Joint Set Number, Índice de diaclasado que tiene en cuenta el número de Familias.

Jr: Joint roughness number, índice de rugosidad de las juntas.

Ja: Joint alteration number, índice de alteración de las juntas.

Jw: Joint water reduction factor, factor de reducción por presencia de agua en las juntas.

SRF: Stress reduction factor, factor de reducción por esfuerzos.

Para el factor de reducción por agua en juntas (Jw) y el factor de reducción por esfuerzos (SRF), se debe utilizar un valor de 1 para ambos parámetros, lo que equivale a condiciones secas del macizo rocoso sometido a esfuerzos medios.

Este Valor de Q puede ser utilizado para estimar el valor GSI a partir de:

$$GSI = 9LnQ + 44$$

La aplicación del GSI modificado para la presente investigación se hará de acuerdo a las tablas correspondientes al sostenimiento práctico minero desarrollado en el siguiente sub capítulo.

4.4.2. MAPEO GEOMECÁNICO POR EL MÉTODO DE LÍNEA DE DETALLE.

Éste método es una técnica de muestreo sistemático. Idealmente los sitios de muestreo deben ser seleccionados aleatoriamente para asegurar que los obtenidos de cada una de las líneas serán representativos de la población objetivo.

El mapeo geomecánico, es la representación grafica del tipo de soporte a colocar en base a la condición geomecánica, según la clasificación G.S.I. modificado, de una labor excavada y a los factores influyentes que actúan sobre ella, tales como el ancho de la abertura, labores cercanas, presencia de agua, influencia de esfuerzos, orientación de fracturas y la voladura.

Los colores asignados a esta clasificación grafica de cada tipo de soporte se basan en la tabla correspondiente al sostenimiento práctico minero (SPM-Vallejo 2002) y se relaciona con la tabla de autososte que corresponde al índice RMR (Bieniawsky 79) para la colocación oportuna del soporte seleccionado.

A continuación se muestran los procedimientos a tomar en cuenta y los criterios de aplicación de esta técnica.

Basándonos, en el conocimiento de la roca y sus factores influyentes y conociendo los soportes a colocar, se procedió a elaborar las tablas preliminares para el sostenimiento de las labores de desarrollo y de explotación de la mina Huarón, en las cuales, se designan los colores a ser utilizados para cada soporte, los que se usarán en la elaboración de los planos geomecánicos de las labores.

Estas tablas de sostenimiento se acompañan de una Metodología de Aplicación, en la cual se incluyen algunos parámetros que deben ser tomados en cuenta para su correcta aplicación así como, las formas erróneas de colocación del soporte que no se deben aplicar nunca, por ser causantes de muchos accidentes. Tanto la tabla de sostenimiento, como la de Metodología de Aplicación, se incluyen en una cartilla enmicada del tamaño adecuado que permita ser llevada en el bolsillo del mameluco permanentemente y ser utilizada como una herramienta de Gestión en la operación.

Para la elaboración de este mapeo se llena primero el formato de Reporte diario de Geomecánica correspondiente a cada labor (Ver formato N° 4.1).

Para la elaboración de los planos se ha propuesto que el formato básico sea en hojas de tamaño A-4, por ser de fácil manipuleo en interior mina (Ver formato N° 4.2), en este formato se incluye:

- a. Vista de planta de las labores según el avance mensual correspondiente, a escala 1/500, mostrándose en arco rebatido, es decir pared derecha, techo y pared izquierda, esta división se hace de acuerdo a la dirección de avance de cada labor.
- b. Secciones típicas de tramos con sostenimiento diferente.
- c. Simbología y leyenda que consiste en un resumen de la tabla de sostenimiento de la mina, para labores de desarrollo o labores de extracción.
- d. Membrete del plano, donde se incluye el nombre de la labor mapeada, el encargado del mapeo, el encargado de la revisión y aprobación.
- e. Observaciones o notas que se crean necesario incluir para aclaración del mapeo.

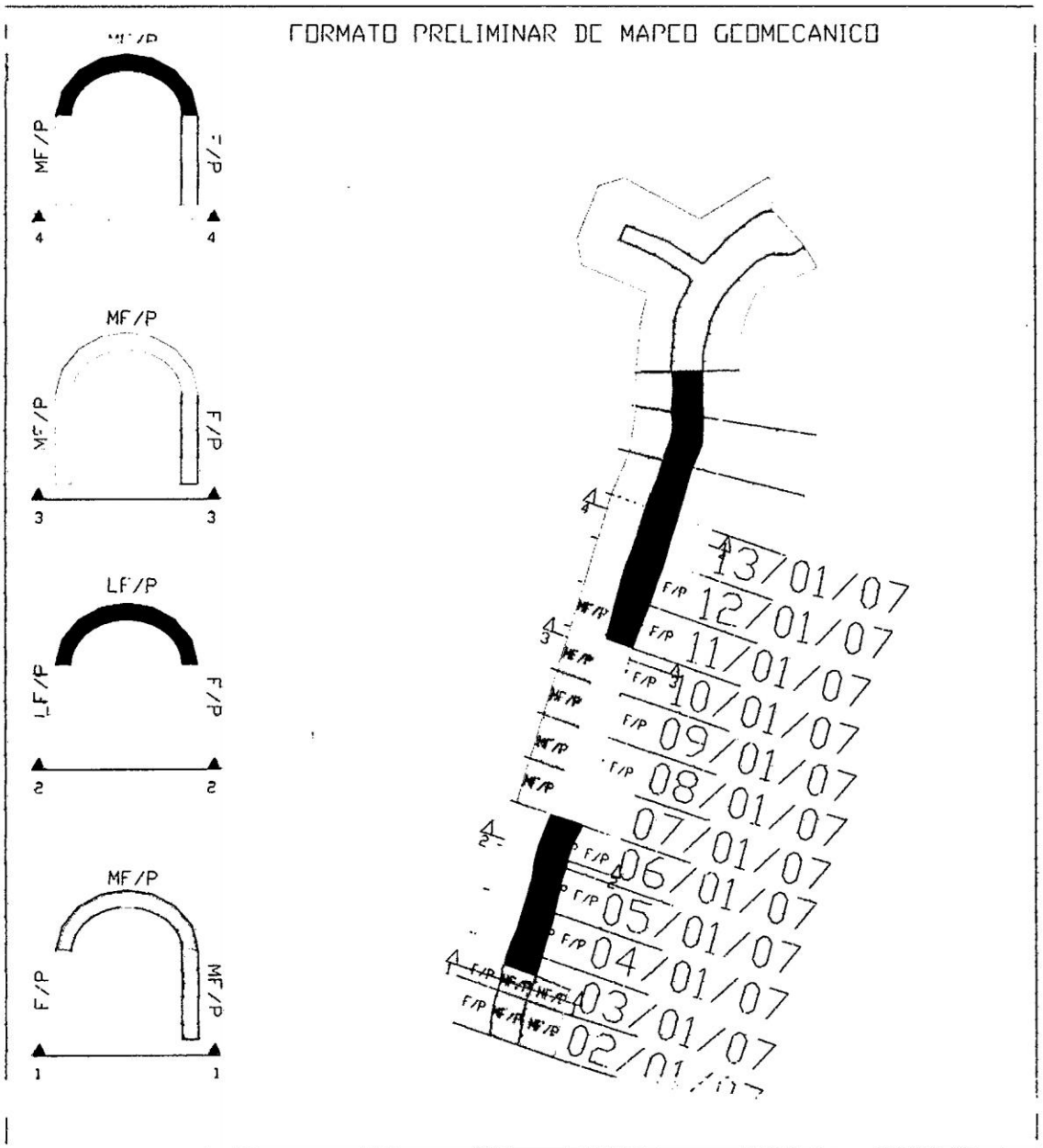
Una vez elaborado el formato, se procede a dibujar las labores a mapear, para lo cual los encargados deben plotear el plano del tajeo a explotar en dicho mes, a partir de un plano de avances actualizado hasta el mes que ha concluido, el ploteo se puede realizar con autocad o en forma manual, posteriormente el personal de los departamentos de Ingeniería o geomecánica se encargarán de dibujarlos y actualizarlos con la información geomecánica que se

incluya en dichos planos, sea de explotación o avance. Planos N° 02; 04; 06; 08 y 10

Como complemento al reporte diario y al plano geomecánico de la explotación o avance en cada labor, se llenara el formato de resumen semanal y/o mensual, que estará a cargo de los Jefes de Zona, Jefes de Guardia y Capataces (Ver formato N° 4.3)

El mapeo se realiza conforme se avanza, señalando en el plano el tramo de avance, el día y guardia del avance, el tipo de calidad de roca, en pared derecha, techo y pared izquierda en las labores de desarrollo o caja piso, caja techo y veta en labores de explotación y se colorea con el color asignado al soporte definido según la tablas de sostenimiento, el que dependerá del tipo de roca identificada y de los factores influyentes. Debiéndose colocar el soporte en el momento que esta indicado en el resumen de las tablas de sostenimiento incluida en el formato N° 4.4 (labores de desarrollo, explotación y accesos a labores de explotación) que se adjunta a continuación, así como, ejemplos de mapeos en labores.

FORMATO Nº 4.4: PLANO DE MAPEO GEOMECÁNICO



CONTENIDO CON GR. I (SISTEMAS) LARGO METRICO DE 2.000 (2.0 x 2.0) LARGO DE 2.000 (2.0 x 2.0)	UNIDAD DE RODA	TIEMPO DE COLOCACION	OBSERVACIONES: T.- techo, P.I.- Perid Izquierdo, P.D.- Perid Derecho - soporte sin factores de seguridad b - soporte con factores de seguridad
A SIN SOSTENES - PIANO CONSTRUCCION	a) LF/P, LF/R, LF/P, LF/R, F/P, F/P, MF/P, MF/R b) LF/R, LF/R, LF/P, F/P, F/P, MF/R	5 años	
B PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m. (Anillo o cinta ocasional)	a) b) F/P, MF/R	1 mes	
C PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m. (Anillo o cinta ocasional)	a) F/P, MF/P, IF/R b)	15 días	
D PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y Anillo o Shokarota con fibra (50m)	a) IF/P, MF/P b) F/P, MF/P, IF/R	5 días	
E PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y SHOKAROTA con fibra (10cm)	a) IF/P b) MF/P, IF/P	1 día	
F CINTAS METALICAS O CINTAS DE MADERA ESPACIADAS CADA METRO	a) b) IF/P	inmediato	

COMPAÑIA MINERA HUARON S.A.
PLANO GEOMECANICO
Cx. 286 N

EJECUTADO: C.V.C. FECHA: 02/01/2007
 REVISADO: L.R. ESCALA: 1/500


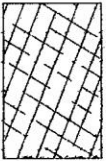



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

4.4.2.1. LA TABLA DE CLASIFICACIÓN CUALITATIVA Y CUANTITATIVA DEL GSI.

En la cual se pueden identificar tres tipos de roca que se han definido en base a las observaciones en una labor tal como se observa en las Tablas N° 4.1 y 4.2:

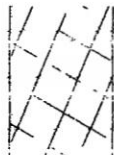
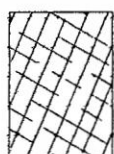
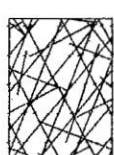


- a. Color Amarillo.- Roca moderadamente fracturada (6 a 12 fract/ml) y buena (fracturas cerradas frescas y se rompe con varios golpes de picota) (F/B), su valoración esta entre 65 y 75, valor del RMR seria de 70 – 80 en condiciones secas.
- b. Color Azul.- Roca muy fracturada (12 a 20 fract/ml) y regular (fracturas ligeramente abiertas, moderadamente fracturadas y se rompe con 1 a 3 golpes de picota) (MF/R), su valoración esta entre 45 a 55, valor de RMR seria de 50 – 60 en condiciones secas.
- c. Color Rojo.- Roca intensamente fracturada (> 20 fract/ml) y pobre (fracturas ligeramente abiertas, con relleno arcilloso y se indenta superficialmente la picota (IF/P), su valoración esta entre 25 y 35, valor de RMR seria de 30 – 40 en condiciones secas.

TABLA Nº 4.1: TABLA DE CLASIFICACIÓN CUALITATIVA

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL					
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con un flexometro. la mala voladura afecta esta condicion. La resistencia se determina golpeado o indentando la roca con una picota, se toma en cuenta la rugosidad, alteracion de paredes y relleno de las discontinuidades.</p>		<p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>MUY POBRE (BLANCA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIDA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANCAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>					
ESTRUCTURA							
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (RQD = 115 - 3.3 Jn.)</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP	
	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
	<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
	<p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

TABLA N° 4.2: TABLA DE CLASIFICACIÓN CUANTITATIVA

<p>(GSI.) MODIFICADO</p> <p>De los codigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condicion de las discontinuidades en tabla 1, seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor tipico del indice geologico de resistencia, GSI, de los contornos que muestra la Tabla. no trate de obtener un mayor grado de precision. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es mas realista que indicar un unico valor por ejemplo 38</p>		<p>CONDICION SUPERFICIAL</p> <p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA); SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGER. ABIERTA. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERAD. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>				
<p>ESTRUCTURA</p>						
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 Jn.)</p>	<p>95</p> <p>90</p> <p>85</p> <p>80</p>				
	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	<p>7</p> <p>6</p>				
	<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>			<p>5</p> <p>4</p>		
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>				<p>3</p> <p>2</p> <p>1</p>	
	<p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN ROD)</p>				<p>15</p> <p>10</p> <p>5</p>	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA

4.4.2.2. TABLA PARA EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS.

Considera los tres índices de clasificación geomecánica, relacionados mediante las funciones (1) y (2), su dimensión equivalente que es el resultado de dividir, el ancho o altura de la labor (el mayor de ambos valores) entre una constante cuyo valor depende del uso de la labor y se denomina E.S.R. (Excavation Support Ratio) Razón del Soporte de la Excavación, es vinculado con el uso final y la vida anticipada de la excavación.

$$GSI=RMR (89) \text{ seco} - 5 \dots\dots\dots(1)$$

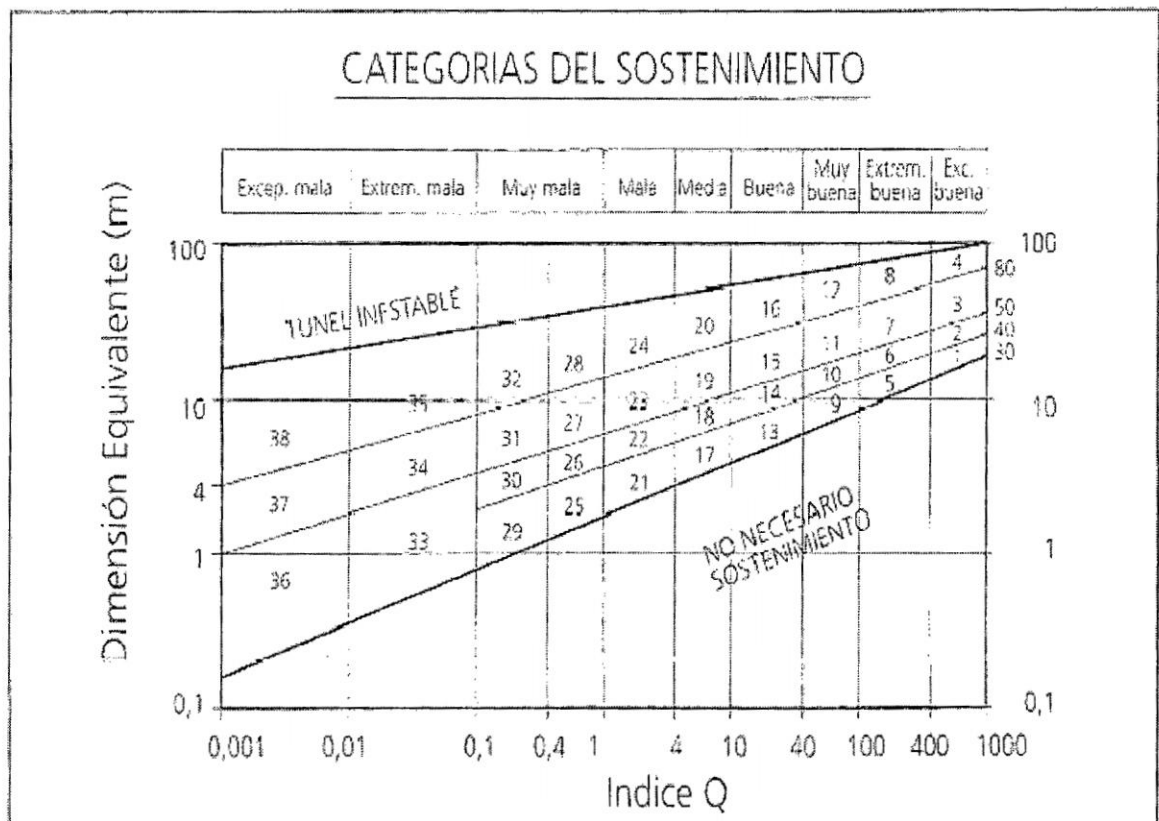
$$RMR=44 + \text{Ln} (Q) \dots\dots\dots(2)$$

En esta tabla el E.S.R. en labores permanentes (rampas, cruceros, galerías) es 1.6, en labores verticales (chimeneas, pique, echaderos de mineral y desmonte) es de 2.0 y en labores de explotación (tajeos de corte y relleno, cámaras y pilares) es de 3.0. Además se incluye la longitud de pernos a ser tomada en cuenta de acuerdo a las dimensiones de la labor.

La Tabla N° 4.3, se basa en el diseño de sostenimiento de túneles según Barton-1974 y presenta 38 categorías de

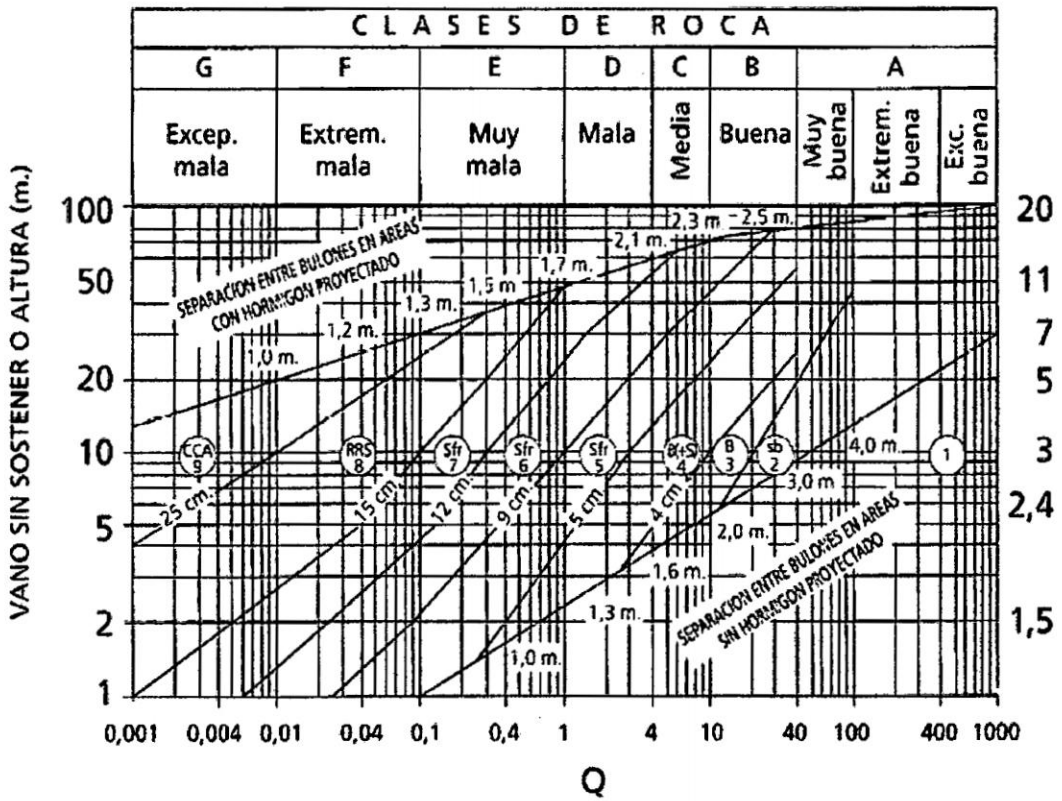
sostenimiento, la Tabla N° 4.4, según Barton-1992, presenta 9 categorías de sostenimiento; y la Tabla N° 4.5 de Sostenimiento Práctico Minero (SPM), es la que se usará por las experiencias obtenidas en minas subterráneas del Perú, se incluye además el uso de la madera, la aplicación de la misma sirve de base para la elaboración de las tablas de sostenimiento de cada unidad minera, dependiendo de las condiciones geomecánicas y de minado de dicha unidad.

TABLA N° 4.3: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN BARTON 1974



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

TABLA N° 4.4: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN BARTÓN 1992

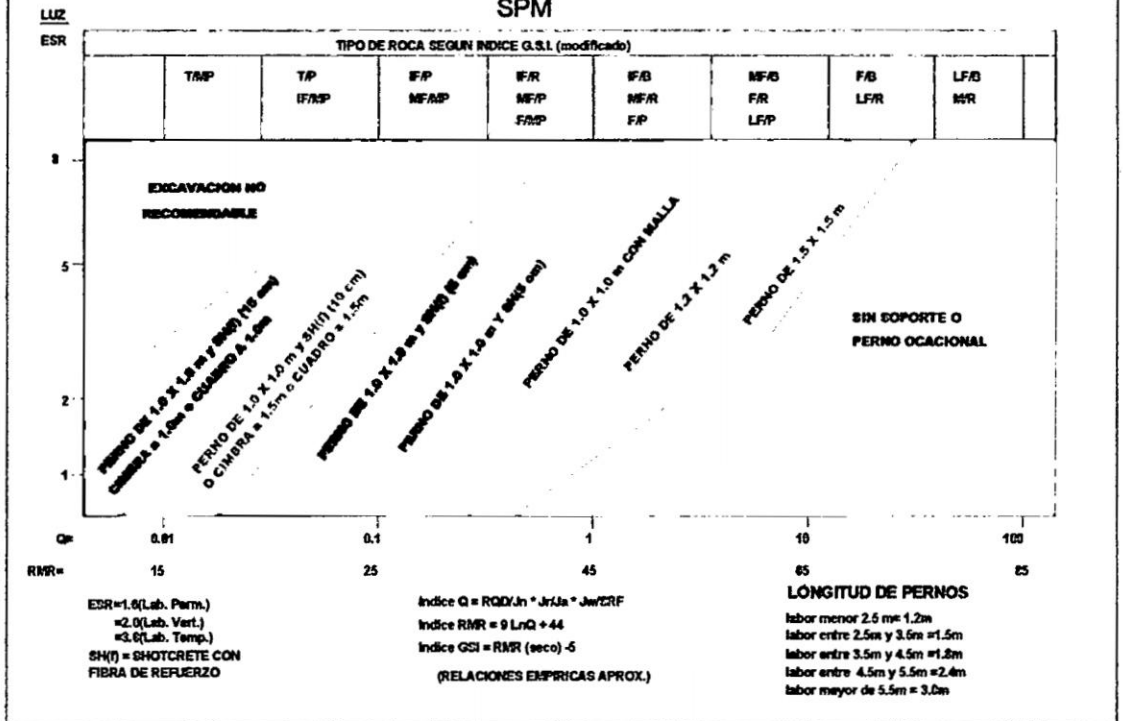


LONGITUD DE BULONES (EN m.) PARA ESR = 1

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

TABLA N° 4.5: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS

DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRANEAS SPM

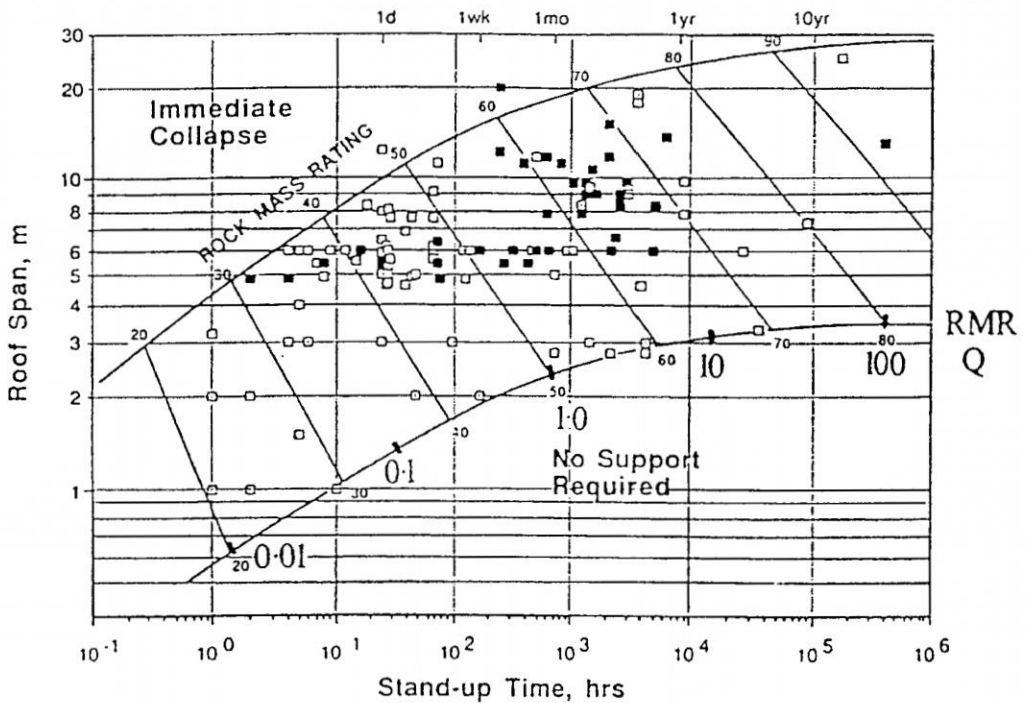


FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

Una vez definido el soporte en base a la tabla mostrada, según su clasificación geomecánica y dimensión equivalente, se requiere de inmediato conocer el tiempo oportuno de su colocación, de manera que se pueda evitar el aflojamiento progresivo del macizo rocoso excavado y su desprendimiento posterior.

La tabla N° 4.6 mostrada a continuación corresponde a los tiempos de autosoporte, propuesta por Bieniawski (1979), se obtiene estos tiempos de acuerdo al intervalo de valores que tiene cada clasificación geomecánica, determinándose un tiempo mínimo y máximo en el cual se deberá colocar el soporte.

TABLA N° 4.6: TIEMPO AUTOSOORTE SEGÚN ÍNDICES Q Y RMR



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

El tiempo promedio para cada tipo de roca, según la abertura, podrá definirse en forma específica en cada unidad minera, de acuerdo a la experiencia obtenida, capacidad instalada para colocar soporte y su logística, este tiempo promedio debe estar dentro del intervalo considerado en la tabla de tiempos de autosoporte.

En los casos de que un mismo tipo de clasificación geomecánica, presente dos alternativas de soporte, se podrá considerar un menor tiempo para el menor soporte y un mayor tiempo para el mayor soporte, dentro del intervalo de tiempo mencionado.

A continuación se dan dos ejemplos desarrollados, que muestran como se determina el soporte adecuado y el tiempo de colocación, que nos servirá para la elaboración de la tabla de soporte específico de la Unidad Económica Administrativa Huarón.

En estos dos ejemplos no se han considerado los factores influyentes en la estabilidad del macizo rocoso, únicamente se ha considerado las condiciones estructurales (fracturas/ml) y condiciones superficiales (discontinuidades y resistencia de masa rocosa, tamaño de abertura y uso de la labor).

La descripción de las condiciones de la roca se hace tomando en cuenta las paredes y techo en labores de desarrollo, las cajas, falsas cajas y vetas en zonas mineralizadas, en cuerpos se consideran las aberturas entre los pilares.

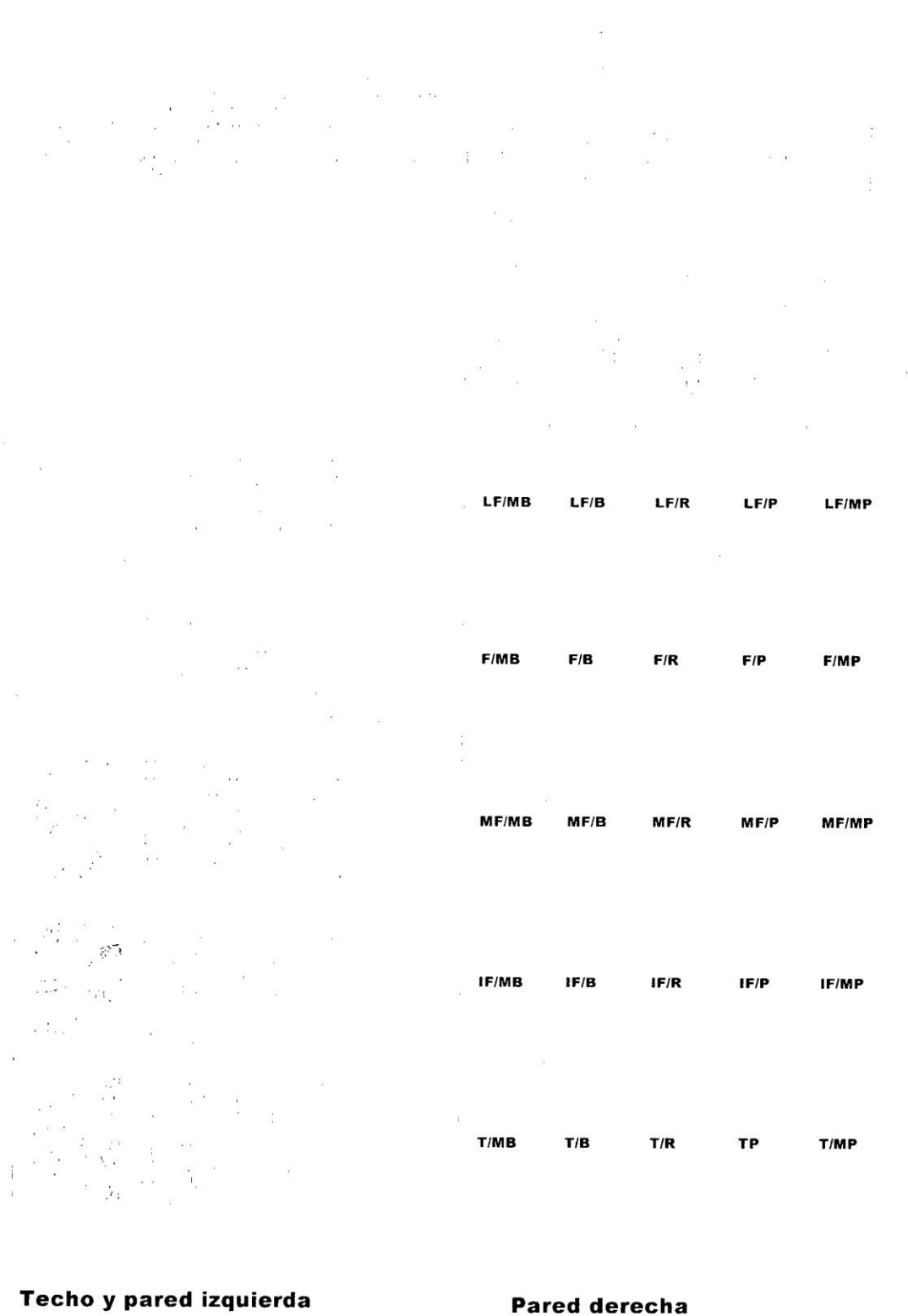
Ejemplo N° 1: Labor de desarrollo (rampa, galería, crucero) de 4.5 m de ancho por 4.0 m de altura en calizas, presenta 15 fracturas/m, cerradas, frescas y se rompen con dos golpes de picota en la pared derecha, presenta 8 fracturas/m, ligeramente abiertas, levemente alteradas y se rompen con un golpe de picota el techo y la pared izquierda.

De acuerdo a la descripción de campo primeramente se identifica en la tabla GSI la descripción cualitativa, ver Tabla N° 4.7 y valoración cuantitativa, Ver Tabla N° 4.8.

Pared derecha: muy fracturada, regular (MF/R) y su valoración en la tabla será de 45 – 55 y un RMR = 50 – 60.

Techo y pared izquierda: fracturada, regular (F/R) y su valoración en tabla será de 55 – 65 y el RMR = 60 – 70.

TABLA N° 4.7: DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DEL EJEMPLO N° 01



LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP

Techo y pared izquierda **Pared derecha**

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

TABLA Nº 4.8: DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO Nº 01

CÓDIGO MODIFICADO		DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA	CANTIDAD SUPERFICIAL	CANTIDAD VOLUMEN	CANTIDAD PESO	CANTIDAD LONGITUD	CANTIDAD AREA	CANTIDAD PERÍMETRO	CANTIDAD VOLUMEN	CANTIDAD PESO	CANTIDAD LONGITUD	CANTIDAD AREA	CANTIDAD PERÍMETRO	
LETRA	NÚMERO													
<p>De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades en tabla 1, seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del índice geológico de resistencia, GSI, de los contornos que muestra la Tabla 1, no trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor por ejemplo 38</p> <p style="text-align: center;">Descripción cuantitativa</p>														

Techo y pared izquierda

Pared derecha

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

Una vez definida su descripción cualitativa y el RMR mediante su valuación cuantitativa, se va a la tabla del Sostenimiento Práctico Minero (SPM), localizándose el intervalo que abarque la clasificación cualitativa, Tabla N° 4.9, así:

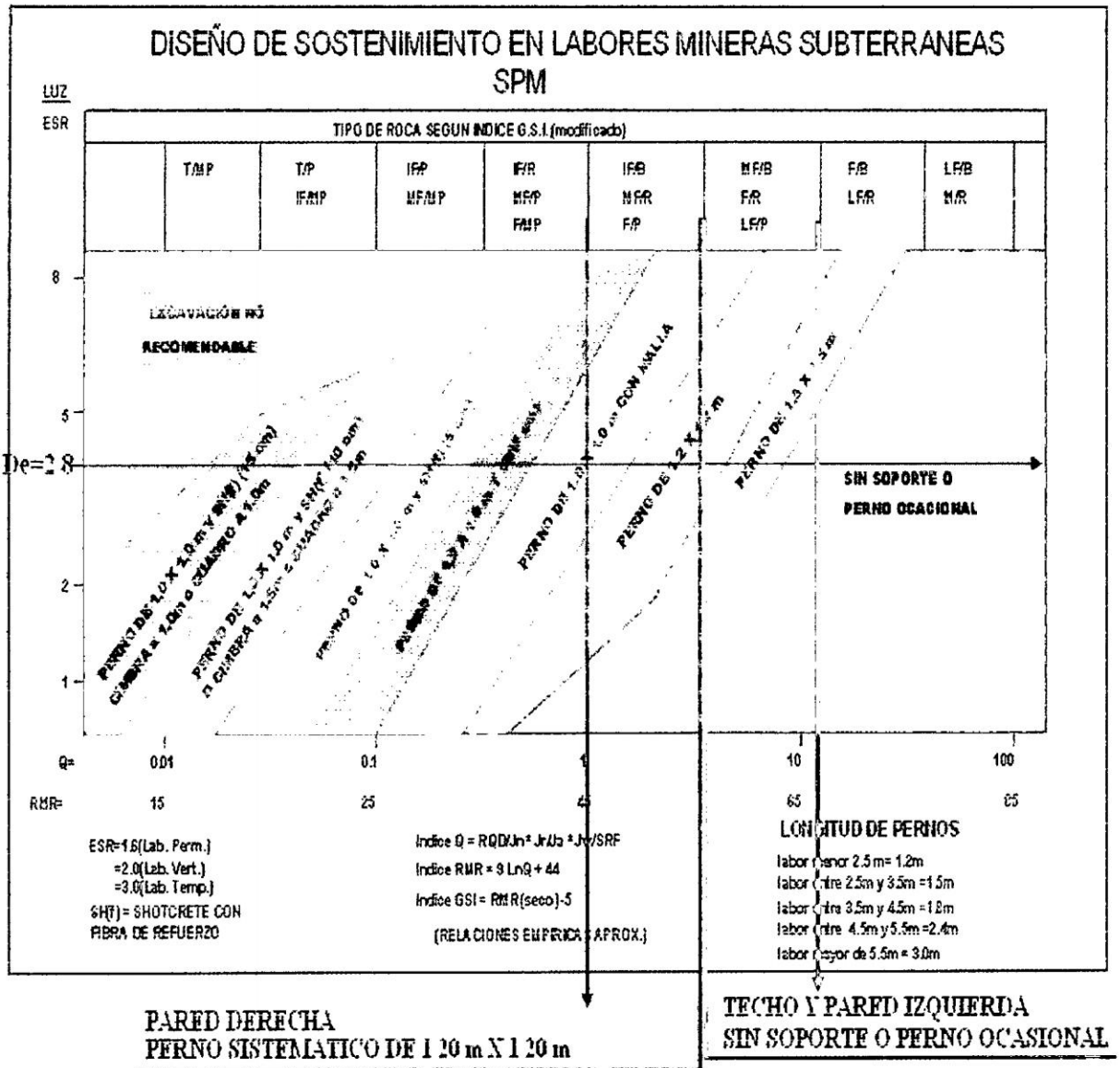
MF/R	Pared derecha
F/R	Techo y pared izquierda

Este intervalo se intercepta con la línea que corresponde al valor de la dimensión equivalente de esta labor, el mismo que se determina dividiendo el ancho de la labor (4.5) entre la constante ESR (1.6) asignada a labores de desarrollo de carácter permanente. El valor obtenido es de $4.5/1.6 = 2.8$, a partir de este valor en el eje (Luz/ESR) se traza una línea horizontal, interceptándola con las líneas verticales que delimitan los intervalos de calidad de roca de la pared derecha, izquierda y techo, el tramo interceptado corresponde al tipo de soporte a colocar, así:

Pared derecha = Perno sistemático de 1.2x1.2m.

Techo y pared izquierda = Sin soporte o perno ocasional.

TABLA N° 4.9: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DEL EJEMPLO N° 01



FUENTE: ELABORACION PROPIA

Habiéndose determinado la descripción cualitativa de la calidad geomecánica de la labor mencionada.

Pared derecha = MF/R, RMR = 50 - 60

Techo y pared izquierda = F/R, RMR = 60 - 70

La dimensión equivalente:

Ancho = 4.5

ESR = 1.6

De = 2.8

Y los soportes a colocar:

Pared derecha = Pernos de 1.2x1.2m

Techo = Sin soporte o perno ocasional.

Pared izquierda = Sin soporte o perno ocasional.

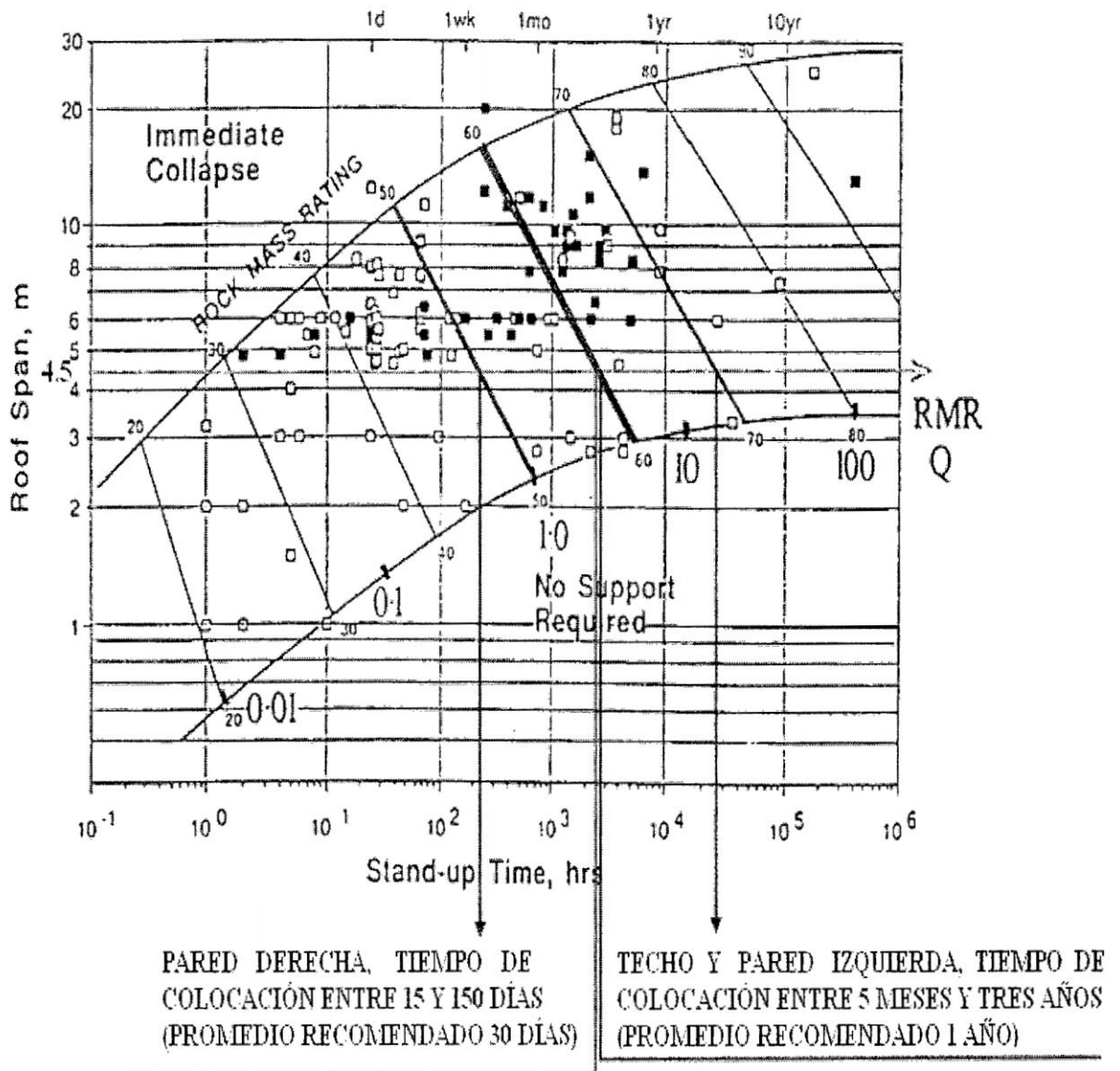
Se procede a determinar el tiempo oportuno de su colocación, utilizando la tabla de tiempo de auto soporte en función de la calidad de roca según índices Q o RMR, Tabla N° 4.10, para lo cual se traza una línea horizontal a partir del eje correspondiente al ancho de abertura interceptando las franjas que corresponden a los índices de calidad de roca.

A partir de estas intercepciones se trazan líneas verticales que se intercepten a su vez con los ejes que corresponden al tiempo de auto soporte. De acuerdo a esta última intercepción se determinan los tiempos máximos y mínimos para colocar el soporte antes de que se inicie el relajamiento del macizo rocoso:

Pared derecha= entre 15 días a 150 días (recomendado 30 días).

Techo y Pared izquierda = entre 6 meses a tres años (recomendado 1 año).

TABLA N° 4.10: TABLA DE TIEMPO DE AUTOSOPORTE DEL EJEMPLO N° 01



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

Ejemplo 2: Explotación de vetas potentes. Caja techo intrusivo, caja piso caliza, techo zona mineralizada en skarn, ancho de labor, tajeo de 10m de ancho y 5m de altura, en la caja techo 18 fracturas/m, se indenta superficialmente la picota, caliza en caja piso 10 fracturas/m, se rompe con dos o tres golpes de picota, mineral 15 fracturas/m, se rompe con dos golpes de picota.

De acuerdo a la descripción, la clasificación GSI será la siguiente (ver Tabla N° 4.11 y 4.12).

Caja techo: Muy fracturada/Pobre = (MF/P), su valoración cuantitativa 35 – 45 y el RMR en condiciones secas = 40 – 50

Caja piso: Fracturada/Regular = (F/R), su valuación cuantitativa 55 – 65 y el RMR en condiciones secas = 60 – 70.

Cuerpo mineralizado: Muy fracturada /Regular (MF/R), su valuación cuantitativa 45 – 55 y el RMR en condiciones secas 50 – 60.









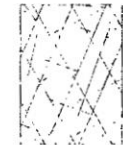











TABLA N° 4.11: DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DEL EJEMPLO N° 02

	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
	T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP

Caja piso zona mineralizada caja techo

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

TABLA N° 4.12: DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO N° 02

<p>De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades en tabla 1, seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del índice geológico de resistencia, GSI, de los contornos que muestra la Tabla 1, no trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor por ejemplo 38</p>	<p>ESTRUCTURA DEL EJEMPLO</p>	<p>DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO</p>	<p>ESTRUCTURA DEL EJEMPLO</p>	<p>DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO</p>	<p>ESTRUCTURA DEL EJEMPLO</p>	<p>DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO</p>
 <p>CONTINUIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES A MENOS DE 10 CM. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>
 <p>CONTINUIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES DE 10 A 20 CM. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>
 <p>CONTINUIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES DE 20 A 30 CM. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>
 <p>CONTINUIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES DE 30 A 40 CM. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>
 <p>CONTINUIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES DE 40 A 50 CM. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>		<p>ESTRUCTURA CON DISCONTINUIDADES RECTAS Y ESPACIADAS. LAS DISCONTINUIDADES SON PARALELAS ENTRE SÍ. EL ESPACIO ENTRE LAS DISCONTINUIDADES ES DE 10 A 50 CM. (VER TABLA 1)</p>

Corte tipo de zona inmediata del corte techo

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

Para determinar el tipo de soporte, consideramos la abertura 10m y para la dimensión equivalente (abertura /ESR), utilizamos el ESR = 3, luego la $De = 10/3 = 3.3$

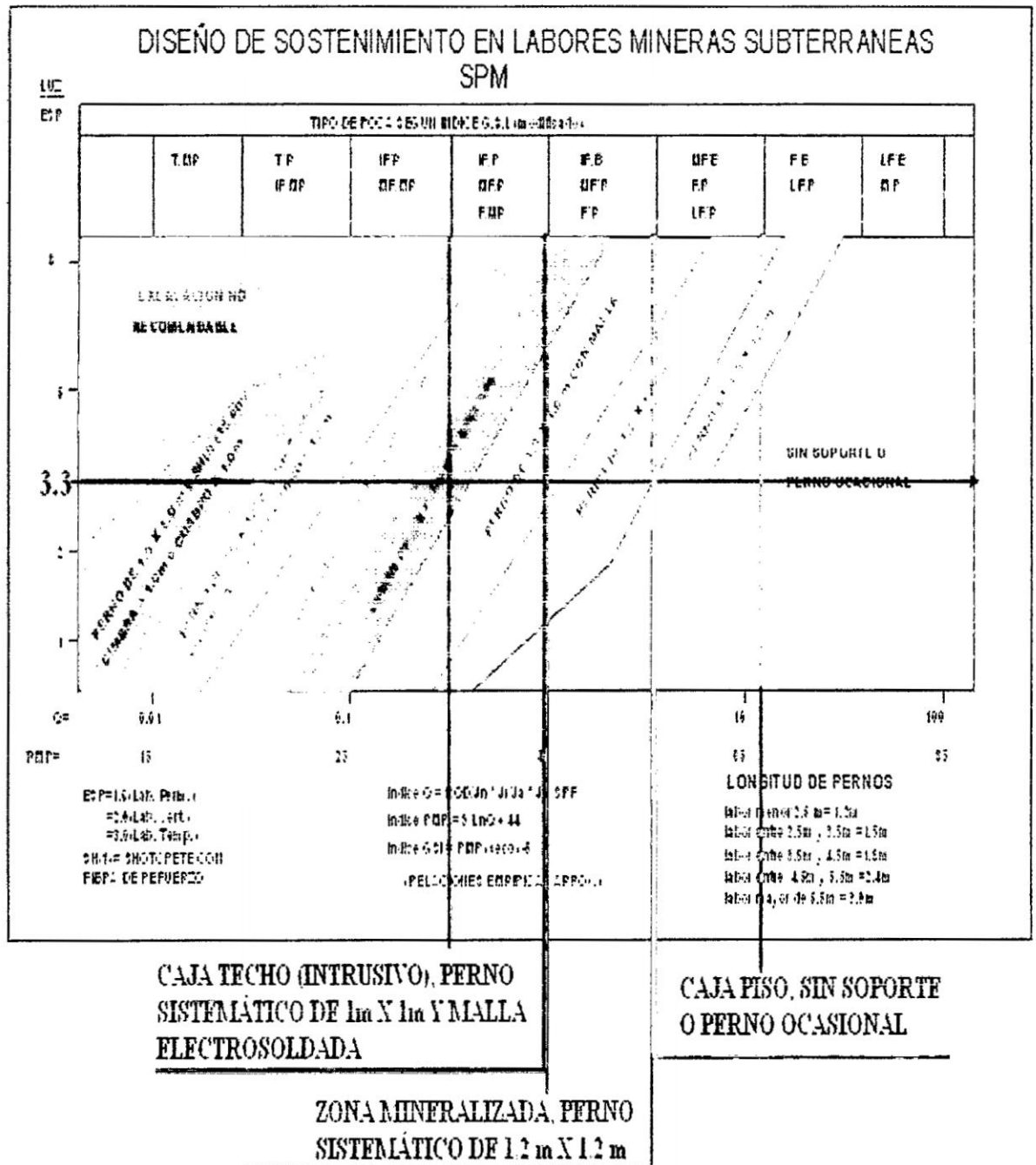
Trazamos la línea horizontal en la tabla SPM (Sostenimiento Practico Minero) a partir del valor 3.3, e interceptamos las clasificaciones geomecánicas correspondientes a la caja techo, caja piso y cuerpo mineralizado, obteniendo los siguientes tipos de soporte. Ver tabla N° 4.13:

Caja techo: MF/P = Pernos sistemático de 1.0x1.0m y refuerzo con malla metálica

Caja piso: F/R = Sin soporte o perno ocasional.

Veta: MF/R = Pernos sistemático de 1.2x1.2m

TABLA Nº 4.13: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DEL EJEMPLO Nº 02



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

Habiendo obtenido el tipo de soporte a ser colocado, se procede a determinar el tiempo oportuno de su colocación, el cual se define trazando una línea horizontal, en el eje que corresponde a la abertura en la tabla de tiempo de auto soporte de Bieniawski, en este caso se debe tomar en cuenta, el ancho de la abertura para la zona mineralizada y la altura para las cajas techo y piso.

Luego se intercepta esta línea horizontal con las líneas que limitan los valores de RMR determinados en la clasificación geomecánica de GSI y la relación $GSI = RMR (89 \text{ seco}) - 5$.

Caja techo: 5.0m (altura) (RMR = 40 – 50) (tiempo min. = 12 hr., máx. = 7 días)

Caja piso: 5.0m (altura) (RMR 60 – 70) (tiempo min. = 6 meses, máx. = 3 año)

Zona mineralizada: 10m (ancho) (RMR = 50 – 60) (tiempo min. = 3 días, máx. = 20 días)

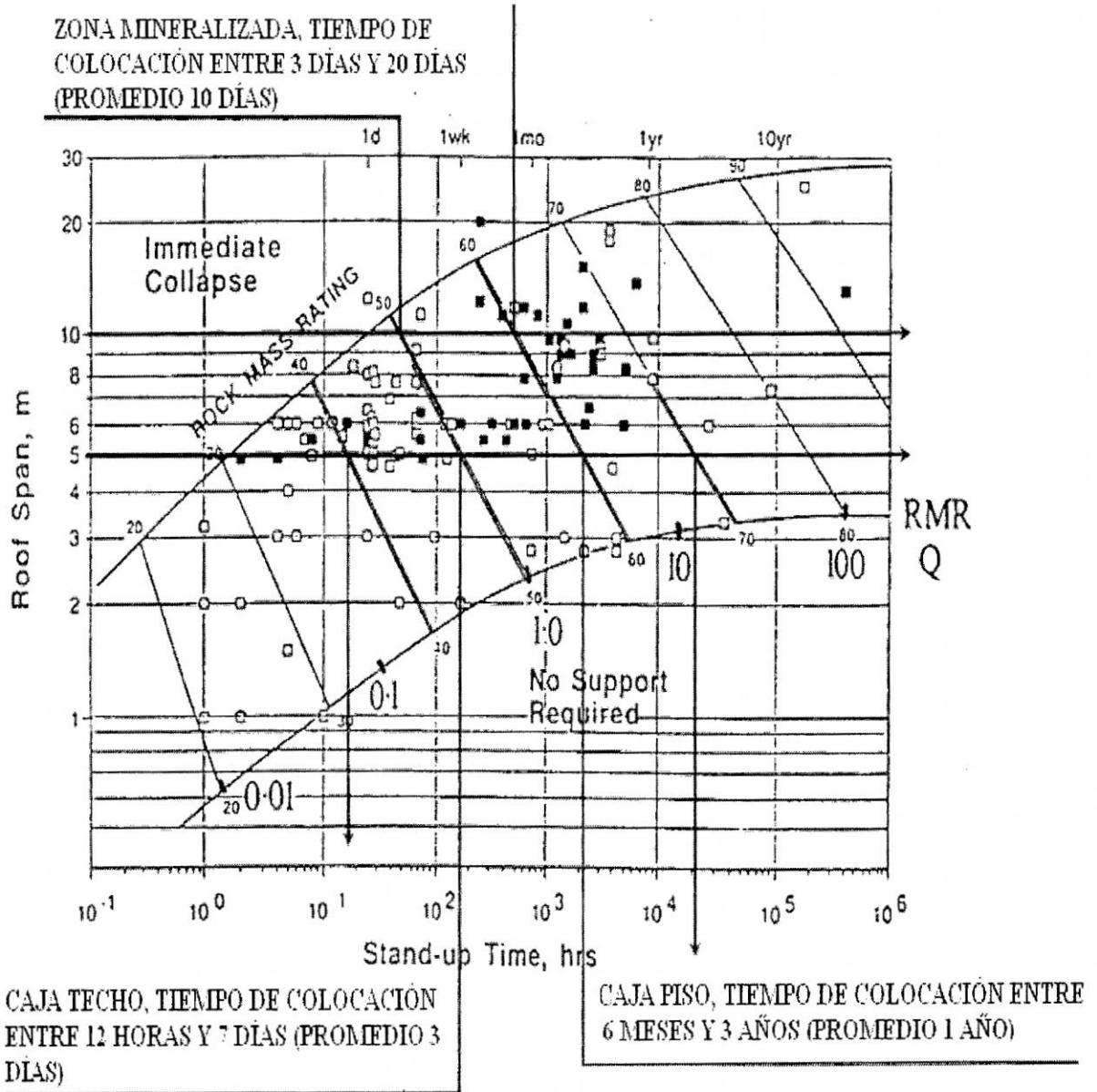
El tiempo promedio recomendado sería (Ver Tabla N° 4.14):

Caja techo: 3 día = (MF/P)

Caja piso: 1 año = (F/R)

Zona mineralizada: 10 días = (MF/R)

TABLA N° 4.14: TIEMPO DE AUTOSOPORTE DEL EJEMPLO N° 02



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

4.4.2.3. CRITERIOS PARA AJUSTES POR FACTORES INFLUYENTES.

La aplicación directa de la clasificación GSI modificado en las labores toma únicamente en cuenta la condición del macizo rocoso, condición que es afectada por los factores indicados a continuación:

- Presencia de agua (cantidad y calidad).
- Presencia de orientaciones desfavorables de discontinuidades (orientación de fracturas sub-verticales en los hastiales y orientación de fracturas sub-horizontales en el techo).
- Presencia de esfuerzos (profundidad de labor, cercanía a fallas, diques o ejes de pliegues, zonas de relajamiento superficial y cercanía de labores, puentes, pilares).
- Operaciones deficientes (voladura, distribución incorrecta de taladros, colocación tardía de soporte, colocación incorrecta de soporte)
- Efectos del tiempo.

a) PRESENCIA DE AGUA.

Se corrige relacionando el valor cuantitativo del GSI con el valor de RMR mediante la ecuación (1): $GSI = RMR (seco) - 5$.

- Si se presenta humedad se disminuye en 4 unidades
- Si se presenta goteo se disminuye en 10 unidades
- Si se presenta flujos o filtración intensas se disminuye en 15 unidades

Se recomienda como promedio disminuir en 10 unidades, el valor del RMR ante la presencia de agua.

En la U.E.A. Huarón, el agua proveniente de las labores es neutra a levemente ácida, salvo en tajeos o zonas con alto contenido de pirita, en las cuales se pueden presentar aguas ácidas o formación de sulfatos que corroen los soportes (split set, pernos con pasta de cemento y shotcrete) debiendo utilizarse en estos casos pernos con resina, shotcrete con micro sílice o reemplazar el shotcrete con cimbra.

Se debe tomar en cuenta el efecto negativo del agua procedente del relleno hidráulico, el mismo que humedece las cajas y puentes, afectando las condiciones de la roca, este parámetro inicialmente no es considerado en un área no rellena y se coloca soporte en condiciones secas, el cual posteriormente resulta deficiente, al haber disminuido la calidad de la roca por efecto de esta agua incorporada, por lo tanto, se requiere proyectar el soporte para las condiciones finales, especialmente si existen rellenos de fracturas y falsas cajas (zonas argílicas) fácilmente lixiviadas o disueltas por esta agua agregada al sistema.

Como medidas preventivas se requieren campañas de impermeabilización, y control de drenaje interno de la mina principalmente, en áreas críticas (zonas de falla, chimeneas, Ore Pass, etc.)

b) ORIENTACIONES DE ESFUERZOS.

En las labores de la U.E.A. Huarón consistente en labores de recuperación es recomendable utilizar un soporte más consistente dado la antigüedad de sus

labores de desarrollo y concentración de esfuerzos en los pilares.

- En zonas con ocurrencias de eventos que indiquen liberación de esfuerzos aparición o desaparición de filtraciones o goteo, ocurrencia de lajamiento o descascaramiento de techo y paredes, ocurrencia de estallidos de roca o ruidos, los soportes colocados se reforzarán, si se han colocado cimbras y estas son de 4" de ancho (10cm) se colocara cimbras de 6" (15cm) o las de 4" espaciadas cada metro.
- En labores que tendrán en el futuro aberturas cercanas, que originaran esfuerzos por redistribución de tensiones en paredes y techo se deberá prevenir colocando de antemano el sostenimiento adecuado, especialmente antes de iniciar las aberturas cercanas (tajeos y otros)
- Debe proyectarse en todas las labores en proceso de excavación o a excavar, las fallas o estructuras identificadas con los mapeos geológicos que las intercepten para determinar los tramos de aumento de esfuerzos por estas causas.

c) ORIENTACIÓN DESFAVORABLE DE DISCONTINUIDADES.

Las discontinuidades desfavorables (estratos, fracturas, foliación, fallas, contactos litológicos) por su orientación se presentan cuando su rumbo es paralelo o sub paralelo a la dirección de las labores y tienen una inclinación o buzamiento vertical o sub vertical.

- Esta condición origina desprendimiento en el techo debido a lo difícil de ser asegurados con pernos, los cuales se deben colocar con ángulo de 60° hacia la izquierda y 60° hacia la derecha en forma intercalada, o colocar una capa de shotcrete de 5 a 10 cm. en lugar de los pernos.
- En las paredes se presenta pandeo y lajamiento especialmente cuando el espaciamiento de estas fracturas es menos de 20.0 cm., por lo tanto, debe colocarse pernos perpendiculares a las paredes, inclusive en zonas que no requieran soporte.
- Otra condición desfavorable por orientación se presenta cuando las discontinuidades se encuentran horizontales o sub horizontales y ocurre

una deflexión en el techo de las labores, esta deflexión de acuerdo al espesor de la capa y al ancho de la labor causará un desprendimiento; se sostiene con pernos cuya longitud dependerá de los parámetros mencionados anteriormente.

d) DEMORAS EN LA COLOCACIÓN DE SOPORTE

La colocación a destiempo del soporte recomendado, así como, la mala y deficiente colocación del soporte origina que la roca continúe con su deterioro, hasta el desprendimiento, en los tramos de las labores que se presentan estos casos se debe proceder al retiro del soporte inadecuado o deteriorado y colocar un nuevo soporte reforzado.

La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades, ocurrencia de esfuerzos (labores cercanas o presencia y cercanía a fallas) y demoras en la colocación de soporte que afecten a un determinado tipo de roca en una labor, originará que el soporte asignado por su condición al momento de la excavación requiera ser reforzado, para lo cual se deberá colocar el siguiente soporte, tanto en

elementos de soporte como en tiempos de colocación, debiendo considerarse una sola corrección.

Por ejemplo, si en una rampa de 4.0 m x 4.0 m muy fracturada pobre (MF/P), el soporte según tabla correspondería a pernos de 1.0m x 1.0 m y shotcrete con fibra de 0.05m (soporte tipo D) y el tiempo de colocación de 5 días, con presencia de agua y/o orientación desfavorable de discontinuidades se deberá colocar soporte tipo E y su tiempo de colocación será de 1 día.

Ejemplo N° 03: de condiciones con factores influyentes:

Galería de 4.0x4.0 en calizas, con pared derecha, pared izquierda y techo con 15 fracturas/m, se rompe con dos golpes de picota, sistema de discontinuidad sub vertical y sub paralelo a las paredes, con presencia de goteo a través de las mismas.

De acuerdo a la tabla de clasificación GSI se tiene:

Pared y techo de galería: Clasificación cualitativa = muy fracturada, regular (MF/R), valoración cuantitativa = 45 – 55 y RMR = 50 – 60.

Correcciones:






Presencia de agua = (filtraciones por goteo) = -10

Orientación desfavorable = -10

Total de correcciones = -20

Valor de RMR corregido = 30 – 40 o GSI = 25 – 35,
equivalente a una roca MF/MP o IF/P, valores con los
cuales se pasa a la tabla SPM para determinar el
soporte. Ver Tabla N° 4.15 y N° 4.16.

TABLA N° 4.15: DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DEL EJEMPLO N° 03

TABLA DE EJEMPLOS DEL Método de Evaluación LEGENDA MODIFICADA		CATEGORÍA				
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal (medido) más con un Perímetro, la media aritmética de la distribución. En la tercera se determina el grado de interconexión de las fracturas y se toma en cuenta la importancia de la abertura de paredes y estado de las discontinuidades.</p>		<p>1. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 2. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 3. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 4. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 5. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 6. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 7. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 8. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 9. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 10. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 11. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 12. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 13. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 14. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 15. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 16. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 17. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 18. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 19. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 20. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 21. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 22. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 23. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 24. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 25. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 26. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 27. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 28. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 29. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 30. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 31. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 32. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 33. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 34. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 35. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 36. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 37. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 38. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 39. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 40. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 41. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 42. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 43. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 44. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 45. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 46. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 47. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 48. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 49. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 50. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 51. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 52. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 53. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 54. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 55. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 56. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 57. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 58. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 59. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 60. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 61. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 62. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 63. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 64. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 65. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 66. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 67. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 68. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 69. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 70. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 71. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 72. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 73. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 74. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 75. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 76. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 77. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 78. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 79. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 80. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 81. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 82. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 83. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 84. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 85. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 86. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 87. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 88. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 89. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 90. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 91. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 92. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 93. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 94. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 95. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 96. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 97. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 98. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 99. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD 100. MEDIO DE ALTA PERMEABILIDAD</p>				
	<p>MODERADAMENTE ESPACIADAS, MODERADAMENTE ESPACIADAS, LONGITUDINALES, FORMANDO UN SISTEMA DE FRACTURAS LONGITUDINALES (60 A 75% POR METRO)</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP
	<p>MODERADAMENTE ESPACIADAS, MODERADAMENTE ESPACIADAS, LONGITUDINALES, FORMANDO UN SISTEMA DE FRACTURAS LONGITUDINALES (50 A 75% POR METRO)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP
	<p>MODERADAMENTE ESPACIADAS, MODERADAMENTE ESPACIADAS, LONGITUDINALES, FORMANDO UN SISTEMA DE FRACTURAS LONGITUDINALES (20 A 50% POR METRO)</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
	<p>MODERADAMENTE ESPACIADAS, MODERADAMENTE ESPACIADAS, LONGITUDINALES, FORMANDO UN SISTEMA DE FRACTURAS LONGITUDINALES (9 A 25% POR METRO)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
	<p>MODERADAMENTE ESPACIADAS, MODERADAMENTE ESPACIADAS, LONGITUDINALES, FORMANDO UN SISTEMA DE FRACTURAS LONGITUDINALES (CON 50%)</p>	T/MB	T/B	T/R	TP	T/MP

Galería en condición seca

Galería en condición húmeda desfavorable y con agua

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

TABLA N° 4.16: DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DEL EJEMPLO N° 03

De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades en tabla 4, seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del índice geológico de resistencia, GSI , de los conformos que muestra la Tabla 4, no trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI , por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor por ejemplo 38.

Galería en condición seca

**Galería en condición húmeda
desfavorable y con agua**

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

Con los valores corregidos:

Galería de 4.0 de ancho, $De = \text{ancho} / \text{ESR} = 4.0 / 1.6$
 $= 2.5$)

Calidad de roca original = MF/R

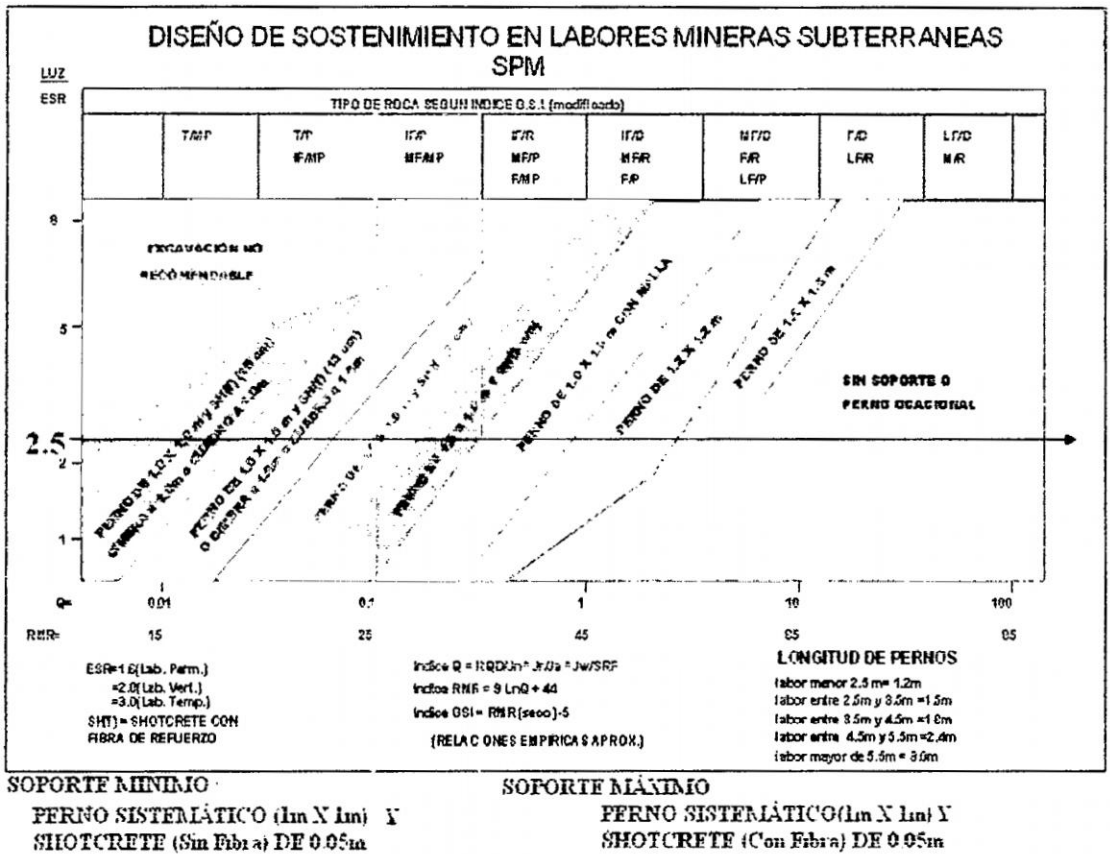
Calidad de roca corregida = MF/MP

A partir del eje De (ancho/ESR), trazamos una línea horizontal a la altura del valor 2.5, e interceptamos las líneas verticales que bajan del intervalo de valores que corresponden a la clasificación MF/MP. Ver tabla N° 4.17, equivalente a:

Soporte mínimo: pernos espaciados cada metro y shotcrete sin fibra de 5.0 cm. de espesor.

Soporte máximo: pernos espaciados cada metro y shotcrete con fibra de 5.0 cm. de espesor

TABLA N° 4.17: DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DEL EJEMPLO N° 03



FUENTE: ELABORACION PROPIA

Para determinar el tiempo de colocación, los datos que utilizamos son:

RMR (corregido) = 30 – 40; siendo RMR (original) = 50 – 60.

Ancho de la galería = 4.0 m

A partir del eje de las aberturas trazamos una línea horizontal que intercepte el intervalo formado por las líneas correspondientes a los valores del RMR 30 y 40 y de esta

intercepción de líneas verticales que intercepten los ejes correspondientes al tiempo de autosoporte.

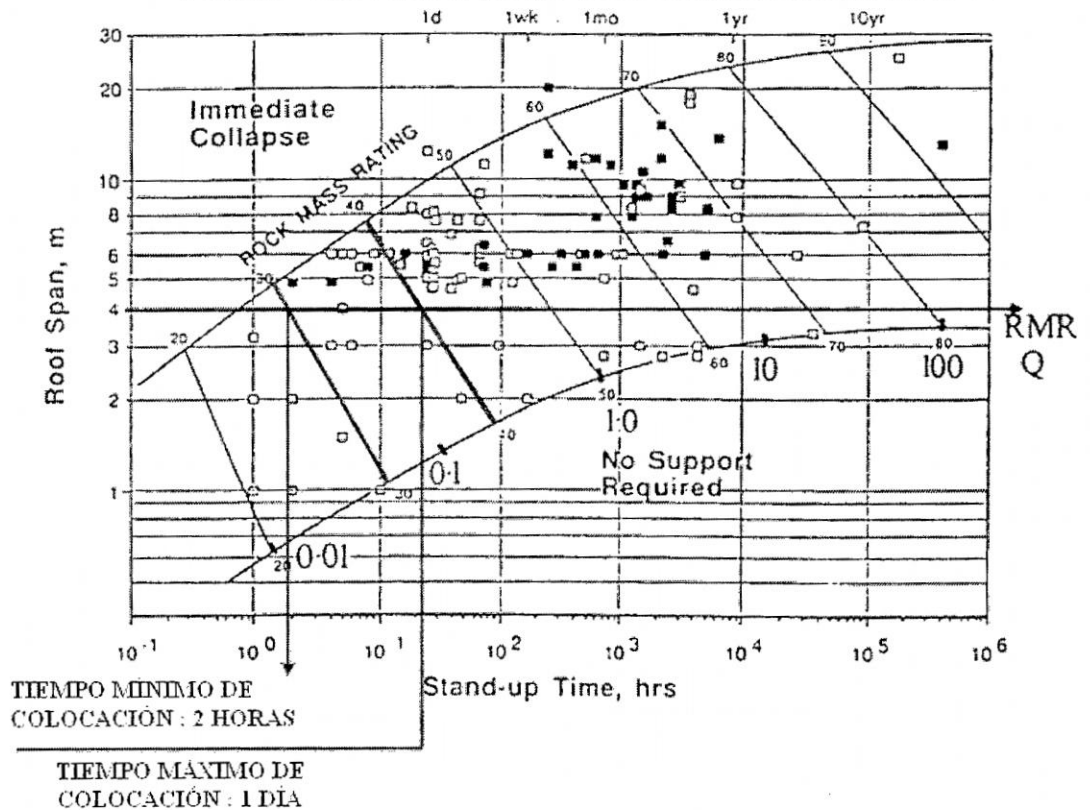
Los tiempos que se obtienen son:

Tiempo mínimo de colocación = 2 horas

Tiempo máximo de colocación = 24 horas (1 día)

Recomendable: perno cada 1.0x1.0m con shotcrete sin fibra, de 5.0 cm. de espesor a ser colocado en 8 horas, o si se demoran un día requerirá shotcrete con fibra. Ver tabla N° 4.18.

TABLA N° 4.18: TIEMPO DE AUTOSOPORTE DEL EJEMPLO N° 03



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

4.4.2.4. HERRAMIENTAS Y MATERIALES.

Las herramientas a utilizar son:

- Martillo de Geólogo (Picota).
- La Tabla Geomecánica GSI (Modificado) de la U.E.A. Huarón
- Flexómetro.
- Esmalte en spray color rojo.

Los materiales a usar son:

- Formato del Reporte Diario de Geomecánica.
- Formato del Reporte Semanal de Geomecánica.
- Plano actualizado de Evaluación Geomecánica.
- Lápiz de colores y lapiceros.

4.4.2.5. PROCEDIMIENTO DEL MAPEO.

El mapeo geomecánico de acuerdo al Sostenimiento Práctico Minero se realiza en todas las labores mineras que se encuentran en laboreo y también en aquellas que presentan rasgos de desprendimiento de rocas como se detalla a continuación:

- Primeramente en labores de explotación (tajeos) de vetas angostas menores a 2m donde se aplica la voladura

masiva, se realiza el mapeo cada 3m, en vetas anchas mayores a 2m se realiza el mapeo cada 5 m y en labores donde por su naturaleza se explota con perforación en breasting, el mapeo se realiza cada 1.50 m, empezando por la caja techo, techo y caja piso, marcando en cada tramo la muestra mas representativa de la sección; entonces usando el esmalte en spray color rojo, se realiza el marcado de 1m² del primer tramo antes mencionado y poder contar el número de fracturas que sobrepasan la marca, luego determinar la condición de las fracturas (cerradas, abiertas, con o sin relleno, tipo de relleno, etc.) y con la picota o martillo de geólogo golpear en diferentes lugares del tramo marcado a fin de determinar la resistencia de la sección mapeada.

- Posteriormente utilizando la Tabla de Clasificación Geomecánica GSI (modificado), ubicar en la columna de ESTRUCTURA los intervalos de número de fracturas por metro y determinar la clasificación de la sección mapeada; realizar la misma operación en la fila de CONDICIONES y realizando la proyección, obtener en la intersección la clasificación del macizo rocoso mapeado, el tipo de sostenimiento y el tiempo de colocación y/o autosoporte.

- Una vez determinada la clasificación del macizo rocoso se debe observar en la labor la presencia de los factores influyentes en la inestabilidad de la labor (agua, esfuerzos, voladura, orientación de discontinuidades desfavorables, labores cercanas, etc.), para poder realizar la corrección, dado que el mapeo analizado en los puntos anteriores corresponde a las condiciones naturales; entonces la corrección se realiza aumentando al sostenimiento que corresponde a las condiciones naturales, el sostenimiento para las condiciones geomecánicas inmediatamente mas débiles. En los casos que se presentaran dos o más factores influyentes, la corrección se haría tanto al sostenimiento como al tiempo de autosoporte.
- Al obtener estos datos se procederá con el llenado respectivo en el formato del Reporte Diario de Geomecánica y el Plano Geomecánico, obteniéndose de esta manera el tipo de sostenimiento aplicable a la labor como parte del objetivo del presente estudio

4.4.3. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MINA.

La zonificación geomecánica en la U.E.A. Huarón Zona Norte 600 se obtendrá producto del levantamiento de la información en el campo mediante los Reportes Diarios de Geomecánica y realizando el

procesamiento diario de los datos obtenidos en el sistema la información, generando producto de ello los planos geomecánicos con la información procesada (Ver Planos Geomecánicos N° 02; 04; 06; 08; 10 y 12).

El procedimiento se realiza una vez terminada la limpieza del mineral en los tajeos se deriva el plano geomecánico al Departamento de Geomecánica para su ploteo y obtención de la zonificación geomecánica de labores, de igual manera se procede con las labores de preparación, desarrollo y exploración derivando el plano geomecánico al Departamento de Geomecánica semanalmente, para obtener finalmente la zonificación geomecánica de la mina.

4.4.4. APLICACIÓN DEL SISTEMA GSI.

4.4.4.1. EN LA PERFORACIÓN – VOLADURA DE LABORES.

Para la determinación del Burden y Espaciamiento de labores aplicando la tabla del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado, primeramente se realizó el estudio y análisis de tiempos en perforación, considerando los parámetros básicos para la realización de esta operación como son:

- Altura de Perforación = 2.40 m
- Ángulo de Perforación = 70°

- Longitud de Perforación en tajeos con potencia superior a 2m. = 2.20 m (8pies) y menores a 2 m de potencia = 1.80 m (6 pies).

Los tiempos de perforación no optimizados y los cálculos de sus parámetros de todos los tajeos de la zona Norte 600, se muestran en los Cuadros N° 4.8; 4.9; 4.10; 4.11; 4.12; 4.13; 4.14; 4.15; 4.16; 4.17; 4.18 y 4.19; para que luego de establecidos los anteriores parámetros se realice el cálculo del Burden y Espaciamiento recurriendo a la utilización del algoritmo de Pearse (1980):

$$B = K_v * \phi \sqrt{\frac{P_{exp}}{Std}}$$

Donde:

B = Burden (m)

K_v = Factor de Volabilidad dependiente del tipo de roca (0.7-1.0)

ϕ = Diámetro del taladro (m).

P_{exp} = Presión de detonación del explosivo (PSI)

Std = Esfuerzo tensivo dinámico (PSI)

Std = 8% σ_c según G.V. BORQUEZ

$$K_v = 1.96 - 0.27 \ln(ERQD)$$

$$ERQD = RQD \times JFS$$

FACTOR DE ALTERACIÓN (JFS)

Factor de Alteración	Resistencia de Juntas
0.7	muy mala
0.8	mala
0.9	media
1	alta

$$P_{exp} = 36.26 * \rho_{expl} * (VOD)^2 * \left(\frac{\phi_{expl} * c}{\phi_{Tal}} \right)^{2.4}$$

Donde:

P_{exp} : Presión de detonación según Melvin Cook (PSI)

ρ_{expl} : Densidad del Explosivo (Kg/m³)

VOD: Velocidad de detonación (Km/s)

ϕ_{expl} : Diámetro de Explosivo (mm)

ϕ_{Tal} : Diámetro de Taladro (mm)

C: relación (% taladro cargado/% taladro vacío)

La expresión de Melvin Alonzo Cook, $\left(\frac{\phi_{expl} * c}{\phi_{Tal}} \right)^{2.4}$,

consiste en relacionar la presión de detonación con una relación inversamente proporcional entre el diámetro del

explosivo y el diámetro del taladro y esta relación a la vez directamente proporcional a la raíz del factor del porcentaje de taladro cargado y el porcentaje de taladro vacío, asumiendo que la expulsión de los gases desde el volumen inicial del explosivo al volumen final del taladro se comporta como un proceso adiabático esto es:

$$(PV^\gamma)_e = (PV^\gamma)_t = \text{Constante}$$

Donde:

γ es la relación entre los calores específicos a volumen y a presión constante respectivamente (C_v/C_p), asignándole un valor típico de $\gamma=1.2$. Entonces la relación entre ambos resulta:

$$P_{\text{exp}} = P_t \left(\frac{D_{\text{exp}}}{D_{\text{tal}}} \right)^{2\gamma} = P_t \left(\frac{D_{\text{exp}}}{D_{\text{tal}}} \right)^{2.4}$$

De ahí que, para obtener la presión necesaria y adecuada se utilice el algoritmo $C_R = (C)^{1/2} \times D_{\text{tal}}^{D_{\text{exp}}}$, que relacione el porcentaje del taladro cargado y el porcentaje del taladro vacío para obtener la presión de detonación del explosivo dentro del taladro.

$$P_{\text{exp}} = 36.26 * \rho_{\text{expl}} * (\text{VOD})^2 * \left(\frac{\phi_{\text{expl}} * i_c}{\phi_{\text{Tal}}} \right)^{2.4}$$

Recurriendo al cálculo de los intervalos determinados para el RQD y la Resistencia a la Compresión obtenidos en el mapeo geomecánico se obtiene la determinación del Burden de acuerdo al algoritmo de Pearse y la cantidad del explosivo a usar dentro del taladro, para cada uno de los explosivos usados en la U.E.A Huarón tal como se muestra en los cuadros N° 4.20; 4.21; 4.22; 4.23; 4.24; 4.25; 4.26; 4.27; 4.28; 4.29; 4.30; 4.31; 4.32; 4.33; 4.34 y 4.35.

Como se podrá observar, en el análisis de los cuadros presentados, y de las pruebas realizadas en 40 taladros de los tajeos R 850, R167, R 168 y R 19, se obtuvieron como resultado que el menor costo lo obtendremos trabajando con el agente de voladura ANFO Examón P, y por las condiciones del macizo rocoso (MF/P), costo de explosivos y la ventilación de los tajeos R7 y R7A, se usará el explosivo semexsa 45%, para los cebos en general se usaría el semexsa 65% y debido a las pruebas obtenidas con el emulnor 3000 se descartaría su uso, cabe resaltar que para la determinación del uso del ANFO Examón P en las labores de la Zona Norte 600 se consideró como factores importantes el costo y la fácil dosificación de la cantidad de explosivo a usar; por otro lado

dentro del cálculo del Burden se determinó el uso de dimensiones entre 0.70 y 0.90 m, para tajeos de voladura masiva, lo que permitirá en primer lugar controlar la dilución en los tajeos y obtener los resultados esperados en cuanto a granulometría y tonelaje volado; para los tajeos donde la perforación se realiza en breasting entre 0.50 m a 0.60 m de burden, la distribución y secuencia de salida de los taladros se realizará de acuerdo a la potencia de la veta y labor como se muestra en los gráficos adjuntos (Ver Gráficos N° 4.6; 4.7 y 4.8); la dosificación de la cantidad de explosivo a usar en cada uno de los taladros para corregir el error por defecto o exceso del cálculo del burden, como se mostrará en los cuadros de resultados de aplicación de los cálculos obtenidos. Ver cuadros N° 4.36; 4.37; 4.38; 4.39; 4.40; 4.41; 4.42; 4.43; 4.44; 4.45; 4.46 y 4.47.

Para el caso de la voladura se determinó el cálculo de la cantidad de explosivo (Examón P) a usar, para cada caso; las únicas limitantes en el uso del ANFO los encontramos en los tajeos R7 y R7A que por las condiciones ya expuestas se usará el explosivo semexsa 45%; por otro lado en los tajeos con potencia menor a 2m, se estandarizó la realización de la voladura masiva que corresponde a toda el ala de explotación como es el caso de los tajeos R8V4, R-167 y R-168; mientras que con respecto a los tajeos cuyas potencias superen a los

2m. se estandariza de la siguiente manera: tajeo R-19 la voladura se realizará en dos etapas, la primera hasta el caballo de desmonte que desplaza la veta ubicado aproximadamente en la mitad de todo el tajeo y la segunda etapa de voladura corresponde a la otra mitad con perforación de 8 pies y la previa ejecución de un slot al tope de la labor que servirá de cara libre a la voladura; y el tajeo R-850 cuyo estándar es el de voladuras que superen los 200 taladros perforados a 8 pies con la previa ejecución del slot para la cara libre como se podrá observar en el Cuadro N° 4.48 y 4.49, de estándares de malla de perforación y voladura para tajeos de la Zona Norte 600 y los nuevos costos unitarios de los tajeos, establecidos de acuerdo a la investigación realizada.

4.4.4.2. EN LA LIMPIEZA.

Para el caso de la limpieza con winches eléctricos y frente al mejoramiento del tamaño granulométrico con el establecimiento de los nuevos estándares de perforación y voladura se obtuvo los resultados que se muestran en el Cuadro N° 4.50, mejorando la producción horaria y el precio unitario de limpieza, debido a la reducción del tamaño granulométrico menores a 10" que atravesarán la parrilla sin

ningún problema, y la consecuente reducción de los trabajos en las parrillas.

En la limpieza con equipos LHD Scoop, se realizó el estudio de tiempos y movimiento para cada uno de los equipos que trabaja en la Zona Norte 600, a fin de determinar la producción horaria y las distancias económicas de cada equipo, obteniendo los siguientes resultados. Ver Cuadros N° 4.51; 4.52; 4.53; 4.54; 4.55; 4.56; 4.57; 4.58 y 4.59.

Frente a los resultados del tamaño granulométrico del mineral que mejorará el factor de capacidad de carga del equipo y los trabajos extraordinarios realizados en las parrillas de los Ore Pass correspondientes, aumentando la producción horaria y el rendimiento del equipo en cuanto a la manipulación en el proceso de carga y descarga de mineral, comportándose la producción horaria como una función de la distancia de acarreo bajo los siguientes algoritmos:

Equipo Scoop N° 15 de 1.5Yd³

$$f(x) = 124.68 - 1.55x + 0.01x^2$$

Equipo Scoop N° 20 de 1.5Yd³

$$f(x) = 118.95 - 1.53x + 0.01x^2$$

Equipo Scoop N° 18 de 0.75Yd³

$$f(x) = 85.865 - 0.974x + 0.003x^2$$

Equipo Scoop N° 19 de 0.75Yd³

$$f(x) = 83.215 - 0.961x + 0.003x^2$$

Equipo Scoop E.E. Edommasa de 2.5Yd³

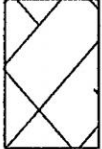



$$f(x) = 127.747 - 1.560x + 0.006x^2$$

Los cuales determinarán la distancia económica de los equipos y el costo unitario de la limpieza para cada uno de estos.

4.4.4.3. EN EL SOSTENIMIENTO.





A continuación se presentan las tablas geomecánicas del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado aplicadas a las labores de la U.E.A. Huarón para determinar la estructura y condiciones de la roca, el tipo de roca en la cual se está trabajando y el sostenimiento a aplicar en la labor, así como la metodología de aplicación de la tabla, corrección por factores influyentes, las medidas preventivas y de control y las formas de colocación terminantemente prohibidas en las labores. Ver Tablas N° 4.19; 4.20; 4.21 y 4.22.

TABLA N° 4.19: SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (MODIFICADO) PARA
LABORES DE EXPLOTACIÓN (2.5-4.5)

<p>COMPANÍA MINERA HUARON S.A. SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (modificado) LABORES MINERAS DE DESARROLLO (2.5-3.5) LABORES DE EXPLOTACION (2.5-4.5)</p> <p>A SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 5 AÑOS</p> <p>B PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 1 MES</p> <p>C PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS</p> <p>D PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y Malla o Shotcrete con fibra (5 cm) TIEMPO DE COLOCACION 5 DIAS</p> <p>E PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y SHOTCRETE 10.0 cm. con fibra. TIEMPO DE COLOCACION 1 DIA</p> <p>F CIBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS CADA METRO TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO</p> <p>ESTRUCTURA</p>	<p>CONDICIONES</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (R₀ 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p>	<p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (R₀ 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p>	<p>POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (R₀ 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)</p>	<p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (R₀ 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)</p>
 <p>LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (R₀ 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO) (R₀ 115 - 3.3 Jh.)</p>	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/P	—
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (R₀ 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>	(A) F/B	(A) F/R	(A) F/P	(C) F/MP
 <p>MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (R₀ 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	(A) MF/B	(A) MF/R	(C) MF/P	(D) MF/MP
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (R₀ 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	—	(C) IF/R	(D) IF/P	(E) IF/MP





FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECAÁNICA

TABLA N° 4.20: SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (MODIFICADO) PARA
LABORES DE EXPLOTACIÓN (4.5-7.0)

COMPANIA MINERA HUARON S.A. SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (modificado) LABORES MINERAS DE DESARROLLO (3.50-5.0) LABORES DE EXPLOTACION (4.5-7.0)					
CONDICIONES BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)					
REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 a 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)					
POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)					
MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIBACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 Mpa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)					
A SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 5 AÑOS					
B PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 1 MES					
C PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS					
D PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y Malla o Shotcrete con fibra (5 cm) TIEMPO DE COLOCACION 5 DIAS					
E PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y SHOTCRETE 10.0 cm. con fibra. TIEMPO DE COLOCACION 1 DIA					
F CUBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS CADA METRO TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO					
ESTRUCTURA					
 LEVEMENTE FRACTURADO 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)	(A)	(A)	—
		LF/B	LF/R	LF/P	
				(B)	
 MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)		(A)	(A)	(C)	(D)
		F/B	F/R	F/P	F/MP
 MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)		(A)	(C)	(D)	(E)
		MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
		(B)			
 INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)		—	(D)	(E)	(F)
			IF/R	IF/P	IF/MP

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

TABLA N° 4.21: SOSTENIMIENTO SEGÚN GSI (MODIFICADO) PARA
LABORES DE EXPLOTACIÓN (MAYORES A 8m)

COMPañIA MINERA HUARON S.A. SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (modificado) LABORES DE EXPLOTACION MAYORES DE 8.0 m.		CONDICIONES BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 a 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 Mpa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm.)			
ESTRUCTURA					
A SIN SOPORTE - PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 6 MESES					
B PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS					
C PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 5 DIAS					
D PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y Malla o Shotcrete con fibra (5 cm) TIEMPO DE COLOCACION 1 DIAS					
E PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 m. y SHOTRETE 10.0 cm. con fibra. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO					
NOTAS: LOS PERNOS DE ANCLAJE TENDRAN UNA LONGITUD MINIMA DE 3.0m SE APLICARA EN LA EXPLOTACION DE CUERPOS O MANTOS MINERALIZADOS					
 LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO) (RQD= 115 - 3.3 Jr.)	(A) LF/B	(A) LF/R (B)	(B) LF/P (C)	—	
 MODERADAMENTE FRACTURADO 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)	(D) F/PP (E)	
 MUY FRACTURADO 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)	(D) MF/P (E)	NO RECOMENDABLE	
 INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	(C) — (D)	(D) IF/R (E)	NO RECOMENDABLE	NO RECOMENDABLE	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

TABLA N° 4.22: METODOLOGÍA DE APLICACIÓN DE LA TABLA GSI

(Modificado)

Metodología de aplicación

El desprendimiento de roca se evita colocando el soporte adecuado en el momento oportuno

Aplicación sin factores influyentes

- Para la aplicación de esta tabla se determina in situ una vez lavadas las paredes y el techo de la labor a mapear, la cantidad de fracturas por metro lineal utilizando un flexómetro (parámetros de estructuras y la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota con las que se rompe o se indenta la roca, o la condición de las fracturas (abertura, relleno y alteración) (parámetros de condiciones).
- Cada recuadro de calidad de roca presenta algunas subdivisiones aplicándose el sostenimiento designado en el recuadro superior cuando no se presentan factores influyentes, los mismos que son descritos en el párrafo siguiente.

Correcciones por factores influyentes

- La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades, ocurrencia de esfuerzos (encampane mayor de 800m, labores cercanas o presencia y cercanía a fallas) y demoras en la colocación de soporte que afecten a un determinado tipo de roca en una labor, originara que el soporte asignado por su condición al momento de la excavación requiera ser reforzado, para lo cual se deberá colocar el siguiente soporte, tanto en elementos de soporte como en tiempos de colocación, debiendo considerarse una sola corrección.
- Ejemplo.- Rampa de 4.0x4.0m muy fracturada regular (MF/R), el soporte sin factores influyentes correspondería a pemos de 1.0x1.0m, con malla de refuerzo o shotcrete sin fibra de 0.05m (soporte tipo C) y el tiempo de colocación a 5 días. Con presencia de agua, orientación desfavorable de discontinuidades, aberturas cercanas o influencia de esfuerzos se deberá colocar soporte tipo D y su tiempo de colocación será de 1 día.

Medidas preventivas y de control

- La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá disminuir el espaciamiento de taladros a 0.5m y distribuir mejor su carga, así mismo, evitar concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas en paredes, techo y frente de la labor.
- Ejecución de mapeo geomecánico de inmediato y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.
- Revisar y cumplir en forma estricta con el manual de procedimientos de colocación de los diferentes elementos de soporte que se apliquen
- Efectuar periódicamente ensayos de arranque en los pemos colocados, limpieza y reparación de mallas rellenas con fragmentos, reemplazar los pemos mal colocados o sueltos y los tramos con shotcrete deteriorado.
- Capacitación permanente del personal de operaciones (Jefes de Guardia, Capataces, perforistas y ayudantes) en la aplicación de la tabla y colocación de sostenimiento.
- Compromiso de la Gerencia General y de operaciones con la aplicación correcta y oportuna de esta actividad.

Formas de colocación terminantemente prohibidas

- Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.
- Perforar para pemos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro
- Colocar pemos en las fracturas o muy inclinados o en zonas en que la picota se hunde profundamente, o en labores con anchos menores de 2.0 m
- Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca.
- Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpiada con agua a presión (entre 3 y 5 bares).
- Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado, o varias cimbras a la vez.
- Reemplazar el uso de elementos de madera (cuadros, puntales, etc.), por soporte flexible, sin tener el conocimiento y la experiencia suficiente.

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

Para el caso de las labores de explotación (tajeos) donde el sostenimiento a aplicar son cuadros de madera, la longitud de los tirantes determina la distancia entre cuadros de la labor.

El espaciamiento depende principalmente de la clasificación del terreno donde se realiza el laboreo para ello se presenta las distancias siguientes.

Macizo rocoso muy fracturado pobre o intensamente fracturado regular (MF/P-IF/R): 4 a 6 pies.

Macizo rocoso muy fracturado muy pobre o intensamente fracturado pobre (MF/MP-IF/P): 3 a 4 pies.

Macizo rocoso Intensamente fracturado muy pobre o triturado pobre (IF/MP-T/P): 2 a 3 pies.

En cuanto al soporte a colocar en las labores de acuerdo al Cuadro N° 4.60, se realizó en el caso de tajeos que requieren sostenimiento con cuadros se amplió de 1m de espaciamiento entre cuadros a 1.30 m de tal forma que para cada dos disparos realizados será necesario colocar 3 cuadros de madera; mientras que en el sostenimiento con puntales y guardacabeza se cambió el espaciamiento de 2.0m a 2.4m, dejando un traslape de tabla completa de 0.30cm a ambos lados; por otro lado en el sostenimiento de

tajeos con split set se trabajó en el control de las cajas, así como mantener el ancho de labor en menores a 4.5 m para la utilización de la tabla geomecánica N° 01 y así realizar el sostenimiento sistemático de labores de 1.2 x 1.2 m a 1.5 x 1.5 m. y hasta perno ocasional en los respectivos casos.

4.4.4.4. EN EL DISEÑO DE ABERTURAS SUBTERRÁNEAS.

Para el diseño de aberturas subterráneas a partir del conocimiento de las propiedades de los macizos rocosos y de su caracterización geomecánica mediante el Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado es posible analizar particularmente en cada situación que se presenta las formas de su comportamiento mecánico – estructural, lo que sin lugar a dudas reviste gran importancia para garantizar un diseño más seguro y económico de la abertura subterránea.

Una vez caracterizado el macizo rocoso y planteado el modelo geomecánico de la mina, a través del mapeo geomecánico y el levantamiento de la información de todas las labores de desarrollo, preparación y explotación, se podrá realizar el diseño de las aberturas subterráneas considerando el tipo de labor a ejecutar de acuerdo a:

CUADRO N° 4.61: DISEÑO DE ABERTURAS SUBTERRÁNEAS SEGÚN GSI

(modificado)

TIPO DE LABOR	GSI Modificado	Observación
Labores de Desarrollo	De LF/B a F/R	En roca de menor resistencia incrementará costo sostenimiento en su ejecución
Labores de Preparación y Exploración.	De LF/B a F/P, MF/R	Se colocará el sostenimiento requerido en el tiempo oportuno.
Labores de Explotación	De LF/B a IF/MP	Elegir el método de explotación que mejor se ajuste a la clasificación

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

Y clasificándolo de acuerdo al factor de seguridad considerado en el E.S.R. (Excavation Support Ratio) Razón del Soporte de la Excavación para el diseño de sostenimiento, como sigue:

CUADRO N° 4.62: VALORES ESR PARA CADA TIPO DE LABOR

TIPO DE LABOR	Valor ESR
Rampas, Cruceros y Galerías	1.6
Chimeneas y Piques (echaderos de mineral/desmante)	2.0
Tajeos y otras labores de explotación	3.0

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

4.5. DISEÑO DE LOS TAJEOS CONSIDERANDO LA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA Y LOS ESFUERZOS HALLADOS

Para el diseño de los tajeos de acuerdo al Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado, se recurre al Cuadro N° 4.62 que considera a los valores E.S.R. para los diferentes tipos de labor; en el caso de los tajeos se considera el valor E.S.R. igual a 3.0, primeramente se toma el mayor valor entre el ancho y altura del tajeo, y al dividirlo entre el valor del E.S.R. se podrá obtener el sostenimiento requerido para dicha labor, remitiéndose para dicho efecto a la Tabla N° 4.5: Diseño de Sostenimiento de Labores Mineras de acuerdo al Sostenimiento Práctico Minero, proyectando una línea horizontal en dirección del valor obtenido, y líneas verticales en los extremos del valor GSI obtenido en el mapeo; se procede de similar forma para determinar el tiempo de autoaporte de la labor con ayuda de la Tabla N° 4.6: Tiempo de Autoaporte según Índices Q y RMR, proyectando una línea

horizontal en dirección de la mayor distancia entre el ancho y altura de la labor.

Al considerar los diferentes esfuerzos que se puedan presentar en la ejecución de la labor, ya sea por la profundización de la mina, presencia de fallas, labores cercanas y otros factores influyentes, se deberá considerar en el diseño un soporte de mayor consistencia para la labor minera, tal es así que de presentarse un doble motivo en la concentración de esfuerzos, se deberá reducir inclusive el tiempo de auto soporte del mismo, como se mostrará en el cuadro N° 4.63.

4.6. ANÁLISIS DE LA APLICACIÓN DEL SISTEMA GSI PARA EL CAMBIO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

Los factores o parámetros que tiene mayor relevancia para la selección o cambio de método de explotación, además de la profundidad y morfología del yacimiento son los referidos a la geometría y distribución de leyes del mismo, y las propiedades geomecánicas del mineral y las rocas de caja techo y piso; para ello se recurrirá a la elección del método de explotación por análisis numérico propuesto por Nicholas (1982) de acuerdo al Cuadro N° 4.64; mediante el cual se realizó el análisis para las tres clasificaciones GSI (modificado) predominante en la Zona Norte 600, como son mineral y roca F/R, MF/R y MF/P, obteniendo como resultado que el método de corte y relleno ascendente es el adecuado en la clasificación F/R seguido del método de Almacenamiento Provisional (Shrinkage Stopping), y

en clasificaciones MF/R a MF/P el método de Corte y Relleno Ascendente ofrece mayor ventaja seguido del método de Square Set, por lo que en los tajeos que presentan esta clasificación como es el caso del R-7 y R-7A se viene aplicando el corte y relleno, y sostenimiento con cuadros.

4.7. EVALUACIÓN DE LA APLICACIÓN DEL SISTEMA GSI.

En términos generales al realizar la evaluación de la aplicación del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado en la explotación de los tajeos de la mina Huarón se ha llegado a los resultados mostrados en el Cuadro N° 4.65, donde claramente se determina la diferencia de costos entre las operaciones unitarias antes y después de la aplicación del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado y en el cuadro N° 4.66, se observa el número de cortes que se ejecuta mensualmente en los tajeos de la Zona Norte 600.

4.8. IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA GSI EN LA MINA HUARÓN.

Para la implementación de la aplicación del Sistema GSI en la Unidad Huarón se consideró la elaboración y adquisición de los diferentes materiales a utilizar como son:

- La elaboración de la Cartilla de Seguridad que será entregado a todo el personal empleado y obrero de operaciones mina, en el que se considera la Política de Seguridad y Medio Ambiente, las obligaciones de los

supervisores y de los trabajadores, la matriz del IPER y las tablas de Clasificación Geomecánica según el GSI (modificado) para los diferentes tipos de labores y secciones.

- Ejecución y elaboración de los diferentes formatos de utilización diaria en los mapeos geomecánicos tales como los reportes diarios de geomecánica, reporte semanal geomecánico, planos geomecánicos, etc.
- Adquisición de materiales para la supervisión y de uso exclusivo en el mapeo geomecánico como la picota o picosa, el esmalte en spray color rojo, flexómetro, lápices de colores y lapiceros.

Dentro del proceso de implementación del Sistema GSI (modificado), en la U.E.A. Huarón se realizó la capacitación intensiva teórico-práctico del personal empleado y obrero de operaciones mina con respecto a la aplicación correcta de las tablas de mapeo geomecánico del GSI (modificado) y la corrección por factores influyentes; también se llevó a cabo el Programa de Capacitación y Certificación Minera a cargo del Centro Tecnológico Minero (CETEMIN), programa consistente en el internamiento del personal por un lapso de 05 días en el cual se llevan a cabo las capacitaciones en temas como perforación y voladura, control y desatado de rocas, sostenimiento de labores, etc., éste programa integral de capacitación se realizó para toda la plana de supervisión y obreros de la Unidad.

CONCLUSIONES

1. Del resumen de reservas se tiene que se ha ampliado la explotación de la U.E.A. a 15 años con leyes promedio de mineral de cabeza de 189 gr/TM de Ag, 0.32% Cu, 1.58% Pb y 3.11%Zn.
2. Las excavaciones que se realizan dando un efecto de “**Ala de Gaviota**” generan concentración de esfuerzos, sobretodo en las intersecciones de los tajos con las ventanas.
3. Los rellenos con desmante deben ser bien compactados, sobre todo en los hastiales de los tajos.
4. Hay que considerar los tiempos de autosoporte de acuerdo a la calidad de roca ya que ello es un indicador de la deformación global que pueda ocurrir.
5. A través del uso del algoritmo de Pearse, y la propuesta del cálculo de la presión de detonación del explosivo propuesto por Melvin Alonzo Cook, en cuanto a la relación del porcentaje del taladro cargado y el vacío; se determinó y con buenos resultados el burden y espaciamiento práctico así como la cantidad de carga explosiva a utilizar en cada taladro.
6. En la operación unitaria de perforación, además se mejoró en el rendimiento de producción horaria de taladros de 6 pies efectivos perforados, que en promedio superan los 7 tal/hora y taladros de 8 pies que en promedio superan los 5 tal/hora.
7. En la operación unitaria de voladura se calculó la carga promedio para los diferentes tipos de clasificación geomecánica de mineral que en promedio varían de 0.95 a 1.05 Kg./taladro de 6 pies y de 1.20 a 1.25 Kg/taladro de 8 pies con buenos resultados granulométricos y control de las cajas techo y piso.

8. En cuanto al sostenimiento, con las tablas de clasificación geomecánica GSI modificado se determinó en primer lugar la clasificación geomecánica del mineral, el tipo de sostenimiento a colocar y el tiempo de autosoporte.
9. En la limpieza se determinó las distancias económicas de los equipos LHD con los que cuenta la Zona Norte 600 a fin de variar la utilización de hasta dos equipos en la limpieza.
10. El equipo scoop de 2.5 Yd³ de la E.E. Edommasa, tiene baja disponibilidad mecánica, reduciendo considerablemente la producción horaria.
11. La correcta aplicación del Índice de Resistencia Geológica (GSI) modificado en la explotación de los tajeos de la Zona Norte 600 de U.E.A. Huarón, dieron como resultado una reducción de los costos de minado en 1.557 US\$/TM, además de controlar los problemas de estabilidad de los tajeos.
12. Es posible realizar el cambio de método de explotación a almacenamiento provisional (Shrinkage Stopping), sobre todo en los tajeos con clasificación F/R en la cajas y veta.
13. Se determinó el número de cortes que se realiza en forma mensual por tajeo, y que en promedio es 2.17 cortes por mes por tajeo.
14. Se logró el aumento de la producción mensual de 14000 a 16500 TMS

RECOMENDACIONES.

1. Ampliar la aplicación del Índice de Resistencia Geológico a las demás zonas de explotación del U.E.A. Huarón.
2. Implementar el procedimiento escrito para el trabajo seguro del mapeo geomecánico en todas las labores.
3. Implementar y mantener los estándares establecidos en el presente estudio de investigación, a fin de superar los problemas de costo de explotación de los tajeos y labores de preparación y desarrollo.
4. Coordinar con el Área de Mantenimiento Mecánico a fin de mantener las disponibilidades mecánicas por encima del 85% de los equipos LHD asignados a la Zona Norte 600, para mejorar el rendimiento de estos.
5. Evaluar el uso de un equipo de mayor capacidad y mejor disponibilidad mecánica en el tajeo R-850 por ser considerado de alta producción.

BIBLIOGRAFÍA.

- AGREDA TURRIATE, Carlos. Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas. Lima, Junio 1998.
- CHAPRA, Steven C. CANALE, Raymond P.. Métodos Numéricos para Ingenieros. Editorial Mc Graw Hill. Cuarta edición. 2003
- LÓPEZ JIMENO, Carlos; et al. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid. 2003.
- TORRES YUPANQUI, Luis. Determinación de las propiedades físico-mecánicas de las Rocas y Monitoreo de la masa rocosa. Huaraz 2004
- VALLEJO CORTÉS, Carlos. Curso Práctico de Geomecánica Elemental y Sostenimiento Aplicado a Minas Subterráneas. Lima, Julio 2005.

PÁGINAS DE INTERNET CONSULTADAS

- <http://sisbib.unmsm.edu.pe/BibVirtual/libros/2007/cyacimientos/contenido.htm>
- http://www.asimet.cl/pdf/estudio_minero_peru_2006.pdf
- [http://www.regionpasco.gob.pe/index.php?option=com_docman&task=doc_view
&gid=104&Itemid=174](http://www.regionpasco.gob.pe/index.php?option=com_docman&task=doc_view&gid=104&Itemid=174)
- [http://findarticles.com/p/articles/mi_qa3672/is_199707/ai_n8766655/pg_1.](http://findarticles.com/p/articles/mi_qa3672/is_199707/ai_n8766655/pg_1)
- <http://www.unasam.edu.pe/facultades/minas/pdfs/1Trabajo.pdf>
- http://www.geoconsult.es/fotos/Publicaciones/Manual/04_ClsGM.pdf
- http://mx.geocities.com/waite_explosivos/nosensibles.htm

ANEXOS

CUADROS

CUADRO N° 3.1 : PROGRAMA DE PRODUCCIÓN MENSUAL



PROGRAMA DE PRODUCCIÓN MENSUAL POR ZONAS

Tipo de Labor	Zona	Tajeo	Toneladas Secas Mineral	Toneladas Programadas	Cumplimiento	
Tajeo	Norte	R-152		1,000.00	0.00%	
		R-889		500.00	0.00%	
		R-132		900.00	0.00%	
		R-912		500.00	0.00%	
		R-138		1,200.00	0.00%	
		R-865		700.00	0.00%	
		R-54		4,300.00	0.00%	
		R-157		1,200.00	0.00%	
			R-690		700.00	0.00%
		Total Norte			11,000.00	0.00%
		Norte 500	R-128		3,000.00	0.00%
			R-14		1,000.00	0.00%
			R-15		4,500.00	0.00%
			R-22		2,500.00	0.00%
			R-28		2,500.00	0.00%
		Total Norte 500			13,500.00	0.00%
		Norte 600	R-15(600)		700.00	0.00%
			R-19		3,000.00	0.00%
			R-8		800.00	0.00%
			R-8V4		300.00	0.00%
			R-7		800.00	0.00%
			R-7A		1,000.00	0.00%
			R-850		5,400.00	0.00%
			R-167		1,500.00	0.00%
			R-168		500.00	0.00%
		Total Norte 600			14,000.00	0.00%
		Satélite	R-18		1,200.00	0.00%
	R-29			3,000.00	0.00%	
	R-34			800.00	0.00%	
	R-17			800.00	0.00%	
	R-108			1,500.00	0.00%	
		R-105		800.00	0.00%	
	Total Satélite			8,100.00	0.00%	
	Satélite 1	R-720		1,200.00	0.00%	
		R-SR		0.00	0.00%	
		R-SR1		0.00	0.00%	
	Total Satélite 1			1,200.00	0.00%	
	Sur	R-09		800.00	0.00%	
		R-135		1,300.00	0.00%	
		R-845		600.00	0.00%	
		R-882		500.00	0.00%	
		R-885		500.00	0.00%	
		R-938		500.00	0.00%	
		R-970		800.00	0.00%	
		R-16		800.00	0.00%	
		R-125		500.00	0.00%	
		R-820		1,000.00	0.00%	
			R-790		1,300.00	0.00%
	Total Sur			8,600.00	0.00%	
Total Tajeo			0.00	56,400.00	0.00%	
Avance	Norte	GA-690		200.00	0.00%	
	Total Norte			200.00	0.00%	
	Satélite 1	GA-939		0.00	0.00%	
	Total Satélite 1			0.00	0.00%	
Total Avance				200.00	0.00%	
Total General				56,600.00	0.00%	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO

CUADRO N° 3.2 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-850, VETA LLACSACOCCHA

CICLO DE MINADO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
CICLO DE MINADO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N
S SOSTENIMIENTO	S	S	S													S	S	S														
L LIMPIEZA			L	L	L	L	L	L	L								L	L	L	L	L	L										
R RELLENO										R	R	R										R	R	R								
P PERFORACION												P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	
V VOLADURA																V															V	

PARAMETROS GENERICOS

PE	3.3
HORAS GUARDIA	12
NUMEROS DE GUARDIAS	2
DIAS TRABAJADOS	30

PERFORACION	
Datos	
MALLA	0.7 m 0.7 m
LONGITUD DE PERFORACION	2 m
HORAS NETAS DE PERFORACION	5 horas
CANTIDAD DE TALADROS POR PERF	42 talad
CANTIDAD DE TALADROS GUARDIA	42 talad
NUMERO DE PERFORISTAS	1 und
Calculos	
m3 POR TALADRO	0.98 m3/tal
TMS/TALADRO	3.23 tms/tal
TMS POR METRO PERFORADO	1.62 tms/mp
METROS POR HORA DE PERFORAC.	16.80 m/hora
UTILIZACION	41.7%
CAPACIDAD DE ROTURA TMS/DIA	271.66 1.00

LIMPIEZA Disp. Mecánica Eff. Operador 0.75	
Datos	
CAPACIDAD DE SCOOP	2.50 Yd3
NUMERO DE CUCHARAS	90 pal
HORAS NETA DE LIMPIEZA	8 horas
Calculos	
ESPONJAMIENTO	20 %
HUMEDAD	10 %
factor de conversion	0.764
TONELADAS POR HORA	44.32 tmh/hr
TONELADAS POR GUARDIA	354.54 tmh/gd
UTILIZACION	66.7%
CAPACIDAD LIMPIEZA TMH/DIA	709.09
CAPACIDAD LIMPIEZA TMS/DIA	638.18 0.43

RELLENO	
Datos	
M3 DE RELLENO	120.00 m3
TIEMPO DE RELLENO NETO	10 horas
Calculos	
M3 DE RELLENO POR HORA	12.00 m3/hr
UTILIZACION	83.3%
CAPACIDAD RELLENO M3/DIA	240.00 0.34

SOSTENIMIENTO	
Datos	
ESTANDAR SPLIT SET	20 und/gdia
TIEMPO DE SOSTENIMIENTO	5.0 horas
ESPACIAMIENTO	1.2 m
Calculos	
LONGITUD A SOSTENER	22.87 m
factor	1.00
TOTAL SPLIT SET	19.06 und
SOSTENIMIENTO	0.40

	ESTANDAR PUNTALES
x	ESTANDAR SPLIT SET

VOLADURA	
Datos	
TIEMPO DE VOLADURA	1.0 horas
NUMERO DE TAL CARGADO	50 und
VOLADURA	0.07
FUENTE : ELABORACION PROPIA	

CUADRO N° 3.3 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-850, VETA LLACSACOCHA

CICLO TOTAL	2.24	dias
-------------	------	------

NUMERO DE CICLOS	13.42	ciclos
------------------	-------	--------

TOTAL CORTE	2138.40	tms
-------------	---------	-----

NUMERO DE CORTES	2.04	cortes
------------------	------	--------

CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO calculo teorico	4,368.23	TMS
--	----------	-----

CAPACIDAD MENSUAL TAJO propuesta teorica	4,350.00	TMS
--	----------	-----

CAPACIDAD MENSUAL TAJO grafico ciclo minado	4,467.25	TMS
---	----------	-----

CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO	4,467.25	TMS
----------------------------	----------	-----

FUENTE : ELABORACION PROPIA

Ancho de minado	1.80	m
-----------------	------	---

Longitud del tajo	180.00	m
-------------------	--------	---

Longitud del lado 1	90.00	m
---------------------	-------	---

Longitud del lado 2	90.00	m
---------------------	-------	---

Longitud unitaria a minar	22.87	m
---------------------------	-------	---

Particion del lado 1	3.94	m
----------------------	------	---

Particion del lado 2	3.94	m
----------------------	------	---

NUMERO DE CORTES PARA DESMONT	2.04	cortes
-------------------------------	------	--------

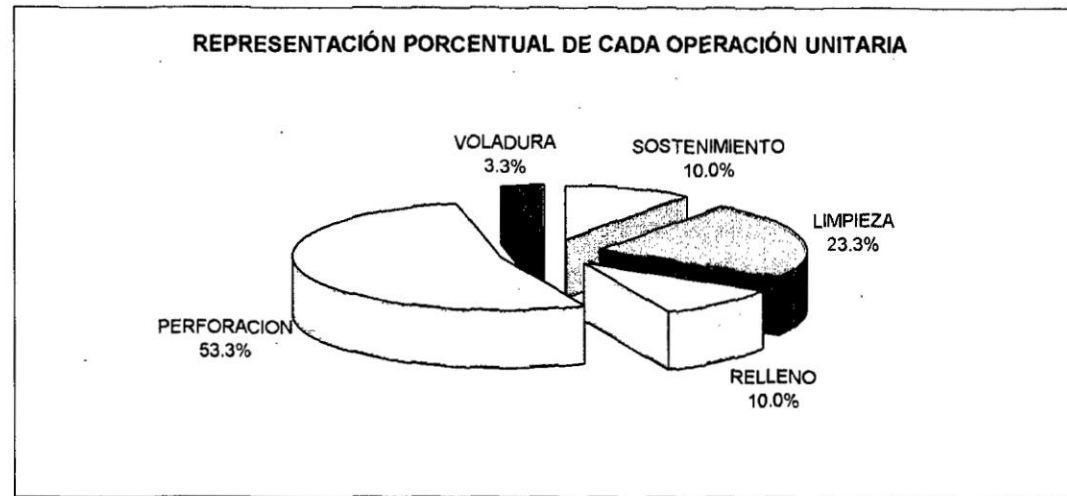
longitud de desmonte	-	m
----------------------	---	---

CALCULO TMS DESMONTE	-	TMS
----------------------	---	-----

CUADRO N° 3.4 : PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-850, VETA LLACSACOCHA

OPERACIÓN	GUARDIAS	PORCENTAJE
SOSTENIMIENTO	6	10.00
LIMPIEZA	14	23.33
RELLENO	6	10.00
PERFORACION	32	53.33
VOLADURA	2	3.33
TOTAL	60	100.00

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA



CUADRO N° 3.5: PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-107, VETA TULTI

CICLO DE MINAD	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
CICLO DE MINADO	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N
S SOSTENIMIENTO	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	S	
L LIMPIEZA					L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	
R RELLENO											R	R																				
P PERFORACION													P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	
V VOLADURA																																V

PARAMETROS GENERICOS

PE	1.3
HORAS GUARDIA	12
NUMEROS DE GUARDIAS	2
DIAS TRABAJADOS	30

PERFORACION

Datos	
MALLA	0.7 m 0.4 m
LONGITUD DE PERFORACION	1.5 m
HORAS NETAS DE PERFORACION	6 horas
CANTIDAD DE TALADROS POR PERF	42 talad
CANTIDAD DE TALADROS GUARDIA	42 talad
NUMERO DE PERFORISTAS	1 und
Calculos	
m3 POR TALADRO	0.42 m3/tal
TMS/TALADRO	1.39 tms/tal
TMS POR METRO PERFORADO	0.92 tms/mp
METROS POR HORA DE PERFORAC.	10.30 m/hora
UTILIZACION	50.0%
CAPACIDAD DE ROTURA TMS/DIA	118.42 1.00

VOLADURA

Datos	
TIEMPO DE VOLADURA	1.0 horas
NUMERO DE TAL CARGADO	50 und
VOLADURA	0.07
FUENTE: ELABORACION PROPIA	

LIMPIEZA Dtp. Mecanica/EF Operator 0.75

Datos	
CAPACIDAD DE SCOOP	0.75 Yd3
NUMERO DE CUCHARAS	80 pal
HORAS NETA DE LIMPIEZA	6 horas
Calculos	
ESPONJAMIENTO	20 %
HUMEDAD	10 %
factor de conversion	0.764
TONELADAS POR HORA	15.76 tmh/hr
TONELADAS POR GUARDIA	94.55 tmh/gd
UTILIZACION	50.0%
CAPACIDAD LIMPIEZA TMH/DIA	189.09
CAPACIDAD LIMPIEZA TMS/DIA	170.18 0.88

RELLENO

Datos	
M3 DE RELLENO	120.00 m3
TIEMPO DE RELLENO NETO	10 horas
Calculos	
M3 DE RELLENO POR HORA	12.00 m3/hr
UTILIZACION	83.3%
CAPACIDAD RELLENO M3/DIA	240.00 0.15

SOSTENIMIENTO

Datos	
ESTANDAR PUNTALES	7 und/gdia
TIEMPO DE SOSTENIMIENTO	5.0 horas
ESPACIAMIENTO	2 m
Calculos	
LONGITUD A SOSTENER	18.09 m
factor	1.00
TOTAL PUNTALES	9.05 und
SOSTENIMIENTO	0.54

X	ESTANDAR PUNTALES
	ESTANDAR SPLIT SET

CUADRO N° 3.6 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-167, VETA YULY

CICLO TOTAL	2.44	días
NUMERO DE CICLOS	12.30	ciclos
TOTAL CORTE	1016.73	tms
NUMERO DE CORTES	1.48	cortes
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO calculo teorico	1,508.05	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO propuesta teorica	1,500.00	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO grafico ciclo minado	1,871.99	TMS
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO		1,871.99 TMS

Ancho de minado	1.30	m
Longitud del tajo	158.00	m
Longitud del lado 1	75.00	m
Longitud del lado 2	75.00	m
Longitud unitaria a minar	18.09	m
Particion del lado 1	4.15	m
Particion del lado 2	4.15	m

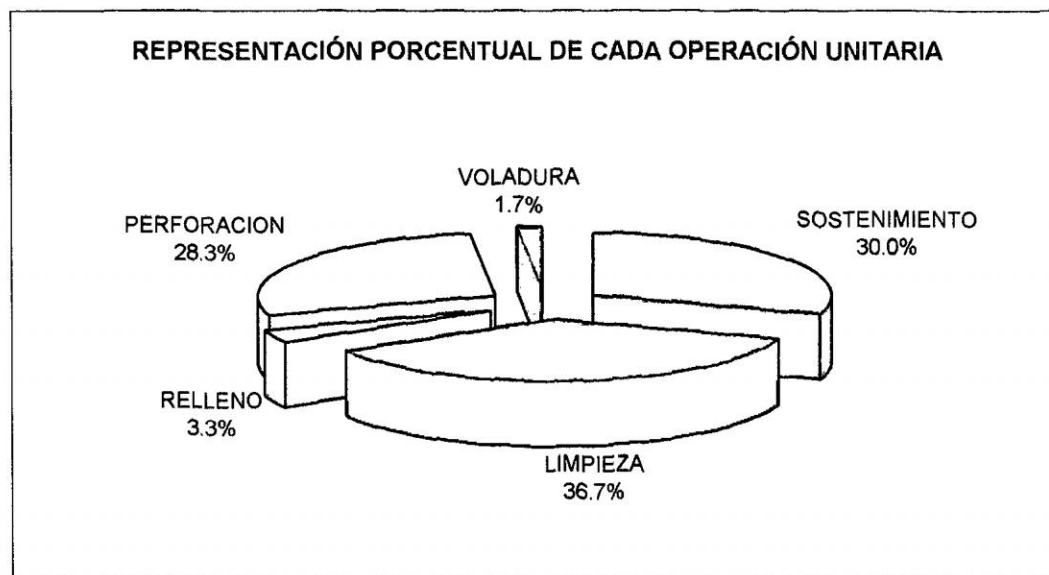
NUMERO DE CORTES PARA DESMONTE	1.48	cortes
longitud de desmonte	-	m
CALCULO TMS DESMONTE	-	TMS

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 3.7 : PORCENTAJE DE OPERACION DEL TAJEO R-167, VETA YULY

OPERACIÓN	GUARDIAS	PORCENTAJE
SOSTENIMIENTO	18	30%
LIMPIEZA	22	37%
RELLENO	2	3%
PERFORACION	17	28%
VOLADURA	1	2%
TOTAL	60	100%

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA



CUADRO N° 3.9 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-168, VETA PAOLA

CICLO DE MINADO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30		
S SOSTENIMIENTO	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N
L LIMPIEZA	S	S	S	S	S	S	L	L	L	L	L	L	L	L	L																	
R RELLENO																																
P PERFORACION																P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	P	
V VOLADURA																																

PARAMETROS GENERICOS

PF	3.3
HORAS GUARDIA	12
NUMEROS DE GUARDIAS	2
USAR TALAR/ADOS	30

PERFORACION

Datos	
MALLA	0.7 m 0.4 m
LONGITUD DE PERFORACION	1.5 m
HORAS NETAS DE PERFORACION	8 horas
CANTIDAD DE TALADROS POR PERF	40 teled
CANTIDAD DE TALADROS GUARDIA	40 teled
NUMERO DE PERFORISTAS	1 und
Calculos	
m3 POR TALADRO	0.42 m3/teled
TMS/TALADRO	1.39 tms/teled
TMS POR METRO PERFORADO	0.92 tms/mp
METROS POR HORA DE PERFORAC.	10.00 m/hora
UTILIZACION	50.0%

CAPACIDAD DE ROTURA TMS/DIA	110.88	1.00
-----------------------------	--------	------

VOLADURA

Datos	
TIEMPO DE VOLADURA	1.0 horas
NUMERO DE TAL CARGADO	50 und
VOLADURA	0.07

FUENTE : ELABORACION PROPIA

LIMPIEZA Data: Mecanica EM/Operador 0.25

Datos		
CAPACIDAD DE SCOOP	0.75 Vg3	
NUMERO DE CUCHARAS	80 pal	
HORAS NETA DE LIMPIEZA	8 horas	
Calculos		
ESPONJAMIENTO	20 %	
NUMEDAD	10 %	
factor de conversion	0.764	
TONELADAS POR HORA	11.82 tmh/hr	
TONELADAS POR GUARDIA	94.55 tmh/qd	
UTILIZACION	66.7%	
CAPACIDAD LIMPIEZA TMH/DIA	189.09	
CAPACIDAD LIMPIEZA TMS/DIA	170.18	0.85

RELLENO

Datos		
M3 DE RELLENO	120.00 m3	
TIEMPO DE RELLENO NETO	10 horas	
Calculos		
M3 DE RELLENO POR HORA	12.00 m3/hr	
UTILIZACION	83.3%	
CAPACIDAD RELLENO M3/DIA	240.00	0.14

SOSTENIMIENTO

Datos	
ESTANDAR PUNTALES	10 und/dia
TIEMPO DE SOSTENIMIENTO	5.0 horas
ESPACIAMIENTO	1.5 m
Calculos	
LONGITUD A SOSTENER	18.87 m
factor	1.00
TOTAL PUNTALES	12.44 und
SOSTENIMIENTO	0.52

<input checked="" type="checkbox"/> ESTANDAR PUNTALES
<input type="checkbox"/> ESTANDAR SPLIT SET

CUADRO N° 3.9 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-168, VETA PAOLA

CICLO TOTAL	2.38	dias
NUMERO DE CICLOS	12.62	ciclos
TOTAL CORTE	742.50	tms
NUMERO DE CORTES	1.88	cortes
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO calculo teorico	1,399.57	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO propuesta teorica	1,350.00	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO grafico ciclo minado	1,531.63	TMS
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO		

Ancho de minado	1.20	m
Longitud del tajo	125.00	m
Longitud del lado 1	62.50	m
Longitud del lado 2	62.50	m
Longitud unitaria a minar	18.67	m
Particion del lado 1	3.35	m
Particion del lado 2	3.35	m
NUMERO DE CORTES PARA DESMONTE	1.88	cortes
longitud de desmonte	-	m
CALCULO TMS DESMONTE	-	TMS
	1,531.63	TMS

FUENTE : ELABORACION PROPIA

CUADRO N° 3.10 : PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-168, VETA PAOLA

OPERACIÓN	GUARDIAS	PORCENTAJE
SOSTENIMIENTO	14	23%
LIMPIEZA	18	30%
RELLENO	4	7%
PERFORACION	23	38%
VOLADURA	1	2%
TOTAL	60	100%

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA



CUADRO N° 3.12 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-7, YULY

CICLO TOTAL	0.50	dias
NUMERO DE CICLOS	60.00	ciclos
TOTAL CORTE	637.56	tms
NUMERO DE CORTES	1.22	cortes
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO cálculo teorico	776.16	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO propuesta teorica	750.00	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO grafico ciclo minado	822.15	TMS
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO		

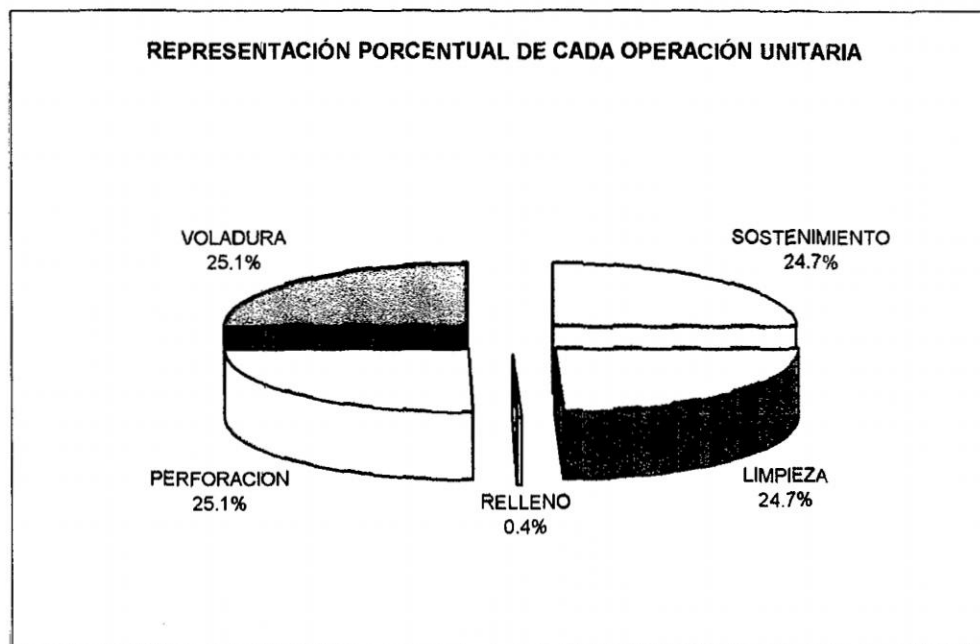
Ancho de minado	2.20	m
Longitud del tajo	69.00	m
Longitud del lado 1	69.00	m
Longitud del lado 2		m
Longitud unitaria a minar	1.40	m
Particion del lado 1	49.29	m
Particion del lado 2	-	m
NUMERO DE CORTES PARA DESMONTE	1.22	cortes
longitud de desmonte	-	m
CALCULO TMS DESMONTE	-	TMS
	822.15	TMS

FUENTE : ELABORACION PROPIA

CUADRO N° 3.13 : PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-7, VETA YULY

OPERACIÓN	GUARDIAS	PORCENTAJE
SOSTENIMIENTO	58	24.7%
LIMPIEZA	58	24.7%
RELLENO	1	0.4%
PERFORACION	59	25.1%
VOLADURA	59	25.1%
TOTAL	235	100%

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA



CUADRO N° 3.15 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-7A, YULY

CICLO TOTAL	0.50	días
NUMERO DE CICLOS	60.00	ciclos
TOTAL CORTE	697.20	tms
NUMERO DE CORTES	1.01	cortes
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO cálculo teorico	705.60	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO propuesta teorica	700.00	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO grafico ciclo minado	850.50	TMS

Ancho de minado	2.00	m
Longitud del tajo	83.00	m
Longitud del lado 1	83.00	m
Longitud del lado 2		m
Longitud unitaria a minar	1.40	m
Particion del lado 1	59.29	m
Particion del lado 2	-	m

NUMERO DE CORTES PARA DESMONTE 1.01 cortes

longitud de desmonte - m

CALCULO TMS DESMONTE - TMS

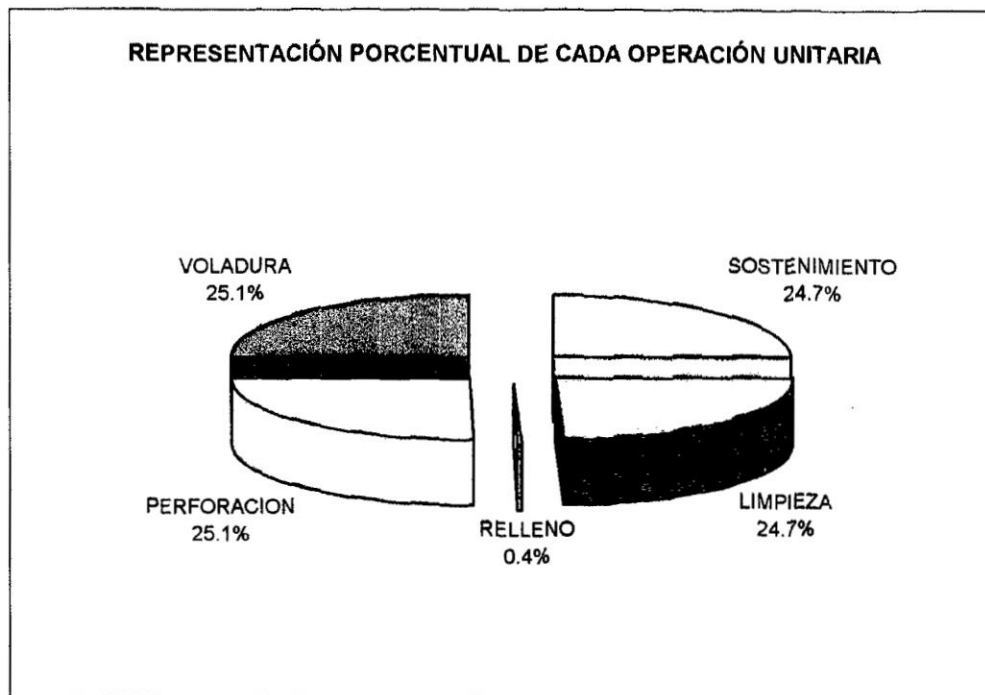
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO 850.50 TMS

FUENTE : ELABORACION PROPIA

CUADRO N° 3.16 : PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-7A, VETA YULY

OPERACIÓN	GUARDIAS	PORCENTAJE
SOSTENIMIENTO	59	24.8%
LIMPIEZA	60	25.2%
RELLENO	1	0.4%
PERFORACION	59	24.8%
VOLADURA	59	24.8%
TOTAL	238	100%

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA



CUADRO N° 3.17 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-8, VETA CUATRO

CICLO DE MINAD	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
CICLO DE MINAD	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
S	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N
L	S	S													S	S	S															
R			L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L	L																		
P																																
V											P	P	P	P	P																	

PARAMETROS GENERICOS

PERFORACION	33
HORAS GUARDIA	12
NUMEROS DE GUARDIAS	2
DIAE TRABAJADOS	28

PERFORACION

Datos	
MALLA	0.7 m 0.4 m
LONGITUD DE PERFORACION	1.5 m
HORAS NETAS DE PERFORACION	8 horas
CANTIDAD DE TALADROS POR PERF	42 talad
CANTIDAD DE TALADROS GUARDIA	42 talad
NUMERO DE PERFORISTAS	1 und
Calculos	
m3 POR TALADRO	0.42 m3/tal
TMS/TALADRO	1.39 tms/tal
TMS POR METRO PERFORADO	0.92 tms/mp
METROS POR HORA DE PERFORAC.	10.50 m/hora
UTILIZACION	50.0%
CAPACIDAD DE ROTURA TMS/DIA	119.42 1.00

VOLADURA

Datos	
TIEMPO DE VOLADURA	1.0 horas
NUMERO DE TAL CARGADO	50 und
VOLADURA	0.07
FUENTE : ELABORACION PROPIA	

LIMPIEZA

Datos	
CAPACIDAD DE WINCHE	0.25 m3
NUMERO DE RASTRAS	50 Rastras
HORAS NETAS DE LIMPIEZA	4 horas
Calculos	
ESPONJAMIENTO	20 %
HUMEDAD	10 %
factor de conversion	1.000
TONELADAS POR HORA	6.45 tmh/hr
TONELADAS POR GUARDIA	26.78 tmh/gd
UTILIZACION	33.3%
CAPACIDAD LIMPIEZA TMS/DIA	51.58
CAPACIDAD LIMPIEZA TMS/DIA	46.41 2.51

RELLENO

Datos	
M3 DE RELLENO	120.00 m3
TIEMPO DE RELLENO NETO	10 horas
Calculos	
M3 DE RELLENO POR HORA	12.00 m3/hr
UTILIZACION	83.3%
CAPACIDAD RELLENO M3/DIA	240.00 0.15

SOSTENIMIENTO

Datos	
ESTANDAR PUNTALES	6 und/hdle
TIEMPO DE SOSTENIMIENTO	4.0 horas
ESPACIAMIENTO	2 m
Calculos	
LONGITUD A SOSTENER	16.80 m
factor	1.00
TOTAL PUNTALES	9.40 und
SOSTENIMIENTO	0.47

X	ESTANDAR PUNTALES
	ESTANDAR SPLIT SET

CUADRO N° 3.18 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-8, VETA CUATRO

CICLO TOTAL	4.19	días
NUMERO DE CICLOS	7.16	ciclos
TOTAL CORTE	332.64	tms
NUMERO DE CORTES	2.50	cortes
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO calculo teorico	833.09	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO propuesta teorica	800.00	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO grafico ciclo minado	858.52	TMS

Ancho de minado	1.40	m
Longitud del tajo	48.00	m
Longitud del lado 1	24.00	m
Longitud del lado 2	24.00	m
Longitud unitaria a minar	16.80	m
Particion del lado 1	1.43	m
Particion del lado 2	1.43	m

NUMERO DE CORTES PARA DESMONTE	2.50	cortes
longitud de desmonte	-	m
CALCULO TMS DESMONTE	-	TMS

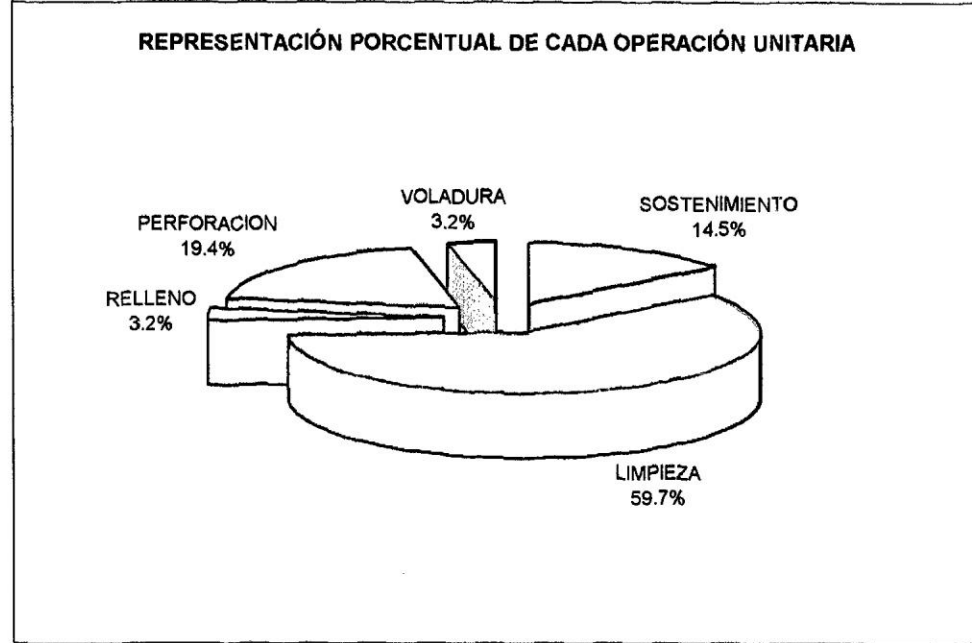
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO	858.52	TMS
----------------------------	--------	-----

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 3.19 : PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-8, VETA CUATRO

OPERACIÓN	GUARDIAS	PORCENTAJE
SOSTENIMIENTO	9	15%
LIMPIEZA	37	60%
RELLENO	2	3%
PERFORACION	12	19%
VOLADURA	2	3%
TOTAL	62	100%

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA



CUADRO N° 3.21 : PLANEAMIENTO DEL TAJEO R-19, VETA FASTIDIOSA

CICLO TOTAL	3.25	dias
NUMERO DE CICLOS	9.24	ciclos
TOTAL CORTE	1225.79	tms
NUMERO DE CORTES	2.07	cortes
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO calculo teorico	2,539.79	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO propuesta teorica	2,500.00	TMS
CAPACIDAD MENSUAL TAJO grafico ciclo minado	2,552.72	TMS

Ancho de minado	2.30	m
Longitud del tajo	95.00	m
Longitud del lado 1	47.50	m
Longitud del lado 2	47.50	m
Longitud unitaria a minar	21.30	m
Particion del lado 1	2.23	m
Particion del lado 2	2.23	m

NUMERO DE CORTES PARA DESMONTE	2.07	cortes
longitud de desmonte	-	m
CALCULO TMS DESMONTE	-	TMS

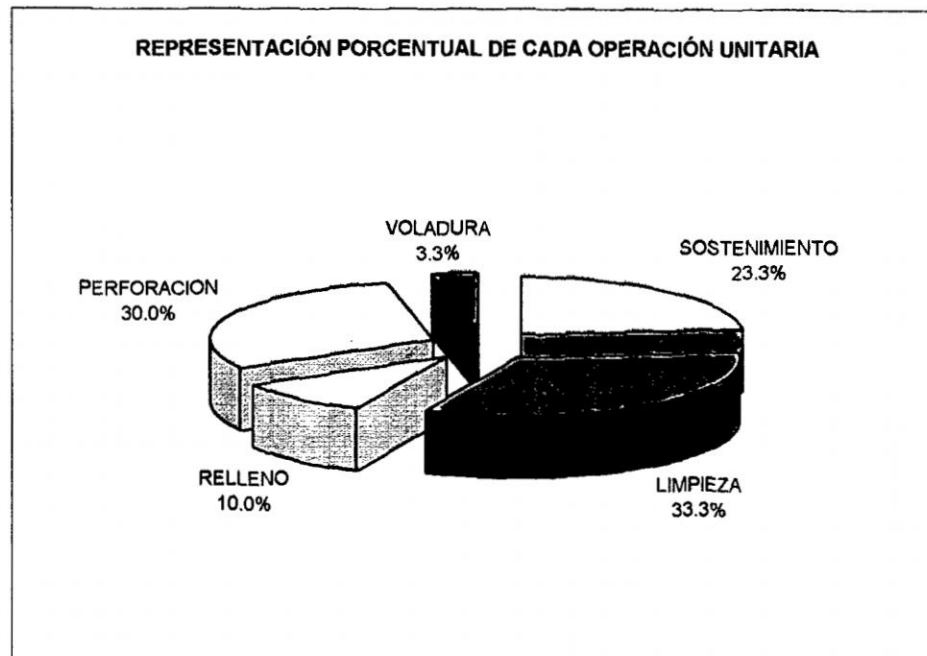
CAPACIDAD MENSUAL DEL TAJO	2,552.72	TMS
----------------------------	----------	-----

FUENTE : ELABORACION PROPIA

CUADRO N° 3.22 : PORCENTAJE DE OPERACIÓN DEL TAJEO R-19, VETA FASTIDIOSA

OPERACIÓN	GUARDIAS	PORCENTAJE
SOSTENIMIENTO	14	23%
LIMPIEZA	20	33%
RELLENO	6	10%
PERFORACION	18	30%
VOLADURA	2	3%
TOTAL	60	100%

FUENTE : ELABORACIÓN PROPIA



CUADRO N° 3.26: PARÁMETROS INICIALES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

PARÁMETROS OPERACIONALES DE LOS TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600

Tajeo R-850											
GSI	Malla		Explosivos		Factor de carga		Costo US \$		Tonelaje	Costo/TMS	
	B (m)	E (m)	Semexa 65%	Examón P (Kg/Tal)	Kg/m ²	Kg/ton	Voladura	Perforación	TMS	US\$/TMS	
F/R	0.8	0.8	49	1.10	1.23	0.37		84.67	193.36	156.40	1.78

Tajeo R-852											
GSI	Malla		Explosivos		Factor de carga		Costo US\$		Tonelaje	Costo/TMS	
	B (m)	E (m)	Semexa 65%	Examón P (Kg/Tal)	Kg/m ²	Kg/ton	Voladura	Perforación	TMS	US\$/TMS	
F/R	0.9	0.9	45	1.01	0.90	0.27		75.68	177.58	181.83	1.39

Tajeo R-19											
GSI	Malla		Explosivos		Factor de carga		Costo US\$		Tonelaje	Costo/TMS	
	B (m)	E (m)	Semexa 65%	Examón P (Kg/Tal)	Kg/m ²	Kg/ton	Voladura	Perforación	TMS	US\$/TMS	
F/R	0.7	0.7	44	1.14	1.60	0.50		78.28	173.63	107.45	2.34

Tajeo R-7A											
GSI	Malla		Explosivos		Factor de carga		Costo US\$		Tonelaje	Costo/TMS	
	B (m)	E (m)	Semexa 65%	Examón P (Kg/Tal)	Kg/m ²	Kg/ton	Voladura	Perforación	TMS	US\$/TMS	
IF/P	0.7	0.7	54	0.00	1.07	0.26		35.53	35.52	16.82	4.22

Tajeo R-167E											
GSI	Malla		Explosivos		Factor de carga		Costo US\$		Tonelaje	Costo/TMS	
	B (m)	E (m)	Semexa 65%	Examón P (Kg/Tal)	Kg/m ²	Kg/ton	Voladura	Perforación	TMS	US\$/TMS	
F/R	0.7	0.4	42	1.10	1.48	0.46		73.97	165.74	107.83	2.22

Tajeo R-168W											
GSI	Malla		Explosivos		Factor de carga		Costo US\$		Tonelaje	Costo/TMS	
	B (m)	E (m)	Semexa 65%	Examón P (Kg/Tal)	Kg/m ²	Kg/ton	Voladura	Perforación	TMS	US\$/TMS	
F/R	0.7	0.7	40	1.06	1.40	0.43		69.78	157.85	106.14	2.14

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 3.27: EQUIPOS LHD DE CÍA MINERA HUARÓN

ITEM	EQUIPO	COD.	MODELO	MARCA	No DE SERIE	CAP. (Yd3)	HP	AÑO FABRICACION
1	DIESEL	LHB-01	EJC-61D	TAMROCK	2998	1.25	68	1998
2	DIESEL	LHB-12	EJC-65D	TAMROCK	3454	1.5	68	2002
3	DIESEL	LHB-13	EJC-65D	TAMROCK	3473	1.5	68	2003
4	DIESEL	LHB-14	EJC-65D	TAMROCK	3707	1.5	68	2004
5	DIESEL	LHB-15	EJC-65D	TAMROCK	3816	1.5	68	2005
6	ELECTRICO	LHB-02	EJC-61E	TAMROCK	2981	1.25	50	2001
7	DIESEL	LHB-16	TORO 151D	TAMROCK	27015350	2.2	71	1997
8	ELECTRICO	LHB-18	MICROSCOOP 100 E	TAMROCK	253	0.75	40	2005
9	ELECTRICO	LHB-19	MICROSCOOP 100 E	TAMROCK	254	0.75	40	2005
10	DIESEL	LHB-20	EJC-65D	TAMROCK	3892	1.5	68	2005

FUENTE: AREA DE MANTENIMIENTO

CUADRO N° 4.1: CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA O VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Parámetros	ESCALA DE VALORES							
	Carga Puntual	80 kg/cm ²	40-80 kg/cm ²	20-40 kg/cm ²	10-20 kg/cm ²	10 kg/cm ²		
Resistencia de la roca intacta	A Compresión Simple	2000 Kg/cm ²	1000 - 2000 Kg/cm ²	500 - 1000 Kg/cm ²	250 - 500 kg/cm ²	100-250 kg/cm ²	30-100 kg/cm ²	10-30 Kg/cm ²
	VALOR	15	12	7	4	2	1	0
	R. Q.D.	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
	VALOR	20	17	13	8	3		
	Espaciado de Juntas	3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
	VALOR	30	25	20	10	5		
	Condición de Juntas	Muy rugosas sin continuidad cerradas. Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5mm ó abiertos 1-5mm Fisuras Continuas	relleno blando de espesor < 5mm. ó abiertas <5 mm. fisuras continuas		
	VALOR	25	20	12	6	0		
Aguas Subterráneas	Cant. Infiltración 10 m. de túnel	Ninguna		25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min.		
	Presión de agua Esfuer. principal	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.5		
	Situación General	Totalmente Seco		Solo húmedo agua insterst.	Ligera presión de agua	Series problemas de agua		
	VALOR	10		7	4	0		

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

CUADRO N° 4.8: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS

Fecha 25/02/2007

Labor : R-167E

Guardi Noche

Maestro Perforista :

Teodoro Mamani

Máquin Jackleg Seco 5961

Ayudante :

Willy Saez

N° Tal.	Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		3	6			35		2	51			35
2		3	15			28		2	19			27
3		3	21			34		2	34			26
4		3	16			37		2	28			28
5		3	10			29		2	9			34
6		2	54			36		2	21			39
7		3	6			31		2	5			46
8		3	9			37		2	18			40
9		3	14			35		2	24			35
10		3	15			30		2	37			31
11		2	56			38		2	16			34
12		3	6			42		2	8			28
13		3	11			31		2	22			37
14		3	18			29		2	34			36
15		3	9			37		2	11			29
16		3	1			28		2	34			42
17		3	18			35		2	28			43
18		3	10			19		2	7			35
19		3	24			24		2	5			31
20		3	12			31		2	18			38
21		3	18			37		2	14			33
22		3	3			30		2	20			43
23		3	19			29		2	37			37
24		3	5			37		2	24			31
25		2	59			31		2	39			26
26		3	7			36		2	8			29
27		3	25			37		2	6			23
28		3	26			34		2	11			34
29		3	13			29		2	19			38
30		3	7			19		2	10			19
31		3	28			41		2	6			27
32		3	56			35		2	21			43
33		3	8			31		2	7			46
34		2	46			27		1	50		2	19
35		3	16			38		2	18			34
36		3	24			20		2	26			46
37		3	8			34		2	3			47
38		3	15			38		2	13			39
39		3	9			31		2	29			40
40		3	27			39		2	22			42
41		3	6			37		2	28			37
42		3	24			54		2	13			39
Totales	2	15	0	0	23	10	1	37	13	0	26	26

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	23	20
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	12	30
Tiempo de pintado de malla	0	20	0
Tiempos Muertos :	2	22	21
Tiempo Total de Perforación:	4	41	49
Tiempo Efectivo Perforación:	3	52	13
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	49	36

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

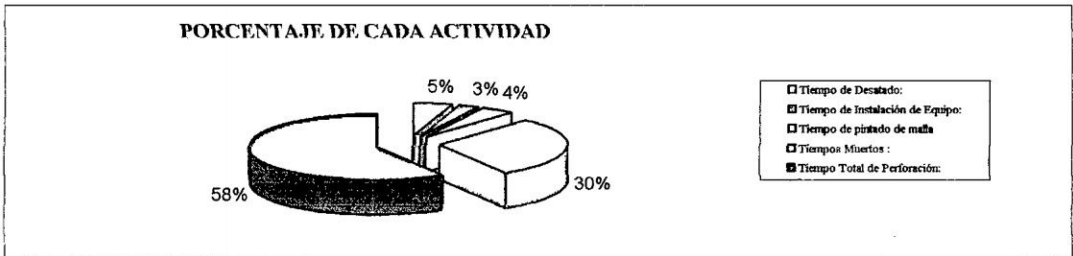
CUADRO N° 4.9: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.8

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff.Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod.Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff.Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff.Operador (%) : 0.70
 Disp.Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 5.347 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN	
Tipo de Roca según GSI modificado	: F/R
Potencia de Veta (m)	: 1.3 m
Burden (m)	: 0.7 m
Espaciamiento (m)	: 0.4 m
Tipo de Perforación	: Upper
N° Taladros perforados/Guardia	: 42 Tal
Longitud de Taladro	: 1.6 m
N° metros perforados/Guardia	: 67.2 m
Diámetro de perforación	: 40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	: 70 °
Radio neto de penetración (m/min)	: 0.29 m
Tiempo promedio productivo/guardia	: 5.628 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	: 2.373 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.10: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-7A

Fecha 18/02/2007

Labor : R-7A

Guardia Día

Maestro Perforista :

Rogelio Lino

Máquina: Jackleg Seco 6023

Ayudante :

Grimaldo López

N° Tal.	Perforación barra de 4'			Barrido y emboquille			Perforación barra de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		2	21			42		1	19			38
2		2	9			38		1	17			37
3		2	1			45		1	16			36
4		2	3			42		1	21			42
5		2	9			40		1	12			35
6		2	11			38		1	25			37
7		2	12			41		1	11			46
8		2	16			39		1	9			39
9		2	22			46		1	18			41
10		2	3			37		1	23			37
11		2	26			39		1	17			26
12		1	41			44		1	19			37
13		2	19			35		1	23			35
14		2	17			48		1	9			33
15		2	22			42		1	14			29
16		1	55			41		1	11			46
Totales	0	34	47	0	10	57	0	20	24	0	9	54

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	2	30	0
Tiempo de Desatado:	0	12	30
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	15	0
Tiempo de pintado de malla	0	5	0
Tiempos Muertos :	0	41	28
Tiempo Total de Perforación:	1	16	2
Tiempo Efectivo Perforación:	0	55	11
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	20	51

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

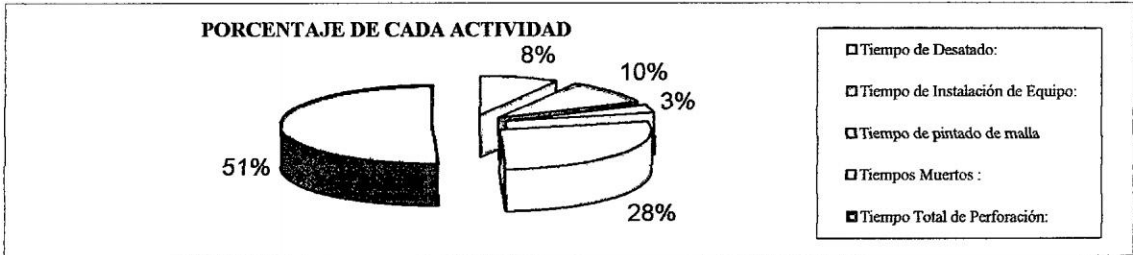
CUADRO N° 4.11: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.10

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.72
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 7.7653 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN		
Tipo de Roca según GSI modificado	:	MF/R MF/P
Potencia de Veta (m)	:	2 m
Burden (m)	:	0.4 m
Espaciamiento (m)	:	0.5 m
Tipo de Perforación	:	Breasting
N° Taladros perforados/Guardia	:	16 Tal
Longitud de Taladro	:	1.4 m
N° metros perforados/Guardia	:	22.4 m
Diámetro de perforación	:	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	0 °
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.41 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	1.81 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	0.69 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.12: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-8V4

Fecha : 04/03/2007

Labor : R8V4

Guardia : Día

Maestro Perforista :

Luis Mina Colqui

Máquina : Jackleg Seco 6124

Ayudante :

Adolfo Huamán Contreras

N° Tal.	Perforación barra de 4'			Barrido y emboquille			Perforación barra de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		3	18			32		2	49			45
2		3	24			34		2	46			35
3		3	19			37		2	53			29
4		3	22			24		2	47			47
5		3	27			29		2	38			38
6		3	34			28		2	42			41
7		3	16			37		2	39			39
8		3	10			31		2	44			31
9		3	17			25		2	51			29
10		3	25			22		2	57			37
11		3	19			37		2	42			26
12		3	21			33		2	37			33
13		3	20			31		2	50			42
14		3	27			35		2	46			35
15		3	15			39		2	37			37
16		3	18			45		2	44			46
17		3	14			37		2	39			39
18		3	9			36		2	51			31
19		3	27			27		2	46			42
20		3	18			28		2	53			28
21		3	16			29		2	45			37
22		3	24			34		2	49			30
23		3	13			25		2	37			42
24		3	18			37		2	39			28
25		3	21			33		2	36			37
26		3	26			34		2	48			26
27		3	31			21		2	46			43
28		3	24			28		2	38			35
29		3	18			26		2	30			41
30		3	24			27		2	42			39
31		3	33			37		2	59			33
32		3	15			24		3	11			37
33		3	27			29		2	56			42
34		3	16			36		2	42			46
35		3	21			30		2	38			41
36		3	22			27		2	37			45
37		3	18			26		2	46			38
38		3	27			34		2	55			37
39		3	43			38		2	37			33
40		3	10			33		2	42			46
41		3	19			27		2	38			44
42		3	24			34		2	46			48
43		3	11			41		2	39			35
Totales	2	24	1	0	22	37	1	58	7	0	26	53

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	35	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	13	0
Tiempo de pintado de malla	0	20	0
Tiempos Muertos :	1	40	22
Tiempo Total de Perforación:	5	11	38
Tiempo Efectivo Perforación:	4	22	8
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	49	30

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

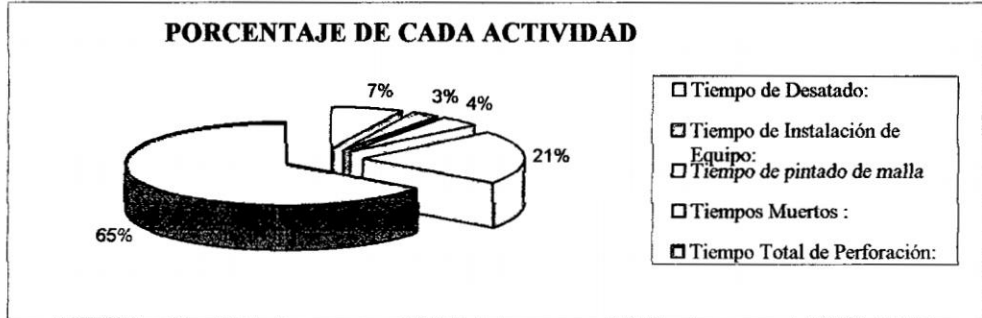
CUADRO N° 4.13: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.12

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff.Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod.Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff.Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff.Operador (%) : 0.79
 Disp.Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 5.5657 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN		
Tipo de Roca según GSI modificado	:	F/R F/P
Potencia de Veta (m)	:	1.4 m
Burden (m)	:	0.8 m
Espaciamiento (m)	:	0.4 m
Tipo de Perforación	:	Upper
N° Taladros perforados/Guardia	:	43 Tal
Longitud de Taladro	:	1.6 m
N° metros perforados/Guardia	:	68.8 m
Diámetro de perforación	:	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	70 °
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.26 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	6.3272 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	1.6728 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.14: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-19

Fecha 15/01/2007 Labor : R-19
 Guardia Día Maestro Perforista : Alfredo Yachachin
 Máquina : Jackleg Seco 6190 Ayudante : Felix Núñez

N° Tal.	Perforación barra de 4'			Barrido y emboquille			Perforación barra de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		3	18			41		2	11			42
2		3	25			35		2	5			39
3		3	37			38		2	20			35
4		3	29			40		2	19			42
5		3	11			31		2	6			34
6		3	24			28		2	17			51
7		3	26			37		2	28			32
8		3	31			43		2	16			38
9		3	24			35		2	18			36
10		3	8			30		2	27			37
11		3	21			29		2	9			34
12		3	10			37		2	15			28
13		3	9			31		2	2			31
14		3	21			29		2	3			36
15		3	18			34		2	16			34
16		3	15			31		2	24			28
17		3	6			30		2	3			30
18		3	17			27		2	16			41
19		3	14			38		2	5			39
20		3	19			40		2	7			35
21		3	23			36		2	30			40
22		3	8			31		2	11			49
23		3	18			37		3	4			35
24		2	57			39		2	4			30
25		3	54			32		2	11			37
26		3	12			34		2	10			34
27		3	35			27		2	19			28
28		3	27			29		2	27			27
29		3	46			38		2	26			37
30		3	19			24		2	1			36
31		3	20			32		2	18			33
32		3	6			34		2	0			31
33		2	49			28		1	56			39
34		3	15			27		2	19			38
35		3	34			36		2	26			32
36		3	18			38		2	2			34
37		3	26			35		2	20			30
38		3	31			30		2	16			35
39		3	20			41		2	3			31
40		3	11			37		2	7			37
41		3	18			34		2	13			28
42		3	30			34		2	17			38
43		3	11			28		2	25			34
44		3	4			35		2	9			29
Totales	2	26	15	0	24	40	1	38	41	0	25	44

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	25	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	13	30
Tiempo de pintado de malla	0	17	30
Tiempos Muertos :	2	8	40
Tiempo Total de Perforación:	4	55	20
Tiempo Efectivo Perforación:	4	4	56
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	50	24

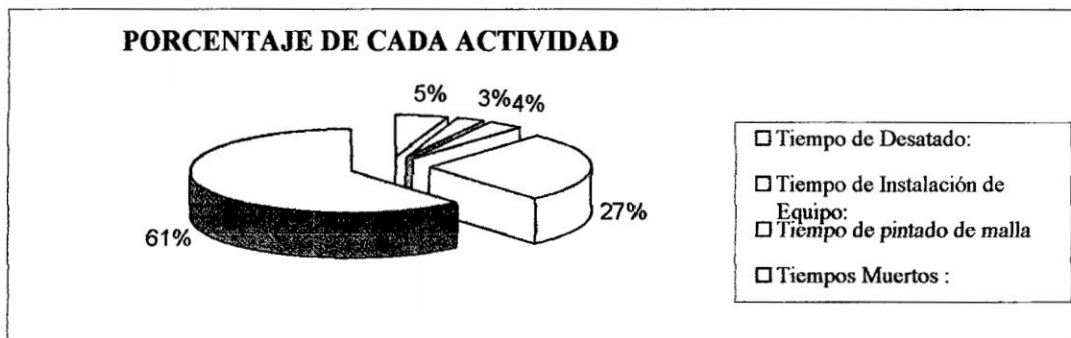
FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.15: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.14

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}} \quad \text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.73
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 5.561 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN		
Tipo de Roca según GSI modificado	:	F/B F/R
Potencia de Veta (m)	:	2.4 m
Burden (m)	:	0.7 m
Espaciamiento (m)	:	0.7 m
Tipo de Perforación	:	Upper
N° Taladros perforados/Guardia	:	44 Tal
Longitud de Taladro	:	1.7 m
N° metros perforados/Guardia	:	74.8 m
Diámetro de perforación	:	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	70 °
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.31 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	5.86 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	2.14 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.16: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-852

Fecha: 13/03/2007 Labor: R-852
 Guardia: Noche Maestro Perforista: Pascual Diego
 Máquina: Jackleg Seco 6209 Ayudante: Carlos Meza

N° Tal.	Perforación barra de 4'			Barrido y emboquille			Perforación barra de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		3	35			38		2	3			29
2		3	29			34		1	49			31
3		3	18			39		2	11			25
4		3	5			29		2	2			27
5		2	59			41		1	59			34
6		3	15			36		2	4			38
7		3	10			28		1	58			31
8		3	18			34		2	15			25
9		3	6			37		2	24			29
10		3	19			46		2	6			26
11		3	4			32		2	11			34
12		2	56			38		2	5			30
13		2	55			29		2	21			35
14		3	13			27		2	3			27
15		3	2			35		2	7			32
16		3	11			34		1	57			38
17		2	56			41		2	11			42
18		2	58			26		2	8			36
19		3	1			29		2	13			37
20		3	6			34		2	20			27
21		3	4			29		1	58			36
22		3	11			42		2	1			33
23		2	57			38		1	54			34
24		3	11			41		2	17			29
25		3	3			37		2	26			41
26		3	18			33		1	53			43
27		2	56			27		2	12			31
28		3	12			35		2	15			36
29		3	5			37		2	13			38
30		2	58			28		2	5			25
31		2	54			31		2	8			29
32		2	58			37		2	17			37
33		3	6			42		2	3			34
34		3	7			39		2	27			26
35		3	16			34		2	15			42
36		2	57			33		2	8			35
37		3	13			31		2	17			33
38		3	6			28		2	31			29
39		3	4			25		2	24			37
40		3	15			33		2	15			24
41		3	7			37		2	10			26
42		3	3			26		2	9			28
43		2	58			34		2	6			33
44		3	13			43		1	58			37
45		3	16			43		1	46			31
Totales	2	20	24	0	25	50	1	36	35	0	24	20

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	30	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	15	0
Tiempo de pintado de malla	0	15	0
Tiempos Muertos :	2	12	51
Tiempo Total de Perforación:	4	47	9
Tiempo Efectivo Perforación:	3	56	59
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	50	10

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.17: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.16

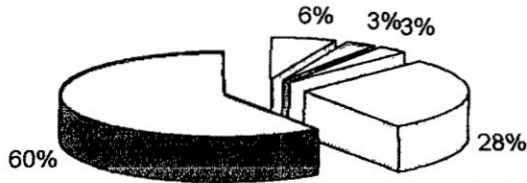
CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff.Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod.Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff.Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff.Operador (%) : 0.72
 Disp.Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 5.7803 Taladros/Hora

PORCENTAJE DE CADA ACTIVIDAD



- Tiempo de Desatado:
- Tiempo de Instalación de Equipo:
- Tiempo de pintado de malla
- Tiempos Muertos :
- Tiempo Total de Perforación:

CICLO DE PERFORACIÓN

Tipo de Roca según GSI modificado	:	F/R	F/P
Potencia de Veta (m)	:		3.8 m
Burden (m)	:		0.8 m
Espaciamiento (m)	:		0.8 m
Tipo de Perforación	:	Upper	
N° Taladros perforados/Guardia	:		45 Tal
Longitud de Taladro	:		1.7 m
N° metros perforados/Guardia	:		76.5 m
Diámetro de perforación	:		40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:		70 °
Radio neto de penetración (m/min)	:		0.32 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:		5.786 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:		2.214 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.18: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-850

Fecha : 15/03/2008

Labor : R-850

Guardia : Día

Maestro Perforista :

Wilson Huerta

Máquina : Jackleg Seco 6203

Ayudante :

Edgar Mamani

N° Tal.	Perforación barra de 4'			Barrido y emboquille			Perforación barra de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		3	13			45		1	59			31
2		3	8			37		2	6			35
3		2	57			42		1	55			26
4		3	16			46		2	18			31
5		2	55			35		2	19			37
6		3	15			50		2	9			32
7		2	49			46		1	53			36
8		2	58			38		2	16			27
9		3	5			53		2	9			49
10		2	59			45		2	11			24
11		2	53			42		1	56			34
12		3	11			50		1	57			29
13		2	58			41		2	17			41
14		2	53			46		2	8			33
15		3	7			52		1	56			29
16		3	15			51		1	59			35
17		2	48			46		1	53			27
18		3	11			41		2	13			34
19		2	55			48		2	17			25
20		3	18			39		2	55			35
21		2	54			37		2	1			38
22		2	58			41		2	12			29
23		3	12			45		2	27			31
24		3	4			42		2	37			37
25		3	13			41		2	13			24
26		3	8			44		2	20			29
27		2	56			46		2	18			26
28		3	2			36		2	6			24
29		3	18			41		2	15			26
30		3	5			38		2	18			27
31		3	12			39		1	56			31
32		2	52			47		2	16			28
33		2	46			56		2	12			24
34		2	53			48		2	18			25
35		2	59			47		2	11			23
36		2	55			39		2	31			27
37		3	9			42		2	6			21
38		2	51			45		1	56			26
39		3	9			41		1	59			22
40		3	14			40		2	6			31
41		2	57			38		1	55			34
42		3	14			34		2	31			26
43		2	52			33		2	17			24
44		2	53			37		2	3			21
45		3	8			34		1	59			28
46		3	19			38		2	6			31
47		2	55			35		2	11			28
48		3	3			48		2	3			24
49		3	11			51		2	5			27
Totales	2	29	26	0	34	56	1	46	14	0	24	2

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	18	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	12	0
Tiempo de pintado de malla	0	20	0
Tiempos Muertos :	1	55	22
Tiempo Total de Perforación:	5	14	38
Tiempo Efectivo Perforación:	4	15	40
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	58	58

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

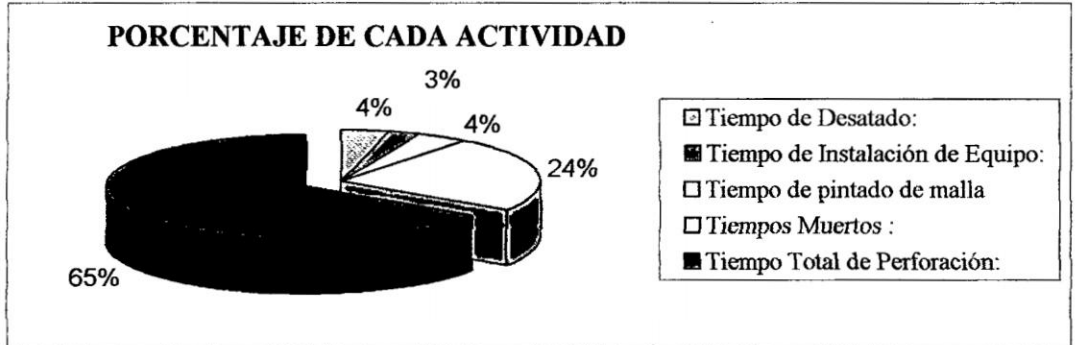
CUADRO N° 4.19: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN NO OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.18

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff.Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod.Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff.Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff.Operador (%) : 0.76
 Disp.Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 6.034 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN	
Tipo de Roca según GSI modificado	F/R
Potencia de Veta (m)	3.8 m
Burden (m)	0.8 m
Espaciamiento (m)	0.8 m
Tipo de Perforación	Upper
N° Taladros perforados/Guardia	49 Tal
Longitud de Taladro	1.6 m
N° metros perforados/Guardia	78.4 m
Diámetro de perforación	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	70 °
Radio neto de penetración (m/min)	0.31 m
Tiempo promedio productivo/guardia	6.08 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	1.92 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.20: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CARACTERÍSTICAS	RQD< 25		JFS = 0.7		RQD< 50		JFS = 0.7		RQD< 75		JFS = 0.7		RQD< 80		JFS = 0.7	
ρ explosivo (gr/cm³)	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7
VOD (m/s)	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500
D expl.(mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
D tal. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
c (50% / 50%)	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
c1 (60% / 40%)	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50
c2 (63.23% / 36.67%)	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
c3 (75% / 25%)	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00
P2 (Psi)	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50
P2 (Psi) 1	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40
P2 (Psi) 2	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90	588990.90
P2 (Psi) 3	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250
Std (Psi)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.19	1.19	1.19	1.19	1.00	1.00	1.00	1.00	0.89	0.89	0.89	0.89	0.89	0.84	0.84	0.84
Burden (m)	1.55	1.10	0.78	0.49	1.31	0.93	0.65	0.41	1.17	0.82	0.58	0.37	1.10	0.78	0.55	0.35
Burden 1	1.98	1.40	0.99	0.63	1.67	1.18	0.84	0.53	1.49	1.05	0.74	0.47	1.41	0.99	0.70	0.44
Burden 2	2.18	1.63	1.08	0.65	1.82	1.28	0.91	0.57	1.62	1.16	0.81	0.51	1.52	1.08	0.76	0.48
Burden 3	3.01	2.13	1.50	0.95	2.53	1.79	1.27	0.80	2.25	1.59	1.13	0.71	2.13	1.51	1.07	0.67
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B	F/MP	F/P	F/R	F/B	--	LF/P	LF/R	LF/B
ESTMS	0.050	0.099	0.198	0.496	0.070	0.140	0.280	0.699	0.099	0.178	0.353	0.881	0.099	0.197	0.395	0.987

FUENTE: ELABORACION PROPIA

CUADRO N° 4.21: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CARACTERÍSTICAS	RQD< 25		JFS = 0.8		RQD< 50		JFS = 0.8		RQD< 75		JFS = 0.8		RQD< 90		JFS = 0.8	
p explosivo (gr/cm³)	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7
VOD (m/s)	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500
D expl.(mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
D tal.(mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
c (50% / 50%)	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
c1 (60% / 40%)	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50
c2 (63.33% / 36.67%)	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
c3 (75% / 25%)	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00
P2 (PSI)	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50
P2 (PSI) 1	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40
P2 (PSI) 2	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90
P2 (PSI) 3	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250
Std(PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.15	1.15	1.15	1.15	0.96	0.96	0.96	0.96	0.85	0.85	0.85	0.85	0.81	0.81	0.81	0.81
Burden (m)	1.51	1.07	0.75	0.48	1.26	0.89	0.63	0.40	1.12	0.79	0.56	0.35	1.05	0.75	0.53	0.33
Burden 1	1.92	1.36	0.96	0.61	1.61	1.14	0.81	0.51	1.43	1.01	0.71	0.45	1.35	0.95	0.67	0.43
Burden 2	2.09	1.48	1.05	0.66	1.75	1.24	0.88	0.55	1.55	1.10	0.78	0.49	1.46	1.04	0.73	0.46
Burden 3	2.91	2.06	1.46	0.92	2.44	1.73	1.22	0.77	2.16	1.53	1.08	0.68	2.04	1.44	1.02	0.64
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B	F/MP	F/P	F/R	F/B	--	LF/P	LF/R	LF/B
USS/TMS	0.053	0.105	0.211	0.527	0.075	0.150	0.301	0.752	0.096	0.191	0.383	0.957	0.108	0.216	0.431	1.078

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.22: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CARACTERISTICAS	RQD< 25		JFS = 0.9		RQD< 50		JFS = 0.9		RQD< 75		JFS = 0.9		RQD< 90		JFS = 0.9	
ρ explosivo (gr/cm³)	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7
VOD (m/s)	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500
D expl.(mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
D tal. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
c (50% / 50%)	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
c1 (60% / 40%)	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50
c2 (63.33% /36.67%)	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
c3 (75% / 25%)	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00
P2 (PSI)	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50
P2 (PSI) 1	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40
P2 (PSI) 2	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90
P2 (PSI) 3	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250
Std(PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.12	1.12	1.12	1.12	0.93	0.93	0.93	0.93	0.82	0.82	0.82	0.82	0.77	0.77	0.77	0.77
Burden (m)	1.47	1.04	0.73	0.46	1.22	0.86	0.61	0.39	1.08	0.76	0.54	0.34	1.01	0.72	0.51	0.32
Burden 1	1.87	1.32	0.93	0.59	1.56	1.10	0.78	0.49	1.37	0.97	0.69	0.43	1.29	0.91	0.65	0.41
Burden 2	2.03	1.44	1.02	0.64	1.69	1.20	0.85	0.54	1.50	1.06	0.75	0.47	1.41	0.99	0.70	0.44
Burden 3	2.83	2.00	1.42	0.90	2.36	1.67	1.18	0.75	2.08	1.47	1.04	0.66	1.96	1.38	0.98	0.62
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B	F/MP	F/P	F/R	F/B	--	LF/P	LF/R	LF/B
USS/TMS	0.056	0.112	0.223	0.558	0.080	0.161	0.322	0.804	0.103	0.206	0.413	1.032	0.117	0.234	0.467	1.168

FUENTE: ELABORACION PROPIA

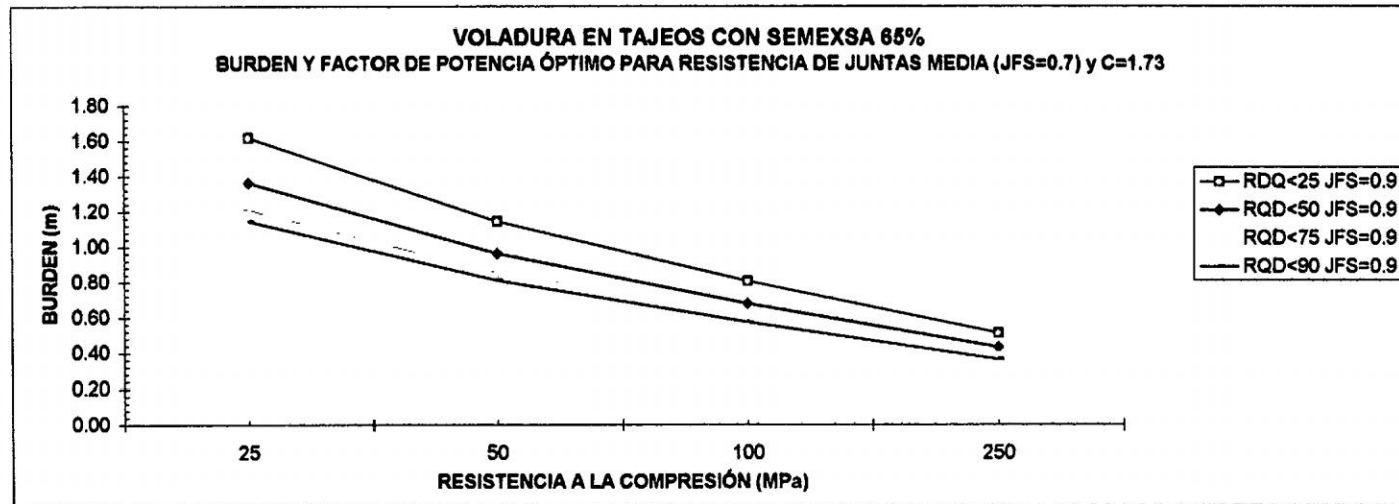
CUADRO N° 4.23: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON ANFO EXAMON P

CARACTERISTICAS	RQD< 25		JFS = 1		RQD< 50		JFS = 1		RQD< 75		JFS = 1		RQD< 90		JFS = 1	
ρ explosivo (gr/cm³)	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7
VOD (m/s)	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500	3500
D expl. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
D tal. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
c (50% / 50%)	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
c1 (60% / 40%)	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50	1.50
c2 (63.33% / 36.67%)	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
c3 (75% / 25%)	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00	3.00
P2 (PSI)	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50	310929.50
P2 (PSI) 1	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40	505791.40
P2 (PSI) 2	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90	598990.90
P2 (PSI) 3	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49	1162003.49
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250
Std (PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.09	1.09	1.09	1.09	0.90	0.90	0.90	0.90	0.79	0.79	0.79	0.79	0.75	0.75	0.75	0.75
Burden (m)	1.43	1.01	0.71	0.45	1.18	0.84	0.59	0.37	1.04	0.74	0.52	0.33	0.98	0.69	0.49	0.31
Burden 1	1.82	1.29	0.91	0.58	1.51	1.07	0.75	0.48	1.33	0.94	0.66	0.42	1.24	0.88	0.62	0.39
Burden 2	1.98	1.40	0.99	0.63	1.64	1.16	0.82	0.52	1.44	1.02	0.72	0.46	1.35	0.96	0.68	0.43
Burden 3	2.76	1.95	1.38	0.87	2.29	1.62	1.14	0.72	2.01	1.42	1.01	0.64	1.89	1.33	0.94	0.60
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B	F/MP	F/P	F/R	F/B	--	LF/P	LF/R	LF/B
USS/TMS	0.059	0.117	0.235	0.587	0.086	0.171	0.342	0.856	0.111	0.222	0.443	1.108	0.126	0.252	0.504	1.259

FUENTE: ELABORACION PROPIA

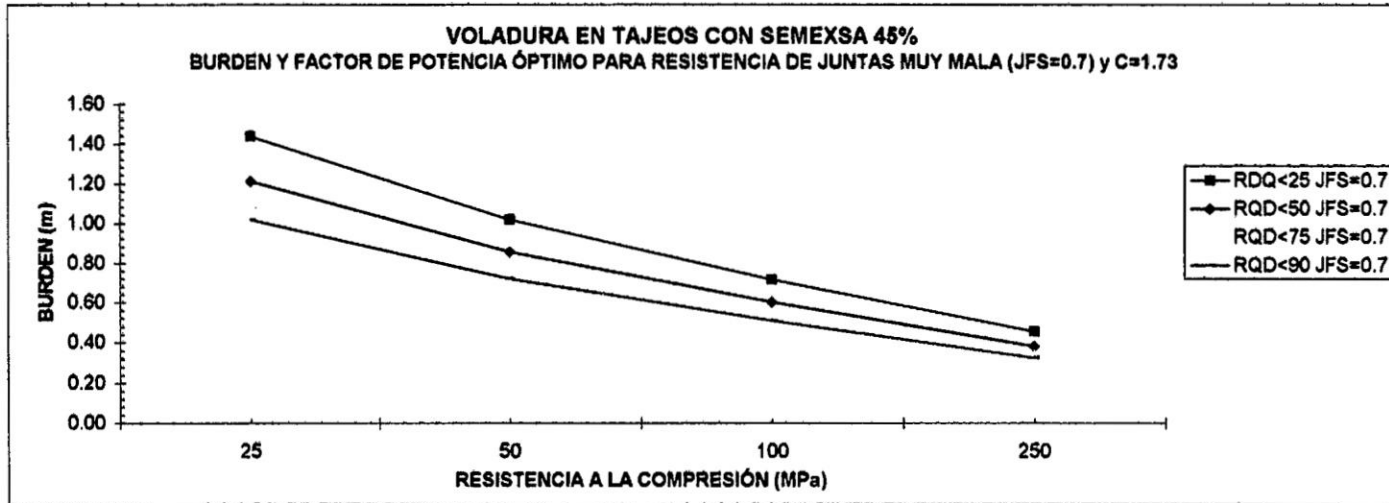
CUADRO N° 4.24: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 65%

CARACTERISTICAS	RQD< 25	JFS = 0.7	RQD< 50	JFS = 0.7	RQD< 75	JFS = 0.7	RQD< 90	JFS = 0.7
p explosivo (gr/cm³)	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12
VOD (m/s)	4200	4200	4200	4200	4200	4200	4200	4200
D expl. (mm)	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23
D tal. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40
c	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
P2 (PSI)	336805.34	336805.34	336805.34	336805.34	336805.34	336805.34	336805.34	336805.34
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250
Std(PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.19	1.19	1.19	1.19	1.00	1.00	1.00	1.00
Burden (m)	1.62	1.14	0.81	0.51	1.36	0.96	0.68	0.43
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	-	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B
US\$/TMS	0.122	0.243	0.487	1.217	0.172	0.343	0.686	1.716



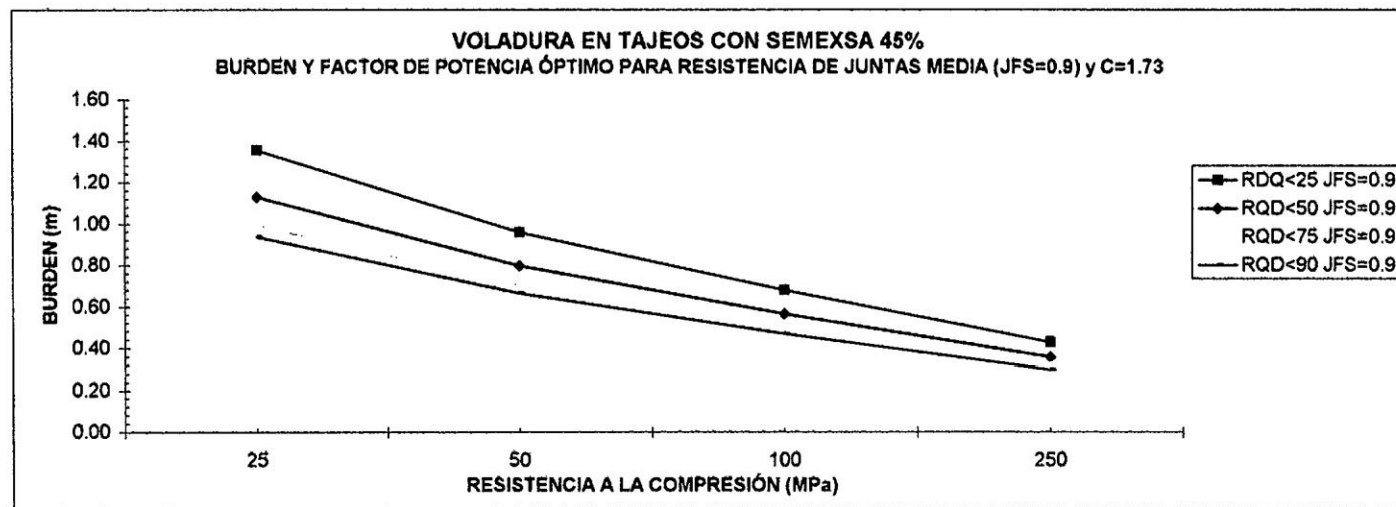
CUADRO N° 4.28: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 45%

CARACTERISTICAS	RQD< 25		JFS = 0.7		RQD< 50		JFS = 0.7		RQD< 75		JFS = 0.7		RQD< 90		JFS = 0.7	
ρ explosivo (gr/cm ³)	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08
VOD (m/s)	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800
D expl. (mm)	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23
D taf. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
c	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
P2 (PSI)	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250
Std (PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.19	1.19	1.19	1.19	1.00	1.00	1.00	1.00	0.89	0.89	0.89	0.89	0.84	0.84	0.84	0.84
Burden (m)	1.44	1.02	0.72	0.45	1.21	0.86	0.61	0.38	1.08	0.76	0.54	0.34	1.02	0.72	0.51	0.32
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B	F/MP	F/P	F/R	F/B	--	LF/P	LF/R	LF/B
US\$/TMS	0.138	0.277	0.553	1.384	0.195	0.390	0.780	1.950	0.246	0.492	0.984	2.459	0.275	0.551	1.102	2.755



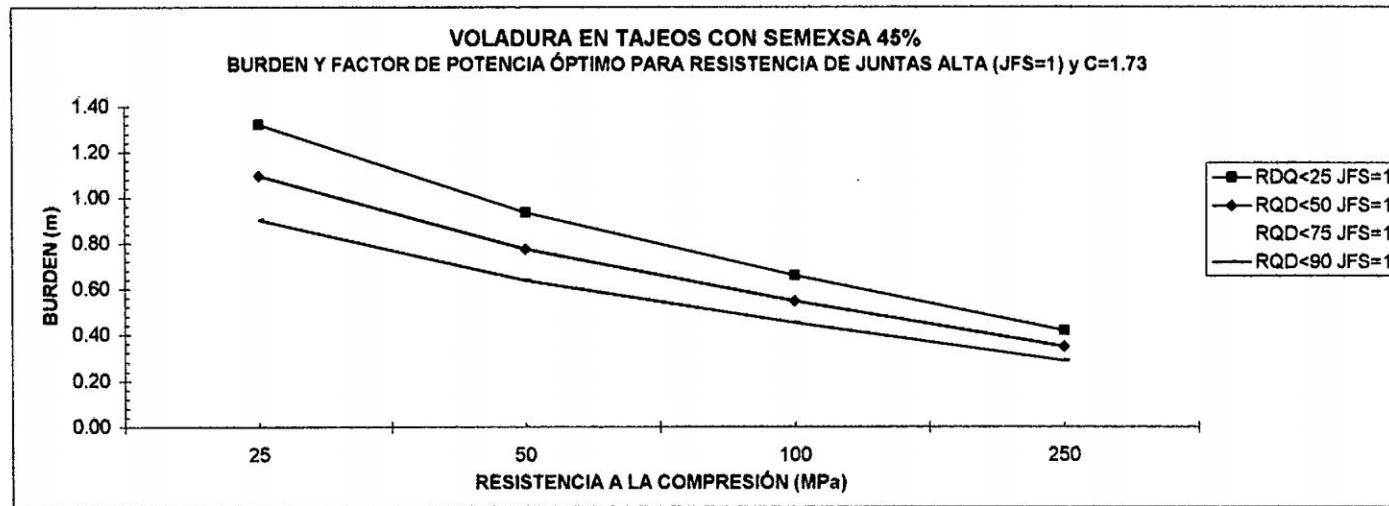
CUADRO N° 4.30: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 45%

CARACTERÍSTICAS	RQD< 25	JFS = 0.9	RQD< 50	JFS = 0.9	RQD< 75	JFS = 0.9	RQD< 90	JFS = 0.9
p explosivo (gr/cm ³)	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08
VOD (m/s)	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800
D expl.(mm)	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23
D tal. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40
c	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
P2 (PSI)	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250
Std(PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.12	1.12	1.12	1.12	0.93	0.93	0.93	0.93
Burden (m)	1.36	0.96	0.68	0.43	1.13	0.80	0.56	0.36
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B
US\$/TMS	0.156	0.311	0.623	1.556	0.224	0.449	0.898	2.244



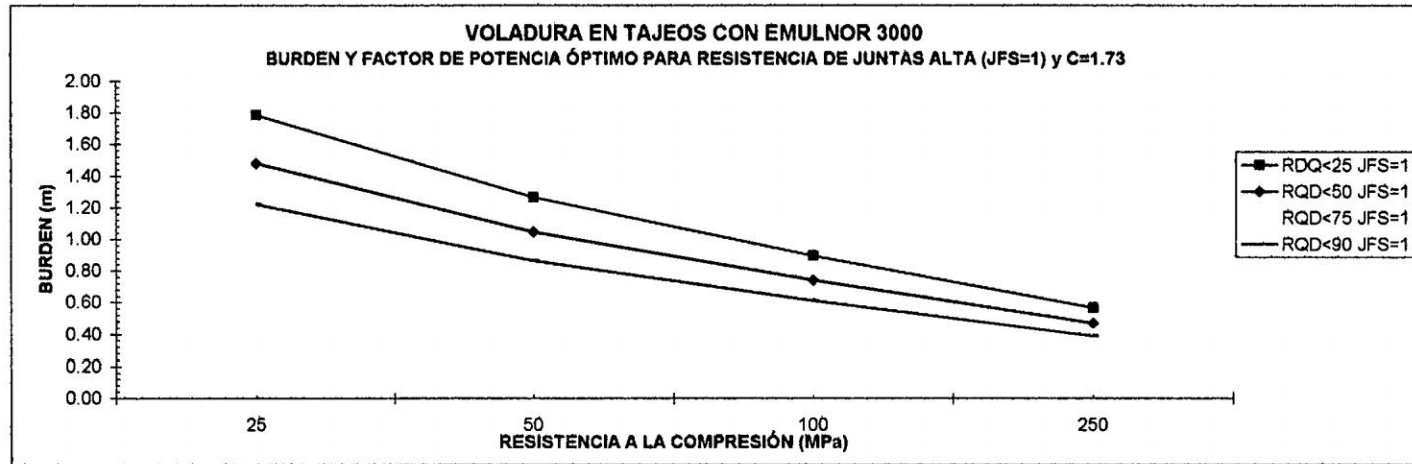
CUADRO N° 4.31: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON SEMEXA 45%

CARACTERÍSTICAS	RQD< 25		JFS = 1		RQD< 50		JFS = 1		RQD< 75		JFS = 1		RQD< 90		JFS = 1	
ρ explosivo (gr/cm ³)	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08	1.08
VOD (m/s)	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800	3800
D expl.(mm)	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23
D tal. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
c	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
P2 (PSI)	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19	265860.19
Ø broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250
Std(PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.09	1.09	1.09	1.09	0.90	0.90	0.90	0.90	0.79	0.79	0.79	0.79	0.75	0.75	0.75	0.75
Burden (m)	1.32	0.93	0.86	0.42	1.09	0.77	0.55	0.35	0.96	0.68	0.48	0.30	0.90	0.64	0.45	0.29
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B	F/MP	F/P	F/R	F/B	--	LF/P	LF/R	LF/B
US\$/TMS	0.164	0.328	0.655	1.639	0.239	0.478	0.955	2.388	0.309	0.618	1.236	3.091	0.351	0.703	1.405	3.513



CUADRO N° 4.35: CALCULO DE BURDEN PARA VOLADURA EN TAJEOS CON EMULNOR 3000

CARACTERISTICAS	RQD< 25		JFS = 1		RQD< 50		JFS = 1		RQD< 75		JFS = 1		RQD< 90		JFS = 1	
p explosivo (gr/cm³)	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14
VOD (m/s)	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000
D expl. (mm)	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23	22.23
D tal. (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
c	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
P2 (PSI)	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61	485855.61
∅ broca (mm)	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Rc (Mpa)	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250	25	50	100	250
Std(PSI)	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901	290	580	1160	2901
Kv	1.09	1.09	1.09	1.09	0.90	0.90	0.90	0.90	0.79	0.79	0.79	0.79	0.75	0.75	0.75	0.75
Burden (m)	1.79	1.26	0.89	0.56	1.48	1.05	0.74	0.47	1.30	0.92	0.65	0.41	1.22	0.86	0.61	0.39
Clasificación GSI	IF/MP	IF/P	IF/R	--	MF/MP	MF/P	MF/R	MF/B	F/MP	F/P	F/R	F/B	--	LF/P	LF/R	LF/B
USS/TMS	0.120	0.239	0.478	1.196	0.174	0.348	0.697	1.742	0.226	0.451	0.902	2.256	0.256	0.513	1.025	2.564



CUADRO N° 4.36: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-8V4

Fecha: 04/05/2007 Labor: R8V4
 Guardia: Noche Maestro Perforista: Luis Mina Colqui
 Máquina: Jackleg Seco 6124 Ayudante: Adolfo Huamán Contreras

N° Tal.	Perforación taladro de 2'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		1	37			29		1	27			33		1	42			34
2		1	35			31		1	29			38		1	43			28
3		1	29			27		1	34			40		1	38			46
4		1	38			42		1	30			39		1	29			27
5		1	34			30		1	25			34		1	25			30
6		1	27			37		1	28			26		1	34			35
7		1	36			29		1	29			28		1	28			46
8		1	33			38		1	34			42		1	31			42
9		1	38			46		1	18			31		1	37			24
10		1	37			35		1	35			39		1	31			28
11		1	31			40		1	33			37		1	42			35
12		1	30			46		1	24			34		1	48			37
13		1	24			27		1	27			26		1	31			31
14		1	28			34		1	20			28		1	27			29
15		1	29			37		1	38			42		1	40			34
16		1	42			42		1	39			37		1	29			40
17		1	27			37		1	24			31		1	35			42
18		1	45			34		1	27			36		1	42			33
19		1	37			30		1	34			34		1	37			34
20		1	36			29		1	38			27		1	29			25
21		1	31			25		1	30			28		2	10			20
22		1	42			37		1	27			31		1	51			32
23		1	49			33		1	29			28		1	29			37
24		1	29			31		1	34			33		1	37			51
25		1	43			24		1	37			35		1	46			46
26		2	11			27		1	31			31		1	37			34
27		1	29			29		1	26			28		1	46			29
28		1	27			36		1	27			24		1	38			33
29		1	34			42		1	30			27		1	29			35
30		1	27			33		1	29			39		1	37			42
31		1	42			37		1	43			26		1	26			37
32		1	33			34		1	28			38		1	34			29
33		1	46			38		1	37			41		1	39			46
34		1	27			40		1	29			35		1	29			38
35		1	31			36		1	34			26		1	34			31
36		1	35			32		1	37			40		1	38			35
37		1	38			37		1	26			45		1	30			41
38		1	37			45		1	28			28		1	46			29
39		1	34			41		1	22			29		1	27			37
40		1	37			29		1	35			25		1	35			34
41		1	31			33		1	34			33		1	28			28
42		1	40			37		1	29			31		1	24			46
43		1	35			31		1	38			39		1	29			36
44		1	30			28		1	32			37		1	37			37
45		1	29			36		2	15			31		1	33			31
46		1	34			41		1	28			34		1	26			40
47		1	38			25		1	34			28		1	38			42
48		1	37			37		1	46			26		1	42			28
49		1	45			29		1	38			21		1	36			33
50		1	42			34		1	21			29		1	28			34
51		1	37			39		1	36			36		1	46			37
52		1	31			37		1	34			37		1	25			34
53		1	29			34		1	39			34		1	31			28
54		1	34			28		1	28			28		1	42			31
Totales	1	25	47	0	30	55	1	22	44	0	29	23	1	26	1	0	31	21

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	30	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	16	0
Tiempo de pintado de malla	0	14	0
Tiempos Muertos :	1	13	49
Tiempo Total de Perforación:	5	46	11
Tiempo Efectivo Perforación:	4	14	32
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	1	31	39

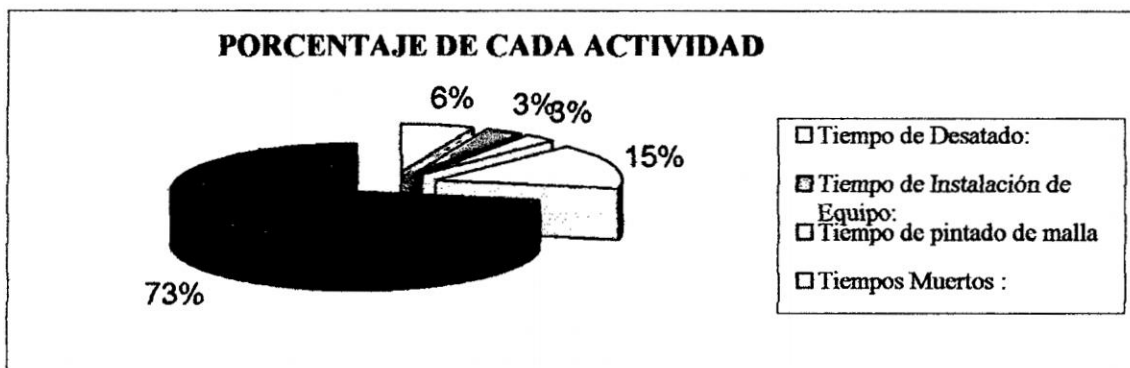
CUADRO N° 4.37: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.36

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.85
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 6.73 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN		
Tipo de Roca según GSI modificado	:	F/R F/P
Potencia de Veta (m)	:	1.40 m
Burden (m)	:	0.80 m
Espaciamiento (m)	:	0.70 m
Tipo de Perforación	:	Upper
N° Taladros perforados/Guardia	:	54 Tal
Longitud de Taladro	:	1.80 m
N° metros perforados/Guardia	:	97.20 m
Diámetro de perforación	:	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	70 °
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.38 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	6.77 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	1.23 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.38: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-19

Fecha: 10/04/2007 Labor: R-19
 Vigilancia: Día Maestro Perforista: Alfredo Yachachin
 Máquina: Jackleg Seco 6190 Ayudante: Felix Núñez

N° Tal.	Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 8'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		3	37			31		1	51		24		1	42			38	
2		3	25			27		1	46		26		1	46			41	
3		3	27			26		1	39		28		1	47			44	
4		3	30			24		1	35		24		1	35			39	
5		3	18			18		2	3		27		1	52			41	
6		3	28			20		1	33		26		1	46			47	
7		3	34			37		1	37		37		1	50			38	
8		3	24			31		1	38		31		1	58			44	
9		3	19			26		1	31		35		1	48			41	
10		3	37			28		1	33		27		1	49			40	
11		3	33			25		1	35		26		1	52			46	
12		3	29			22		1	27		24		2	2			43	
13		3	25			24		1	30		28		1	38			34	
14		3	30			20		1	39		35		1	37			37	
15		3	26			27		1	29		30		2	1			36	
16		3	33			29		1	39		31		1	46			41	
17		3	25			25		1	27		34		1	39			40	
18		3	28			28		1	38		22		1	37			38	
19		3	39			33		1	34		38		1	40			47	
20		3	26			34		1	36		21		2	5			41	
21		4	1			26		1	42		37		1	42			36	
22		3	30			25		1	38		21		1	46			37	
23		3	17			19		2	3		23		1	39			40	
24		3	25			27		1	37		27		1	37			38	
25		3	19			30		1	39		30		1	44			43	
26		3	27			28		1	28		35		1	40			39	
27		3	23			24		1	38		31		1	45			44	
28		3	27			35		1	40		27		1	35			36	
29		3	26			32		1	36		28		1	37			37	
30		3	20			27		1	29		24		1	46			44	
31		3	22			22		1	34		26		1	38			43	
32		3	27			26		1	33		27		2	1			48	
33		3	21			24		1	29		30		1	41			30	
34		3	26			31		1	31		36		1	38			36	
35		3	22			29		1	33		31		1	36			37	
36		3	18			22		1	37		29		2	11			38	
37		3	29			25		1	32		28		1	38			44	
38		3	21			23		1	35		37		1	29			40	
39		3	19			27		1	38		33		1	35			37	
40		3	24			25		1	40		35		1	31			32	
Totales	2	17	57	0	17	42	1	4	32	0	19	29	1	9	39	0	26	35

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	35	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	15	0
Tiempo de pintado de malla	0	15	0
Tiempos Muertos :	1	19	6
Tiempo Total de Perforación:	5	35	54
Tiempo Efectivo Perforación:	4	32	8
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	1	3	46

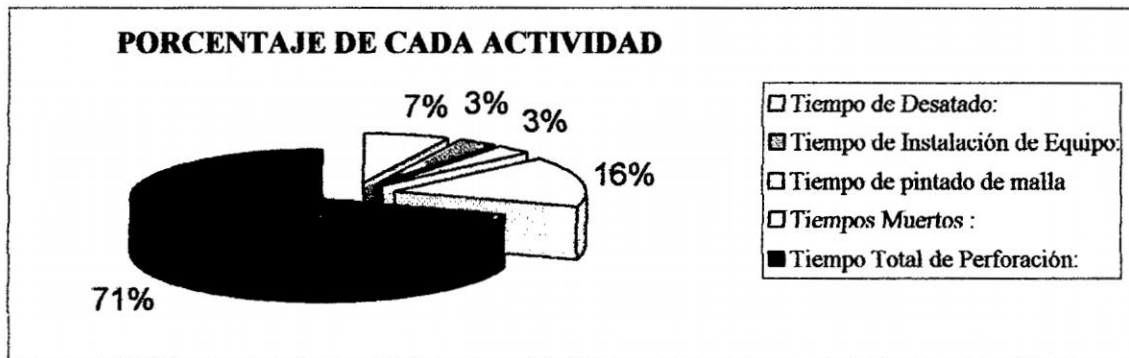
CUADRO N° 4.39: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.38

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.84
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 5.07 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN		
Clasificación mineral según GSI modificado	:	F/R MF/R
Potencia de Veta (m)	:	2.4 m
Burden (m)	:	0.8 m
Espaciamiento (m)	:	0.8 m
Tipo de Perforación	:	Upper
N° Taladros perforados/Guardia	:	40 Tal
Longitud de Taladro	:	2.2 m
N° metros perforados/Guardia	:	88 m
Diámetro de perforación	:	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	70 °
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.32 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	6.682 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	1.318 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.40: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-850

Fecha 21/04/2007 Labor : R850
 Guardia Día Maestro Perforista : Emerson Inga Capcha
 Máquina: Jackleg Seco 6203 Ayudante : Luis Sanchez Espiritu

N° Tal.	Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 8'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		3	45			32		1	49			31		1	45			33
2		3	39			25		1	52			28		1	38			42
3		3	47			29		1	5			37		1	46			35
4		3	46			30		1	46			26		1	41			37
5		3	37			34		1	38			27		1	37			29
6		3	49			31		1	45			34		1	39			36
7		3	44			27		1	49			30		1	42			38
8		3	35			29		1	37			28		1	44			34
9		3	48			32		1	51			33		1	38			27
10		3	55			31		1	38			29		1	46			36
11		3	34			38		1	46			37		1	51			42
12		3	35			33		1	39			32		1	37			46
13		3	46			34		1	35			34		1	42			47
14		3	44			26		1	40			28		1	46			35
15		3	37			37		1	33			26		1	38			41
16		3	51			29		1	38			27		1	51			38
17		3	38			34		1	40			29		1	32			29
18		3	46			29		1	36			35		1	39			24
19		3	34			31		1	37			24		1	45			35
20		3	35			34		1	41			30		1	47			37
21		3	37			29		1	33			33		1	46			30
22		3	46			27		1	35			38		1	37			42
23		3	48			25		1	39			24		1	49			37
24		3	42			32		1	42			27		1	34			34
25		3	37			36		2	5			26		1	38			28
26		3	42			28		1	51			31		1	37			36
27		3	49			31		1	36			38		1	30			29
28		3	53			30		1	42			34		1	46			30
29		3	45			37		1	39			36		1	48			27
30		3	33			33		1	37			37		2	15			43
31		3	43			35		1	45			41		1	45			38
32		3	47			31		1	49			38		1	42			31
33		3	35			28		1	38			25		1	39			28
34		3	46			29		1	42			31		1	45			26
35		3	49			37		1	37			42		1	53			34
36		3	42			41		1	46			36		1	48			47
37		3	48			38		1	34			27		1	51			37
38		3	28			36		2	11			37		1	34			46
39		3	42			34		1	57			41		1	31			41
40		3	48			35		2	3			35		1	42			38
41		3	34			35		1	51			43		1	46			44
42		3	47			32		1	32			47		1	47			35
43		3	43			39		1	34			31		1	35			39
44		3	42			30		1	36			38		1	37			41
Totales	2	43	11	0	23	33	1	14	49	0	24	1	1	15	19	0	26	22

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	20	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	15	0
Tiempo de pintado de malla	0	20	0
Tiempos Muertos :	0	37	45
Tiempo Total de Perforación:	6	27	15
Tiempo Efectivo Perforación:	5	13	19
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	1	13	56

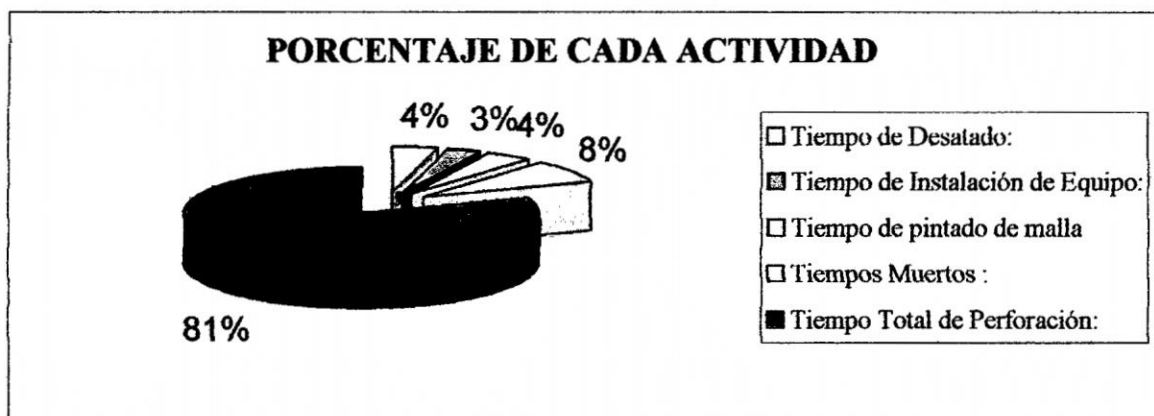
CUADRO N° 4.41: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.40

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TTOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TTOperación}}$$

$$\text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.92
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 5.34 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN	
Tipo de Roca según GSI modificado	: MF/R F/R
Potencia de Veta (m)	: 3.8 m
Burden (m)	: 0.9 m
Espaciamiento (m)	: 0.9 m
Tipo de Perforación	: Upper
N° Taladros perforados/Guardia	: 44 Tal
Longitud de Taladro	: 2.2 m
N° metros perforados/Guardia	: 96.8 m
Diámetro de perforación	: 40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	: 70 °
Radio neto de penetración (m/min)	: 0.31 m/min
Tiempo promedio productivo/guardia	: 7.37 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	: 0.63 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.42: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-7

Fecha 15/04/2007 Labor : R-7
 Guardia Día Maestro Perforista : Roger Matías Falcón
 Máquina: Jackleg Seco 6048 Ayudante : Hernán Rivera Espinoza

N° Tal.	Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		2	12			43		1	20			30
2		2	5			40		1	16			27
3		2	13			35		1	17			31
4		2	16			37		1	13			26
5		1	48			38		1	11			28
6		2	10			33		1	19			33
7		2	9			30		1	10			34
8		1	55			29		1	5			29
9		2	19			38		1	9			30
10		2	16			31		1	18			35
11		2	21			29		1	13			37
12		2	10			28		1	7			32
Totales	0	25	54	0	6	51	0	14	38	0	6	12

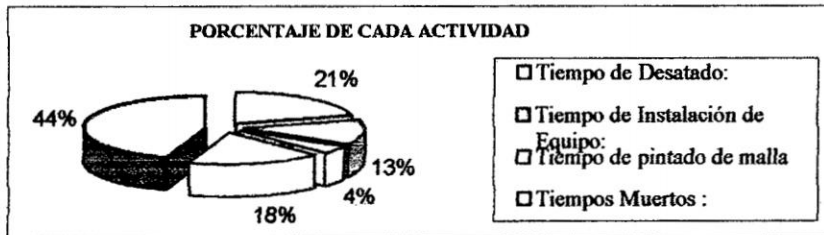
RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	2	0	0
Tiempo de Desatado:	0	25	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	15	0
Tiempo de pintado de malla	0	5	0
Tiempos Muertos :	0	21	25
Tiempo Total de Perforación:	0	53	35
Tiempo Efectivo Perforación:	0	40	32
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	13	3

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TTOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TTOperación}} \cdot \text{Prod. Horaria} = \frac{60 \cdot \text{Disponibilidad Mecánica} \cdot \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.82
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 9.38



CICLO DE PERFORACIÓN

Tipo de Roca según GSI modificado	:	MF/R MF/P
Potencia de Veta (m)	:	2.4 m
Burden (m)	:	0.5 m
Espaciamiento (m)	:	0.5 m
Tipo de Perforación	:	Breasting
N° Taladros perforados/Guardia	:	12 Tal
Longitud de Taladro	:	1.8 m
N° metros perforados/Guardia	:	21.6 m
Diámetro de perforación	:	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	0 °
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.53 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	1.64 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	0.36 Horas

CUADRO N° 4.43: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-7A

Fecha 18/04/2007 Labor : R-7A
 Guardia Día Maestro Perforista : Rogelio Lino
 Máquina: Jackleg Seco 6023 Ayudante : Grimaldo López

N° Tal.	Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		2	18			38		1	16			33
2		2	15			33		1	13			29
3		2	9			41		1	15			34
4		2	17			36		1	13			37
5		2	16			42		1	7			25
6		2	18			30		1	14			28
7		2	13			35		1	12			39
8		2	11			33		1	8			37
9		2	10			28		1	16			34
10		2	19			34		1	18			29
11		1	48			29		1	7			28
12		2	4			31		1	17			37
Totales	0	26	18	0	6	50	0	14	36	0	6	30

RESUMEN

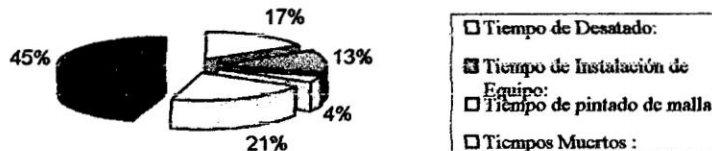
	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	2	0	0
Tiempo de Desatado:	0	20	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	15	0
Tiempo de pintado de malla	0	5	0
Tiempos Muertos :	0	25	46
Tiempo Total de Perforación:	0	54	14
Tiempo Efectivo Perforación:	0	40	54
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	0	13	20

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TTOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TTOperación}} \quad \text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.79
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 8.86

PORCENTAJE DE CADA ACTIVIDAD



CICLO DE PERFORACIÓN

Tipo de Roca según GSI modificado	:	MF/R	MF/P
Potencia de Veta (m)	:	2.2	m
Burden (m)	:	0.5	m
Espaciamiento (m)	:	0.5	m
Tipo de Perforación	:	Breasting	
N° Taladros perforados/Guardia	:	12	Tal
Longitud de Taladro	:	1.8	m
N° metros perforados/Guardia	:	21.6	m
Diámetro de perforación	:	40	mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	0	°
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.53	m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	1.57	Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	0.43	Horas

CUADRO N° 4.44: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-168

Fecha 13/04/2007 Labor : R-168
 Guardia Noche Maestro Perforista : Edwin Fabian Sanchez
 Máquina: Jackleg Seco 5970 Ayudante : Teodoro Ventocilla Rimac

N° Tal.	Perforación taladro de 2'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		1	40			31		1	22			30		1	35			27
2		1	38			29		1	24			38		1	39			29
3		1	37			34		1	27			24		1	46			34
4		1	25			37		1	20			26		1	37			38
5		1	40			26		1	28			32		1	39			26
6		1	36			28		1	34			27		2	15			31
7		1	28			29		1	30			20		1	50			37
8		1	27			35		1	24			25		1	34			35
9		1	31			42		1	26			34		1	39			31
10		1	33			40		1	27			26		1	46			34
11		1	29			27		1	29			28		1	37			38
12		1	35			33		1	30			34		1	29			29
13		1	37			25		1	24			30		1	38			24
14		1	31			29		1	33			36		1	30			27
15		1	28			37		1	37			37		1	33			29
16		1	36			34		1	26			33		1	37			35
17		1	27			36		1	20			35		1	39			31
18		1	29			37		1	28			27		2	6			28
19		1	34			32		1	34			24		1	39			32
20		1	30			28		1	33			29		1	36			29
21		1	31			24		1	27			33		1	34			34
22		1	38			29		1	26			34		1	31			37
23		1	42			31		1	30			27		1	38			29
24		1	46			27		1	24			26		1	37			38
25		1	38			35		1	29			24		1	41			34
26		1	40			37		1	31			35		1	37			46
27		1	37			26		1	27			26		1	38			28
28		1	31			28		1	26			27		1	46			37
29		1	29			34		1	34			24		1	37			46
30		1	41			30		1	38			28		1	30			37
31		2	11			35		1	21			31		1	29			31
32		1	43			33		1	25			30		1	35			29
33		1	44			31		1	20			33		2	17			25
34		1	35			27		2	11			37		1	45			33
35		1	31			26		1	31			22		1	37			35
36		2	5			37		1	38			26		1	40			32
37		1	38			24		1	36			34		1	38			40
38		1	37			29		1	30			37		1	36			29
39		1	34			34		1	27			26		1	29			37
40		1	37			36		1	26			27		1	37			31
41		1	31			27		1	29			31		1	36			36
42		1	40			34		2	6			34		1	37			38
43		1	35			33		1	22			20		1	31			30
44		1	30			25		2	3			29		1	40			34
45		1	29			27		1	24			24		1	31			27
46		1	34			29		1	26			38		1	37			26
47		1	38			34		1	27			37		1	39			35
48		1	37			31		1	33			31		1	38			38
49		1	33			27		1	27			25		1	42			34
50		1	39			30		1	29			34		1	37			36
51		1	40			21		1	22			26		1	33			29
52		1	42			27		1	26			20		1	28			37
53		1	37			29		1	27			29		1	41			46
54		1	42			31		1	34			31		1	46			38
55		1	44			35		1	30			37		1	39			31
56		1	36			36		1	28			33		1	35			37
57		1	38			25		1	25			25		1	42			29
Totales	1	31	44	0	29	13	1	25	31	0	28	6	1	34	8	0	31	33

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	25	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	16	0
Tiempo de pintado de malla	0	14	0
Tiempos Muertos :	1	4	45
Tiempo Total de Perforación:	6	0	15
Tiempo Efectivo Perforación:	4	31	23
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	1	28	52

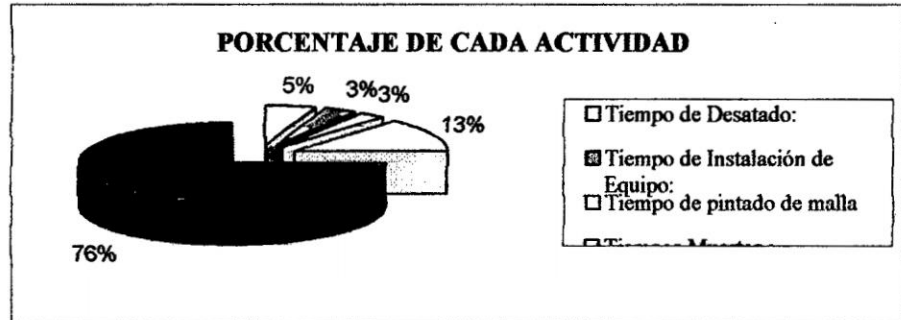
CUADRO N° 4.45: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.44

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff. Operador (%) : 0.87
 Disp. Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 6.98 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN		
Tipo de Roca según GSI modificado	F/R	MF/R
Potencia de Veta (m)		1.80 m
Burden (m)		0.80 m
Espaciamiento (m)		0.80 m
Tipo de Perforación	Upper	
N° Taladros perforados/Guardia		57 Tal
Longitud de Taladro		1.80 m
N° metros perforados/Guardia		102.60 m
Diámetro de perforación		40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)		70 °
Radio neto de penetración (m/min)		0.378 m
Tiempo promedio productivo/guardia		6.92 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia		1.08 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.46: TOMA DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL TAJEO R-167

Fecha 10/04/2007 Labor: R-167
 Guardia Día Maestro Perforista: Teodoro Mamani Paricahua
 Máquina: Jackleg Seco 5961 Ayudante: Willy Saez Puris

N° Tal.	Perforación taladro de 2'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 4'			Barrido y emboquille			Perforación taladro de 6'			Barrido		
	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"	Horas	'	"
1		1	45			28		1	19			27		1	49			20
2		1	44			27		1	24			26		1	52			24
3		1	38			24		1	26			34		1	43			34
4		1	37			19		1	27			27		1	41			24
5		1	36			29		1	20			34		1	48			29
6		1	33			34		1	34			26		1	41			20
7		1	32			26		1	25			27		1	53			24
8		1	36			28		1	28			29		1	44			29
9		1	30			23		1	22			21		1	52			37
10		1	37			27		1	26			27		1	59			25
11		1	40			24		1	27			34		1	46			29
12		1	38			29		1	24			38		1	52			34
13		1	36			34		1	20			27		1	39			33
14		1	37			16		1	28			26		1	43			27
15		1	29			24		1	26			28		1	35			29
16		1	34			28		1	30			23		1	49			35
17		1	30			23		1	37			27		1	45			31
18		1	43			27		1	24			34		1	43			39
19		1	37			20		1	26			29		1	42			31
20		1	40			26		1	18			36		1	42			30
21		1	44			28		1	25			30		1	49			26
22		1	39			19		1	26			27		1	48			30
23		1	38			31		1	27			28		1	44			27
24		1	30			30		1	21			34		1	35			26
25		2	36			27		1	33			27		1	46			29
26		1	37			28		1	24			21		1	51			34
27		1	33			22		1	31			26		1	42			37
28		1	30			25		1	18			34		1	41			30
29		1	37			33		1	24			28		2	19			36
30		1	41			30		1	26			22		1	44			28
31		1	36			27		1	20			25		1	50			36
32		1	38			26		1	27			27		1	35			31
33		1	43			28		2	11			26		1	42			31
34		1	39			29		1	38			30		1	41			24
35		1	37			19		1	37			34		1	50			36
36		1	45			24		1	27			27		1	47			32
37		1	34			27		1	26			29		1	41			30
38		1	27			26		1	27			38		1	39			29
39		1	31			28		1	34			27		1	38			32
40		1	37			20		1	30			26		1	42			33
41		1	38			24		1	26			34		1	44			34
42		2	19			28			57			27		1	42			25
43		1	31			34		1	16			29		1	41			31
44		1	37			32			58			24		1	44			24
45		1	36			29		1	23			31		1	37			22
46		1	30			26		1	29			20		1	49			27
47		1	41			27		1	21			32		1	45			30
48		1	40			20		1	30			27		1	42			32
49		1	36			25		1	26			24		2	25			37
50		1	47			23		1	21			29		1	39			24
51		1	43			27		1	27			34		1	50			25
52		1	39			26		1	24			26		1	52			31
53			58			30		1	26			30		1	43			35
54		1	37			35		1	21			25		1	41			28
55		1	44			29		1	37			34		1	44			25
56		1	38			27		1	29			37		1	49			31
57		1	36			34		1	26			39		1	40			29
58		1	31			26		1	37			38		1	44			26
59		1	40			37		1	41			39		1	52			27
60		1	36			24		1	28			27		1	42			22
Totales	1	38	1	0	26	46	1	26	26	0	29	12	1	45	47	0	29	26

RESUMEN

	Horas	'	"
Tiempo Total de Operación de Perforación:	8	0	0
Tiempo de Desatado:	0	30	0
Tiempo de Instalación de Equipo:	0	15	0
Tiempo de pintado de malla	0	15	0
Tiempos Muertos :	0	44	22
Tiempo Total de Perforación:	6	15	38
Tiempo Efectivo Perforación:	4	50	14
Tiempo Efectivo de Barrido y Limpieza:	1	25	24

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

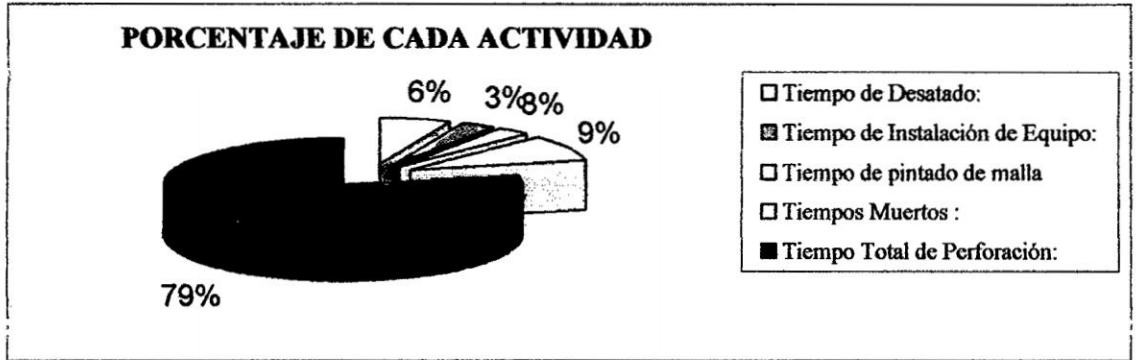
CUADRO N° 4.47: ANÁLISIS DE LOS TIEMPOS DE PERFORACIÓN OPTIMIZADOS DEL CUADRO N° 4.46

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff.Operador} = \frac{\text{TOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TOperación}}$$

$$\text{Prod.Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff.Operador}}{\text{Ciclo de Perforación/Taladro}}$$

Eff.Operador (%) : 0.91
 Disp.Mecánica (%) : 0.85
 Producción Horaria : 7.39 Taladros/Hora



CICLO DE PERFORACIÓN		
Tipo de Roca según GSI modificado	:	F/R MF/R
Potencia de Veta (m)	:	2 m
Burden (m)	:	0.8 m
Espaciamiento (m)	:	0.7 m
Tipo de Perforación	:	Upper
N° Taladros perforados/Guardia	:	60 Tal
Longitud de Taladro	:	1.80 m
N° metros perforados/Guardia	:	108 m
Diámetro de perforación	:	40 mm
Ángulo de inclinación del taladro (°)	:	70 °
Radio neto de penetración (m/min)	:	0.372 m
Tiempo promedio productivo/guardia	:	7.261 Horas
Tiempo promedio improductivo/guardia	:	0.739 Horas

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.48 : ESTANDARES DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600-OPTIMIZADO

LABOR	VETA	Fv	GSI	ANCHO DE MINADO	BURDEN TEÓRICO C=1.73	BURDEN	ESPACIAMIENTO	CEBO	EXPLOSIVO	CARGA/TAL TEÓRICO	CARGA/TALADRO	LONGITUD DE TALADRO	BUZAMIENTO
R-8	CUATRO	0.8	MF/R	1.70	0.88	0.80	0.70	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1 Kg.	0.90 Kg	1.8	70
R19	FASTIDIOSA	0.8	MF/R	2.40	0.88	0.90	0.90	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1.25 Kg	1.25 Kg	2.2	65
		0.9	F/R	2.40	0.75	0.80	0.80	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1.28 Kg	1.20 Kg	2.2	65
R-850	LLACSACOCCHA	0.9	F/R	3.80	0.75	0.80	0.80	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1.28 Kg	1.20 Kg	2.2	70
		0.8	MF/R	3.80	0.88	0.90	0.90	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1.25 Kg	1.25 Kg	2.2	70
R-7	YULY	0.7	MF/R-P	2.40	0.61	0.50	0.50	S-65% 7/8"x 7"	S-45% 7/8"x 7"	8 cartuchos	5.00 Unidad	1.8	80
R-7A	YULY	0.7	MF/R-P	2.20	0.61	0.50	0.50	S-65% 7/8"x 7"	S-45% 7/8"x 7"	8 cartuchos	5.00 Unidad	1.8	80
R-168	PAOLA	0.8	F/R	1.80	0.78	0.80	0.80	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1 Kg.	1.05 Kg	1.8	75
		0.8	MF/R	1.60	0.88	0.90	0.80	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1 Kg.	0.95 Kg	1.8	75
R-167	YULY	0.9	F/R	2.00	0.75	0.80	0.70	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1 Kg.	1.00 Kg	1.8	75
		0.8	MF/R	1.90	0.88	0.90	0.80	S-65% 7/8"x 7"	Examón P	1 Kg.	1.00 Kg	1.8	75

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.49 : PRECIOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600-OPTIMIZADO

LABOR	VETA	GSÍ	ANCHO DE MINADO	BURDEN	ESPACIAMIENTO	CEBO	EXPLOSIVO	CARGA/TALADRO	LONGITUD DE TALADRO	BUZAMIENTO	N° DE TALADROS	TONELAJE ROTO TMS	FACTOR DE POTENCIA	TMS/Tal	COSTO UNITARIO PERFORACIÓN USS/TMS	COSTO UNITARIO VOLADURA USS/TMS	APORTE DE MINERAL POR TAJEO
R-8	CUATRO	MF/R	1.70	0.80	0.70	S-65% 7/	Examón P	0.90 Kg	1.8	70	60	189.78	0.31	3.16	1.04	1.04	1100
R19	FASTIDIOSA	MF/R	2.40	0.90	0.90	S-65% 7/	Examón P	1.25 Kg	2.2	65	30	184.20	0.22	6.14	0.66	0.85	700
		F/R	2.40	0.80	0.80	S-65% 7/	Examón P	1.20 Kg	2.2	65	81	353.66	0.29	4.37	0.92	0.95	3000
R-850	LLACSACOCHA	F/R	3.80	0.80	0.80	S-65% 7/	Examón P	1.20 Kg	2.2	70	117	577.74	0.26	4.94	0.81	0.91	3000
		MF/R	3.80	0.90	0.90	S-65% 7/	Examón P	1.25 Kg	2.2	70	96	559.96	0.23	5.83	0.69	0.86	2400
R-7	YULY	MF/R-P	2.40	0.50	0.50	S-65% 7/	S-45% 7/8"x	5.00 Unid	1.8	80	12	26.20	0.22	2.18	1.51	1.36	800
R-7A	YULY	MF/R-P	2.20	0.50	0.50	S-65% 7/	S-45% 7/8"x	5.00 Unid	1.8	80	12	27.44	0.21	2.29	1.44	1.33	1000
R-168	PAOLA	F/R	1.80	0.80	0.80	S-65% 7/	Examón P	1.05 Kg	1.8	75	42	153.45	0.31	3.65	0.90	1.01	250
		MF/R	1.60	0.90	0.80	S-65% 7/	Examón P	0.95 Kg	1.8	75	42	160.76	0.27	3.83	0.86	0.97	250
R-167	YULY	F/R	2.00	0.80	0.70	S-65% 7/	Examón P	1.00 Kg	1.8	75	54	200.94	0.29	3.72	0.88	0.99	750
		MF/R	1.90	0.90	0.80	S-65% 7/	Examón P	1.00 Kg	1.8	75	38	157.70	0.26	4.15	0.79	0.94	750
PROMEDIO													0.26	4.39	0.92	0.98	14000

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N°4.50: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA CON WINCHE ELECTRICO

Fecha 05/05/2007 Labor: RBV4 Motor: 20 HP
 Guardia Noche Equipo: Winche Eléctrico FF211 Capacidad de Rastra: 8 pies²

N° Viaje	Tiempo de arrastre			Tiempo de retorno			Carga y Descarga		
	Horas	Min	Seg	Horas	Min	Seg	Horas	Min	Seg
1			32			28			21
2			35			26			25
3			30			32			27
4			33			27			22
5			29			31			28
6			32			25			23
7			35			29			27
8			36			24			31
9			30			31			30
10			28			28			24
11			25			33			23
12			29			34			34
13			42			26			26
14			30			29			41
15			29			31			28
16			31			33			24
17			25			30			21
18			29			31			28
19			25			34			34
20			29			27			27
21			27			35			34
22			25			31			26
23			28			33			37
24			29			30			41
25			40			34			27
26			29			33			26
27			26			30			29
28			33			31			21
29			33			29			28
30			26			27			31
31			31			32			24
32			32			28			27
33			29			26			23
34			25			31			26
35			42			30			28
36			29			34			22
37			32			27			28
38			28			25			25
39			33			28			27
40			37			33			32
41			29			30			41
42			26			31			27
43			28			34			31
44			32			27			28
45			29			32			26
46			34			29			31
47			25			26			33
48			32			28			25
49			27			31			27
50			31			30			21
51			37			31			30
52			33			27			26
53			31			34			28
54			30			33			24
55			32			31			21
56			31			30			28
57			27			32			23
58			32			27			27
59			34			31			32
60			29			26			27
	0	30	37	0	29	56	0	27	42

RESUMEN

	Horas	Min	Seg
Tiempo Total de Limpieza	3	30	0
Tiempo de Instalación y desinstalación	1	10	0
Total Tiempos Muertos :	0	51	45
Tiempo Efectivo Limpieza:	1	28	15
Tiempo Total de Arrastre:	0	30	37
Tiempo Total de retorno:	0	29	56
Tiempo Total carga y descarga :	0	27	42
Distancia de Limpieza (m):	23		
Tiempo Prom. de Arrastre	0	0	30.62
Tiempo Prom. De retorno	0	0	29.93
Tiempo Prom. Carga y descarga	0	0	27.7
Tiempo promedio del Ciclo :	0	2	20.0
Velocidad de arrastre (m/s) :		0.8	
Velocidad de retorno (m/s) :		0.8	

CALCULO DE DATOS

$$\frac{E}{E} \text{Operador} = \frac{TT \text{Operación} - TM \text{ Muertos}}{TT \text{ Operación}} \quad \text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{Eff. Operador}}{\text{Ciclo de Limpieza/Viaje}}$$

Eff. Operador :	0.75
Disp. Mecánica :	0.85
Producción Horaria :	26.13 ciclos/Hora
Factor de Carga :	0.90
Peso específico mineral :	3.30 Ton/m ²
Producción Horaria :	17.38 Ton/Hora
Alquiler de Equipo :	10 US\$/Hora
Costo Unitario :	0.58 US\$/Ton

CUADRO N°4.51:CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL Y RESULTADOS

Fecha		17/04/2007		Labor :		R-850						
Guarda		Noche		Equipo :		Scoop Atlas Copco - E.E. Edomarsa 2.5 Yr						
N° Viaje	Cargulo		Viaje Cargado		Descarga		Viaje Vacío					
	Horas	"	Horas	"	Horas	"	Horas	"				
1		45	2	3		18	1	44				
2		58	1	52		21	1	41				
3		48	1	59		28	1	48				
4		58	2	5		23	1	57				
5	1	6	2	2		21	1	38				
6		52	2	3		24	1	50				
7		57	1	54		29	1	43				
8		50	1	55		19	1	48				
9		46	1	59		27	1	42				
10		53	2	3		22	1	41				
11		58	2	5		23	1	48				
12		51	2	8		24	1	50				
13	1	8	1	58		19	1	96				
14		57	1	56		21	1	44				
15		55	1	58		17	1	46				
16		58	1	59		23	1	45				
17		48	2	3		21	1	44				
18		53	1	54		25	1	49				
19		55	1	56		20	1	51				
20		51	2	5		28	1	43				
21		54	1	55		26	1	48				
22		59	1	59		24	1	48				
23		58	2	11		21	1	46				
24		54	2	15		25	1	41				
25	1	3	2	18		25	1	49				
26		54	2	23		23	1	48				
27		58	2	6		28	1	50				
28		53	2	3		27	1	42				
29		47	1	59		21	1	44				
30		52	1	56		24	1	46				
31		57	2	0		21	1	41				
32		58	1	58		19	1	41				
33	1	3	2	8		26	1	44				
34		57	2	1		25	1	42				
35		63	1	56		25	1	43				
36		56	1	53		23	1	51				
37		55	2	1		22	1	46				
38		52	2	6		21	1	50				
39		59	2	8		24	1	46				
40	1	5	1	55		31	1	49				
41		56	2	3		28	1	56				
42	1	0	2	7		28	1	53				
43	1	1	2	5		34	1	40				
44		57	1	59		27	1	44				
45		58	2	1		29	1	49				
46	1	1	2	0		25	1	52				
47	1	7	2	5		28	1	55				
48		58	2	4		34	1	42				
49		56	1	57		26	1	41				
50	1	3	1	55		31	1	38				
51		52	2	3		33	1	49				
52	1	4	1	59		27	1	46				
53		57	1	57		28	1	45				
54	1	8	1	56		29	1	44				
55		55	2	8		26	1	43				
56	1	7	2	7		31	1	46				
57	1	2	2	0		29	1	50				
58		59	2	1		34	1	44				
59	1	1	2	8		31	1	48				
60	1	0	2	6		37	1	52				
61		55	1	58		28	1	48				
62		49	1	58		29	1	55				
63		50	1	52		24	1	49				
64		52	2	4		31	1	39				
65	1	1	1	56		35	1	43				
66	1	5	2	7		32	1	49				
67		51	1	50		28	1	45				
68		49	1	57		29	1	49				
69	1	2	2	6		30	1	48				
70		57	1	54		27	1	45				
71	1	1	2	0		29	1	53				
72	1	8	2	11		22	1	44				
73		57	1	59		28	1	38				
74		56	2	6		24	1	49				
75	1	3	2	3		31	1	42				
76	1	4	1	5		34	1	53				
77		56	2	1		29	1	49				
78	1	2	2	3		32	1	48				
79	1	0	2	0		35	1	51				
Totales	1	15	16	2	39	3	0	34	34	2	20	21

	RESUMEN		
	Horas	Mn	Seg
Tiempo Total de Limpieza	8	0	0
Total Tiempos Muertos :	1	10	48
Tiempo Efectivo Limpieza:	6	49	14
Tiempo Total de Cargulo:	1	15	16
Tiempo Viaje Cargado	2	39	3
Tiempo Total de Descarga :	0	34	34
Tiempo Viaje Vacío :	2	20	21
Distancia de Limpieza (m):	80		
Tiempo Prom. de Cargulo:	0	0	57.16
Tiempo Prom. Viaje Cargado	0	2	0.787
Tiempo Prom. Descarga :	0	0	26.25
Tiempo Prom. Viaje Vacío :	0	1	48.59
Tiempo promedio del Ciclo :	0	6	4.6
Velocidad Viaje Cargado (km/h) :		2.4	
Velocidad Viaje Vacío (km/h) :		2.7	

CALCULO DE DATOS

EE Operador :	TT Operación :	Prod/Horaria :	EE Operador :
	TT Operación :		Ciclo de Limpieza/hor
Eff. Operador :	0.85		
Dep. Mecánica :	0.70		
Producción Horaria :	6.81 Viajes/Hora		
Factor de Carga :	0.60		
Peso específico mineral :	3.30 Ton/m ³		
Producción Horaria :	39.2 Ton/Hora		
Alquiler de Equipo :	45 US\$/Hora		
Costo Unitario :	1.15 US\$/Ton		

CUADRO N°4.52: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL

Fecha		Labor :		R-167		Equipo :		Tamrock 100 E N°19 - Huarón		Capacidad :		0.75 Yr ³	
Guardia		Noche		Viaje Cargado		Descarga		Viaje Vacío					
Nº Viaje	Horas	"	"	Horas	"	Horas	"	Horas	"	Horas	"	Horas	"
1			19		1	28		37		1		19	
2			22		1	33		35		1		24	
3			28		1	37		24		1		27	
4			17		1	39		26		1		24	
5			26		1	35		27		1		23	
6			24		1	36		39		1		20	
7			23		1	30		32		1		24	
8			18		1	29		34		1		21	
9			25		1	42		27		1		24	
10			20		1	44		26		1		19	
11			22		1	38		28		1		31	
12			24		1	37		30		1		30	
13			28		1	39		34		1		27	
14			23		1	46		28		1		28	
15			27		1	35		28		1		22	
18			31		1	41		37		1		25	
17			27		1	40		28		1		18	
18			25		1	37		31		1		24	
19			26		1	39		33		1		18	
20			22		1	43		34		1		22	
21			24		1	40		21		1		18	
22			23		1	37		28		1		24	
23			28		1	34		29		1		22	
24			22		1	41		37		1		27	
25			34		1	40		28		1		18	
26			33		1	38		31		1		24	
27			18		1	35		34		1		30	
28			25		1	49		42		1		24	
29			27		1	52		41		1		26	
30			35		1	28		38		1		24	
31			30		1	34		34		1		20	
32			27		1	29		20		1		28	
33			26		1	30		25		1		37	
34			28		1	45		26		1		20	
35			24		1	51		27		1		49	
36			21		1	37		34		1		30	
37			25		1	31		38		1		32	
38			34		1	38		33		1		31	
39			21		1	46		31		1		18	
40			27		1	42		24		1		24	
41			28		1	39		27		1		20	
42			26		1	53		26		1		34	
43			24		2	7		31		1		22	
44			35		2	11		20		1		27	
45			30		1	54		38		1		20	
46			19		1	38		35		1		25	
47			25		1	46		31		1		19	
48			20		1	49		27		1		24	
49			31		1	51		29		1		28	
50			24		1	37		34		1		31	
51			27		1	48		34		1		16	
52			33		1	51		30		1		23	
53			30		1	43		36		1		22	
54			25		1	33		30		1		34	
55			26		1	45		34		1		21	
56			21		1	49		31		1		27	
57			17		1	52		37		1		25	
58			24		1	54		29		1		17	
59			27		1	49		34		1		24	
60			29		1	42		38		1		26	
81			34		1	38		33		1		21	
82			31		1	39		34		1		27	
83			37		1	45		28		1		26	
84			36		1	40		25		1		34	
85			30		1	38		21		1		31	
86			27		1	41		22		1		27	
87			28		1	39		27		1		26	
88			24		1	44		19		1		28	
69			28		1	51		26		1		30	
70			32		1	50		28		1		21	
71			30		1	39		37		1		25	
72			34		1	43		36		1		19	
73			29		1	45		34		1		17	
74			27		1	49		28		1		31	
75			24		1	41		21		1		30	
76			31		1	46		20		1		24	
77			27		1	37		27		1		22	
78			24		1	39		25		1		28	
	0	34	21	2	12	18	0	39	22	1	50	28	

RESUMEN

Tiempo Total de Limpieza	8	0	0
Total Tiempos Muertos :	2	43	31
Tiempo Efectivo Limpieza:	5	16	29
Tiempo Total de Cargulo:	0	34	21
Tiempo Viaje Cargado	2	12	18
Tiempo Total de Descarga :	0	39	22
Tiempo Viaje Vacío :	1	50	28
Distancia de Limpieza (m):	100		
Tiempo Prom. de Cargulo:	0	0	26.423
Tiempo Prom. Viaje Cargado	0	1	41.789
Tiempo Prom. Descarga :	0	0	30.282
Tiempo Prom. Viaje Vacío :	0	1	24.974
Velocidad Viaje Cargado (km/h) :	3.5		
Velocidad Viaje Vacío (km/h) :	4.2		

CALCULO DE DATOS

EE Operador :	0.68	TT Operación - TDesar	Prod. Horaria :	60 * Depoñalidad Mecánica * EE Operador
Disp. Mecánica :	0.80	TT Operación	Ciclo de Limpieza/viaje	
Producción Horaria :	7.80 Viajes/Hora			
Factor de Carga :	0.80			
Densidad de mineral:	3.30 Ton/m ³			
Producción Horaria :	13.3 Ton/Hora			
Alquiler de Equipo :	20 US\$/Hora			
Costo Unitario :	1.51 US\$/Ton			

CUADRO N°4.53: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL

Fecha 13/04/2007		Labor : R-167		Equipo : Tamrock 100 E N°18 - Huarón		Capacidad : 0.75 Yd³							
N° Viaje	Guardia Noche	Cargulo		Viaje Cargado		Descarga		Viaje Vacío					
		Horas	*	Horas	*	Horas	*	Horas	*				
1		21		1	35		18	1	22				
2		21		1	40		24	1	19				
3		18		1	41		23	1	16				
4		17		1	38		27	1	21				
5		21		1	31		19	1	19				
6		16		1	36		15	1	14				
7		14		1	37		21	1	17				
8		18		1	24		25	1	11				
9		25		1	37		18	1	26				
10		16		1	36		23	1	22				
11		20		1	28		24	1	19				
12		13		1	41		26	1	27				
13		18		1	28		21	1	24				
14		21		1	29		27	1	17				
15		17		1	40		20	1	20				
16		16		1	35		25	1	24				
17		19		1	37		29	1	18				
18		21		1	31		20	1	21				
19		31		1	36		25	1	13				
20		24		1	30		31	1	18				
21		19		1	37		28	1	15				
22		24		1	31		25	1	11				
23		26		1	36		27	1	17				
24		27		1	38		19	1	16				
25		30		2	8		24	1	24				
26		18		1	24		31	1	21				
27		19		1	41		28	1	16				
28		17		1	46		21	1	19				
29		19		1	37		25	1	27				
30		24		1	34		24	1	21				
31		20		1	37		20	1	17				
32		28		1	31		27	1	19				
33		26		1	39		23	1	28				
34		24		1	32		27	1	20				
35		20		1	34		28	1	24				
36		18		1	29		21	1	8				
37		17		1	27		23	1	17				
38		21		1	35		28	1	13				
39		19		1	34		24	1	15				
40		27		2	2		23	1	26				
41		24		1	38		19	1	9				
42		26		1	37		18	1	10				
43		20		1	34		24	1	17				
44		21		1	29		20	1	12				
45		19		1	37		27	1	16				
46		17		1	34		31	1	15				
47		24		1	36		34	1	9				
48		25		1	49		28	1	10				
49		19		1	27		26	1	17				
50		23		1	24		27	1	14				
51		27		1	29		24	1	21				
52		21		1	31		20	1	13				
53		31		1	32		27	1	18				
54		24		1	37		21	1	15				
55		28		1	35		19	1	9				
56		17		1	42		26	1	13				
57		20		1	40		27	1	14				
58		32		1	38		20	1	18				
59		27		1	46		24	1	16				
60		21		1	35		23	1	17				
61		24		1	31		21	1	14				
62		34		1	33		18	1	10				
63		30		1	38		24	1	19				
64		28		1	37		27	1	12				
65		27		1	42		24	1	16				
66		24		1	40		21	1	7				
67		22		1	36		27	1	9				
68		26		1	37		25	1	11				
69		24		1	30		20	1	37				
70		32		1	29		26	1	24				
71		27		1	25		24	1	17				
72		28		1	37		27	1	15				
73		19		1	39		26	1	11				
74		21		1	26		27	1	10				
75		16		1	34		24	1	27				
76		17		1	29		26	1	21				
77		21		1	37		28	1	24				
78		23		1	51		23	1	17				
79		25		1	41		24	1	19				
80		34		1	37		27	1	16				
81		21		1	35		28	1	18				
82		28		1	28		29	1	11				
83		32		1	31		22	1	10				
		0	31	16	2	12	15	0	33	31	1	48	37

RESUMEN

Tiempo Total de Limpieza	8	0	0
Total Tiempos Muertos :	2	56	21
Tiempo Efectivo Limpieza:	5	3	39
Tiempo Total de Cargulo:	0	31	16
Tiempo Viaje Cargado	2	12	15
Tiempo Total de Descarga :	0	33	31
Tiempo Viaje Vacío :	1	46	37
Distancia de Limpieza (m):	100		
Tiempo Prom. de Cargulo:	0	0	22.6
Tiempo Prom. Viaje Cargado	0	1	35.6
Tiempo Prom. Descarga :	0	0	24.23
Tiempo Prom. Viaje Vacío :	0	1	17.07
Velocidad Viaje Cargado (km/h) :	3.8		
Velocidad Viaje Vacío (km/h) :	4.7		

CALCULO DE DATOS

Eff. Operador :	0.63	TTOperación = TMuertes	Prod. Horaria = 60 * Densidad Mineral * EE Operador
Disp. Mecánica :	0.80	TTOperación	Ciclo de Limpieza/Viaje
Producción Horaria :	8.30 Viajes/Hora		
Factor de Carga :	0.90		
Densidad de mineral:	3.30 Ton/m³		
Producción Horaria :	14.1 Ton/Hora		
Alquiler de Equipo :	20 US\$/Hora		
Costo Unitario :	1.41 US\$/Ton		

CUADRO N°4.54: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL

Fecha 23/04/2007 Labor: R-19
 Guardia Dia Equipo: Tamrock 1.5Yd³ - Huarón Capacidad: 1.5 Yd³

N° Viaje	Carguío		Viaje Cargado		Descarga		Viaje Vacío					
	Horas	"	Horas	"	Horas	"	Horas	"				
1		48	3	15		25	2	35				
2		41	3	6		31	2	24				
3		39	2	55		19	2	13				
4		48	3	8		24	2	17				
5		50	2	57		23	2	20				
6		52	3	11		33	2	16				
7		49	3	1		26	2	17				
8		42	3	14		28	2	18				
9		57	2	51		37	2	13				
10		48	3	16		34	2	14				
11		43	3	5		25	2	21				
12		46	3	10		34	2	9				
13		49	3	2		28	2	17				
14		47	3	13		26	2	24				
15		54	3	12		21	2	18				
16		53	2	55		31	2	16				
17	1	5	2	57		27	2	11				
18	1	1	3	0		20	2	17				
19		57	2	59		37	2	13				
20	1	4	3	16		32	2	9				
21		59	2	57		37	2	21				
22	1	0	3	16		30	2	20				
23		56	3	18		26	2	18				
24		49	2	53		34	2	16				
25		48	3	6		26	2	17				
26		53	2	55		37	2	31				
27		57	3	9		34	2	17				
28		46	2	51		27	2	20				
29		49	3	21		29	2	18				
30		40	2	57		20	2	11				
31		55	2	53		34	2	6				
32		51	2	55		31	2	11				
33		46	3	13		25	2	25				
34		53	3	2		34	2	17				
35		48	2	57		25	2	42				
36		46	3	11		29	2	24				
37		49	3	4		23	2	23				
38		38	2	56		37	2	10				
39		50	3	7		31	2	11				
40		55	3	3		19	2	24				
41		51	2	59		25	2	21				
42		56	3	11		27	2	12				
43		50	3	7		20	2	21				
44	1	2	3	20		24	2	22				
45		56	3	11		29	2	20				
46		54	3	4		34	2	15				
47		51	2	56		31	2	27				
48		49	2	57		27	2	18				
49		57	2	59		26	2	27				
50	1	5	3	10		21	2	16				
51		57	3	18		28	2	31				
52		59	3	15		23	2	19				
53		52	3	7		25	2	21				
54		48	2	48		27	2	18				
55		49	2	59		34	2	29				
56		56	3	1		37	2	38				
57	1	4	2	55		29	2	24				
	0	49	15	2	55	4	0	26	58	2	12	23

RESUMEN

Tiempo Total de Limpieza	8	0	0
Total Tiempos Muertos :	1	36	20
Tiempo Efectivo Limpieza:	6	23	40
Tiempo Total de Carguío:	0	49	15
Tiempo Viaje Cargado	2	55	4
Tiempo Total de Descarga :	0	26	58
Tiempo Viaje Vacío :	2	12	23
Distancia de Limpieza (m):	110		
Tiempo Prom. de Carguío:	0	0	51.842
Tiempo Prom. Viaje Cargado	0	3	4.2807
Tiempo Prom. Descarga :	0	0	26.386
Tiempo Prom. Viaje Vacío :	0	2	19.351
Velocidad Viaje Cargado (km/h) :		2.1	
Velocidad Viaje Vacío (km/h) :		2.8	

CALCULO DE DATOS

Eff. Operador :	0.80
Disp. Mecánica :	0.80
Producción Horaria :	5.70 Viajes/Hora
Factor de Carga :	0.90
Densidad de mineral:	3.30 Ton/m ³
Producción Horaria :	19.4 Ton/Hora
Alquiler de Equipo :	25 US\$/Hora
Costo Unitario :	1.29 US\$/Ton

CUADRO N°4.55: CONTROL DE TIEMPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO DE MINERAL

Fecha 11/04/2007 Labor: R-19
 Guardia Día Equipo: Tamrock 1.5Yd³ - Huarón Capacidad: 1.5 Yd³

N° Viaje	Carguio			Viaje Cargado			Descarga			Viaje Vacio		
	Horas	"	"	Horas	"	"	Horas	"	"	Horas	"	"
1			38	2		41			23		1	5
2			34	2		37			27		2	3
3			41	2		47			31		1	56
4			36	2		51			36		1	58
5			44	2		39			28		2	4
6			31	2		46			24		2	0
7			46	2		44			29		1	58
8		1	4	2		46			23		2	6
9			37	2		51			27		1	57
10			30	2		47			25		2	4
11			45	2		37			26		2	1
12			49	2		44			28		1	57
13			32	2		38			24		1	56
14			51	2		47			29		2	2
15			42	2		51			31		2	6
16			37	2		45			34		2	1
17			29	2		47			26		2	11
18			34	2		51			27		1	56
19			36	2		42			29		2	3
20			42	2		37			31		1	55
21			47	2		41			23		2	10
22		1	11	2		42			34		2	7
23			37	2		49			28		1	58
24			52	2		43			31		1	59
25			46	2		41			26		2	6
26			43	2		37			34		1	55
27			35	2		48			33		1	58
28			51	2		34			28		1	54
29			42	2		48			29		2	6
30			43	2		55			34		2	0
31			48	2		34			37		1	59
32			36	2		42			36		1	57
33			39	2		48			33		2	8
34			43	2		57			35		1	56
35			45	2		52			29		2	18
36			38	2		55			31		1	49
37			42	2		49			37		1	55
38			37	2		47			38		1	58
39			41	2		38			28		2	0
40			46	2		39			31		2	6
41			39	2		53			33		2	8
42		1	12	2		41			30		2	12
43			29	2		36			26		2	7
44			52	2		50			37		2	11
45			26	2		37			34		2	8
46			29	2		42			30		2	5
47			32	2		37			29		1	56
48			41	2		52			35		1	58
49			43	2		45			37		2	4
50			54	2		48			29		2	9
51			34	2		54			34		1	53
52			41	2		53			37		2	6
53			56	2		57			41		2	7
54			43	2		59			38		2	10
55			49	2		48			35		2	3
56			40	2		50			40		2	6
57			39	2		47			36		2	11
58			46	2		45			32		2	3
59			40	2		54			33		2	1
60			29	2		48			29		2	5
	0	41	54	2	45	45	0	31	11	2	1	23

RESUMEN

Tiempo Total de Limpieza	8	0	0
Total Tiempos Muertos :	1	59	47
Tiempo Efectivo Limpieza:	6	0	13
Tiempo Total de Carguio:	0	41	54
Tiempo Viaje Cargado	2	45	45
Tiempo Total de Descarga :	0	31	11
Tiempo Viaje Vacio :	2	1	23
Distancia de Limpieza (m):	110		
Tiempo Prom. de Carguio:	0	0	41.9
Tiempo Prom. Viaje Cargado	0	2	45.75
Tiempo Prom. Descarga :	0	0	31.1833
Tiempo Prom. Viaje Vacio :	0	2	1.38333
Tiempo promedio por ciclo:	0	6	0.2
Velocidad Viaje Cargado (km/h) :		2.4	
Velocidad Viaje Vacio (km/h) :		3.3	

CALCULO DE DATOS

$$\text{Eff. Operador} = \frac{\text{TTOperación} - \text{TMuertos}}{\text{TTOperación}} \quad \text{Prod. Horaria} = \frac{60 * \text{Disponibilidad Mecánica} * \text{DE. Operador}}{\text{Ciclo de Limpieza/viaje}}$$

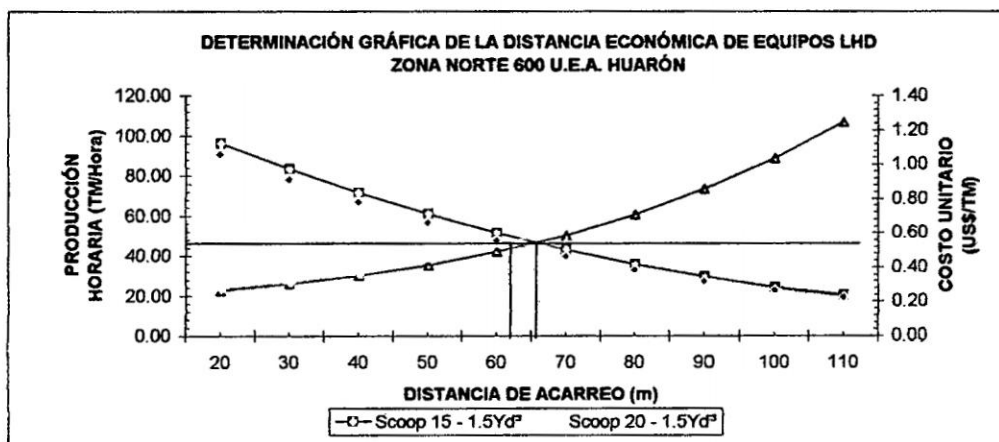
Eff. Operador :	0.75
Disp. Mecánica :	0.80
Producción Horaria :	6.00 Viajes/Hora
Factor de Carga :	0.90
Densidad de mineral:	3.30 Ton/m ³
Producción Horaria :	20.4 Ton/Hora
Alquiler de Equipo :	25 US\$/Hora
Costo Unitario :	1.22 US\$/Ton

CUADRO N° 4.56: CALCULO DE DISTANCIA ECONOMICA DE EQUIPO SCOOP N° 15
POR EL METODO DE MINIMOS CUADRADOS

N°	Distancia m	Producción TM/Hora	Costo US\$/TM	x ²	x ³	x ⁴	xy	x ² y	f(x)
1	20	93.3	0.26	400	8000	160000	1866	37320	95.84
2	30	85.7	0.30	900	27000	810000	2571	77130	83.06
3	40	73.5	0.35	1600	64000	2560000	2940	117600	71.37
4	50	59.8	0.41	2500	125000	6250000	2990	149500	60.77
5	60	50.6	0.49	3600	216000	12960000	3036	182160	51.26
6	70	41.8	0.58	4900	343000	24010000	2926	204820	42.85
7	80	35.7	0.70	6400	512000	40960000	2856	228480	35.52
8	90	28.9	0.85	8100	729000	65610000	2601	234090	29.29
9	100	24.5	1.04	10000	1000000	100000000	2450	245000	24.15
10	110	20.4	1.24	12100	1331000	146410000	2244	246840	20.10
TOTAL	650	514.2		50500	4355000	399730000	26480	1722940	514.20

CALCULO DE DISTANCIA ECONOMICA DE EQUIPO SCOOP N° 20
POR EL METODO DE MINIMOS CUADRADOS

N°	Distancia m	Producción TM/Hora	Costo US\$/TM	x ²	x ³	x ⁴	xy	x ² y	f(x)
1	20	88.6	0.28	400	8000	160000	1772	35440	90.63
2	30	80.2	0.32	900	27000	810000	2406	72180	78.17
3	40	68.7	0.37	1600	64000	2560000	2748	109920	66.84
4	50	55.9	0.44	2500	125000	6250000	2795	139750	56.65
5	60	46.5	0.53	3600	216000	12960000	2790	167400	47.59
6	70	39.7	0.63	4900	343000	24010000	2779	194530	39.66
7	80	32.9	0.76	6400	512000	40960000	2632	210560	32.87
8	90	26.1	0.92	8100	729000	65610000	2349	211410	27.21
9	100	23.6	1.10	10000	1000000	100000000	2360	236000	22.69
10	110	19.4	1.30	12100	1331000	146410000	2134	234740	19.29
TOTAL	650	481.6		50500	4355000	399730000	24765	1611930	481.60

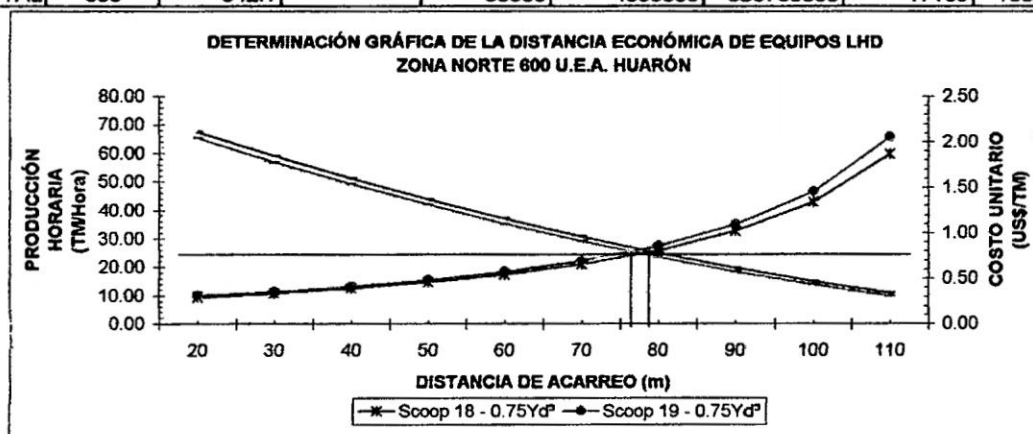


CUADRO N°4.57 : CALCULO DE DISTANCIA ECONÓMICA DE EQUIPO SCOOP N° 18E
POR EL MÉTODO DE MÍNIMOS CUADRADOS

N°	Distancia m	Producción TM/Hora	Costo US\$/TM	x ²	x ³	x ⁴	xy	x ² y	f(x)
1	20	66.8	0.30	400	8000	160000	1336	26720	67.44
2	30	59.4	0.34	900	27000	810000	1782	53460	59.03
3	40	51.2	0.39	1600	64000	2560000	2048	81920	51.14
4	50	44.4	0.46	2500	125000	6250000	2220	111000	43.78
5	60	37.3	0.54	3600	216000	12960000	2238	134280	36.95
6	70	30.7	0.65	4900	343000	24010000	2149	150430	30.64
7	80	24.5	0.80	6400	512000	40960000	1960	156800	24.87
8	90	18.9	1.02	8100	729000	65610000	1701	153090	19.63
9	100	14.1	1.34	10000	1000000	100000000	1410	141000	14.91
10	110	11.8	1.87	12100	1331000	146410000	1298	142780	10.72
TOTAL	650	359.1		50500	4355000	399730000	18142	1151480	359.10

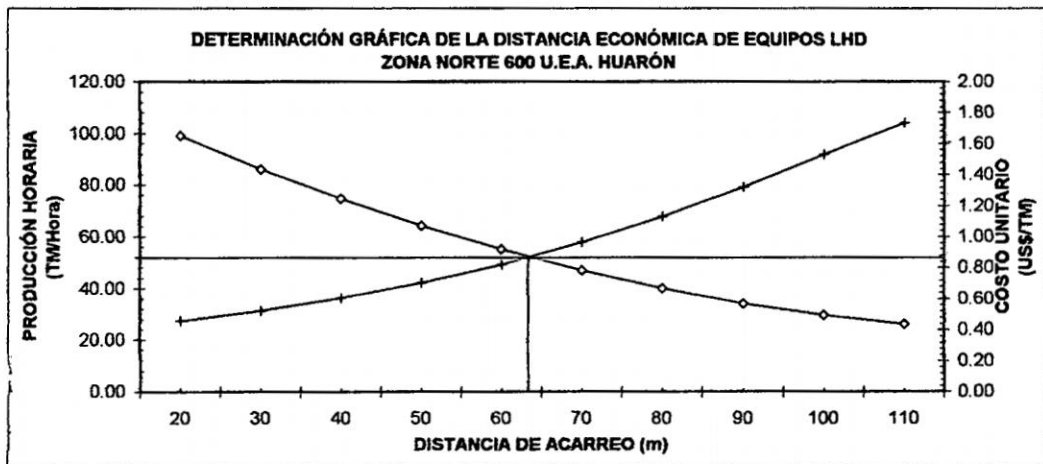
CALCULO DE DISTANCIA ECONÓMICA DE EQUIPO SCOOP N° 19E
POR EL MÉTODO DE MÍNIMOS CUADRADOS

N°	Distancia m	Producción TM/Hora	Costo US\$/TM	x ²	x ³	x ⁴	xy	x ² y	f(x)
1	20	64.6	0.31	400	8000	160000	1292	25840	65.06
2	30	56.8	0.35	900	27000	810000	1704	51120	56.78
3	40	49.4	0.41	1600	64000	2560000	1976	79040	49.03
4	50	42.1	0.48	2500	125000	6250000	2105	105250	41.82
5	60	35.7	0.57	3600	216000	12960000	2142	128520	35.14
6	70	28.9	0.69	4900	343000	24010000	2023	141610	29.00
7	80	23.4	0.85	6400	512000	40960000	1872	149760	23.39
8	90	17.2	1.09	8100	729000	65610000	1548	139320	18.32
9	100	13.3	1.45	10000	1000000	100000000	1330	133000	13.78
10	110	10.7	2.05	12100	1331000	146410000	1177	129470	9.77
TOTAL	650	342.1		50500	4355000	399730000	17169	1082930	342.10



CUADRO N°4.58 : CALCULO DE DISTANCIA ECONÓMICA DE EQUIPO SCOOP ATLAS COPCO 2.5 Yd³
 POR EL MÉTODO DE MINIMOS CUADRADOS

Nº	Distancia m	Producción TM/Hora	Costo US\$/TM	x ²	x ³	x ⁴	xy	x ² y	f(x)
1	20	98.5	0.46	400	8000	160000	1970	39400	98.86
2	30	86.4	0.52	900	27000	810000	2592	77760	86.14
3	40	75.0	0.60	1600	64000	2560000	3000	120000	74.58
4	50	64.3	0.70	2500	125000	6250000	3215	160750	64.18
5	60	54.6	0.82	3600	216000	12960000	3276	196560	54.92
6	70	46.8	0.96	4900	343000	24010000	3276	229320	46.83
7	80	39.2	1.13	6400	512000	40960000	3136	250880	39.88
8	90	34.6	1.32	8100	729000	65610000	3114	280260	34.09
9	100	29.7	1.53	10000	1000000	100000000	2970	297000	29.45
10	110	25.8	1.73	12100	1331000	146410000	2838	312180	25.97
TOTAL	650	554.9		50500	4355000	399730000	29387	1964110	554.90



CUADRO N°4.59: RESUMEN DEL ANALISIS DE LAS DISTANCIAS ECONÓMICAS DE LOS EQUIPOS LHD-U.E.A. HUARÓN

N°	Distancia m	Producción Horaria TM/Hora					Costo Unitario US\$/TM				
		Scoop 15 - 1.5Yd³	Scoop 20 - 1.5Yd³	Scoop 18 - 0.75Yd³	Scoop 19 - 0.75Yd³	Scoop E.E.- 2.5Yd³	Scoop 15 - 1.5Yd³	Scoop 20 - 1.5Yd³	Scoop 18 - 0.75Yd³	Scoop 19 - 0.75Yd³	Scoop E.E.- 2.5Yd³
1	20	95.84	90.63	67.44	65.06	98.86	0.26	0.28	0.30	0.31	0.46
2	30	83.06	78.17	59.03	56.78	86.14	0.30	0.32	0.34	0.35	0.52
3	40	71.37	66.84	51.14	49.03	74.58	0.35	0.37	0.39	0.41	0.60
4	50	60.77	56.65	43.78	41.82	64.18	0.41	0.44	0.46	0.48	0.70
5	60	51.26	47.59	36.95	35.14	54.92	0.49	0.53	0.54	0.57	0.82
6	70	42.85	39.66	30.64	29.00	46.83	0.58	0.63	0.65	0.69	0.96
7	80	35.52	32.87	24.87	23.39	39.88	0.70	0.76	0.80	0.85	1.13
8	90	29.29	27.21	19.63	18.32	34.09	0.85	0.92	1.02	1.09	1.32
9	100	24.15	22.69	14.91	13.78	29.45	1.04	1.10	1.34	1.45	1.53
10	110	20.10	19.29	10.72	9.77	25.97	1.24	1.30	1.87	2.05	1.73
TOTAL											

RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE LOS EQUIPOS LHD DE LA ZONA NORTE 600 U.E.A.
HUARÓN

EQUIPO	CAPACIDAD Yd³	DISTANCIA ECONÓMICA (m)	PRODUCCIO N TM/Hora	COSTO UNITARIO US\$/TM
SCOOP N° 18	0.75	79	26	0.80
SCOOP N° 19	0.75	76	26	0.80
SCOOP N° 15	1.5	66	47	0.55
SCOOP N° 20	1.5	62	47	0.55
SCOOP EDOMMASA	2.5	63	52	0.86

CUADRO N° 4.60 : ESTANDARES DE SOSTENIMIENTO PARA TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600-OPTIMIZADO

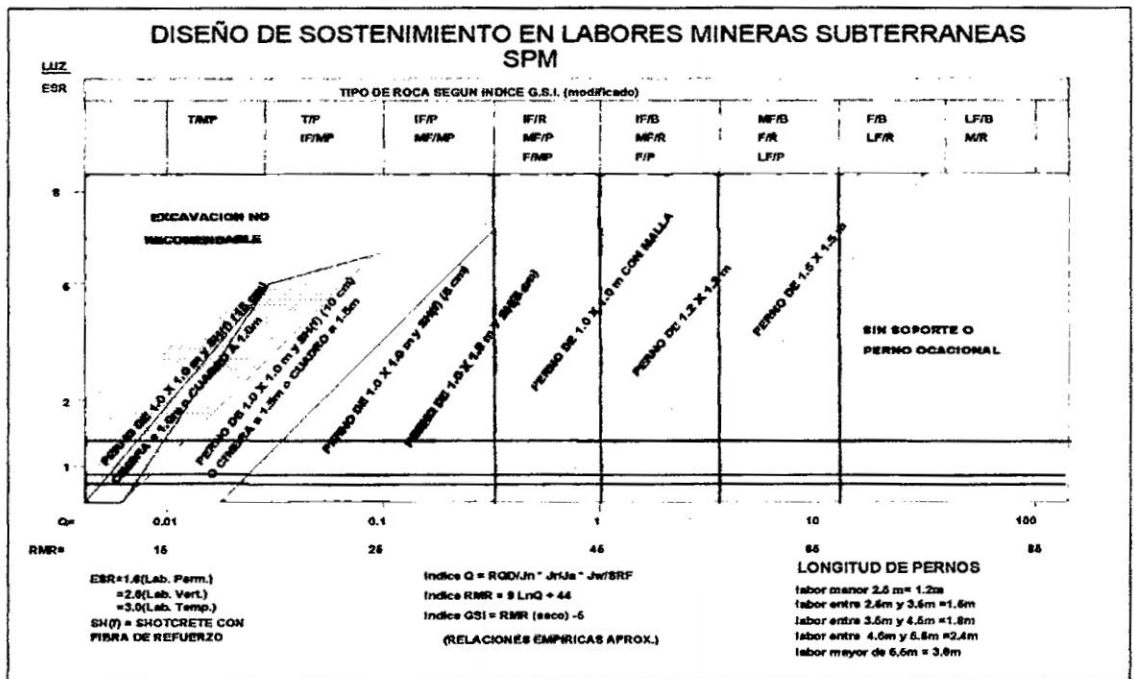
LABOR	VETA	GSI	ANCHO DE MINADO	BUZAMIENTO	TIPO DE SOSTENIMIENTO			ESPACIAMIENTO	COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO US\$/TMS	APORTE DE MINERAL POR TAJEO
					Caja Techo	Corona	Caja Piso			
R-8	CUATRO	MF/R	1.70	70	A	B	A	2.40	1.05	1100
R-19	FASTIDIOSA	MF/R	2.40	65	B	B	A	1.5 x 1.5	1.23	700
		F/R	2.40	65	A	A	A	Perno ocasional	1.02	3000
R-850	LLACSACOCCHA	F/R	3.80	70	A	A	A	Perno ocasional	0.98	3000
		MF/R	3.80	70	B	B	B	1.5 x 1.5	1.23	2400
R-7	YULY	MF/R-P	2.40	80	C	C	C	1.30	2.73	800
R-7A	YULY	MF/R-P	2.20	80	C	C	C	1.30	2.73	1000
R-168	PAOLA	F/R	1.80	75	A	A	A	2.40	0.52	250
		MF/R	1.60	75	B	B	B	2.40	1.05	250
R-167	YULY	F/R	2.00	75	A	A	A	2.40	0.52	750
		MF/R	1.90	75	B	B	B	2.40	1.05	750
PROMEDIO									1.25	14000

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.63 : DISEÑO DE TAJEOS EN LA U.E.A. HUARÓN

VALOR E.S.R. TAJEOS = 3

		POTENCIA DE VETA		ALTURA DE CORTE	
		MÍNIMO	MÁXIMO	6'	8'
LUZ		1.7	3.8	1.7	2.2
LUZ/ESR		0.57	1.27	0.57	0.73
CLASIFICACIÓN GSI	F/R	Sin soporte o perno ocasional			
	MF/R	Sin soporte o perno ocasional	Perno 1.2 *1.2	Sin soporte o perno ocasional	
	MF/P	Perno 1.2 *1.2	Perno 1*1 y malla	Perno 1.2 *1.2	



CUADRO N° 4.64 : EVALUACIÓN DEL CAMBIO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

MÉTODOS	FORMA GENERAL	POTENCIA	BUZAMIENTO	DISTRIBUCIÓN DE VALORES	VETA			CAJA TECHO			CAJA PISO			VALORACIÓN
					CONDICIÓN	ESTRUCTURA	RESIST. DISCONTINUIDAD	CONDICIÓN	ESTRUCTURA	RESIST. DISCONTINUIDAD	CONDICIÓN	ESTRUCTURA	RESIST. DISCONTINUIDAD	
					Regular	Fracturado	Regular Resistente	Regular	Fracturado	Regular Resistente	Regular	Fracturado	Regular Resistente	
PIT	2	-49	4	3	4	4	3	4	4	3	4	4	3	-7
BCV	2	-49	4	4	1	3	3	2	3	2	3	3	3	-16
SST	2	0	4	3	3	1	2	3	1	2	2	2	1	26
SCV	4	-49	4	4	3	4	2	2	3	2	2	3	2	-14
LNG	4	2	-49	4	1	0	3	2	3	2	3	4	3	-18
R&P	4	0	0	3	3	2	2	3	2	2	2	3	3	29
SHS	4	2	4	3	2	1	2	2	1	2	3	1	2	34
C&F	4	4	4	3	2	2	3	2	1	3	2	2	4	37
TOP	3	-49	2	4	3	2	2	2	3	2	3	3	2	-18
SQS	2	2	3	3	1	2	3	2	2	3	2	2	4	31

MÉTODOS	FORMA GENERAL	POTENCIA	BUZAMIENTO	DISTRIBUCIÓN DE VALORES	VETA			CAJA TECHO			CAJA PISO			VALORACIÓN
					CONDICIÓN	ESTRUCTURA	RESIST. DISCONTINUIDAD	CONDICIÓN	ESTRUCTURA	RESIST. DISCONTINUIDAD	CONDICIÓN	ESTRUCTURA	RESIST. DISCONTINUIDAD	
					Pobre	Muy Fracturado	Poco Resistente	Pobre	Muy Fracturado	Poco Resistente	Pobre	Muy Fracturado	Poco Resistente	
PIT	2	-49	4	3	3	3	2	3	3	2	3	3	2	-16
BCV	2	-49	4	4	4	4	4	4	4	4	2	3	1	-9
SST	2	0	4	3	-49	0	0	-49	0	0	0	0	0	-89
SCV	4	-49	4	4	0	2	0	3	4	4	0	1	0	-23
LNG	4	2	-49	4	4	4	4	4	4	4	2	2	1	-10
R&P	4	0	0	3	0	1	0	0	1	0	0	1	0	10
SHS	2	2	4	3	1	1	0	4	4	4	2	3	2	32
C&F	4	4	4	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	46
TOP	3	-49	2	4	2	1	1	4	3	4	2	3	1	-19
SQS	2	2	3	3	4	4	1	2	2	4	4	4	4	44

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUÁDRO N° 4.65 : COSTOS UNITARIOS DE CADA OPERACIÓN PARA TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600-OPTIMIZADO

LABOR	VETA	GSI	ANCHO DE MINADO	BUZAMIENTO	PERFORACION		VOLADURA		SOSTENIMIENTO		LIMPIEZA		APORTE DE MINERAL
					ANTES	ACTUAL	ANTES	ACTUAL	ANTES	ACTUAL	ANTES	ACTUAL	
R-8	CUATRO	MF/R	1.70	70	1.156	1.041	1.252	1.043	1.778	1.050	0.735	0.580	1100
R-19	FASTIDIOSA	MF/R	2.40	65	1.156	0.855	1.252	0.847	1.923	1.229	1.148	0.786	700
		F/R	2.40	65	1.156	0.921	1.252	0.954	1.923	1.020	1.148	0.786	3000
R-850	LLACSACOCCHA	F/R	3.80	70	1.156	0.815	1.252	0.907	1.923	0.980	1.148	0.786	3000
		MF/R	3.80	70	1.156	0.690	1.252	0.858	1.923	1.229	1.148	0.786	2400
R-7	YULY	MF/R-P	2.40	80	1.156	1.508	1.252	1.365	3.550	2.730	0.735	0.580	800
R-7A	YULY	MF/R-P	2.20	80	1.156	1.439	1.252	1.328	3.550	2.730	0.735	0.580	1000
R-168	PAOLA	F/R	1.80	75	1.156	0.901	1.252	1.008	0.520	0.520	1.148	0.786	250
		MF/R	1.60	75	1.156	0.860	1.252	0.968	1.260	1.050	1.148	0.786	250
R-167	YULY	F/R	2.00	75	1.156	0.885	1.252	0.988	0.520	0.520	1.148	0.786	750
		MF/R	1.90	75	1.156	0.793	1.252	0.945	1.260	1.050	1.148	0.786	750
PROMEDIO					1.156	0.915	1.252	0.982	1.973	1.246	1.062	0.743	14000

RESUMEN DE COSTOS UNITARIOS DE TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600

OPERACIÓN UNITARIA	ANTES US\$/TMS	ACTUAL US\$/TMS	DIFERENCIA US\$/TMS
PERFORACION	1.156	0.915	0.241
VOLADURA	1.252	0.982	0.270
SOSTENIMIENTO	1.973	1.246	0.727
LIMPIEZA	1.062	0.743	0.319
RELLENO	0.795	0.795	0.000
TOTAL	6.239	4.682	1.557

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

CUADRO N° 4.66 : NÚMERO DE CORTES MENSUAL PARA TAJEOS DE LA ZONA NORTE 600

LABOR	VETA	GSI	ANCHO DE MINADO	BUZAMIENTO	N° DE CORTES AL MES		APORTE DE MINERAL	
					ANTES	ACTUAL	ANTES	ACTUAL
R-8	CUATRO	MF/R	1.70	70	2.50	2.64	1100	1250
R-19	FASTIDIOSA	MF/R	2.40	65	2.07	2.18	3700	4100
R-850	LLACSACOCCHA	F/R	3.80	70	2.04	2.10	5400	6200
R-7	YULY	MF/R-P	2.40	80	1.22	1.90	800	1000
R-7A	YULY	MF/R-P	2.20	80	1.01	1.80	1000	1200
R-168	PAOLA	F/R	1.80	75	1.88	2.35	500	650
R-167	YULY	F/R	2.00	75	1.48	2.35	1500	2100
PROMEDIO					1.90	2.17	14000	16500

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

FORMATOS

FORMATO N° 4.1: REPORTE DIARIO DE GEOMECÁNICA



PAN AMERICAN SILVER S.A.C.
MINA QUIRUYILCA
 UNIDAD HUARON
 DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

REPORTE DIARIO DE GEOMECÁNICA

Labor: Turno: Fecha: Hora:
 Avance:
 Responsables:

UBICACIÓN	N° Fracturas / m	Condición de Fracturas	Resistencia con la Picota	Clasificación GSI
Pared Derecha				
Techo				
Pared Izquierda				

FACTORES INFLUYENTES	
Pared Derecha	
Techo	
Pared Izquierda	

	SOSTENIMIENTO	TIEMPO DE COLOCACIÓN
Pared Derecha		
Techo		
Pared Izquierda		

Observaciones:

.....
 RESPONSABLE

.....
 SUPERVISOR

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

FORMATO N° 4.2: DIVISIÓN DEL PLANO GEOMECÁNICO

b) Secciones típicas	a) Plano de planta de la labor (escala 1/500)
	e) Observaciones
c) Resumen tablas de sostenimiento.	d) Membrete

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO E INGENIERÍA

FORMATO N° 4.3: REPORTE SEMANAL DE MAPEO GEOMECÁNICO

Reporte semanal (check-list) de mapeo geomecánico y sostenimiento en las labores de Avance, Desarrollo y Extracción

Semana:

Nv:

Labor:

Dia	Guardia	Clasificación Geomecanica	Factores influyentes	Tipo de soporte	Tiempo de colocación	Fecha de colocación

Observaciones.....
Reportado por **Revisado por**.....

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA

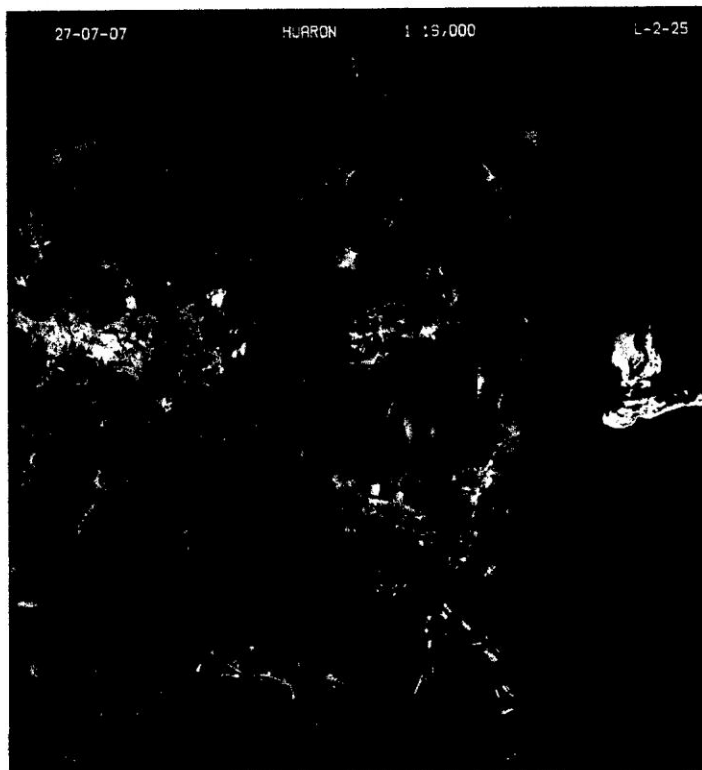
FOTOS

FOTO Nº 1.1: MINA HUARÓN POSTERIOR A UN NEVADO



FUENTE: PROPIA

FOTO Nº 1.2: AEROGRAFÍA DEL YACIMIENTO MINERO HUARÓN



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA

FOTO N° 1.3: PLANTA DE TRATAMIENTO DE MINERALES



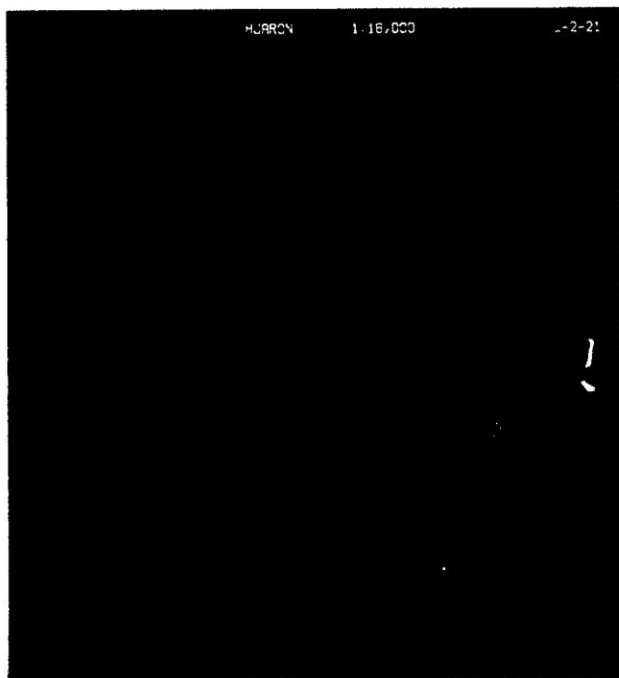
FUENTE: PROPIA

FOTO N° 3.1: WINCHE MODELO B2F-211 DE 30 HP DE DOBLE TAMBOR



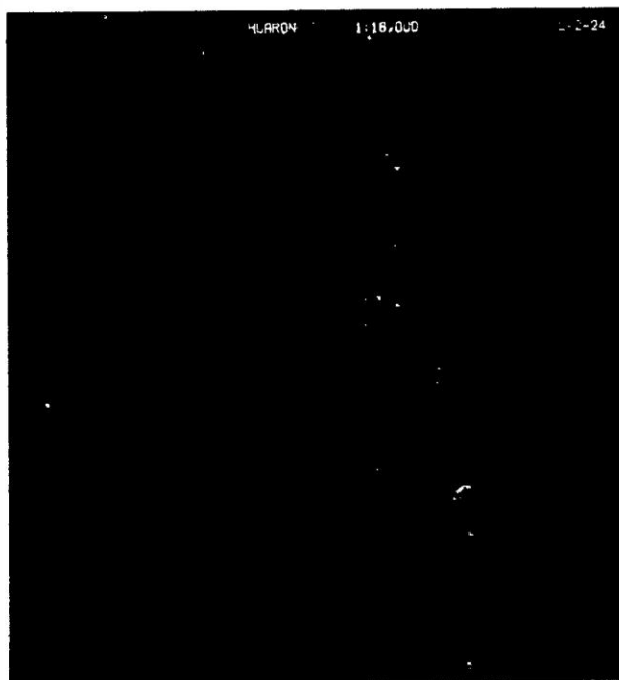
FUENTE: PROPIA

FOTO N° 4.1: AEROGRÁFICA SECTOR L-2-21, DISTRITO DE HUAYLLAY



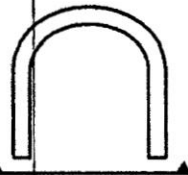
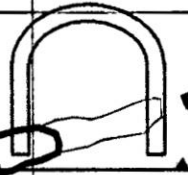
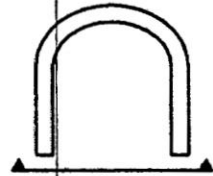
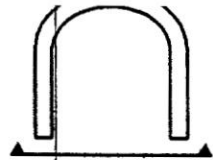
FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA

FOTO N° 4.2: AEROGRAFÍA SECTOR L-2-24, UNIDAD HUARÓN



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA

PLANOS



A	SIN SOPORTE - PARED OBLICUADA	T/P, M/P, H/P	6 años
B	PARED SISTEMÁTICA 1.00 x 1.00 m (hacha o chala conchada)	T/P, M/P, H/P	1 mes
C	PARED SISTEMÁTICA 1.0 x 1.0 m (hacha o chala conchada)	T/P, M/P, H/P	15 días
D	PARED SISTEMÁTICA 1.0 x 1.0 m (hacha o chala conchada con fibra (10cm))	T/P, M/P, H/P	6 días
E	PARED SISTEMÁTICA 1.0 x 1.0 m AUTOCENTRADA con fibra (10cm)	T/P, M/P, H/P	1 día
F	CERRAJES METÁLICOS O CERRAJES DE MADERA SUSTENTADOS CON ALAMBRE	T/P, M/P	inmediato

OBSERVACIONES: T.- techo, P.I.- Pared Inclinada, P.D.- Pared Derecha
 a = soporte sin factores influyentes
 b = soporte con factores influyentes

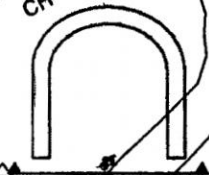
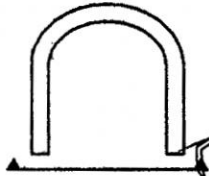
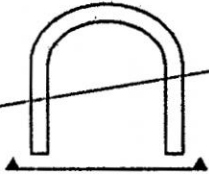
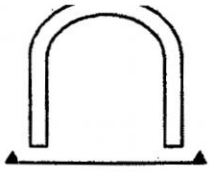
ULTIMO DISPARO					
FECHA	TRAMO	TIEMPO DE AUTOCENTRADO	SOSTENIMIENTO A INSTALAR	SOSTENIMIENTO INSTALADO	REVISADO POR:

CORRECCIÓN AL MAPEO GEOMECÁNICO		
FECHA	REVISADO POR:	% CORRECCIÓN AL MAPEO

OBSERVACIONES :


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
 PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN
 TESISISTA : Bach. NELL ORJUNDO YARANGA
PLANO GEOMECÁNICO
 R - 7 VETA YULY

FECHA :	20/07/2007
ESCALA :	1/500
ZONA :	NORTE 600
NIVEL :	600
VETA :	YULY
PLANO N°:	02



A	SEÑALAMIENTO - PUNTO GEOMÉTRICO	T/PI/PD/P	diámetro
B	PUNTO GEOMÉTRICO 1.00 x 1.00 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
C	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.5 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1.5 m
D	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
E	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
F	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
G	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
H	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
I	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
J	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
K	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m
L	PUNTO GEOMÉTRICO 1.0 x 1.0 m (Arco o veta ordinaria)	T/PI/PD/P	1 m

OBSERVACIONES: T.- techa, P.I.- Pared Izquierda, P.D.- Pared Derecha
 a = superior sin factores influyentes
 b = superior con factores influyentes

07

R-8A

CX-8A

CH-15

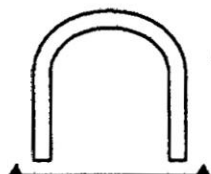
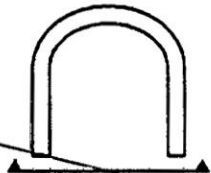
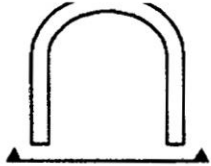
ULTIMO DISPARO					
FECHA	TRAMO	TIEMPO DE AUTOSORTE	SOSTENIMIENTO A INSTALAR	SOSTENIMIENTO INSTALADO	REVISADO POR:

CORRECCIÓN AL MAPEO GEOMECÁNICO		
FECHA	REVISADO POR:	% CORRECCIÓN AL MAPEO

OBSERVACIONES :


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
 PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN
 TESISISTA : BACH. NELL ORUNDO YARANGA
PLANO GEOMECÁNICO
 R - 8 VETA ALIANZA

FECHA : 20/07/2007
 ESCALA : 1/500
 ZONA : NORTE 600
 NIVEL : 600
 VETA : ALIANZA
PLANO N°:
04



A	SIN SOPORTE - PRIMO OCASIONAL	P/L, P/D, P/L, P/D, P/L, P/D	6 días
L	PRIMO INSTALADO 1.00 a 1.00 m (Pared o otros condicionales)	a) P/P, M/P b) P/P, M/P	1 mes
C	PRIMO INSTALADO 1.0 a 1.0 m (Pared o otros condicionales)	a) P/P, M/P, M/P b) P/P, M/P, M/P	10 días
D	PRIMO INSTALADO 1.0 a 1.0 m (Pared o Material con fibra (Lana))	a) P/P, M/P, M/P b) P/P, M/P, M/P	6 días
E	PRIMO INSTALADO 1.0 a 1.0 m (Material con fibra (Fibra))	a) M/P b) M/P, M/P	1 día
F	GRANDES INSTALACIONES O COLUMNAS DE MANTENIMIENTO CON SERVIDORES	a) ----- b) M/P	inmediato

OBSERVACIONES: T. = techo, P.L. = Pared Izquierda, P.D. = Pared Derecha
 a = soporte sin factores influyentes
 b = soporte con factores influyentes

R-8

ULTIMO DISPARO					
FECHA	TRAMO	TIEMPO DE AUTOSOPORTE	SOSTENIMIENTO A INSTALAR	SOSTENIMIENTO INSTALADO	REVISADO POR:

CORRECCIÓN AL MAPEO GEOMECÁNICO		
FECHA	REVISADO POR:	% CORRECCIÓN AL MAPEO

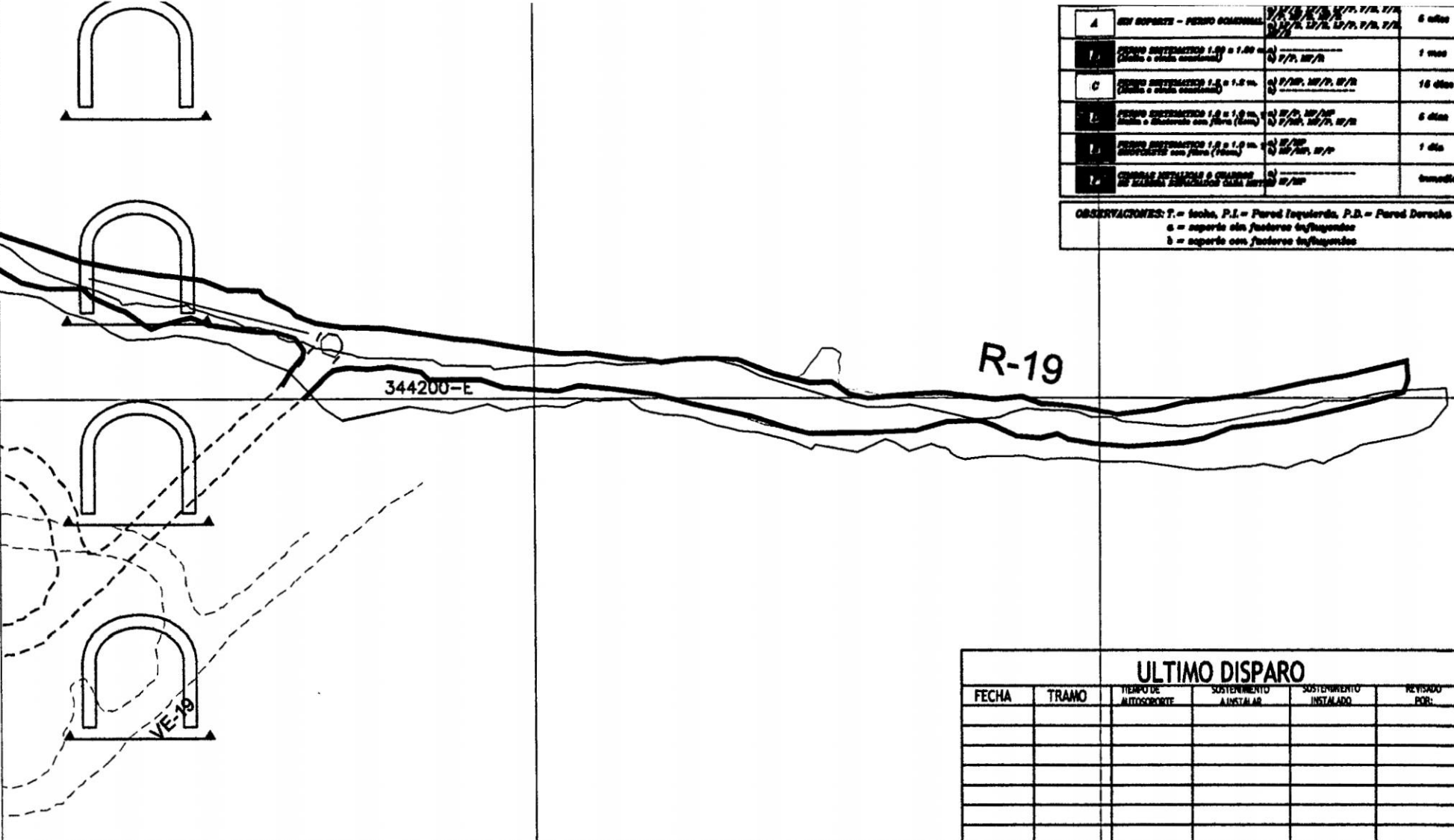
OBSERVACIONES :


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
 PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN
 TESISISTA : Bach. NELL ORIUENDO YARANGA
PLANO GEOMECÁNICO
 R - 8 VETA CUATRO

FECHA : 20/07/2007
 ESCALA : 1/500
 ZONA : NORTE 600
 NIVEL : 600
 VETA : CUATRO
PLANO N°:
06

A	SEN SOPORTE - PERFORACION	F/P, P/L, P/D, F/P, P/L, P/D	6 días
B	PERFORACION 1.0 x 1.0 m (Malla o Malla constante)	F/P, P/L, P/D	1 mes
C	PERFORACION 1.0 x 1.0 m (Malla o Malla constante)	F/P, P/L, P/D	10 días
D	PERFORACION 1.0 x 1.0 m (Malla o Malla constante con fibra (Kevlar))	F/P, P/L, P/D	6 días
E	PERFORACION 1.0 x 1.0 m (Malla o Malla constante con fibra (Kevlar))	F/P, P/L, P/D	1 día
F	CERRAJES METALICOS A CHAVILES DE ALUMINIO EMBUDO EN LA MALLA	F/P, P/L, P/D	inmediato

OBSERVACIONES: F. = fecha, P.L. = Pared Izquierda, P.D. = Pared Derecha
 a = soporte sin factores influyentes
 b = soporte con factores influyentes



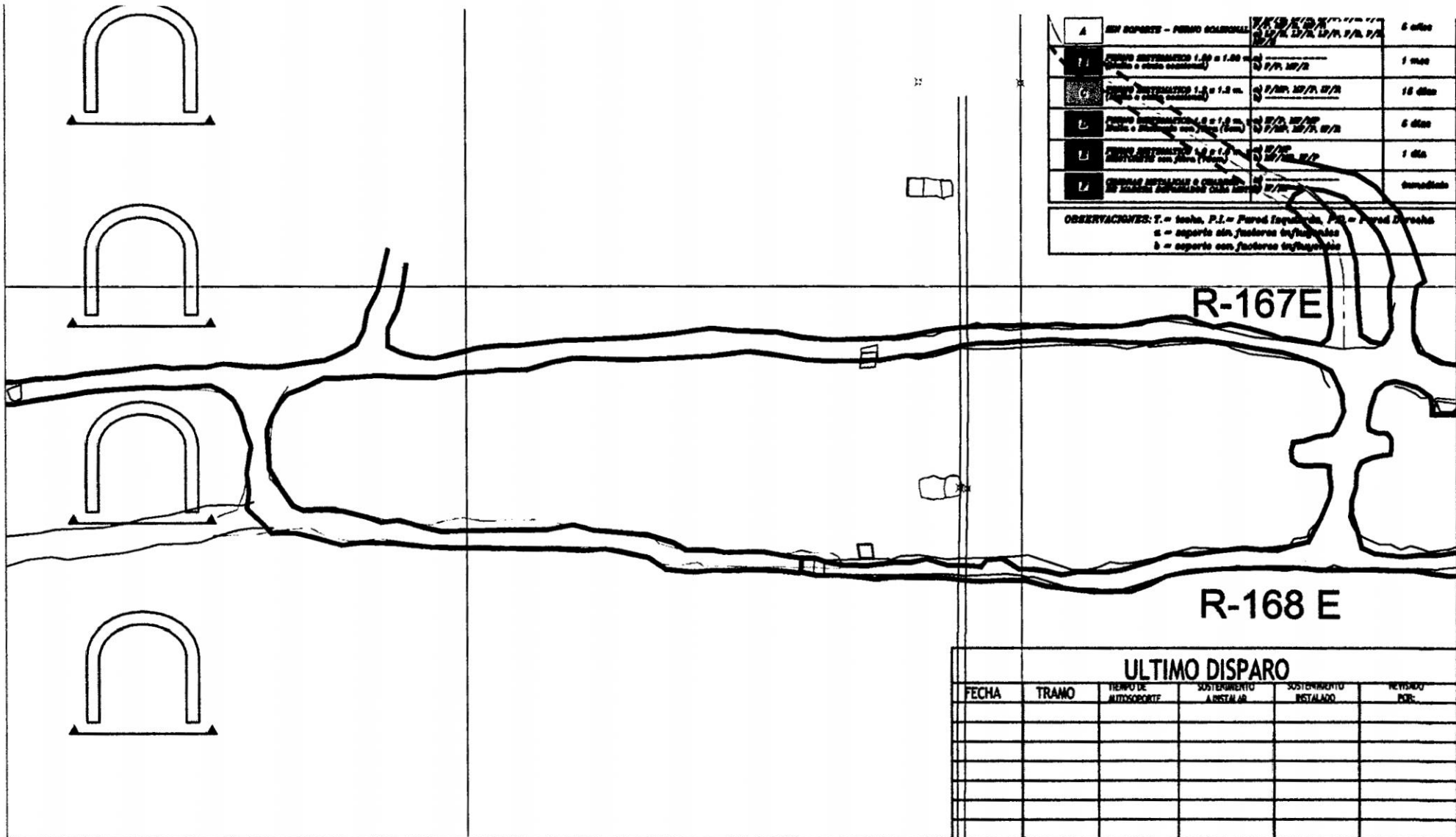
ULTIMO DISPARO					
FECHA	TRAMO	TIEMPO DE AUTOCORRIENTE	SOSTENIMIENTO A INSTALAR	SOSTENIMIENTO INSTALADO	REVISADO POR:

CORRECCIÓN AL MAPEO GEOMECÁNICO		
FECHA	REVISADO POR:	% CORRECCIÓN AL MAPEO

OBSERVACIONES :


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
 PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN
 TESISISTA : Bach. NELL ORLANDO YARANGA
 PLANO GEOMECÁNICO
 R - 19 VETA FASTIDIOSA

FECHA : 17/06/2007
 ESCALA : 1/500
 ZONA : NORTE 600
 NIVEL : 600
 VETA : FASTIDIOSA
 PLANO N° : **08**



A	SEÑALAMIENTO - PUNTO SCHEMATA	TIPO DE PUNTO	6 años
1	PUNTO SISTEMATICO 1.00 x 1.00 m (Paredes y otros ocasionales)	P/P, M/P, D/P	1 año
2	PUNTO SISTEMATICO 1.00 x 1.00 m (Paredes y otros ocasionales)	P/P, M/P, D/P	10 años
3	PUNTO SISTEMATICO 1.00 x 1.00 m (Paredes y otros ocasionales)	P/P, M/P, D/P	5 años
4	PUNTO SISTEMATICO 1.00 x 1.00 m (Paredes y otros ocasionales)	P/P, M/P, D/P	1 día
5	PUNTO SISTEMATICO 1.00 x 1.00 m (Paredes y otros ocasionales)	P/P, M/P, D/P	Indefinido

OBSERVACIONES: T. = techo, P.I. = Pared Izquierda, P.D. = Pared Derecha
 a = soporte sin factores influenciados
 b = soporte con factores influenciados

R-167E

R-168 E

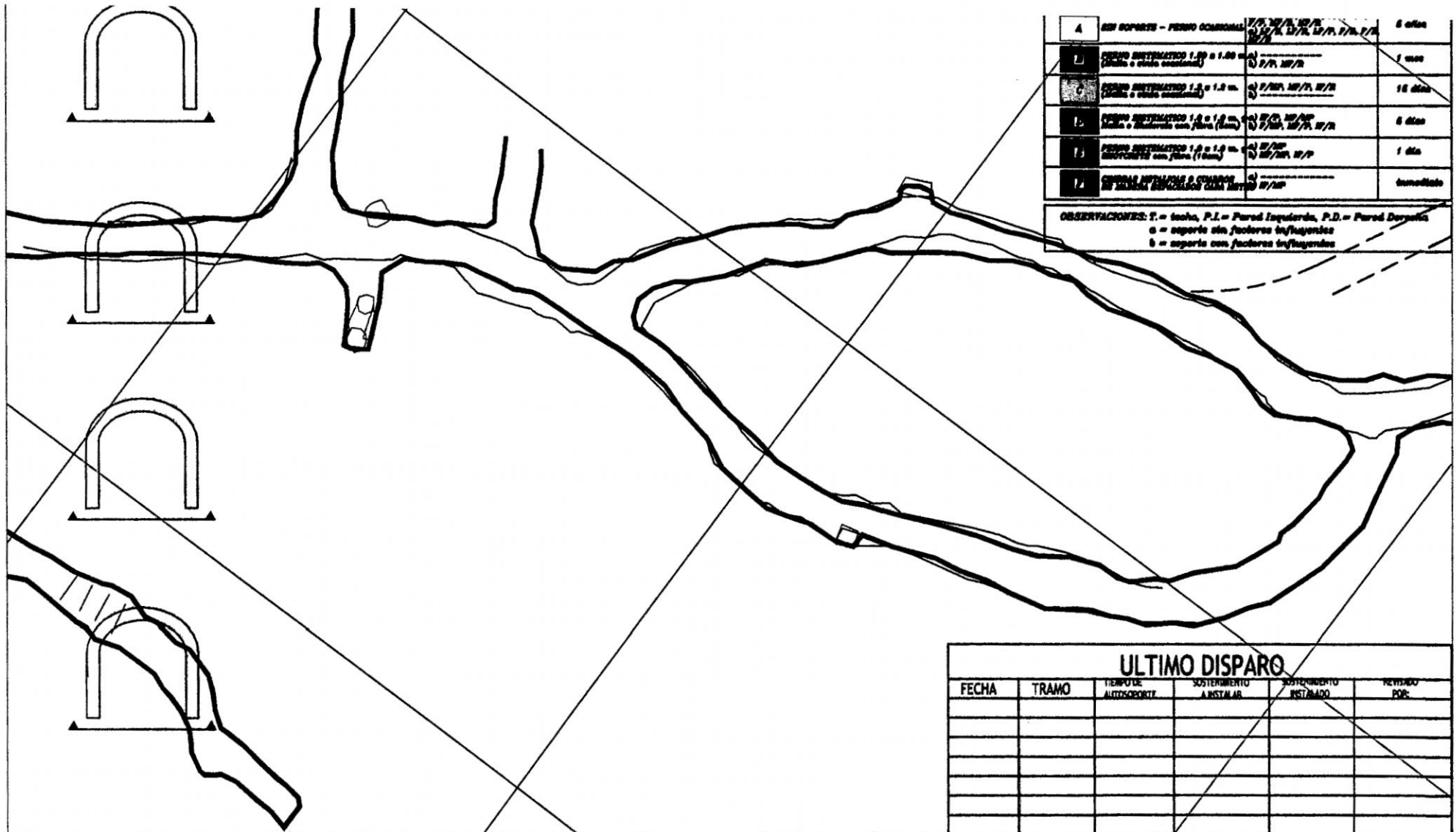
ULTIMO DISPARO					
FECHA	TRAMO	TIEMPO DE AUTOSORTE	SOSTENIMIENTO A INSTALAR	SOSTENIMIENTO INSTALADO	REVISADO POR:

CORRECCIÓN AL MAPEO GEOMECÁNICO		
FECHA	REVISADO POR:	% CORRECCIÓN AL MAPEO


OBSERVACIONES :


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
 PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN
 TESISISTA : Bach. NELL ORIUNDO YARANGA
 PLANO GEOMECÁNICO
 R - 168W VETA PAOLA

FECHA :	23/06/2007
ESCALA :	1/500
ZONA :	NORTE 600
NIVEL :	600
VETA :	PAOLA
PLANO N° :	10



ULTIMO DISPARO					
FECHA	TRAMO	TIEMPO DE AUTOSORTEO	SOSTENIMIENTO A INSTALAR	SOSTENIMIENTO INSTALADO	REVISADO POR:

CORRECCIÓN AL MAPEO GEOMECÁNICO			OBSERVACIONES :	 UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS PROYECTO DE TESIS : EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) Y SU APLICACIÓN EN LA EXPLOTACIÓN DE LA MINA HUARÓN TESISISTA : Bach. NELL ORJUNDO YARANGA PLANO GEOMECÁNICO R - 851 VETA LLACSACOCHA	FECHA : 28/06/2007
FECHA	REVISADO POR:	% CORRECCIÓN AL MAPEO			ESCALA : 1/500
					ZONA : NORTE 600
					NIVEL : 600
					VETA LLACSACOCHA

PLANO N°:
12