

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**“MECANIZACION DEL SOSTENIMIENTO EN UN
AMBIENTE ALTAMENTE SISMICO – EL PORVENIR”**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR:
ANGEL RUBEN PAZ BUSTIOS**

**ASESOR
ING. ADOLFO JESUS CHAVEZ VALDIVIA**

LIMA – PERÚ

2012

DEDICATORIA

A mis padres por el apoyo incondicional

AGRADECIMIENTO

A los docentes de la facultad por sus valiosas lecciones

RESUMEN

El presente trabajo muestra de que forma todas las actividades han sido orientadas hacia la estabilidad del macizo rocoso, se pone énfasis en la labor geomecánica que se realiza dentro de la unidad, desde la determinación primaria del tipo de sostenimiento de una labor, pasando por el uso de software para el diseño de labores, hasta el sistema de monitoreo sísmico, con el fin de mitigar los posibles estallidos de roca. Se describe de qué forma se realiza la evaluación cuantitativa y cualitativa del proceso de cambio del sostenimiento manual al sostenimiento mecanizado y la importancia que tiene este cambio dentro del ciclo de minado.

INDICE

CAPITULO I: GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA	3
1.1. HISTORIA DEL SOSTENIMIENTO EN LA UNIDAD.....	3
1.2. UBICACIÓN	5
1.3. VÍAS DE ACCESO A LA UNIDAD	6
CAPITULO II: EL SOSTENIMIENTO DENTRO DEL SISTEMA DE GESTION INTEGRADO (SGI).....	7
CAPITULO III: GEOLOGIA DEL YACIMIENTO.....	10
3.1. GEOLOGÍA GENERAL.....	10
3.2. MINERALOGÍA.....	11
CAPITULO IV: PANORAMA GENERAL DE LA UNIDAD	13
4.1. RECURSOS Y RESERVAS DE LA UNIDAD.....	14
4.2. PRESUPUESTO DE LA UNIDAD.....	17
CAPITULO V: ANALISIS GEOTECNICO DEL MACIZO A SOSTENER	19
5.1. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	19
5.1.1. CLASIFICACIÓN SEGÚN EL RMR.....	20
5.1.2. CLASIFICACIÓN Q.....	21
5.1.3. CLASIFICACIÓN GSI.....	22
FUENTE: E HOEK ET AL., 2002	25
5.2. TIPOS DE SOSTENIMIENTO Y SU COMPORTAMIENTO FRENTE A LA SISMICIDAD DE LA MINA.....	26
5.2.1. PERNOS MECÁNICOS	26
5.2.2. VARILLAS DE FRICCIÓN O ESTABILIZADOR SPLIT SET.....	30
5.2.2.1 <i>Relación entre el diámetro de broca y las toneladas de soporte del Split Set.</i>	31
5.2.3. PERNOS DE ROCA HELICOIDAL, ANCLADO CON RESINAS.....	33
5.2.4. SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING	38
5.3. METODOLOGÍA DE SELECCIÓN DEL SOSTENIMIENTO	40
5.4. PLANEAMIENTO DE MINADO EN BASE A LOS PARÁMETROS GEOTÉCNICOS.....	45
5.4.1. ORIENTACIÓN DE ACCESOS MEDIANTE EL SOFTWARE “DIPS”	45
5.4.2. DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS MEDIANTE EL SOFTWARE PHASE ²	46
5.4.3. ANÁLISIS DE CUÑAS POTENCIALES MEDIANTE EL SOFTWARE UNWEDGE.....	49
5.5. SISMICIDAD EN LA UNIDAD	51
5.5.1. ESTALLIDOS DE ROCA.....	51
5.5.2. INSTRUMENTACIÓN Y MONITOREO SÍSMICO.....	53
5.5.2.1 <i>Análisis de Sismicidad para la Zona Sur Baja</i>	60
5.5.2.2 <i>Análisis de Sismicidad para la Zona Norte Baja</i>	65
5.5.3. PROYECCIÓN DE LA SISMICIDAD CON EL AUMENTO DE LA PRODUCCIÓN.....	71
CAPITULO VI: METODO DE MINADO.....	74
6.1. CICLO DE MINADO	75
6.2. DISEÑO DE LAS LABORES DE DESARROLLO Y EXPLOTACIÓN	77

CAPITULO VII: MECANIZACION DEL DESATE Y SOSTENIMIENTO	79
7.1 MECANIZACIÓN DEL SOSTENIMIENTO	79
7.1.1 EQUIPO UTILIZADO PARA EL SOSTENIMIENTO	79
7.1.2 VENTAJAS COMPARATIVAS DEL EQUIPO DE SOSTENIMIENTO MECANIZADO Y CONDICIONES DE TRABAJO	82
7.2 RIESGO DE DAÑOS POR CAÍDA DE ROCA EN EL SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL	87
7.2.1 ANÁLISIS DEL SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL.....	88
7.3 ANÁLISIS ECONÓMICO DE LA IMPLEMENTACIÓN DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO.....	90
7.3.1 COSTOS DIRECTOS E INDIRECTOS POR ACCIDENTES, PERSONAL Y EQUIPOS	90
7.3.2. ANÁLISIS DEL COSTO POR PREPARACIÓN DE PLATAFORMAS PARA SOSTENIMIENTO MANUAL	93
7.3.3. COSTOS DE MANTENIMIENTO Y OPERACIÓN.....	95
7.3.4. EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL REEMPLAZO DEL SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL POR EL SOSTENIMIENTO MECANIZADO CON SCISSOR BOLTER.....	96
7.4 DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS DE SOSTENIMIENTO PARA UN SISTEMA DE MINADO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	99
7.4.1 COSTO OPERATIVO DEL SCISSOR BOLTER.....	99
7.4.2 PRODUCCIÓN INDIRECTA DE MINERAL DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO.....	102
7.4.3. DISPONIBILIDAD MECÁNICA MÁXIMA	103
7.4.4. UTILIZACIÓN MÁXIMA.....	103
7.4.5. DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPO.	105
7.5. MECANIZACIÓN DEL DESATE.....	106
7.5.1. DEFICIENCIAS DEL DESATADO MANUAL.....	107
7.5.2. TIEMPO DEDICADO AL DESATADO MANUAL.....	108
7.5.3. DESATE MECANIZADO.....	110
7.5.4. TIEMPO DEDICADO AL DESATE MECANIZADO	111
7.5.5. VENTAJAS COMPARATIVAS DEL DESATE MECANIZADO FRENTE AL DESATE MANUAL.....	112
CONCLUSIONES	113
RECOMENDACIONES	116
BIBLIOGRAFIA.....	118
ANEXOS	119
PROCEDIMIENTO DE SOSTENIMIENTO CON SCISSOR BOLTER	120
PROCEDIMIENTO DE SOSTENIMIENTO CON SHOCRETE	124
PROCEDIMIENTO DE SOSTENIMIENTO CON CABLE BOLTING.....	129
PROCEDIMIENTO DE DESATE MECANIZADO DE ROCAS	133
PROCEDIMIENTO DE DESATADO MANUAL	137
PRUEBA DE TORQUE PARA ELEMENTOS COLOCADOS CON SCISSOR BOLTER Y CON SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL	141

Lista de Figuras

FIGURA 1 UBICACION GEOGRAFICA	5
FIGURA 2 FORMATO DE CINCO PUNTOS DE SEGURIDAD	8
FIGURA 3 CORTE TRANSVERSAL DEL YACIMIENTO	11
FIGURA 4 ISOMETRICO DE RECURSOS Y RESERVAS POR ENCIMA DEL NIVEL -280	14
FIGURA 5 ISOMETRICO DE RECURSOS Y RESERVAS POR ENCIMA DEL NIVEL -1170 AL NIVEL -280	15
FIGURA 6 ISOMETRICO DE RECURSOS Y RESERVAS POR DEBAJO DEL NIVEL -1170.....	16
FIGURA 7 PERNO MECANICO	26
FIGURA 8 PERNO DE FRICCION.....	30
FIGURA 9 RELACION ENTRE EL DIAMETRO DE BROCA Y TONELAJE SOPORTADO	32
FIGURA 10 PERNO HELICOIDAL.....	34
FIGURA 11 CABOLT.....	39
FIGURA 12 METODO ANTIGUO DE INYECCION DE CEMENTO.....	40
FIGURA 13 PLANOS DE SOSTENIMIENTO ZONA SUR.....	43
FIGURA 14 PLANO DE SOSTENIMIENTO ZONA NORTE	44
FIGURA 15 ANALISIS ESTRUCTURAL PARA DISEÑO DE ACCESOS CON DIPS EN LA ZONA -1040 SUR	46
FIGURA 16 AREA DE INFLUENCIA DE UN EVENTO SISMICO.....	47
FIGURA 17 MODELO NUMERICO DE LA ZONA.....	48
FIGURA 18 FACTOR DE SEGURIDAD RESULTANTE DEL ANALISIS	48
FIGURA 19 ANALISIS DE CUÑAS MEDIANTE UNWEDGE.....	49
FIGURA 20 ANALISIS TRIDIMENSIONAL DE CUÑAS MEDIANTE EL UNWEDGE	50
FIGURA 21 ESTALLIDO DE ROCAS EN EL TAJO -920 KATHLEEN	52
FIGURA 22 ESTALLIDO DE ROCAS DURANTE LA LABOR DE SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL EN EL TAJO -880 V3N	52
FIGURA 23 DIAGRAMA DEL SISTEMA DE MONITOREO SISMICO	53
FIGURA 24 ONDAS CARACTERISTICAS DE UNA LIBERACION DE ENERGIA.....	54
FIGURA 25 DISTRIBUCION DE EVENTOS SISMICOS POR ZONAS 2011	55
FIGURA 26 UBICACION ESPACIAL DE OS EVENTOS SISMICOS	56
FIGURA 27 DISTRIBUCION DE EVENTOS SISMICOS POR MAGNITUD.....	57
FIGURA 28 DISTRIBUCION DE EVENTOS POR ZONAS	58
FIGURA 29 RIESGO SISMICO.....	59
FIGURA 30 DISTRIBUCION DE EVENTOS SISMICOS EN LA ZONA SUR POR TAJOS	60
FIGURA 31 DISTRIBUCION DE EVENTOS POR MAGNITUDES EN LA ZONA SUR	61
FIGURA 32 DISTRIBUCION DE EVENTOS DURANTE EL DIA EN LA ZONA SUR 2011.....	62
FIGURA 33 RIESGO SISMICO ZONA SUR	64
FIGURA 34 ANALISIS DE ENERGIA ZONA SUR	64
FIGURA 35 DISTRIBUCION DE EVENTOS POR TAJO EN LA ZONA NORTE	65
FIGURA 36 DISTRIBUCION DE EVENTOS POR MAGNITUD EN LA ZONA NORTE.....	66
FIGURA 37 DISTRIBUCION DE EVENTOS DURANTE EL DIA EN LA ZONA NORTE 2011.....	68
FIGURA 38 RIESGO SISMICO ZONA NORTE	69
FIGURA 39 ANALISIS DE ENERGIA PARA LA ZONA NORTE.....	70
FIGURA 40 METODO DE MINADO.....	75
FIGURA 41 CICLO DE MINADO	76
FIGURA 42 SCISSOR BOLTER.....	80
FIGURA 43 INSTALACION DE ELEMENTOS MEDIANTE EL CONTROL REMOTO.....	82
FIGURA 44 SOSTENIMIENTO CON SCISSOR BOLTER	83
FIGURA 45 INSTALACION DE MALLA CON SCISSOR BOLTER	84
FIGURA 46 NIVEL DE EXPOSICION DEL SCISSOR BOLTER FRENTE A UN JUMBO EMPERNADOR	85
FIGURA 47 NIVEL DE EXPOSICION DEL SCISSOR BOLTER FRENTE AL NIVEL DE EXPOSICION DEL SOSTENIMIENTO CON SCISSOR LIFT	85
FIGURA 48 CALIDAD DEL SOSTENIMIENTO MANUAL FRENTE AL SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL	86

FIGURA 49 SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL.....	90
FIGURA 50 RELACION ENTRE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO COLOCADO VERSUS EL NUMERO DE TALADROS PERFORADOS POR TAJO.....	102
FIGURA 51 DISPONIBILIDAD MECANICA DEL SCISSOR BOLTER	103
FIGURA 52 UTILIZACION DEL SCISSOR BOLTER.....	104
FIGURA 53 DESATE MANUAL.....	107
FIGURA 54 TIEMPO DE DESATADO MANUAL	108
FIGURA 55 TIEMPO DEDICADO AL DESATADO	109
FIGURA 56 SCALER BTI	110
FIGURA 57 TIEMPO DE DESATADO MANUAL VERSUS MECANIZADO	111

Lista de tablas

TABLA 1 RECURSOS Y RESERVAS POR ENCIMA DEL NIVEL -280	14
TABLA 2 RECURSOS Y RESERVAS POR ENCIMA DEL NIVEL -1170 AL -280	15
TABLA 3 RECURSOS Y RESERVAS POR DEBAJO DEL NIVEL -1170	16
TABLA 4 TOTAL DE RECURSOS Y RESERVAS	17
TABLA 5 DISTRIBUCION DEL COSTO EN LA UNIDAD	17
TABLA 6 PRESUPUESTO ANUAL POR AREAS DE PROCESO	17
TABLA 7 CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO EN RELACION CON EL INDICE RMR	20
TABLA 8 TIEMPO MAXIMO DE AUTOSOPORTE	21
TABLA 9 TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGUN EL GSI	23
TABLA 10 VALOR LITERAL Y NUMERICO DE LA CLASIFICACION GSI	24
TABLA 11 PRUEBA DE TORQUE PARA ELEMENTOS EN EL NIVEL -910 A DOS DIAS DE HABER SIDO INSTALADOS	28
TABLA 12 PRUEBA DE TORQUE PARA ELEMENTOS EN EL NIVEL -930 A TRES DIAS DE INSTALACION	29
TABLA 13 PRUEBA DE ARRANQUE PARA ELEMENTOS EN EL NIVEL -830 INMEDIATAMENTE DESPUES DE INSTALADOS	29
TABLA 14 PRUEBA DE ARRANQUE PARA SPLIT SET	31
TABLA 15 PRUBAS DE ARRANQUE EN EL NIVEL -820 (CC CON 2 RESINAS MARCA CASTEM, 4 CARTUCHOS CEMENTICIOS) A 15 MINUTOS DE SU INSTALACION	35
TABLA 16 PRUEBA DE ARRANQUE EN EL NIVEL -820 A 24 HORAS DE SU INSTALACION (PRUEBA CON SOLO CEMENTO)	36
TABLA 17 PRUEBAS DE ARRANQUE EN EL NIVEL -820 A 15 MINUTOS DE SU INSTALACION PARA PERNOS DE 5 PIES	36
TABLA 18 PRUEBAS DE ARRANQUE EN EL NIVEL -820 A 15 MINUTOS DE SU INSTALACION PARA PERNOS DE 19 PIES	37
TABLA 19 TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA LABORES DE 6 A 12 METROS	41
TABLA 20 TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA LABORES DE 3 A 5 METROS	41
TABLA 21 PROGRAMA DE PRODUCCION PLANEADO	71
TABLA 22 DIFERENCIAL DE PRODUCCION ANUAL	71
TABLA 23 PRODUCCION MAXIMA DE ACUERDO AL RIESGO SISMICO	72
TABLA 24 REDUCCION DE TIEMPOS DEBIDO A LA MECANIZACION DEL CICLO	77
TABLA 25 MATRIZ DE EVALUACION DE RIESGOS	87
TABLA 26 COSTOS DIRECTOS POR ACCIDENTES DE EQUIPOS POR CAIDA DE ROCA (ANTES DE LA MECANIZACION)	91
TABLA 27 COSTOS INDIRECTOS POR ACCIDENTE DE EQUIPOS POR DESPRENDIMIENTO DE ROCAS	91
TABLA 28 ACCIDENTES DE PERSONAL OCURRIDOS EN EL AÑO 2005 (POR CAUSAS)	92
TABLA 29 COSTO POR DIAS PERDIDOS DE PERSONAL ACCIDENTADO	93
TABLA 30 TIEMPO EMPLEADO POR SCOOP PARA PREPARACION DE PLATAFORMA	94
TABLA 31 COSTO DE SCOOP POR PREPARACION DE PLATAFORMA	94
TABLA 32 COSTO DE MANTENIMIENTO Y OPERACION	95
TABLA 33 COSTO DE SOSTENIMIENTO MANUAL	96
TABLA 34 FACTIBILIDAD ECONOMICA DE LA IMPLEMENTACION	96
TABLA 35 INGRESO ADICIONAL POR VELOCIDAD DEL CICLO DE MINAO	97
TABLA 36 FACTIBILIDAD ECONOMICA PARA UN IDEAL DE LA IMPLEMENTACION	98
TABLA 37 COSTO DE INVERSION	99
TABLA 38 COSTO DE MANTENIMIENTO	99
TABLA 39 COSTO DE INSUMOS DE SOSTENIMIENTO	100
TABLA 40 COSTOS DE ACCESORIOS DE PERFORACION	100
TABLA 41 COSTOS DE MANO DE OBRA DE LOS OPERADORES	100
TABLA 42 VARIACION DEL COSTO FRENTE AL RENDIMIENTO	101
TABLA 43 PRODUCCION POR SCISSOR BOLTER	105
TABLA 44 VENTAJAS COMPARATIVAS DEL DESATE MECANIZADO FRENTE AL DESATE MANUAL	112

INTRODUCCION

Durante la última década (2000 – 2011), los accidentes mortales que se han tenido por desprendimiento de roca equivalen al 34% del total de accidentes sucedidos en la minería peruana, otorgándole un lamentable primer lugar a esta actividad dentro de las estadísticas del ministerio de energía y minas, la unidad el Porvenir del grupo Milpo, no ha sido ajena a estas ocurrencias, por lo que desde el año 2004 ha venido trabajando en el proceso de mecanizar la actividad de desatado y sostenimiento, siendo la primera mina en Sudamérica en implementar el uso de equipos de sostenimiento mecanizado llamado “ Scissor Bolter”, los cuales han dado excelentes resultados en la unidad. El Porvenir es una mina subterránea en la cual por la profundidad en que se trabaja se ha generado un ambiente altamente sísmico, por lo cual el monitoreo geomecánico constante se ha convertido en una necesidad básica dentro de las actividades de la mina y la mecanización del desate y

sostenimiento en este ambiente en un requisito indispensable para lograr un proceso de minado seguro.

CAPITULO I: GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA

1.1. HISTORIA DEL SOSTENIMIENTO EN LA UNIDAD

El yacimiento de Milpo fué explotado desde el siglo XV en pequeña escala y en forma artesanal hasta el año 1942, en que los señores Aquiles Venegas y Amador Nycander realizaron trabajos de exploración y desarrollo con óptimos resultados, por lo que en sociedad con los señores Ings. Ernesto Baertl, Manuel Montori y Luis Cáceres P., iniciaron la construcción de la primera planta de concentración previa constitución de la Compañía Minera Milpo S.A, de fecha 06 de Abril de 1949, con la integración de los señores Luis Picasso Peralta, Agustín de Aliaga, Pablo Dallago, Pedro Montori, Eulogio Fernandini y Luis Remy.

En el año 1953 fue construida una planta de separación gravimétrica, la primera en su clase en el Perú, con una capacidad de 54,000 TM/mes de minerales con ley promedio de 160 gr/TM Ag., 4.3% Pb., y 6.5% Zn., ampliada sucesivamente hasta el año 1978. En Los inicios

de la empresa el sostenimiento era realizado mediante cuadros de madera, para después migrar hacia el uso los pernos mecánicos y pernos de fricción los cuales eran colocados mediante *Jackleg* y *Stoper* sobre la carga disparada, posteriormente a inicios del año 2000 se estandariza en las labores de explotación el sostenimiento obligatorio en los tajos, en este año se introduce también el sostenimiento mediante plataformas móviles (*Scissor Lift*) sobre los cuales dos personas realizaban el sostenimiento con el uso de *Jackleg* y *Stoper*, a finales del año 2004 se introduce una nueva tecnología de sostenimiento con la adquisición de los *Scissor Bolter*, además se introduce el uso de los pernos helicoidales con resina, para el año 2006 se elimina completamente el sostenimiento convencional en los tajos de explotación además que se prohíbe el uso de los pernos mecánicos en la parte profunda de la mina, además de ello en el año 2009 se adquiere un equipo de taladros largos (*Cabolt*) para la colocación de cables pretensados de 20 metros para el pre-sostenimiento de los tajos ante la incidencia de los eventos sísmicos.

Cabe señalar que en zonas puntuales de la mina se realiza aun el sostenimiento con concreto lanzado y cimbras.

1.2. UBICACIÓN

El yacimiento de Milpo unidad el Porvenir políticamente pertenece al distrito de Yarusyacán, provincia de Cerro de Pasco, de la región Andrés Bello Cáceres, está situado a 16 Ms. al NE de la localidad de Cerro de Pasco.

Geográficamente se ubica en el tramo de la Cordillera Central que forma el nudo de Pasco, en el flanco E de la gran falla Atacocha – Milpo, entre los ríos Tingo y Huallaga, a la altura de 4,100 m.s.n.m.

Su situación precisa es la intersección de las coordenadas:

10° 35' de latitud Sur

76° 12' de longitud W.

Figura 1 Ubicación geográfica



Fuente: www.milpo.com

1.3. VÍAS DE ACCESO A LA UNIDAD

Es accesible mediante la carretera totalmente asfaltada Lima – La Oroya – Cerro de Pasco, con el siguiente itinerario:

Lima – La Oroya – Cerro de Pasco asfaltados 305 kilómetros

Cerro de Pasco – Milpo afirmadas 16 Kilómetros

También es accesible desde Lima hasta Cerro de Pasco por medio del Ferrocarril Central, actualmente usado para transporte de carga. Los equipos son trasportados por camiones cama baja.

CAPITULO II: EL SOSTENIMIENTO DENTRO DEL SISTEMA DE GESTION INTEGRADO (SGI)

El SGI es una filosofía de trabajo que describe lineamientos y objetivos perseguidos por la organización a través de la gestión del Medio Ambiente, Seguridad y Salud Ocupacional y de la calidad, para ello la unidad se encuentra certificada con las normas:

ISO 14001: 2004

OSHAS 18001: 2007

ISO 9001: 2008

Estas normas establecen procedimientos operacionales, instructivos de trabajo así como planes de contingencia para el control de todas las actividades de la unidad, en el caso del desate y sostenimiento se tienen cinco procedimientos operativos, los cuales describen paso a paso las actividades antes durante y después del desate y sostenimiento:

- (a) Sostenimiento mecanizado con Scissor Bolter
- (b) Sostenimiento con Shocrete (Ver Anexo2)
- (c) Sostenimiento con cable *bolting* (Ver Anexo3)
- (d) Desate mecanizado de rocas (Ver Anexo 4)
- (e) Desatado manual de rocas (Ver Anexo 5).

Todos estos procedimientos poseen los controles operativos destinados a la prevención de incidentes, paralelamente se cuenta con un formato de identificación de peligros y evaluación de riesgos, los cuales son llenados por los operadores al inicio de cualquier actividad.

Figura 2 Formato de Cinco Puntos de Seguridad

Registro Actualización GSO-P-10-1 Rev.02 2006/02/09

PORTE DE CINCO PUNTOS DE SEGURIDAD

Nombre del Trabajador: _____

Actividad que realiza: _____ Lugar de Trabajo: _____

Fecha: _____ E.E./Empresa: _____

1. Inspeccionar las condiciones de entrada al lugar de trabajo

() Galerías, rampas, subniveles limpios () Orden y limpieza
 () Cammino, pisos, pasadizos, escaleras despejados () Otros
 () Tuberías, mangueras, instalaciones eléctricas, señalización

Comentarios: _____

2. ¿Están el lugar, el equipo y trabajadores en buenas condiciones?

() ¿Techo, cajas desatados y sostenidos? () ¿Orden y limpieza?
 () ¿Iluminación? () ¿Tirios cortados?
 () ¿Equipos, herramientas? () ¿Ventilación?
 () ¿Piso resbaloso? () ¿Carga Suspendeda?
 () ¿Derrames de Sustancias peligrosas? () ¿Factor Emocional?
 () ¿El EPP es adecuado y está en buenas condiciones? () ¿Condiciones físicas del trabajador?

Comentarios: _____

3. ¿Trabajo o trabajamos correctamente?

¿He / Hemos corregido condiciones *subsecuencial*as?
 ¿He / Hemos *aplicado*: Estándares, Procedimientos e Instructivos?

Comentarios: _____

4. Haga un comentario de seguridad

Tema discutido: _____

5. ¿Puedo o podemos seguir trabajando adecuadamente?

Si () No ()

Quando las condiciones *SI* garantizan la seguridad del trabajo Quando las condiciones *NO* garantizan la seguridad del trabajo

 Firma trabajador Nombre y firma Supervisor Nombre y firma Supervisor

IMPORTANTE UTILIZAR: (O): Mal (X): Bien (NA): No Aplica

Registro Actualización GSO-P-10-1 Rev.02 2006/02/09

IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS, EVALUACIÓN DE RIESGOS Y DETERMINACIÓN DE CONTROLES

Nº	PELIGROS	RIESGOS	Nivel de riesgo (A / M / B)	CONTROL DEL RIESGO	Cumplimiento	
					SI	No

A: Alto M: Medio B: Bajo

MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGOS

SEVERIDAD	PROBABILIDAD / FRECUENCIA			
	Comunemente frecuente	Ha ocurrido frecuente	Puede ocurrir frecuente	No se genera frecuente
SEVERIDAD CRÍTICA / EXTREMADA Puede causar la muerte	ALTO	ALTO	ALTO	ALTO
SEVERIDAD SERIA Puede causar serios daños a la propiedad	ALTO	MEDIO	MEDIO	MEDIO
SEVERIDAD MODERADA Puede causar serios daños a la propiedad	MEDIO	MEDIO	MEDIO	BAJO
SEVERIDAD LEVE Puede causar serios daños a la propiedad	MEDIO	BAJO	BAJO	BAJO

PELIGROS Y RIESGOS MAS COMUNES

PELIGROS:
 Ventilación deficiente / Gases
 Explosivos / Tirios cortados
 Perforación
 Ruido
 Tuberías a alta presión
 Trabajos en altura / Desorden en el área
 Polvo
 Bloques rotos (de techo / cajas / topes)
 Cargas pesadas, posturas inadecuadas
 Sustancias tóxicas
 Maquinarias, equipos
 Herramientas deficiente
 Energía: eléctrica, mecánica, hidráulica, neumática, otras
 Locomotoras

RIESGOS:
 Gasodolorido,
 Detonación prematura
 Caída de roca, golpes
 Hipotermia
 Lesiones a la vista
 Caída de personas
 Neurocardiaca
 Desprendimiento de roca
 Lumbalgia
 Intoxicación
 Abotamiento, choques, voladuras, aplastamiento
 Cortes, contusiones
 Electrocución, atrapamiento, etc.
 Descompartimento

Fuente: Formatos de procedimientos internos de la unidad

Además como parte del control operativo los operadores cuentan con formatos para reportar incidentes, actos y condiciones subestándares.

Cuando ocurre un accidente, el departamento de seguridad genera una solicitud de acción correctiva al área involucrada donde se establecen los responsables y plazos a cumplirse para la no ocurrencia de un evento similar.

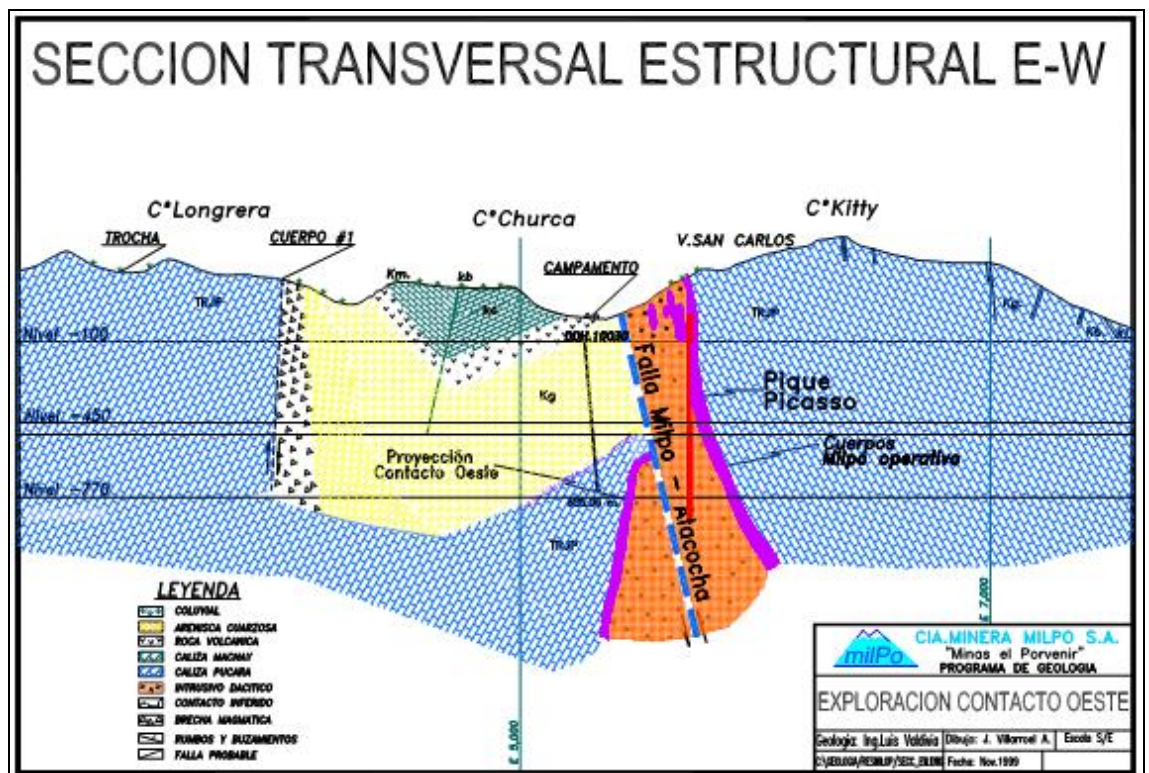
Todo este sistema tiene un seguimiento anual a través de auditorías internas (dos por año), auditorías externas (una vez al año realizada por una empresa especializada en estos temas) y cada dos años se tiene una auditoría de recertificación.

CAPITULO III: GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

3.1. GEOLOGÍA GENERAL

La mina está ubicada en la Cordillera Central, en el flanco este de la Falla Milpo-Atacocha, estructura de falla regional subvertical con buzamiento norte-sur por aproximadamente 15 km. La falla tiene un desplazamiento que data entre el Triásico a Jurásico, de las secuencias estratigráficas del Grupo Pucará, Formación Goyllarisquizga y Formación Machay. Los cuerpos mineralizados de Milpo se encuentran dentro de las calizas Jurásicas del Grupo Pucara y depósitos marinos del Cretáceo Inferior del Grupo Goyllarisquizga. Las intrusiones de la época del terciario como stocks hipabisales intruyeron el área de Milpo a través de un sistema de fallas profundas relacionadas a la orogenia andina, responsable del levantamiento de la Cordillera peruana. Un stock volcánico de forma ovalada en el área de Milpo; aproximadamente 1 km en el área, y varios diques y sills se relacionan con la génesis de los depósitos de reemplazo metasomáticos en el área.

Figura 3 Corte transversal del yacimiento



Fuente: Informes internos del área de Geología.

Todo lo que se ha explotado y se viene explotando en “El Porvenir” corresponde a cuerpos irregulares producto del metasomatismo de contacto que han sufrido las calizas en contacto con el intrusivo formando zonas de *skarn* estéril y *skarn* mineralizado.

3.2. MINERALOGÍA

La mineralización hidrotermal en el yacimiento metasomático de contacto MILPO “El Porvenir” formó minerales que se viene explotando tales como:

Esfalerita ZnS:

Mena de Zinc e cuyas características, es su peso específico liviano de 3 a 4 Toneladas por metro cubico cuyo color es gris opaco a metálico, color de la raya marrón, fractura irregular en 8 direcciones. Con una ley promedio de 4%

Galena PbS

Otra mena en “El Porvenir” viene a ser la galena PbS, cuyas características principales son Peso específico alto: 7.5 Toneladas por metro cubico, dureza baja 2.5, brillo metálico, sistema cristalización cúbica. La ley cubicada es del 0.8 %.

Los anteriores mencionados representan las dos menas importantes de la unidad, teniéndose también como mena secundaria de Cobre a la Calcopirita CuFeS cuya ley cubicada es menor a 0.30%

Como minerales sin valor económico se tiene:

Pirita: presentándose como mineral ganga en algunas labores

Mármol: se presenta en el contacto caliza – skarn.

Calcita: fluidos mineralizantes de calcita se han ido instruyendo en forma de vetillas y venillas en algunos paquetes de caliza.

CAPITULO IV: PANORAMA GENERAL DE LA UNIDAD

Actualmente la unidad se encuentra procesando 5400 toneladas por día, de los cuales corresponden 4200 t a mineralizado de la zona baja de la mina (niveles por debajo de -970 metros de profundidad), 1000 t de la parte alta (por encima del nivel -280) y 200 toneladas que son producto de repulpado del relave antiguo. Para la extracción del mineral de la zona baja se utiliza un winche de mineral con capacidad de extracción de 240 toneladas por hora, para la zona alta se utilizan solo camiones, En promedio se obtienen 12500 toneladas de concentrado de cobre, plomo y zinc, los cuales son transportados a la refinería de cajamarquilla (propiedad de Votorantin Metais, accionista mayoritario de Milpo). El EBITDA proyectado para este año (2012) para la unidad es de US\$94 millones, considerando que los precios internacionales de la unidad se mantengan estables.

4.1. RECURSOS Y RESERVAS DE LA UNIDAD

Se tiene un agresivo programa de exploraciones consistente en 4850 metros de perforación diamantina mensual, destinada al incremento de reservas para ampliar la vida de la mina

Tabla 1 Recursos y reservas por encima del nivel -280

	Tons	Ag onz/tm	Pb %	Zn %	Cu%	NSR \$ tm
Reserva (Pd +Pb)	3,518,060	2.74	1.34	1.87	0.07	46.51
Recursos (Med+Ind)	2,426,907	2.86	1.36	2.32	0.06	40.35
Puentes y pilares	705,651	1.97	0.94	4.3	0.21	65.61
Recursos Inferidos	2,380,007	3.5	1.59	1.83	0.05	56.05

Figura 4 Isométrico de Recursos y Reservas por encima del nivel -280

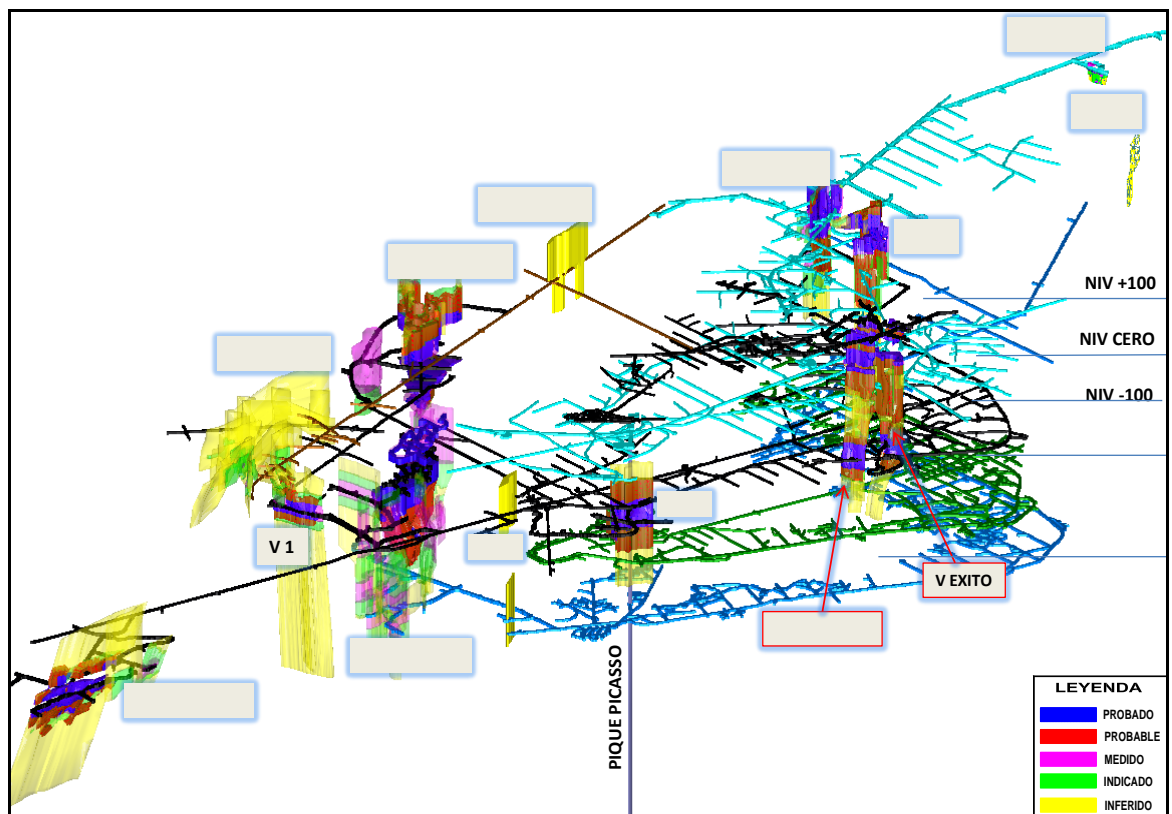


Tabla 2 Recursos y reservas por encima del nivel -1170 al -280

	Tons	Ag onz/tm	Pb %	Zn %	Cu%	NSR \$ tm
Reserva (Pd +Pb)	5,739,400	1.29	0.69	4.78	0.25	63.77
Recursos (Med+Ind)	5,319,176	1.48	0.69	4.32	0.24	43.77
Recursos Puentes y pilares	2,116,954	1.97	0.94	4.3	0.21	65.61
Recursos Inferidos	7,984,502	2.05	0.96	4.1	0.19	64.24

Figura 5 Isométrico de Recursos y Reservas por encima del nivel -1170 al nivel -280

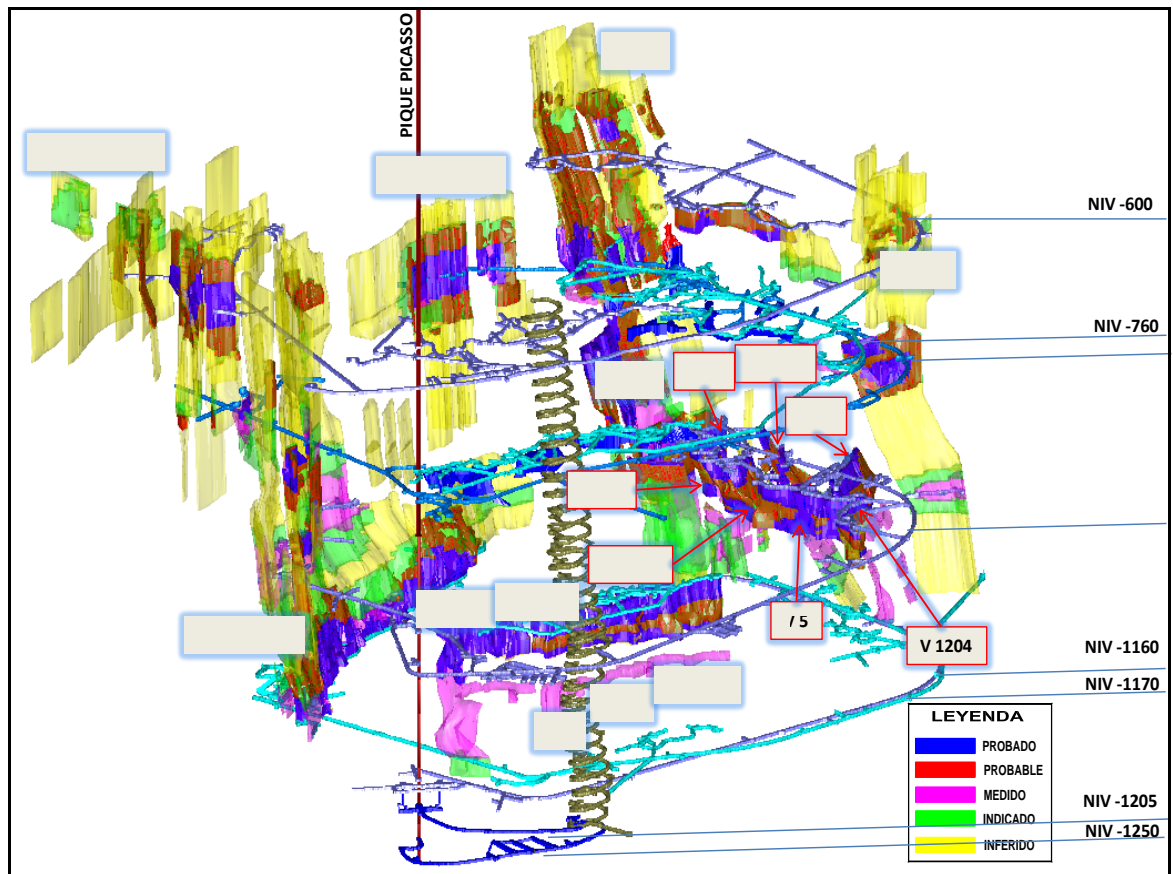


Tabla 3 Recursos y reservas por debajo del nivel -1170

	Tons	Ag onz/tm	Pb %	Zn %	Cu%	NSR \$ tm
Reserva (Pd +Pb)	3,834,510	0.57	0.18	3.86	0.31	46.23
Recursos (Med+Ind)	1,786,621	0.67	0.23	3.79	0.31	34.02
Recursos Inferidos	2,568,530	0.52	0.12	3.87	0.39	46.24

Figura 6 Isométrico de Recursos y Reservas por debajo del nivel -1170

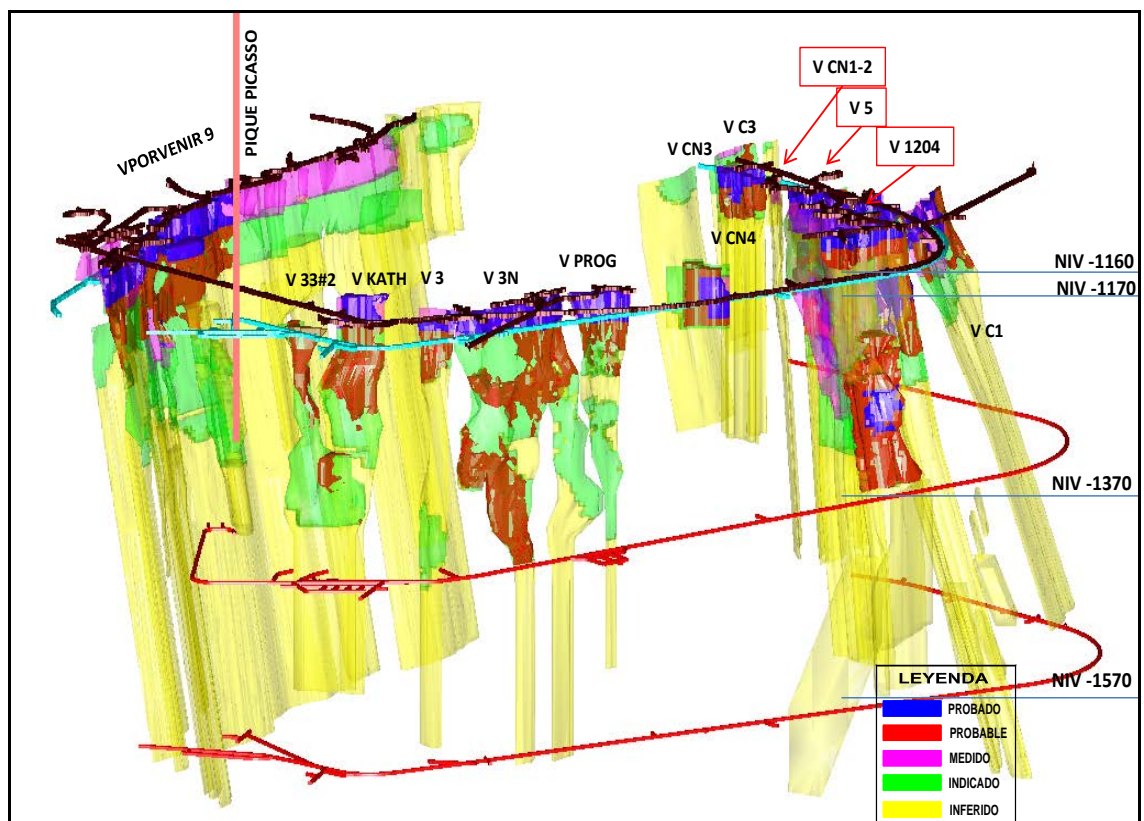


Tabla 4 Total de recursos y reservas

Recursos y Reservas												
Categoria	(Cut Off 23.12\$/TM)						(Cut Off 21\$/TM)					
	31 de Setiembre del 2011						31 de Diciembre del 2010					
	Tons	Ag opt	Pb %	Zn %	Cu %	NSR \$/TM	Tons	Ag opt	Pb %	Zn %	Cu %	NSR \$/TM
Total Reservas	13,091,970	1.47	0.71	3.73	0.22	54.71	14,689,390	1.44	0.65	3.76	0.21	54.27
Total Recursos	12,355,309	1.75	0.81	3.84	0.21	58.47	14,680,181	1.82	0.86	3.96	0.23	60.89
Total Reservas y Recursos (a)	25,447,279	1.60	0.76	3.78	0.21	56.54	29,369,571	1.63	0.76	3.86	0.22	57.58
Recursos Inferidos (b)	12,933,039	2.01	0.91	3.64	0.20	59.16	9,364,657	2.07	0.88	3.19	0.21	54.96
Gran Total Recursos (a+b)	38,380,318	1.74	0.81	3.73	0.21	57.42	38,734,228	1.74	0.79	3.70	0.22	56.95

Fuente: Informes Internos del Area de Geología

4.2. PRESUPUESTO DE LA UNIDAD

Dentro de la estructura de costos actual , la operación de la mina representa el mayor costo de la unidad (28.93%), ello sin incluir el costo de inversiones que se realizan para mantener la continuidad de la operación (gastos en profundizacion, compra de equipos, etc.)

Tabla 5 Distribución del costo en la unidad

MINA	28.93%
PLANTA	11.70%
ADMINISTRACIÓN	6.47%
MANTENIMIENTO	22.42%
SERVICIOS GENERALES	4.23%
RECLASIFICACION	26.25%
TOTAL	100.00%

Tabla 6 Presupuesto anual por áreas de proceso

COSTOS	ene-12	feb-12	mar-12	abr-12	may-12	jun-12	jul-12	ago-12	sep-12	oct-12	nov-12	dic-12	2012
EL PORVENIR													
MINA	1,642.005	1,717.849	1,636.701	1,670.559	1,668.718	1,666.242	1,762.056	1,751.360	1,738.416	1,760.102	1,739.611	1,799.547	20,553.166
PLANTA	630.939	647.631	632.562	653.487	667.192	676.282	729.804	734.446	736.224	744.630	731.437	724.869	8,309.503
ADMINISTRACIÓN	374.057	398.256	372.324	380.458	378.254	377.013	386.959	383.422	379.856	384.973	380.661	398.268	4,594.501
MANTENIMIENTO	1,302.424	1,353.159	1,297.848	1,311.794	1,303.049	1,297.771	1,347.343	1,337.769	1,328.862	1,338.824	1,331.999	1,375.409	15,926.252
SERVICIOS GENERALES	246.653	307.317	235.840	279.116	235.948	265.538	238.947	235.786	235.187	235.786	242.926	243.328	3,002.374
RECLASIFICACION	1,560.696	1,578.701	1,392.947	1,453.459	1,487.951	1,592.301	1,753.499	1,583.026	1,622.799	1,580.538	1,524.450	1,519.162	18,649.531
TOTAL	5,756.775	6,002.913	5,568.222	5,748.874	5,741.113	5,875.147	6,218.607	6,025.810	6,041.344	6,044.852	5,951.085	6,060.584	71,035.326
SUMINISTROS	1,347.099	1,324.892	1,347.099	1,347.099	1,347.099	1,347.099	1,441.061	1,441.061	1,441.061	1,441.061	1,441.061	1,441.061	16,706.755
CARGAS PERSONAL	1,275.445	1,473.221	1,255.929	1,304.504	1,262.736	1,237.151	1,293.980	1,252.624	1,215.227	1,252.624	1,230.171	1,411.527	15,465.137
SERVICIOS TERCEROS	1,433.534	1,486.099	1,432.247	1,503.811	1,503.326	1,558.595	1,590.068	1,609.099	1,622.257	1,630.630	1,615.403	1,548.834	18,533.904
CARGAS DIVERSAS GESTIÓN	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	140.000	1,680.000
RECLASIFICACION	1,560.696	1,578.701	1,392.947	1,453.459	1,487.951	1,592.301	1,753.499	1,583.026	1,622.799	1,580.538	1,524.450	1,519.162	18,649.531
TOTAL	5,756.775	6,002.913	5,568.222	5,748.874	5,741.113	5,875.147	6,218.607	6,025.810	6,041.344	6,044.852	5,951.085	6,060.584	71,035.326
CASH COST sin	27.43	29.91	27.29	28.07	27.80	27.99	26.58	26.45	26.30	26.57	26.35	27.03	27.27
CASH COST cor	37.63	40.59	36.39	37.57	37.52	38.40	37.02	35.87	35.96	35.98	35.42	36.07	36.98
MINA													
SOLO MINA	1,321.17	1,382.20	1,316.91	1,344.15	1,342.67	1,340.67	1,417.77	1,409.16	1,398.75	1,416.19	1,399.71	1,447.93	16,537.11
DESARROLLO	0.16	267.82	280.19	266.95	272.18	271.77	287.40	285.66	283.54	287.08	283.74	293.52	3,352.49
GEOLOGIA	0.03	53.01	55.46	52.84	53.93	53.79	56.89	56.54	56.12	56.83	56.16	58.10	663.56
TOTAL MINA	1,642.01	1,717.85	1,636.70	1,670.56	1,668.72	1,666.24	1,762.06	1,751.36	1,738.42	1,760.10	1,739.61	1,799.55	20,553.17

CAPITULO V: ANALISIS GEOTECNICO DEL MACIZO A SOSTENER

5.1. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Los sistemas para la clasificación del macizo rocoso empleados en la unidad El Porvenir son tres:

- RMR - (Rock Mass Rating) Clasificación de la Masa Rocosa, Bieniawski (1973, 1989)
- Q - (Tunnel Quality Index) Índice de la Calidad del Túnel, Barton et al (1974)
- GSI – (Geological Strength Index) Índice de Resistencia Geológica, Hoek (1994)

Para fines prácticos y por la facilidad de aplicación se ha capacitado a los operadores en la determinación del GSI, de tal forma que ante cualquier variación en las condiciones del terreno, se puede reevaluar y determinar el tipo de sostenimiento adecuado.

5.1.1. Clasificación según el RMR

Esta clasificación tiene en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia Uní axial simple.
- Grado de facturación en términos del RQD
- Espacio de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades
- Condiciones hidrogeológicas
- Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación

Los cuales valorados adecuadamente nos proporcionan la calidad del macizo y el tipo de sostenimiento a utilizar, este índice es de cálculo exclusivo del área de geomecánica.

Tabla 7 Calidad del macizo rocoso en relación con el índice RMR

Clase	Calidad	Valoración RMR	Soporte (teórico)
I	Muy Buena	100 - 81	Sin sostenimiento, pernos puntuales
II	Buena	80 - 61	Pernos Puntuales
III	Mediana	60 - 41	Pernos con espaciamiento 1 m.
IV	Mala	40 - 21	Shocrete, pernos
V	Muy Mala	< 20	Cimbras, Shocrete 150mm, Pernos

Fuente: E. Hoek & E.T. Brown. Excavaciones subterráneas en roca

5.1.2. Clasificación Q

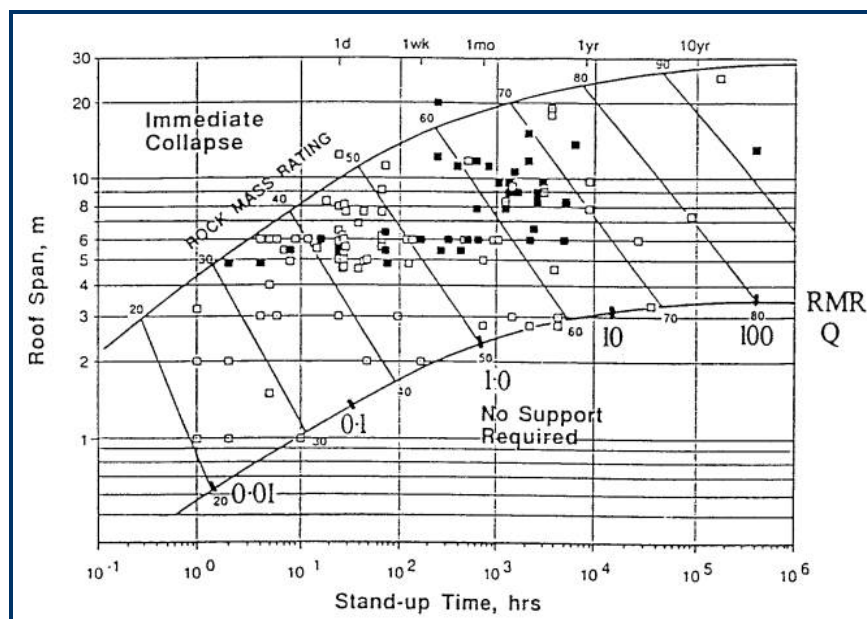
Es calculado como: $Q = (RQD/J_n) \cdot (J_r/J_a) \cdot (J_w/SRF)$

Dónde:

- RQD = designación de la calidad de la roca
- J_n = Índice de diaclasamiento que indica el grado de Fracturamiento del macizo rocoso
- J_r = Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas
- J_a = Índice que indica la alteración de las discontinuidades
- J_w = Coeficiente reductor por la presencia de agua.
- Srf = Coeficiente de reducción de tensiones

Con ambas clasificaciones (RMR y Q) podemos determinar el tiempo máximo de autoaporte

Tabla 8 Tiempo máximo de autoaporte



Fuente: E. Hoek & E.T. Brown. Excavaciones subterráneas en roca.

5.1.3. Clasificación GSI

Este índice nos proporciona un sistema práctico para estimar la variación de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de rocas intacta y también de la libertad de estos para girar o deslizarse bajo distintas condiciones de esfuerzo

La historia geológica de cada área o región (procesos geomorfológicos, sedimentarios, estructurales, ígneos y metamórficos, hidrogeológicos, metalogénéticos y otros) han influido en forma determinante en las propiedades y características de los parámetros utilizados en el índice geológico de resistencia ó (GSI), por lo tanto, la evaluación geológica de un área debe ser tomada muy en cuenta para la aplicación de este índice

La clasificación GSI se basa principalmente en la identificación de los parámetros de estructuras (fracturamiento por metro lineal) y condiciones de fracturamiento (Resistencia de la masa rocosa - condición de discontinuidades) según los golpes de picota y condiciones de relleno de las fracturas

El GSI puede obtenerse dependiendo de los valores del RMR y del Q
De la siguiente relación:

- A partir del Índice RMR (**Bieniawski, 1989**)

Para valores de RMR_{89} mayores a 23, el índice GSI puede calcularse mediante la expresión:

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

Cuando $RMR_{89} < 23$ la clasificación no puede ser utilizada.

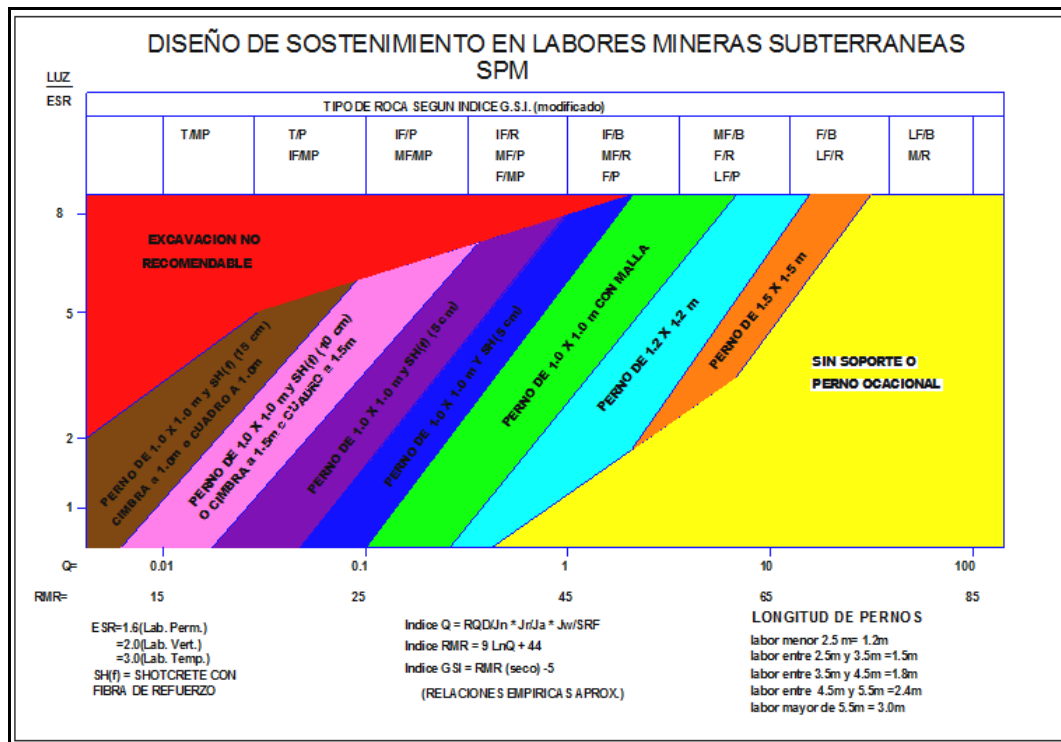
- A partir del índice Q (**Barton, 1974**)

Se calcula mediante la expresión:

$$GSI = 10 \ln Q' + 32$$

Considerando $Q' = (RQD/J_n) * (J_r/J_a)$

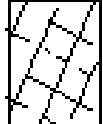
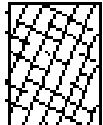
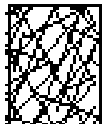

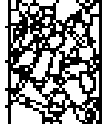
Tabla 9 Tipo de sostenimiento según el GSI


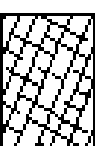





Fuente: E. Hoek & E.T. Brown. Excavaciones subterráneas en roca

Esta clasificación nos proporciona un valor literal y uno numérico al cual se le ha hecho unas variaciones para que pueda ser utilizada en forma práctica en la Unidad El Porvenir.

Tabla 10 Valor literal y numérico de la clasificación GSI

<p>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO</p> <p>Se trata en la cantidad de fracturas por metro lineal, medido tanto en la horizontal como verticalmente en una condición de estado. La resistencia es determinada golpeando o rotando la roca con una barra, al tiempo en cuanto la susceptibilidad, alteración de especies y relleno de las discontinuidades.</p>	CONDICIÓN SUPERFICIAL					
ESTRUCTURA	<p>MUY BUENA (ESTRUCTURAMENTE RESISTENTE, FRESCA) PARTICULAR DE LAS DISCONTINUIDADES MUY POCOS CON FRATURAS, CERRADAS (DE < 200 MPa) DE VETAS CON GOLPE DE PIEDRA</p>	<p>BUENA (MUY RESISTENTE, LIGERAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES POCAS, LIV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGER. ABERTURA (DE 100 A 200 MPa) DE POCOS CON VARIAS COPIAS DE POCOS</p>	<p>REGULAR (RESISTENTE Y LIGERAMENTE ALTERADA) PROXIMAMENTE LIVEL. MODERADAMENTE ALTERADA. CERRADAMENTE ABERTURA (DE 50 A 100 MPa) DE POCOS CON UNO O DOS COPIAS DE POCOS</p>	<p>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE MODERADAMENTE ALTERADA) SUFICIENTE POCOS O CON ESTRUCIONES MUY ALTERADA. RELLENO CON POCOS O CON FRASURAS DE POCOS DE 25 A 50 MPa - (DE INCIERTA SUPERFICIALE)</p>	<p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUFICIENTE POCOS Y CERRADA MUY ALTERADA CON RELLENO DE ARELLAS BLANDAS (DE < 25 MPa) DE POCOS O INCIERTA MODERADAMENTE</p>	
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIOSAS ENTRE SI. (POD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (POD = 115 - 3.5 Jm)</p>	LRNB	LFB	LRR	LFP	LRNP	
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (POD 50 - 75) (8 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	FNB	FB	FR	FP	FNBP	
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (POD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	NFNB	NFB	NFR	NFP	NFNP	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (POD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IFNB	IFB	IFR	IFP	IFNP	
 <p>TRIFULADA O BRECHADA LIGERAMENTE TRABADA, BASTA POCOS EXTENSAMENTE POCOS CON UNA MEZCLA DE FRASURAS FACILMENTE DISCONTINUAS, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (CON POD)</p>	TNB	TB	TR	TP	TNBP	

<p>RMR (en seco)</p> <p>La descripción cualitativa del macizo rocoso es función del grado de fracturamiento (condición estructural) y resistencia (condición de discontinuidades y masa rocosa) de acuerdo con los intervalos de valores que se han relacionado al índice RMR en sus tablas, como en cualquier tipo de clasificación.</p>							
<p>ESTRUCTURA</p>		<p>CONDICIÓN SUPERFICIAL</p>	<p>MUY BUENA (EXTREMAMENTE RESISTENTE, FRESCA) Superficie de las discontinuidades muy rugosas e intercaladas, estradas (Rc > 200 MPa) de juntas con juntas de roca</p>	<p>BUENA Y MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA Discontinuidades rugosas, livianas, juntas anchas de contacto, juntas abiertas (Rc 100 a 200 MPa) de juntas con junta capilar de roca</p>	<p>REGULAR (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) Discontinuidades lisas, moderadamente alisadas, ligeramente abiertas (Rc 50 a 100 MPa) de juntas con junta de juntas de roca</p>	<p>POBRE (MODERADAMENTE RESIST. MODERADAMENTE ALTERADA) Superficie lisa o con estrías, muy alterada, juntas cerradas o con fragmentos de roca (Rc 25 a 50 MPa) - (se incluye superficialmente)</p>	<p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) Superficie lisa y estrías, muy alterada con rellenos de arcillas blandas (Rc < 25 MPa) de juntas o incluso horizontalmente</p>
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (PROB 75 - 80) (2 A 4 FRACT. POR METRO) (PROB = 115 - 33 J-1)</p>		8	9	10	11	12	
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (PROB 50 - 75) (2 A 12 FRACT. POR METRO)</p>		9	10	11	12	13	
 <p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (PROB 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>		10	11	12	13	14	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPCIONADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (PROB 0 - 25) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>		11	12	13	14	15	
 <p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE FINA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DESMENUZABLES Y REDONDEADOS, CON POCOS</p>		12	13	14	15	16	

Fuente: e Hoek et al., 2002

5.2. TIPOS DE SOSTENIMIENTO Y SU COMPORTAMIENTO FRENTE A LA SISMICIDAD DE LA MINA.

5.2.1. Pernos mecánicos

Los anclajes de los pernos de roca de mecanismo de expansión viene en una amplia variedad de estilos pero el principio básico de operación es el mismo en todos.

Los componentes de un anclaje típico de mecanismo de expansión son un cono con un roscado interno y un par de cuñas sujetas en su lugar por un soporte.

Estos anclajes de mecanismo de expansión trabajan bien en roca dura, pero no son efectivos en rocas regularmente diaclasadas y en rocas blandas, a causa de la deformación y la falla de la roca en el contacto con las cuñas.

El tensionamiento de los pernos de roca es importante, para asegurar que todos los componentes estén en contacto y que una fuerza positiva sea aplicada en la roca.

Figura 7 Perno Mecánico



Fuente: www.Remicsa.com

Características del Perno Mecánico usado

Diámetro de la varilla: 17.8 mm.

Resistencia a la tensión ultima del vástago del perno: 12.7 Ton Aprox.

Mecanismo de anclaje de expansión: tipo tres cuñas de anclaje.

Platina: Placa Cuadrada, tuerca con asiento hemisférico.

Diámetro de taladro: 36 mm.

Torque óptimo: De 75 a 100 Libras

Actualmente estos elementos de sostenimiento no se utilizan en las labores de la mina por debajo del nivel -100 debido a la presencia de esfuerzos que generan eventos sísmicos en diversos grados, los cuales pueden generar que el anclaje del mecanismo de expansión pierda adhesión con la roca.

Los elementos que han sido colocados son sometidos a diversas pruebas de control, entre estas tenemos las pruebas de torque, donde se considera un torque aceptable por encima de 50 libras y como optimo se tiene un torque de 80 libras, también se realiza las pruebas de arranque en donde se espera obtener un mínimo de soporte de 11 toneladas.

Se ha podido corroborar que ante estallidos de roca ocurridos en la unidad el perno mecánico tiene dos mecanismos de falla, el primero es la rotura en el cuerpo del elemento y el segundo es el arranque total del elemento debido a la falla del anclaje en el momento del evento.

Tabla 11 Prueba de torque para elementos en el nivel -910 a dos días de haber sido instalados

Nivel	Labor	Nº	Tipo Perno	Longitud (Pies)	Φ Taladro	Torque (Libras)	Obs.
					(mm)		
910	Carmen	1	Perno Mec.	7'	36	60	Ajuste Regular
910	Carmen	2	Perno Mec.	7'	36	75	Ajuste aceptable
910	Carmen	3	Perno Mec.	7'	36	70	Ajuste aceptable
910	Carmen	4	Perno Mec.	7'	36	70	Ajuste aceptable
910	Carmen	5	Perno Mec.	7'	36	45	Ajuste Malo
910	Carmen	6	Perno Mec.	7'	36	70	Ajuste aceptable
910	Carmen	7	Perno Mec.	7'	36	70	Ajuste aceptable
910	Carmen	8	Perno Mec.	7'	36	70	Ajuste aceptable
910	Carmen	9	Perno Mec.	7'	36	70	Ajuste aceptable
910	Carmen	10	Perno Mec.	7'	36	50	Ajuste Malo
910	Carmen	11	Perno Mec.	7'	36	45	Ajuste Malo

Promedio de torque: 63.00 Libras

Tabla 12 Prueba de torque para elementos en el nivel -930 a tres días de instalación

Nivel	Labor	Nº	Tipo Perno	Longitud (Pies)	Φ Taladro	Torque (Libras)	Obs.
					(mm)		
930	1204	1	Perno Mec.	7'	36	55	Ajuste Malo
930	1204	2	Perno Mec.	7'	36	60	Ajuste regular
930	1204	3	Perno Mec.	7'	36	75	Ajuste aceptable
930	1204	4	Perno Mec.	7'	36	45	Ajuste Malo
930	1204	5	Perno Mec.	7'	36	45	Ajuste Malo
930	1204	6	Perno Mec.	7'	36	45	Ajuste Malo
930	1204	7	Perno Mec.	7'	36	40	Ajuste Malo
930	1204	8	Perno Mec.	7'	36	55	Ajuste Malo
930	1204	9	Perno Mec.	7'	36	40	Ajuste Malo
930	1204	10	Perno Mec.	7'	36	70	Ajuste Aceptable

Promedio: 53.00 Libras

Tabla 13 Prueba de arranque para elementos en el nivel -830 inmediatamente después de instalados

Nº	Tipo Roca	Longitud Perno (pie)	Φ Taladro Perf.	Tonelaje alcanzado (t)	Observación
	R.M.R.		(mm)		
1	50-60	7'	38	11	La gata llegó a su tope
2	50-60	7'	38	11	La gata llegó a su tope
3	50-60	7'	38	11	La gata llegó a su tope
4	50-60	7'	38	12	La gata llegó a su tope
5	50-60	7'	38	12	La gata llegó a su tope

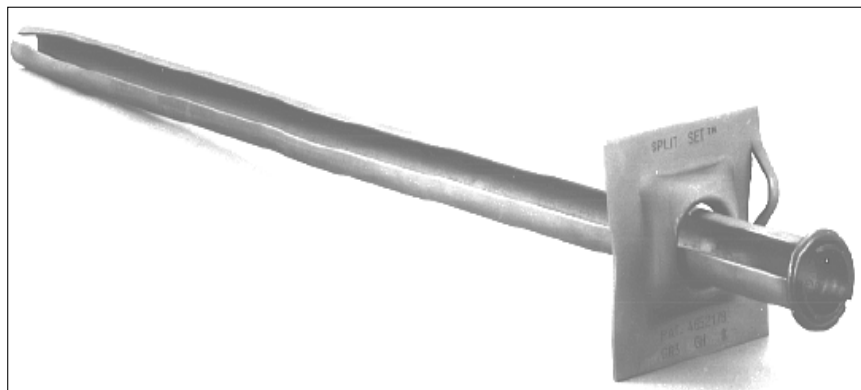
Promedio: 11.4 Toneladas

5.2.2. Varillas de fricción o estabilizador Split Set

Los estabilizadores Split Set, consiste en un tubo de acero de alta resistencia ranurado y una platina.

Este es instalado empujándolo, dentro de un taladro de dimensiones menores y la fuerza radial de recuperación de la deformación generada por la compresión, del tubo de forma de una **C**, proporciona un anclaje friccional a lo largo de la longitud entera del taladro.

Figura 8 Perno de Fricción



Fuente: www.Remicsa.com

Características del Split Set usado

Tamaño de la broca recomendada: 35 -36 mm

Diámetro exterior nominal del tubo: 39 mm

Longitud: 7 pies

Capacidad de carga, promedio: 1 Tonelada por pie instalado

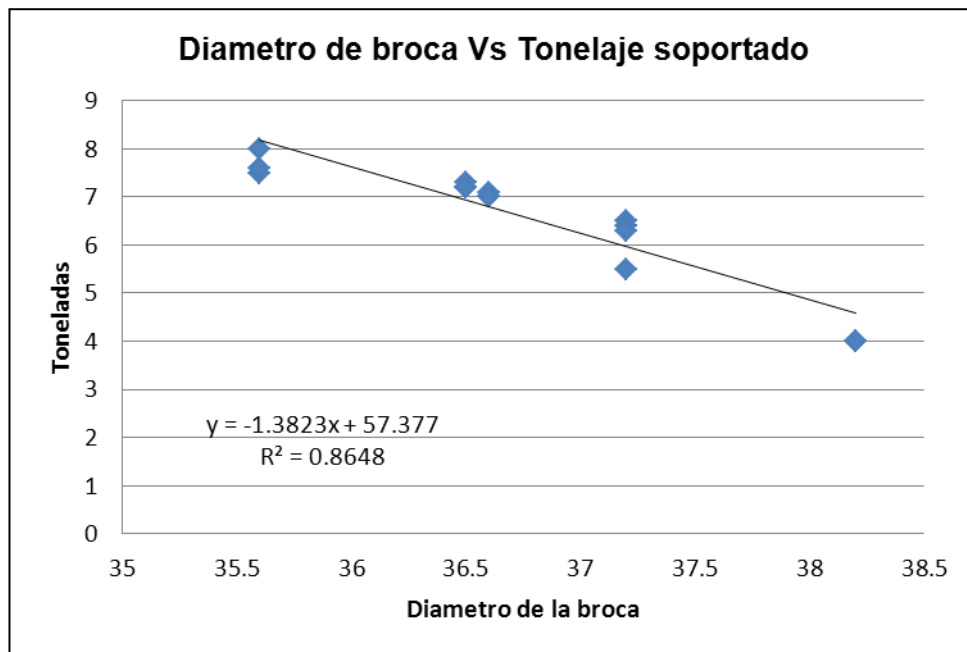
Tabla 14 Prueba de arranque para split set

Tipo Roca	Tipo Perno	Longitud perno (Pie)	Diametro de Split (mm)	Diametro de broca (mm)	Resultado (t)	Resultado (t/Pie)
45-55	S.SET	7'	39.5	36.6	7	1
45-55	S.SET	7'	39.5	36.6	7.1	1.014
45-55	S.SET	7'	39.5	36.6	7	1
45-55	S.SET	7'	39.5	36.5	7.2	1.029
45-55	S.SET	7'	39.5	36.5	7.3	1.043
45-55	S.SET	7	39.5	36.5	7.2	1.029
50-60	S.SET	7'	39.5	35.6	8	1.143
50-60	S.SET	7'	39.5	35.6	7.5	1.071
50-60	S.SET	7'	39.5	35.6	7.6	1.086
50-60	S.SET	7'	39.5	38.2	4	0.571
50-60	S.SET	7'	39.5	38.2	4	0.571
45-65	S.SET	7'	39.5	37.2	5.5	0.786
50-60	S.SET	7'	39.5	37.2	6.5	0.929
50-60	S.SET	7'	39.5	37.2	6.4	0.914
50-60	S.SET	7'	39.5	37.2	6.3	0.9
			Promedio	36.75	6.57	0.94

5.2.2.1 Relación entre el diámetro de broca y las toneladas de soporte del Split Set.

Un problema cotidiano en el sostenimiento con Split set es la pérdida de diámetro externo de la broca de perforación, lo que genera que al perderse adherencia entre las paredes del elemento y la roca, el elemento tenga menor resistencia al arranque, para ello se trata de controlar diariamente este diámetro.

Figura 9 Relación entre el diámetro de broca y tonelaje soportado



Fuente: Elaboración Propia

El coeficiente de correlación de Pearson (r) es de 0.92, lo que nos indica una alta correlación entre el diámetro de la broca y el diámetro externo del Sptli set.

Para un ambiente sísmico como en el que se trabaja, los pernos de fricción no se comportan adecuadamente durante un estallido de roca, tendiendo a arrancarse con la caída de los bancos, pero debido a que sus características de uso son muy distintas a las de los pernos mecánicos y helicoidales, se utilizan en zonas puntuales donde las características geomecánicas de la roca lo requieren, se está evaluando actualmente algún otro tipo de sostenimiento para el mismo tipo de roca que se comporte mejor ante la sismicidad de la zona

5.2.3. Pernos de roca Helicoidal, anclado con resinas

Los pernos de roca mecánicamente anclados tienen la tendencia de aflojarse cuando están sometidos a vibraciones debido a voladuras cercanas o cuando están anclados en roca débil. Consecuentemente, para aplicaciones donde es esencial mantener la carga de sostenimiento, se debe considerar el uso de anclajes con resinas.

Una Resina está conformada por dos componentes en cartuchos, conteniendo una resina y un catalizador en compartimientos separados.

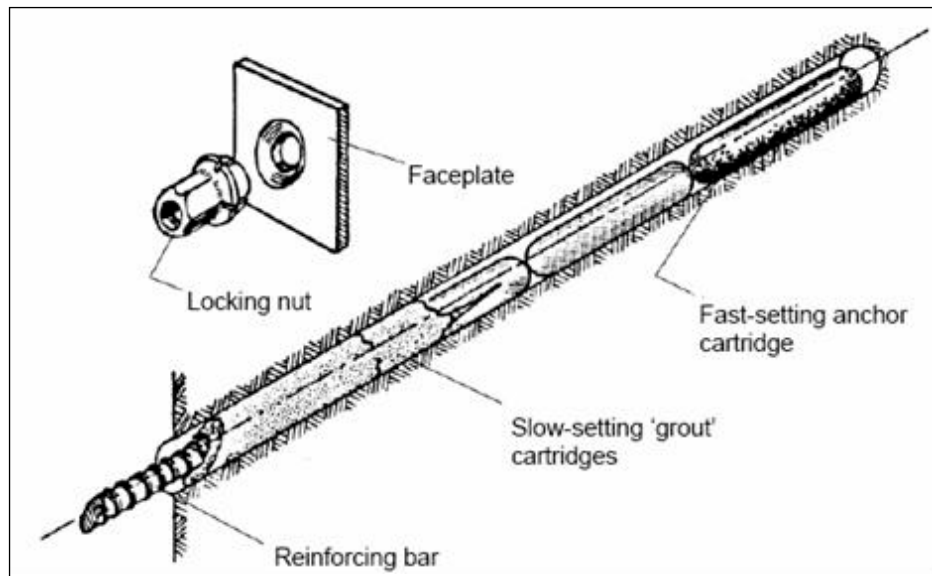
Los cartuchos son introducidos dentro del taladro antes que el perno, para posteriormente ser instalado, considerando el batido mínimo que debe proporcionar la perforadora dependiendo de la recomendación del fabricante.

El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia.

La cubierta plástica de los cartuchos se rompe durante el batido o empernado, mezclándose la resina con el catalizador.

El diámetro del taladro es crucial para el mezclado y fraguado de la resina, para varillas de 22 mm el diámetro máximo debe ser 36 mm y para varillas de 19 mm el diámetro máximo del taladro será de 32 mm.

Figura 10 Perno helicoidal



Fuente: www.remicsa.com

Características del Perno Helicoidal usado

Tamaño de la broca recomendada: 32 y 36 mm

Diámetro de la Barra de Acero: 19 y 22 mm

Resistencia a la tensión: Entre 15 – 25 Ton.

Longitud del Perno: 7 Pies

Platina: Placa plana.

Los pernos helicoidales han demostrado en la unidad, que son los elementos más apropiados para enfrentar un evento sísmico, en lo que se tiene registrado cuando ha ocurrido un evento sísmico estos elementos difícilmente ceden, muy por el contrario han soportado el evento, generándose solo una deformación en la placa

Tabla 15 Pruebas de arranque en el nivel -820 (con 2 resinas marca castem, 4 cartuchos cementicios) a 15 minutos de su instalación

Nº	Tipo Roca	Longitud	Φ Taladro Perf.	Nº de resinas	Tonelaje alcanzado (t)	Φ de P. H.	Obs.
	R.M.R.	P. H. (pie)	(mm)			(mm)	
1	50-60	8´	32	2	15	19	Llegó a su límite
2	50-60	8´	32	2	12	19	Llegó a su límite
3	50-60	8´	32	2	12.5	19	Llegó a su límite
4	50-60	8´	32	4	18	19	Llegó a su límite
5	50-60	8´	32	4	18	19	Llegó a su límite
6	50-60	8´	32	4	18	19	Llegó a su límite

PROMEDIO: 15.58 Toneladas

Tabla 16 Prueba de arranque en el nivel -820 a 24 horas de su Instalación (prueba con solo cemento)

Nº	Tipo Roca	Longitud	Φ de P. H.	Φ Taladro Perf.	Nº de	Tonelaje alcanzado (t)	Obs.
	R.M.R.	P. H. (pie)	(mm)	(mm)	MB Filler		
1	50-60	8´	19	32	5	> 23.0	No llegó a jalarse
2	50-60	8´	19	32	5	> 22.0	No llegó a jalarse
3	50-60	8´	19	32	5	> 20.0	No llegó a jalarse
4	50-60	8´	19	32	5	> 23.0	No llegó a jalarse
5	50-60	8´	19	32	5	> 22.0	No llegó a jalarse
6	50-60	8´	19	32	5	> 24.0	No llegó a jalarse
6	50-60	8´	19	32	5	> 22.0	No llegó a jalarse

PROMEDIO: 22.29 Toneladas

Tabla 17 Pruebas de arranque en el nivel -820 a 15 minutos de su instalación para pernos de 5 pies

Nº	Tipo Roca	Longitud	Φ de P. H.	Φ Taladro Perf.	Nº de	Nº de	Tonelaje alcanzado (t)	Obs.
	R.M.R.	P. H. (pie)	(mm)	(mm)	Resinas	Cartuchos de cemento		
1	50-60	5´	19	32	2	3	20	La gata llegó a su tope
2	50-60	5´	19	32	2	3	20	La gata llegó a su tope
3	50-60	5´	19	32	2	3	15	La gata llegó a su tope
4	50-60	5´	19	32	2	3	15	La gata llegó a su tope
5	50-60	5´	19	32	3	2	20	La gata llegó a su tope

PROMEDIO: 18 Toneladas

Tabla 18 Pruebas de arranque en el nivel -820 a 15 minutos de su instalación para pernos de 19 pies

Nº	Tipo Roca	Longitud	Φ de P. H.	Φ Taladro Perf.	Nº de	Tonelaje alcanzado (t)	Obs.
	R.M.R.	P. H. (pie)	(mm)	(mm)	Resinas		
1	50-60	8´	19	32	5	17	La gata llegó a su tope
2	50-60	8´	19	32	5	19	La gata llegó a su tope
3	50-60	8´	19	32	5	19	La gata llegó a su tope
4	50-60	8´	19	32	5	18	La gata llegó a su tope
5	50-60	8´	19	32	5	18	La gata llegó a su tope

PROMEDIO: 18.2 Toneladas

Como medio para optimizar los costos se estandarizo en un primer momento en la unidad el uso de 3 resinas y 3 cartuchos cementicios, ya que esta combinación nos da la mejor capacidad de sostenimiento en las labores (Promedio 18.5 Ton). Pero debido al aumento de la actividad sísmica en las labores, se estandarizo solo esta combinación para la zona norte de la mina, estableciendo que en la zona sur (zona con mayor incidencia de eventos sísmicos) el uso de 5 resinas, ya que lo que se quiere es tener un sostenimiento con máxima capacidad de soporte en el menor tiempo.

5.2.4 Sostenimiento con Cable Bolting

El cable Bolting es un tendón flexible constituido por un número determinado de alambres de acero, al cual se le inyecta Pasta de Cemento dentro del taladro.

Los Cable bolting son normalmente instalados en taladros espaciados regularmente para proveer reforzamiento y soporte para los techos, cajas y pisos de una labor subterránea o una abertura superficial.

El cable utilizado en la unidad corresponde al cable pretensado, de baja relajación de 7 hebras (6 alambres dispuestos helicoidalmente alrededor de un alambre recto central) de un diámetro de 0.6'' (15.2 mm), correspondiente a un resistencia a la tensión de 20 Tn.

Cuando los cables se instalan antes de las voladuras, como es el caso, el tratamiento de los bloques y el esfuerzo de corte de las fracturas se mantendrán prácticamente sin alteración.

Para el sostenimiento con cable se bolting se utiliza un equipo CABOLT 7 de la marca sandvik, esta máquina perfora taladros de hasta 25 metros, los cuales les inyecta cemento tipo v para después colocar el cable en forma automática.

Figura 11 Cabolt**Características de del cable bolting**

Diámetro de taladro: 48mm

Peso unitario del cable: 1.10 kg. / m

Longitud de cable: 20 m.

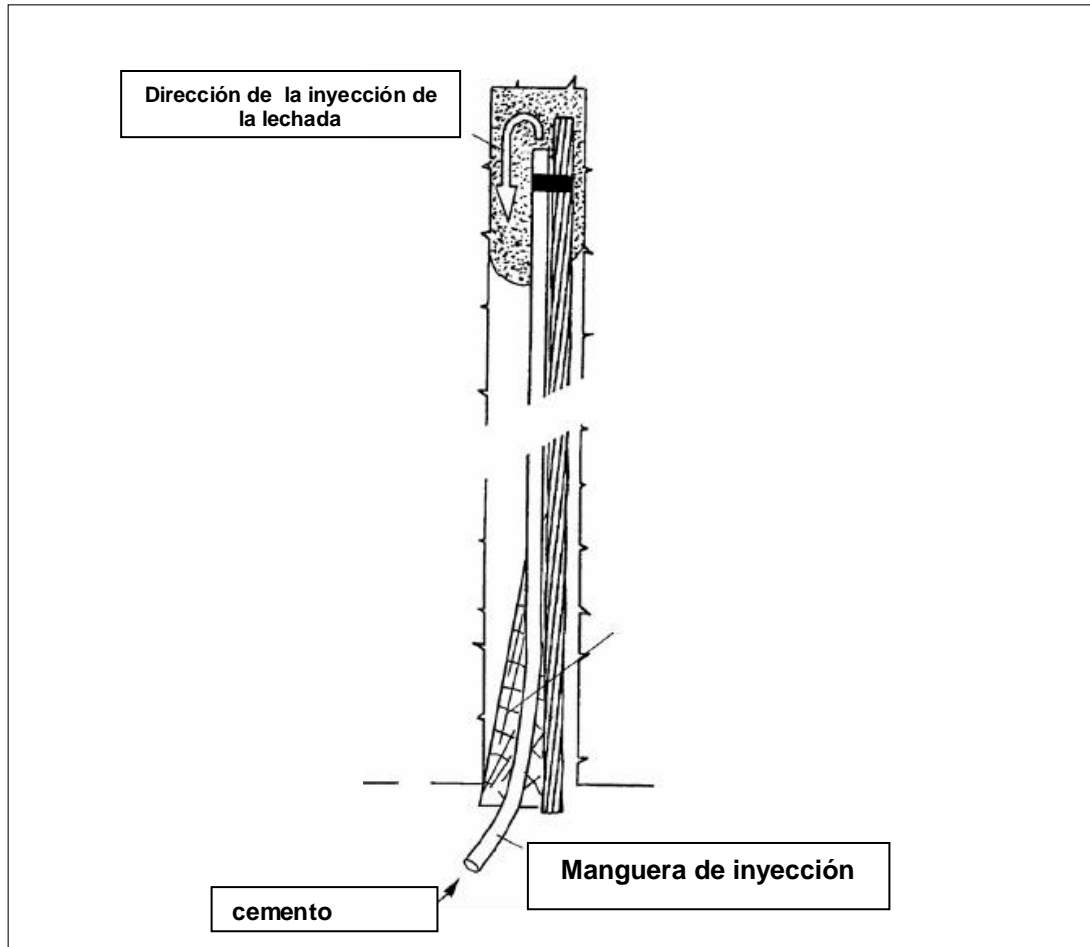
Diámetro del cable: 5/8" x 7 hebras.

Tipo de cable: bulbed strand

Anteriormente cuando no se tenía el Cabolt se introducía una tubería de 19mm en forma paralela al cable, para bombear el cemento y que este rellene el taladro por gravedad.

Se utiliza una mezcla de relación Agua – Cemento igual a 0.35, la que presenta facilidades para el bombeo, buena adherencia al cable y a la roca, así como bajas posibilidades de cuarteo esto es una proporción de 15 L de agua por una bolsa de cemento tipo V (42.5 Kg.).

Figura 12 Método antiguo de inyección de cemento






Fuente: Informes Internos

5.3. METODOLOGÍA DE SELECCIÓN DEL SOSTENIMIENTO

Los tipos de terreno en la unidad son muy variables y todos con presencia de inestabilidad por la sismicidad producida por la profundidad en que se trabaja y ante los trabajos de minado que se realizan, por eso y por las condiciones litológicas y estructurales es necesario realizar una selección adecuada del tipo de sostenimiento que se debe colocar en cada labor sea desarrollo, acceso o tajeo.


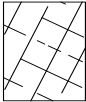
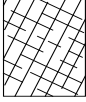
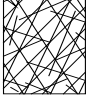

De acuerdo a la Clasificación GSI se han establecido los siguientes tipos de sostenimiento inmediato

Tabla 19 Tipo de sostenimiento para labores de 6 a 12 metros

 MILPO Dpto. Geomecánica		TABLA DE SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLOTACION 6 a 12 m.		
<p>B Pemo de 1.5X1.5m. (malla o cinta metálica ocasional) Tiempo de colocación: 1 semana.</p> <p>C Pemo de 1.0X1.0m. (malla o cinta metálica ocasional) Tiempo de colocación: 3 días.</p> <p>D Pemo de 1.0X1.0m. malla metálica obligatoria Tiempo de colocación: 1 día.</p> <p>E Shotcrete con fibra (5cm). Pemo de 1.0X1.0m. Tiempo de colocación: inmediato.</p> <p>* Condiciones de roca muy pobre o intensamente fracturadas deberán escavadas con menores aberturas.</p>				
	CONDICION SUPERFICIAL	BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUCOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIDER ABIERTA (Rc 100 A 250 MPa) (SE POMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE Y LEVENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LICERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 A 100 MPa) (SE POMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADAMENTE RESIT MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO BITUMINOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)
<p>ESTRUCTURA</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>		FB (B)	FR (C)	FA (D)
<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>		MFB (C)	MFR (D)	MA (E)

Fuente: Informes Internos del Área de Geomecánica

Tabla 20 Tipo de sostenimiento para labores de 3 a 5 metros

		TABLA DE SOSTENIMIENTO LABORES DE DESARROLLO 3.5 a 5.0 m.			
Dpto. Geomecánica		CONDICION SUPERFICIAL 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) 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) POBRE (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTER.) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO BITUMINOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)			
A Sin soporte o Perno ocasional. Tiempo de colocación: 1 año. B Perno de 1.2X1.2 m. Tiempo de colocación: 1 mes. C Perno de 1.0X1.0m. SH (f) o malla. Tiempo de colocación: 5 día. D Perno de 1.0X1.0m. SH(f) (5 cm). Tiempo de colocación: 1 día. E Perno de 1.0X1.0m. SH(f) (10cm). Tiempo de colocación: 8 horas. F Cimbra a 1.0m o Cuadro a 1.0m. Tiempo de colocación: inmediato. * Roca triturada se soporta con Cimbras y Presoporte. * Roca leve o moderadamente fracturada muy buena no requerirá soporte					
ESTRUCTURA					
 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.)	LF/B (A) (A) LF/R (B) (B) LF/P (C) (C) LF/MP (D)				
 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)	(A) FB (B) (B) F/R (C) (C) F/P (D) (D) F/MP (E)				
 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)	(B) MF/B (C) (C) MF/R (D) (D) MF/P (E) (E) MF/MP (F)				
 INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	(C) IF/B (D) (D) IF/R (E) (E) IF/P (F) (F) IF/MP (F)				

Fuente: Informes Internos del Área de Geomecánica

Esta cartilla muestra al trabajador las características generales del sostenimiento, paralelamente en cada labor de la mina se tiene planos de especificación del tipo de sostenimiento al detalle y del tiempo mínimo de espera de cada labor antes del sostenimiento.

FIGURA 13 PLANO DE SOSTENIMIENTO DE LA ZONA SUR

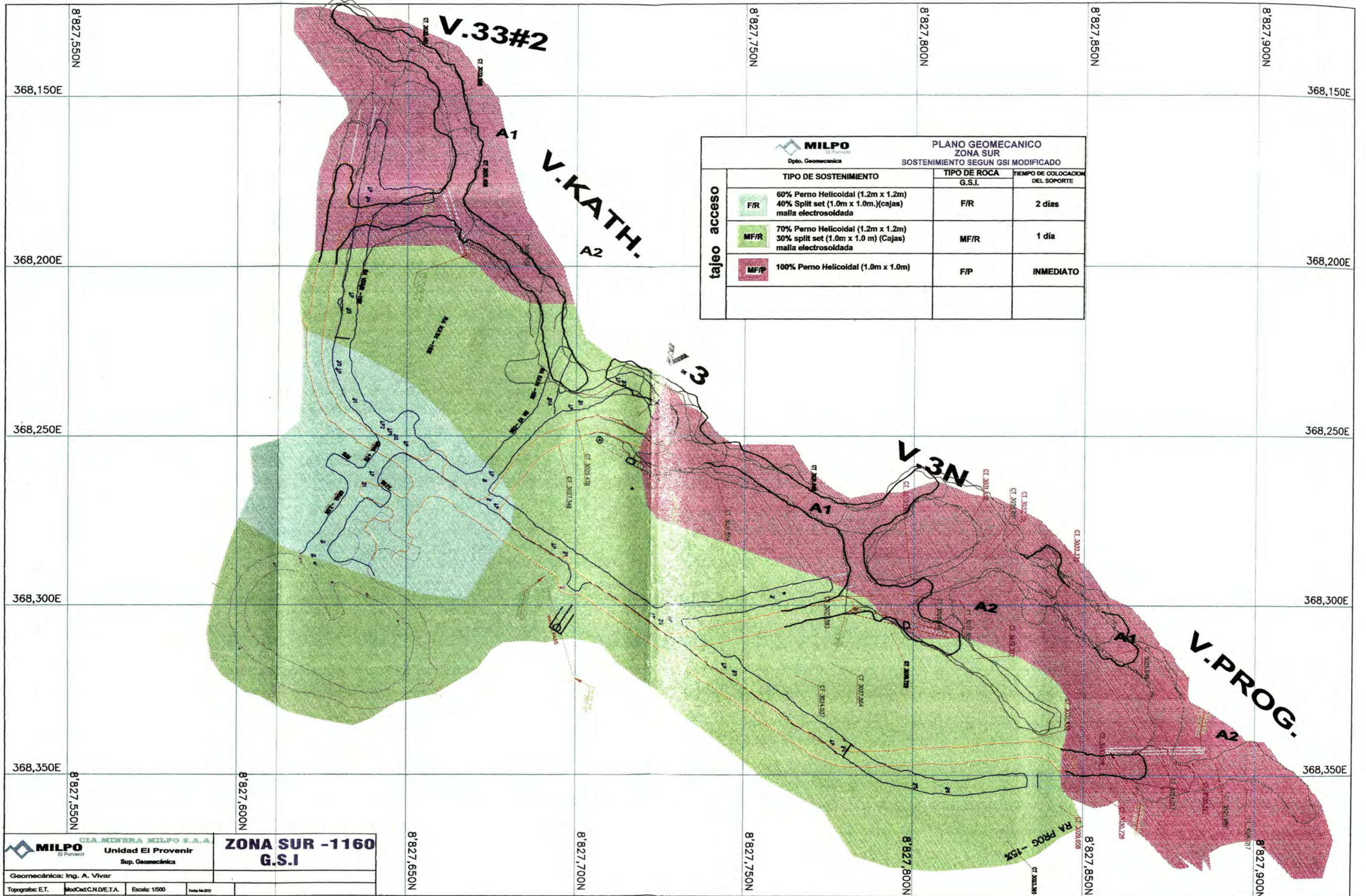
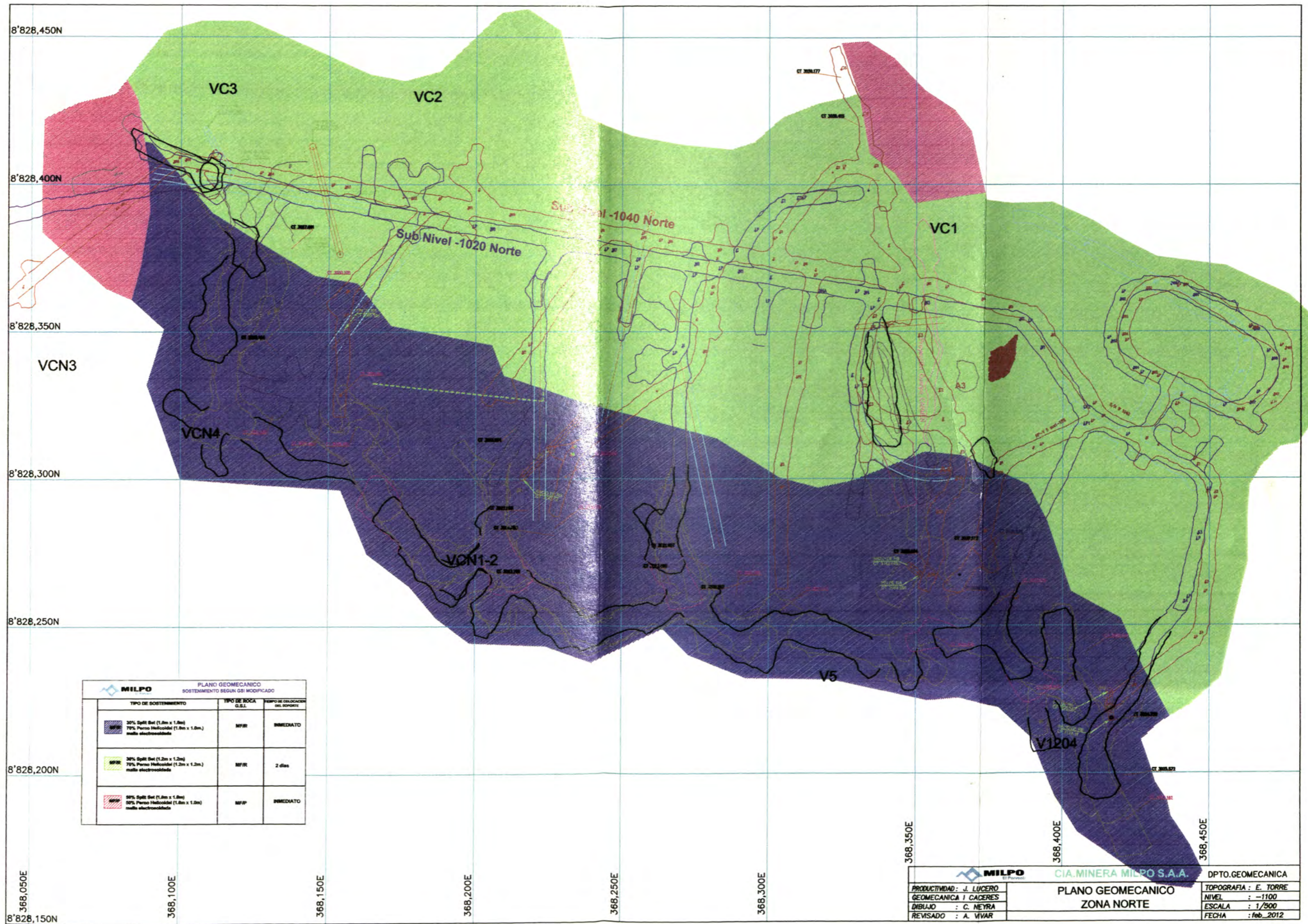


FIGURA 14 PLANO DE SOSTENIMIENTO DE LA ZONA NORTE



5.4 PLANEAMIENTO DE MINADO EN BASE A LOS PARÁMETROS GEOTÉCNICOS

Para el planeamiento de minado se utilizan software geomecánicos que nos permiten determinar los parámetros más importantes del macizo los cuales serán fundamentales para determinar el tipo de sostenimiento a utilizar, la orientación de los accesos, la geometría de los tajos, etc. Entre los principales softwares utilizados se tienen:

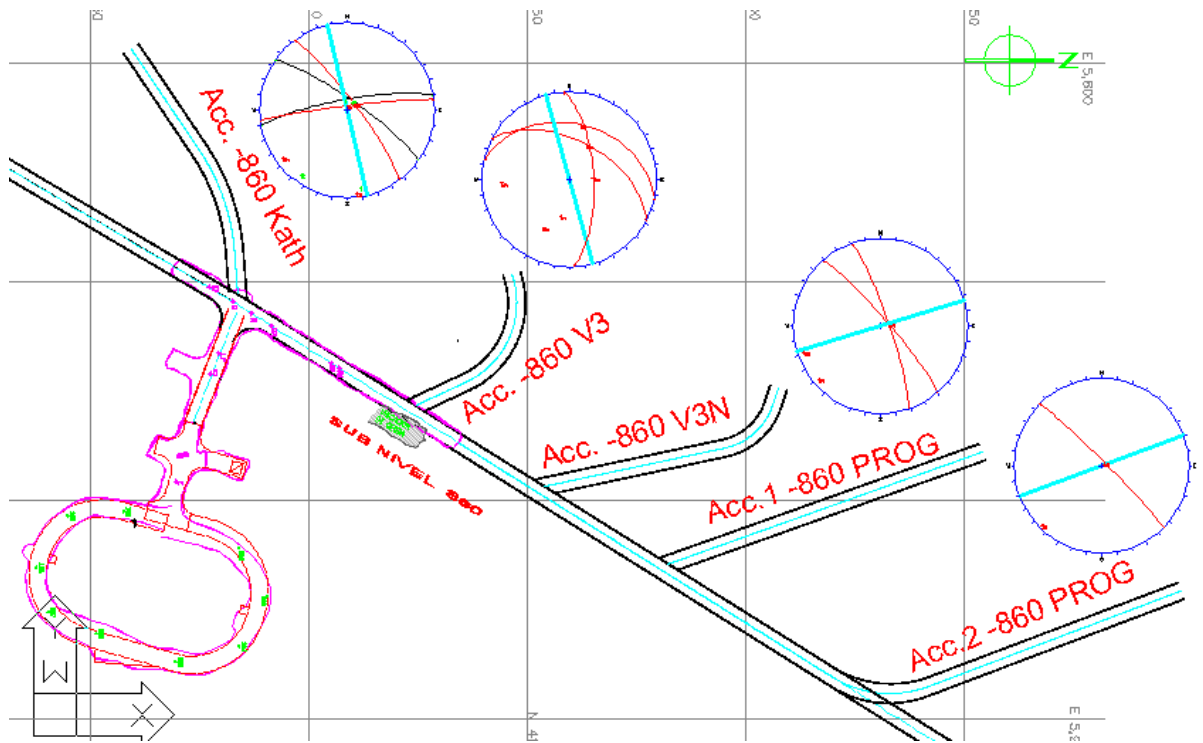
- Análisis Geoestructural Software “Dips”
- Análisis matemático de esfuerzos. Software “Phase”
- Análisis de cuñas estructurales Software “Unwedge”

5.4.1 Orientación de accesos mediante el Software “Dips”

Dips Es un programa diseñado para analizar interactivamente datos geológicos de orientación de las discontinuidades estructurales de la masa rocosa, basado en los principios de las proyecciones estereográficas.

Su principal aplicación es el análisis de rasgos relacionados a la estructura de la masa rocosa para propósitos de su caracterización y evaluación de las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas, nos ayuda a tomar decisiones en cuanto a la dirección óptima de los accesos basados en el principio de obtener una mayor estabilidad de los accesos cruzando las estructuras principales en forma perpendicular

Figura 15 Analisis estructural para diseño de accesos con dips en la zona -1040 sur



Fuente: Informes Internos del Área de Geomecánica

5.4.2. Dimensionamiento de tajos mediante el Software Phase²

Phase² es un programa matemático de elementos finitos elásto-plástico bidimensional para calcular los esfuerzos y los desplazamientos alrededor de excavaciones subterráneas. El programa es utilizado para resolver un amplio rango de problemas de la ingeniería minera y civil. Mediante este programa, se pueden crear y analizar rápidamente modelos complejos de comportamiento de las masas rocosas involucradas en las excavaciones. Este Software nos permite analizar las zonas donde se concentraran los esfuerzos para poder de esta forma evitar las liberaciones de energía.

Ejemplo: Análisis en Phase² de un estallido de rocas.

Se analiza paso a paso la sección A - A'

Figura 16 Área de influencia de un evento sísmico

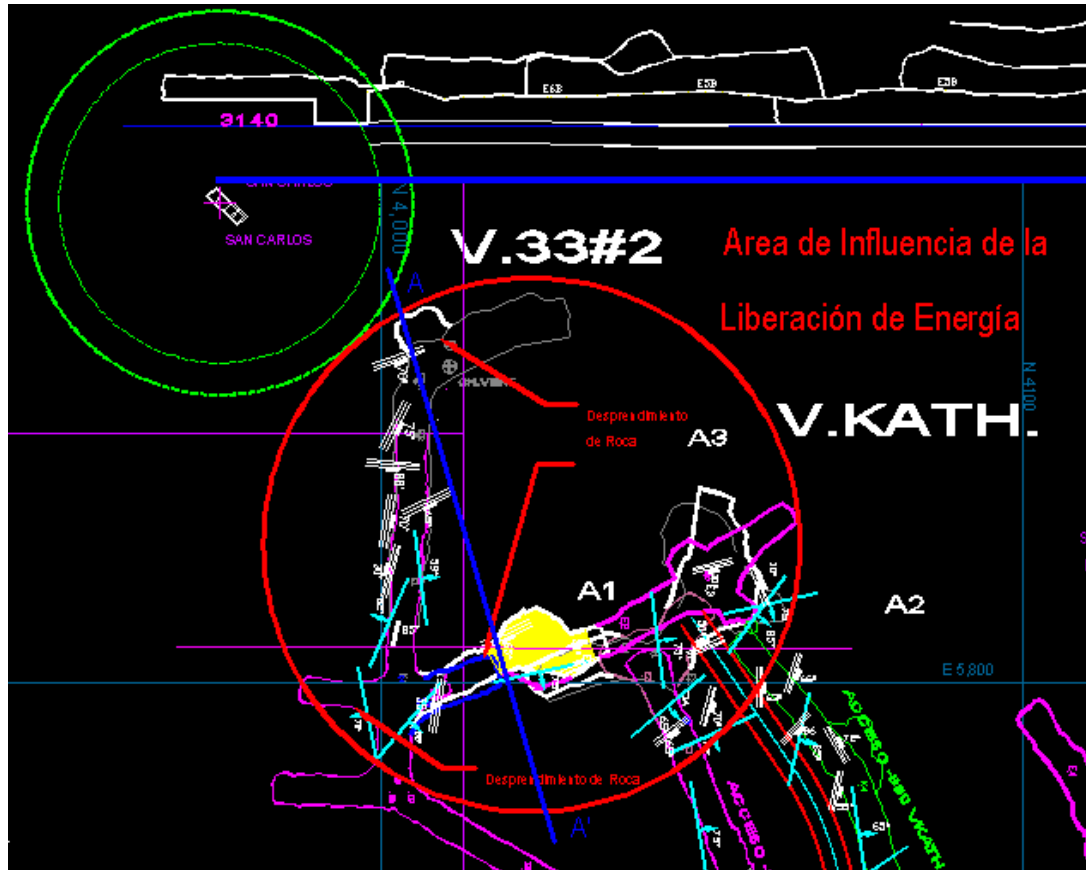


Figura 17 Modelo numérico de la zona

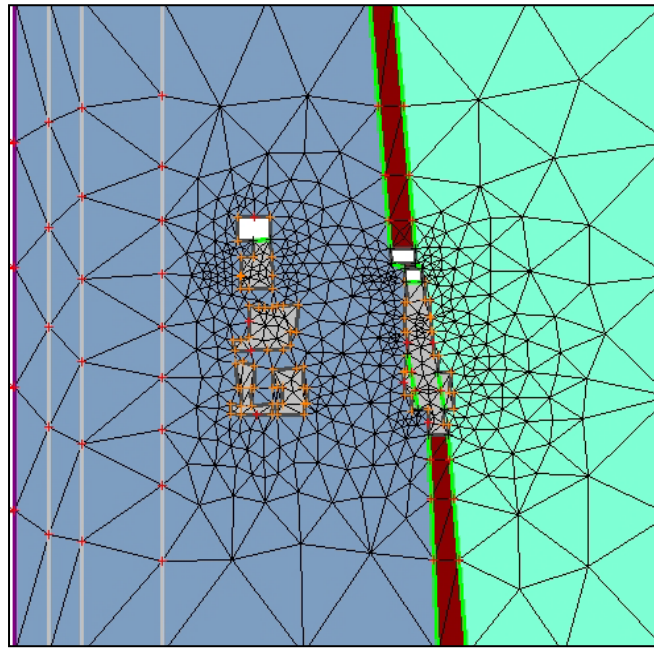
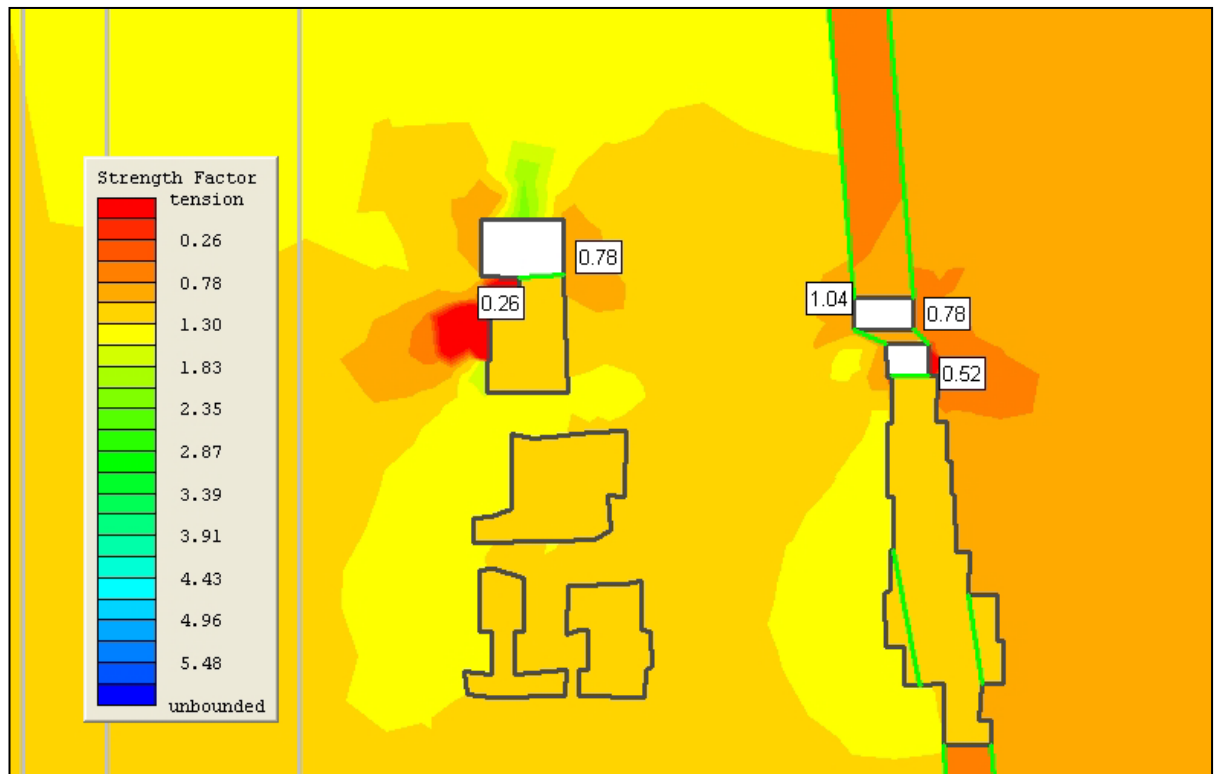


Figura 18 Factor de seguridad resultante del análisis



Fuente: Informes Internos del Área de Geomecánica

5.4.3 Análisis de cuñas potenciales mediante el software Unwedge

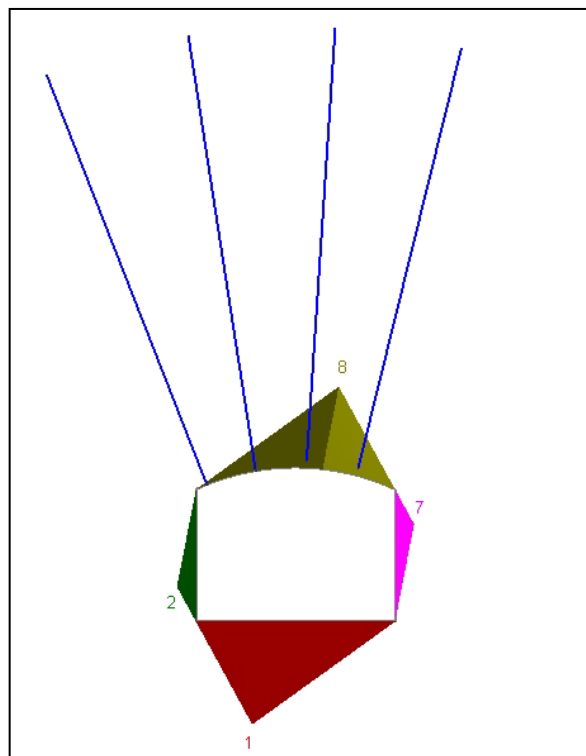
Unwedge es un programa diseñado para analizar interactivamente la geometría y estabilidad de cuñas rocosas tridimensionales, formadas por las discontinuidades estructurales de la masa rocosa en las excavaciones subterráneas. Este software ayuda en la determinación de las zonas a sostener con cable bolting.

Ejemplo 1: Sostenimiento con Cable Bolting de 20m malla 2.3x2.3m

Factor de seguridad Inicial de la cuña: 0.85

Factor de Seguridad después del Cable bolting: 3.1

Figura 19 Análisis de cuñas mediante Unwedge



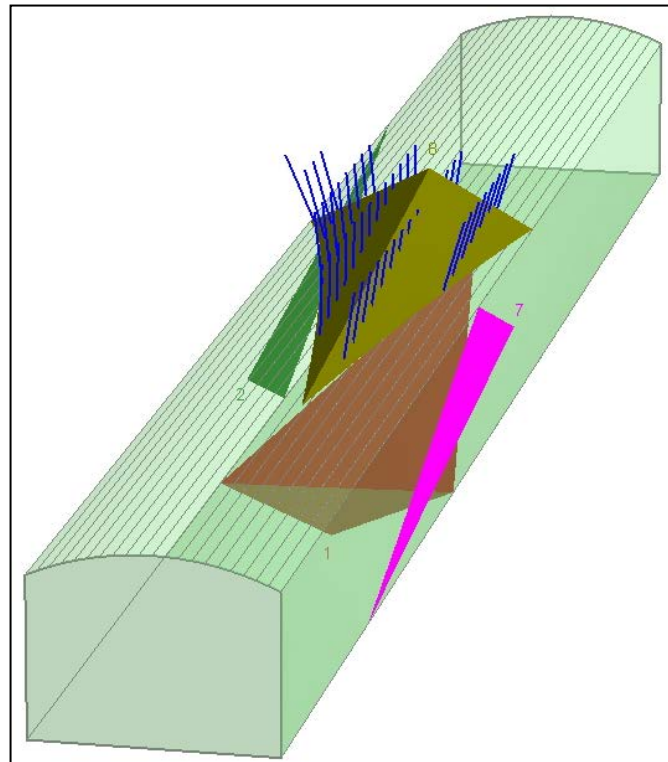
Fuente: Informes Internos del Área de Geomecánica

Ejemplo 2: Sostenimiento con Perno Mecánico De 10 pies malla 1 x 1 m

Factor de seguridad Inicial de la cuña: 0.3

Factor de Seguridad después del sostenimiento con pernos: 1.4

Figura 20 Análisis tridimensional de cuñas mediante el Unwedge



Fuente: Informes Internos del Área de Geomecánica

Si bien este software nos identifica las cuñas potenciales no es de mucha ayuda, ya que no es el factor determinante para la ubicación de las áreas a cablear, ya que ello dependerá principalmente del grado de concentración de esfuerzos de cada zona.

5.5. SISMICIDAD EN LA UNIDAD

5.5.1 Estallidos de Roca

Actualmente la unidad se encuentra trabajando en nivel -1205 por debajo de superficie y tiene proyectado para el 2014 trasladar su explotación hasta el nivel -1670, ya desde el nivel -600 se tienen problemas de estallidos debido a que en ciertas zonas se encuentra roca de mayor rigidez con una menor tendencia a la deformación, además, a mayor profundidad el nivel de esfuerzos aumenta progresivamente, la convergencia de rocas rígidas en ambientes altamente confinados constituye el factor desencadenante del fenómeno de estallido de rocas.

El estallido de rocas se materializa cuando un macizo rocoso con características rígidas es sometido a altos niveles de confinamiento, este al no poder deformarse suficientemente comienza paulatinamente a almacenar energía de deformación. Este continuo almacenamiento de energía llega a un punto crítico donde se produce una liberación violenta de energía materializándose como un colapso repentino del macizo rocoso.

Estas liberaciones han generado en la unidad el colapsamiento parcial e incluso total de labores, lo cual ha generado accidentes tanto de personal como de equipos, por lo cual se ha implementado un sistema de monitoreo sísmico, el cual determina el punto exacto y la magnitud de cada liberación.

Figura 21 Estallido de Rocas en el tajo -920 Kathleen



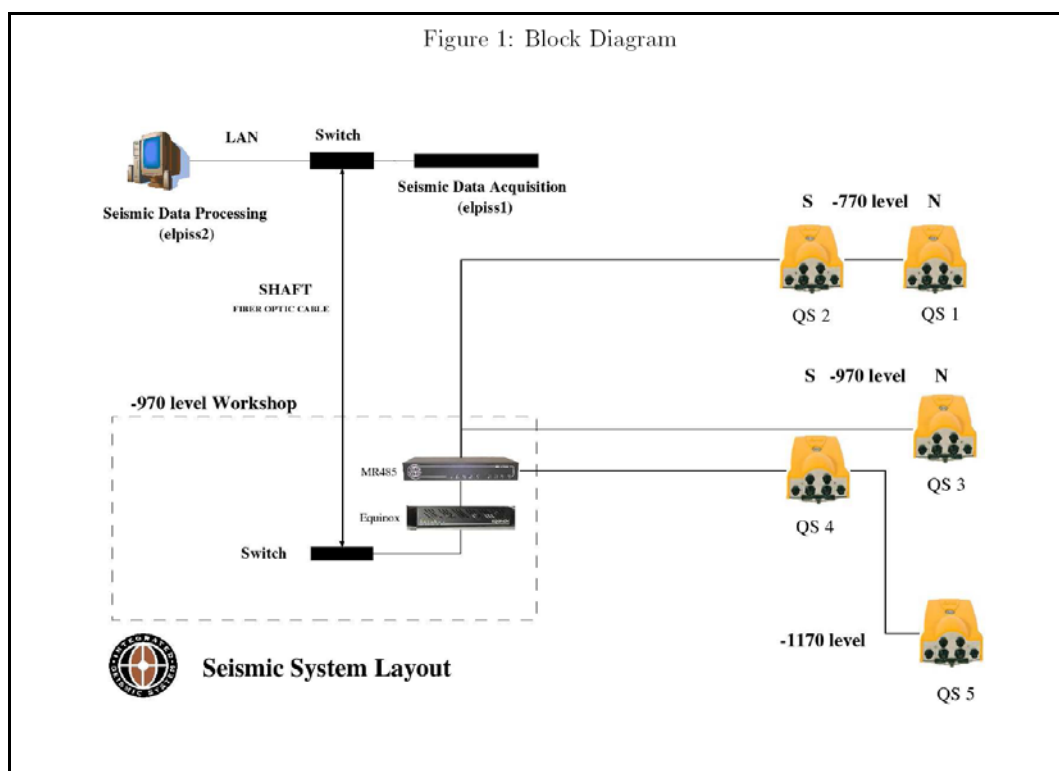
Figura 22 Estallido de rocas durante la labor de sostenimiento convencional en el tajo -880 V3N



5.5.2 Instrumentación y monitoreo sísmico

En la unidad se cuenta con un Sistema Integrado de Monitoreo Sísmico, el cual cuenta con los Quake Sismometer (QS) Y sus respectivos geófonos (Uniaxial y triaxial), instalados en los niveles -770, -970 y -1170, estos detectan y almacenan los eventos sísmicos generados durante las 24 horas del día, esta información analógica es mostrada en forma de ondas en un programa de software llamado “*jmts*”, y determinan exactamente su magnitud y ubicación a través de coordenadas UTM.

Figura 23 Diagrama del sistema de monitoreo sísmico

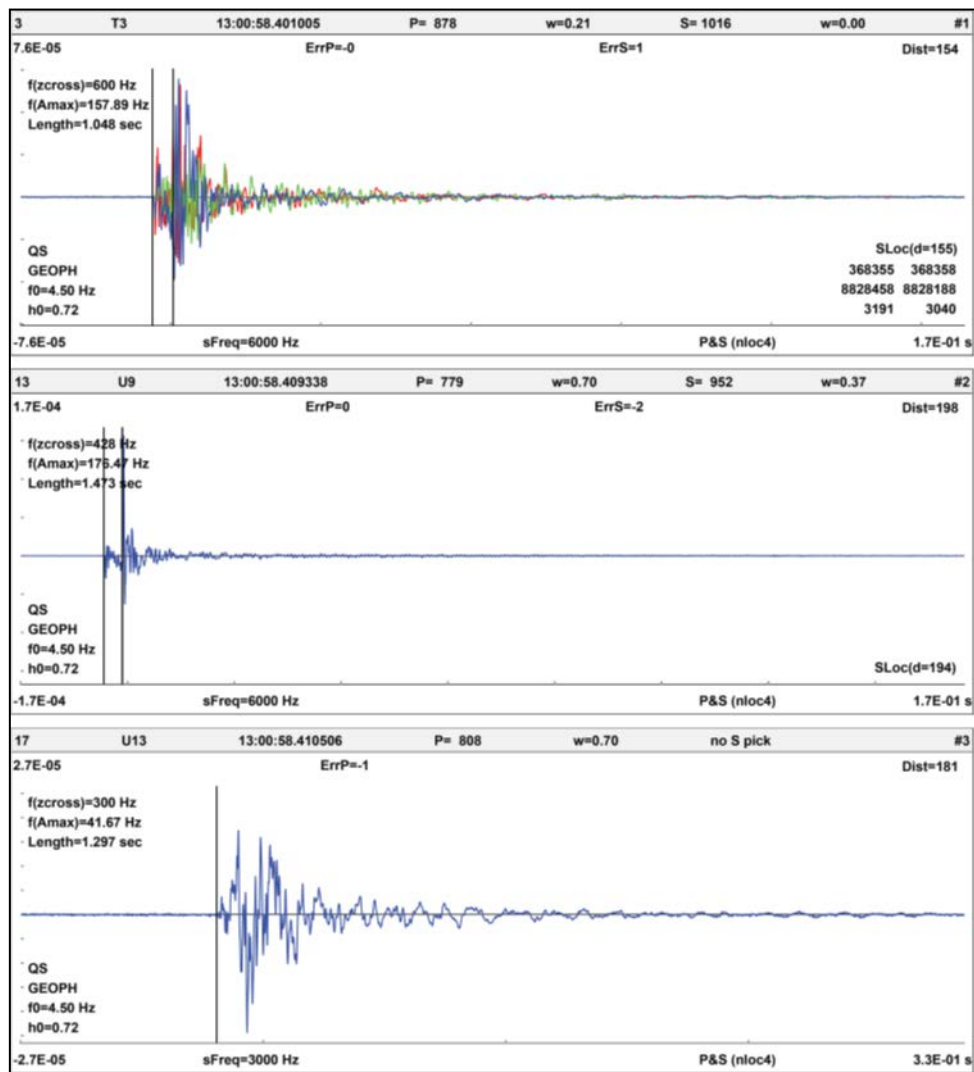


Fuente: Area de Geomecanica Milpo – Consultores Sedafrica

Cada QS está conectado a un geófono triaxial y tres geófonos uniaxiales o seis geófonos uniaxiales. El geófono es un dispositivo pasivo y por lo tanto no requiere de alimentación.

Las ondas registradas por los QS es mostrada por el Software *jmts*. Si cuatro geófonos como mínimo muestran las características de ondas sísmicas producto de una liberación de energía (Ver figura 24), se acepta como tal.

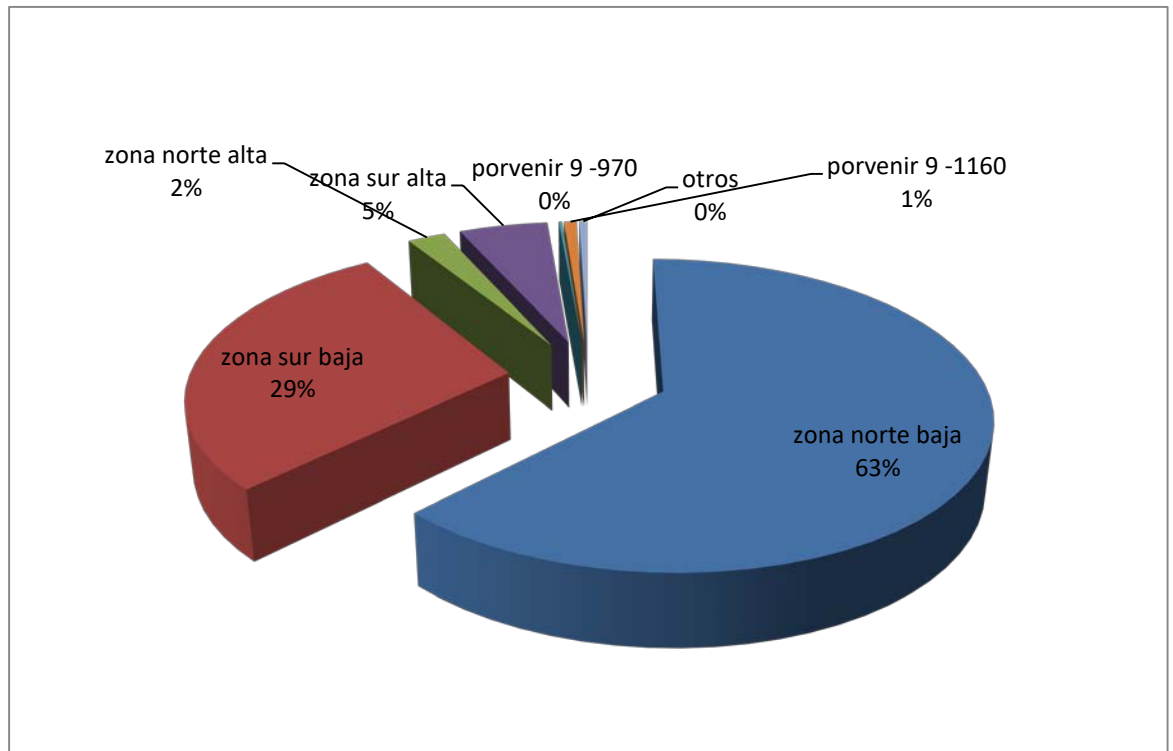
Figura 24 Ondas características de una liberación de energía



Fuente: Salida del Software “*jmts*”;

Durante el año 2011 se han tenido un total de 1059 eventos sísmicos en la unidad. La distribución de acuerdo con la zona fue la siguiente:

Figura 25 Distribución de eventos sísmicos por zonas 2011



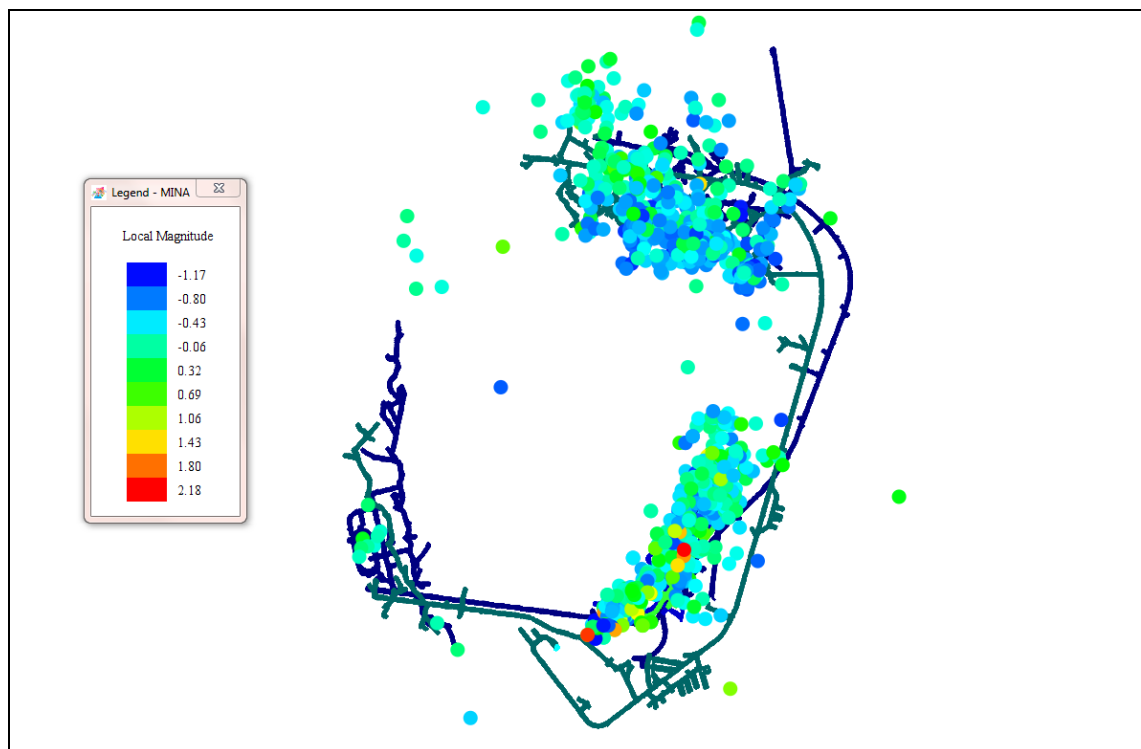
Fuente: Elaboración Propia

Como se observa más del 90% de los eventos sísmicos registrados en el año estuvieron directamente relacionados con las zonas en actividad (zona sur baja, zona norte baja) La proporción es de 2 a 1 entre el norte y el sur; esta misma proporción se observa en lo que corresponde a la producción, pero en la zona sur es donde se suscitan los eventos sísmicos de mayor magnitud.

En cuanto a la distribución en el espacio; el 95% de los eventos se han dado dentro del radio de influencia de las operaciones, se han dado casos

muy puntuales donde se ha registrado sismicidad en zonas alejadas a los tajos, pero la tendencia es definitivamente que la sismicidad está asociada a las operaciones más que a un fenómeno de tectónica activa dentro de la mina.

Figura 26 Ubicación espacial de os eventos sísmicos

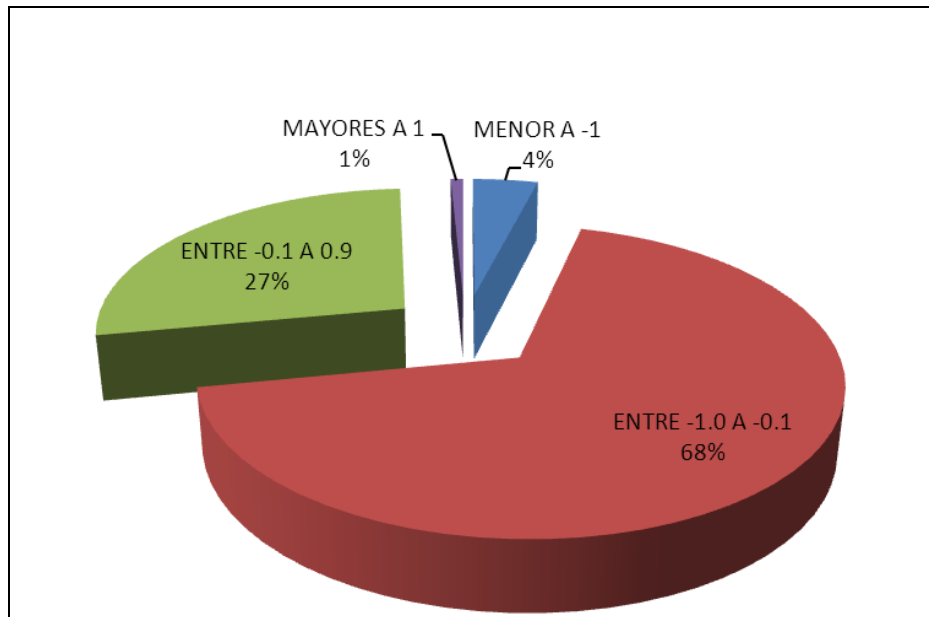


Fuente: Salida del Software "jmts",

De lo encontrado se ha establecido un estricto plan de voladuras en la zonas, estableciéndose la prohibición de realizar voladuras en áreas vecinas, así como la de controlar el factor de carga de los tajos, en la zona sur se ha establecido solo un disparo cada 6 horas.

En cuanto a las magnitudes la distribución durante el 2011 fue la siguiente:

Figura 27 Distribución de eventos sísmicos por magnitud

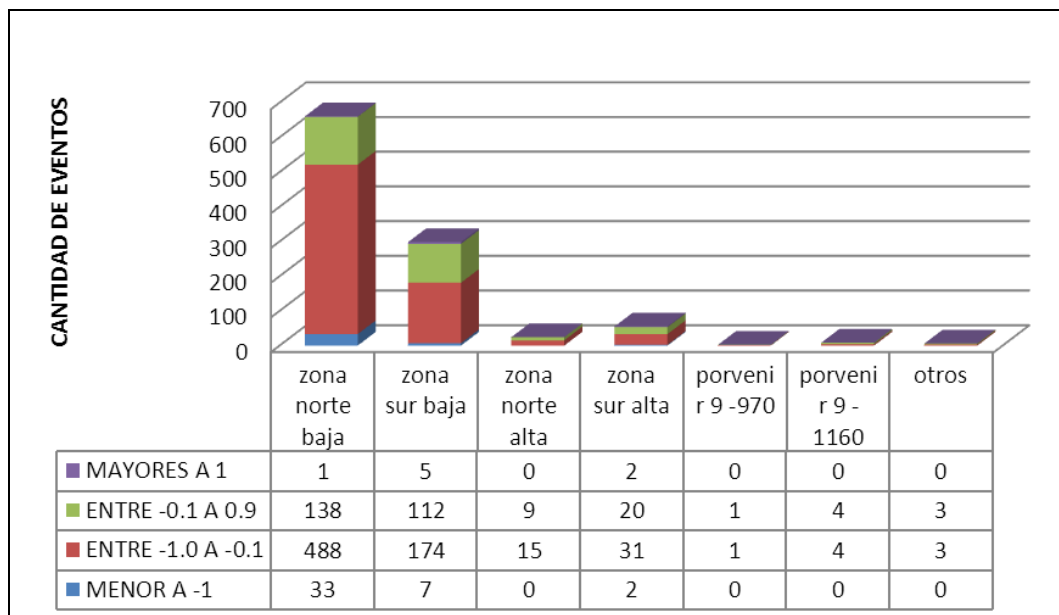


Fuente: Elaboración propia

Casi las tres cuartas partes de la actividad puede considerarse como microsismicidad y que no afecta de manera significativa las operaciones. Cabe señalar que eventos por debajo de -1.0 no son perceptibles por el personal de operación. Los eventos entre -1.0 a -0.1 son percibidos en algunos casos y pueden identificarse como ruidos de reacomodo del macizo rocoso pudiendo ir acompañados con una ligera vibración. Los eventos entre 0.0 y +0.9 son percibidos como voladuras secundarias lejanas con una vibración seca de un solo golpe en las cercanías. Los eventos superiores a +1.0 se sienten como un disparo en una zona cercana con vibración y hasta con posibilidad de desprendimiento de roca. Eventos por encima de +2.0 son potencialmente peligrosos para las operaciones ya que en general vienen acompañados de

desprendimientos violentos de roca y pueden llegar a percibirse a grandes distancias, incluso hasta superficie. El detalle de las magnitudes para cada zona se observa en el siguiente cuadro:

Figura 28 Distribución de eventos por zonas



Fuente: Elaboración propia

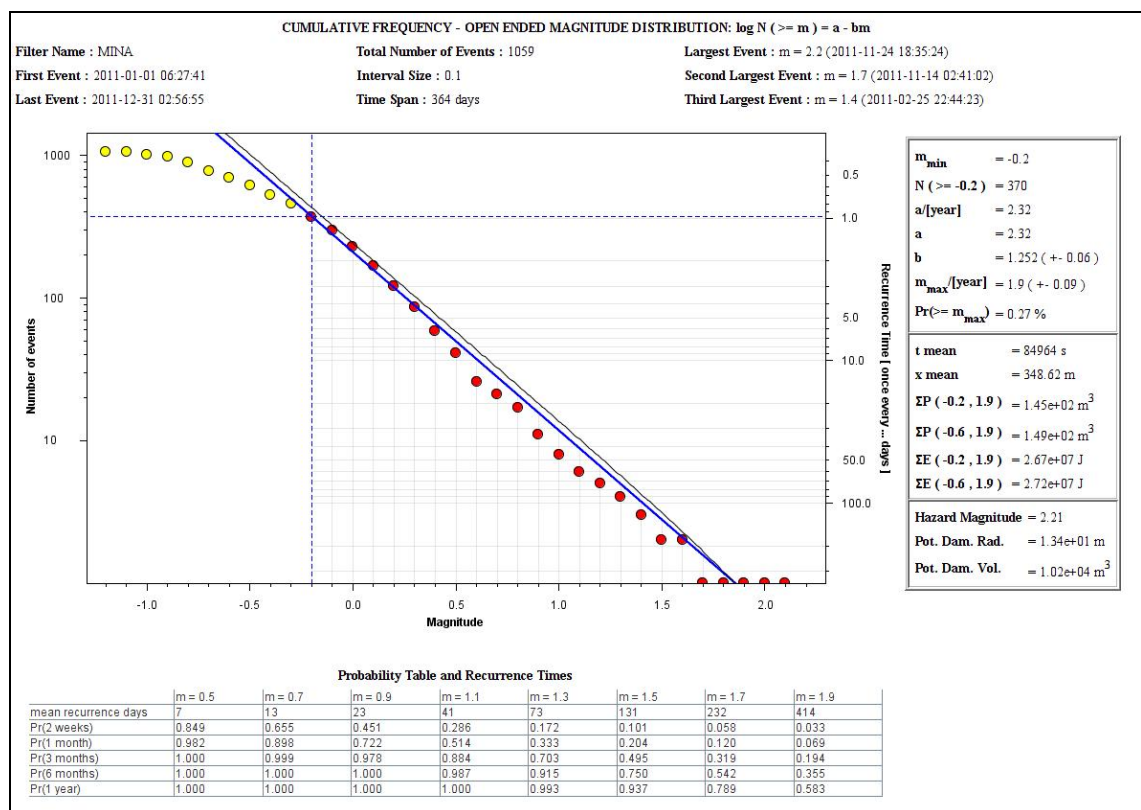
Como se observa en la zona sur baja practicamente la relacion entre los eventos de mediana magnitud y los de gran magnitud estan por el orden de 1, mientras que para la zona norte por cada 4 eventos de mediana magnitud se tiene uno de gran magnitud.

En cuanto al riesgo sísmico de la unidad este ha aumentado con respecto a los resultados del 2010; tenemos que se ha pasado de 1.31 a 1.25. Estos cambios son de esperarse teniendo en cuenta que el minado de la zona baja ha avanzado delimitando los puentes a dejarse, el valor

de 1.25 es relativamente aceptable si se tiene en consideración que se ha definido el valor de 1.00 como valor crítico.

Para el 2012 el riesgo sísmico debe continuar aumentando teniendo en cuenta que los puentes de corona tanto en la zona norte como en la zona sur estarán llegando a su valor esperado de 10m de acuerdo con el modelamiento numérico para estas zonas, (lo que significa un mayor peligro).

Figura 29 Riesgo sísmico

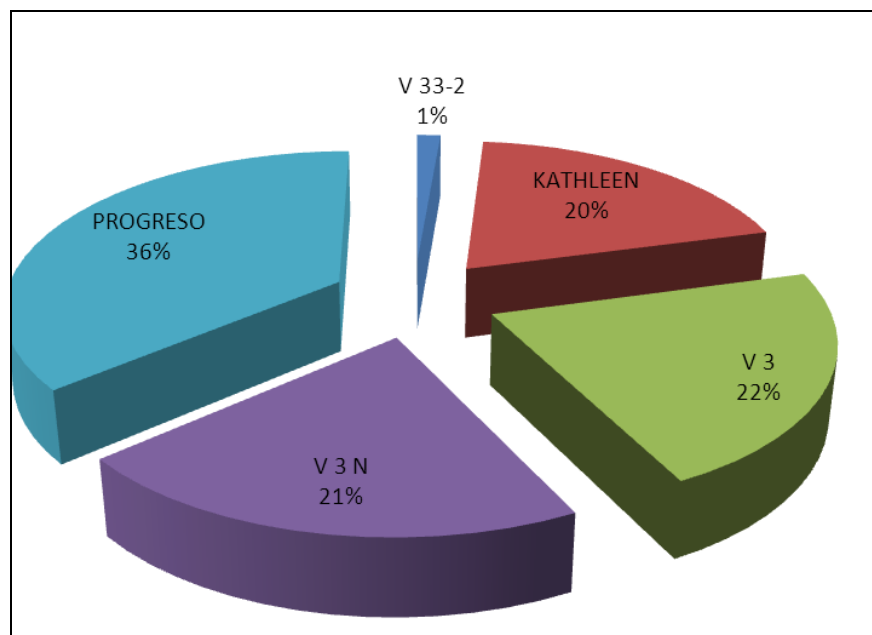


Fuente: Salida del Software "jmts",

5.5.2.1 Análisis de Sismicidad para la Zona Sur Baja

En el 2011 el total de eventos registrados en la zona Sur fue de 302; 128 eventos menos con respecto al año 2010. También se observa que la distribución en los tajos está mejor distribuida y no tan marcadamente concentrada en V3N como en el 2010. Esto se debe a que se incrementó área de minado en el tajo V33-2 por lo cual la zona Sur cuenta con más áreas de minado, permitiendo un ciclo más espaciado evitando que se tenga mayor cantidad de liberaciones.

Figura 30 Distribución de eventos sísmicos en la zona Sur por tajos

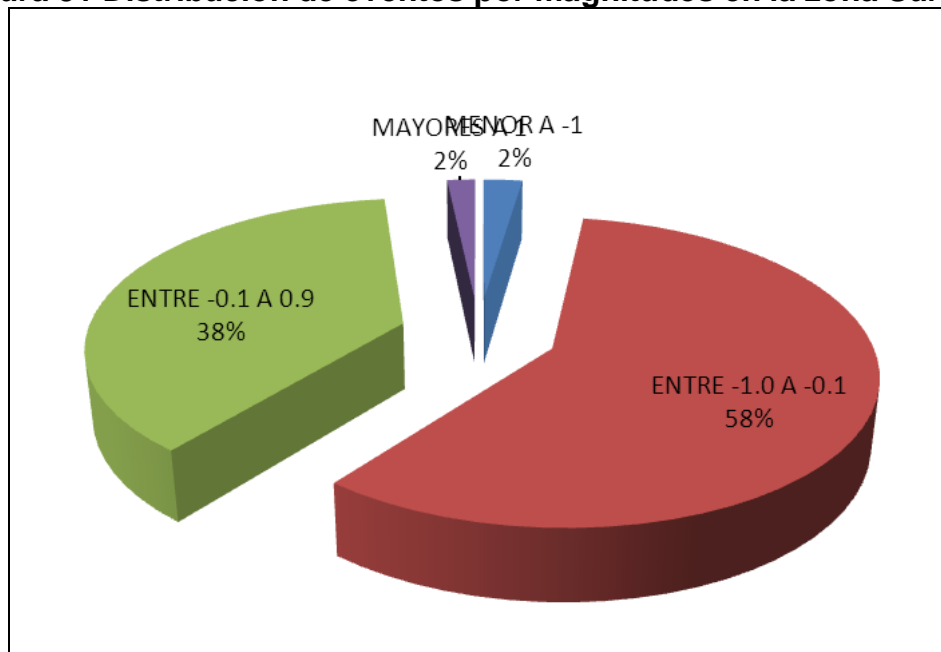


Fuente: Elaboración propia

En cuanto a las magnitudes el comportamiento ha sido en líneas generales similar al del 2010; sin embargo se han tenido eventos positivos puntuales de gran magnitud, 5 en total, distribuidos en ambos extremos

de la zona. Se tuvo 3 eventos en Kathleen V33-2, en la proyección de los accesos donde existe mayor presencia de un mármol fracturado; Los otros dos eventos se dieron en Progreso, cerca de la intersección con V3N donde se tiene una falla sub vertical activa transversal al tajo. En todos los casos no se tuvieron desprendimientos de roca que pusieran en peligro la integridad del personal o de los equipos.

Figura 31 Distribución de eventos por magnitudes en la zona Sur



Fuente: Elaboración propia

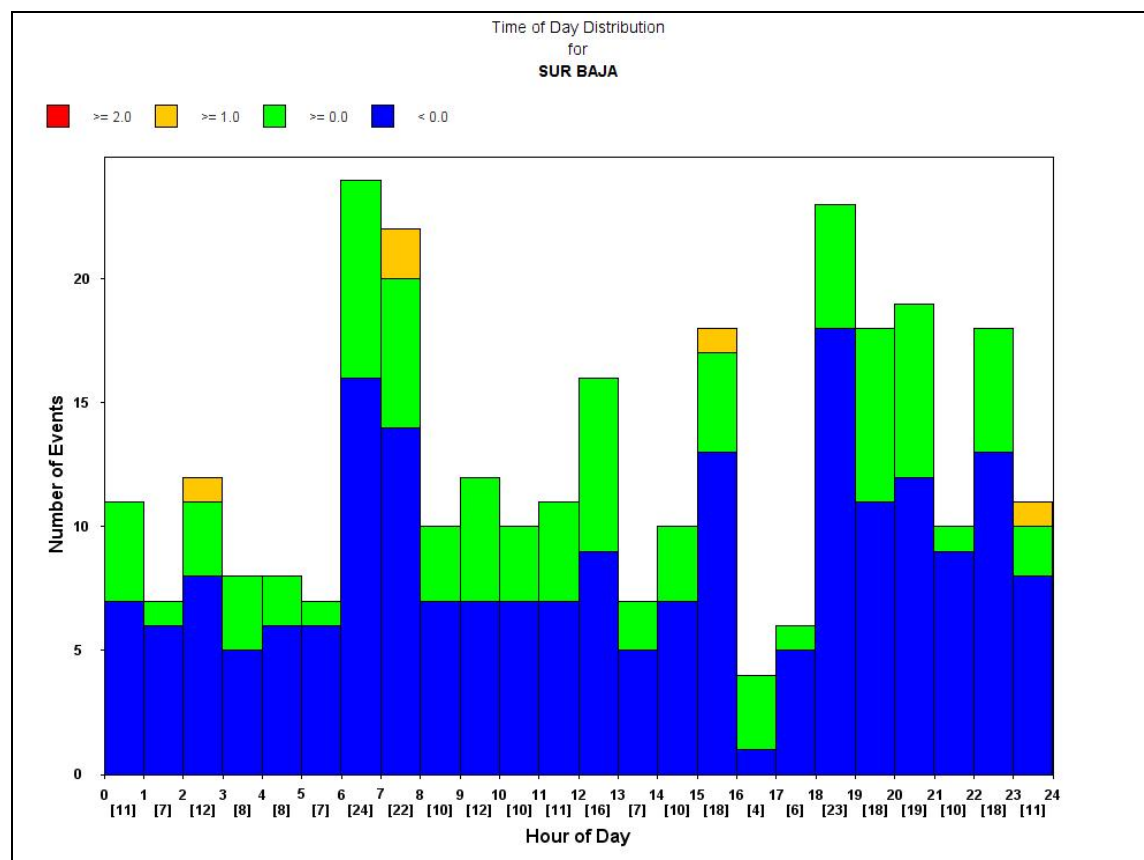
Haciendo un análisis de los horarios donde se tienen eventos sísmicos de manera más frecuente, se ha determinado que inmediatamente después de los disparos son los momentos donde se tiene mayor actividad y llegando al mínimo aproximadamente a 3 horas después de los horarios de disparo.

Desde el 2009 se ha determinado que para reducir la exposición del personal es preferible determinar un horario de 2 horas de restricción de ingreso de personal a los tajos.

Los eventos de magnitudes más altas también siguen este patrón por lo que durante el resto del turno el peligro por desprendimiento en caso de un estallido de roca es mucho menor.

Se tiene como buena práctica prohibir los disparos en un mismo horario de labores adyacentes ya que estos aumentan la posibilidad de eventos sísmicos tanto en cantidad como en magnitud.

Figura 32 Distribución de eventos durante el día en la zona Sur 2011

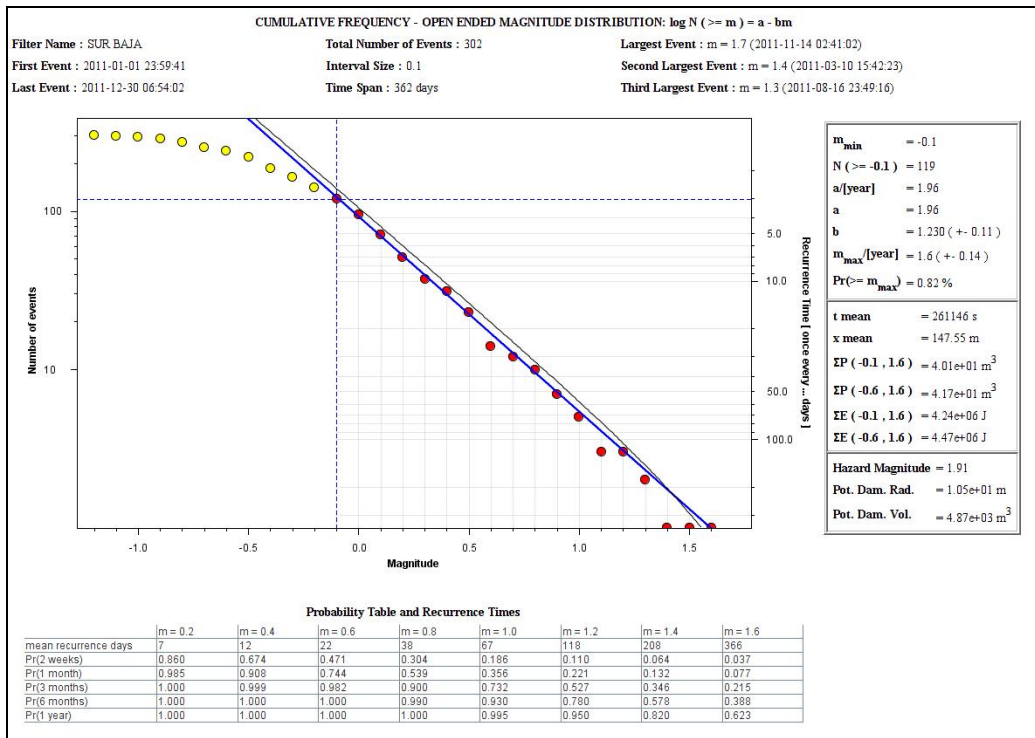


Fuente: Elaboración propia

El riesgo sísmico dentro de la zona sur para el 2011 fue de 1.23, versus 1.44 del año 2010; lo que implica un mayor peligro; este comportamiento era de esperarse debido al minado continuo durante todo el año, este riesgo ira en aumento conforme se acerque el final de la explotación del presente block en el Sur (se viene explotando del nivel -1160 y actualmente nos encontramos en el nivel -1000, el puente se encuentra en el nivel -970).

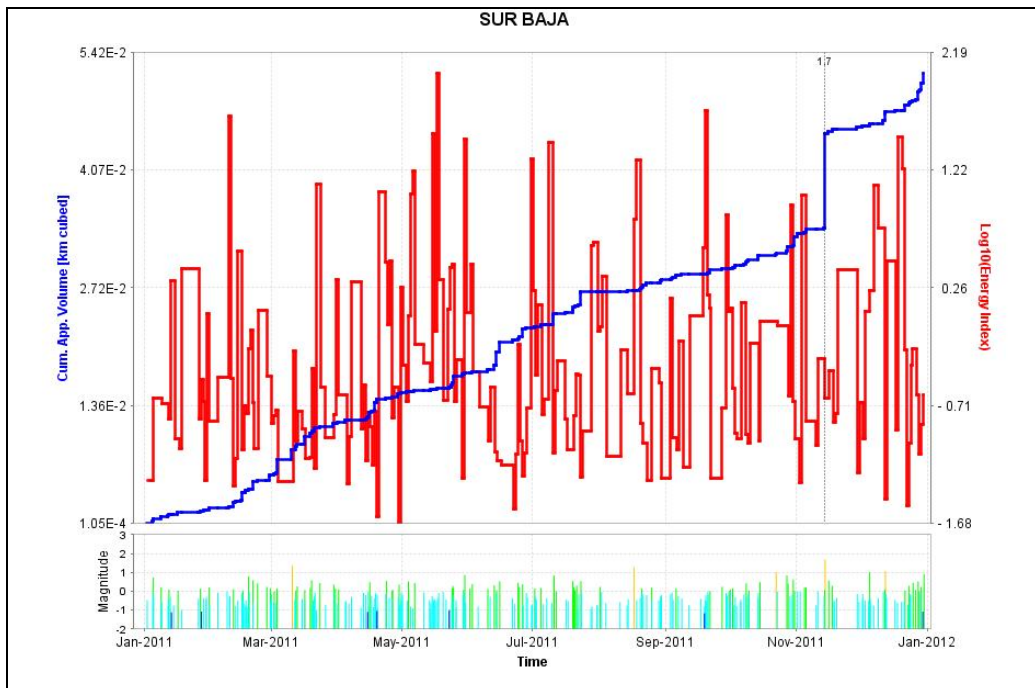
El comportamiento de la energía acumulada en el macizo para la zona sur ha sido relativamente estable y similar al que se ha tenido en el 2010; esta zona tiende a acumular una mayor cantidad de energía y los ciclos de acumulación/liberación son más largos que en el resto de la mina, debido a esto la posibilidad de tener eventos de mayor magnitud son más altas en el Sur. Se ha dejado un puente intermedio entre el nivel -970 y -1160 lo que ha ayudado a disminuir la cantidad de eventos durante la operación.

Figura 33 Riesgo sísmico zona sur



Fuente: Salida del Software "jmts",

Figura 34 Análisis de energía zona sur

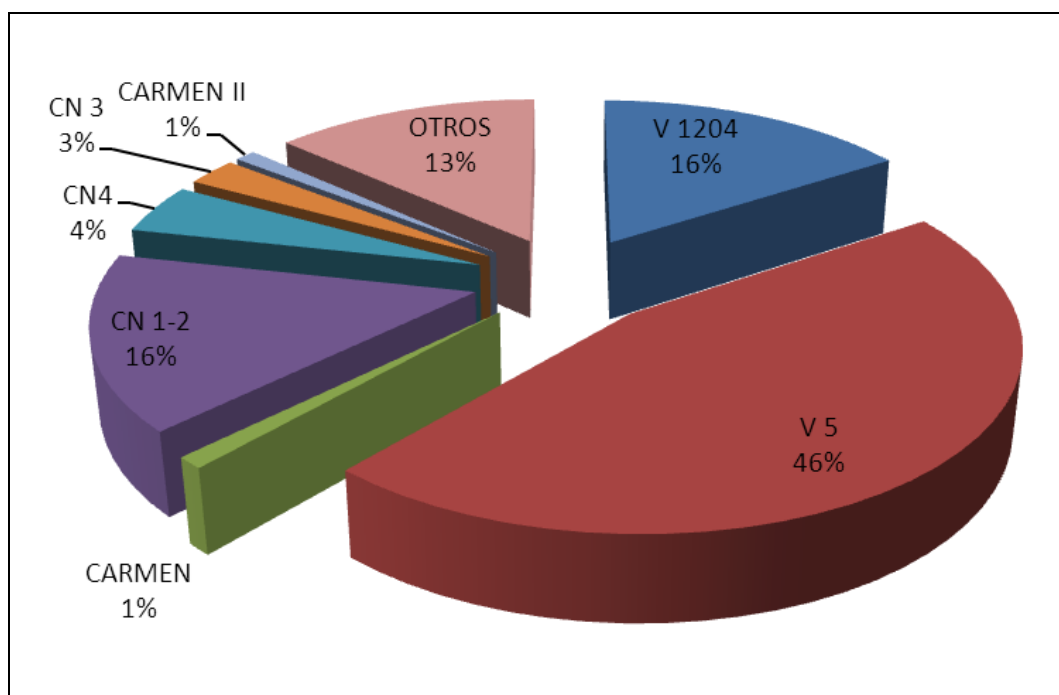


Fuente: Salida del Software "jmts",

5.5.2.2 Análisis de Sismicidad para la Zona Norte Baja

Durante el 2011 la zona norte ha tenido un total de 662 eventos sísmicos, 222 eventos más que en el año 2010; la distribución según el tajo es la siguiente:

Figura 35 Distribución de eventos por tajo en la zona norte



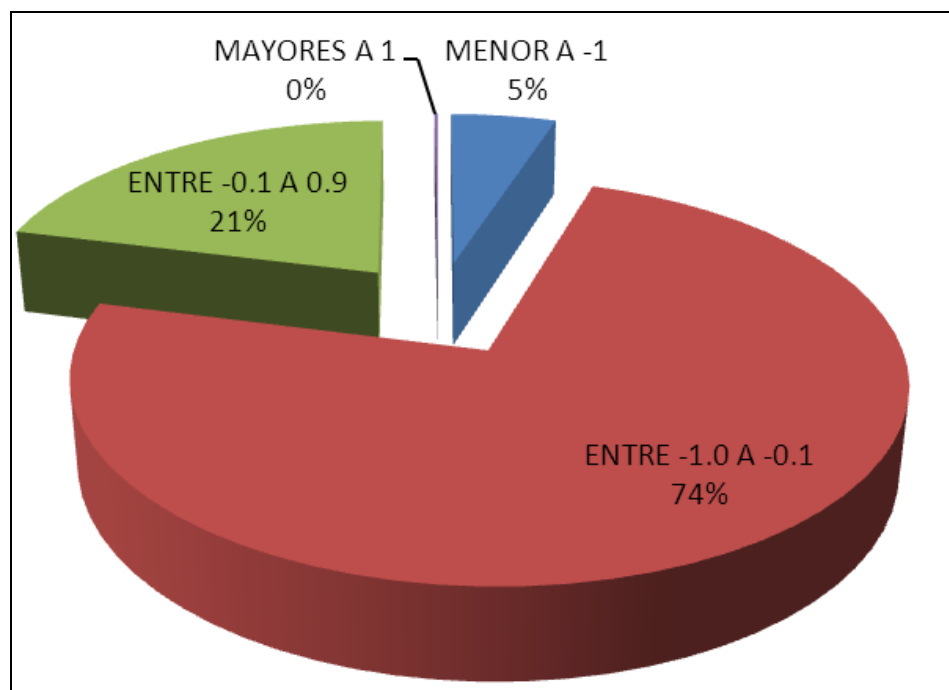
Fuente: Elaboración propia

Al igual que en el 2010 el 2011 muestra una distribución similar. Los tajos 1204, V5 y CN1-2, los cuales son adyacentes, acumulan 3 de cada 4 eventos ocurridos en el Norte, esto se debe a que la mayor área mineralizada se encuentra centralizada en estos 3 tajos, sobre todo en V5, lo que hace que se tenga un minado mucho más intenso en estas labores que en el resto de la zona norte.

A diferencia de la zona Sur el porcentaje de eventos que no están directamente relacionados a los tajos es significativo (otros, 13%), la mayoría de estas liberaciones se están dando donde el tipo de roca se hace más rígida, esto ya se había hecho patente en el 2010 y aparentemente está relacionado no solo a la rigidez de la roca en esta parte sino a la presencia de una falla activa que va desde la intersección entre CN1-2 y CN4 y llega hasta una zona de brecha en C2, estos eventos sin embargo son todos de magnitud baja y no afectan la producción de los tajos más cercanos como Carmen y Carmen cola.

En cuanto a la distribución de magnitudes en la zona norte, se puede observar en el siguiente gráfico:

Figura 36 Distribución de eventos por magnitud en la zona norte



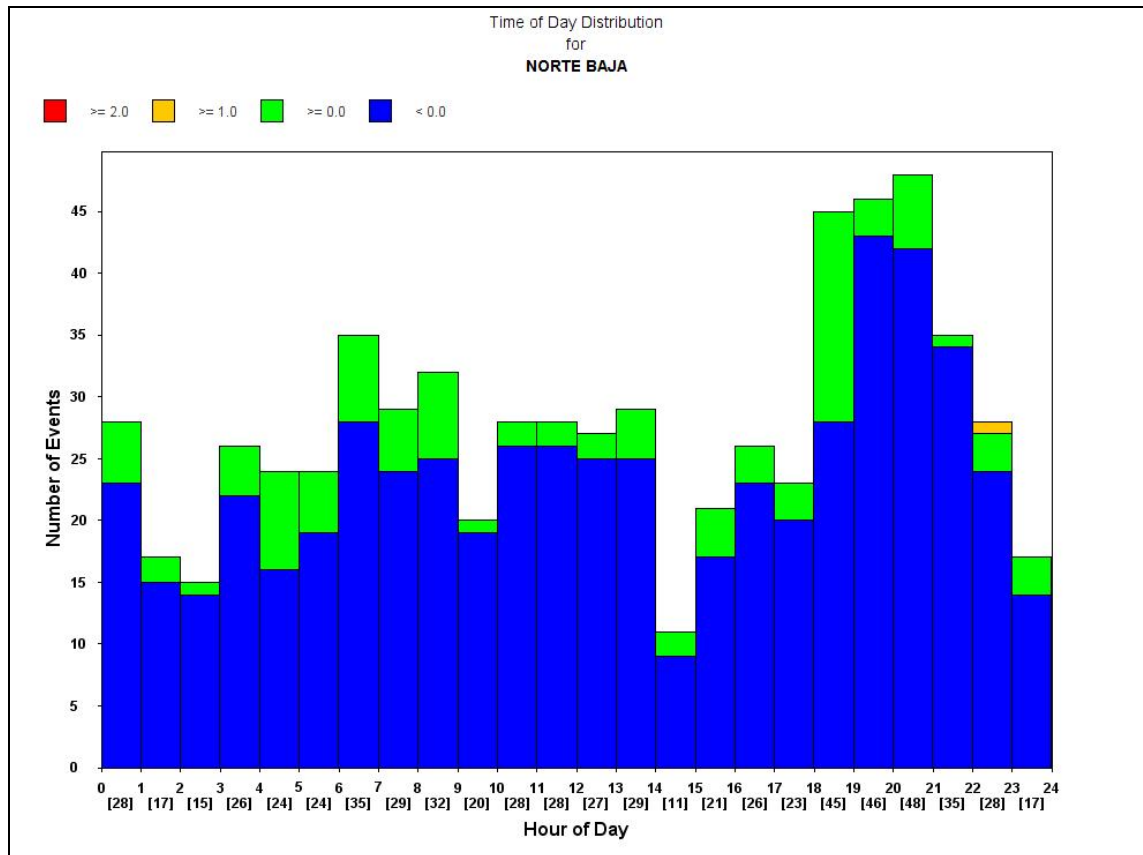
Fuente: Elaboración propia

Las magnitudes de los eventos en la zona norte se ha mantenido con respecto al 2010 las $\frac{3}{4}$ partes pueden considerarse como de baja magnitud, la mayoría de los eventos positivos se han distribuido de manera uniforme por lo que no se ha observado una concentración de eventos que podría considerarse como una zona de debilidad. Adicionalmente estos eventos positivos no siempre se encuentran en cotas por encima del techo de la labor por lo que la posibilidad de desprendimientos de roca es aún menor.

Al igual que en la zona sur el momento en que se tiene mayor actividad sísmica es inmediatamente después de los disparos. La tendencia es también similar con un periodo de remisión de la sismicidad de entre 2 a 3 horas.

Los controles definidos inicialmente para la zona sur se han hecho extensivos para la zona norte. Los disparos simultáneos en zonas adyacentes así como un horario de acceso restringido a los tajos se han implementado.

Figura 37 Distribución de eventos durante el día en la zona norte 2011

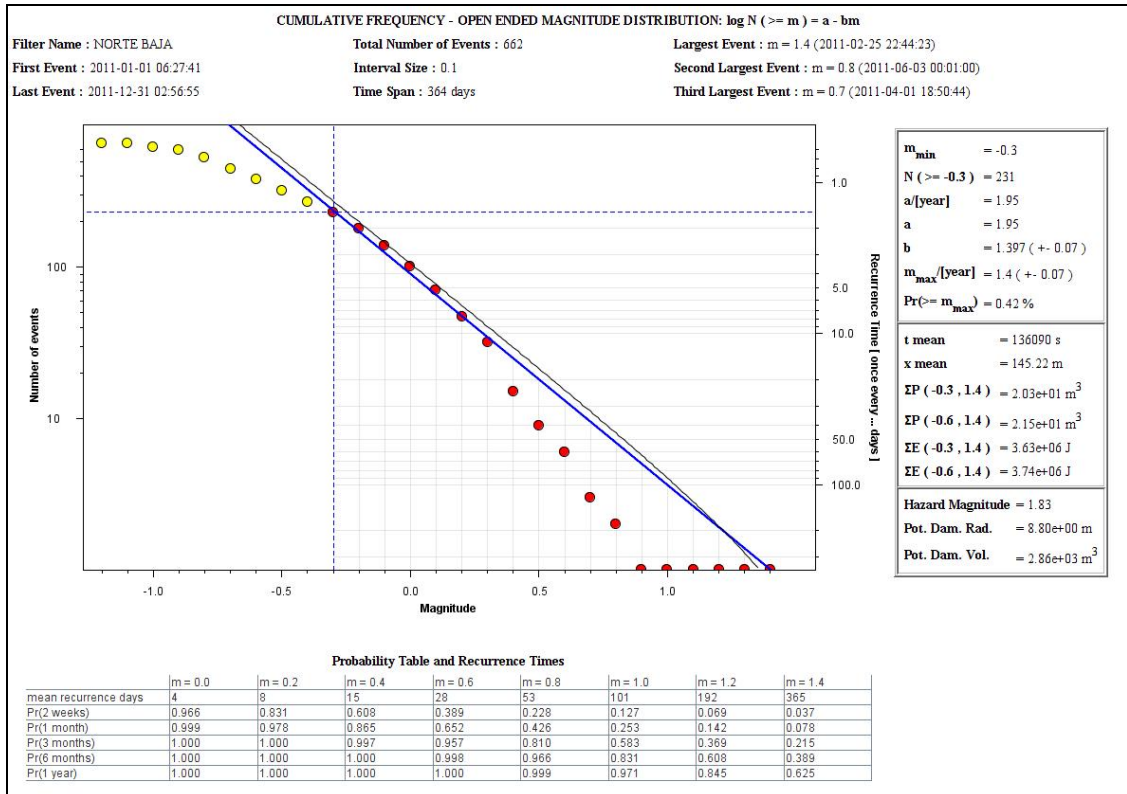


Fuente: Elaboración propia

El riesgo sísmico en la zona es de 1.39, un valor significativamente mayor con respecto al año pasado. Si bien es cierto se tiene una cantidad muy grande de eventos las magnitudes son significativamente menores, esto puede deberse a un comportamiento complejo de la sismicidad. A diferencia de la zona Sur donde todos los tajos comparten una geología muy similar de mineralización en contacto, en la zona norte tenemos tajos no solo en contacto sino también en brecha lejos del intrusivo con litología mucho más variada. Por un lado los tajos en contacto parecen generar

mayor cantidad de sismicidad que los tajos distales que mantienen un comportamiento aparentemente más estable casi sin verse afectados por las voladuras.

Figura 38 Riesgo sísmico zona norte



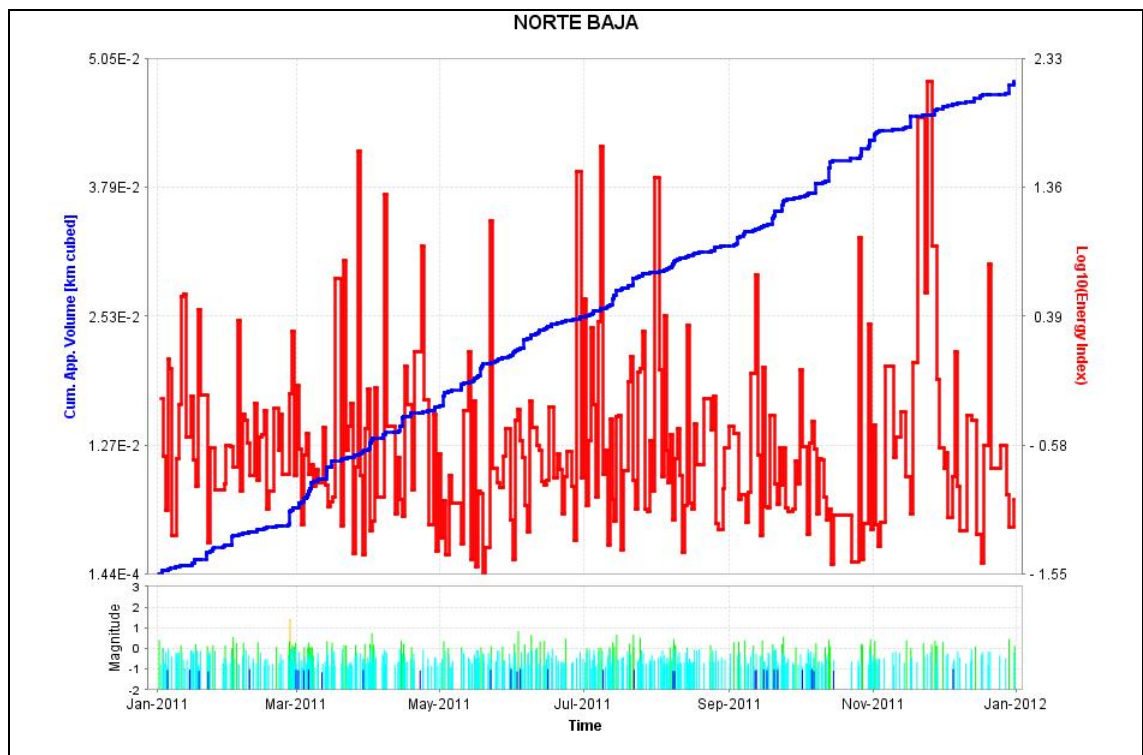
Fuente: Salida del Software "jmts",

La acumulación de energía en la zona norte se ha mantenido con el mismo comportamiento que en el 2010, se han dado eventos sísmicos de manera continua pero dentro de un radio de magnitud aceptable para la operación.

Al ser la zona norte la zona más amplia en cuanto a área mineralizada se tiene una mayor cantidad de frentes en operación lo que facilita una mejor distribución de la energía acumulada durante la operación.

Los ciclos de acumulación/liberación de energía en el norte son también más cortos que en la zona Sur esto implica que la energía no se acumula en grandes cantidades y por lo tanto los eventos aumentan en cantidad pero disminuyen en magnitud.

Figura 39 Análisis de energía para la zona norte



Fuente: Salida del Software "jmts",

5.5.3 Proyección de la sismicidad con el aumento de la producción

Para el presente año, así como para los años venideros El Porvenir tiene programado un aumento paulatino de la producción de la mina. Como sabemos la sismicidad inducida está directamente relacionada con el volumen de espacios vacíos que dejamos en el macizo rocoso producto de la explotación. Por lo tanto es de esperarse que un aumento de la producción conlleve también un aumento de la sismicidad inducida en la unidad tanto en cantidad como en magnitud. En la siguiente tabla observamos el programa de producción que se proyecta alcanzar en forma progresiva el cual considera solamente la parte baja de la mina y para cada zona en particular y en el otro cuadro se muestra el diferencial con respecto a la producción actual.

Tabla 21 Programa de producción planeado

ZONA	Caso 5,100 TMS	Caso 5,600 TMS	Caso 6,000 TMS	Caso 6,500 TMS
Zona Norte	53,000.00	53,000.00	54,500.00	59,000.00
Zona Sur	29,500.00	29,500.00	32,000.00	37,000.00
Porvenir 9	23,000.00	25,000.00	27,000.00	27,000.00
TOTAL	105,500.00	107,500.00	113,500.00	123,000.00

Tabla 22 Diferencial de producción anual

ZONA	Caso 5,600 TMS	Caso 6,000 TMS	Caso 6,500 TMS
zona norte	0%	3%	11%
zona sur	0%	8%	25%
porvenir 9	9%	17%	17%

Según los grados de sismicidad individuales para cada tajo se han definido también cual es la producción máxima alcanzable por cada uno de ellos de forma que no se tenga una sismicidad que genere un riesgo sísmico mayor (por debajo de 1.00). Los valores son los que siguen:

Tabla 23 Producción máxima de acuerdo al riesgo sísmico

Tajo	Tonelaje max
KATHLEEN + V3	4,000.00
V3N + PROGRESO	6,000.00
V 1204	7,000.00
V5	12,000.00
CARMEN	6,000.00
CN 1-2	9,000.00
CN4	9,000.00
CN3	9,000.00

Para el caso de un aumento a 5,600t. No hay aumento de producción para las zonas norte y sur; solo se incluye un aumento de producción para El Porvenir 9. Por lo que este caso no representa un problema de sismicidad inducida.

Para el caso de 6,000t se tiene un aumento de producción de 3% y 8% para el sur y norte respectivamente. Este aumento no implica un cambio dramático en los grados de sismicidad a obtenerse.

Para el caso de 6,500t se está considerando aumentos de 11% y 25% para el sur y norte. Esto hace inviable la propuesta ya que de acuerdo con el estudio de tonelaje vs. Sismicidad con esta producción se empezarían a tener eventos de magnitudes +1.0 o superiores en las cercanías de los

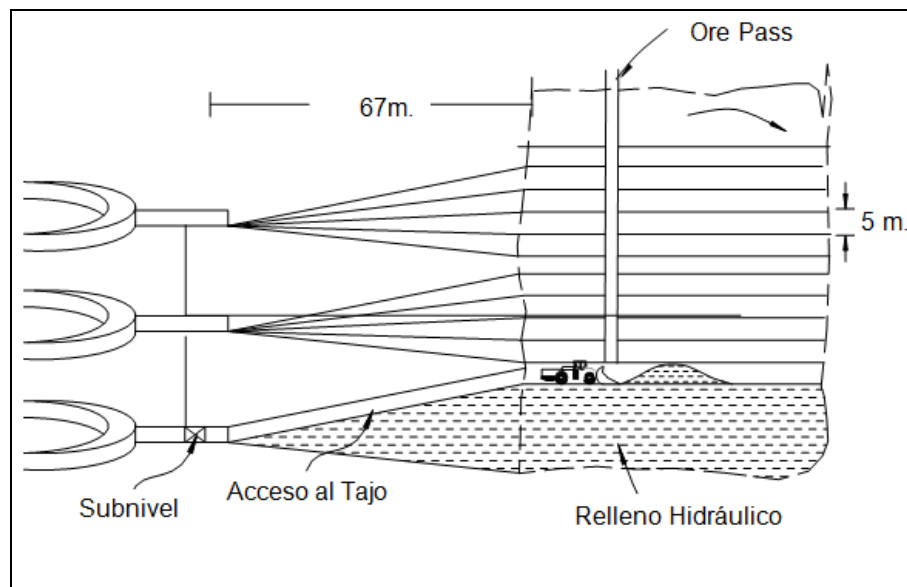
tajos que además estarían en fase de comunicación; haciendo mucho más inestable y peligrosa la producción.

CAPITULO VI: METODO DE MINADO

El método de minado utilizado en la unidad es el corte y relleno ascendente 100% mecanizado con perforaciones del tipo breasting. El corte se hace cada 5 metros realizando 4 cortes de sub-nivel a sub-nivel, es decir estos 4 cortes alcanzan una altura de 20 metros. Realizado el primer corte este se rellena con relleno detrítico y/o hidráulico dejando una luz de 1 metro (espacio entre el techo y el piso que viene hacer una de las caras libres) y se realiza para el segundo corte y así sucesivamente hasta completar los 20 metros. Para la ejecución de este método se cuenta con:

- 2 rampas en espiral paralela a cada cuerpo: Zona norte y Zona Sur.
- Subniveles principales (4x3.5mts) cada 20mts de cota.
- 1 Ore Pass por cada espiral (OP1 y OP2)
- Accesos a los tajos con una distancia mínima de 67 m. y pendiente +/-15

Figura 40 Método de minado

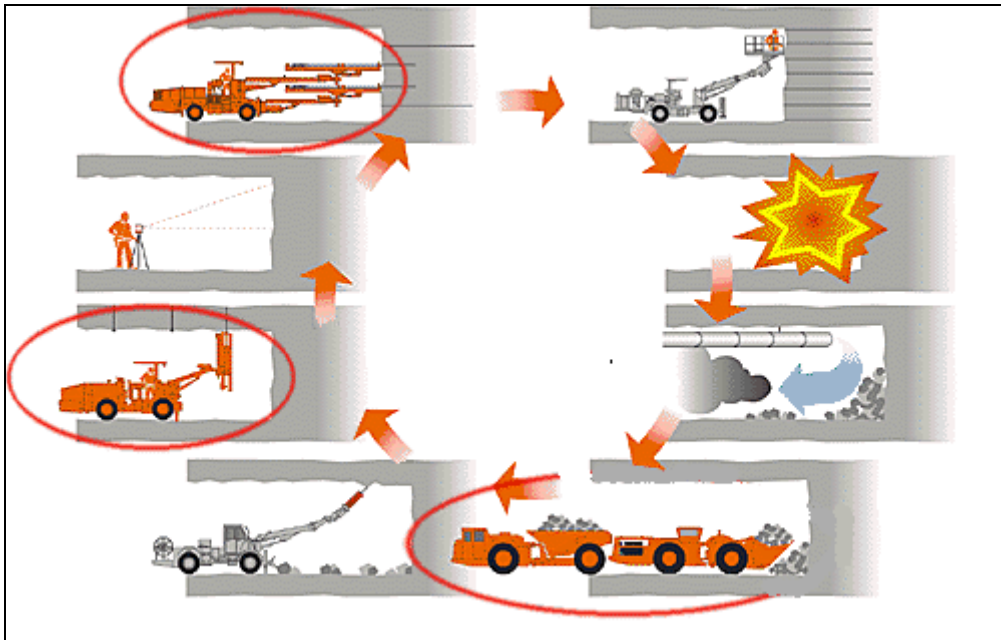


Fuente: Revista Rumbo Minero

6.1. CICLO DE MINADO

El ciclo de minado está conformado por la perforación, voladura, ventilación, limpieza, sostenimiento, desate, y relleno hidráulico. Todas estas actividades están mecanizadas y cuentan con procedimientos, estándares e instructivos de trabajo para su control.

Figura 41 ciclo de minado



Fuente: Revista Rumbo Minero

En el ciclo es muy importante evitar la sobre excavación y el daño superficial de la roca que se ocasiona por los disparos. Para esto es necesario conseguir un contorno especial del techo lo más cercano de lo teórico, con la perforación en breasting y el uso de técnicas de corte como el Precorte se logra este objetivo (hacer arco de perforación con vista de las cañas).

El ciclo de minado ha variado en el tiempo de desarrollo debido a la mecanización presente en cada actividad.

Tabla 24 Reducción de tiempos debido a la mecanización del ciclo

ACTIVIDAD	ANTES (Hr)	DESPUES (Hr)	Variacion
PERFORACION	4,17	2,77	50,54%
CARGUIO	3,22	2,16	49,07%
VENTILACION	0,5	0,5	0,00%
LIMPIEZA	7,7	7,7	0,00%
DESATE	1,22	0,4	175,00%
SOSTENIMIENTO	7	3	233,00%
Total del Ciclo	23,49	16,03	74,44%

6.2 DISEÑO DE LAS LABORES DE DESARROLLO Y EXPLOTACIÓN

Las labores de desarrollo han sido diseñadas con una sección de 4x3.5 m, esto es debido a la altura y ancho de los equipos utilizados para la mecanización, Los accesos han sido diseñados con una distancia mínima de 67 m y con un pendiente máxima de 15% para lograr batir los cuatro cortes requeridos

Las distancias requeridas para los realces son:

- 1º realce: a 17 m. (Promedio de llegada al tajo 4 días)
- 2º Realce: a 34 m. (Promedio de llegada al tajo 8 días)
- 3º Realce: a 51 m. (Promedio de llegada al tajo 12 días)

Estándares

Galerías Principales:

Sección: 4.0 x 3.5 m.

Subniveles:

Sección: 4.0 x 3.5 m.

Rampas de acceso a tajos:

Sección: 4.0 x 3.5 m.

Gradiente: -15% a +15%

Longitud: 67 m.

Chimeneas:

Ventilación:

Principal: 3.0 m. Diámetro

Auxiliar: 1.8 m. Diámetro

Echadero: 2.1 m. Diámetro

CAPITULO VII: MECANIZACION DEL DESATE Y SOSTENIMIENTO

Hasta el año 2005 las labores de desate y sostenimiento en la unidad se realizaban de forma convencional (uso de Jackleg, Stoper y desate manual con barretillas). Con el fin de reducir los riesgos propios del desate y sostenimiento en las labores de explotación al 0 %, es que se decide mecanizar ambas actividades.

7.1 MECANIZACIÓN DEL SOSTENIMIENTO

7.1.1 Equipo utilizado para el sostenimiento

Para la mecanización del sostenimiento se implementan los equipos electrohidráulicos a control remoto SCISOR BOLTER de la marca canadiense MACLEAN, los cuales estos últimos años han dado buenos resultados en cuanto a la calidad del sostenimiento, así como la seguridad de los trabajadores que operan el equipo.

Figura 42 Scissor bolter



Características del equipo

- Peso Total del Vehículo 48 500 Lbs
- Chasis de la Plataforma 2 800 Lbs.
- Plataforma 2 500 Lbs
- Eje lado del motor 1 900 Lbs.
- Eje lado plataforma 1 750 Lbs.
- Presion de Rotacion 50 MPa
- Frecuencia de Impacto 60 Hz
- Llanta 500 Lbs.
- Soporte Tijera / Plataforma 4 100 Lbs.
- Compartimiento del operador 900 Lbs.
- Angulo máximo de articulación = 35°

Componentes importantes del equipo

- Motor
- Transmisión
- Panel Eléctrico
- Bomba Hidráulica del Transporte
- Cabezal de combinación
- Acumuladores
- Modulo Electro/hidráulico
- tijera
- Sistema de rotación del brazo
- Motor eléctrico
- Motor del compresor
- Compresor
- Caja de Control
- Perforadora
- Eje lado del Brazo
- Eje lado Motor

Características de trabajo del equipo

- Presión de la Viga de Perf. : 140 MPa.
- Presión de Impacto de Perf : 120 MPa.
- Frecuencia de Impacto : 60 Hz
- Amperaje : 100 Amps.
- Voltaje : 460 VAC.
- Longitud de perforación : 7/8 x 8 pies (2.4 m)

7.1.2 Ventajas comparativas del equipo de sostenimiento mecanizado y condiciones de trabajo

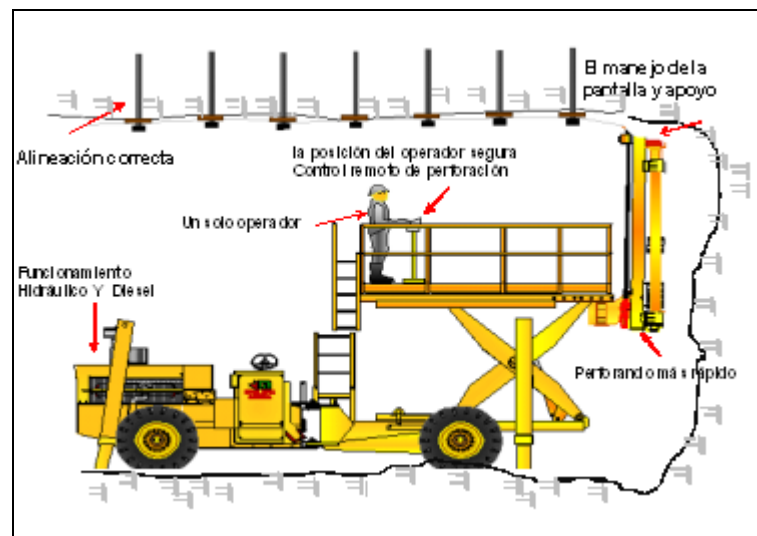
- Capacidad de instalar pernos mecánicos split sets , pernos helicoidales y mallas.
- Perforación electro - hidráulica
- Control remoto para perforación y anclaje (Ver fig. 43)

Figura 43 Instalación de elementos mediante el control remoto



- Plataforma con capacidad de almacenaje para los elementos de anclaje, mallas y demás accesorios
- Operación por un solo Operador
- Siempre trabaja bajo un techo seguro (Ver Fig. 44)

Figura 44 Sostenimiento con Scissor Bolter



Fuente: Informes Resemin

- La altura máxima de sostenimiento es de 6.50 m, y la altura mínima requerida en una labor es de 3.7 m. En cuanto al ancho no tiene un máximo definido ya que equipo se puede posicionar de la manera más conveniente en cada hastial, pero si un mínimo que es de 3.6 m.
- La perforación del equipo, se efectúa con brocas de diámetro variable dependiendo del tipo de elemento a colocar y barras de 7 pies, los demás aceros de consumo cotidiano son el shank y el acople entre la barra y el shank.
- La colocación de las mallas en el techo, se efectúa aprovechando el cabezal de fijación de la perforadora ayudada por la columna de colocación del anclaje y debido a la pericia del operador, se coloca tanto en el techo como en las paredes

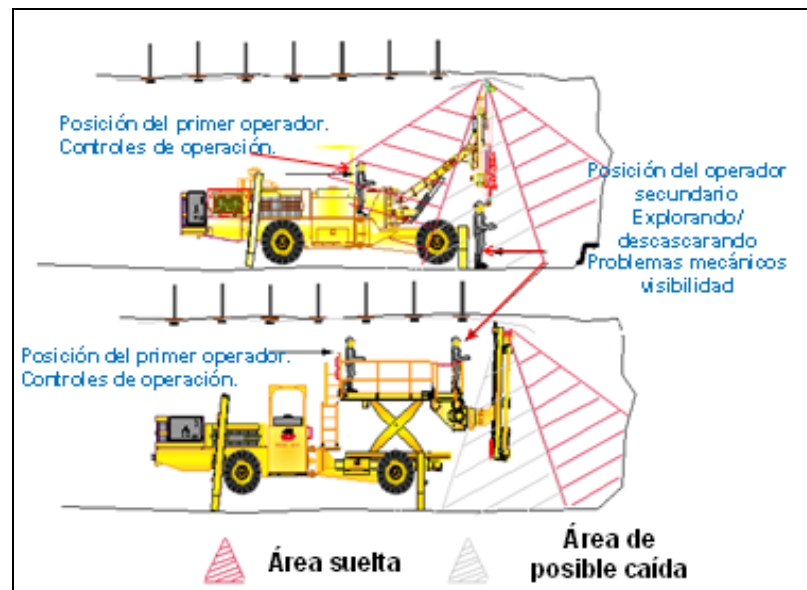
sin mayor dificultad, hasta una altura por encima de 1 metro del piso (Ver fig. 45)

Figura 45 Instalación de malla con scissor Bolter



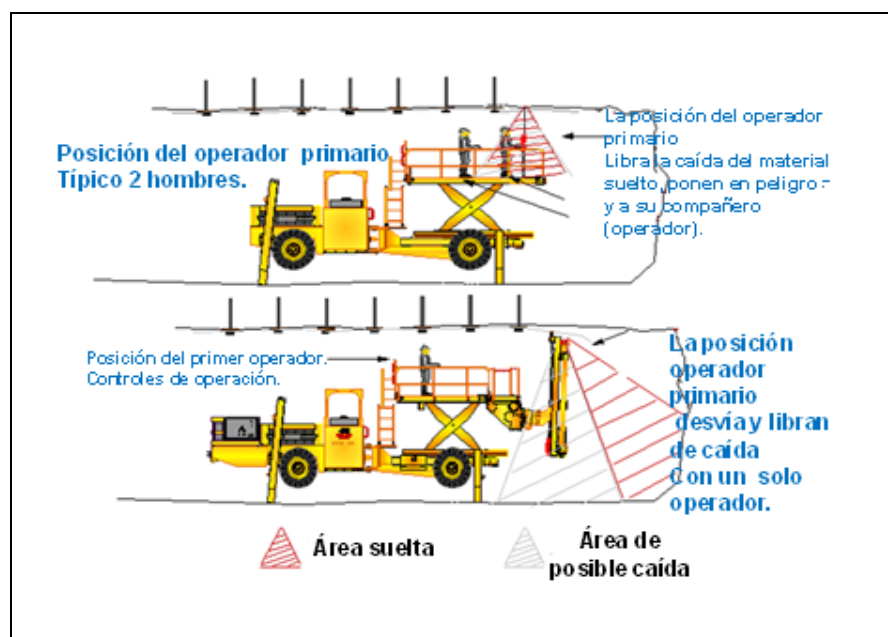
- Frente a un sostenimiento con Jumbo empernador o convencional con scissor lift el operador y/o ayudante se mantienen siempre fuera de la línea de fuego (Ver Fig. 46,47)

Figura 46 Nivel de exposición del Scissor Bolter frente a un jumbo empunador



Fuente: Informes Resemin

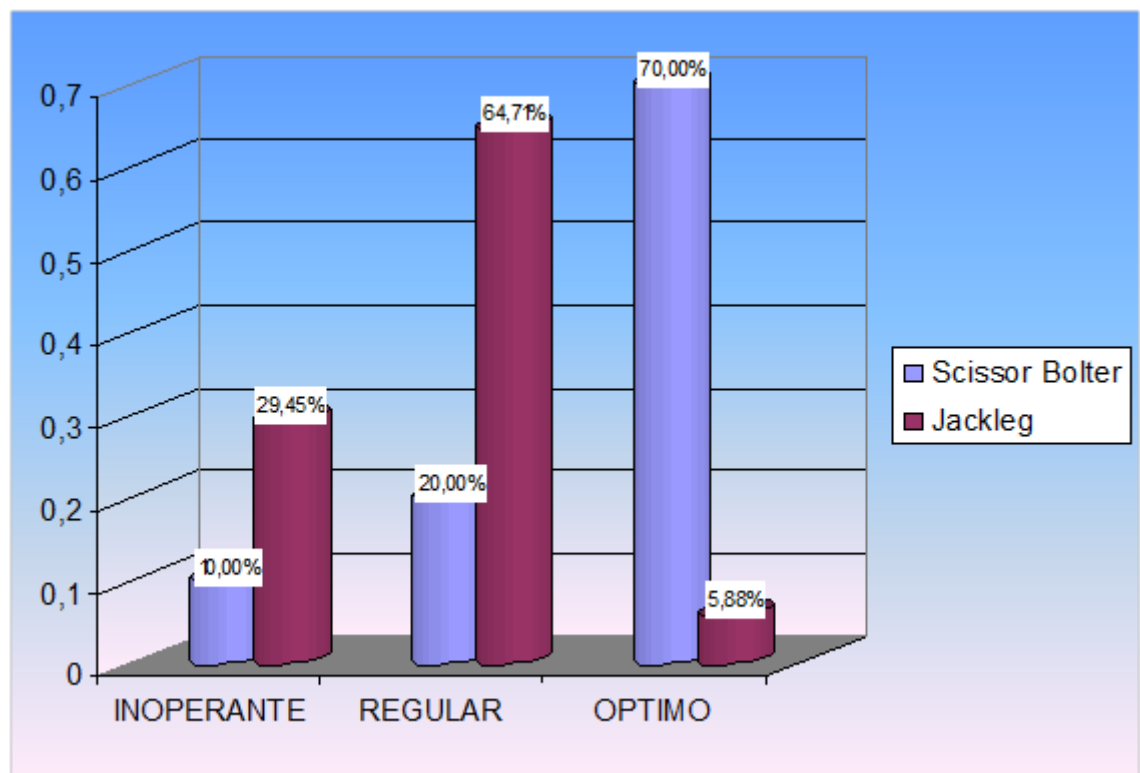
Figura 47 Nivel de exposición del Scissor Bolter frente al nivel de exposición del sostenimiento con scissor lift



Fuente: Informes Resemin

Además en las pruebas que realiza el departamento de geomecánica se ha determinado que el sostenimiento mecanizado es de mejor calidad que el sostenimiento convencional (Tomado de las pruebas de torque y arranque de 40 elementos ver anexo).

Figura 48 Calidad del sostenimiento manual frente al sostenimiento convencional



Fuente: Elaboracion Propia

El diagrama de barras, estuvo elaborado en base a las pruebas de torque realizadas en la unidad considerando que un torque aceptable va desde 50 libras, siendo el óptimo 80 libras

7.2 RIESGO DE DAÑOS POR CAÍDA DE ROCA EN EL SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL

El sostenimiento convencional sobre carga o sobre plataforma, es una actividad de alto riesgo y según los antecedentes en la minería peruana la mayor cantidad de accidentes han sucedido con consecuencias graves por desprendimiento de rocas. Por lo tanto la probabilidad de ocurrencia de lesiones personales por desprendimiento de roca es alta.

Según el Cuadro adjunto la Evaluación de Riesgo es de la forma siguiente:

- Probabilidad: Común (La caída de roca en las labores es común)
- Consecuencias: Fatal (Según los antecedentes la caída de roca ha causado accidentes fatales)

Interceptando la Probabilidad “Común” y Consecuencia “Fatal”, resulta “3” ubicándose en la zona de alto riesgo.

Tabla 25 Matriz de evaluación de riesgos

Color	Zona de Riesgo
1 AL 7	Alto Riesgo
8 AL 18	Mediano Riesgo
19 AL 25	Bajo Riesgo

Zona de alto Riesgo		Zonas de Riesgo				
CONSECUENCIAS	1 Catastrófico	1	2	4	7	11
	2 Fatal	3	5	8	12	16
	3 Lesión Permanente	6	9	13	17	20
	4 Lesión Temporal	10	14	18	21	23
	5 Lesión Menor	15	19	22	24	25
		A	B	C	D	E
		Común	Ha sucedido	Puede ocurrir	Poco probable que ocurra	Prácticamente Imposible
		<i>PROBABILIDAD</i>				

7.2.1 Análisis del Sostenimiento Convencional

El Sostenimiento convencional presenta las siguientes características :

- Se utiliza como plataforma de trabajo la carga de la voladura o una plataforma (Scissor Lift)
- Se inicia la perforación con una perforadora tipo Stoper o Jackleg, luego se introduce el soporte con la máquina perforadora mediante un adaptador.
- La altura máxima requerida para el sostenimiento será de 3.5 m y mínima de 3 m.

- Juntamente con el soporte se coloca la malla, la otra parte de la malla se soporta con una gata neumática o con una barretilla.
- El sostenimiento convencional se realiza mínimo con 2 personas

Además presenta los siguientes peligros:

- El personal se ubica en un área de riesgo, que es el techo sin sostener y que además queda desestabilizado al perforar el taladro para el soporte del elemento de sostenimiento.
- El personal se encuentra sobre un piso constituido producto de la carga de la voladura y cuando se realiza un escape usualmente termina accidentándose por el desnivel existente en la carga o porque tiene que saltar de la plataforma.
- Al ser un trabajo manual, existe un riesgo ergonómico importante, ya que constantemente el personal tiene que maniobrar la Jackleg o Stopper de un punto a otro.
- Al estar el personal situado muy cerca del punto de perforación y al realizarse esta con aire comprimido, existe un alto nivel de ruido (120 db), lo que conlleva a que el personal este expuesto al riesgo de sufrir de hipoacusia.

Figura 49 Sostenimiento convencional



7.3 ANÁLISIS ECONÓMICO DE LA IMPLEMENTACIÓN DEL SOSTENIMIENTO MECANIZADO

7.3.1 Costos Directos e Indirectos por Accidentes, Personal y Equipos

Para el presente análisis se toma como referencia el año 2005, ya que hasta ese año, el sostenimiento en las labores de la mina se realizaba en forma convencional, la configuración del sostenimiento de la mina cambia a una mecanización del 100% para el año 2007, el año 2006 la configuración era de sostenimiento 50% manual 50% mecanizado.

Tabla 26 Costos directos por accidentes de equipos por caída de roca(Antes de la mecanización)

N°	FECHA	EQUIPO	DAÑO	COSTO DIRECTO (US\$)
1	29/01/2005	JUMBO N°90	Válvula de tanque de aire, filtro y porta filtro de compresor	1,462
2	07/02/2005	SCOOP N° 112	Protector de cilindro de volteo- porta faros-extintor y guardacabeza	1,100
3	28/04/2005	SCISSOR BOLTER	Interruptor de parada de emergencia dañada, 2 palancas de mando de posición dañadas	777
4	12/07/2005	SCOOP N°107	Carcasa del porta filtro, deformación de la tapa externa del porta filtro, rotura de visor de tanque de combustible	959
5	11/07/2005	SCOOP N° 107	Mando final delantero izquierdo (Tapa de cubo)	675
6	16/09/2005	SCISSOR BOLTER	Rajadura frontal del enganche del culatín y piñon grande, rotura de manguera # 12, rotura de soporte de faro posterior incluyendo un faro	2,710
7	04/05/2005	SCISSOR LIFT	Soporte de Cilindro de levante rotos, baranda y base de la plataforma deformada y vástago del cilindro de levante ligeramente arqueada	1,123
8	04/06/2005	SCOOP N°113	Faros de la parte delantera del Scoop rotos, Guardafango izquierdo salido y otros	3,557
9	07/07/2005	JUMBO N°281	Rotura de cilindro de vasculación y deterioro de la base de soporte de la perforadora	1,200
TOTAL				13,563

Tabla 27 Costos indirectos por accidente de equipos por desprendimiento de rocas

N°	FECHA	EQUIPO	HORAS PERDIDAS	RENDIMIENTO (TN/hr)	PERDIDA (US\$/TN)	PERDIDA TOTAL (US\$)
1	29/01/2005	JUMBO N°90	5	140	16	11,200
2	07/02/2005	SCOOP N° 112	4	80	16	5,120
3	28/04/2005	SCISSOR BOLTER	21	98	16	32,928
4	12/07/2005	SCOOP N°107	2.5	80	16	3,200
5	11/07/2005	SCOOP N° 107	10	80	16	12,800
6	16/09/2005	SCISSOR BOLTER	5	98	16	7,840
7	04/05/2005	SCISSOR LIFT	48	30	16	23,040
8	04/06/2005	SCOOP N°113	96.75	80	16	123,840
9	07/07/2005	JUMBO N°281	8	140	16	17,920
PERDIDA TOTAL						237,888

Se calcula además el costo por días perdidos

Tabla 28 Accidentes de personal ocurridos en el año 2005 (por causas)

NRO	EMPRESA	AREA	FECHA	ACCIDENTADO	CAUSA	DIAS PERDIDOS
1	Sandvik	Mantenimiento	24/01/2005	Aurelio Condori Velásquez	Tránsito	23
2	CIA	Mantenimiento	28/02/2005	Williams Deudor Rivera	Instalaciones eléctricas	80
3	Luque	Mina	04/05/2005	Julio César Yanayacu	Desprendimiento de rocas	9
4	Luque	Mina	04/05/2005	Fortunato Galván	Desprendimiento de rocas	20
5	GEMIN	Mina	23/05/2005	José Valentín Simón	Desprendimiento de rocas	62
6	GEMIN	Mantenimiento	09/07/2005	José Ojeda Segura	Acarreo y transportes	33
7	Vankar	Productividad	15/08/2005	Odilón Jiménez Yalico	Operación máquina	27
8	Trasuph	Planta	16/08/2005	Edwin Aquino Tomas	Operación máquina	26
9	Luque	Mina	29/08/2005	Luchín Lucas Villanueva	Desprendimiento de rocas	13
10	Tecnomín	Mantenimiento	31/08/2005	Yonel Bordais Ramos	Instalaciones eléctricas	11
11	GEMIN	Mina	05/10/2005	Luis Berrospi	Desprendimiento de rocas	2
TOTAL						592

Los 5 accidentes de personal ocurridos en Área de mina, fue a causa de desprendimiento de rocas y representa el 46% del total de accidentes suscitados en la Unidad El Porvenir (todos personales de las cuadrillas de sostenimiento manual)

En conclusión podemos afirmar que, en circunstancias ligeramente diferentes, estos 5 accidentes incapacitantes por desprendimiento de rocas podrían haberse convertido en graves.

El costo corresponde a la mano de obra por días perdidos a causa de accidentes por desprendimiento de rocas será de:

Tabla 29 Costo por días perdidos de personal accidentado

DIAS PERDIDOS	COSTO/DIA (US\$)	COSTO TOTAL (US\$)
106	48.1	5,104

Se tiene un total de costos por accidentes producidos por la caída de rocas de US\$ 256,55, esto es cuando se tenía 6 cuadrillas de sostenimiento manual, como se verá más adelante cada equipo de sostenimiento mecanizado reemplaza a tres cuadrillas de sostenimiento manual, por lo que para fines de cálculo de factibilidad económica, se toma el 50% de este gasto.

7.3.2. Análisis del Costo por preparación de plataformas para sostenimiento manual

Una desventaja del sostenimiento mecanizado es que producto de la voladura el piso para el sostenimiento no queda uniforme por lo que se tiene que utilizar el scoop para nivel el piso., lo cual es un costo adicional en forma directa, por el tiempo que el scoop prepara la plataforma de sostenimiento y en forma indirecta por el mineral que se deja de echar.

Tabla 30 Tiempo empleado por scoop para preparación de plataforma

FECHA	SCOOP 107	SCOOP 112	SCOOP 113	SCOOP 115	SCOOP 116	TOTAL
01/09/2005	45			70		115
02/09/2005			30			30
03/09/2005			30			30
04/09/2005				40		40
05/09/2005				30		30
06/09/2005						
07/09/2005	30					30
08/09/2005						
09/09/2005				30		30
10/09/2005				30		30
11/09/2005	60			35		95
12/09/2005			30	25		55
13/09/2005	335					335
14/09/2005				30		30
15/09/2005	335			40		375
16/09/2005			60			60
17/09/2005	120					120
18/09/2005	225					225
19/09/2005	70					70
20/09/2005						
21/09/2005	70		165	130		365
22/09/2005	90			45		135
23/09/2005						
24/09/2005						
25/09/2005						
26/09/2005						
27/09/2005						
28/09/2005				60		60
29/09/2005						
30/09/2005	30			60		90
PROMEDIO (min)	47	0	10.5	20.83	0	78.33
PROMEDIO (hr)	0.78	0	0.18	0.35	0	1.31

Sandvik mediante modalidad de alquiler cobraba US\$ 65 por dólares de alquiler del scoop, se asume US\$ 35 adicionales por repuestos por lo que se tiene:

Tabla 31 Costo de scoop por preparación de plataforma

EQUIPO	HORAS TRABAJADAS/DIA	COSTO UNITARIO (US\$/hr)	COSTO TOTAL
SCOOP	1.31	100	47,815

7.3.3. Costos de mantenimiento y operación

En un inicio de la implementación se dio la responsabilidad de mantenimiento preventivo y correctivo a los representantes de Macklean en el Perú (Resemin) (de enero a setiembre), ante la falla de cualquier componentes se reemplazaba por repuestos originales, posteriormente se dio esta responsabilidad a Sandvik, los cuales muchas veces no han contado con repuestos teniendo que improvisar con algunos componentes de equipos antiguos, el siguiente cuadro representa el costo real del costo de mantenimiento sin incurrir en costos por cambio de repuestos por accidentes, etc. En cuanto al costo de operación este se refiere básicamente al costo de los insumos de sostenimiento, tareas del personal, etc.

Tabla 32 Costo de mantenimiento y operación

COSTOS DE MANTENIMIENTO Y OPERTACION DE SCISSOR BOLTER 108														
Mina	SB-	Cuenta	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	Total a SET	Total Proyecto do DIC-2005 (\$)	
			\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	\$	
		61	Suministro	6,647	3,990	5,222	2,990	3,132	4,465	5,635.87	4,616.37	5,953.25	42,652	56,869
		63	Tercero	8,216	8,298	8,354	7,582	7,917	8,058	7,297.04	7,417.08	7,109.84	70,248	93,665
Total Mina				14,863	12,288	13,576	10,572	11,049	12,523	12,932.91	12,033.45	13,063.09	112,900	150,533
Mtto	SB-	61	Suministro	6,765	3,852	17,900	24,948	17,836	34,459	25,607.10	11,128.61	15,883.46	158,379	211,172
		63	Tercero	3,248	6,554	18,139	21,176	10,854	14,132	10,484.05	9,402.09	8,436.76	102,426	136,568
		64	Tributos							22.8			23	30
Total Mantenimiento				10,013	10,407	36,038	46,124	28,690	48,591	36,113.95	20,530.70	24,320.22	260,828	347,771
Total Scissor Bolter 108		61	Suministros	13,412	7,842	23,122	27,939	20,967	38,924	31,242.97	15,744.98	21,836.71	201,031	268,041
		62	Remuneraciones											
		63	Terceros	11,464	14,853	26,492	28,758	18,771	22,190	17,781.09	16,819.17	15,546.60	172,675	230,233
		64	Tributos							22.8			23	30
		65	Cargas Diversas											
		68	Provisiones											
Total general (Mina + Mantenimiento)				24,876	22,695	49,614	56,696	39,739	61,113	49,046.86	32,564.15	37,383.31	373,728	498,304

7.3.4. Evaluación Económica del Reemplazo del Sostenimiento convencional por el sostenimiento mecanizado con Scissor Bolter

Se realiza la evaluación para el reemplazo de 3 parejas de sostenimiento por guardia lo que equivale a un solo scissor Bolter.

Para tres parejas de sostenimiento manual a un costo de US\$ 12 por elemento colocado con malla, que es el costo promedio que cobran los contratistas, se tiene:

Tabla 33 Costo de sostenimiento manual

PAREJAS/GDIA	RENDIMIENTO (ELEMENTOS/G DIA)	COSTO UNITARIO (US\$/ELEMENTO)	COSTO TOTAL (US\$/AÑO)
3	80	12	700,800

Tabla 34 Factibilidad económica de la implementación

AÑOS	0	1	2	3	4	5
Compra de Scissor Bolter	637,108					
Costo de mantenimiento y operación		498,300	498,300	498,300	498,300	498,300
COSTO TOTAL DE SCISSOR BOLTER	637,108	498,300	498,300	498,300	498,300	498,300
AHORROS						
Costo de accidente por caída de rocas		128,277	128,277	128,277	128,277	128,277
Ahorro por preparación de plataforma para sostenimiento		23,908	23,908	23,908	23,908	23,908
Ahorro por velocidad de ciclo de minado		0	0	0	0	0
Ahorro por reemplazo de 3 parejas de sostenimiento		700,800	700,800	700,800	700,800	700,800
TOTAL AHORROS		852,985	852,985	852,985	852,985	852,985
Escudo Fiscal (Por ahorro en el IR)		37,626	37,626	37,626	37,626	37,626
FLUJO DE FONDOS	-637,108	392,311	392,311	392,311	392,311	392,311
VAN	850,061 \$					
TIR	55%					

Como se puede observar en el análisis de rentabilidad el VAN asciende a US\$ 850.00, para cinco años de operación del equipo lo

que hace la implementación del sostenimiento mecanizado sumamente viable.

Ahora otro factor fundamental en la decisión de cambio de método de sostenimiento es el tiempo que se ahorra en el ciclo de minado por labor.

En el sostenimiento manual se tiene una media de tiempo de sostenimiento manual de 7 horas (para un promedio de 25 elementos colocados) mientras que para el sostenimiento mecanizado 3 horas (para la misma cantidad de elementos). Haciendo un paralelo se podría generar el siguiente flujo adicional con este incremento de producción:

Tabla 35 Ingreso adicional por velocidad del ciclo de minado

Horas de ahorro / Tajo	Utilidad (US\$/TN)	N° Tajos por día	Rendimiento (TN/Hr)	(US\$)/año
4	16	6	65	9110400

Para una situación en que se da lo ideal, tendríamos un VAN y TIR óptimos, lo cual no se ajusta a la realidad debido a otros factores (Seguridad, otros factores del ciclo de minado, etc.)

Tabla 36 Factibilidad económica para un ideal de la implementación

AÑOS	0	1	2	3	4	5
Compra de Scissor Bolter	637,108					
Costo de mantenimiento y operación		498,300	498,300	498,300	498,300	498,300
COSTO TOTAL DE SCISSOR BOLTER	637,108	498,300	498,300	498,300	498,300	498,300
AHORROS						
Costo de accidente por caída de rocas		128,277	128,277	128,277	128,277	128,277
Ahorro por preparación de plataforma para sostenimiento		23,908	23,908	23,908	23,908	23,908
Ahorro por velocidad de ciclo de minado		9,110,400	9,110,400	9,110,400	9,110,400	9,110,400
Ahorro por reemplazo de 3 parejas de sostenimiento		700,800	700,800	700,800	700,800	700,800
TOTAL AHORROS		9,963,385	9,963,385	9,963,385	9,963,385	9,963,385
Escudo Fiscal (Por ahorro en el IR)		37,626	37,626	37,626	37,626	37,626
FLUJO DE FONDOS	-637,108	9,502,711	9,502,711	9,502,711	9,502,711	9,502,711
VAN	35,385,644 \$					
TIR	1492%					

7.4 DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS DE SOSTENIMIENTO PARA UN SISTEMA DE MINADO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

7.4.1 Costo operativo del Scissor Bolter

Se desglosan los distintos costos, al costo unitario por elemento colocado y por hora trabajada, considerando que se colocan 12 elementos por hora.

Tabla 37 Costo de inversión

Costo inicial FOB (Ex-Fábrica)	488000
Fletes internos a puertos en embarque (2.5%)	12200
Seguro (1.0%)	4880
COSTO DE INVERSION C.I.F.	505080
Aranceles y desaduanaje (6%)	30304.8
Subtotal Costo equipo (US\$)	535384.8
I.G.V. (19%)	101723.1
Precio Stock	637107.9
Precio llantas (4)	10000
PRECIO PARA SU DEPRECIACION (US\$)	627107.9
Vida útil (horas trabajadas)	25000
Vida útil (años)	4.96
Costo total por hora (US\$/hora)	14.6
Costo total por hora (US\$/hora trabajada)	25.1

Tabla 38 Costo de mantenimiento

MATERIALES	US\$/mes	
Suministros	9951	
Terceros	12480	
Otros	404	elem/hora
Total	22835	12
Horastrabajadas por día	14	
Costo total por hora (US\$/hora trabajada)	54.37	
Costo total por hora (US\$/hora)	31.72	

Tabla 39 Costo de insumos de sostenimiento

insumos mina	\$/und	(und/hora)	Total
perno	4.53	7.20	32.62
split set	6.68	4.80	32.06
Resina	0.53		0.00
Cartucho cementicio	0.18		
plato	2.10	7.20	15.12
tuerca	0.78	7.20	5.62
malla 4X4X25	68.50	12.84	12.84
Costo total por hora (US\$/hora trabajada)			98.26

Tabla 40 Costos de accesorios de perforación

accesorios de perforacion	\$/und	\$/metro	\$/Hr.
barra	143.00	0.041	1.18
broca	58.14	0.106	3.04
shack	257.00	0.041	1.17
couple	71.90	0.012	0.33
Costo total por hora (US\$/hora trabajada)			5.73

Tabla 41 Costos de mano de obra de los operadores

COSTO DE MANO DE OBRA			
personal	sueldos	horas	
Operador del equipo	1851.85	720.00	
Costo total por hora (US\$/hora)			2.57
Costo total por hora (US\$/hora trabajada)			4.41

COSTO TOTAL (US\$/hora trabajada)	87.76
COSTO POR ELEMENTO COLOCADO (US\$)	7.31

El Costo por elemento colocado dependerá de la eficiencia de los operadores y variara de la siguiente manera

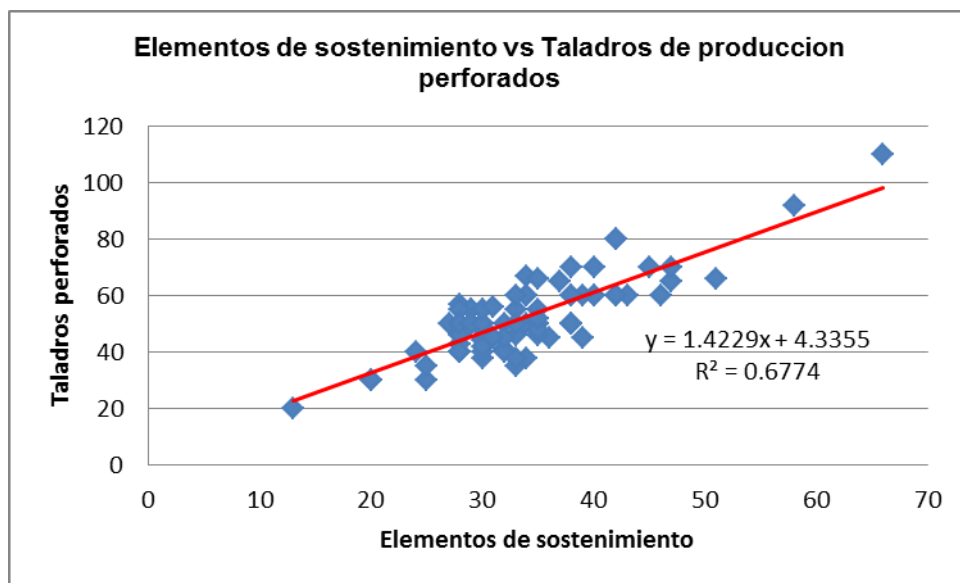
Tabla 42 Variación del costo frente al rendimiento

		ELEMENTOS COLOCADOS (Por hora trabajada)											
		7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
HORAS TRABAJADAS POR DIA	10	14.82	12.99	11.56	10.42	9.49	8.71	8.05	7.49	7.00	6.57	6.20	5.86
	11	13.83	12.12	10.79	9.73	8.86	8.13	7.52	7.00	6.54	6.14	5.79	5.48
	12	13.01	11.40	10.15	9.15	8.34	7.65	7.08	6.58	6.15	5.78	5.45	5.15
	13	12.31	10.79	9.61	8.67	7.89	7.25	6.70	6.23	5.83	5.47	5.16	4.88
	14	11.72	10.27	9.15	8.25	7.51	6.90	6.38	5.94	5.55	5.21	4.92	4.65
	15	11.20	9.82	8.74	7.89	7.18	6.60	6.10	5.68	5.31	4.99	4.70	4.45
	16	10.75	9.42	8.39	7.57	6.89	6.33	5.86	5.45	5.10	4.79	4.52	4.27
	17	10.35	9.07	8.08	7.29	6.64	6.10	5.64	5.25	4.91	4.61	4.35	4.12
	18	9.99	8.76	7.80	7.04	6.41	5.89	5.45	5.07	4.75	4.46	4.21	3.98
	19	9.67	8.48	7.56	6.82	6.21	5.71	5.28	4.91	4.60	4.32	4.07	3.86
	20	9.39	8.23	7.33	6.62	6.03	5.54	5.13	4.77	4.46	4.19	3.96	3.75
	21	9.13	8.01	7.13	6.44	5.86	5.39	4.99	4.64	4.34	4.08	3.85	3.64
	22	8.89	7.80	6.95	6.27	5.71	5.25	4.86	4.52	4.23	3.98	3.75	3.55
23	8.68	7.61	6.78	6.12	5.58	5.13	4.74	4.42	4.13	3.88	3.66	3.47	
24	8.48	7.44	6.63	5.98	5.45	5.01	4.64	4.32	4.04	3.80	3.58	3.39	

7.4.2 Producción Indirecta de mineral del sostenimiento mecanizado

Se evaluó 110 eventos (tajos sostenidos con scissor Bolter), para cada uno de ellos se calculó cuantos elementos de sostenimiento se habían utilizado por tajo y cuantos taladros de producción se habían perforado, del análisis se discrimino a 87 eventos (el restante se eliminó de la data debido a que factores externos habían influenciado en los resultados de la medición, obteniendo:

Figura 50 Relación entre los elementos de sostenimiento colocado versus el número de taladros perforados por tajo



Fuente: Elaboración Propia

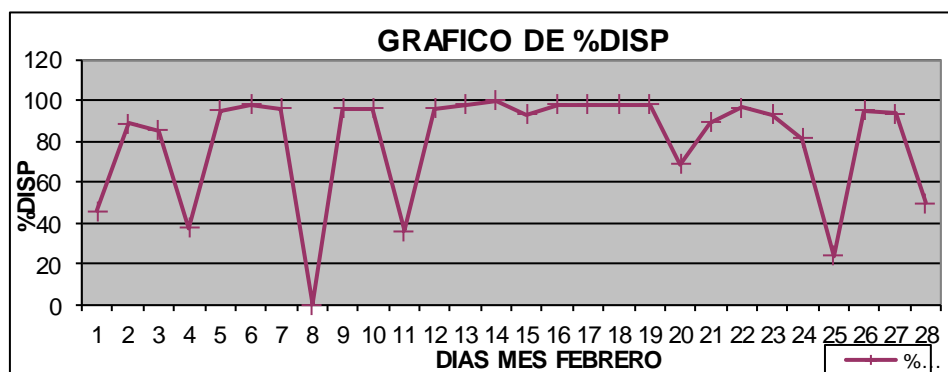
De los datos se obtuvo un coeficiente de Pearson de 67.7% y un coeficiente de correlación de 82.3% entre los elementos de sostenimiento colocados versus el número de taladros de producción perforados, por lo

que asumimos que la media resultante es de 1.56 taladros perforados por cada elemento de sostenimiento colocado, en la unidad se ha medido que cada taladro de perforación de 16 pies produce 11 t. por lo que por cada elemento instalado se tiene una producción de 17.16 t.

7.4.3. Disponibilidad Mecánica Máxima

El equipo de acuerdo a la experiencia adquirida debe tener un mantenimiento preventivo y correctivo semanal de 24 horas, lo que significa una disponibilidad mecánica máxima de 85.71%

Figura 51 Disponibilidad Mecánica del Scissor Bolter



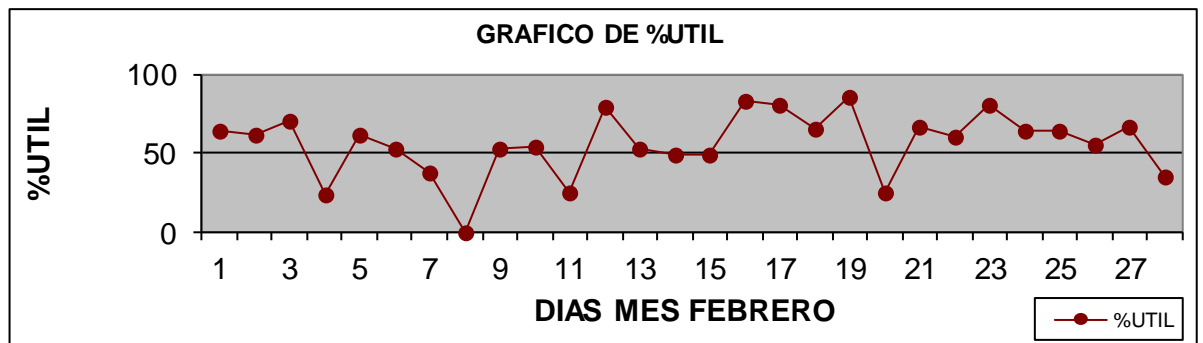
Fuente: Elaboración Propia

7.4.4. Utilización Máxima

No se puede tener a los operadores las 24 horas del día en el equipo, por lo que se considera que durante el día al menos 2 horas del tiempo deben emplearse en ventilación de las zonas de trabajo (4 horarios de disparo por día), a esto se suman las 2 horas de acuerdo a ley en descanso y alimentación así como 3 horas de traslado, por lo que del día se tienen a

los operadores 18 horas disponibles de utilizar el equipo lo que representa una utilización máxima de 75%, esto es factible de mejorar e acuerdo a las condiciones de cada mina.

Figura 52 Utilización del Scissor Bolter



Fuente: Elaboración Propia

7.4.5. Dimensionamiento de equipo.

De lo Obtenido se desprende la siguiente tabla (43) para el dimensionamiento de la cantidad de equipos de acuerdo al nivel de producción que se requiere, considerar que en este cálculo de tonelaje debe incluirse el desmonte roto en los accesos.

Tabla 43 Producción por Scissor Bolter

			Utilización del equipo										
	Parada maxima	2223.936	40%	45%	50%	55%	60%	65%	70%	75%	80%	85%	90%
Disponibilidad Mecanica	11.40	52.5%	1037.84	1167.57	1297.3	1427.03	1556.76	1686.48	1816.21	1945.94	2075.67	2205.4	2335.13
	10.80	55.0%	1087.26	1223.16	1359.07	1494.98	1630.89	1766.79	1902.7	2038.61	2174.52	2310.42	2446.33
	10.20	57.5%	1136.68	1278.76	1420.85	1562.93	1705.02	1847.1	1989.19	2131.27	2273.36	2415.44	2557.53
	9.60	60.0%	1186.1	1334.36	1482.62	1630.89	1779.15	1927.41	2075.67	2223.94	2372.2	2520.46	2668.72
	9.00	62.5%	1235.52	1389.96	1544.4	1698.84	1853.28	2007.72	2162.16	2316.6	2471.04	2625.48	2779.92
	8.40	65.0%	1284.94	1445.56	1606.18	1766.79	1927.41	2088.03	2248.65	2409.26	2569.88	2730.5	2891.12
	7.80	67.5%	1334.36	1501.16	1667.95	1834.75	2001.54	2168.34	2335.13	2501.93	2668.72	2835.52	3002.31
	7.20	70.0%	1383.78	1556.76	1729.73	1902.7	2075.67	2248.65	2421.62	2594.59	2767.56	2940.54	3113.51
	6.60	72.5%	1433.2	1612.35	1791.5	1970.65	2149.8	2328.96	2508.11	2687.26	2866.41	3045.56	3224.71
	6.00	75.0%	1482.62	1667.95	1853.28	2038.61	2223.94	2409.26	2594.59	2779.92	2965.25	3150.58	3335.9
	5.40	77.5%	1532.04	1723.55	1915.06	2106.56	2298.07	2489.57	2681.08	2872.58	3064.09	3255.6	3447.1
	4.80	80.0%	1581.47	1779.15	1976.83	2174.52	2372.2	2569.88	2767.56	2965.25	3162.93	3360.61	3558.3
	4.20	82.5%	1630.89	1834.75	2038.61	2242.47	2446.33	2650.19	2854.05	3057.91	3261.77	3465.63	3669.49
	3.60	85.0%	1680.31	1890.35	2100.38	2310.42	2520.46	2730.5	2940.54	3150.58	3360.61	3570.65	3780.69
	3.00	87.5%	1729.73	1945.94	2162.16	2378.38	2594.59	2810.81	3027.02	3243.24	3459.46	3675.67	3891.89
	2.40	90.0%	1779.15	2001.54	2223.94	2446.33	2668.72	2891.12	3113.51	3335.9	3558.3	3780.69	4003.08
	1.80	92.5%	1828.57	2057.14	2285.71	2514.28	2742.85	2971.43	3200	3428.57	3657.14	3885.71	4114.28
1.20	95.0%	1877.99	2112.74	2347.49	2582.24	2816.99	3051.73	3286.48	3521.23	3755.98	3990.73	4225.48	
0.60	97.5%	1927.41	2168.34	2409.26	2650.19	2891.12	3132.04	3372.97	3613.9	3854.82	4095.75	4336.68	
0.00	100.0%	1976.83	2223.94	2471.04	2718.14	2965.25	3212.35	3459.46	3706.56	3953.66	4200.77	4447.87	

7.5. MECANIZACIÓN DEL DESATE

Como parte de la mecanización de todas las actividades del ciclo y para darle mayor seguridad a las personas y a los equipos que intervienen en el que se mecaniza el sostenimiento, en especial en los tajos de producción, dejando de lado el desate manual en estas zonas ya que constituye un alto riesgo exponer al personal a esta actividad en los tajos de producción.

El desate manual en la unidad era desarrollado en la unidad por dos trabajadores con juegos de barretillas que van desde los 6 hasta los 12 pies, lo cual le permitía al personal hacer caer las rocas sueltas que se encuentren por una altura no mayor de 4m, se realiza en forma de avance del área inestable hacia el área estable, con un Angulo de inclinación no mayor de 45° de posición de la barretilla. Se tienen las siguientes consideraciones para esta actividad.

- Detección del terreno suelto: Basado en la experiencia, los operadores son capaces de detectar con el oído las zonas de rocas sueltas golpeando el área.
- Penetración de la barretilla: Usando la barretilla, el minero ejerce presión para penetrar uno de los lados en la abertura o para producir una abertura.
- Uso de la barretilla como una palanca de fuerza: Después de haber introducido la punta de la barretilla en la ranura, se usa la barretilla como palanca para soltar las rocas.

Figura 53 Desate Manual



7.5.1. Deficiencias del Desatado manual

El desatado manual es deficiente e incompleto por:

- La fuerza de impacto aplicada por el personal durante el desatado manual es menor al impacto del martillo del Scaler que varían entre 610 y 1200 joules.
- En el desatado manual el alcance máximo con barretilla es de 4.0 m., mientras el alcance del brazo del Scaler varía entre 5m y 18m. según la marca y modelo.
- Durante el desatado manual el personal está expuesto permanentemente al peligro de caída de roca y en el desatado con Scaler sólo el martillo se expone al peligro, en los últimos años

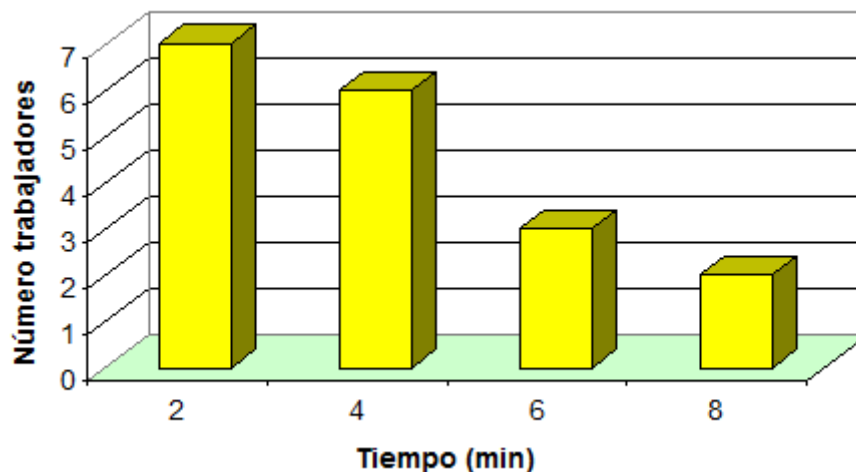
ningún personal operador de scaler ha tenido algún tipo de accidente por caída de roca.

7.5.2. Tiempo dedicado al desatado manual

Desde la perspectiva ergonómica, el desatado es fatigante para los mineros. Esto es debido a que ejercita considerables esfuerzos de percusión y tracción usando una barretilla de desatado en posiciones físicas difíciles.

Cuando la abertura es muy pequeña, la punta de la barretilla a veces no retira la pieza completa de roca y el minero debe golpear nuevamente para forzar la barretilla en la fisura.

Figura 54 Tiempo de desatado manual

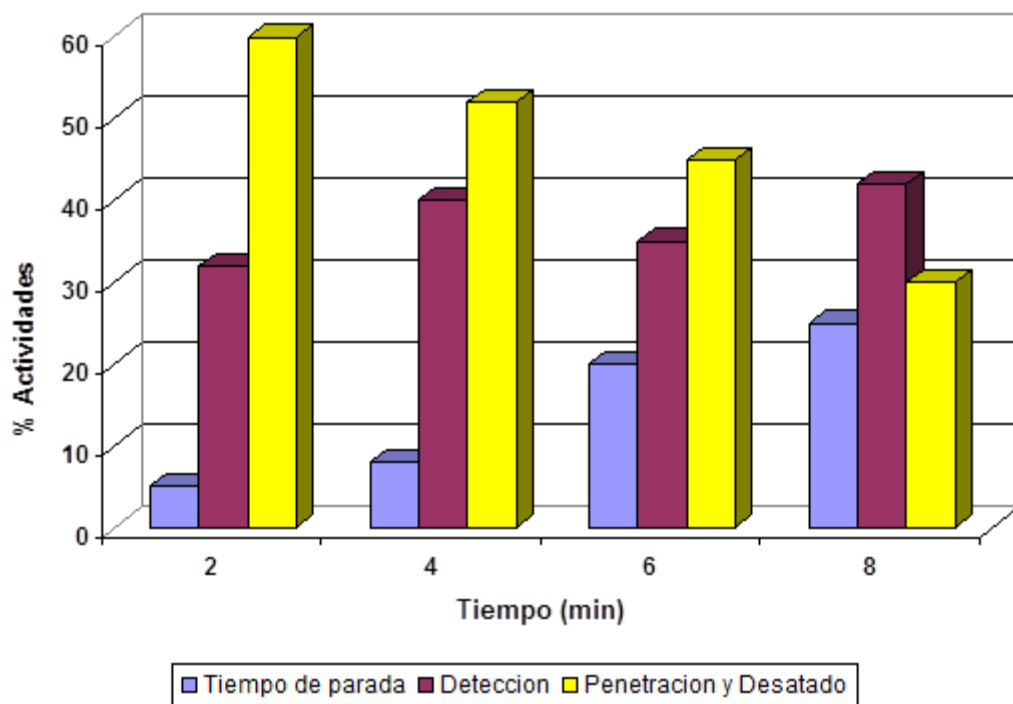


De una prueba de 7 trabajadores que ejecutaron el trabajo de desatado, durante el tiempo que fueron capaces de hacerlo, solo un

trabajador fue capaz de trabajar por más de 8 minutos, dedicando al final de este tiempo el 32% al trabajo real de desatado, penetración y palanqueo

Se ha determinado que los tiempos de parada (tiempo de recuperación) aumentan rápidamente según se avanza en el trabajo, de 5% al comenzar el trabajo a 26% al terminar el trabajo de 8 minutos. El constante aumento del periodo de descanso es un indicador confiable de que tan estresante es el desatado. Bajo estas condiciones, tiempos de parada más largos significarán un aumento en el tiempo de desatado.

Figura 55 Tiempo dedicado al desatado



7.5.3. Desate Mecanizado

La mecanización del desate de rocas, es una mejora tecnológica implantada por Milpo en sus operaciones, con la finalidad de crear un ambiente de trabajo seguro para sus trabajadores, a prueba en lo posible a cualquier error humano.

Para completar la mecanización del desate se han adquirido un Scaler Brokk 330 y tres Scaler BTI, con los cuales se completó una flota de cuatro Scaler, estos son equipos de bajo perfil, diseñado para el desate mecanizado de rocas en los tajos, alcanzan a desatar hasta una altura máxima de 8 metros, Cuentan con un sistema de control remoto, para que el operador lo pueda controlar el equipo a una distancia prudencial y no este expuesto al riesgo de caída de rocas.

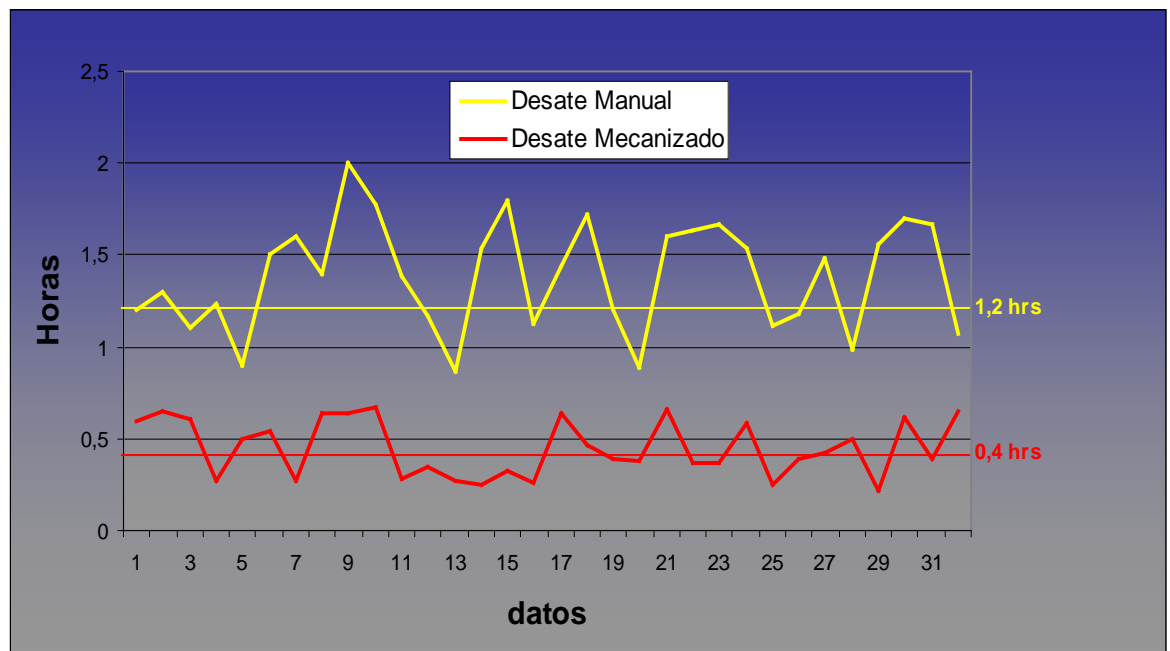
Figura 56 Scaler BTI



7.5.4. Tiempo dedicado al desate Mecanizado

El desate mecanizado, es 300% más rápido que el desate manual, además de que brinda a facilidad de poder desatar los frentes en breasting a perforar, actividad que no se puede realizar en forma manual en la unidad.

Figura 57 Tiempo de desatado manual versus mecanizado



Fuente: Elaboración Propia

7.5.5. Ventajas comparativas del desate Mecanizado frente al desate Manual

Existen múltiples ventajas de mecanizar el mecanizado, pero la principal es la seguridad y la calidad de trabajo resultante.

Tabla 44 Ventajas comparativas del desate mecanizado frente al desate manual

Indicador	Desate Manual	Desate Mecanizado
Seguridad	El trabajador se expone a un techo sin sostenimiento por ende a la caída de roca	El trabajador cuenta con un control remoto el cual le permite maniobrar el equipo desde un techo sostenido
Ergonomía	el trabajador realiza en reiteradas veces un gran esfuerzo para hacer la roca	El trabajador no realiza mayor esfuerzo que el de operar el equipo.
Tiempo de desate	En promedio se realiza en 1,2 horas	En promedio se realiza en 0,4 horas
Personal Utilizado	Se requieren 2 personas como mínimo	Lo realiza una sola persona
Alcance	La altura máxima de desate es de 4mts	La altura desate alcanza hasta los 7.5 mts

Además de acuerdo a las pruebas que se han realizado se ha determinado que la calidad del sostenimiento mecanizado es muy superior a la del sostenimiento convencional

CONCLUSIONES

- El cambio de sostenimiento manual a sostenimiento mecanizado con Scissor Bolter ha demostrado ser exitoso, tanto por la calidad de sostenimiento así como por la versatilidad que le da al ciclo de minado, un factor no cuantificable es la seguridad que le agrega a esta actividad.
- La distancia existente entre la posición del operador durante la colocación del sostenimiento y la zona no sostenida (aproximadamente 2 metros) se ha convertido en un factor crítico que ha salvado vidas en la unidad durante un estallido de rocas en donde solo el equipo sufrió daños mas no las personas.
- El entrenamiento continuo y la experiencia adquirida por los operadores es un elemento que reduce los costos de sostenimiento (costos unitarios), ya que de acuerdo a lo demostrado el costo por elemento instalado se reduce a medida que los operadores mejoran su rendimiento.
- Dependiendo de la mecanización del sostenimiento obliga a la empresa a tener un área de mantenimiento mecánico bastante calificada, ya que paradas prolongadas de estos equipos afectan directamente a todo el ciclo de minado, el área de mantenimiento mecánico debe tener una provisión de repuestos críticos para evitar este tipo de paradas.
- El sostenimiento con pernos helicoidales ha resultado en la unidad el elemento más adecuado para un ambiente altamente sísmico

por su capacidad de carga así como las características de trabajo que posee tales como la deformación previa de las planchas así como la rapidez con que brinda el soporte adecuado cuando se usa con solo resinas.

- El sostenimiento con pernos de fricción (Split set) no brinda una adecuada protección durante un evento sísmico, ello por su forma de trabajo y capacidad de carga, en la unidad ya se busca otras alternativas de sostenimiento.
- Los pernos mecánicos no son adecuados para el trabajo en un ambiente altamente sísmico, la mariposa tiende a aflojarse por los esfuerzos presentes y las continuas liberaciones de energía.
- El sostenimiento con cable bolting debe evaluarse adecuadamente, para no generar falsas expectativas de protección ante un evento sísmico, si bien este elemento puede soportar grandes bloques que podrían generarse en labores de sección amplia (siempre y cuando el cable este bien adherido a la roca mediante el cemento) durante un evento sísmico, en labores pequeñas no mitigarían adecuadamente ya que los bloques medianos se desprenderían entre cable y cable, a menos de que se use chapas de cable bolting.
- Las medidas de mitigación de sismicidad inducida como el espaciamiento de las voladuras en tajos adyacentes y el control de la producción han demostrado ser efectivas en el control de la

sismicidad y deben de continuar aplicándose para asegurar un minado continuo y seguro.

- Producto de dejar un puente intermedio mitad del block Sur (1160 Sur -970 Sur) ha reducido la incidencia de sismicidad inducida en cotas por encima del nivel actualmente en operación (-1000 Sur), la actividad en el puente se ha incrementado (generando eventos por debajo de la zona de operación) por lo que se puede concluir que el puente está modificando el comportamiento de los esfuerzos, haciendo la zona más estable en general.
- Se espera que el riesgo sísmico aumente en las labores de explotación conforme el minado se acerque al puente corona ya que por encima de este puente se tiene todo el block de minado que fue trabajado en años anteriores y relleno con relleno hidráulico, además esto mismo se dio en el block superior, donde existieron eventos sísmicos muy fuertes que incluso causaron una fatalidad.
- En cuanto al comportamiento de la acumulación de energía para la zona norte, este es muy favorable; la rápida liberación de la energía acumulada permite evitar la ocurrencia de eventos de gran magnitud que puedan afectar el normal curso de las operaciones, lo opuesto ocurre en la zona sur que es donde los periodos de acumulación de energía son más amplios lo que genera eventos sísmicos de mayor magnitud.

RECOMENDACIONES

- Empresas que decidan mecanizar su actividad de sostenimiento mecanizado deben evaluar previamente las características de sus labores para ver si el equipo se puede adecuar a estas, no solo por la geometría de la labor sino también por la distancia entre estas, ya que los cálculos presentados de producción estimada han sido realizados para las condiciones de El Porvenir en donde se tienen solo dos zonas de producción en donde existen al menos 6 labores por zona.
- Se debe tener un adecuado control sobre la parte de mantenimiento de los Scissor Bolter, tratando de mantener una disponibilidad mecánica mayor al mínimo requerido para la producción.
- La utilización del equipo se puede mejorar considerablemente si se logran cubrir los vacíos de horario
- Se debe de contemplar la posibilidad de hacer reajustes en el tipo de sostenimiento a efectuarse con miras a la profundización de la mina, elementos de sostenimiento como los conebolt y malla de alta absorción de energía deben ir probándose durante la profundización de manera que se tenga datos sobre el comportamiento de estos nuevos elementos y su aplicación de ser necesaria en los tajos cuando el nuevo block entre en operación y definir la proporcionalidad de su uso teniendo en cuenta su elevado costo a comparación del sostenimiento que se aplica actualmente.

- No se recomienda un aumento de la producción por encima de las 6 000ton en estos momentos, que ya se tiene más del 75% del block entre el -970 y -1170 totalmente minado ya que se está muy cerca de los puentes de corona y el aumento del ritmo de producción traería consigo un aumento significativo de la sismicidad.
- La sismicidad de mayor magnitud ha estado concentrada en los tajos V33-2 y Kathleen, que si bien es cierto son los más pequeños de la zona, son también los emplazados en la roca más rígida. Es muy importante llevar estos tajos de manera independiente e intercalada a fin de evitar concentraciones muy altas de energía.
- La mayor incidencia de los eventos sísmicos se dan dentro de las 2 horas de efectuadas las voladuras en los tajos. Se debe de trabajar con el acceso restringido de personal y equipos a las zonas de operación dentro de este tiempo a fin de minimizar el riesgo reduciendo la exposición al macizo rocoso en los momentos en que una liberación de energía es más probable.

BIBLIOGRAFIA

Hoek & E.T. Brown (1980). Excavaciones subterráneas en roca. USA: Mc Graw Hill.

Belousov , V. (1979). Geología estructural. 2 ed. Moscú: Editorial. MIR.

Brealey myers (2008). Principios de Finanzas Corporativas Editorial: Mc. Graw Hill

Bieniawski, Clasificación del Macizo Rocoso(1989). Recuperado el 01 de Febrero 2012 en
<http://www.rocscience.com/hoek/pdf/3_Rock_mass_classification.pdf >

Caceres, Victor(2006). Aplicación de la mecánica de rocas en el diseño de tuneles según Barton y Bieniawki. Recuperado el 3 de marzo en
< <http://www.arqhys.com/contenidos/mecanica-tuneles.html>>

Clapham, Christopher (1998). Diccionario de Matemáticas. Traducción: De Madariaga, Juan, M. (Primera edición). Oxford-Complutense. p. 266

Duque Escobar, Gonzalo (2006). Fundamentos de CTS y Economía. Universidad Nacional de Colombia. Manizales. .

Desrosières, Alain (2004). La política de los grandes números. Ed. Melusina.

Instituto de capacitación Minera(2005). Estallidos de roca. Recuperado el 5 de Abril en < <http://es.scribd.com/doc/50403402/ESTALLIDO-DE-ROCAS>>

Navarro Ucar, Roberto(2002). Manual de Anclaje. Recuperado el 17 de Julio en < <http://www.castem.com.pe/manual-de-anclaje.pdf> >

Osinermin(2009). Matriz de Identificación de Peligros y Evaluación de riesgos. Recuperado el 3 de marzo en < <http://es.scribd.com/doc/64796733/Matriz-IPER> >.

Ross, westerfield, jaffe (2006). Corporate Finance. Editorial: Mc. Graw-Hill Irwin.

ANEXOS

Anexo 1

Procedimiento de Sostenimiento con Scissor Bolter

Sostenimiento con Scissor Bolter

1. OBJETIVO

Describe las actividades y responsabilidades, en la operación de Sostenimiento y refuerzo del macizo rocoso con el Scissor Bolter en tajos de Explotación.

2. ALCANCE

Este procedimiento se aplica en los tajos después de cada voladura y limpieza u otras labores que requiere refuerzo con pernos dentro de la Unidad Minera el Porvenir.

3. DEFINICIONES

3.1 Scissor Bolter

Es un equipo pesado de bajo perfil y tiene como componentes una perforadora electro hidráulico equipado con un cabezal de rotación cuya función es la instalación de diferentes tipos de pernos de refuerzo como, Split Sets, pernos mecánicos con cabeza expansiva, swelex y pernos helicoidal.

3.2 Barra de Perforación

Es una barra cónica de 7/8 x 8' hexagonal con un orificio longitudinal al centro, roscado en ambos extremos, que se une a la maquina perforadora, con un cooping a un extremo y al otro extremo la broca.

3.3 Broca de Perforación

Accesorio de perforación cónica de botones que puede ser de 36 y 37 mm.

3.4 Malla Electro soldada

De 4' x 4' de alambre N° 10 de 20 metros de largo por 2 metros de ancho, cuya presentación es en rollos de donde se corta la longitud necesaria, y es usada como elemento de protección.

3.5 Frente de perforación

Es el macizo rocoso en forma de arco con dos caras libres de 6 metros de alto.

3.6 Malla de sostenimiento

Es el diseño de distribución de los elementos de sostenimiento a aplicarse en el macizo rocoso.

4. DOCUMENTOS A CONSULTAR.

- SSO-P-10 Sistema de Inspección de SSO y Ambiental
- MN-P-06 mantenimiento de equipos de bajo perfil
- MA-P-02 Clasificación, manipulación, evacuación y disposición de residuos.
- Reglamento de Seguridad y *Salud Ocupacional en Minería* D.S 055-2010-EM, Artículos: 220 al 223
- Requisito 7.5.1 de la Norma ISO 9001:2008
- Requisito 4.4.6 de la Norma ISO 14001:2004
- Requisito 4.4.6 de OHSAS 18001:2007

5. RESPONSABILIDADES

5.1 Gerente de la Unidad Minera

Sostenimiento con Scissor Bolter

Es el responsable de aprobar el presente procedimiento.

5.2 Superintendente de Mina

Es responsable de monitorear el cumplimiento y seguimiento del presente procedimiento para garantizar la operatividad y continuidad de las labores en el proceso productivo

5.3 Jefe de Logística

Es responsable de la existencia del Stock de elementos de Perforación y Sostenimiento en los Depósitos del Almacén.

5.4 Jefe de Geotecnia

Es el responsable de la entrega de los planos Geotécnicos y del diseño de la malla de espaciamiento de los elementos de sostenimiento, con perno mecánico, split set y perno helicoidal, según sea el tipo de roca de las labores y el cumplimiento de los mismos.

5.5 Líder de Tajo.

Es el responsable de dar condiciones para el sostenimiento mecanizado de las Labores mineras y verificar su cumplimiento.

5.6 Jefe de Guardia de Mina

Es el responsable del cumplimiento de este procedimiento, de la inspección del líder de tajo y el operador del Scissor Bolter, sobre las condiciones adecuadas de trabajo, para el inicio y la realización del sostenimiento de la labor.

5.7 Jefe de desate y sostenimiento.

Es el responsable del sostenimiento de las labores previa coordinación con el Jefe de Guardia Mina.

5.8 Operador del Scissor Bolter.

El Operador de Equipo es la persona que esta entrenada, capacitada en el manejo del equipo y en el correcto sostenimiento de las labores mineras ; el que es reconocido por una licencia de manejo del equipo S .Bolter expedido por el departamento de Seguridad **y Salud Ocupacional.**

5.9 Jefe de Mantenimiento Mecánico

Es el responsable de mantener operativo el equipo y designar un mecánico permanente en las zonas de operación del equipo, debe asegurar que la los mecánicos de la Empresa Especializada de mantenimiento brinde un servicio apropiado, cuanto a la disponibilidad mecánica del equipo, supervisara los trabajos de mantenimiento así como revisara el chek list de los equipos.

6. PROCEDIMIENTO

6.1 Condiciones de Seguridad y Salud Ocupacional

- 6.1.1 Para ejecutar esta actividad el personal deben contar con los equipos de protección personal: **Casco Protector, Correa Porta Lámpara, Mameluco, Guantes de Cuero, Botas de Jebe, Lentes de seguridad, Respirador de polvo y Protector Auditivo orejeras.**
- 6.1.2 El personal deberá rellenar el reporte de los cinco puntos de seguridad (SSO-P-10-4), antes de iniciar su actividad.
- 6.1.3 El equipo debe de estar operativo (buenas condiciones mecánicas y eléctricas). Debe contar con un extintor mínimo de 06 Lbs de PQS. El valor máximo de emanación de CO debe ser de 500 ppm. Debe inspeccionar el equipo aplicando el check list de equipo (MN-P-08-13).

Sostenimiento con Scissor Bolter

- 6.1.4 El operador debe contar con su respectiva autorización de manejo.
- 6.1.5 El área debe de estar ventilada, ordenada y limpia. Debe estar iluminada el área de trabajo.
- 6.1.6 Para conectar y desconectar (los chupones) a la corriente eléctrica se debe realizar sin energía para lo cual se desconectará en el tablero eléctrico bajando la cuchillada control.
- 6.1.7 Detener los trabajos en casos de:
- Presencia de tiros cortados.
 - Inestabilidad del macizo rocoso.
 - Falta de desate.
 - En cualquier otro caso que comprometa la integridad física del trabajador o del equipo.
- 6.2 Condiciones Ambientales
- 6.2.1 Concluida la actividad deben disponer los residuos generados de acuerdo al procedimiento MA-P-02.
- 6.3 Actividades Previas
- 6.3.1 Antes de empezar con el sostenimiento se debe tener en cuenta los siguiente estándares y actividades:
- a) Hacer un desate general de la labor con el apoyo del Scaler.
 - b) Realizar el sostenimiento de las labores con elementos de sostenimiento (split set. Perno mecánico, o perno helicoidal) y malla electro soldada.
 - c) Usar malla electro soldada de 4"x 4".
 - d) El sostenimiento se hará al 100% en el techo (hasta el tope) y los hastiales hasta 2.0 m. del techo hacia abajo como mínimo...
 - e) Detectado los tiros cortados, estos deberán ser desactivados o detonados antes de iniciar el sostenimiento.
 - f) La altura adecuada para el sostenimiento es de 6.0 m.
 - g) El traslape de malla electro soldada debe ser de 0.20 m.
 - h) La malla de distribución de los pernos lo determina el departamento de geomecánica.
 - i) El diámetro de las brocas es de 32 mm. para pernos helicoidales de 19 mm, de 36 mm. para helicoidales de 22 mm y de 37 mm. para los split set.
 - j) En los pernos helicoidales, el torque de ajuste de los pernos debe ser como mínimo de 80 Lb /pie que siempre debe ser verificado por el área de Geomecánica.
 - k) La secuencia de sostenimiento debe ser que a taladro perforado es a perno instalado
 - l) En las pruebas de arranque, la capacidad de soporte de los elementos de sostenimiento será realizada por el departamento de Geomecánica y deben ser como mínimo:
 - Split Set.07 tn.
 - Perno mecánico.....10 tn.
 - Perno Helicoidal.....15 tn.
- 6.4 Ejecución del Sostenimiento:
- 6.4.1 En el despacho de guardia, el Jefe de Guardia de Desate y Sostenimiento mecanizado, coordina con el Jefe de Guardia de mina para determinar los tajeos a sostener.

Sostenimiento con Scissor Bolter

- 6.4.2 El Jefe de guardia de desate y sostenimiento, ordena al operador de Scissor Bolter mediante una orden de trabajo escrito indicando la labor o labores a sostener con el orden de prioridades para que realice dicho sostenimiento.
- 6.4.3 Conjuntamente con el líder de la zona, el operador del S. Bolter ó jefe de desate y sostenimiento inspeccionan la labor para ver las condiciones de trabajo.
- 6.4.4 El operador debe realizar una inspección general al equipo y rellenar el check list (MN-P-06-13) que será firmado por el Jefe de Guardia de Mina en su visita a la labor.
- 6.4.5 El operador debe realizar una inspección general del área de trabajo desde el ingreso y rellenar el formato de los cinco puntos de seguridad (SSO-P-10-4), que será firmado por el Operador, jefe de desate y sostenimiento y jefe de guardia mina.
- 6.4.6 Trasladar y posicionar el equipo en el área de trabajo utilizando las cuatro gatas.
- 6.4.7 Realizar la instalación de agua y energía eléctrica, evitando que el cable eléctrico se encuentre sobre superficie húmeda.
- 6.4.8 Iniciar el sostenimiento perforando un taladro en el centro del techo de la labor.
- 6.4.9 Presentar en el techo la malla electro soldada, distribuyéndola a ambos lados hasta que cubra parte de los hastiales apoyándose con el brazo del empemador y asegurándolo con el primer perno que se instala en el taladro perforado anteriormente.
- 6.4.10 Continuar con la instalación de los elementos de sostenimiento, colocándolo sistemáticamente de acuerdo a la malla de distribución recomendada por el departamento de geomecánica.
- 6.4.11 Utilizar el adaptador correspondiente para cada tipo de elemento de sostenimiento; que se coloca en la máquina empemadota y manipulando el control remoto, donde se encuentran las diferentes funciones de la máquina.
- 6.4.12 Terminado el sostenimiento, el jefe de desate y sostenimiento ó líder de la zona verificará (verificación visual insitu) que el área este sostenido correctamente de lo contrario se indicará al operador rectificar el sostenimiento.
- 6.4.13 Verificado la conformidad del trabajo se desconectará el agua y la energía eléctrica.
- 6.4.14 Trasladar al equipo a la siguiente área y repetir el mismo procedimiento; de lo contrario estacionar en un área segura con la circulina prendida.
- 6.4.15 Terminada la jornada, el operador debe entregar a SGOM el reporte de S. Bolter (EP-MI-P-28-1) debidamente llenado.
- 6.5 **Frecuencia de Inspecciones**
Semestral en procesos de auditorias internas y externas del Sistema Integrado de Gestión.
- 6.6 **Equipo de Trabajo**
*Jefe de Guardia Mina.
Líder de Operaciones Mina.
Operador de Scissor Bolter.*
- 6.7 **Revisión y Mejoramiento Continuo**
La revisión y mejoramiento del presente documento puede ser generado en cualquier momento, o como resultado de la revisión anual para plantear mejoras (Numeral 6.1.1 del procedimiento SGI-P-06 Control de Documentos del SGI).
7. **REGISTROS / ANEXOS**
EP-MI-P-28-1 Reporte Diario de Scissor Bolter.

Anexo 2

Procedimiento de Sostenimiento con Shocrete Sostenimiento con Shotcrete

1. **OBJETIVO**

Establece los pasos a seguir para realizar el sostenimiento del macizo rocoso mediante el concreto lanzado (shotcrete) por el sistema de vía húmeda.

2. **ALCANCE**

Aplica a las Unidades Mineras del Grupo Milpo donde se requiera un sostenimiento con shotcrete en interior mina, luego de la evaluación del macizo rocoso realizada por Geotecnia/Geomecánica.

3. **DEFINICIONES**

3.1. **Acelerante de Fragua:**

Aditivo sintético usado para reducir el tiempo de fraguado del concreto lanzado, de acuerdo al diseño de mezcla y la dosificación respectiva.

3.2. **Altura de Sostenimiento:**

Es la altura requerida de 3.00 m, entre el piso de la carga y el techo de la labor.

3.3. **Arena:**

Agregado con la particularidad de ser limpia de finos (lavado) y con una granulometría uniforme (1/4" hasta 10 mm)

3.4. **Calibradores:**

Trozo de alambre doblado de una longitud pequeña que sirve para controlar el espesor del concreto lanzado.

3.5. **Fibra:**

Hilos de acero o polietileno con una dimensión de 1" de longitud por 2 mm de diámetro aplicado como parte del concreto lanzado y cuya función es mejorar la resistencia del concreto a flexión y tracción.

3.6. **Manguera Lanzadora (Manguera Flexible de 3"):**

Es una manguera de Jebe reforzada para alta presión conectada entre la shocretera y el pitón por la que se transporta el concreto lanzado hacia las paredes y techo de la labor a sostenerse

3.7. **Máquina Shotcretera:**

Bomba neumática para el lanzado de concreto (shotcrete). Equipo mecánico eléctrico liviano provisto de una pequeña tolva y en cuya base están instalados dos discos con huecos y superpuestos, los cuales al girar dosifican la mezcla (arena, cemento, acelerante y fibra) a ser lanzada por medio de la tubería de 3" previa adición de agua directamente al pitón.

3.8. **Mixer o equipo hormigonera**

Equipo móvil empleado para realizar la mezcla uniforme de los materiales que intervienen en la fabricación del concreto y transportar la mezcla de la planta dosificadora al punto de sostenimiento del macizo rocoso.

3.9. **Mezcladora:**

Equipo liviano adicional empleado para realizar la mezcla uniforme del concreto, cuando se trata de un sostenimiento en tandas mayores.

Sostenimiento con Shotcrete

3.10. Pitón o Puntera:

Tubo metálico de 1.0 m de longitud y 3" de diámetro, a unas 4" de un extremo tiene una conexión (codo metálico y válvula) para adicionar agua con una manguera de 1/2" (U.M. El Porvenir).

Tubo de fibra de poliuretano de 0.70 m de longitud y 2" de diámetro, a unas 4" de un extremo tiene una conexión (codo metálico y válvula) para adicionar el acelerante de fragua a través de una manguera de 5/8". (U.M. Cerro Lindo).

3.11. Shotcrete:

Mezcla de concreto compuesto de cemento, arena, agua, acelerante de fragua y fibra según el caso, para ser lanzado al macizo rocoso

3.12. Shotcreteros:

Personal que ejecuta el lanzado del concreto (Shotcretera).

4. DOCUMENTOS A CONSULTAR

4.1. Evaluación geomecánica

4.2. Requisito 7.5.1 de la Norma ISO 9001:2008

4.3. Requisito 4.4.6 de la Norma ISO 14001:2004

4.4. Requisito 4.4.6 de OHSAS 18001:2007

4.5. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. Nº 055-2010-EM: Artículo: 220 al 223.

5. RESPONSABILIDADES

5.1. Gerente Corporativo de Operaciones

Es responsable de aprobar el presente procedimiento y propiciar su aplicación.

5.2. Superintendente de Mina

Es responsable de verificar el cumplimiento del presente procedimiento.

5.3. Superintendente de Desarrollo/ Jefe de Guardia de Desarrollo/Jefe de Preparación y Desarrollo de Mina/Jefe de Geotecnia.

Son responsables de cumplir con lo establecido en el presente procedimiento

5.4. Operario Shotcretero y Ayudante

Son responsables de ejecutar la aplicación del shotcrete de acuerdo a lo establecido en el presente procedimiento

6. PROCEDIMIENTO

6.1 Consideraciones de Seguridad y Salud Ocupacional

6.1.1 Antes de comenzar el trabajo el personal debe utilizar su Equipo de Protección Personal: *Casco con portalámpara tipo sombrero, Lámpara minera, Correa Porta Lámpara, Mameluco con cinta reflectora, Guantes de Cuero flexible, Botas de seguridad, Anteojos de seguridad antiempañante, Protector respiratorio para polvo y Protector Auditivo de inserción u orejeras.*

Sostenimiento con Shotcrete

- 6.1.2 El Shotcretero y Ayudantes deberán inspeccionar la labor minuciosamente y llenar el Reporte de cinco puntos seguridad mina SSO-P-10-4, lo cual será revisado y firmado por los Jefe de Guardia Desarrollo o Jefe de Guardia de la EE, según corresponda.
- 6.1.3 Detenerse el Trabajo en casos de:
- Falta de ventilación
 - Falta de desatado de rocas
 - Falta de Iluminación
 - Fallas eléctricas y/o mecánicas de los equipos
 - Falta de presión del aire comprimido
- 6.2 **Consideraciones Ambientales**
- Segregar, almacenar y disponer los residuos sólidos conforme lo indicado en el Procedimiento MA-P-02.
- 6.3 **Procedimiento**
- 6.3.1 El Superintendente de Mina es responsable de gestionar el sostenimiento con shotcrete de las áreas que tienen un macizo rocoso crítico, en coordinación con el Jefe de Desarrollo y Jefe de Guardia Mina.
- 6.3.2 El Superintendente de Desarrollo (El Porvenir) / Jefe de Preparación y Desarrollo de Mina (UMCL), son responsable de coordinar con el Jefe de Geotecnia y Jefe de Guardia de Desarrollo el sostenimiento de las áreas críticas, así como coordinar con el Jefe de Logística para el abastecimiento oportuno de los materiales e insumos.
- 6.3.3 **Coordinaciones previas**
- 6.3.3.1 El Jefe de Geomecánica realiza la evaluación Geomecánica del macizo rocoso mediante un mapeo de la zona donde se va a realizar el reforzamiento del mismo, designando las áreas críticas a ser sostenidas, el tipo de sostenimiento a utilizar así como los aspectos técnicos para la correcta ejecución del sostenimiento y la calidad del shotcrete lanzado; de acuerdo a lo establecido en los formatos GM-P-03-1 Reporte de pruebas de arranque y GM-P-04-1 Reporte de pruebas de torque.
- 6.3.3.2 De acuerdo a los resultados de la evaluación geomecánica, el Jefe de Geomecánica coordina con el Jefe de Guardia de Desarrollo/Jefe de Guardia de la EE. (U:M.El Porvenir) para el sostenimiento de las labores que necesitan shotcrete.
- 6.3.3.3 Antes de la ejecución del sostenimiento, el Jefe de Guardia de Desarrollo conjuntamente con el Jefe de Guardia de la EE. verifica que se realice el desate de rocas y que los insumos utilizados para la preparación del shotcrete sean los correctos de acuerdo a la dosificación establecida por geomecánica; asimismo, coordina para que la mezcla de shotcrete llegue oportunamente a la labor y verifica que el personal realice el lanzamiento del shotcrete de acuerdo al presente procedimiento, cumpliendo las recomendaciones de geomecánica, en cuanto a la calidad y espesor de shotcrete a lanzar.
- 6.3.4 **Preparación de Equipos y Materiales para el Lanzado del Shotcrete**
- 6.3.4.1 El Shotcretero y sus Ayudantes proceden a preparar los equipos y materiales sigue la secuencia presentada en las secciones 6.2.2 y 6.2.3, para ello el shotcretero y sus ayudantes siguen los siguientes pasos:
- Antes de ingresar a la labor verifican que se encuentre ventilada e iluminada, además de revisar previamente la estabilidad del techo y de ser necesario, realizar el desate de labor de acuerdo al procedimiento Desatado de Rocas (MI-P-11).
 - Estimar la altura del piso de la carga al techo de la labor, debe estar dentro del rango de 2.50 m. a 3.00 m.

Sostenimiento con Shotcrete

- Verificar que la máquina shotcretera se encuentre limpia y trasladarla con todos sus componentes.
- 6.3.5 Traslado de Máquina Shotcretera a la Labor**
- 6.3.5.1 El Shotcretero verifica que se trasladan los materiales y equipos necesarios tales como la máquina shotcretera, tanque de agua, boa, cables eléctricos, caja eléctrica y herramientas.
- 6.3.5.2 El Shotcretero y sus Ayudantes ubican la máquina shotcretera en un lugar seguro y adecuado para el lanzamiento de shotcrete, verificando el estado de la máquina para proceder a instalarla; para ello, prueban el motor y comprueban el estado de las chaquetas, rotor, cables, boa, cañón, etc., debe verificarse que la máquina no presente fugas de aire.
- 6.3.5.3 El área a shotcretar debe estar iluminada, ventilada, desatada y los desniveles del piso identificados.
- 6.3.5.4 Se debe retirar o proteger las instalaciones de servicios (energía eléctrica y agua) ventiladores, etc.
- 6.3.6 Preparación de la mezcla**
- Considerar los materiales en las proporciones indicadas a continuación:
- a. 01 m³ de arena
 - b. 10 bolsas de cemento
 - c. 50 galones de agua
 - d. 05 galones de acelerante / 02 galones de acelerante
 - e. 30 Kg. de fibra de acero y/ o 4 Kg. de fibra sintética.
- 6.3.7 Lanzado de shotcrete**
- 6.3.7.1 El lanzamiento del concreto (shotcrete) se realiza entre tres (03) personas, el shotcretero o lanzador y dos ayudantes que alimentan la aliva con la mezcla, son ellos quienes deben colocar los calibradores durante el lanzamiento.
- 6.3.7.2 Antes del lanzamiento, el Operador shotcretero verifica la presión de aire comprimido (75 PSI) y luego inicia el lanzamiento de concreto en franjas perpendiculares a la labor, haciendo círculos y a una distancia máxima 120 a 1.50 m., iniciando de atrás hacia adelante formando un arco de sostenimiento de 1m de distancia; con la finalidad de crear una superficie uniforme y asegurando la entrada de la labor de abajo hacia arriba iniciando en los hastiales hasta llegar al medio de la bóveda, luego girar en ángulo de 180° para iniciar el hastial opuesto. La altura del piso de la carga al techo de la labor, debe estar dentro del rango de 2.50 m. a 3.00 m.
- 6.3.7.3 Previamente el mixer hormiguero llega a la labor cargado de la mezcla de concreto dosificado en la planta y debidamente mezclando los materiales que intervienen en el concreto (arena, cemento, fibra y agua) con un slup de 5" a 8" y luego iniciar el lanzamiento de concreto en franjas transversales al eje de la labor buscando crear una superficie uniforme y así sucesivamente hasta concluir de lanzar la tanda programada. En forma permanente se deberá mantener orden y limpieza.
- 6.3.7.4 El lanzamiento debe realizarse hasta cubrir la medida del espesor de los calibradores, los cuales estarán dispuestos a razón de un (01) calibrador por metro cuadrado.
- 6.3.7.5 En presencia de agua se utilizará el aditivo adecuado y en las proporciones que indique Geotecnia/Geomecánica, se colocarán lloronas o drenajes de ser el caso.
- 6.3.7.6 Concluido el lanzamiento se procede a la limpieza de las maquinarias y ordenamiento de las mismas, el shotcretero y ayudantes deberán retirar las mangueras y accesorios, máquina shotcretera y elementos de sostenimiento sobrantes a un lugar seguro.
- 6.3.8 Consideraciones Finales**

Sostenimiento con Shotcrete

- 6.3.8.1 El operador llena el Reporte de preparación de Shotcrete con todos los datos correspondientes y entregarlo al final de la guardia en la oficina del Estadístico de Mina
- 6.3.8.2 El Jefe de Guardia de Desarrollo revisa el reporte y lo firma en señal de conformidad.
- 6.3.8.3 El Jefe de Geomecánica gestiona el recojo de muestras de shotcrete cada vez que considere necesario, para realizar pruebas de resistencia de las mismas y confirmar la calidad del shotcrete lanzado.

6.4 Frecuencia de Inspecciones

*Semestral en procesos de auditorías internas y externas del Sistema Integrado de Gestión.
Inspecciones Gerenciales de Seguridad.*

6.5 Equipo de Trabajo

Superintendente de Mina

Superintendente de Desarrollo/ Jefe de Guardia de Desarrollo/Jefe de Preparación y Desarrollo de Mina/Jefe de Geotecnia.

Operario Shotcretero y Ayudante

6.6 Revisión y Mejoramiento Continuo

La revisión y mejoramiento del presente documento puede ser generado en cualquier momento, o como resultado de la revisión anual para plantear mejoras (Numeral 6.1.1 del procedimiento SGI-P-06 Control de Documentos del SGI).

7. REGISTROS / ANEXOS

GM-P-04-1 Reporte de pruebas de torque

GM-P-03-1 Reporte de pruebas de arranque

Anexo 3

Procedimiento de Sostenimiento con Cable Bolting

Sostenimiento con Cable Bolting

1. **OBJETIVO**
Establecer el procedimiento para ejecutar el Sostenimiento con Cable Bolting, en las operaciones de excavación.
2. **ALCANCE**
Este procedimiento se aplica en las Unidades Mineras del Grupo Milpo cada vez que se efectúa el sostenimiento con Cable Bolting del macizo rocoso en los tajeos designados según la evaluación realizada por Geomecánica en las U.M. Cerro Lindo y El Porvenir.
3. **DEFINICIONES**
 - 3.1. **Cable Bolting:**
Es el sostenimiento del macizo rocoso con cable de acero inyectado con pasta de cemento para fortificar el macizo rocoso, el cual cuenta con una estructura conformada por 7 hilos de acero con un diámetro total de 5/8" y una longitud variable de acuerdo a la evaluación geomecánica y que presenta un abultamiento en cada pie para dar mayor adherencia al concreto.
 - 3.2. **Macizo rocoso:**
Roca dentro de la cual está constituida la mina.
 - 3.3. **Bomba Langford:**
Es un equipo electro hidráulico estacionario, diseñado para bombear la pasta de cemento de alta densidad a lo largo de un taladro de hasta 20 m.
 - 3.4. **Cable de acero:**
Es una estructura conformada por 7 hilos de acero con un diámetro total de 5/8" y una longitud
 - 3.5. **Pasta de Cemento:**
Es una mezcla de cemento y agua, en una proporción de 15 L de agua por una bolsa de cemento tipo V (42.5 Kg.).
 - 3.6. **Jumbo para Cable Bolting:**
Es un equipo de bajo perfil, Jumbo modificado con un brazo Raptor, que puede realizar perforaciones radiales en un radio de 360° y de una longitud de 20 m., tiene una bomba incorporada para bombear la pasta de cemento y un carrete para el cable de acero el cual inserta en forma automática al taladro.
 - 3.7. **Scissor Lift:**
Camión utilitario que sirve como plataforma para el realizar trabajos auxiliares en interior mina.
4. **DOCUMENTOS A CONSULTAR**
 - 4.1. Requisito 7.5.1 de la Norma ISO 9001:2008
 - 4.2. Requisito 4.4.6 de la Norma ISO 14001:2004
 - 4.3. Requisito 4.4.6 de OHSAS 18001:2007.
 - 4.4. MI-P-03 Desatado de Rocas
 - 4.5. Manuales de Mantenimiento de los Equipos de Bajo Perfil

Sostenimiento con Cable Bolting

- 4.6. Plano del Diseño de la Malla de perforación
- 4.7. D.S. Nº 055-2010-EM Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional, Artículos: 220 al 223.
5. **RESPONSABILIDADES**
- 5.1 **Gerente Corporativo de Operaciones**
Es responsable de aprobar el presente procedimiento y propiciar su aplicación.
- 5.2 **Superintendente de Mina**
Es el responsable de monitorear y evaluar el cumplimiento del procedimiento establecido.
- 5.3 **Jefe de Guardia Mina/Supervisor de Sostenimiento**
Es el responsable de que se cumplan todas las recomendaciones y especificaciones técnicas generadas por el área de geomecánica y del control de la buena ejecución del sostenimiento con cable Bolting, de acuerdo a lo establecido en el presente procedimiento.
- 5.4 **Operador (Responsable de Cable Bolting)**
Es el responsable de ejecutar la perforación, cableado e inyección del cable Bolting según lo indicado en éste procedimiento.
- 5.5 **Jefe de Geotecnia/Jefe de Geomecánica**
Responsable de realizar el programa de Cable Bolting según prioridades y coordinar con el Jefe de Guardia y Supervisor de Sostenimiento, para hacer la entrega del Plano del Diseño de la Malla de Perforación y controlar el cumplimiento de la actividad.
Es el responsable de evaluar el área de trabajo y recomendar la verificación del cable Bolting siempre y cuando las condiciones del macizo rocoso lo amerite.
6. **DESARROLLO**
- 6.1 **Consideraciones de Seguridad y Salud Ocupacional**
- 6.1.1 Antes de comenzar el trabajo el personal debe de contar con Equipo de Protección Personal, *Casco con portalámpara, Lámpara minera, Correa Porta Lámpara, Mameluco con cinta reflectora, Guantes de Cuero flexible, Botas de seguridad, Anteojos de seguridad, Protector respiratorio y Protector Auditivo de inserción u orejeras*
- 6.1.2 Ejecutará la charla de seguridad aplicando el reporte de cinco puntos seguridad (SSO-P-10-5) que será firmado por el trabajador y supervisor aceptando el compromiso de no incurrir en trabajos inseguros.
- 6.2 **Consideraciones Ambientales**
- 6.2.1 Segregar, almacenar y disponer los residuos sólidos conforme lo indicado en el Procedimiento MA-P-02.
- 6.3 **Desarrollo del Procedimiento**
- 6.1.1 **Coordinaciones Iniciales**
- 6.1.1.1 El Superintendente de Mina, el Jefe de Guardia Mina coordinan con el área de Geotecnia/Geomecánica y le solicitan las recomendaciones y el diseño para emplear el sostenimiento con cable Bolting en los tajos, que según el avance de operaciones lo requieran.

Sostenimiento con Cable Bolting

- Luego el área de geotecnia/Geomecánica solicita a Ingeniería la elaboración del diseño de malla así como el marcado en el tajo, entregando el plano al Supervisor de sostenimiento.
- 6.1.1.2 En el despacho de guardia, el jefe de guardia de desate y sostenimiento mecanizado, coordina con el Jefe de Guardia Mina para determinar los tajeos a sostener y la correspondiente preparación del mismo.
- 6.1.1.3 El personal mínimo requerido para el trabajo de cableado es de tres (03) personas (Líder y dos ayudantes).
- 6.1.1.4 El piso debe de estar nivelado y la labor iluminada.
- 6.1.1.5 Los taladros deben estar perforados según diseño y recomendaciones de geomecánica y el procedimiento Perforación de taladros largos con equipo simba y raptor (MI-P-07).
- 6.1.2 **Instalación e inyección de Cable Bolting**
- 6.1.2.1 El Operador y/o el ayudante de Cable Bolting debe de inspeccionar la labor y realizar el Desatado de Rocas, según MI-P-03, antes, durante y después de la instalación e inyección del Cable Bolting, así como mantener el orden y limpieza en la labor.
- 6.1.2.2 Realizar la instalación de agua y energía eléctrica, evitando que el cable eléctrico se encuentre sobre superficie húmeda.
- 6.1.2.3 El Operador y/ o el ayudante de Cable Bolting trasladan el Jumbo/ Bomba Langford para Cable Bolting a la zona de trabajo y realizan la inspección del mismo, desarrollando el check list correspondiente; luego se posiciona en el área de trabajo utilizando las cuatro gatas.
- 6.1.2.4 El operador del camión Scissor Lift desarrolla el Reporte diario de plataforma Scissor al inicio del turno, luego apoya al líder y/o ayudante de Cable Bolting para trasladar a la zona de trabajo, los siguientes materiales:
- ✓ Cable de acero de 5/8" ø, longitud variable hasta 20 mts, con abultamiento cada 0.30 m.
 - ✓ Tubo de polietileno C-10 de 3/4" ø.
 - ✓ Cuñas de madera 2" x 3" x 15".
 - ✓ Cinta aislante de plástico de 3/4" x 20.00 m. (rollo).
- 6.1.2.5 El Operador y/ o el ayudante de Cable Bolting realizan la instalación del Cable Bolting/ Bomba Langford introduciendo el cable de acero con tubería de polietileno acuñado con madera, con apoyo de Scissor Lift si fuera necesario.
- 6.1.2.6 El cableado e inyectado de cemento debe ser de adelante hacia atrás y con apoyo del camión Scissor Lift.
- 6.1.2.7 El Operador y/ o el ayudante de Cable Bolting/ Bomba Langford trasladan el Cemento PORTLAND TIPO V a la zona de trabajo.
- 6.1.2.8 El Operador de Cable Bolting/ Bomba Langford se asegura :
- ✓ Que la dosificación de la mezcla es de 15 litros de agua / 42.5 Kg. (01 bolsa de cemento), y que obtenga una masa pastosa con un agitado constante
 - ✓ Una línea de agua de 10 bares.
- 6.1.2.9 Luego el Operador y el ayudante de Cable Bolting/ Bomba Langford inyectan la pasta de cemento, ubicando la bomba en la parte central.
- 6.1.2.10 Una vez llenado el taladro con pasta de cemento, el personal de sostenimiento procede al doblado y taponado del extremo inferior del tubo de polietileno C-10.
- 6.1.2.11 Culminada la inyección de todos los taladros, el personal de sostenimiento procederá al retiro del camión Scissor Lift, lavado y retiro de la bomba, orden y limpieza de toda el área. El responsable de sostenimiento realiza el llenado del Reporte de perforación de taladros largos (CL-MI-P-07-1).

Sostenimiento con Cable Bolting

- 6.1.2.12 El Supervisor de Sostenimiento/Jefe de Guardia verifica la operación del sostenimiento continuamente y en cada guardia, revisando que se realice de acuerdo al diseño hasta que se concluya el mismo, tomando los correctivos inmediatos en caso de incumplimientos los que quedan registrados en los reportes diarios del Operador.
- 6.1.3 Consideraciones finales:
- 6.1.3.1 El tiempo de fraguado de los taladros inyectados será como mínimo de 07 días, para que cumpla con el soporte requerido.
- 6.1.3.2 El control de la buena ejecución del sostenimiento con cable bolting, lo realizan el Jefe de Guardia y el responsable de Geomecánica.
- 6.4 **Frecuencia de Inspecciones**
*Semestral en procesos de auditorías internas y externas del Sistema Integrado de Gestión.
 Inspecciones Gerenciales de Seguridad.*
- 6.5 **Equipo de Trabajo**
*Superintendente de Mina
 Jefe de Guardia Mina/Supervisor de Sostenimiento
 Operador (Responsable de Cable Bolting)
 Jefe de Geotecnia/Jefe de Geomecánica*
- 6.6 **Revisión y Mejoramiento Continuo**
La revisión y mejoramiento del presente documento puede ser generado en cualquier momento, o como resultado de la revisión anual para plantear mejoras (Numeral 6.1.1 del procedimiento SGI-P-06 Control de Documentos del SGI).
7. **REGISTROS / ANEXOS**
 SSO-P-10-5 Reporte de Cinco puntos de Seguridad
 MI-P-07-1 Reporte de perforación de taladros largos.
 Reporte diario de plataforma Scissor Lift

Anexo 4

Procedimiento de Desate mecanizado de rocas

Desate Mecanizado de Rocas

1. **OBJETIVO**

Establece el procedimiento para realizar el desate mecanizado de rocas con la finalidad de eliminar y/o mitigar los riesgos asociados a la estabilidad del macizo rocoso.

2. **ALCANCE**

*Aplica a las Unidades Mineras del Grupo Milpo, antes y después de que se efectúa la voladura en los tajeos de producción y en las áreas que requieran **desate mecanizado de rocas**.*

3. **DEFINICIONES**

3.1 **Banco:**

Roca de gran tamaño y peso.

3.2 **Desatado de rocas mecanizado:**

Es una operación que consiste en hacer caer las rocas sueltas o que están por desprenderse tanto en el techo como en los hastiales de las labores mineras, después de una voladura y/o labores que requieren ser desatados para iniciar una actividad, haciendo uso de un equipo mecánico de bajo perfil.

3.3 **Equipos de Bajo Perfil:**

Máquinas que ingresan a interior mina como Scoops, Volquetes, Jumbo, Scaler, Moto niveladoras, Tractor, Utilitario, Scissor Lift; entre otros, para realizar diversos trabajos en interior mina.

3.4 **Hastial:**

Pared lateral de la labor.

3.5 **Roca suelta:**

Macizo rocoso fracturado y colgado en los techos y caras laterales de una labor minera antes y después de un disparo.

3.6 **Equipo Desatador de rocas:**

Es un equipo de bajo perfil, diseñado para el desatado mecanizado de rocas hasta una altura máxima de 6 metros.

3.7 **Tajeo de Producción:**

Es una labor minera, donde se ha realizado rotura del macizo rocoso o cualquier excavación hecha para extraer mineral.

3.8 **Zonas de Alto Riesgo:**

Son áreas o ambientes donde están presentes las condiciones de riesgo inminente, que pueden presentarse por un diseño inadecuado o por condiciones físicas, eléctricas, mecánicas, ambientales y naturales.

3.9 **Accidente Ambiental:**

Derrame o fuga de combustibles o lubricantes, mayor a 5 galones

Desate Mecanizado de Rocas

-
4. **DOCUMENTOS A CONSULTAR**
- 4.1. Requisito 7.5.1 de la Norma **ISO 9001:2008**
- 4.2. Requisito 4.4.6 de la Norma ISO 14001:2004
- 4.3. Requisito 4.4.6 de OHSAS 18001:2007.
- 4.4. **CL-MI-P-09** Transporte de Mineral y/o Desmonte de Interior Mina
- 4.5. **MA-P-02** *Clasificación, manipulación, evacuación y disposición de residuos peligrosos*
- 4.6. **SSO-P-10** *Sistema de Inspección de SSO y Ambiental*
- 4.7. D.S. N° 048-2001-EM Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, título tercero, capítulo 1, Subcapítulo 1, art. 181.
5. **RESPONSABILIDADES**
- 5.1 **Gerente Corporativo de Operaciones**
Es responsable de aprobar el presente procedimiento y propiciar su aplicación.
- 5.2 **Superintendente de Mina**
Es responsable de coordinar con el Jefe de Guardia Mina los trabajos de desatado **mecanizado** a realizarse en la guardia **y de hacer cumplir el presente documento.**
- 5.3 **Jefe de Guardia de Mina**
Es responsable de cumplir y supervisar la aplicación del presente documento.
- 5.4 **Supervisor de Sostenimiento/Jefe de Desate y Sostenimiento**
Son responsables de cumplir lo establecido en el presente procedimiento.
- 5.5 **Jefe de Geotecnia.**
Es responsable de coordinar con el superintendente de Mina, para hacer entrega del plano geoestructural actualizado de las labores de la mina.
- 5.6 **Operador de Equipo de Desatado:**
Es la persona entrenada, capacitada en el manejo del equipo y desatado de rocas; siendo reconocido por una licencia de manejo del equipo de Desatado expedido por la Superintendencia de Seguridad e Salud Ocupacional de su correspondiente Unidad Minera.
- 5.7 **Desatador (Operario y Ayudante)**
Son los responsables de cumplir con el presente procedimiento cada vez que ejecutan el desatado de rocas antes, durante y después de cada actividad.
6. **DESCRIPCIÓN**
- 6.1 **Consideraciones de Seguridad y Salud Ocupacional**
- 6.1.1 *Antes de comenzar el trabajo el personal debe de contar con Equipo de Protección Personal, de acuerdo a lo establecido en el PETS (anexo 1):*
- 6.1.2 *Ejecutará la inspección aplicando el reporte de cinco puntos seguridad (SSO-P-10-4) que será firmado por el trabajador y supervisor aceptando el compromiso de no incurrir en trabajos inseguros.*

Desate Mecanizado de Rocas

- 6.1.3 *El equipo de Desatado debe contar con un extintor de PQS de 6 lb. como mínimo.*
- 6.1.4 *El valor máximo de emanación de CO del equipo de Desatado será de 500 ppm.*
- 6.1.5 *Durante el desatado de rocas se debe garantizar el flujo de agua en el punto de percusión para evitar la polución del polvo, cuando aplique.*
- 6.1.6 *Para conectar y desconectar (los chupones) a la corriente eléctrica se debe realizar sin energía para lo cual se desconectará en el tablero eléctrico bajando la cuchillada de control, cuando aplique.*
- 6.1.7 **Detener los trabajos en caso de:**
- Presencia de tiros cortados, los cuales deben ser desactivados o detonados.
 - Desperfectos electromecánicos del equipo de desate y accesorios
 - Falta de iluminación y/o sistema de ventilación.
 - Riesgo de caída de roca *próxima a derrumbarse.*
 - Si el Registro de los cinco puntos de seguridad identifica incumplimiento de estándares y procedimientos, los trabajos programados no se iniciarán en las labores, si las condiciones indicadas no son subsanadas.
 - Cuando se detecten desperfectos electromecánicos del equipo de desate y accesorios.
- 6.2 **Consideraciones Ambientales**
- 6.2.1 *Concluida la actividad deben disponer los residuos (desmante y/o mineral) de acuerdo al procedimiento Traslado de mineral y/o desmante de interior mina (CL-MI-P-09), mientras que los demás residuos deberán ser segregados, almacenados y dispuestos conforme lo indicado en el Procedimiento MA-P-02.*
- 6.3 **Desarrollo del Procedimiento**
- 6.3.1 *El Superintendente de Mina es el responsable de la planificación del desate mecanizado de las labores mineras, así como de la coordinación con el Jefe de Geotecnia/Geomecánica, para la actualización de los planos geoestructurales, asimismo coordinan con el Jefe de Guardia de Desate y Sostenimiento/Jefe de Guardia las áreas críticas que deben ser desatadas con prioridad, asegurándose que estas sean efectuadas con todas la medidas de seguridad.*
- 6.3.2 En el despacho de guardia, el Jefe de Guardia de Mina, coordina con el Jefe de Guardia de Desate y Sostenimiento mecanizado para determinar los tajos pendientes a desatar y en el transcurso de la guardia coordinaran los tajos a desatar según prioridades.
- 6.3.3 El Jefe de Guardia de Desate y Sostenimiento/Jefe de Guardia coordina con el Operador del equipo *desatador* y mediante una orden de trabajo indica la labor o labores con orden de prioridades, para que realice el desatado de rocas. Las órdenes de trabajo deben ser claras y precisas, asegurándose que el Operador ha entendido las instrucciones impartidas.
- 6.3.4 El Jefe de Guardia de Mina, el operador del equipo *desatador* ó Jefe de Guardia de Desate y Sostenimiento inspeccionan la labor para verificar las condiciones de trabajo, desarrollando el Reporte de Cinco Puntos de Seguridad (SSO-P-10-4), el cual será revisado y firmado por el Jefe de Guardia; en el caso de desate dominical llenar el Reporte de Desate de Rocas Dominical (*MI-P-03-2*).
- 6.3.5 El Operador del equipo *desatador* realiza una inspección general al equipo y desarrolla la lista de verificación correspondiente (MN-P-06-13) *Check List diario de equipos (CL-MI-P-01-1)* que será firmado por el Jefe de Guardia de Desate y Sostenimiento en su visita a la labor.
- 6.3.6 Si la lista de verificación del equipo *desatador* determina la conformidad de operación del equipo, éste se considera disponible para iniciar los trabajos de desate; caso contrario, el

Desate Mecanizado de Rocas

- operador comunicará a su jefe inmediato la necesidad de subsanar las observaciones, mientras tanto no podrá iniciar los trabajos de desate.
- 6.3.7 Trasladar el equipo **desatador** a la zona de desate y posicionarlo correctamente utilizando las cuatro gatas, asegurándose que el piso esté nivelado.
- 6.3.8 Los accesos a las zonas de trabajos donde se realizara el desatado, debe estar asegurada adecuadamente, de acuerdo a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. La labor donde se realizara el desatado debe estar ventilado y contar siempre con su respectiva luminaria.
- 6.3.9 Hacer un buen regado de la carga, los hastiales y en general de toda la labor.
- 6.3.10 Realizar la instalación de agua y energía eléctrica, evitando que el cable se encuentre en una superficie húmeda, **cuando aplique**.
- 6.3.11 Para el desatado, el brazo con el cincel (lápiz) del martillo debe posicionarse con un ángulo no mayor de 45° con respecto a la horizontal, para que la caída de roca no afecte al equipo. Realizar el desatado de rocas en toda el área de la labor (100% en el techo y hastiales), empezando desde la zona sostenida hacia la zona disparada. El desate siempre debe ser iniciada de afuera (zona sostenida) hacia adentro en toda la sección de la labor (techo y cajas), de tal forma que el equipo y el operador siempre estén debajo de un techo seguro hasta llegar al tope.
- 6.3.12 La altura máxima de los bancos de explotación en los tajos debe ser de 6.0 m, **cuando aplique**.
- 6.3.13 Realizar la percusión del martillo cuando el cincel (lápiz) esté en contacto con la roca para evitar la percusión en vacío.
- 6.3.14 Terminado el desate de rocas, el Jefe de Desate y Sostenimiento/ **Jefe de Guardia** verificará in situ que el área esté desatada correctamente, de lo contrario se indicará al operador rectificar el desatado.
- 6.3.15 Una vez verificada la conformidad del trabajo, se desconectarán las instalaciones de agua y energía eléctrica, **cuando aplique**.
- 6.3.16 Trasladar al equipo a la siguiente área y repetir el procedimiento o estacionarlo en un área segura con la circulina prendida, de no ser necesario continuar con el procedimiento.
- 6.3.17 Al final de la jornada, el Operador debe entregar a la oficina del Sistema de Gestión Operativa de Mina el reporte **del equipo de desatado** (MI-P-05-1) debidamente llenado, **cuando aplique**.
7. **REGISTROS / ANEXOS**
- SSO-P-10-4 Reporte de Cinco Puntos de Seguridad.
- MN-P-06-13 Check list **diario de Equipos**
- MI-P-05-1 Desate de rocas con equipo de Desatado **(El Porvenir)**
- CL-MI-P-01-1 Check List diario de equipos**
- Anexo 1: Procedimiento de Trabajo Seguro en **Desate Mecanizado de Rocas**

Anexo 5

Procedimiento de Desatado Manual

Desatado Manual de Rocas

1. **OBJETIVO**
Establece el procedimiento que incluye los pasos a seguir para realizar el desatado manual de rocas con la finalidad de eliminar y/o mitigar los riesgos asociados a la estabilidad del macizo rocoso.
2. **ALCANCE**
Este procedimiento aplica a *las Unidades Mineras del Grupo Milpo* que ejecuten la actividad de desate manual de rocas:
 - antes y después del disparo del frente de la labor;
 - antes, durante y después de la perforación y en
 - campañas de desate realizadas en forma periódica para todas las actividades de la operación mina.
3. **DEFINICIONES**
 - 3.1 **Banco:**
Roca de gran tamaño y peso.
 - 3.2 **Barretillas de Desate:**
Son herramientas livianas de aluminio de 1" de ϕ , para hacer caer las rocas sueltas del macizo rocoso, de diferentes longitudes de 6', 8' y 10", un extremo tiene uña y la otra en punta de fierro corrugado.
 - 3.3 **Desatado manual de rocas:**
Es una actividad que consiste en hacer caer las rocas sueltas o que están por desprenderse tanto en el techo como en los hastiales de las labores mineras haciendo uso de barretillas.
 - 3.4 **Desatadores (Operario y Ayudante):**
Personal que tiene habilidades y destrezas y con experiencia minera para ejecutar la técnica del desatado de rocas.
 - 3.5 **Hastial:**
Pared lateral de la labor.
 - 3.6 **Posición de Desate:**
Es la posición corporal que adopta el personal para el desate, para maniobrar con la barretilla colocándola a un costado del cuerpo donde se tenga mayor fuerza y estabilidad y no más de 45° de inclinación con respecto a la horizontal.
 - 3.7 **Roca suelta:**
Macizo rocoso fracturado y colgado en los techos y caras laterales de una labor minera antes y después de un disparo.
 - 3.8 **Sonido "bombo":**
Sonido grave o vacío que diferencia un terreno inestable (está por caer) de uno macizo, al golpearlo con la barretilla.
 - 3.9 **Tajeo de Producción:**

Desatado Manual de Rocas

Es una labor minera, donde se ha realizado rotura del macizo rocoso o cualquier excavación hecha para extraer mineral.

4. DOCUMENTOS A CONSULTAR

- 4.1. Requisito 7.5.1 de la Norma ISO **9001:2008**
- 4.2. Requisito 4.4.6 de la Norma ISO 14001:2004
- 4.3. Requisito 4.4.6 de OHSAS 18001:2007
- 4.4. **CL-MI-P-09 Transporte de Mineral y/o** Desmante de Interior Mina
- 4.5. **SSO-P-10 Sistema de Inspección de SSO y Ambiental**
- 4.6. D.S. N° 046-2001-EM Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, título tercero, capítulo 1, Sub capítulo 1, art. 181.

5. RESPONSABILIDADES

- 5.1. Gerente Corporativo de Operaciones
Aprueba el presente procedimiento
- 5.2. Superintendente de Mina
Es responsable de coordinar con el Jefe de Guardia Mina los trabajos de desatado manual a realizarse en la guardia *y de hacer cumplir el presente documento.*
- 5.3. Jefe de Guardia de Mina
Es responsable de cumplir y supervisar la aplicación del presente documento.
- 5.4. Jefe de Geomecánica
Debe coordinar con el Superintendente de Mina, para hacer la entrega del Plano Geoestructural actualizado de las labores de la mina.
- 5.5. Encargado de Supervisar el Desate
Son responsables de cumplir lo establecido en el presente procedimiento.
- 5.6. Operadores (Desatador y Asistente):
Son responsables de cumplir con el procedimiento cada vez que ejecutan el desatado de rocas antes, durante y después de cada actividad.

6. DESCRIPCIÓN

- 6.1. Consideraciones de Seguridad y Salud Ocupacional
- 6.1.1 *Antes de comenzar el trabajo el personal debe de contar con el Equipo de Protección Personal de acuerdo a lo establecido en el PETS (anexo 1):*
- 6.3.1 *Ejecutarán la inspección aplicando el reporte de cinco puntos seguridad (SSO-P-10-4) el que será firmado por el trabajador y supervisor aceptando el compromiso de no incurrir en trabajos inseguros, cumpliendo con lo establecido en el D.S. N° 046-2001-EM Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, título tercero, capítulo 1, Subcapítulo 1, art. 181.*
- 6.1.2 Detener los trabajos en caso de *que:*
- Se detecten tiros cortados, los cuales deben ser desactivados o detonados.

Desatado Manual de Rocas

- Los bancos no se pueda hacer caer con la fuerza de las barretillas, se pide apoyo del equipo Scaler y si es necesario se plastea o se cachorra dicho banco **para eliminar el riesgo..**
- Deje de funcionar la iluminación y/o sistema de ventilación o por falta de éstos.
- Exista el riesgo de caída de roca **próximo a derrumbarse.**
- Si el Registro de los cinco puntos de seguridad identifica incumplimiento de estándares y procedimientos, los trabajos programados no se iniciarán en las labores, si las condiciones indicadas no son subsanadas.

6.1.3 Consideraciones Ambientales

Concluida la actividad deben disponer los residuos (desmante y/o mineral) de acuerdo al procedimiento CL-MI-P-09 Transporte de mineral y/o desmante de interior mina.

6.2. Desarrollo del Procedimiento

- 6.2.1 El Jefe de Guardia de Mina inspecciona conjuntamente con el personal, los peligros y riesgos existentes en el área de trabajo, **donde detecta roca suelta** para iniciar **el** desate de rocas. Comunica al personal qué labores han sido disparadas y requieren ser desatadas antes de iniciar los trabajos de limpieza, coordinándolas con el Jefe de Desate y Sostenimiento. Adicionalmente puede dar la orden de desatar labores críticas identificadas previamente o durante la jornada de trabajo; las cuales deben ser claras y precisas, considerando aspectos ambientales y de seguridad.
- 6.2.2 Antes de ingresar a la labor el desatador u operador verifica que ésta se encuentre ventilada, inspecciona la labor minuciosamente y llena el Reporte de Cinco Puntos de Seguridad (**SSO-P-10-4**), el cual será revisado y firmado por el Jefe de Guardia; en el caso de desate dominical llenar el Reporte de Desate de Rocas Dominical (**MI-P-03-2**).
- 6.2.3 En el despacho de guardia, el Jefe de Sostenimiento, coordina con el Jefe de Guardia de Mina para determinar los tajos pendientes a desatar y en el transcurso de la guardia coordinaran los tajos a desatar según prioridades.
- 6.2.4 A continuación se presentan las consideraciones específicas para cada tipo de desate.
- a) El desatador revisa el estado de las barretillas del perchero (de 4', 6', 8', 10 y 12'), verificando que estén completas y en buenas condiciones tanto la punta como la uña de la barretilla; luego procede a regar el área de trabajo, techo, hastiales, con la finalidad de detectar las rocas sueltas y tiros cortados del frente mismo y del mineral/desmante derribado para eliminar el polvo y los gases generados por la voladura.
 - b) El desatador y su ayudante procede a aislar la zona a desatar, para ello eligen un lugar seguro, haciendo una inspección visual del techo, debajo del cual se iniciará el desate; para comprobar que el techo es macizo golpearlo con la barretilla, de obtenerse un sonido agudo se considera que el techo es estable, si se obtiene el sonido bombo el techo es inestable.
 - c) El desatador empieza el desate desde la zona segura posicionando la barretilla a un ángulo no mayor a 45° con respecto a la horizontal, posicionándose con un pie adelante y el otro atrás **asegurando que el piso este estable**. La barretilla debe ser de longitud adecuada para el propósito y tamaño de la galería. Una persona desatará mientras que la otra alumbrará la zona a desatar atento a cualquier desprendimiento de roca, durante la ejecución de la tarea deberá evitarse toda clase de ruidos para poder percibir el estallido de la roca o detectar el sonido bombo del mismo.
 - d) El desate se inicia de atrás hacia delante (hacia el frente de la labor) y viceversa, con el objeto de identificar las fracturas ocultas. Se revisará el techo constantemente, comprobando que toda el área asignada se haya desatado.
 - e) Una vez concluido el desate manual, guardar las barretillas en el perchero.
- 6.3.2 El Jefe de Guardia de mina verificará la actividad de desate y firmará el Reporte Diario de desatadao manual **MI-P-03-01 o MI-P-03-2**, el cual será entregado al final de guardia por el

Desatado Manual de Rocas

desatador para su archivo, al Secretario de Gestión Operativo Mina o *Estadístico de Mina, según corresponda.*

7. REGISTROS / ANEXOS

MI-P-03-1 *Reporte Diario de Desatado Manual (U.M. El Porvenir)*

MI-P-03-2 Reporte de Desate de Rocas Dominical (U.M. Cerro Lindo)

SSO-P-10-4 Reporte de Cinco Puntos de Seguridad.

Anexo 1: Procedimiento de Trabajo Seguro de Desatado Manual

Anexo 6

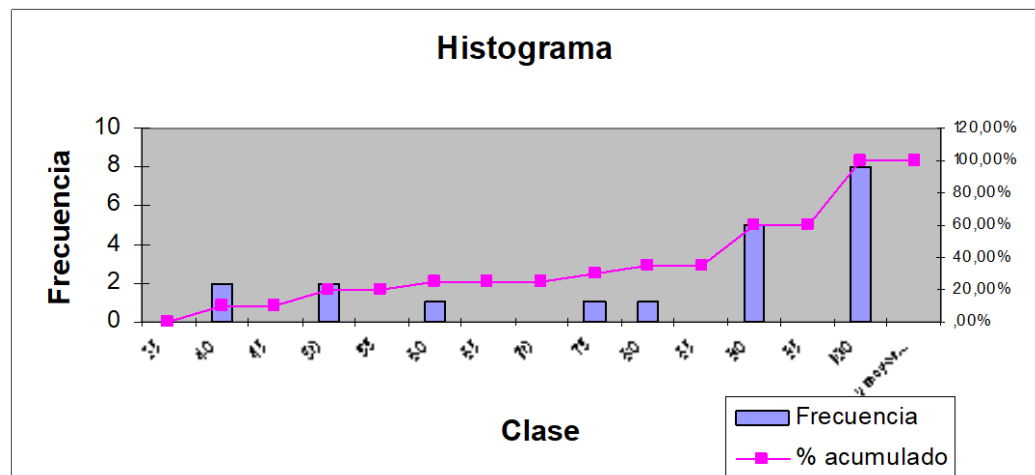
Prueba de torque para elementos colocados con Scissor Bolter y con Sostenimiento convencional

Prueba de torque para elementos puesto con Scissor Bolter

40	Ajuste pésimo
100	Ajuste óptimo
90	Ajuste aceptable
100	Ajuste óptimo
100	Ajuste óptimo
90	Ajuste aceptable
60	Ajuste bajo
100	Ajuste óptimo
100	Ajuste óptimo
40	Ajuste pésimo
50	Ajuste pésimo
50	Ajuste pésimo
90	Ajuste aceptable
80	Ajuste medio
75	Ajuste medio
90	Ajuste aceptable
100	Ajuste óptimo
100	Ajuste óptimo
100	Ajuste óptimo
90	Ajuste aceptable

Cuadro de Frecuencias

Clase	Frecuencia	% acumulado
35	0	,00%
40	2	10,00%
45	0	10,00%
50	2	20,00%
55	0	20,00%
60	1	25,00%
65	0	25,00%
70	0	25,00%
75	1	30,00%
80	1	35,00%
85	0	35,00%
90	5	60,00%
95	0	60,00%
100	8	100,00%



70,00%	probabilidad de un torque optimo
10,00%	probabilidad de un torque inoperante
20,00%	de probabilidad de un torque regular

Prueba de torque para elementos colocados con Jackleg

45	Ajuste pésimo
60	Ajuste bajo
50	Ajuste bajo
85	Ajuste aceptable
55	Ajuste bajo
60	Ajuste bajo
20	Ajuste pésimo
45	Ajuste pésimo
40	Ajuste pésimo
60	Ajuste bajo
40	Ajuste pésimo
70	Ajuste medio
55	Ajuste bajo
55	Ajuste bajo
70	Ajuste medio
50	Ajuste bajo
50	Ajuste bajo

Cuadro de Frecuencias

Clase	Frecuencia	% acumulado
35	1	5,88%
40	2	17,65%
45	2	29,41%
50	3	47,06%
55	3	64,71%
60	3	82,35%
65	0	82,35%
70	2	94,12%
75	0	94,12%
80	0	94,12%
85	1	100,00%
90	0	100,00%
95	0	100,00%
100	0	100,00%

5,88%	de probabilidad de un torque optimo
29,45%	de probabilidad de un torque inoperante
64,71%	de probabilidad de un torque regular