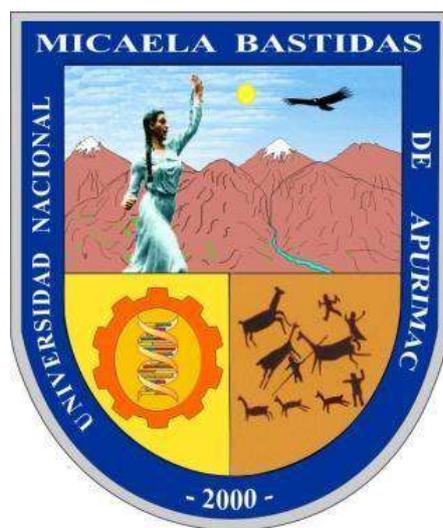


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“TÉCNICAS DE VOLADURA PARA EL MEJORAMIENTO DE LAS
OPERACIONES MINERAS Y EL CONTROL DE LOS COSTOS DE
OPERACIÓN DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA CONGEMIN JH SAC
UNIDAD PARCOY CMH-2014”**

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS.

PRESENTADO POR:

BACH. : ALIPIO COBARRUBIAS ROQUE

BACH. : LESTER ABAD OTAZU CCAHUANA

ABANCAY, NOVIEMBRE DEL 2014

PERÚ



Lester.

A Dios por estar siempre en mi vida, a mis padres Adriana y Gabriel, por su tenacidad y fortaleza para apoyarme en momentos difíciles, que sin ellos no hubiese podido alcanzar mis metas y a mis hermanos por su apoyo constante, gracias a todos.

Alipio.

Al señor mi Dios por brindarme la maravillosa oportunidad de vivir y a mis padres por haberme sabido guiar en este largo camino, a mis amigos por permitirme compartir experiencias de vida, a mis profesores por su constante apoyo y haber compartido sus conocimientos y todos a los que de una u otra forma supieron extender sus brazos para forjar la carrera que empiezo, les estaré eternamente agradecido.



ÍNDICE

ÍNDICE.....	i
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
INTRODUCCIÓN	xii
CAPÍTULO I	
1 GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO.....	1
1.1 SINTESIS HISTORICA.....	1
1.2 UBICACIÓN.....	2
1.3 ACCESIBILIDAD.....	6
1.4 CLIMA.....	7
1.5 FLORA.....	7
1.6 FAUNA.....	7
1.7 TOPOGRAFÍA.....	7
1.8 RECURSOS.....	8
1.8.1 HÍDRICO.....	8
1.8.2 ENERGÉTICO.....	8
1.8.3 HUMANO.....	8
1.8.4 FORESTAL AGRÍCOLA.....	8
1.8.5 MINERO.....	8
1.9 COMUNIDADES.....	8
1.10 FUERZA LABORAL DE C.M.H.S.A.....	9
1.11 COMPONENTES BIÓTICOS.....	9
CAPÍTULO II	
MARCO TEÓRICO.....	10
2.1 APLICACIÓN DE LA MECÁNICA DE ROCAS.....	10
2.2 DISCONTINUIDADES DE LA MASA ROCOSA.....	11
2.2.1 PLANOS DE ESTRATIFICACIÓN.....	11
2.2.2 FALLAS.....	11
2.2.3 ZONAS DE CORTE.....	12
2.2.4 DIACLASAS.....	12
2.2.5 PLANOS DE FOLIACIÓN O ESQUISTOSIDAD.....	13
2.2.6 CONTACTOS LITOLÓGICOS.....	13
2.2.7 VENILLAS.....	14
2.3 CONDICIONES DE LA MASA ROCOSA.....	14
2.4 CRITERIOS SEGÚN LA RESISTENCIA DE LA ROCA.....	14
2.5 CRITERIOS SEGÚN LAS CARACTERÍSTICAS DEL FRACTURAMIENTO.....	15

2.6	CRITERIOS SEGÚN LAS CONDICIONES DE LAS PAREDES DE LAS DISCONTINUIDADES.....	15
2.7	CONDICIONES GEOMECÁNICAS.....	16
2.7.1	CRITERIOS DE ROTURA.....	16
2.7.1.1	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE PROTODYAKNOV.....	16
2.7.1.2	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI.....	17
2.7.1.2.1	RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA.....	18
2.7.1.2.2	ÍNDICE DE LA CALIDAD DE LA ROCA-RQD.....	18
2.7.1.2.3	ESPACIAMIENTO DE JUNTAS.....	19
2.7.1.2.4	CONDICIÓN DE JUNTAS.....	19
2.7.1.2.5	PRESENCIA DE AGUA.....	20
2.7.1.2.6	CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN.....	20
2.7.1.3	USO DE LAS CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTIMACIÓN DEL GSI.....	21
2.7.1.3.1	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI DE 1976.....	21
2.7.1.3.2	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI DE 1989.....	22
2.7.1.3.3	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA “Q” MODIFICADA DE BARTON LIEN Y LUNDE.....	22
2.7.1.4	EL CRITERIO DE ROTURA DE HOEK-BROWN.....	23
2.7.1.5	VIBRACIÓN Y ONDAS SÍSMICAS.....	23
2.7.1.5.1	PARÁMETROS DE VIBRACIÓN.....	24
2.7.1.6	ONDAS SÍSMICAS.....	25
2.7.1.7	VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA.....	26
2.8	COSTOS EN MINERÍA.....	26
2.8.1	COSTOS.....	27
2.8.1.1	COSTO UNITARIO.....	27
2.8.2	SISTEMA DE COSTOS.....	28
2.8.3	SISTEMAS DE CONTROL DE COSTOS.....	29
2.8.4	PUNTO DE EQUILIBRIO (PE).....	30
2.8.4.1	ANÁLISIS DEL PUNTO DE EQUILIBRIO (PE).....	31
2.8.5	CONTRIBUCION MARGINAL.....	31
2.8.6	DEPRECIACIÓN.....	32
2.8.7	ESTRUCTURA DE COSTOS.....	33
2.8.8	FUNCIONES DE LOS COSTOS.....	34
2.8.9	CLASIFICACIÓN DE COSTOS.....	35
2.8.9.1	SEGÚN LA FUNCIÓN QUE CUMPLEN.....	35
2.8.9.2	SEGÚN SU GRADO DE VARIABILIDAD.....	36
2.8.9.3	SEGÚN SU ASIGNACIÓN.....	37



2.8.10	TASACIÓN DE HERRAMIENTAS, EQUIPOS Y MAQUINARIA DE MINERÍA.....	38
2.8.11	FACTORES DE PRODUCTIVIDAD Y EFICIENCIA.....	40

CAPÍTULO III

	GEOLOGÍA.....	45
3.1	GEOLOGÍA REGIONAL.....	45
3.1.1	PRECÁMBRICO.....	45
3.1.2	PALEOZOICO INFERIOR.....	45
3.1.3	PALEOZOICO SUPERIOR.....	46
3.1.4	TRIÁSICO-JURÁSICO.....	47
3.1.5	CRETÁCEO-GRUPO GOYLLARISQUIZGA (Ki-g).....	47
3.1.6	DEPÓSITOS CUATERNARIOS (Qr-al).....	49
3.2.	GEOLOGÍA LOCAL.....	49
3.2.1	SISTEMA DE VETA LOURDES.....	49
3.2.2	VETAS QUE CONFORMAN EL SISTEMA.....	49
3.2.2.1	VETA LOURDES.....	49
3.2.2.2	VETA SPLIT LOURDES.....	50
3.3.	DESCRIPCION DE LA ZONA DE ESTUDIO.....	51
3.4	GEOMORFOLOGÍA.....	52
3.5	CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.....	53
3.5.1	CONTROL ESTRUCTURAL.....	53
3.5.2	CONTROL LITOLÓGICO.....	53
3.5.3	CONTROL MINERALÓGICO.....	54
3.5.4	CONTROLES DE MINERALES DE ALTERACIÓN.....	54
3.6	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	55
3.6.1	PLEGAMIENTO.....	55
3.6.2	FALLAMIENTO.....	56
3.7	GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	57
3.7.1	RESERVAS MINERALES.....	57

CAPITULO IV

	INFRAESTRUCTURA Y DISEÑO DEL ÁREA DE ESTUDIO Y MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	59
4.1	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	59
4.1.1	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.....	60
4.1.2	MINADO EN CORTE Y RELLENO SEMI-MECANIZADO.....	63
4.1.3	MINADO EN CORTE Y RELLENO MECANIZADO.....	64



4.2	FACTORES DE SELECCIÓN.....	66
4.2.1	APLICABILIDAD.....	66
4.2.2	RECUPERACIÓN DEL TAJEO.....	66
4.2.3	DILUCIÓN Y SELECTIVIDAD.....	66
4.3	INFRAESTRUCTURA Y LABORES PRINCIPALES.....	66
4.3.1	LABORALES DE PRODUCCIÓN Y AVANCES.....	67
4.4	SOSTENIMIENTO.....	68
4.4.1	SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA.....	68
4.4.1.1	TIPOS DE ESTRUCTURAS DE MADERA PARA EL SOSTENIMIENTO.....	69
4.4.2	CIMBRAS METÁLICAS.....	73
4.4.3	PERNOS DE ROCA.....	75
4.4.4	PERNOS DE VARILLA CEMENTOS O CON RESINA.....	77
4.4.5	MALLA METÁLICA.....	82
4.4.6	CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE).....	83
4.5	EQUIPOS DE LIMPIEZA Y PERFORACION.....	85

CAPÍTULO V

	TÉCNICAS DE VOLADURA.....	90
5.1	INTRODUCCIÓN.....	90
5.2	VOLADURA TRADICIONAL.....	90
5.2.1	VERIFICACION GEOMECANICA.....	90
5.2.1.1.	CLASIFICACIÓN DE LAS ROCAS.....	90
5.2.1.2.	SELECCIÓN DE ROCAS PARA VOLADURA.....	93
5.2.2.	CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS.....	95
5.2.3.	MÉTODO DIGITALIZADO PARA CALCULAR EL NÚMERO DE TALADROS.....	96
5.2.4	DISEÑO DE ARRANQUES.....	97
5.2.5	CÁLCULO DE BURDEN.....	99
5.2.6	DETERMINACIÓN DEL ESPACIAMIENTO.....	100
5.2.7	CÁLCULO DE CONCENTRACIÓN DE CARGA.....	100
5.2.8	EJEMPLO APLICATIVO.....	102
5.3	VOLADURA CONTROLADA CON PRECORTE.....	104
5.3.1	FUNCIÓN DEL MÉTODO DE VOLADURA.....	104
5.3.2	CONSIDERACIONES A TENER EN CUENTA PARA USAR EL MÉTODO DE VOLADURA CONTROLADA CON PRECORTE.....	108
5.3.2.1	CÁLCULOS PARA DEMOSTRAR LA MALLA PRESENTADA EN LA	

FIGURA 5.11.....	110
5.4 VOLADURA EN FUNCIÓN DE LA CARGA OPERANTE.....	111
5.4.1 FUNCIÓN DE ESTA TÉCNICA DE VOLADURA.....	111
5.4.1.1 CARGA OPERANTE.....	111
5.4.1.2 VELOCIDAD CRÍTICA DE LA ROCA.....	112
5.4.1.3 RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN TRIAXIAL (σ_c).....	112
5.4.1.5 ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES.....	113
5.4.1.6 AGUAS SUBTERRÁNEAS.....	113
5.4.1.7 RMR AJUSTADO.....	114
5.4.1.8 ÍNDICE DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA (Q).....	114
5.4.1.9 ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI).....	114
5.4.1.10 DEFORMABILIDAD DE LA ROCA INTACTA (E_i).....	114
5.4.2 ANÁLISIS Y MODELAMIENTO DE LAS VIBRACIONES.....	115
5.4.3 VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA (VP).....	115
5.4.4 VELOCIDAD DE CRÍTICA DE PARTÍCULA (VCRIT).....	115
5.4.5 CRITERIO DE DAÑO.....	116
5.4.6 LEY DE ATENUACIÓN POR TIPO DE EXPLOSIVO.....	116
5.4.7 CARGA MAXIMA POR RETARDO EN TALADROS DE PRODUCCION.....	117
5.5 VOLADURA SISTEMÁTICA MÉTODO COBA-OTA.....	118
5.5.1 CÁLCULO DE BURDEN.....	119
5.5.1.1 TEORÍA DE G. E. PEARSE.....	119
5.5.2 APLICACIÓN DE LA TÉCNICA EN LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS.....	121
5.5.2.1 TÉCNICAS DE VOLADURAS EN CHIMENEAS.....	121
5.5.2.2 TÉCNICAS DE VOLADURAS EN TAJEOS.....	122
5.5.2.2.1 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN MINERÍA.....	122
5.5.2.2.2 PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN UN TAJO EN EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	123
5.5.2.2.3 PARÁMETROS DE DISEÑO.....	124
5.5.2 CARACTERÍSTICAS A TENER EN CUENTA PARA EL USO DE ESTE MÉTODO.....	127
5.5.2.1 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO DEL ROCOSO.....	127
5.5.3 ERRORES COMUNES EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	127
5.5.3.1 TALADROS DE ARRANQUE.....	127
5.5.3.2 DIAMETRO DE LOS TALADROS DE ALIVIO.....	128
5.5.3.3 PARALELISMO EN LOS TALADROS DE ARRANQUE Y AVANCE.....	128

5.5.3.4	DISTRIBUCIÓN SIMÉTRICA DE LOS TALADROS.....	129
5.5.3.5	SOBRE CARGA DE TALADROS.....	129
5.5.3.6	CEBADO INAPROPIADO DEL EXPLOSIVO.....	129
5.5.3.7	ERRORES EN EL AMARRE.....	130
5.5.4	EN QUE CONSISTE EL MÉTODO.....	130
5.5.4.1	LOS PASOS SECUENCIALES SE DESCRIBEN A CONTINUACIÓN.....	130
CAPITULO VI		
	COSTOS DE OPERACIONES.....	133
6.1	ESTUDIO DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN.....	133
6.2	PRECIO UNITARIO (PU).....	135
6.3	LISTADO DE LOS PRECIOS UNITARIOS DE OPERACIONES REDUCIDOS..	135
6.3.1	PRECIOS UNITARIOS EN EL TRANSPORTE.....	135
6.3.1.1	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 07134.....	135
6.3.2	PRECIOS UNITARIOS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	136
6.3.2.1	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 06516.....	137
6.3.3	PRECIOS UNITARIOS EN LOS AVANCES DE LAS LABORES.....	138
6.3.3.1	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 03254.....	139
6.3.4	PRECIOS UNITARIOS EN SOSTENIMIENTO MECANIZADO.....	140
6.3.4.1	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12580.....	141
6.3.4.2	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12782.....	142
6.3.5	PRECIOS UNITARIOS EN SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL.....	143
6.3.5.1	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12131.....	144
6.3.5.2	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12153.....	145
6.3.6	PRECIOS UNITARIOS DE LOS SERVICIOS.....	146
6.3.6.1	CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 08371.....	147
6.3.7	PRECIOS UNITARIOS DE LA SOBREDISTANCIA EN EL ACARREO.....	147
6.3.8	LEYES SOCIALES.....	148
6.3.8.1	EJEMPLO DEL CÁLCULO DE UNA LIQUIDACIÓN (LEYES SOCIALES)...	149
6.3.9	PRECIOS DE LOS MATERIALES.....	150
6.4	GASTOS GENERALES CONGEMIN JH SAC.....	153
6.5	COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO...	155
6.5.1	CÁLCULO DE COSTOS EN VOLADURA TRADICIONAL.....	155
6.5.2	CÁLCULO DE COSTOS CON VOLADURA PRECORTE.....	157



6.5.3	CÁLCULO DE COSTOS CON VOLADURA SISTEMÁTICA.....	159
6.6	COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE EXPLOTACIÓN.....	161
6.6.1	CÁLCULO DE COSTOS EN VOLADURA CON PRECORTE.....	161
6.7	OPTIMIZACION DE LAS OPERACIONES MINERAS Y SU REFLEJO EN LOS COSTOS.....	164
6.7.1	OPTIMIZACIÓN EN EL CICLO DE MINADO.....	164
6.7.1.1	EL PLANEAMIENTO EN LA OPTIMIZACIÓN DE COSTOS.....	164
6.7.2	FACTORES DE PÉRDIDAS POR DISPARO.....	168
CAPITULO VII		
	SEGRIDAD Y SALUD OCUPACIONAL.....	171
7.1	IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS, EVALUACIÓN DE RIESGOS Y DETERMINACIÓN DE CONTROLES MEDIANTE UNA MATRIZ DE RIESGOS EN LOS TRABAJOS DE VOLDURA.....	171
7.2	OBJETIVOS DEL ANÁLISIS RIESGOS.....	172
7.3	DEFINICIONES (OHSAS 18001_2007).....	172
7.3.1	PELIGRO.....	172
7.3.2	IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS.....	172
7.3.3	RIESGO.....	172
7.3.4	EVALUACIÓN DE RIESGO.....	172
7.3.5	EVALUACIÓN DE RIESGO BASE (RB).....	172
7.3.6	EVALUACIÓN DE RIESGO RESIDUAL (RR).....	172
7.3.7	ENFERMEDAD.....	172
7.3.8	INCIDENTE.....	172
7.3.9	ACCIDENTE.....	173
7.3.10	RIESGO ACEPTABLE.....	173
7.3.11	SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL.....	173
7.3.12	SISTEMA DE GESTIÓN DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL.....	173
7.4	DEFINICIONES (ISO 14001_2004).....	173
7.4.1	MEDIO AMBIENTE.....	173
7.4.2	ASPECTO AMBIENTAL.....	173
7.4.3	IMPACTO AMBIENTAL.....	173
7.5	OTRAS DEFICIONES USADAS EN LA EVALUACION DE RIESGOS.....	173
7.5.1	SEGURIDAD.....	173



7.5.2	SALUD OCUPACIONAL.....	173
7.5.3	MEDIO AMBIENTE.....	173
7.5.4	TIPO DE ACTIVIDAD ANALIZADA.....	173
7.5.4.1	NUEVO.....	173
7.5.4.2	VIGENTE.....	173
7.5.4.3	MODIFICADO.....	174
7.5.5	CONDICIONES DE EVALUACIÓN.....	174
7.5.5.1	CONDICIONES NORMALES.....	174
7.5.5.2	CONDICIONES ANORMALES.....	174
7.5.5.3	CONDICIONES DE EMERGENCIA.....	174
7.5.6	CONDICIONES DE EVALUACIÓN.....	174
7.5.6.1	PELIGRO.....	174
7.5.6.2	¿CÓMO IDENTIFICAR LOS PELIGROS?.....	180
7.5.6.3	¿ENTONCES CÓMO NOS DAMOS CUENTA DE LOS PELIGROS?.....	180
7.5.7	EVALUACIÓN DE RIESGO.....	180
7.5.7.1	RIESGO.....	180
7.5.7.2	CLASIFICACIÓN DE RIESGO.....	180
7.5.8	MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGOS.....	181
7.5.8.1	CONDICIONES DE EVALUACIÓN.....	181
7.5.9	DETERMINACIÓN DE CONTROLES.....	182
7.5.9.1	CONTROL.....	182
7.5.9.2	PRIORIZACIÓN DE CONTROLES.....	182
7.5.9.3	ESTRUCTURA DEL CONTROL.....	183
7.5.9.4	APLICACIÓN DE CONTROLES.....	183
7.5.9.4.1	EN LA FUENTE.....	183
7.5.9.4.2	EN EL MEDIO.....	183
7.5.9.4.3	CONTROLES EN EL RECEPTOR.....	183
7.5.10	EVALUACIÓN DE RIESGO RESIDUAL.....	184
7.6	APLICACIÓN DE LA EVALUACIÓN DE RIESGOS.....	184

CAPÍTULO VIII

	ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	185
8.1	RESULTADOS DE COSTOS ENTRE VOLADURA PRECORTE Y VOLADURA SISTEMÁTICA EN LABORES DE AVANCE.....	185
8.2	RESULTADOS DE COSTOS ENTRE VOLADURA PRECORTE Y VOLADURA SISTEMÁTICA EN LABORES DE EXPLOTACIÓN.....	186

8.3. RESULTADOS DE LA VOLADURA PRECORTE Y SISTEMÁTICO.....	186
CONCLUSIONES.....	190
RECOMENDACIONES.....	194
BIBLIOGRAFIA	195
ANEXOS.....	197



RESUMEN

Esta tesis no tiene la intención de ser un manual o enciclopedia de voladuras, más bien pretende enseñar un método de diseño práctico que sigue principios científicos y teorías demostradas por autores de renombre. Los métodos planteados que se describen en esta tesis no son del todo las únicas eficientes, ya que siempre es un campo en el que se puede innovar desde los conocimientos básicos hasta las consideraciones para un diseño de voladuras apropiado. Esta tesis se concentró en los fundamentos del diseño de voladuras más que en detalles que se pueden aprender de otros textos o de la propia experiencia en el campo. No se toma mucho tiempo en discutir las formas básicas como amarres en los sistemas de iniciación ni en información de este tipo, ya que éstos son conceptos muy fundamentales que se puede comparar con otras fuentes de información y ampliar los conocimientos y perfeccionar las técnicas que describiremos. Esta tesis les servirá como guía, porque clasifica una vasta cantidad de información disponible y propone un procedimiento de diseño lógico que puede ser adaptado a una metodología de trabajo. Esta tesis soporta el diseño con algunos de los principios y teorías básicas en perforación y voladura que son necesarias para tener un entendimiento de cómo funciona el proceso de voladura.

La tecnología, industria, mercado de las técnicas de voladuras está cambiando rápidamente con nuevas teorías, productos y técnicas. La meta de los autores es proveer estos nuevos conceptos para tener un mejor entendimiento de la tecnología actual y proponer un método para corregir los problemas más comunes en las voladuras. Las técnicas, fórmulas y opiniones expresadas en esta tesis se basan en la recopilación de numerosas experiencias de profesionales que actualmente ejercen esta práctica así como también la propia experiencia vivida de los autores. Estas deben ayudar a evaluar los diseños de voladuras y determinar si son razonables y si estos diseños funcionarán bajo condiciones normales cuando se trabaje en este campo.

El análisis de los resultados de las variables sujetas a evaluación en la investigación debe de estar orientado a contribuir en las mejoras y obtención de resultados óptimos en los procesos de minado determinando las técnicas de voladura para optimizar las operaciones mineras de la empresa CONGEMIN JH SAC CONSORCIO MINERO HORIZONTE (CMH) Unidad Parcoy demostrar como la optimización de las operaciones mineras influye en los costos de operación.

SUMMARY

This thesis does not mean to be a manual or encyclopedia of blowing-ups, rather intends to teach a method of practical design that obeys scientific beginnings and theories demonstrated by reputable authors. The presented methods that are described in this thesis are not altogether the only efficient, since always it is a field one can innovate in from the basic knowledges to the considerations for a design of appropriate blowing-ups. This thesis focused on the foundations of the design of blowing-ups more than in details that they can learn of another texts or of the own experience at the field. It does not take too long in discussing the basic ways like moorings in the systems of initiation neither in information of this type, since these are very fundamental concepts that can be compared with another sources of information and enlarging knowledge and making perfect the techniques that we will describe . This thesis will be useful for them like guide, because you classify a vast available quantity of information and proposes a procedure of logic design that can be adapted to a methodology of work. This thesis supports the design with some of the beginnings and basic theories in perforation and blowing-up that they are necessary to have an understanding of how works the process of blowing-up.

Technology, industry, market of the techniques of blowing-ups is changing rapidly with new theories, products and techniques. The authors' goal is to supply these new concepts to have a better understanding of the present-day technology and to propose a method to correct the commonest problems in the blowing-ups. Techniques, formulas and opinions expressed in this thesis are based on professionals' compilation of numerous experiences that at present the authors exercise this practice as well as own vivid experience. These must help to evaluate the designs of blowing-ups and to determine if they are reasonable and if these designs will work under normal conditions when they be worked up at this field.

The income analysis of the liable variables to evaluation in investigation is supposed to be oriented to contribute in the improvements and obtaining of optimal results in the processes of mining determining the techniques of blowing-up to optimize the mining company operations CONGEMIN JH SAC MINING MERGER HORIZON (CMH Unit Parcoy demonstrating like the optimization of the mining operations influences operating costs.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación pretende explicar el proceso de diseño de voladura de rocas en forma eficiente como son la voladura controlada con pre corte, voladura sistemática en labores de avance y voladura sistemática labores de explotación, en función de la carta operante ambas en comparación con la voladura tradicional; para ello se realizó un estudio del costo de operaciones, la identificación de los peligros, evaluación de riesgos y determinación de controles.

Para realizar este estudio se ha realizado una reseña histórica que da inicio en los primeros años de 1900, fecha en que realizo un intenso trabajo exploratorio en la provincia de Pataz, desde entonces hasta la actualidad, este lugar es un centro de tratamiento de mineral; en la actualidad se sostiene una producción de 2100TM/día para una planta con una capacidad de 1500TM/día con una ley del orden de 13-15 Au/Tm.

En cuanto al marco teórico se ha realizado un estudio de las condiciones de masa rocosa según diferentes criterios, condiciones geo mecánicas, costos su clasificación, por otra parte también se ha realizado el estudio de la geología, geomorfología. Infraestructura, diseño del áreas de estudio y métodos de explotación, como estudio fundamental se realizó el estudio de técnicas de voladura de rocas, los costos de operaciones,

Muchas son las carencias que se han detectado en las actividades de voladura de rocas en forma tradicional por ello es necesario profundizar y mejorar los estudios de investigación sobre las técnicas de voladura de rocas y por ello se ha decidido realizar la presente investigación para lo cual se ha tomado las técnicas de voladura de rocas por el método de voladura controlada por pre corte y voladura sistemática método Coba-Ota.

La investigación efectuada es experimental, explicativa el que ha permitido realizar un estudio de los antecedentes dotados por investigadores dedicados a las técnicas en voladura de rocas; posteriormente procedido implementar técnicas de voladura de rocas con pre corte y voladura de rocas sistémica las cuales de se compararon de acuerdo a la mano de obra, materiales utilizados, implementos de seguridad, voladura, equipos.

En cuanto a los resultados se tiene que de acuerdo a la programación y la ejecución de la voladura sistemática se logra cubrir en un 100 % más un 4% por lo que se concluye que la operación minera ha sido óptima en la empresa Congemin JH SAC Consorcio Minero Horizonte Unidad de Parcoy.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO

1.1.SÍNTESIS HISTÓRICA

El área ocupada por la Unidad Minera está constituida por las laderas del Valle de Retamas, perteneciente a la Cuenca del Río Parcoy, la Zona ha sido sujeta a una importante actividad minera desde la antigüedad y aún quedan vestigios de esta actividad, tales como la presencia de antiguos relaves de amalgamación y quimbaletes observados a la rivera izquierda del río Parcoy.

A inicios del siglo XX, el polaco Mariano Tarnawiesky (1913 -1929) realiza un intenso trabajo exploratorio en toda la provincia de Pataz, desde el cerro El Gigante al Sur, hasta Pataz hacia el Norte, determinando una serie de estructuras con contenidos económicos de oro. La firma inglesa Pataz & Parcoy Gold Syndicate Ltd. se establece en la zona y en el año 1918 Mariano Tarnawiesky instala la primera planta de cianuración en Retamas, esto le dio buenos resultados económicos, desde entonces hasta la actualidad ha sido el centro de tratamiento del mineral, con sucesivas ampliaciones y modificaciones.

En 1934 el señor Eulogio Fernandini, funda la compañía Sindicato Minero Parcoy S.A. (SIMPAN), el cual inicia sus actividades al año siguiente. En 1938, la Compañía Aurífera Anglo - Peruana S.A., explora las vetas Sissy; Chinchiles y Elisa al Oeste de la zona, aparentemente no llegan a procesar mineral; la compañía se disolvió y sus concesiones fueron adquiridas por el SIMPAR; es así que Sindicato Minero Parcoy desarrolla en el área la mina subterránea más grande del País. En 1933 Sindicato Minero Parcoy Desarrollo en la misma zona de operación minera instalando una Planta de Tratamiento que procesaba 200 TMPD, el proceso empleado era entonces de cianuración directa de la totalidad del mineral, en un grado de molienda en el orden de 70% por debajo de malla 200. Durante los siguientes 25 años, que Sindicato Minero Parcoy desarrolla sus operaciones trabaja varias vetas, entre las cuales cabe mencionar: Esperanza, Carlos Bernabé, Carmencita - Mishahuara, San Francisco, Encanto, Mishaencanto y Cabana, en los alrededores de Retamas; Lastenia y Porvenir en la parte alta del Cerro el Gigante; se llega a trabajar en gran parte del batolito, el tratamiento del mineral para su beneficio se concentra en Retamas, donde se instaló la primera planta de cianuración en el Perú, cuya capacidad fue de 200 TM/día.

El SIMPAR paraliza sus operaciones mineras, en el mes de Julio de 1960 al agotarse los recursos minerales que podían explotarse económicamente, debido a que la onza de oro se cotizaba en 35 dólares. Entre el periodo (1934 - 1960) que esta empresa desarrolla sus actividades, explotó mineral por un tonelaje aproximado de 1'200,000 TM, con una ley promedio de 10.84 gr. Au/Tm.

En 1978, los Señores Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga fundan Consorcio Minero Horizonte S.A. y deciden procesar los relaves del área dejados por la operación del Sindicato Minero Parcoy S.A., que ascendían aproximadamente a 200,000 toneladas con una ley 3.5 gr Au/Tm en promedio, para la realización de su proyecto se adquieren parte de los derechos mineros que correspondían al SIMPAR, la Planta de Tratamiento y las instalaciones auxiliares existentes.

El 17 de Noviembre de 1983 la Jefatura Regional de Minería de Trujillo otorgó a CMH la correspondiente autorización de funcionamiento, mediante Resolución Directoral N° 029-2000-EM/DEM expedida por la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas.

Actualmente Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando las vetas Lourdes y Milagros en su sector Norte, las vetas Rosa Orquídea, Candelaria y Sissy en la zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 2100 TM/día, para una planta con capacidad de 1500 TM/día, con una ley del orden de 13 - 15 gr. Au /Tm.

1.2. UBICACIÓN

La Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra ubicada en la confluencia de los ríos Parcoy y Llacuabamba en el Anexo de Retamas, Distrito de Parcoy, Provincia de Patáz en el Departamento de La Libertad, y sus coordenadas son las siguientes:

Tabla 1.1. Coordenadas de ubicación de la unidad minera Parcoy.

coordenadas geográficas	coordenadas UTM	COTA	DATUM
72° 28' 00" Longitud Oeste	E227281.33	2750	PSAD 56
08° 01' 00" latitud Sur	N911276.24	2750	PSAD 56

FUENTE: archivos CMH.

La mina aurífera está situada a 500 Km. al Norte de Lima sobre el Flanco Oriental de la Cordillera De Los Andes y pertenece a la Cuenca Hidrográfica del Marañón. De acuerdo a la Carta Geológica del Instituto Geológico; "Hoja de Tayabamba" (17-I). Las áreas de operación están cerca a los poblados de Retamas, La Soledad, Parcoy, Lúcumas y Llacuabamba.

Figura 1.1. Fotografía satelital mostrando la localización de la U.E.A-C.M.H S.A., en la provincia de Patáz, así mismo se observa el micro cuenca del rio Parcoy.



FUENTE: [www.monografias.com/imagen-satelital Patáz - Parcoy](http://www.monografias.com/imagen-satelital-Pataz-Parcoy).

Figura 1.2. Ubicación Consorcio Minero Horizonte S.A. Unidad de Producción Parcoy.

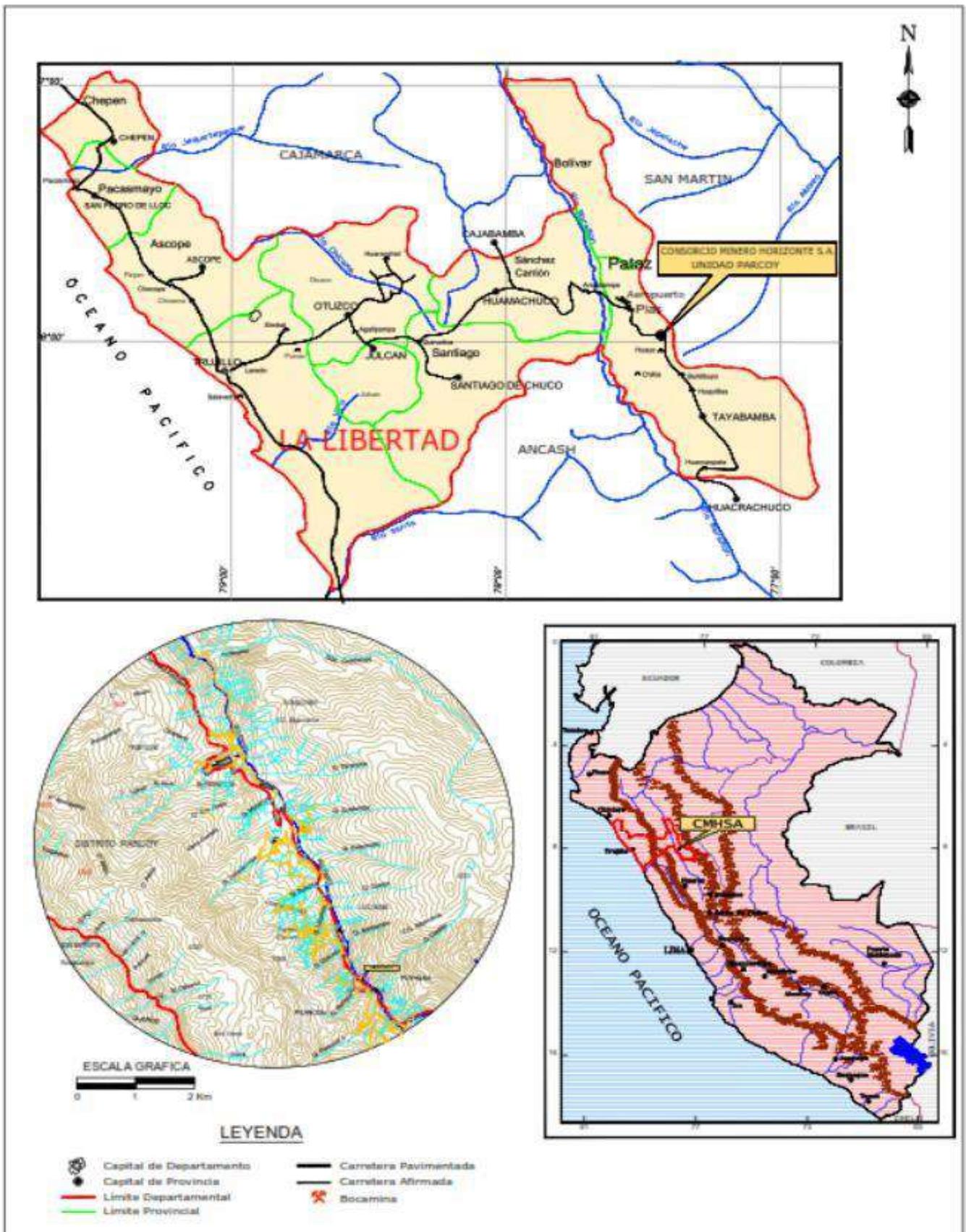
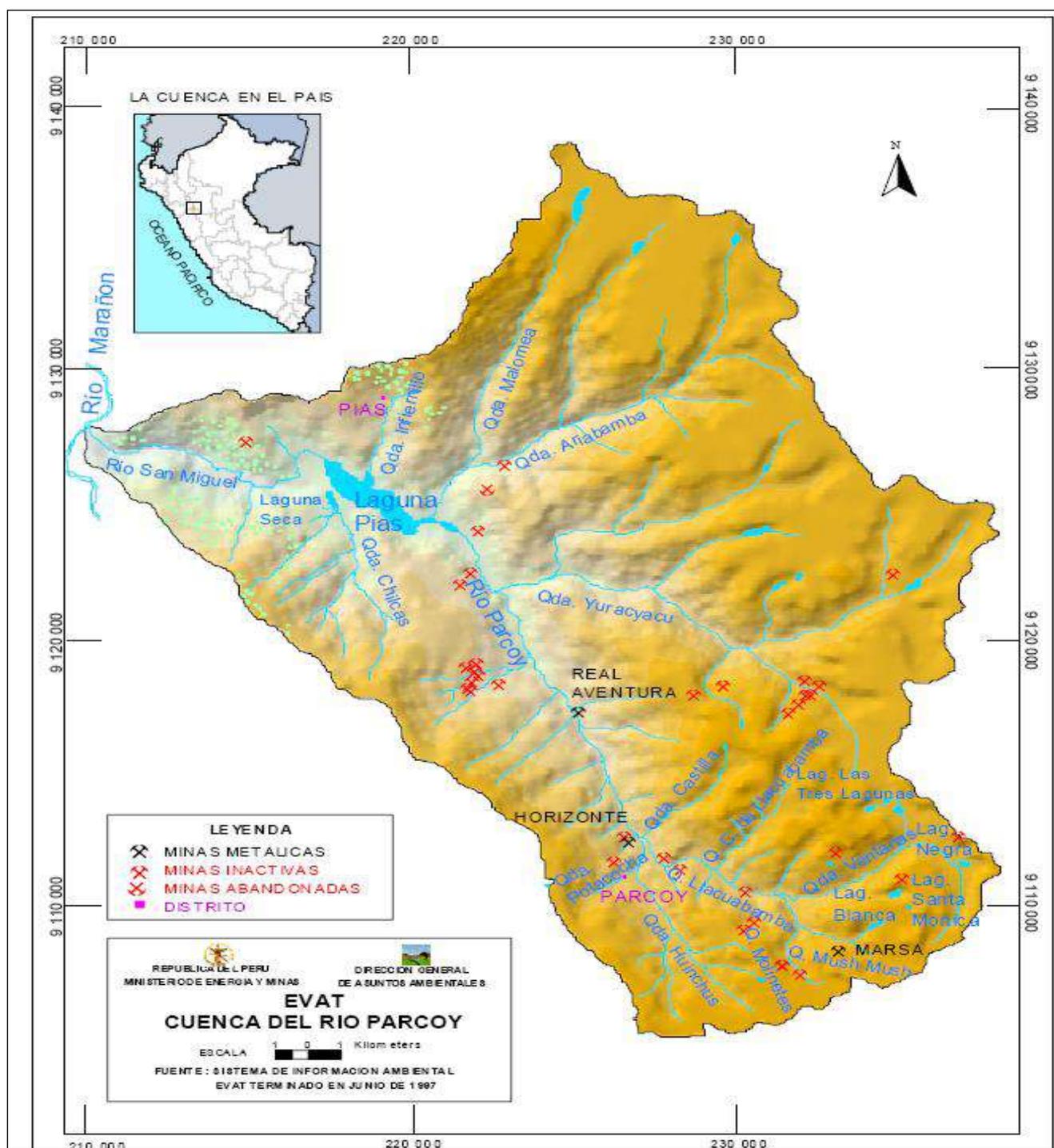


Figura 1.3. Cuenca del rio Parcoy



Fuente: Consorcio Minero Horizonte C.M.H.



1.3. ACCESIBILIDAD

Por Vía Terrestre: El acceso por vía terrestre es el siguiente:

Tabla 1.2 Cuadro de distancias y tiempo de recorrido a la unidad Parcoy.

CIUDAD		DISTANCIA	TIEMPO
Lima	Trujillo	560 Km	9 Horas
Trujillo	Chagual	440 Km	19 Horas
Chagual	Retamas	40 Km	3 Horas

FUENTE: elaboración propia.

Figura 1.4. Vehículos usados en el transporte para llegar a la unidad Parcoy.



Por Vía Aérea: El acceso por vía aérea en avioneta, se realiza hasta un aeródromo ubicado en la playa de la laguna de Pías.

Tabla 1.3 Tiempo de vuelo a la unidad Parcoy.

CIUDAD		TIEMPO
Lima	Pías	1 Hora 20 Minutos
Pías	Trujillo	30 Minutos

FUENTE: Elaboracion propia.

Figura 1.5. Medio de transporte aéreo para llegar a la unidad Parcoy.



Fuente: imágenes propias.

1.4. CLIMA

La temperatura varía entre los 16 y 24 °C, teniendo 2 temporadas, un clima lluvioso entre los meses de diciembre y marzo, y el otro con un clima seco desde abril hasta noviembre con fuerte calor durante el día llegando a los 22 °C y moderadamente frío durante la noche con 15°C.

1.5. FLORA

Debido a la fisiografía de la zona, la cubierta vegetal es muy escasa, siendo esta de árboles de mediano tamaño, arbustos y hierbas; ascendiendo la cuenca, la vegetación mejora, predominando la agricultura; la vegetación se intensifica en épocas de lluvia.

1.6. FAUNA

La fauna silvestre es muy limitada, observándose algunas aves y roedores que rondan por los alrededores, así mismo se observa la crianza de ganados, ovinos, caprinos, animales menores y el desarrollo de la piscicultura en la laguna Pías.

1.7. TOPOGRAFÍA

El relieve topográfico que presenta esta región es sumamente abrupto, pues el río Marañón ha formado un valle profundo en forma de “V” así mismo presenta esta forma sus tributarios por su margen derecha como es la quebrada El Molino, Lanchis, Talpito, que han formado valles también profundos con rumbos casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, que en este sector tiene un rumbo N-S y en el resto de su trayectoria tanto hacia el norte como hacia el sur su rumbo predominante es NO-SE paralelo al geoanticlinal andino. A 12 km al este del río Marañón discurre el río Parcoy que tiene rumbo SE-NO formando un valle interandino con taludes laterales que tienen pendientes fuertes desembocando en la laguna Pías.

1.8. RECURSOS

Dentro de los principales recursos que se observa en la zona de estudio tenemos:

1.8.1. Hídrico

El agua es abundante en la zona, durante todo el año fluye en forma constante por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, con variaciones que en épocas de verano bajan su caudal y en invierno incrementan enormemente; cada río es parte del rebose de las lagunas que tienen regular dimensión, así mismo son recomendables para el consumo doméstico principalmente de Castilla y Mishito.

1.8.2. Energético

Actualmente la energía eléctrica en Consorcio Minero Horizonte es provista por el Sistema Interconectado con la Red Nacional. Cuenta con una casa fuerza propia en donde se tienen instalados 5 compresoras eléctricas (4 Atlas Copco y 1 Sullair) de 1780 HP de potencia que generan 7846 CFM, también hay otras 6 compresoras ubicados en distintos puntos de la mina que suman 1750 HP y generan 5665 CFM.

1.8.3. Humano

En esta zona abunda la mano de obra no calificada, pues el poblador tiene cierta experiencia en trabajos mineros. La mano de obra calificada es llevada de otros lugares como: Trujillo, Cajamarca, Piura y Lima.

1.8.4. Forestal Agrícola: Se usa la vegetación natural para la crianza de ganado, la región cuenta con bosques de eucaliptos del cual se provee la mina haciendo uso sostenido de este recurso en épocas de verano

1.8.5. Minero: Este recurso ha permitido desarrollar la actividad económica en la región al grado que ha permitido llevar desarrollo cultural gracias a los colegios e institutos con el apoyo de las compañías mineras del entorno generando puestos de trabajo.

1.9. COMUNIDADES

Es en la ribera del río Llacuabamba donde se encuentran ubicados la mayoría de los pueblos y los campamentos de las Empresas Mineras. De sur a norte, el poblado de Llacuabamba donde residen un número considerable de trabajadores de la empresa Marsa, Asimismo el distrito de Parcoy con sus anexos de la Soledad, Bonita, Retamas, Fernandini, son los poblados donde residen en su mayoría trabajadores de la Cia. Consorcio Minero Horizonte. La compañía de Minas Culebrillas de Real Aventura se localiza al Noroeste de Retamas. Estas comunidades se encuentran identificadas con el quehacer de la actividad minera la cual provee más del 60% de trabajo remunerado en la zona de estudio.

1.10. FUERZA LABORAL DE C.M.H.S.A

Tabla 1.4. Fuerza laboral utilizada en C.M.H.S.A, unidad Parcoy

N°	Descripción Del área	N° personas
1	Obras civiles	266
2	Mina	739
3	Protección interna	160
4	Superintendencia de gestión de operaciones	164
5	Planta	73
6	Geología	130
7	Recursos humanos	123
8	Mantenimiento general	146
9	Desarrollo mina	162
10	Seguridad minera, salud ocupacional	56
11	Planeamiento e ingeniería	37
12	Logística	46
13	Laboratorio químico	18
14	Laboratorio metalúrgico	8
15	Energía y control de procesos	53
16	Geomecánica	53
17	informática	16
18	Medio ambiente	19
19	Contabilidad	8
20	Directorio	8
21	Finanzas seguros y tesorería	15
22	Gerencia de administración	2
23	Gerencia de logística	2
24	Gerencia de operaciones	3
25	Gerencia general	6
26	Legal	6
27	Servicios generales	8
Total		2 327

1.11. COMPONENTES BIÓTICOS

Biótico hace referencia a aquello que resulta característico de los organismos vivientes o que mantiene un vínculo con ellos .Puede también ser aquello que pertenece o se asocia a la biota.

En base a la clasificación ecológica efectuada por INRENA describe a la flora como zona de Bosque Seco Montano, Bajo tropical y Estepa Espinosa Montano Bajo Tropical. En la zona en mención se cultiva maíz, cebada, papa, camote, trigo, Ñuña y hortalizas, así como árboles frutales de tipo chirimoyas, limones, limas. En las laderas suele crecer vegetación silvestre como el molle, chilca, achucuya, tunas e higuierilla



CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. APLICACIÓN DE LA MECÁNICA DE ROCAS

La problemática de la geomecánica en todos los diseños estructurales es la predicción del comportamiento de la estructura bajo las cargas actuantes o durante su vida útil. La temática de la mecánica de rocas, como una práctica aplicada a la ingeniería de minas, es concerniente a las aplicaciones de los principios de la ingeniería mecánica y al diseño de las estructuras de roca generadas por la actividad minera. Esta disciplina está estrechamente relacionada con las corrientes principales de la mecánica de rocas clásica y de la mecánica de materiales, pero hay varios factores específicos que la identifican como un campo distinto y coherente de la ingeniería.¹

El estudio de la respuesta de la roca a cambios requiere de la aplicación de técnicas analíticas específicamente desarrolladas para dicho propósito, los cuales ahora forman parte de la temática. La mecánica de rocas forma parte de la amplia temática de la geomecánica que se enfoca a la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, incluyendo los suelos.²

Los principios de aplicación de la mecánica de rocas en la minería subterránea están basados en premisas simples y quizás evidentes en sí; Primero, se postula que a un macizo rocoso se le puede atribuir un sistema de propiedades mecánicas que pueden ser medidas en una prueba estándar o pueden ser estimados utilizando técnicas establecidas. En segundo lugar, se afirma que el proceso de la explotación minera subterránea genera una estructura rocosa con huecos, elementos de soporte, estribos y que el funcionamiento mecánico de la estructura es favorable al análisis utilizando los principios de la mecánica clásica. La tercera posición es la capacidad de predecir y controlar el comportamiento mecánico de la roca encajonante en donde el proceso de minado puede garantizar o incrementar la seguridad y el comportamiento económico de la mina. Estas ideas pueden ser algo elementales. Sin embargo, incluso la aplicación limitada de los conceptos de mecánica en la excavación y en los diseños estructurales en minas es una innovación comparativamente reciente.³

^{1, 2, 3} Apuntes de Mecánica de Rocas Ing. R. Horacio Páez L.

2.2. DISCONTINUIDADES DE LA MASA ROCOSA.

Los principales tipos de discontinuidades presentes en la masa rocosa son:

2.2.1. Planos de estratificación.- dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias.

Figura 2.1. Roca sedimentaria.



Fuente: Manual conociendo a la roca.

2.2.2. Fallas.- son fracturas que han tenido desplazamiento. Éstas son estructuras menores que se presentan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.

Figura 2.2. Vista de una falla.



Fuente: Manual conociendo a la roca.

2.2.3. Zonas de corte.- son bandas de material que pueden ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca.

Figura 2.3. Vista de zona de corte.



Fuente: Manual conociendo a la roca.

2.2.4. Diaclasas.- también denominadas juntas, son fracturas que no han tenido desplazamiento y las que más comúnmente se presentan en la masa rocosa.

Figura 2.4. Vista de diaclasas.



Fuente: Manual conociendo a la roca.

2.2.5. Planos de foliación o esquistosidad.- Se forman entre las capas de las rocas metamórficas dando la apariencia de hojas o láminas.

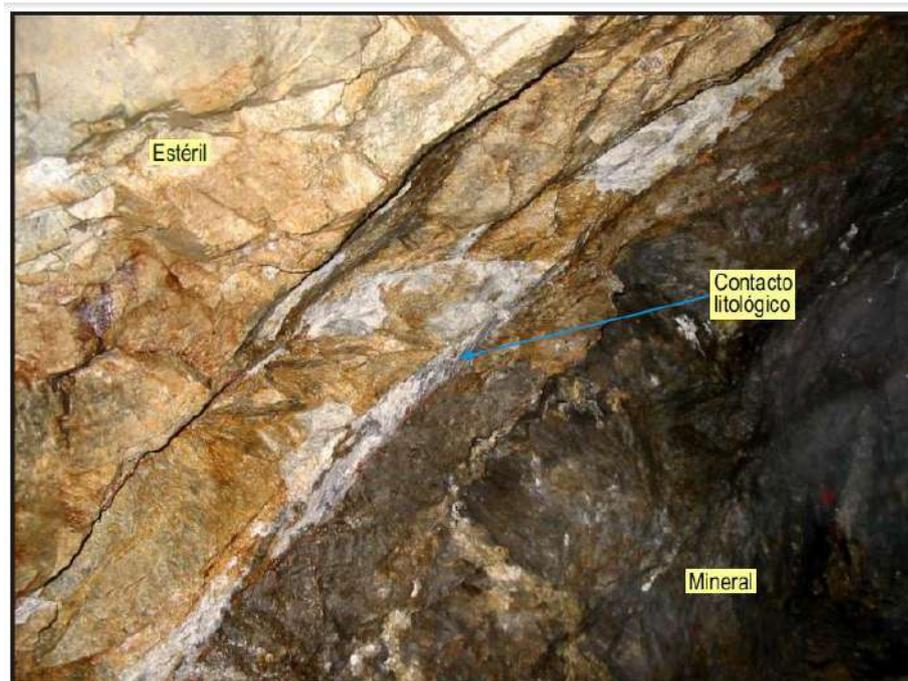
Figura 2.5. Planos de foliación.



Fuente: Manual conociendo a la roca.

2.2.6. Contactos litológicos.- Que comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.

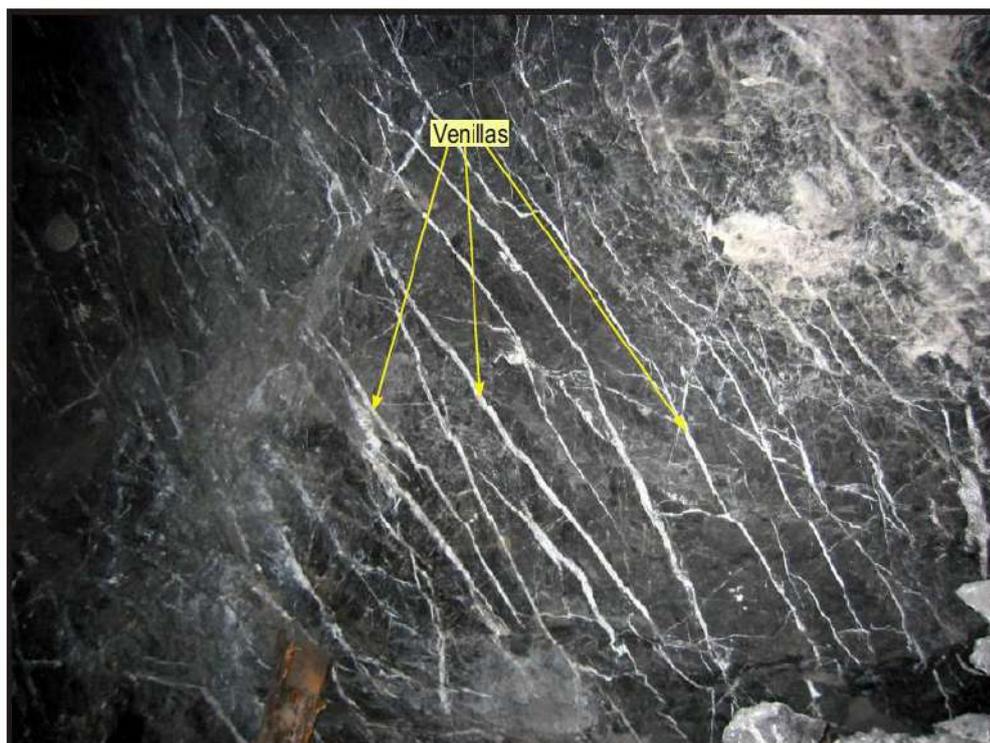
Figura 2.6. Zona de contacto.



Fuente: Manual conociendo a la roca.

2.2.7. Venillas.- Son rellenos de las fracturas con otros materiales.

Figura 2.7. Venillas.



Fuente: Manual conociendo a la roca.

2.3. CONDICIONES DE LA MASA ROCOSA

De acuerdo a cómo se presenten las características de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento al ser excavada.

- Si la roca intacta es dura o resistente y las discontinuidades tienen propiedades favorables, la masa rocosa será competente y presentará condiciones favorables cuando sea excavada.
- Si la roca intacta es débil o de baja resistencia y las discontinuidades presentan propiedades desfavorables, la masa rocosa será incompetente y presentará condiciones desfavorables cuando sea excavada.
- Habrá situaciones intermedias entre los extremos antes mencionados donde la roca tendrá condiciones regulares cuando sea excavada.

Existen criterios para poder clasificar la masa rocosa, éstos están basados en la experiencia ganada en la ejecución de excavaciones en roca.

2.4. CRITERIOS SEGÚN LA RESISTENCIA DE LA ROCA

Considerando la resistencia de la roca a romperse o endentarse con golpes de picota, la guía práctica de clasificación de la roca es la siguiente:

- Resistencia muy alta: Solo se astilla con varios golpes de picota.
- Resistencia alta: Se rompe con más de 3 golpes de picota.
- Resistencia media: Se rompe con 1 a 3 golpes de picota.
- Resistencia baja: Se endenta superficialmente con la punta de la picota.
- Resistencia muy baja: Se endenta profundamente con la punta de la picota.

2.5. CRITERIOS SEGÚN LAS CARACTERÍSTICAS DEL FRACTURAMIENTO

Para clasificar la masa rocosa tomando en cuenta las características del fracturamiento (o grado de presencia de las discontinuidades), se mide a lo largo de un metro lineal cuantas fracturas se presentan, según esto, la guía práctica es la siguiente:

Masiva o levemente fracturada: 2 a 6 fracturas /metro.

Moderadamente fracturada: 6 a 12 fracturas/metro.

Muy fracturada: 12 a 20 fracturas/metro.

Intensamente fracturada: Más de 20 fracturas/metro.

Triturada o brechada: Fragmentada, disgregada, zona de falla.

2.6. CRITERIOS SEGÚN LAS CONDICIONES DE LAS PAREDES DE LAS DISCONTINUIDADES

Si tomamos en cuenta algunas propiedades de las paredes de las discontinuidades como la apertura, rugosidad, relleno y meteorización o alteración, la guía de clasificación de la masa rocosa es la siguiente:

- **Condición Muy Buena:** Si las discontinuidades están cerradas, muy rugosas y están frescas.
- **Condición Buena:** Si están ligeramente abiertas, moderadamente rugosas y tienen manchas de oxidación.
- **Condición Regular:** Si están moderadamente abiertas, ligeramente rugosas a lisas y presentan oxidación.
- **Condición Mala:** Si están abiertas, lisas y presentan relleno blando (por ejemplo limo o panizo).
- **Condición Muy Mala:** Si están muy abiertas, estriadas y tienen relleno de panizo.

2.7. CONDICIONES GEOMECÁNICAS

Cuando se quiere conocer cómo se comportará la masa rocosa, ésta debe ser clasificada en forma conjunta tomando en cuenta todas sus características. Así, si juntamos las guías de

clasificación antes indicadas, considerando la resistencia de la roca, las características del fracturamiento y las condiciones de las paredes de las discontinuidades, la masa rocosa puede clasificarse en cinco categorías:

- **Masa rocosa Muy Buena:** Condiciones geomecánicas muy favorables para el minado.
- **Masa rocosa Buena:** Condiciones geomecánicas favorables para el minado.
- **Masa rocosa Regular:** Condiciones geomecánicas regulares para el minado.
- **Masa rocosa Mala:** Condiciones geomecánicas desfavorables para el minado.
- **Masa rocosa Muy Mala:** Condiciones geomecánicas muy desfavorables para el minado.

2.7.1. CRITERIOS DE ROTURA

2.7.1.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE PROTODYAKONOV

Según Carlos Arturo Pérez Macavilca, (2008). Mediante esta clasificación geomecánica se define la calidad del macizo rocoso, por medio de un parámetro “f”, que es el coeficiente de resistencia.²

Tabla 2.1. Valores del coeficiente “f” según el tipo de roca.

CATEGORIA	DESCRIPCION	"f"
Excepcional	Cuarcita, Basalto y rocas de resistencia excepcional	20
Alta resistencia	Granito, areniscas silíceas y calizas muy competentes	15 - 20
Resistencia media	Calizas, granito algo alterado y areniscas	8-6
	Areniscas medias y Pizarras	5
	Lutitas, areniscas flojas y conglomerados friables	4
	Lutitas, esquistos y margas compactas	3
Resistencia baja	Calizas, lutitas blandas, margas, areniscas friables,	2
	Gravas, bolos cementados	
	Lutitas fisuradas y rotas, gravas compactas y arcillas	1.5
	Preconsolidas	

Fuente: Manual de geomecánica Carlos Arturo Pérez Macavilca.

El coeficiente “f” está dado por la siguiente fórmula matemática, el valor del coeficiente es adimensional.

$$f = \sigma_c / 10 \quad (2.1)$$

Dónde: σ_c = resistencia a la compresión simple de la roca en Mpa.

² “Manual de Geomecánica”, Carlos Arturo Pérez Macavilca, (2008).

2.7.1.2. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI

Según Carlos Arturo Pérez Macavilca, (2008) el RMR es una clasificación geomecánica, en la que se tienen en cuenta los siguientes parámetros del macizo rocoso.²

- Resistencia Compresiva de la roca.
- Índice de la Calidad de la Roca - RQD.
- Espaciamiento de Juntas.
- Condición de Juntas.
- Presencia de Agua.
- Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100.³

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o Estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la para la solución real de los problemas de ingeniería.

Tabla 2.2. Estimación del valor RMR en función a la calidad de la roca.

Clase	Calidad	RMR	Cohesión (kPa)	Angulo de fricción (°)
I	muy buena	81 – 100	> 400	> 45
II	buena	61 – 80	300 – 400	35 – 45
III	regular	41 – 60	200 – 300	25 – 35
IV	mala	21 – 40	100 – 200	15 – 25
V	muy mala	0 - 20	< 100	< 15

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

²“Manual de geomecánica”, Carlos Arturo Pérez Macavilca, (2008).

³“Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.



2.7.1.2.1. RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA

Según Carlos Arturo Pérez Macavilca, (2008) la resistencia compresiva de una roca se puede determinar por tres procedimientos.

- **Primer Procedimiento**

Estimación de la Resistencia Compresiva mediante el martillo Schmidt de Dureza.

- **Segundo Procedimiento**

Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Carga Puntual “Franklin”.

- **Tercer Procedimiento**

Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Compresión Simple y/o Uniaxial.

2.7.1.2.2. ÍNDICE DE LA CALIDAD DE LA ROCA – RQD

Según Bieniawski, Z. T. (1989) Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y /o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo.³

- **Primer Procedimiento**

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1.5 m.³

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud Total de Taladro}} \times 100 \quad (2.2)$$

- **Segundo Procedimiento**

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.³

Fórmula matemática:

$$RQD = 100\lambda^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1) \quad (2.3)$$

Donde:

λ = N° de fisuras/espaciamiento



- **Tercer Procedimiento**

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.³

Fórmula matemática de Palmstrom:

$$RQD = 115 - 3.3 (J_v) \quad (2.4)$$

Siendo:

J_v = Número de fisuras por metro cúbico.

2.7.1.2.3. ESPACIAMIENTO DE JUNTAS

Según Bieniawski, Z. T. (1989) Se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en esta disminución de resistencia.

Así resulta que un material rocoso de alta resistencia de 100MPa a 200 MPa, que esté muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil. A continuación se presenta la clasificación de Deere de los macizos rocosos.

En lo referente al espaciamiento de juntas, que es la que recomienda utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski.³

Tabla 2.3. Determinación del tipo de macizo rocoso en función a las juntas.

DESCRIPCIÓN ESPACIAMIENTO	ESPACIO DE JUNTAS	TIPO MACIZO ROCOSO
Muy ancho	> 3 m	Sólido
Ancho	1 - 3 m	Masivo
Moderadamente	0.3 - 1 m	En bloques
Cerrado	50 - 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Machacado

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

2.7.1.2.4. CONDICIÓN DE JUNTAS

En este apartado se tienen en cuenta los siguientes parámetros:

³ "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

a. Apertura

La apertura de las juntas es un criterio para descripción cuantitativa de un macizo rocoso. La clasificación de Bieniawski es la siguiente:

Tabla 2.4. Condiciones de las juntas.

Descripción	Separación
Abierta	> 5 mm
Moderadamente abierta	1 - 5 mm
Cerrada	0.1 – 1 mm
Muy cerrada	< 0.1

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.

b. Tamaño

El tamaño de las juntas influye en la importancia que el material rocoso y la separación de las juntas tienen en el comportamiento del macizo rocoso.

c. Rugosidad

En esta clasificación se establecen 5 categorías de rugosidad: muy rugosa, rugosa, ligeramente rugosa, suave y espejo de falla.

d. Dureza De Los Labios De La Discontinuidad

Se consideran 3 categorías de dureza: dura, media y blanda.

e. Relleno

Se define por su espesor, tipo de material, consistencia y continuidad.

2.7.1.2.5. PRESENCIA DE AGUA

El efecto del agua tiene especial importancia en los macizos rocosos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo agua en el macizo rocoso. El criterio que se utilizará será el siguiente: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.³

2.7.1.2.6. CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN

A la hora de considerar los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea y una labor minera superficial, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del

³"Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski, Z. T.



Buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar.

Bieniawski ha propuesto la siguiente clasificación:³

Tabla 2.5. Corrección por orientación del RMR.

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL		BUZAMIENTO 0 – 20° (independiente del rumbo)
Dirección según buzamiento		Dirección contra buzamiento				
Buzamiento 45 – 90°	Buzamiento 20 – 45°	Buzamiento 45 – 90°	Buzamiento 20 – 45°	Buzamiento 45 – 90°	Buzamiento 20 – 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	0	-2

Fuente: “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

2.7.1.3. USO DE LAS CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTIMACIÓN DEL GSI

Según Hoek and Brown (1980), propusieron utilizar para la estimación de las constantes del material: m y s, las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski (1974) y de Barton (1974), sin embargo, hay un problema potencial en el uso de estos sistemas de clasificación geomecánica, de tomar en cuenta doblemente algún factor. A fin de minimizar estos problemas potenciales, se ofrecen las siguientes guías para la selección de parámetros cuando se utilizan las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso como base para la estimación de los valores m y s del criterio de falla de Hoek and Brown.⁴

2.7.1.3.1. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI DE 1976

Según el artículo de Bieniawski (1976) es la referencia básica para el presente análisis se muestra los parámetros que se consideran para determinar la calidad del macizo rocoso. que define la Clasificación Geomecánica o valoración del macizo rocoso (RMR), los parámetros que se tomaran en cuenta para los cálculos estarán referidos a:

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

³ “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

⁴ El Criterio de Rotura de Hoek – Brown – Edición 2002.

Para estimar el valor de utilizando la valoración del macizo rocoso (RMR) de Bieniawski de 1976, con los parámetros descritos anteriormente, asumiendo que el macizo rocoso está completamente seco y al valor de la presencia de agua subterránea se le debe asignar una valoración de 10, También se deberá asumir que la orientación de juntas corresponde a una condición favorable y el valor de ajuste por orientación de juntas será (0). La valoración final, llamada RMR76, puede luego ser utilizada para estimar el valor de GSI.³

2.7.1.3.2. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI DE 1989

Según la clasificación geomecánica de Bieniawski, Z. T de (1989), puede ser utilizada para estimar el valor GSI de una manera similar a lo descrito para versión de 1976. En este caso, se asigna un valor de 15 a la valoración del agua subterránea y de nuevo se considera como cero (0) el ajuste por orientación de Juntas. Nótese que el valor mínimo que se puede obtener con la clasificación geomecánica de 1989 es 23 y que, en general, esta da un valor ligeramente más alto que la clasificación de 1976 la valorización final, llamada RMR89, puede ser utilizada para estimar el valor de GSI.³

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

2.7.1.3.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA “Q” MODIFICADA DE BARTON LIEN Y LUNDE

Según Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. (1988), Para estimar el valor de GSI utilizando esta clasificación geomecánica, se deben usar el RQD (Rock Quality Designation), el número del sistema de juntas (Jn), el número de la rugosidad de las Juntas (Jr) y el número de alteración de las Junta (Ja), exactamente como están definidas en las figuras N° 02, 03 y 04 de Barton (1974). Para el factor de reducción por agua en juntas (Jw) y el factor de reducción por esfuerzos (SRF), se debe utilizar un valor de 1 para ambos parámetros, lo que equivale a condiciones secas del macizo rocoso sometido a esfuerzos medios.³

³ “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.



2.7.1.4. EL CRITERIO DE ROTURA DE HOEK-BROWN

Hoek y Brown introdujeron su criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de partida para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente. El criterio se dedujo a partir de los resultados de las investigaciones de Hoek de roturas frágiles de rocas intactas y de un modelo de estudio del comportamiento de macizos rocosos de Brown. El criterio partía de las propiedades de la roca intacta y entonces se introducían factores reductores de estas propiedades sobre la base de las características de un macizo rocoso diaclasado. Los autores, intentando relacionar el criterio empírico con las observaciones geológicas, por medio de uno de los sistemas de clasificación de los macizos rocosos, eligieron para este propósito el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski.⁴

Debido a la ausencia de otras alternativas, el criterio fue pronto adoptado por la comunidad de la mecánica de rocas y su uso rápidamente extendido más allá de los límites originales utilizados en la deducción de las relaciones de reducción de la resistencia.⁴

2.7.1.5. VIBRACIÓN Y ONDAS SÍSMICAS

Las propiedades fundamentales que describen el movimiento de las ondas se denominan parámetros de las ondas. Estos se miden y cuantifican cuando se analiza el movimiento de las ondas o vibración.⁵

Considérese el movimiento armónico simple ilustrados en grafico 3.1 y representado por la ecuación:

$$y = A \operatorname{Sen}(wt) \quad (2.5)$$

Donde:

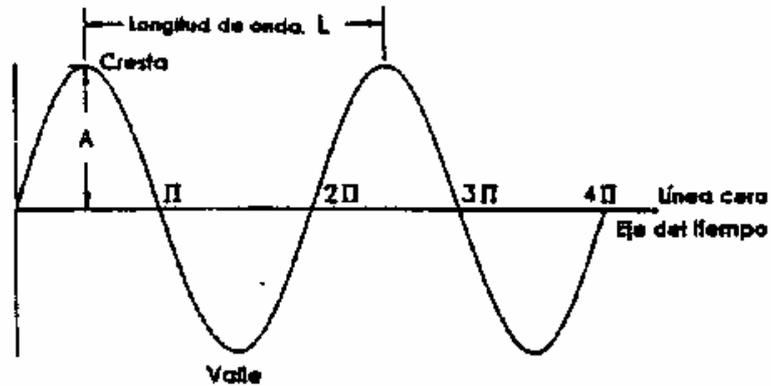
- y = Desplazamiento en cualquier tiempo t , medido desde la línea cero o eje del tiempo.
- t = Tiempo
- A = Amplitud o valor máximo de y
- w = Frecuencia angular : $w=2\pi f$
- T = Periodo o tiempo para una oscilación completa o ciclo
- f = Frecuencia, el número de vibraciones u oscilaciones que ocurren en un segundo, conocido cómo Hertz (Hz)

⁴ El Criterio de Rotura de Hoek – Brown – Edición 2002.

⁵ MANUAL KONYA – Calvin J. Konya; Enrique Albarran.



Figura 2.8. Movimiento de las ondas y sus parámetros.



Fuente: Manual Konya.

El período y la frecuencia son recíprocos, por lo tanto:

$$f=1/T \quad \text{o} \quad T=1/f \quad (2.6)$$

La longitud de la onda L es la distancia de cresta a cresta ó de valle a valle. Se mide en metros y es igual al período de la onda multiplicado por la velocidad de propagación V .⁵

$$L = V T \quad (2.7)$$

Donde:

L = longitud de onda

T = periodo de onda

V = velocidad de propagación

2.7.1.5.1. PARÁMETROS DE VIBRACIÓN

Ya se han discutido los parámetros de las ondas. Los parámetros de la vibración son las propiedades fundamentales del movimiento que se utilizan para describir el carácter del movimiento del suelo. Estos son: desplazamiento, velocidad, aceleración y frecuencia. Al tiempo que una onda sísmica pasa a través de la roca, las partículas de la roca vibran, o se mueven de su punto de reposo. Esto es desplazamiento. Cuando la partícula es desplazada y se mueve, tiene entonces una velocidad y puede ejercer una fuerza, que es proporcional a la aceleración de la partícula. Estos parámetros fundamentales de la vibración se definen a continuación:

- **Desplazamiento:** Es la distancia que una partícula del terreno se mueve desde su punto de reposo. Se mide en milímetros. ⁵

$$\text{Desplazamiento} = V / 2\pi f \quad (2.8)$$

- **Velocidad:** La rapidez con la que una partícula se mueve cuando deja su punto de reposo. Empieza en cero, se eleva a un máximo y regresa a cero. La velocidad de la partícula se mide en milímetros por segundo.⁵
- **Aceleración:** Es el rango al cual la velocidad de la partícula cambia. La fuerza ejercida por la partícula que vibra es proporcional a la aceleración de la partícula. La aceleración se mide en fracciones de “g”, la aceleración de la fuerza de gravedad.⁶ $g = 2\pi*f*V/9810$ (2.9)
- **Frecuencia:** El número de vibraciones u oscilaciones que ocurren en un segundo, designados como Hertz (Hz).⁷

Los sismógrafos para vibración normalmente miden la velocidad de partícula ya que las normas para determinar daños se basan en la velocidad de partícula. Existen, sin embargo, sismógrafos de desplazamiento y sismógrafos de aceleración. Los sismógrafos de velocidad pueden ser equipados también para integrar o diferenciar electrónicamente las señales de velocidad y producir un registro de desplazamiento o de aceleración.⁸

2.7.1.6. ONDAS SÍSMICAS

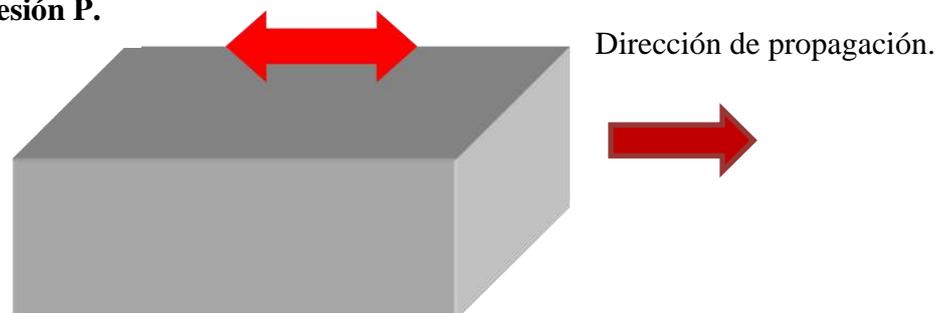
Onda P.- movimiento de las partículas en dirección de propagación de las ondas.

- Paralela a la dirección del movimiento.
- Es la de mayor velocidad.
- Provoca cambios de volumen.
- Se propaga en medios sólidos y líquidos.

Figura 2.9. Ondas P.

Movimiento de partícula.

Ondas de Compresión P.



Fuente: MANUAL KONYA – Calvin J. Konya; Enrique Albarrán.

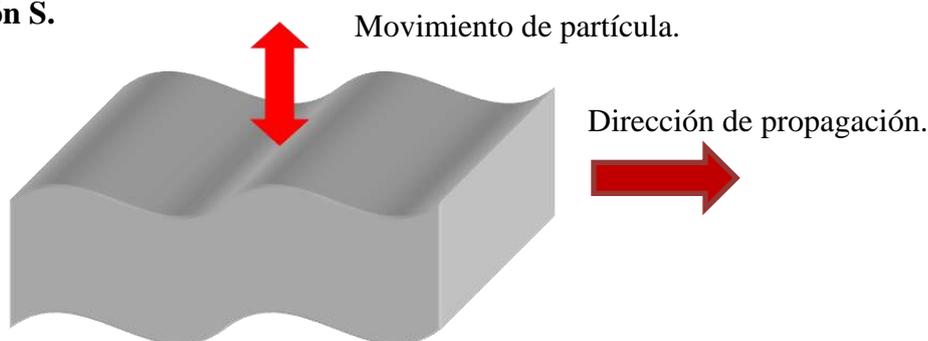
5, 6, 7, 8 MANUAL KONYA – Calvin J. Konya; Enrique Albarrán.

Onda S.- movimiento de las partículas perpendicular a la dirección de propagación.

- Perpendicular a la dirección de movimiento.
- Provoca cambios de forma.
- Componentes transversal y longitudinal.
- Se propaga sólo en medio sólido.

Figura 2.10. Ondas S.

Ondas de Compresión S.



Fuente: MANUAL KONYA – Calvin J. Konya; Enrique Albarrán.

2.7.1.7. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA

Es la velocidad del paso de la onda a través de la masa rocosa y es bastante variable a la calidad y condición estructural de la roca.

$$V_{res} = K \left(\frac{R}{W^m} \right)^{-n} \quad (2.10)$$

La atenuación es la variación de la velocidad de partícula pico con la distancia, para las voladuras generalmente se expresa como (Persson et al., 1994; Dowding, 2001), donde m y n son parámetros estimados (denominados α y β en secciones anteriores), R es la distancia de la voladura a un sitio determinado (sitio de medición), W es la carga por unidad de tiempo (8 ms), y V_{res} es la máxima velocidad de partícula en el sitio de medición. Para una explosión totalmente confinada y esférica en un medio infinito y elástico, la teoría indica que $m = 1/3$ y $n = 1$ ó 2 dependiendo de la distancia desde la explosión. Las cargas usadas en la práctica son cilíndricas y no esféricas, además el medio no es infinito porque hay una superficie libre que en muchos casos es vertical. Por medio de un análisis dimensional se puede llegar a un valor de $m = 1/2$ para cargas cilíndricas, mientras que el valor de n varía entre 1.4 y 1.8.

2.8. COSTOS EN MINERÍA

El presente tema trata de las partes económicas de la producción minera referidas a los costos las cuales ayudara a todas aquellas personas que buscan el noble propósito de mejorar la

eficiencia y la productividad de la minería en nuestro país sin agudizar los demás componentes del problema económico nacional.

El propósito de este tema es mostrar las diferentes metodologías para la estimación de costos de operación en minería, que permitan de una forma rápida y sencilla obtener un orden de magnitud de los mismos y establecer el costo unitario de producción en minería:

Los costos totales de producción estarán en base a los costos directos e indirectos:

- Costos directos = mano de obra directa + materiales directos.

$$CD = MOD + MD \quad (2.11)$$

- Costos indirectos = mano de obra indirecta + materiales indirectos + gastos indirectos.

$$CI = MOI + MI + GI \quad (2.12)$$

- Costo total = costos directos + costos indirectos.

$$CT = CD + CI \quad (2.13)$$

2.8.1. COSTOS

Es el sacrificio, o esfuerzo económico que se realiza para lograr un objetivo. Los rubros son diversos, como: Sueldos, Materiales, Servicios, etc. Es básicamente un concepto económico, es lo que influye en el resultado de la empresa.

En economía el coste o costo es el valor monetario de los consumos de factores que supone el ejercicio de una actividad económica destinada a la producción de un bien o servicio. Todo proceso de producción de un bien supone el consumo o desgaste de una serie de factores productivos, el concepto de coste está íntimamente ligado al sacrificio incurrido para producir ese bien. Todo coste conlleva un componente de subjetividad que toda valoración supone.⁸

2.8.1.1. COSTO UNITARIO

Es el cociente resultante de dividir el gasto total incurrido en la producción entre el número total de unidades producidas o generadas, por lo tanto el costo unitario tiene componentes fijos y también variables.

Es de observar que la cuantía de los costos unitarios de producción es necesariamente función del diseño de producción (a menor producción mayor costo unitario, a mayor producción menor costo).

⁸ E. Bueno Campos- I. Cruz Roche- J.J. Durán Herrera, Economía de la empresa. Análisis de las decisiones empresariales. Pirámide, ed. Pirámide



Así mismo es necesario la acción de la administración que cuide la aplicación racional de los materiales, mano de obra y uso de la maquinaria y equipos, etc., de modo de obtener la producción técnicamente aceptable, caso contrario se eleva el costo unitario de producción, con la siguiente pérdida económica para la unidad minera injustificadamente.

Cabe mencionar que a cada volumen de producción le corresponde un costo determinado de producción, técnicamente aceptable siempre y cuando las diversas operaciones del proceso productivo se lleven a cabo eficientemente, de acuerdo al diseño establecido.

Si se presentan problemas de “mano de obra ociosa” (paro de trabajadores en una sección de la mina), los gastos no deben cargarse al costo sino al estado de pérdidas y ganancias como “egresos por ociosidad”, por señalarse una denominación.

2.8.2 SISTEMA DE COSTOS

El sistema de Costos es parte del sistema de gestión de una empresa. Debe permitir conocer que pasó, dónde, cuándo, cuánto y porqué pasó. Facilita la corrección de los desvíos del pasado y preparar mejor el futuro.

Se utiliza para realizar las siguientes tareas:

- Sirve para calcular el precio adecuado de los productos y servicios.
- Conocer qué bienes o servicios producen utilidades o pérdidas.
- Para comparar los costos reales con los costos presupuestados.
- Permite comparar los costos entre diferentes períodos.
- Permite comparar los costos entre sus diferentes departamentos.
- Permite comparar los costos entre Diferentes empresas.
- Localiza los puntos débiles de una empresa.
- Determina las áreas que requieren urgentes medidas de racionalización.
- Controla el impacto de las medidas de racionalización realizadas.
- Facilita diseñar e impulsar programas de expansión y/o optimización.
- Facilita diseñar e impulsar nuevos productos y servicios.
- Guía en las decisiones de inversión.
- Facilita negociar con los actuales proveedores y alternativos.
- Facilita negociar con los clientes actuales y alternativos.
- Facilita optimizar el precio, calidad y características del producto
- Facilita estructurar eficientes procesos y servicios.
- Se utiliza como instrumento de planificación y control.

2.8.3. SISTEMAS DE CONTROL DE COSTOS

El sistema de control de costos es una herramienta esencial para la “gestión” de una empresa y como tal, es muy determinante para su futuro.

Los sistemas tradicionales asignan los costos a Centros de Costos y luego los aplican a los Objetos de Costos (Productos). Para el caso de los costos directos no hay problema, pero en los costos indirectos si hay dificultades.

Debido a ello surgieron nuevas propuestas de registro, control, análisis y gestión de costos. En esta presentación abordaremos muy brevemente cinco metodologías diferentes.

Los sistemas a tratar son los siguientes.

- El tradicional método de Costos, utilidad y precio
- Las cinco fuerzas competitivas
- Concepto de cadena de valor
- Reingeniería
- Costeo basado en actividades (ABC)
- Gestión de costos a través de actividades (ABM)

Este sistema, se basa en que toda empresa poseen dos grandes tipos de costos: Costos Fijos y Costos Variables, según su comportamiento ante los cambios en el volumen de producción.

Las variables aplicadas en este método son las siguientes.

- **Producción (q):** Es el volumen de producción, en unidades.
- **Precio Unitario (PU):** Es el valor unitario de venta del producto.
- **Ventas (V):** Es ingreso obtenido por las ventas [$q \times PU$]
- **Costo Fijo (CF):** El costo que no varía con la producción
- **Costo Variable Unitario (CVU):** Es el costo unitario que varía con la producción
- **Costo Variable Total (CVT):** Equivalentes a [$q \times CVU$]
- **Costo Total:** Es la suma de los costos fijos y variables [$CF + CV$]
- **Utilidad (U):** Es el resultado económico de la empresa [$V - CT$]

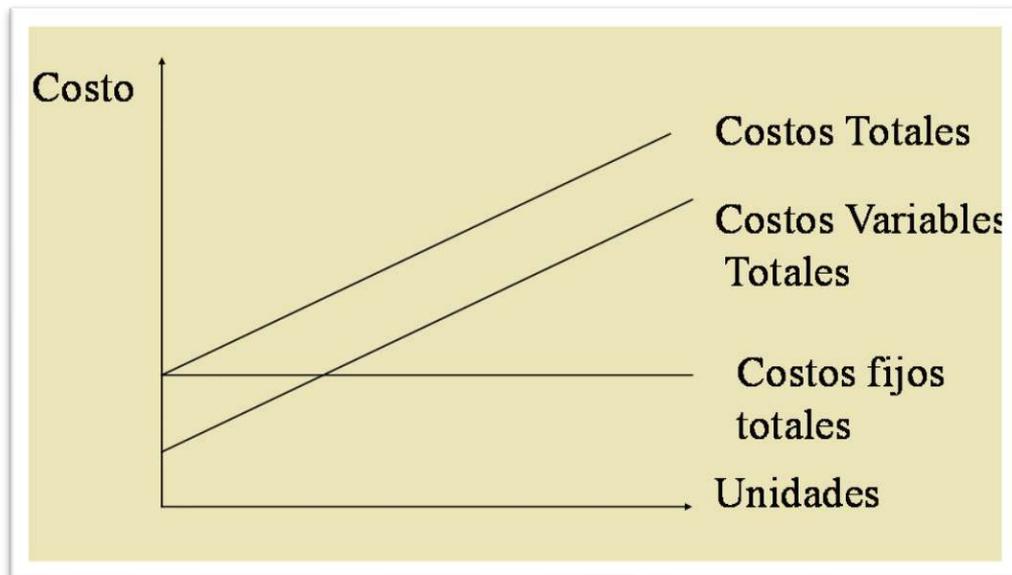
Las principales fórmulas son las siguientes:

- **Ventas:** $V = CF + CV + U$
- **Precio de Venta =** Costo Total unitario + Utilidad
- **Costo Total unitario (CTU) =** $CT / q = (CV + CF) / q$

2.8.4. PUNTO DE EQUILIBRIO (PE) Se dice que una empresa está en su punto de equilibrio cuando no genera ni ganancias, ni pérdidas. Es decir cuando el beneficio es igual a cero.

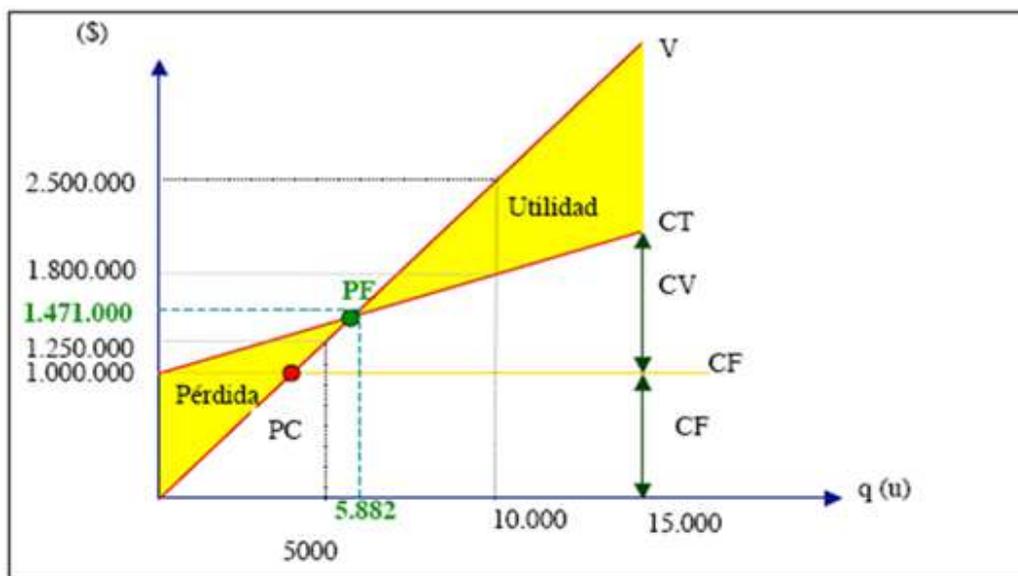
Para un determinado costo fijo de la empresa, y conocida la contribución marginal de cada producto, se puede calcular las cantidades de productos o servicios y el monto total de ventas necesario para no ganar ni perder; es decir para estar en Equilibrio.

Figura 2.11. Análisis de costos.



Fuente: E. Bueno Campos- I. Cruz Roche- J.J. Durán Herrera, Economía de la empresa.

Figura 2.12. Diagrama del punto de equilibrio.



Fuente: E. Bueno Campos- I. Cruz Roche- J.J. Durán Herrera, Economía de la empresa.



2.8.4.1 ANÁLISIS DEL PUNTO DE EQUILIBRIO (PE)

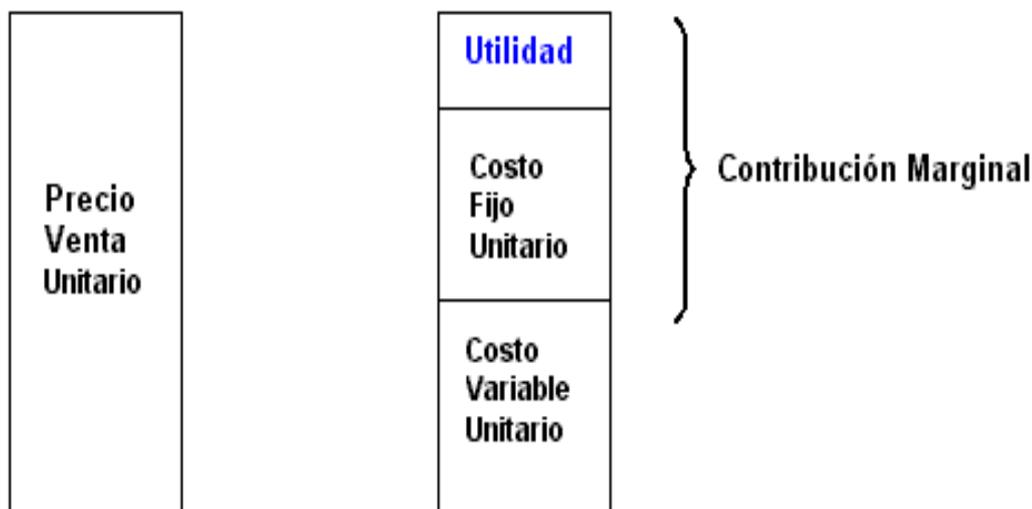
- En la Figura se puede visualizar cómo se comportan los costos y las ventas en función del volumen de producción.
- Obsérvese que existe el “Punto de Equilibrio”, aquel que no se tiene Utilidades ni Pérdidas. También hay otras dos zonas opuestas: Una en la que se generan pérdidas y en la otra se generan utilidades.
- El cruce de las líneas que representan las ventas y los costos fijos se denomina “Punto de cierre” (PC), e indica que la compañía perdería menos \$ cerrando sus puertas, ya que no tendría que soportar los costos fijos.
- Para un determinado costo fijo de la Empresa, y conocida la Contribución Marginal de cada producto, se puede calcular el importe de las ventas o el volumen de producción para no ganar ni perder.

2.8.5 CONTRIBUCIÓN MARGINAL

Se llama "contribución marginal" o "margen de contribución" a la diferencia entre el Precio de Venta y el Costo Variable Unitario.

$$\text{Contribución marginal} = \text{Precio de Venta} - \text{Costo variable} \quad (2.14)$$

Se le llama "margen de contribución" porque muestra como "contribuyen" los precios de los productos o servicios a cubrir los costos fijos y a generar utilidad, que es la finalidad que persigue toda empresa.



Se pueden dar las siguientes alternativas:

- Si la contribución marginal es "positiva", contribuye a absorber el costo fijo y a dejar un "margen" para la utilidad o ganancia.
- Cuando la contribución marginal es igual al costo fijo, y no deja margen para la ganancia, se dice que la empresa está en su "punto de equilibrio". No gana, ni pierde.
- Cuando la contribución marginal no alcanza para cubrir los costos fijos, la empresa puede seguir trabajando en el corto plazo, aunque la actividad de resultado negativo. Porque esa contribución marginal sirve para absorber parte de los costos fijos.
- La situación más crítica se da cuando el "precio de venta" no cubre los "costos variables", o sea que la "contribución marginal" es "negativa". En este caso extremo, es cuando se debe tomar la decisión de no continuar con la elaboración de un producto o servicio.

El concepto de "**contribución marginal**" es muy importante en las decisiones de mantener, retirar o incorporar nuevos productos de la empresa, por la incidencia que pueden tener los mismos en la absorción de los "costos fijos" y la capacidad de "generar utilidades".

También es importante relacionar la "contribución marginal" de cada artículo con las cantidades vendidas. Porque una empresa puede tener productos de alta rotación con baja contribución marginal pero la ganancia total que generan, supera ampliamente la de otros artículos que tienen mayor "contribución marginal" pero menor venta y "menor ganancia total".

2.8.6 DEPRECIACIÓN

La mayoría de bienes de capital se deprecian con el tiempo y una cuantía (depreciación), por la pérdida del valor de estos bienes se descuenta del ingreso bruto de cada año para que aquellos bienes puedan ser sustituidos al final de su vida útil.

Métodos de depreciación

Para el cálculo de la Depreciación, se pueden utilizar diferentes métodos como:

- **Método de la línea recta**

El método de la línea recta es el método más sencillo y más utilizado por las empresas, y consiste en dividir el valor del activo entre la vida útil del mismo.

La relación matemática que se aplica es:

$$\text{Depreciación} = [\text{Valor del activo}/\text{Vida útil}] \quad (2.15)$$



- **Método de la suma de los dígitos del año**

Este es un método de depreciación acelerada que busca determinar una mayor cuota de depreciación en los primeros años de vida útil del activo.

La fórmula que se aplica es: $(\text{Vida útil}/\text{suma dígitos}) * \text{Valor activo}$

Donde se tiene que:

Suma de los dígitos es igual a $(V(V+1))/2$ donde V es la vida útil del activo.

- **Método de la reducción de saldos**

Este es otro método que permite la depreciación acelerada. Para su implementación, exige necesariamente la utilización de un valor de salvamento, de lo contrario en el primer año se depreciaría el 100% del activo, por lo perdería validez este método.

La fórmula a utilizar es la siguiente:

$$\text{Tasa de depreciación} = 1 - (\text{Valor de salvamento}/\text{Valor activo})^{(1/n)} \quad (2.16)$$

Donde n es el la vida útil del activo

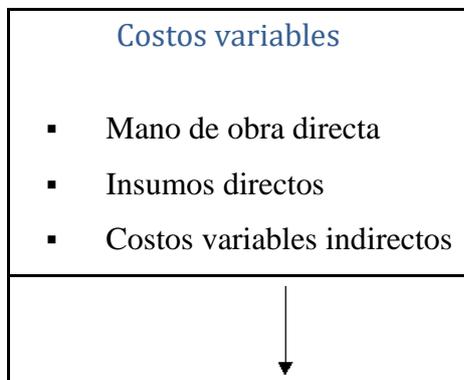
Como se puede ver, lo primero que se debe hacer, es determinar la tasa de depreciación, para luego aplicar esa tasa al valor no depreciado del activo o saldo sin de preciar

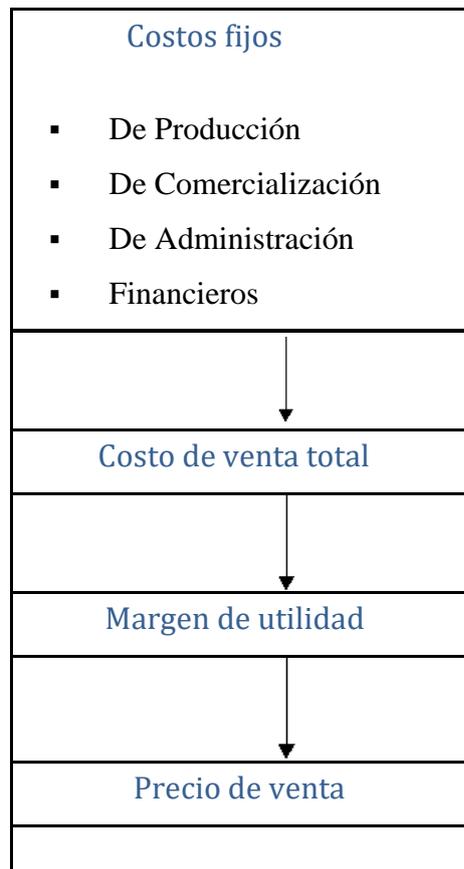
- **Método de las unidades de producción**

Este método es muy similar al de la línea recta en cuanto se distribuye la depreciación de forma equitativa en cada uno de los periodos.

Para determinar la depreciación por este método, se divide en primer lugar el valor del activo por el número de unidades que puede producir durante toda su vida útil. Luego, en cada periodo se multiplica el número de unidades producidas en el periodo por el costo de depreciación correspondiente a cada unidad.

2.8.7 ESTRUCTURA DE COSTOS





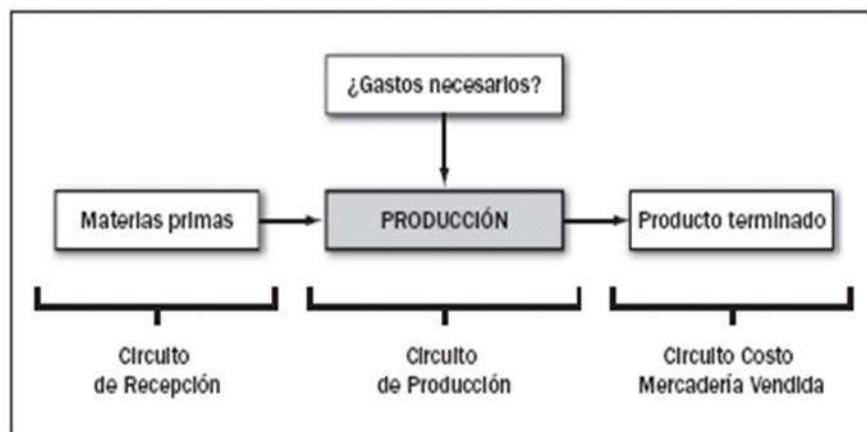
2.8.8 FUNCIONES DE LOS COSTOS

El estudio de costos tiene dos campos: Control Operativo e Intérprete Económico, Es una bisagra que, observando y controlando el escenario productivo, lo decodifica y traslada a un adecuado lenguaje de gestión.

El rubro contable: Bienes de Cambio (Materias Primas – Producción en Proceso – Producto Terminado) describe el objetivo de control productivo. Controla además la generación de riqueza en una empresa. Este proceso incorpora otras actividades que generan valor, como comercialización, administración, etc.

Proceso de transformación. Es el recorrido que hacen los Bienes de Cambio. Es donde se transforman e incorporan valor agregado. El gráfico adjunto muestra un esquema global, fijando los mecanismos de enlace de los que se vale Costos.

Figura 2.13. Esquema de control.



Fuente: E. Bueno Campos- I. Cruz Roche- J.J. Durán Herrera, Economía de la empresa.

2.8.9 CLASIFICACIÓN DE COSTOS

Es necesario clasificar los costos de acuerdo a categorías o grupos, de manera tal que posean ciertas características comunes para poder realizar los cálculos, el análisis y presentar la información que puede ser utilizada para la toma de decisiones.

2.8.9.1 SEGÚN LA FUNCIÓN QUE CUMPLEN

a. Costo de producción

Son los que permiten obtener determinados bienes a partir de otros, mediante el empleo de un proceso de transformación. Por ejemplo:

- Costo de la materia prima y materiales que intervienen en el proceso productivo
- Sueldos y cargas sociales del personal de producción.
- Depreciaciones del equipo productivo.
- Costo de los Servicios Públicos que intervienen en el proceso productivo.
- Costo de envases y embalajes.
- Costos de almacenamiento, depósito y expedición.

b. Costo de comercialización

Es el costo que posibilita el proceso de venta de los bienes o servicios a los clientes, por ejemplo:

- Sueldos y cargas sociales del personal del área comercial.

- Comisiones sobre ventas.
- Fletes, hasta el lugar de destino de la mercadería.
- Seguros por el transporte de mercadería.
- Promoción y Publicidad.
- Servicios técnicos y garantías de post-ventas.

c. Costo de administración

Son aquellos costos necesarios para la gestión del negocio, por ejemplo:

- Sueldos y cargas sociales del personal del área administrativa y general de la empresa
- Honorarios pagados por servicios profesionales.
- Servicios Públicos correspondientes al área administrativa.
- Alquiler de oficina.

d. Costo de financiación

Es el correspondiente a la obtención de fondos aplicados al negocio.

- Intereses pagados por préstamos.
- Comisiones y otros gastos bancarios.
- Impuestos derivados de las transacciones financieras.

2.8.9.2 SEGÚN SU GRADO DE VARIABILIDAD

Esta clasificación es importante para la realización de estudios de planificación y control de operaciones. Está vinculado con las variaciones o no de los costos, según los niveles de actividad.

a. Costos fijos

Son aquellos costos cuyo importe permanece constante, independiente del nivel de actividad de la empresa. Se pueden identificar y llamar como costos de "mantener la empresa abierta", de manera tal que se realice o no la producción, se venda o no la mercadería o servicio, dichos costos igual deben ser solventados por la empresa. Por ejemplo:

- Alquileres
- Amortizaciones o depreciaciones
- Seguros
- Impuestos fijos
- Sueldo y cargas sociales de encargados, supervisores, gerente

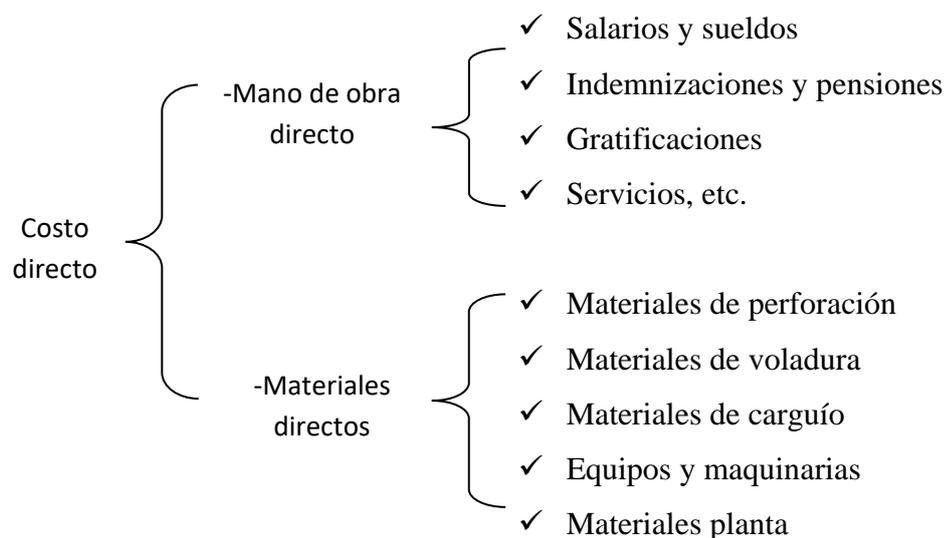
b. Costos variables

Son aquellos costos que varían en forma proporcional, de acuerdo al nivel de producción o actividad de la empresa. Son los costos por "producir" o "vender". Por ejemplo:

- Mano de obra directa (a destajo, por producción o por tanto).
- Materias Primas directas.
- Materiales e Insumos directos.
- Comisiones sobre ventas.

2.8.9.3. SEGÚN SU ASIGNACIÓN

a. Costos directos. Son aquellos costos que se asigna directamente a una unidad de producción. Por lo general se asimilan a los costos variables.

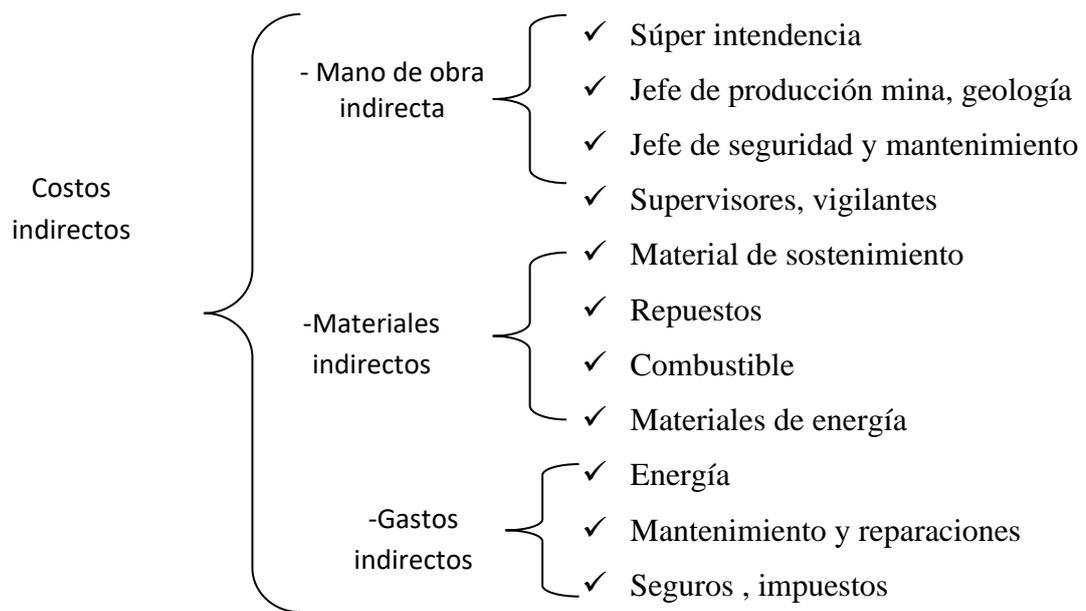


Costos directos = mano de obra directa + materiales directos

$$CD = MOD + MD \quad (2.17)$$

b. Costos indirectos- Son aquellos que no se pueden asignar directamente a un producto o servicio, sino que se distribuyen entre las diversas unidades productivas

mediante algún criterio de reparto. En la mayoría de los casos los costos indirectos son costos fijos.



Costos indirectos = mano de obra indirecta + materiales indirectos + gastos indirectos

$$CI = MOI + MI + GI \quad (2.18)$$

2.8.10. TASACIÓN DE HERRAMIENTAS, EQUIPOS Y MAQUINARIA DE MINERÍA

La relación matemática más empleada para realizar las tasaciones de los equipos es:

$$V_a = V_n - D \quad (2.19)$$

$$D = (V_n - V_r) E / T \quad (2.20)$$

$$T = E + E' \quad (2.21)$$

Siendo:

V_a = Valor actual de tasación de la maquinaria o equipo considerado

V_n = Valor de equipo nuevo o similar a nuevo

D = Monto calculado por depreciación

V_r = Valor residual o de desecho en el momento de darle de baja

E = Edad del equipo, o tiempo que ha sido usado

E' = Expectativa de vida adicional

T = Vida total probable de la maquinaria o equipo

En la descripción y numeración de las unidades de equipo o maquinaria, deben indicarse con tanta exactitud cómo se pueda, la marca, modelo, tipo, serie, capacidad potencia, dimensiones

principales y otras características técnicas que permitan una correcta identificación del activo fijo.

En la estimación de la capacidad de una maquinaria deberá indicarse claramente el periodo considerado para la estimación, es decir, por hora, por jornada de 8 horas, día de 24 horas etc.

(Vn) el valor del equipo nuevo o considerado nuevo, es el que se le da en fabrica y transportado hasta el mercado más importante y próximo al lugar donde se encuentra el equipo que se desea tasar, está incluido los gastos de transporte e internamiento al país si es importado, pero no los gastos de transporte local, este valor se obtiene de los proveedores.

Si no es posible obtener el valor del equipo nuevo, se buscará el de una fecha anterior y se revalorará de acuerdo a las fluctuaciones más o menos estables que haya sufrido el poder adquisitivo de la moneda y de los índices particulares del precio del equipo considerado.

(Vr) el valor residual de un equipo o maquinaria, es el que se obtiene por él, al ponérsele fuera de uso o dársele de baja, también se considera como valor de desecho. Este valor puede variar entre el 2 y el 40 %

(E) la edad del equipo es el mismo que éste tiene a la fecha de su tasación. por lo general se obtiene teniendo en cuenta la fecha de su adquisición, cuando no se conozca esta, el perito estimará su edad, en base al modelo o tipo y a la apariencia general del equipo.

(E') la expectativa de vida adicional, será la estimada por el perito observando la forma de uso y estado de conservación del equipo, incidiendo en el grado de mantenimiento y reparación preventivos llevados a cabo, obsolescencia del modelo etc.

(T) la vida total probable, es la suma de la expectativa que tiene el equipo en adelante más el tiempo de uso o trabajo ya realizado por el mismo.

Existen tablas de vida promedio, esta información puede ser utilizada más eficientemente, cuando el tasador ha obtenido su propia información sobre mortalidad del equipo.

2.8.11. FACTORES DE PRODUCTIVIDAD Y EFICIENCIA

La productividad se entiende como la relación entre la producción (output) y sus factores (inputs). El diccionario económico de Oxford define el concepto así: "la productividad en economía es la razón entre el producto y los factores para producirlo". Thiry y Tulkens (1988) la han definido como: "la capacidad desplegada por los factores de la producción para producir", y cuando se presentan variaciones en esta habilidad, se dice que se gana o pierde productividad. Prior (1992) cita la definición presentada en el IV Congreso Mundial de Productividad (1984) en el que se estableció que: la productividad es un concepto universal que aspira a proporcionar más y más bienes y servicios (outputs), para un mayor número de personas, con cada vez menor número de recursos reales (inputs); y para ello considera que es necesaria la aplicación integrada de habilidades y esfuerzos humanos, capital, tecnología, etc., para conseguir aumentos sostenidos y un mejor nivel de vida para todos, y a esto se le denomina: "productividad total".

Por su parte Pastor y Pérez (1992) explican que existen dos indicadores de productividad: los indicadores parciales (que únicamente consideran un input) y los indicadores globales (que utilizan todos los inputs para lo cual debe construirse un input agregado). Siguiendo con esta idea, Vicent (1968) dice que: la productividad es la razón entre la producción y los factores con que se realiza ésta, o bien, entre la producción y algunos factores que la originaron. Por eso si sólo uno de los factores es considerado, por ejemplo: el trabajo, el capital o cualquier otro input, la medición de la productividad será parcial. Con respecto a esto, Vergés (1997) opina que el problema que existe con la productividad es que ésta es una magnitud que no puede compararse entre empresas, pues las unidades de medida de los outputs e inputs acostumbran a ser diferentes de una empresa a otra. En cambio, las tasas de variación sí son comparables. Por eso para él, la productividad expresada en índices normalmente sirve como una referencia sólo para la propia empresa.

Volviendo con Thiry y Tulkens, ambos consideran que en el ámbito teórico la justificación para la medición del total de los factores de la producción es evidente, sin embargo una dificultad particular que se presenta es cuando el numerador o el denominador están compuestos por varios outputs y/o inputs respectivamente.

Este problema se ha intentado solucionar de forma específica a través del método del número índice. El objetivo de este método es medir las variaciones temporales que están continuamente actualizándose utilizando una colección de datos económicos en términos

discretos. Los especialistas en productividad utilizan frecuentemente estos índices, siendo el índice de productividad de Tornquist uno de los más populares. Otra forma de considerar las variaciones de outputs e inputs, y que ha sido adoptada por varios autores especialmente franceses, es mediante el método de contabilización del Surplus (“Surplus Accounts Method”). Este es un índice donde las variaciones del output y del input son promediados por los precios del año inicial. Así, el índice mide solamente los beneficios de la empresa que se obtendrían si los precios se mantienen sin cambio entre el año inicial (T_0) y el año $t + 1$.

Algunos autores consideran que el concepto de productividad parcial o total no se puede distinguir en funciones no lineales. Por otra parte, la variación de un único ratio output / input solamente se observa en momentos separados y no revela todas las posibles modificaciones ocurridas dentro de los ratios considerados como un todo entre inputs y outputs. En esta etapa del análisis, Thiry y Tulkens consideran que es necesaria una valoración fundamental del concepto de “progreso tecnológico”, el cual han definido como: “el movimiento de una función definida dentro del espacio de inputs y outputs”. Esta definición realmente no describe el comportamiento real más allá de la idea de un incremento de los outputs obtenidos, dados varios niveles de inputs.

Para Elion (1985) la productividad se ha considerado como el concepto clave para determinar si una empresa o un sector industrial son capaces de competir en los mercados globalizados. De ahí que tratar primero de definir este concepto, y aún más, tratar de medirlo con más perfección, es actualmente uno de los intentos más intensos de los países para mejorar productividad. Eilon indica que en la práctica la productividad es interpretada comúnmente como la "producción por hora-hombre".

Al analizar el factor productividad se ha considerado importante distinguir bien entre el significado que adquieren dentro del campo de la economía de la empresa: la rentabilidad, la productividad, la eficiencia, la eficacia y la efectividad, con el objetivo de saber exactamente lo que queremos medir.

Primeramente, y ya definido el concepto de productividad, Thiry y Tulkens indican que ésta tiene dos componentes que son la eficiencia técnica y el progreso o cambio tecnológico. Aunque la productividad es un indicador sintético muy importante, no es sinónimo de rentabilidad, sino es una magnitud previa que en todo caso se le podía equiparar con la magnitud de rentabilidad bruta. En cambio la rentabilidad, que es la relación que existe entre



el beneficio y el capital invertido, representa una tasa que nos indica el grado de eficiencia en la utilización de los recursos que hace una empresa en un período de tiempo determinado.

Con respecto al término de la eficiencia, se dice que se da en una empresa cuando tecnológicamente es imposible aumentar outputs sin aumentar inputs, o bien, disminuir inputs sin disminuir outputs. Prior (1984) entiende que la "eficiencia global" es la competitividad, que a su vez define como: "la posición relativa de la empresa frente a la concurrencia". En general, la eficiencia busca lograr el mínimo de costes y aquí no se plantea si los objetivos son o no correctos. En cuanto a la eficacia, ésta tiende al cumplimiento de los objetivos sin importar, al igual que en la eficiencia, si éstos fueron los más adecuados. Por último, en la efectividad sí se pretende plantear los objetivos correctos para asegurar la supervivencia de la empresa. Con base en lo anterior, podemos decir que la rentabilidad es un concepto más amplio y que contiene a las magnitudes de la productividad, la que a su vez tiene dos componentes que son la eficiencia técnica y el progreso tecnológico. La maximización de todas estas "variables-indicadores" resulta necesarias para obtener resultados o "performances" hacia el éxito empresarial.

Como hemos dicho anteriormente, si la productividad se intenta medir a través de ratios se utiliza la relación producción / factores de la producción. Para Eilon (1985) a partir del ratio output / input sí es posible establecer una variedad de ratios para medir en términos físicos y financieros los resultados de una empresa con el objetivo de poder llegar a definir cuatro medidas de producción eficiente que son:

- 1) La eficiencia técnica: Que relaciona cantidades físicas.
- 2) La eficiencia de los costes: Que toma en cuenta el factor: "precio del input utilizado en la producción". Dicho factor es considerado como la solución para llegar a la medición de la eficiencia técnica, pero no necesariamente a la inversa (es decir, sería erróneo considerar una eficiencia técnica como una eficiencia en el coste).
- 3) La eficiencia en los ingresos, también conocida como ingresos o utilidad eficiente. Proporciona una estructura útil para analizar el rendimiento desde un enfoque de productividad, pues según Eilon, orienta sobre procedimientos que buscan las comparaciones que son necesarias efectuarse y dan también bases para observar los cambios en el rendimiento de la empresa a través del tiempo.

4) La eficiencia de uso de la capacidad instalada. También conocida como capacidad de utilización. La idea de la eficiencia del coste con respecto a la eficiencia técnica, es similar en el caso de la capacidad de utilización con respecto a la eficiencia técnica.

También, si consideramos en su sentido básico a la productividad (relación output obtenido/ inputs utilizados), entonces podemos definir la eficiencia productiva como la relación que hace que se produzca un nivel de output máximo con el mínimo consumo de input posible.

Según Thiry y Tulkens, si interpretamos la productividad ganada o perdida, considerando para el análisis el concepto de “función de producción” con su curva respectiva, esto tiende a mejorar el razonamiento. Para ellos la función de producción usualmente se define como la relación que existe entre las cantidades de inputs utilizados y la de outputs que pueden ser obtenidos como resultado final de la producción. El concepto anterior puede ser ilustrado por la función: $y = f^{\circ}(x)$.

Aquí un único output (y) es producido con un único input (x). Esta función que muestra las posibilidades técnicas de la función (f°) de una empresa dentro del espacio de outputs e inputs, establece que: el concepto de progreso tecnológico aparece cuando se considera la curva de la función, la cual se puede ver de dos formas:

- a) Como un incremento en el output que puede ser obtenido con diversas cantidades de inputs.
- b) Como una reducción de la cantidad mínima de input que se requiere para asegurar cualquier cantidad de outputs.

Con base en esto, los resultados pueden indicar que habrá regresión tecnológica cuando el sentido de la curva de la función se reduzca dentro del output obtenido, dadas varias cantidades de inputs, o bien, habrá un incremento en los inputs que se requieren para cualquier cantidad de outputs. El progreso tecnológico es comúnmente asociado con la implementación de nuevos métodos de producción (como los cambios en el estilo de dirección) o nuevos factores de producción (tales como nuevas maquinarias).

Para Thiry y Tulkens los términos: “progreso tecnológico” y “regresión tecnológica” utilizados en otros campos de estudio han resultado inadecuados dentro de la teoría de la productividad, pues consideran que se vuelven más complejos sobre todo a la hora de su medición. Ante esto indican que actualmente existen tres métodos para medir el progreso tecnológico y son:

- a) La estimación econométrica de producción o funciones de coste.
- b) Una aproximación discreta de los índices de productividad “Divisa”.
- c) El cálculo con números índices exactos.

Con respecto a la relación de la productividad con la eficiencia, y considerando que el análisis económico da una representación del fenómeno de progreso tecnológico a partir del concepto de función de producción, se puede partir de la idea de que la producción eficiente también proviene del concepto de la función de producción, pero ahora sobre la base de una muy particular interpretación de dicha función.

La producción eficiente antes de poder ser considerada una simple relación entre inputs y outputs, también es posible considerarla como una “frontera”, estableciendo los límites que una empresa puede alcanzar. Así, la función de producción especifica las máximas cantidades de outputs obtenidos dado un nivel de inputs, y para cualquier nivel de output se establece la cantidad mínima de inputs requeridos para producirlos. En ocasiones las fronteras se construyen con las observaciones que, dado el actual estado de conocimiento tecnológico, permite producir el máximo nivel de outputs con el mínimo consumo de inputs.

Al respecto Prior (1992: p.121) apunta que para establecer la frontera, las empresas serán sólo eficientes si mantienen unos coeficientes inmejorables (“que no exista evidencia de que ninguna otra empresa alcance un coeficiente de consumo de un factor inferior, sin a su vez, presentar otro coeficiente de valor superior”). Es decir, ninguna empresa puede pasar las fronteras, pues éstas son mediciones inmejorables de entre todas aquellas de que se dispone.

El concepto frontera se origina cuando se evalúa una muestra de empresas de cierto sector y similares dimensiones, de manera que, del total de mediciones obtenidas, se identifican las que son inmejorables o aquellas que tienen un valor límite. Pero teóricamente, una vez conocidos los valores de esas “empresas frontera”, es posible cuantificar la distancia que separa una empresa ineficiente de su frontera correspondiente.

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1. GEOLOGÍA REGIONAL

En la región de Patáz se han estudiado durante mucho tiempo las unidades estratigráficas por distintos autores, este trabajo presenta el análisis y reconocimiento detallado de campo por los Geólogos de C.M.H.S.A. y los estudios de Wilson y Reyes (1964).

3.1.1. PRECÁMBRICO

- EL COMPLEJO DEL MARAÑÓN (Pe-cm)

Está presente a lo largo del Valle del Río Marañón así como en la margen derecha del Río Llacubamba–Parcoy. Es una secuencia polimetamórfica que presenta diferentes estilos estructurales caracterizado por polifases de fuerte deformación, está formado por 3 unidades descritas en el orden decreciente en edades.

- Mica esquistos, que yacen en el fondo del Complejo
- Meta volcánicos
- Filitas de naturaleza turbidita.

Todo este paquete metamórfico regional alcanza 1 Km. de espesor en promedio, la edad asignada a este complejo se puede determinar con los análisis desarrollados por K\Ar en 600 Ma. Atribuyéndose al Pre-Cambriano para la principal deformación regional; correlaciona al Complejo del Marañón con las formaciones metamórficas en las Sierras Pampeanas de Argentina donde las series básicas fueron metamorfozadas durante la Orogenia Pampeana.¹³

Asimismo, distintos análisis comparativos podrían determinar que el Complejo del Marañón constituye un “Greenstone belt” por las características petrológicas y de metamorfismo regional con unidades inferiores de material ultramáfico provenientes de zonas de obducción durante la separación del continente Pangea.

3.1.2. PALEOZOICO INFERIOR

- FORMACIÓN CONTAYA (O-c)

De edad Ordovícico, yace sobre el Complejo del Marañón en disconformidad angular entre los 200 y 600 m. de espesor y de naturaleza sílice-clástico, se pudo

¹³ (Wilson y Reyes 1964) - (HAEBERLIN Y.ET AL. 2000, LATE PALEOZOIC OROGENIC GOLD DEPOSIT IN THE CENTRAL ANDES, SOUTH AMÉRICA)

determinar una sucesión de cuarcitas masivas, areniscas oscuras, lutitas y en menor proporción calizas, la presencia de graptolites en la secuencia media y superior del Contaya indicaría una sedimentación profunda en la zona de estudio, las formaciones del paleozoico inferior están caracterizadas por un bajo grado de metamorfismo regional, aflora en la margen derecha de la quebrada Castillas. No se ha determinado en la región períodos de tiempo geológico para el Silúrico y el Devónico¹⁴

3.1.3 PALEOZOICO SUPERIOR.

- GRUPO AMBO (Ci-a)

De edad Mississipiano (Carbonífero inferior), esta formación se produjo durante un periodo de distensión de la fase final de la tectónica Eohercínica generando fallamientos normales con subsidencias las que fueron rellenadas con material clástico en ambientes fluviales y deltaicos. Litológicamente está constituido por areniscas, lutitas y conglomerados pertenecientes al Carbonífero inferior, aflora en la parte sur de la Mina de Parcoy (zona Mishito) con apariencia de “roof pendant” o “techo colgante” sobre yaciendo al intrusivo granodiorítico. Este evento tectónico de distensión genera grandes fallamientos de carácter regional los cuales serán los conductos de emplazamiento de Batolito de Patáz. La distensión y la subsidencia al final del periodo generaron un volcanismo efusivo que se prolonga hasta el Pensylvaniano¹⁵

- VOLCÁNICOS (CsP-v)

Presenta amplia distribución en las partes altas del área de estudio, al Este del Batolito se ven los afloramientos de los piroclastos y derrames volcánicos de composición riolítico a andesítico, de edad Carbonífero-Pérmico.¹⁵

• GRUPO MITU (Ps-m)

En el Pérmico superior se produce una intensa erosión de las áreas levantadas durante la fase Tardihercínica, produciéndose el relleno de zonas negativas con secuencias de molasas rojas los cuales fueron transportados por agentes fluviales, este grupo se presenta como remanentes volcánicos compuestos principalmente por tufos y aglomerados riolíticos de edad Pérmico superior.

Aflora en la zona de Pilancones, Pampa Espino (Potacas), el color predominante es el rojo ladrillo. Este fracturamiento y vulcanismo caracteriza un régimen de distensión en

¹⁴ Wilson y Reyes 1964) - (HAEBERLIN Y. ET AL. 2000, LATE PALEOZOIC OROGENIC GOLD DEPOSIT IN THE CENTRAL ANDES, SOUTH AMÉRICA)

¹⁵ FORMULACIÓN DE UN MODELO GEOLÓGICO-ESTRUCTURAL, EN EL SISTEMA DE VETAS DE LA FRANJA OESTE DEL YACIMIENTO MINERO DE PARCOY, CONSORCIO MINERO HORIZONTE-Ing. Mervin Renzo Tapia Cabanillas



todo el planeta a fines del Paleozoico y comienzos del Mesozoico.

3.1.4 TRIÁSICO – JURÁSICO

- **Grupo Pucará (Trji-P)**

Producto de una sedimentación marina, está conformada por secuencias de calizas grises y carbonosas, con presencia de nódulos de chert, calizas intercaladas con lutitas, dolomitas, margas y areniscas calcáreas. Está conformado por 3 formaciones¹⁶:

- **Formación Chambará (Tr-Ch)**

Es la secuencia inferior del Grupo Pucará, está conformada de calizas de color gris a gris oscura intercalada con calizas bituminosas, y calizas dolomíticas.

- **Formación Aramachay Y Condorsinga (Ji-Ar-C)**

Estas secuencias se caracterizan por la presencia de niveles de Chert en la parte superior de las formaciones. En la zona de Patáz estas formaciones han sido motivo de intensas exploraciones en la búsqueda de Pórfidos o cuerpos de reemplazamientos obteniendo resultados satisfactorios en una primera etapa, sobre todo en la zona de Chilia, está claro que es un blanco anómalo aún por explorar

3.1.5 CRETÁCEO - GRUPO GOYLLARISQUIZGA (Ki-g)

El Cretáceo en el Perú está bien desarrollado, muestra secuencias completas en el norte y centro del territorio, sin embargo en la zona de estudio los afloramientos no están bien reconocidos en todas sus formaciones, sus ejes de plegamiento se enrumban en un sistema común al sistema Andino. Se constituye de 4 formaciones diferenciadas en su litología y secuencia depositacional, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat.

- **Formación Crisnejas (Ki – Cr)**

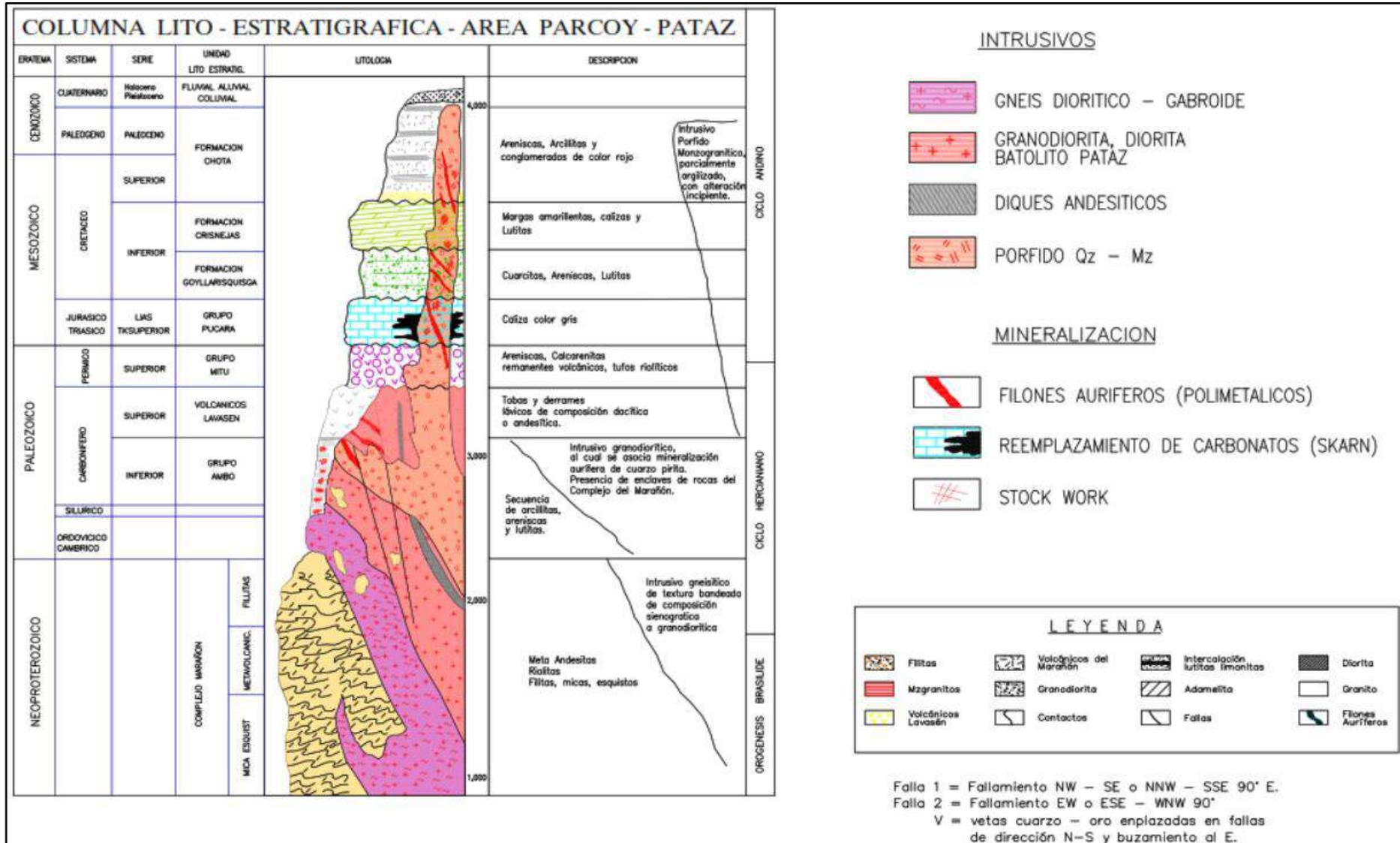
Litológicamente consiste de una secuencia de calizas, areniscas calcáreas y margas. El contacto inferior y superior está en discordancia erosional a las areniscas del Grupo Goyllarisquizga y sedimentos clásticos de la Formación Chota respectivamente. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio

- **Formación Chota (Ksp – Ch)**

Está formado por una serie de cobertura de ambiente continental que aflora en el sector este de la zona de estudio, como capas rojas compuestas por conglomerados, areniscas, lutitas y limolitas de color rojo intenso, yace en discordancia erosional a la Formación

¹⁶ FORMULACIÓN DE UN MODELO GEOLÓGICO-ESTRUCTURAL, EN EL SISTEMA DE VETAS DE LA FRANJA OESTE DEL YACIMIENTO MINERO DE PARCOY, CONSORCIO MINERO HORIZONTE -Ing. Mervin Renzo Tapia Cabanillas.

Figura 3.1. Columna Lito – Estratigráfica. Parcoy – Pataz.



Fuente: Superintendencia de geología – CMH.



Crisnejas. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio.

3.1.6 DEPÓSITOS CUATERNARIOS (Qr – al)

Los depósitos acumulados en el Cuaternario son principalmente eluviales-coluviales y aluviales. Los depósitos eluviales y coluviales que están presentes en la zona, son productos de la descomposición de las rocas in-situ (principalmente las rocas de la Formación Chota). Los depósitos aluviales están localizados en las quebradas y faldas de los cerros.

3.2 GEOLOGÍA LOCAL

3.2.1 SISTEMA DE VETA LOURDES

El Sistema de Vetas Lourdes se localiza en la parte central y oeste del yacimiento entre las coordenadas UTM

N-9112800 E-226000

N-9113200 E-226400

El sistema abarca 400 metros de longitud explorada, el ancho de veta promedio es de 2.4 metros y abarcan sectores desde 0.5 metros hasta los 3.8 metros. El Sistema Lourdes corresponde la zona central de operaciones de C.M.H.S.A. Su aporte a la producción en promedio de 680 TM/Día de mineral con ley de 11.8 Gr\TM de Au en promedio.

3.2.2. VETAS QUE CONFORMAN EL SISTEMA

3.2.2.1. VETA LOURDES

La veta Lourdes se ubica en el sector central de la Franja estructural Oeste con rumbo N12° W y buzamiento 72° Este, sólo se ha podido identificar un ramal al piso de esta veta (Split Lourdes), hacia el norte se ve limitada y desplazada por la falla “Norte” de desplazamiento sinistral, existe una continuidad estructural al norte de esta falla pero con relleno de cuarzo – pirita – calcita con leyes no mayor a 2.5 Gr/TM de Au, asimismo la presencia de arcillas como matriz en poca abundancia entre las brechas tectónicas de la falla evidencia un grado de PH medio-bajo la cual ha servido como trampa estructural, de este modo los fluidos mineralizantes se han emplazado al sur de este control estructural.

La veta Lourdes se ve limitada al sur con la naciente de la Veta Split Lourdes, este ramal genera una zona de acuñaamiento la cual no ha permitido la migración de fluidos más al sur generando una zona de continuidad estructural más no económica, sin

embargo el concepto de ubicación de fallas E-W similares a la falla norte haría de este sector una zona potencial de exploración hasta las proyecciones de la veta Sissy ubicada a 500 metros al sur del sistema Lourdes.¹⁷

Los minerales de mena predominante es la pirita de textura deleznable y raramente oro en estado libre en ganga de cuarzo blanco-gris, la mineralización se emplaza como relleno de pequeñas microfracturas y tipo brechas dando una apariencia moteada; las alteraciones hipógenas predominante son la silicificación y filica las cual bordea a la veta con valores de oro de hasta 10 Gr/TM ; y en menor grado una argilización moderada, la cloritización se hace presente en minerales del tipo chamoisita relleno venillas y por lo general refleja altos contenidos de oro en vetas de Qz-Py, la propilitización es puntual y periférica.

3.2.2.2. VETA SPLIT LOURDES

La veta Split Lourdes nace en el extremo sur de la veta Lourdes con rumbo N 27° W y buzamiento 68° E, formando una cuña en forma de “V” cuya proyección al sur sólo se ha podido identificar como continuidad estructural con relleno de cuarzo- calcita más no con minerales económicos, hacia el norte se ve limitada por la “falla Norte” generando un desplazamiento sinestral, luego de un análisis estructural y su correlación espacial se puede afirmar que continúa su recorrido hacia el norte

la cual se conoce como veta Milagros Sur antes mencionada; sin embargo no toda la estructura Split Lourdes está mineralizada, sólo en dos sectores de ésta se ha identificado mineralización económica, la primera se concentra en la intersección con la veta Lourdes formado una zona de entrapamiento estructural donde los fluidos económicos han depositado oro en leyes de 13 Gr/TM en pirita como relleno de microespacios y relleno de microfracturas en ganga de cuarzo con una potencia promedio de 2.8 metros y una longitud de no más de 50 metros, sin embargo en su proyección vertical representa la zona estructural más continua alcanzando 470 metros de reconocimiento desde el nivel 2900 hasta el nivel 2430, siendo estos dos últimos niveles de exploración, esto se debe básicamente al hecho de que la intersección de estas dos estructuras generan un ambiente encajonante para los fluidos hidrotermales en proyección horizontal y vertical y esto debido a la poca diferencia de sus ángulos de buzamiento de tal forma que continúa verticalmente la proyección de intersección mineralizada. La alteración predominante es la filica y en menor grado la

¹⁷ FORMULACIÓN DE UN MODELO GEOLÓGICO-ESTRUCTURAL, EN EL SISTEMA DE VETAS DE LA FRANJA OESTE DEL YACIMIENTO MINERO DE PARCOY, CONSORCIO MINERO HORIZONTE- Ing. Mervin Renzo Tapia Cabanillas

silicificación.¹⁸

El otro sector de mineralización se emplaza a 100 metros antes de la intersección con la “falla norte” y hasta el momento sólo se ha reconocido en el nivel 2600 como zona económica, sin embargo existen evidencias en mapeos geológicos, muestreo y sondaje diamantino que este flujo mineralizado puede proyectarse hacia niveles inferiores y superiores al nivel 2600, las leyes en oro en este sector norte reconocido es de 8 Gr/TM de Au, con una longitud de 60 metros y una potencia promedio de 1.2 metros, la continuidad estructural prospectable es de 120 metros hacia abajo (nivel Balcón) y sobre el nivel 2600 unos 180 metros hasta el nivel 2735 donde se identificó un intercepto de sondaje diamantino con leyes.

económicas; básicamente la alteración predominante al igual que la zona sur consta de alteración fílica con presencia considerable de cloritas como brechas y relleno de fracturas en la veta, la alteración propilitica es notoria y posee un halo mayor que las demás alteraciones.

La veta Split Lourdes es una tensional producto de los movimientos sinestrales tipo cizalla de las vetas Lourdes y La Suerte que yace al piso y paralelo al contacto con el Mesozoico, La estructura “La Suerte” aún no ha sido reconocida en toda su magnitud salvo por interceptos del crucero 279 sur en el nivel 2765 y el Reconocimiento en superficie, sin embargo en un análisis estructural y espacial esta veta correlaciona al norte con la unión de las vetas Milagros Split y Maricruz, perfectamente alineadas y definidas, todas éstas representan las vetas más cercanas al contacto Mesozoico siendo éste un control para sus proyecciones horizontales y verticales. Estas características hacen que del sistema Lourdes, la veta Split Lourdes será la más prospectable al igual que las estructuras paralelas al contacto Mesozoico.

3.3 DESCRIPCIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO

El sistema de vetas en el Yacimiento de Minero de Parcoy, constituye un complejo estructural mineralizado conformado por 3 franjas: Oeste (vetas Milagros, Lourdes, Sissy- Vannya); Centro (vetas Rosa Orquídea, Titos); Este (Encanto, Candelaria). El yacimiento es del tipo “relleno de fracturas vetiformes y de clasificación mesotermal”, emplazados en el Batolito de Patáz de composición calco-alcalino y conformado básicamente de granodiorita perteneciente al periodo Carbonífero superior y que se emplaza por debajo de las secuencias precámbricas del Complejo Metamórfico del Marañón

¹⁸ FORMULACIÓN DE UN MODELO GEOLÓGICO-ESTRUCTURAL, EN EL SISTEMA DE VETAS DE LA FRANJA OESTE DEL YACIMIENTO MINERO DE PARCOY, CONSORCIO MINERO HORIZONTE-Ing. Mervin Renzo Tapia Cabanillas

Las principales estructuras formadas son consecuencia de los esfuerzos compresivos y la reactivación de los mismos formando vetas principales con orientación NW-SE (Sistema Andino) y vetas tensionales con diferentes rumbos y buzamientos propios de sistemas “tipo rosario” formando grandes “lazos cimoides”, seguido de un relleno progresivo y en distintos eventos por cuarzo – pirita que es la asociación principal del ensamble de la veta, acompañado de otros minerales en menor proporción como la esfalerita, arsenopirita y galena, es la pirita el mineral predominantemente receptor de los fluidos con contenido en oro el cual se puede emplazar en micro espacios, relleno de micro fracturas o zonas de debilidad como los contactos microscópicos de cristales de pirita con otros minerales.

La formación de estas vetas NW-SE y sus vetas tensionales generan formas geométricas conocidas como “lazos cimoides” y, la persistencia en profundidad así como la continuidad de este sistema de vetas hacia el norte y sur del yacimiento.

Todos estos parámetros descritos geológicos y operacionales ocasionan ciertos estragos en las operaciones mineras influyendo en el normal desarrollo del ciclo de minado, un análisis de teoría relacionado a estos temas muestra una gran variedad de técnicas y controles que al ser utilizados y aplicados con eficiencia darían solución a múltiples problemas operacionales los cuales como resultado mejoras favorables en la incrementación de la producción y minimización de los costos operacionales.

3.4 GEOMORFOLOGÍA

Este yacimiento se encuentra en el flanco Occidental de la cordillera Oriental, Fisiográficamente la zona de estudio se presenta muy accidentada debido a la diversidad de rocas emplazadas y depositadas, tal como sucede con la margen izquierda del río Alpamarca (falla regional) cuya roca predominante es la granodiorita hasta el Río Mishito que también es otra falla regional, debido a la erosión, este tipo de roca (granodiorita, monzogranito) presenta un drenaje dendrítico con quebradas muy profundas generando escarpas hasta con pendientes de 90°, y en las nacientes de estas quebradas se puede notar un drenaje anastomosado debido básicamente a que las unidades litológicas sedimentarias se encuentran sobreyaciendo al intrusivo(batolito) perteneciendo estas rocas a las areniscas del Grupo Mitú y a las calizas del Grupo Pucará, también se puede observar algunas mesetas producto del gran y variado tectonismo regional que ha sufrido esta zona. Las rocas que se hallan en la margen derecha (noreste) del Río Llacuabamba, tienen otras características geomorfológicas debido a su litología cuya predominancia son los meta volcánicos y rocas precámbricas del Complejo Marañón generando un drenaje dendrítico a plumiforme, los

cerros de este flanco no presentan mucho grado de pendiente debido a que existió una fuerte erosión fluvio-glaciar; esto se puede notar con mayor incidencia en los cerros de Alaska demostrando que en algún momento estos flancos estuvieron cubiertos de glaciares.

Los ríos en estas zonas se encuentran en un estado juvenil como consecuencia de lo accidentado del terreno, siendo el Río Llacuabamba el afluente principal; otro detalle importante es el ángulo que forman los afluentes y el río principal que van desde 40° hasta 90° que nos indicaría un fuerte movimiento tectónico.

En líneas generales la región corresponde a la unidad de valles, según Wilson (1964), observándose valles agudos y profundos que se han formado según el curso de las corrientes principales, los agentes modeladores preponderantes de la zona son: la erosión glacial y fluvial; el drenaje es hacia el Noreste, principalmente, dos ríos pequeños forman un río principal llamado Llacuabamba que drena al Noreste, desembocando al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas desembocando al Océano Atlántico.

3.5. CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

3.5.1. CONTROL ESTRUCTURAL

El Sistema Lourdes presenta un control estructural marcado en la geometría de sus vetas, de esa forma se enmarca en un sistema de fallas inicialmente de tipo inverso, donde las zonas de bajo ángulo han servido de entrapamientos para la deposición de iones metálicos generadores de sulfuros económicos y su posterior enriquecimiento de oro. La reactivación de este sistema en el mismo sentido ha generado vetas tensionales con buzamiento al Este como es el caso del Split Lourdes, de igual forma las zonas de bonanza se concentran en las zonas de bajo ángulo; a diferencia del sistema Milagros en Lourdes no se han hallado aún tensionales de tipo distensivo o por relajación con buzamiento al Oeste como lo sucedido en la zona de Golden, ello involucra que se debe explorar al techo y piso del Split Lourdes con el fin de hallar zonas de iguales características antes mencionadas. Estas reactivaciones en el mismo sentido de esfuerzo y rumbo han formado estructuras tipo rosario fácilmente observable en vistas horizontales y típicas en todo el yacimiento.¹⁹

3.5.2. CONTROL LITOLÓGICO

La roca tipo granodiorita constituyente mayor del batolito es la que presenta mayores condiciones fisicoquímicas para la formación de vetas de moderada potencia y

¹⁹ FORMULACIÓN DE UN MODELO GEOLÓGICO-ESTRUCTURAL, EN EL SISTEMA DE VETAS DE LA FRANJA OESTE DEL YACIMIENTO MINERO DE PARCOY, CONSORCIO MINERO HORIZONTE-Ing. Mervin Renzo Tapia Cabanillas.

leyes favorables, se evidencia zonas de estructuras como xenolitos y diques tipo microdioritas que no han favorecido en potencia y leyes a lo largo de su rumbo y en profundidad.

3.5.3. CONTROL MINERALÓGICO

La veta presenta minerales típicos de cuarzo blanco brechado con relleno de cuarzo gris, disseminación de pirita fina deleznable en matriz fílica con contenidos de oro en el orden de 10 Gr/TM a 13 Gr/TM de Au, asimismo la presencia de pirita cristalizada no representa mayor interés económico sobre todo en los bordes y contacto con las cajas, debido a que se ha formado posterior al microfracturamiento y relleno de fluidos ricos en oro.

Es importante resaltar el grado de cristalización y la intensidad del fracturamiento de las piritas y sobretodo saber diferenciarlo en el cartografiado geológico ya que este es una herramienta para designar sectores de emplazamiento y controles de las zonas de bonanza ya que estos se pueden localizar hacia la caja piso como usualmente ocurre o hacia la caja techo como es el caso de otras vetas en el corredor sur del yacimiento.

3.5.4. CONTROLES DE MINERALES DE ALTERACIÓN

En el sistema Lourdes los grados de alteración están bien definidos, en casi todo el halo la alteración fílica está presente (cuarzo – sericita - pirita) Veta (cuarzo, pirita) Silicificación Fílica (cuarzo–Sericita–pirita) Argilización moderada Propilitización Roca A diferencia de veta Milagros, en Lourdes es raro encontrar venillas de clorita en gran cantidad en la veta, esta se halla representada básicamente en cuarzo en sus dos estadios (cuarzo lechoso y cuarzo gris), pirita y es raro encontrar oro en estado libre.

Asimismo no es característico del Sistema Lourdes las brechas hidrotermales con arranque de cajas silicificadas y poco trabajadas (clastos angulosos) como es el caso de veta Milagros y esto se relaciona al bajo grado de flexión de sus buzamientos y poca presencia de ramales y Splits salvo el caso de la veta Split Lourdes producto de la dinámica compresiva y tensional entre las vetas La Suerte y Lourdes.²⁰

El otro sector mineralizado visualmente notable se emplaza al piso del contacto con la veta Lourdes, el cual presenta una continuidad en proyección vertical, sin embargo las curvas de isoleyes muestran dos zonas económicas en este sector ubicados en distintos niveles, el primero sobre el nivel 2765 el cual ha sido desarrollado y actualmente en explotación con leyes promedio de 15 Gr/TM de Au, estructuralmente se proyecta hasta niveles sobre el 2900 los cuales están siendo explorados mediante

²⁰ FORMULACIÓN DE UN MODELO GEOLÓGICO-ESTRUCTURAL, EN EL SISTEMA DE VETAS DE LA FRANJA OESTE DEL YACIMIENTO MINERO DE PARCOY, CONSORCIO MINERO HORIZONTE-Ing. Mervin Renzo Tapia Cabanillas.

Subniveles y las correlaciones con la geología de superficie son vitales para una interpretación. Existe un apretamiento estructural y empobrecimiento en sulfuros desde el nivel 2600 hasta el nivel 2500 los cuales han sido explorados con labores y diamantina, este sector muestra mineralización en Qz - Py con valores menores a 2.5 Gr/TM de Au y con presencia considerable de cloritas y calcitas en las cajas.

Sin embargo se han realizado sondajes de exploración a nivel de Túnel Balcón 2430 los cuales muestra un enriquecimiento de leyes de hasta 14 Gr\TM de Au en promedio con potencia de 1.1 metros. Estos resultados permiten programar trabajos de preparación y desarrollo con el fin de probar estos recursos y asimismo sustentar proyectos de labores mineras destinadas a descolgar esta zona desde el Túnel Balcón que viene a ser el nivel futuro de extracción, desarrollo y preparación en esta sección longitudinal se muestran “blancos” de exploración basados en orientación de flujos mineralizantes y control estructural.

3.6. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Este batolito no presenta fuerte foliación, pareciera que intuye la corteza superior en una zona extensional, dicha zona es reactivada una y otra vez mientras ocurrían las orogenias de la formación del yacimiento. Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo del Complejo Maraón que pertenece al Proterozoico siendo sus direcciones de compresión no muy reconocidas, presentando una traza de acortamiento NW-SE en el periodo Ordovícico, trazas de acortamiento en dirección NE-SW en el periodo Devoniano superior y una extensión NW- SE durante la intrusión del Batolito en el Misissipiano.

Es probable que el contacto Occidental sea una falla que pertenece al periodo Cenozoico, como indican las estriaciones, esta falla es del tipo denominado “strike slip” porque hace un salto sobre su rumbo y es casi paralela a todas las vetas occidentales. Los controles estructurales de las vetas y clavos son fallas de gran envergadura NW-SE huéspedes del mineral y que se cree que controlan la inclinación hacia el Sur de los clavos mineralizados.

3.6.1. PLEGAMIENTO

Los plegamientos son de extensión regional, con eje orientado del SE al NW, presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de estos Esfuerzos es de NE a SW. La zona se halla fuertemente fracturada debido al Tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de los esfuerzos, que se presentan formando sistemas de fracturamiento local. El plegamiento



fue probablemente consecuencia de un aumento de la velocidad de giro de la placa de Nazca tangencialmente hacia el NE, el mesopermiano registro el levantamiento de la mayor parte de la región andina por una orogénesis que tuvo su eje en el área correspondiente al flanco pacífico de la cordillera occidental a lo largo de la actual región costera. Los pliegues afectan tanto a las capas rojas del Eoceno, como a los arcos volcánicos del Oligoceno y Mioceno.

3.6.2. FALLAMIENTO

La zona presenta tres sistemas de fallas importantes y son los siguientes:

- Sistema de fallamiento NW-SE (andino).- Son fallas postminerales de rumbo paralelo y sub paralelo a la veta originando ensanchamiento, acuñaamiento, concentración de valores por la dilatación térmica, creando un campo térmico favorable para la reactivación de mineral, etc. Son de carácter normal y sinistral e inversa.
- Sistema de fallamiento NE-SW a NS (antiandino).- Son fallas de alto buzamiento al W, se presentan agrupados y se le considera como fallas gravitacionales.

Las vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso, etc.

- Sistema de fallamiento principal E-W: Son fallas mayores de rumbo promedio E-W Podemos señalar que:

Los sistemas de veta se encuentran alineadas en dirección NW, se observa que son paralelas a los sistemas de fallas regionales. Existen dos fallas principales de emplazamiento, la falla al Oeste que limita el intrusivo del Batolito con las secuencias sedimentarias del mesozoico y la falla al Este, que pone en contacto al intrusivo con las meta volcánicas y sedimentarias, del Complejo Marañón y el Volcánico Lavasen.

- La mineralización con presencia de valores altos de Oro, se encuentran en los cambios significativos, en la inclinación de las vetas, así como en la cercanía a las intersecciones de las estructuras.-En la zona se presentan 4 clavos mineralisantes y son “Milagros” en la zona Norte del yacimiento, “Lourdes y Rosa Orquídea en la zona Centro y Candelaria en la zona Sur, presentan

Longitudes de hasta 400m, con anchos promedios de 2 metros, su inclinación oscila entre los 350 a 900 siendo el promedio 650 al Este, todas las estructuras prácticamente presentan varios ramaleo o “cola de caballo”, clavos o ensanchamientos, estrangulamientos.



3.7. GEOLOGÍA ECONÓMICA

Vetas típicamente mesotermales en las que prima el ensamble “Cuarzo-Pirita-Oro” así como otros tipos de buenos valores de oro como una secuencia de Cloritas, Sericita, calcita, Galena y Esfalerita. Las vetas se alinean en una dirección dominante N20W aproximadamente, con un buzamiento hacia el NE con ángulos variables, las vetas principales generalmente presentan ramales o sigmoides tanto al piso como techo de veta. La mayoría de las vetas presentan variables en su rumbo y buzamiento, generando zonas de mayor apertura y por ende de enriquecimiento, como ya señalamos las principales estructuras son del sistema NW, emplazados en zona de debilidad y cizallamiento que favorecieron, al relleno mineralizante, y la formación de los denominados “Ore Shoots” o clavos mineralizantes.

Las principales estructuras son denominadas en esta zona con los nombres de Candelaria, Rosa Orquídea, Sissy, Vannya, Victoria, Lourdes y Milagros.

De acuerdo a la paragénesis del yacimiento, se deduce que primero fue el emplazamiento del cuarzo, la pirita y arsenopirita, estos minerales sufrieron fracturamiento y microfracturamiento, luego se presenta un evento de oro nativo y trazas de sulfuros finos conteniendo Zn, Cu, Pb y Ag; éstos son los que rellenaron las micro fracturas en la pirita y el cuarzo o se acoplaron a estos sulfuros, pero cabe señalar que la pirita es el principal receptor de la mineralización aurífera de las vetas.

La mayoría de las vetas se formaron en zonas de cizallamiento con Rumbo NNW y salvo Vannya buzando al Este, son más paradas de las que se distinguen al Sur en Marsa y al Norte Culebrillas y NE de Poderosa, esto podría indicar que existe un control estructural en el Complejo Maraón de capas, foliaciones o fallas pre-existentes.

3.7.1 RESERVAS MINERALES

El inventario anual de reservas y recursos minerales a mayo del año 2014 es de:

Tabla 3.1. Resumen de reservas

RESERVAS MINERAS		LEYES DE VETA		LEYES DILUIDAS			
Tipo de reserva	TMS	Av	g/Au	TMS Dil	Av Dil	gr Au Dil	Finos Onz.
Probado	904,119	1.50	10.61	189,730	1.51	8.05	49,085
Probable	356,719	1.57	11.29	1,114,624	1.69	7.47	267,620
TOTAL RESERVAS	1,260,837	1.52	10.80	1,304,354	1.66	7.55	316,704

(Fuente S.I. de Geología.)



Tabla 3.2. Resumen de recursos

RECURSOS MINEROS		LEYES DE VETA		LEYES DILUIDAS			
Tipo de recurso	TMS	Av	g/Au	TMS Dil	Av Dil	gr Au Dil	Finos Onz.
Medido	153,597	1.29	9.98	1,116,021	1.71	8.51	305,479
Indicado	884,560	1.47	9.23	441,585	1.77	9.04	128,369
TOTAL RECURSOS	1,038,157	1.44	9.34	1,557,606	1.73	8.66	433,848

(Fuente S.I. de Geología.)

El programa de perforación diamantina tiene la finalidad de incrementar las reservas y ampliar los recursos minerales de la unidad Acumulación Parcoy N° 1, todos estos proyectos están dirigidos a confirmar la continuidad de la mineralización en profundidad de los sistemas de vetas Milagros, Lourdes Rosa Orquídea y Candelaria, Rocio 1 y 2, Encanto. Así mismo es muy importante destacar las áreas nuevas que se está explorando, en los alrededores de la zona de operación como: la veta JOHANI, PAOLA, TITOS, también explorar en superficie los afloramientos de labores informales en la quebrada Vergaray. Lo cual permitirá incrementar los recursos y reservas.

CAPÍTULO IV

INFRAESTRUCTURA Y DISEÑO DEL ÁREA DE ESTUDIO Y MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

4.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

El método que se aplica en la Unidad Minera Parcoy, es principalmente el método de “Corte y Relleno Ascendente” con relleno hidráulico o detrítico este método puede ser en forma convencional y en algunos tajeos en forma mecanizada usando equipos de bajo perfil según la dimensión del tajeo.

En zonas donde la explotación es semi-mecanizada se utiliza el mismo método que aporta más productividad por tajeo, pero presenta limitaciones por la potencia de las estructuras. Con este método de corte y relleno semi-mecanizado se ingresa a los tajeos por medio de rampas que empiezan en forma negativa con 15% de gradiente y con una longitud de 40 metros de la rampa principal de acceso y avanzan hacia los pisos superiores hasta alcanzar una gradiente máxima de 15%, la rampa inicial es rebatida después de concluir el corte horizontal del tajeo y que posteriormente para brindarle la estabilidad necesaria es rellenada con relleno hidráulico y detrítico.

Esto permite una producción mensual de 45,000 toneladas de mineral, de las cuales el 30% proviene de tajos convencionales y el 70% de tajos mecanizados y por día la producción es de 2100 TM/DIA. Los bloques convencionales tienen dimensiones de 30 m de largo por 25 m de alto, delimitados por un subnivel inferior y dos chimeneas laterales.

En las labores de tajo, el proceso de perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas y manuales. Para la limpieza del mineral se utilizan cabestrantes (winches) eléctricos con rastras, mientras que el sostenimiento en los tajos se realiza con cuadros de madera y shotcrete.

Los bloques mecanizados son delimitados en longitudes de 100 m de largo por 25 m de alto, para lo cual se construye un rampa de preparación que luego es rebatida verticalmente. El transporte del mineral del interior de la mina a la planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

En la mina Parcoy, se presentan condiciones geológicas y geomecánicas no tan apropiadas para poder aplicar este método, pero si nos brinda ventajas de adaptabilidad del método de Corte y Relleno a las condiciones de este yacimiento dando como resultado uno de los métodos con menor costo y de mayor seguridad.

4.1.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL

Este método se aplica en la mina Lourdes donde las vetas tienen un buzamiento entre 45° y 60° con una potencia de veta de 1.2m en promedio con leyes altas.

Se desarrolla a partir de la galería dejando un puente de mineral y el corte es en forma ascendente.

La metodología para el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional consiste en iniciar con la explotación del mineral existente hacia la caja techo, quedando la chimenea de preparación como canal principal para acarreo de mineral abatido, tanto del lateral como del piso superior inmediato.

La perforación se inicia de la chimenea central (o de una lateral), se realiza horizontalmente con salida hacia la chimenea lateral libre, haciendo rebanadas de corte libre horizontales.

Terminada la limpieza inmediatamente se realiza el sostenimiento con cuadros, que algunas veces pueden ser cuadros cojos debido al buzamiento menor de veta, que son empalmados al cuadro del sub-nivel inferior quedando prácticamente cuadros de tipo SQUARE SET.

Cuando se termina la explotación total de un determinado piso del bloque, se realiza una limpieza general y luego se procede con la preparación para el relleno hidráulico, con la ayuda de tela (poliyute) y bloqueando las entradas de las chimeneas laterales para evitar la fuga del relleno. Paralelamente se inicia otro piso con la continuación de la chimenea central (si no se ha concluido antes) con sus respectivos cuadros y su levante del winche al piso superior.

Una vez concluido el relleno, se inicia con la explotación del nuevo Corte Horizontal y así sucesivamente hasta concluir con el bloque.

- **Preparación De Chimeneas Laterales**

La etapa de preparación de un bloque se inicia mediante la construcción de dos chimeneas sobre veta distanciadas con un promedio de 40 metros, las que son comunicadas del nivel inferior al nivel superior, esto cuando se trate sobre galerías.

Las chimeneas deben tener una sección de 4' x 8', su inclinación es respecto la veta y guiando con caja piso, el sostenimiento es generalmente con cuadros de chimeneada ya que la mineralización y las cajas son inestables y muy alteradas.

- **Preparación De Chimenea Central**

La preparación de la chimenea de triple compartimiento (Chute-Izaje-Camino), es completamente enmaderada. La chimenea normalmente se ubica a la mitad de entre las chimeneas laterales, estas chimeneas deben tener una sección de 10' x 5' siguiendo su



inclinación también respecto a la veta y guiándose con caja piso.

El enmaderado es con cuadros de avance instalados en dos partes; primero se avanza con el camino e izaje, luego se prosigue con el cuadro del chute. Después de haber avanzado unos metros se inicia con el armado de una tolva con una caída de 45° para facilitar la caída del material.

- **Preparación De Sub – Niveles**

El sub-nivel se inicia a partir de la chimenea central hacia ambos lados.

Este sub-nivel se sella dejando un puente de mineral de 3.00 m de altura desde el techo de la galería al piso del sub-nivel.

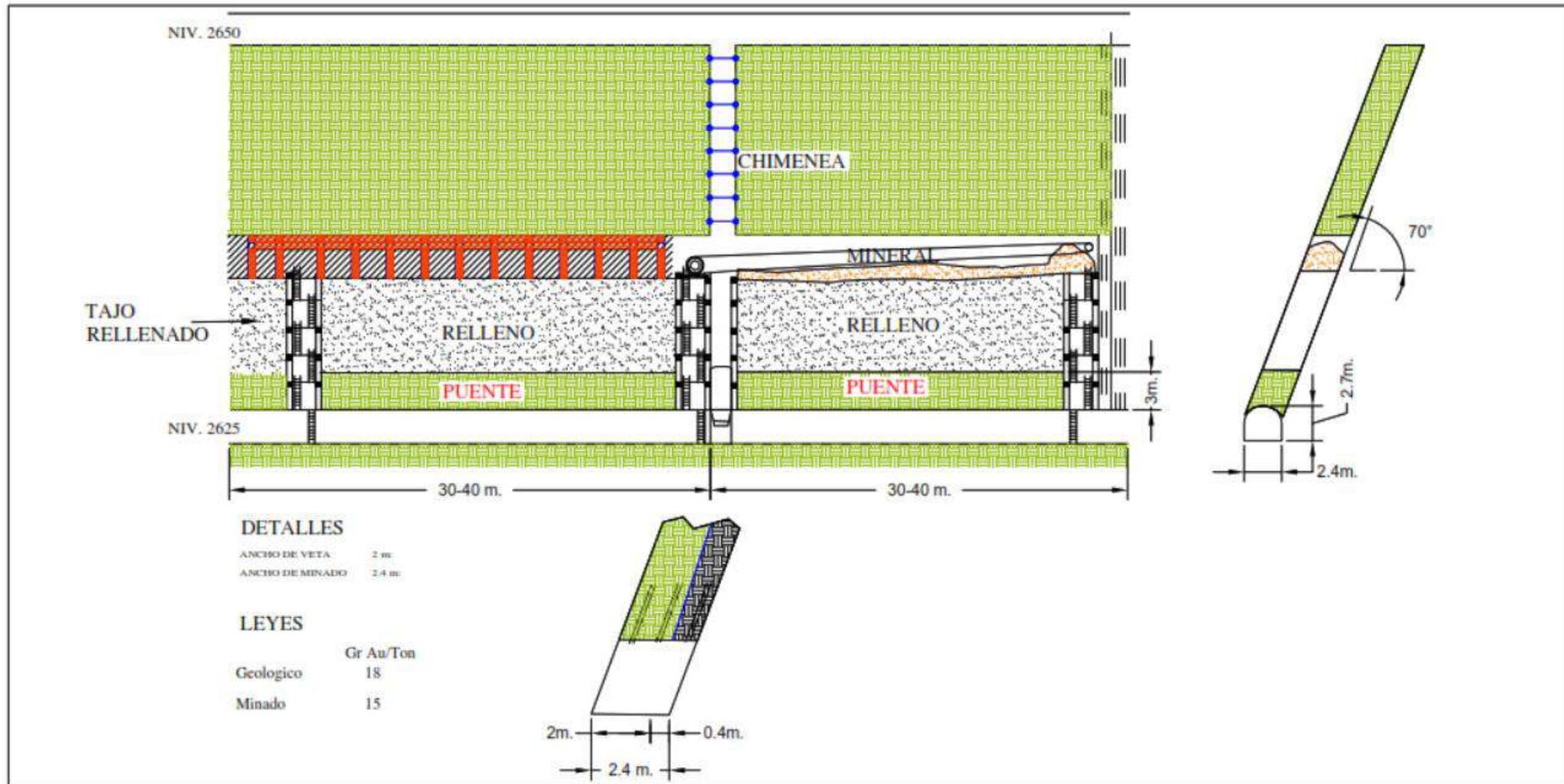
La sección del sub-nivel es de 6' x 6' y con una inclinación respecto a la horizontal de 0°, este desarrollo del sub-nivel siempre se ejecuta pegado a la caja piso siguiendo el rumbo de la veta.

Los sub-niveles llevan enmaderado en toda su longitud usando redondos de 7" de diámetro por 8' de largo, la luz promedio de cuadro a cuadro es de 1.2 m.

La limpieza se inicia a pulso hasta avanzar unos metros, posteriormente se instala winches eléctricos para mayor eficiencia en la producción.



Figura 4.1. Método de explotación de corte y relleno ascendente convencional.



Fuente: Departamento de Ingeniería Mina y Planeamiento C.M.H.

4.1.2 MINADO EN CORTE Y RELLENO SEMI-MECANIZADO

Este método se aplica donde las vetas tienen un buzamiento de 65° y 75° y potencias de 2 m - 3 m en promedio.

La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso de la estructura. A partir de la rampa en espiral se desarrollan rampas basculantes (gradiente -15%) o cruceros hacia la estructura.

Una vez cortada la estructura se desarrollan galerías norte y sur con longitudes de 35 m y 40 m en promedio (límite del tajo).

Para el cambio de piso se rellena la galería y se desquincha la rampa basculante de acceso (rebatido).

Tabla 4.1. Resumen de minado en corte y relleno semi-mecanizado

ETAPA	DESCRIPCIÓN
Explotación	Por filas (según la potencia)
Perforación	Breasting (jack leg 1.8 m)
Producción por disparo	25 TM a 35 TM
Limpieza	Scoop de 2.5 yd ³
Acceso	Rampa basculante
Sostenimiento	Shotcrete vía seca con fibra y pernos hidrabolt o cuadros de madera (recuperación de puentes)
Relleno	Detrítico e hidráulico

Fuente. Planeamiento CMH

- **Preparación Rampas Espirales**

La etapa de preparación se inicia mediante la construcción rampas espirales (positivas o negativas) las cuales se ramifican en brazos basculantes o cruceros y de estas galerías sobre veta distanciadas con un promedio de 40 metros a cada ala. Estas rampas están ubicadas al costado de la veta.

Las rampas deben tener una sección de 3 m x 3m, su inclinación es de 15% en rectas y 12% en curvas y el sostenimiento es generalmente con shotcrete vía seca con fibra.

- **Preparación Rampa Basculante**



La preparación de la rampa basculante, es sostenida con shotcrete via seca con fibra. Esta rampa debe tener una sección de 3 m x 3 m, siguiendo una inclinación de -15% en línea recta, y en dirección perpendicular a la caja de la veta.

4.1.3. MINADO EN CORTE Y RELLENO MECANIZADO

Este método se aplica donde las vetas tienen un buzamiento de 65° y 75° y minado a potencia completa (3m – 10 m).

La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso de la estructura. A partir de la rampa espiral se desarrollan rampas basculantes (gradiente -15%) o cruceros hacia la estructura.

Una vez cortada la estructura se desarrollan galerías norte y sur con longitudes de 35 m y 40 m en promedio (límite del tajo).

Para el cambio de piso se rellena la galería y se desquincha la rampa basculante de acceso (rebatido).

A continuación se detalla un resumen de este minado:

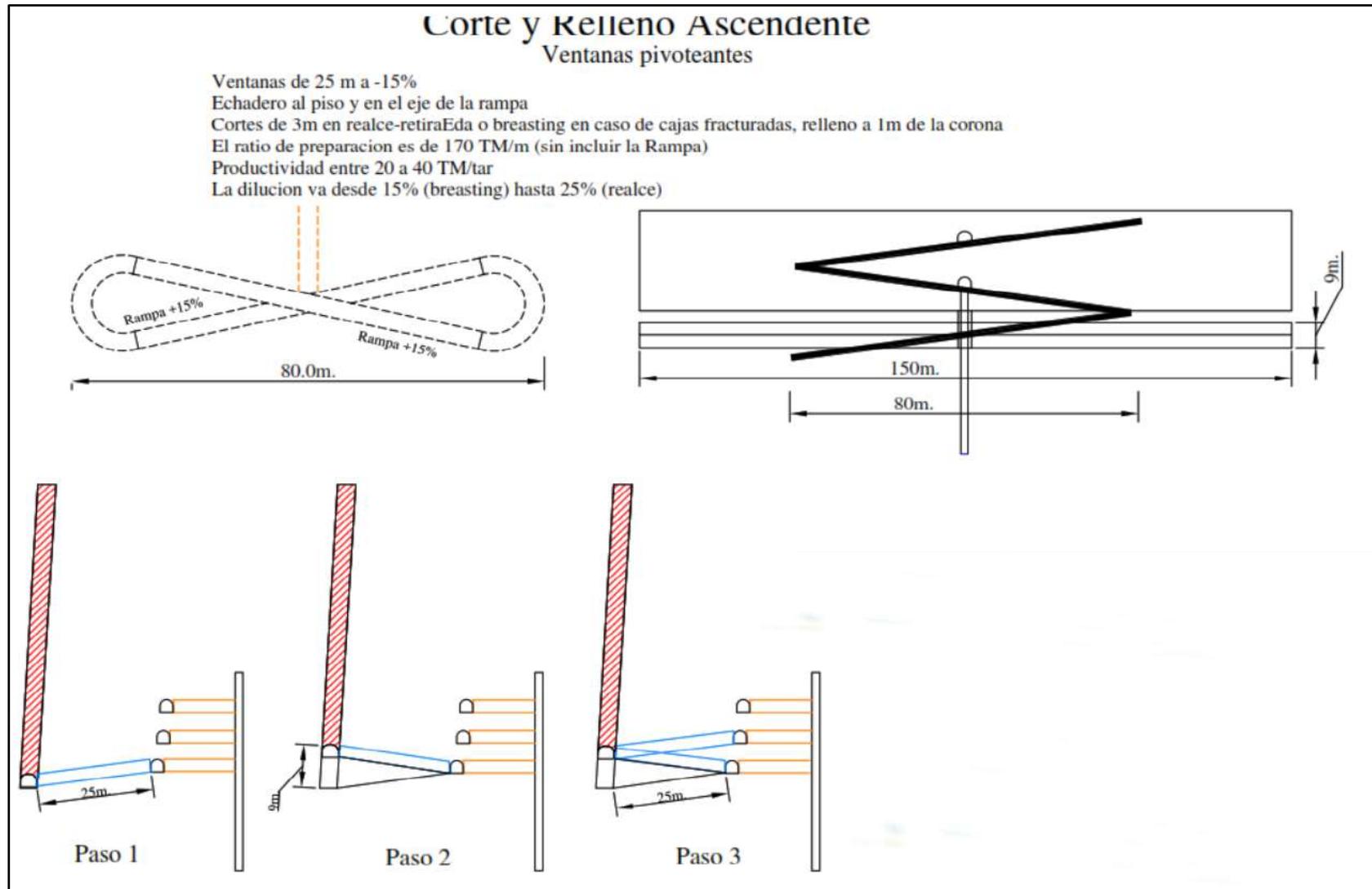
Tabla 4.2. Resumen de minado en corte y relleno mecanizado.

ETAPA	DESCRIPCIÓN
Explotación	Potencia completa o plena
Perforación	Breasting (jumbo 3 m)
Producción por disparo	120 TM - 450 TM
Limpieza	Scoop de 4 yd ³
Acceso	Rampa basculante
Sostenimiento	Shotcrete vía húmeda con fibra y pernos hidrabolt o cuadros de madera (recuperación de puentes)
Relleno	Detrítico e hidráulico

Fuente. Planeamiento CMH



Figura 4.2. Método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizado.



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento C.M.H.

4.2. FACTORES DE SELECCIÓN

Como factores de selección de un Método de Explotación se tiene:

4.2.1 APLICABILIDAD

Geológicamente en las vetas de esta Unidad es característico aplicar este Método de Corte y Relleno Ascendente por los Sigüientes factores:

- **Potencia:** La potencia varia de 0.5 a 10 m., es decir es de tipo Rosario presentándose un adelgazamiento y ensanchamiento.
- **Buzamiento:** Las estructuras en los niveles superiores presentan un buzamiento de promedio de 40° y en los niveles inferiores tiende a 69°.
- **Comportamiento de Cajas:** Estructuralmente las cajas son alteradas y por eso son muy inestables, principalmente en la caja techo.
- **Regularidad:** La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en vertical como en horizontal.

4.2.2. RECUPERACIÓN DEL TAJEO

La recuperación del mineral cubicado depende del contenido de gr- Au, si es mineral económico (Ley > 10 gr/ TM Au), la recuperación no es menor a 95%; es decir el puente dejado sobre la galería se recupera en forma normal.

4.2.3. DILUCIÓN Y SELECTIVIDAD

La dilución en las partes angostas puede llegar hasta un 50% muchas veces, poder hacer un trabajo selectivo en estas condiciones de terreno es desfavorable. Cuando las vetas presentan potencias mayores de 1 m, no se tiene problemas de dilución, excepto por mala supervisión en voladura y sostenimiento pueden diluir las cajas.

4.3 INFRAESTRUCTURA Y LABORES PRINCIPALES

Para la explotación la unidad cuenta con una rampa principal de acceso (BOCAMINA RNG)

Figura 4.3 Vista de la rampa RNG-CMH.



Fuente Propia.

Este acceso es el ingreso principal de personal, equipos, materiales y para la extracción de mineral.

4.3.1 LABORES DE PRODUCCIÓN Y AVANCES

Las labores de producción y preparación en las cuales opera la E.E. COGEMIN se detallan en los cuadros presentados a continuación, así mismo en el anexo N° 3.4 se pueden verificar los estándares de construcción de las mismas.

Tabla 4.3. Labores de avance zona norte unidad Parcoy - CONGEMIN JH SAC.

MINA	VETA	FASE	LABOR	NIVEL	ALTO	ANCHO
LOURDES NV 2250	LOURDES	DESARROLLO	CX2900	2250	4	3,5
		EXPLORACIÓN	GL030N	2220	3,5	3,5
		PREPARACIÓN	BP132N	2350	4	3,5
			RP196N(-)	2250	4	3,5
			RP2670	2250	4	3,5
			RP2767	2250	4	3,5
LOURDES NV 2285	LOURDES	EXPLORACIÓN	GL196N	2285	3,5	3,5
ROSA	ROSA	DESARROLLO	CX772S	2220	4	3,5
		PREPARACIÓN	CH405S	2220	1,5	1,5
			CH654S1	2220	1,5	1,5
			CM2769	2220	3,5	3,5
			RP2545BS	2220	4	3,5
			RP2611BS	2220	4	3,5
			RP2637	2220	4	3,5
			RP2780BS	2220	4	3,5
			RP531SBS	2220	4	3,5

Fuente: elaboración propia.

Tabla 4.4. Labores de producción zona norte unidad Parcoy-CONGEMIN JH SAC.

MINA	VETA	FASE	LABOR	NIVEL	ALTO	ANCHO
LOURDES	LOURDES	EXPLOTACIÓN	TJ017N	2430	2,4	1,5
			TJ027N	2350	2,4	1,5
			TJ032N	2300	2,4	1,8
			TJ189N	2250	3,5	2,4
LOURDES NV 2285	LOURDES		TJ023N	2285	2,4	1,8
			TJ024N	2285	2,4	1,8
			TJ191N	2250	3,5	3
			TJ192N	2250	2,4	2,8
			TJ194N1	2250	2,4	2,4
			TJ196N	2285	2,4	1,5
			TJ206N	2285	2,4	1,5
ROSA	ROSA		TJ632S	2220	3,5	2,4
		TJ633S	2220	3	2,4	
		TJ633SS	2220	3	2,4	
		TJ634S	2220	3,5	2,4	

Fuente: elaboración propia.

4.4 SOSTENIMIENTO

El sostenimiento en CMH se identifica de dos formas, sostenimiento convencional con cuadros de madera y sostenimiento mecanizado con shotcrete, malla, pernos, cimbras. De tal forma que de acuerdo a las características del macizo rocoso y dimensiones de la labor se emplea la mejor alternativa de sostenimiento de tal forma que se garantice la estabilidad de las labores.

4.4.1 SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA

El sostenimiento con madera fue el símbolo del minado subterráneo hasta antes que se hayan desarrollado las nuevas tecnologías de sostenimiento. Actualmente el sostenimiento con madera tiene menor importancia frente a los avances que han habido en las técnicas de control de la estabilidad del terreno; sin embargo, tiene gran significancia histórica debido a que fue introducida hace varios siglos.



En algunas minas peruanas la madera aún sigue siendo utilizada como elemento de sostenimiento, principalmente en el minado convencional de vetas. Su rol es proteger la excavación contra la caída de rocas, debido a la separación de la roca de los contornos de la misma o a lo largo de planos de debilidad, causados por la intemperización y fracturamiento del terreno debido a la voladura y otros factores.

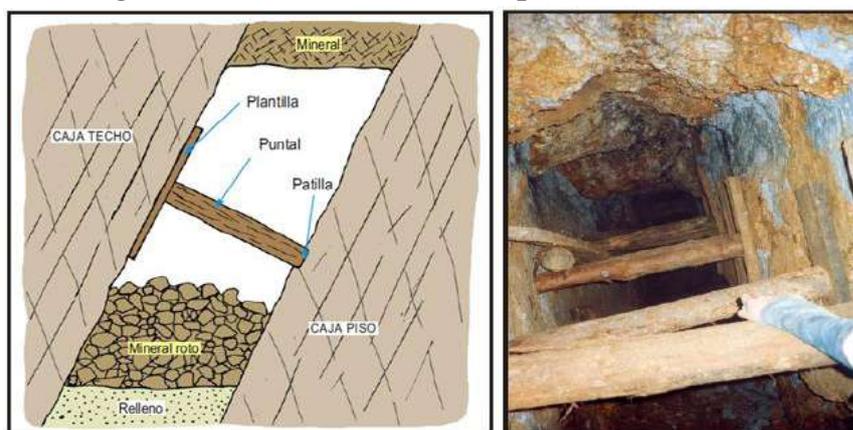
En la actualidad, la madera se utiliza por su adaptabilidad a todo tipo de terreno, por su versatilidad para soportar todo tipo de esfuerzo y por sus características de deformabilidad, lo cual permite detectar en forma temprana los desplazamientos hacia el interior de la excavación. En emergencias su uso como sostenimiento es muy valioso. Sus inconvenientes son: costo relativamente alto, elevado uso de mano de obra por el tiempo comparativamente largo de su instalación, limitada duración (puede descomponerse) y riesgo de fuego. Cuando se usa la madera como elemento de sostenimiento es importante tomar en cuenta que:

- La madera seca dura más que la fresca o húmeda.
- La madera sin corteza dura más que aquella que conserva la corteza.
- La madera tratada o “curada” con productos químicos con la finalidad de evitar su descomposición, dura más que la no “curada”.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.

4.4.1.1 TIPOS DE ESTRUCTURAS DE MADERA PARA EL SOSTENIMIENTO

- **Puntales.-** Es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo (en buzamientos echados) o ambas, la caja techo y la caja piso (en buzamientos empinados), previniendo así la falla de la roca y el cierre de la excavación. Para el sostenimiento de las falsas cajas en vetas angostas, los puntales son elementos valiosos.

Figura 4.4. Formas de usar un puntal de madera



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

Los puntales son miembros compresivos con rangos de resistencia de 7 a 10 MPa, contruidos de madera redonda de 5” a 10” de diámetro y longitudes que no deben superar los 3.5 m, para evitar su pandeo y pérdida de resistencia.

La sección circular de un puntal ofrece una mayor capacidad portante que las secciones cuadradas. El espaciamiento de los puntales dependerá de las características de la roca y del tamaño del puntal.

- Paquetes De Madera (Wood Packs)

Cuando los puntales de madera no son suficientes para soportar el techo de una excavación, una alternativa de soporte es el uso de paquetes de madera. Este tipo de soporte es particularmente eficiente cuando se desarrollan fallas extensivas sobre el techo del tajeo, donde un gran peso muerto de la roca necesita ser soportado. Su uso está asociado al método de minado por corte y relleno descendente y también al método de cámaras y pilares, puesto que éstos pueden ayudar a complementar el sostenimiento con pilares naturales e incluso permitir la recuperación parcial de los pilares de mineral. Existen varias configuraciones de paquetes de madera, lo importante de todas ellas es que tengan la mayor cantidad de área sólida efectiva resultante del proceso de acomodamiento de la madera, puesto que a mayor área efectiva, mayor será la capacidad portante del paquete. Una configuración de un paquete de madera que se está utilizando con éxito en nuestro medio es el que se muestra en las Figuras. En este caso los cuadros rectangulares o unidades del paquete tienen 0.45 m x 1.20 m (dimensiones externas), contruidos con madera cuadrada de 6” de lado. Un paquete armado con estas unidades tiene un área efectiva de soporte de 0.63 m y puede desarrollar una capacidad de soporte de 90 Ton.

Figura 4.5. Wood packs, forma correcta de armarlos.



Fuente: Manual de sostenimiento – CMH

- Cuadros

Éstos son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos. Si las labores son conducidas en mineral, el enmaderado debe ser más sustancial para mantener la presión y el movimiento de roca en los contornos de la excavación.

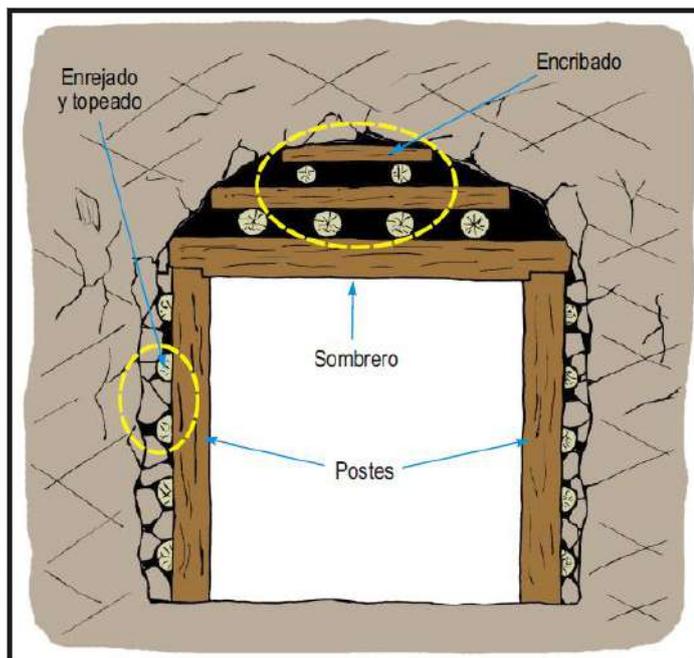
Los principales tipos de cuadros que usualmente se utilizan son: los cuadros rectos, los cuadros trapezoidales o denominados también cuadros cónicos y los cuadros cojos. Todos estos son elementos unidos entre sí por destajes o por elementos exteriores de unión, formando una estructura de sostenimiento.

- Cuadros Rectos

Son usados cuando la mayor presión procede del techo. Están compuestos por tres piezas, un sombrero y dos postes, asegurados con bloques y cuñas, en donde los postes forman un ángulo de 90° con el sombrero. En ciertos casos los postes van sobre una solera. Estos cuadros están unidos por los tirantes, los cuales determinan el espaciamiento de los mismos, que varía de 2 a 6 pies según la calidad del terreno. Para completar el sostenimiento se adiciona el encribado en el techo, generalmente con madera redonda y el enrejado en los hastiales con madera redonda, semiredonda o entablado.

En labores de avance horizontales o subhorizontales, los postes son instalados verticalmente y en labores con buzamiento (en mineral), los postes son instalados en forma perpendicular al buzamiento, de tal manera que el sombrero quede paralelo a las cajas.

Figura 4.6. Cuadros rectos.

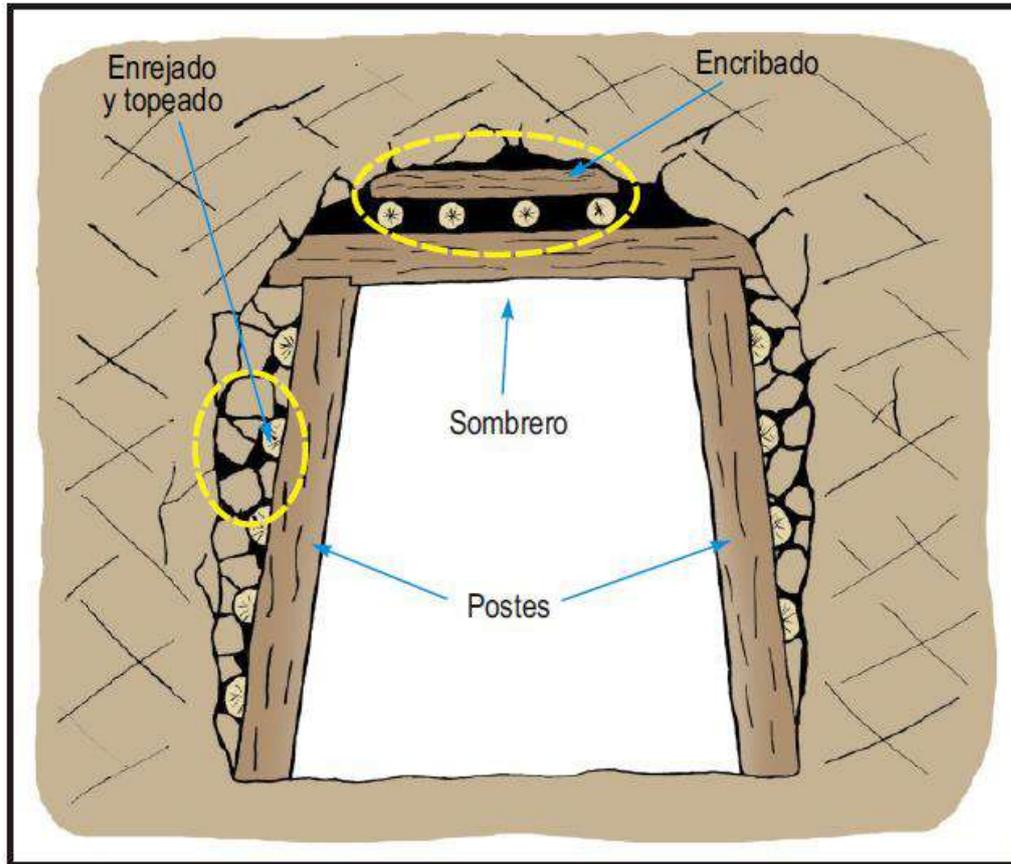


Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

- Cuadros Cónicos

Son usados cuando la mayor presión procede de los hastiales. La diferencia con los cuadros rectos, solo radica en el hecho de que en los cuadros cónicos se reduce la longitud del sombrero, inclinando los postes, de tal manera de formar ángulos de 78° a 82° respecto al piso, quedando el cuadro de forma trapezoidal.

Figura 4.7. Cuadros cónicos.



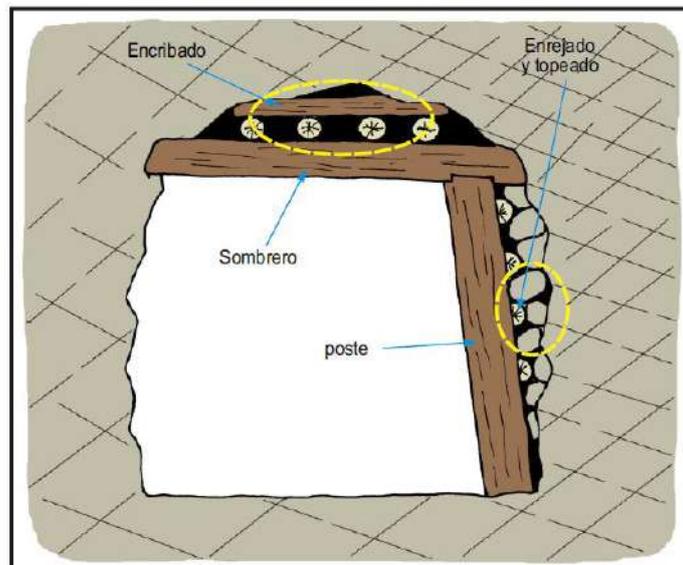
Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

- Cuadros Cojos

Estos están compuestos por solo un poste y un sombrero. Se utilizan en vetas angostas menores de 3 m de potencia. Su uso permite ganar espacio de trabajo.

Pueden ser verticales o inclinados según el buzamiento de la estructura mineralizada. Estos cuadros deben adecuarse a la forma de la excavación para que cada elemento trabaje de acuerdo a las presiones ejercidas por el terreno.

Figura 4.8- Cuadros cojos.



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

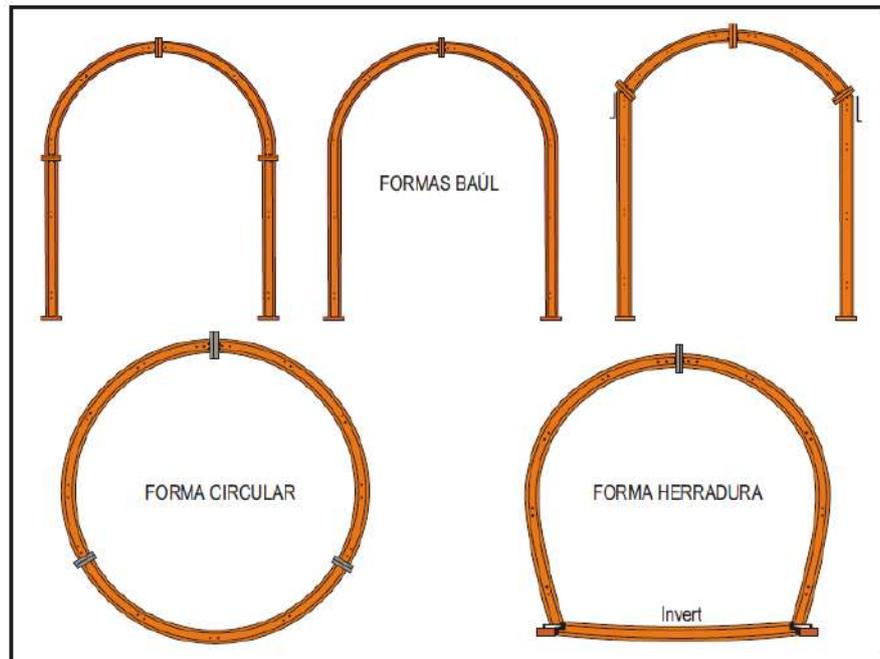
4.4.2 CIMBRAS METÁLICAS

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes.

Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena. Hay dos tipos de cimbras, las denominadas “rígidas” y las “deslizantes o fluyentes”. Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y Û, conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetados y ajustados con uniones de tornillo.



Figura 4.9. Tipos de cimbras.



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

Los accesorios en este sistema de sostenimiento son los tirantes de conexión de las cimbras, el encostillado y los elementos de bloqueo. Los tirantes pueden consistir de varillas de fierro corrugado o liso generalmente de 1" de diámetro u otro elemento estructural. El encostillado puede ser realizado con planchas metálicas acanaladas y en algunos casos en las minas se utilizan tablonces de madera. Los elementos de bloqueo pueden ser la madera o los bolsacretos, estos últimos son sacos conteniendo agregados con cemento, los cuales son rociados con agua para permitir su fraguado una vez colocados entre las cimbras y la pared rocosa; el concreto débil así formado proporciona un adecuado bloqueo para transferir las cargas uniformemente sobre las cimbras.

Figura 4.10. Elementos de una cimbra.





Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

Para el rango de los tamaños de las excavaciones de las minas peruanas, las cimbras rígidas comúnmente utilizadas son las 4W13 (perfiles W de 4" de ancho x 4" de profundidad y 13 lb/pie) o equivalentes, espaciadas de 0.75 a 2 m, las mismas que corresponden a cimbras ligeras para excavaciones de hasta 4 m de abierto. En caso de altas presiones del terreno, estas cimbras podrían construirse a sección completa, colocando una solera curvada hacia abajo o de otro modo podrían ser de forma circular.

En los casos que las cimbras indicadas no fueran suficientes para excavaciones de hasta 4 m de abierto, por las altas presiones de la roca, pueden utilizarse cimbras medianas como las del tipo 6W20 o equivalentes o alternativamente cimbras deslizantes. Las cimbras 6W20 también son comúnmente utilizadas para excavaciones con abiertos de hasta 6 m. Es poco usual pasar al uso de cimbras pesadas como las de la serie 8W o equivalentes, las anteriores son suficientes para los propósitos indicados.

4.4.3 PERNOS DE ROCA

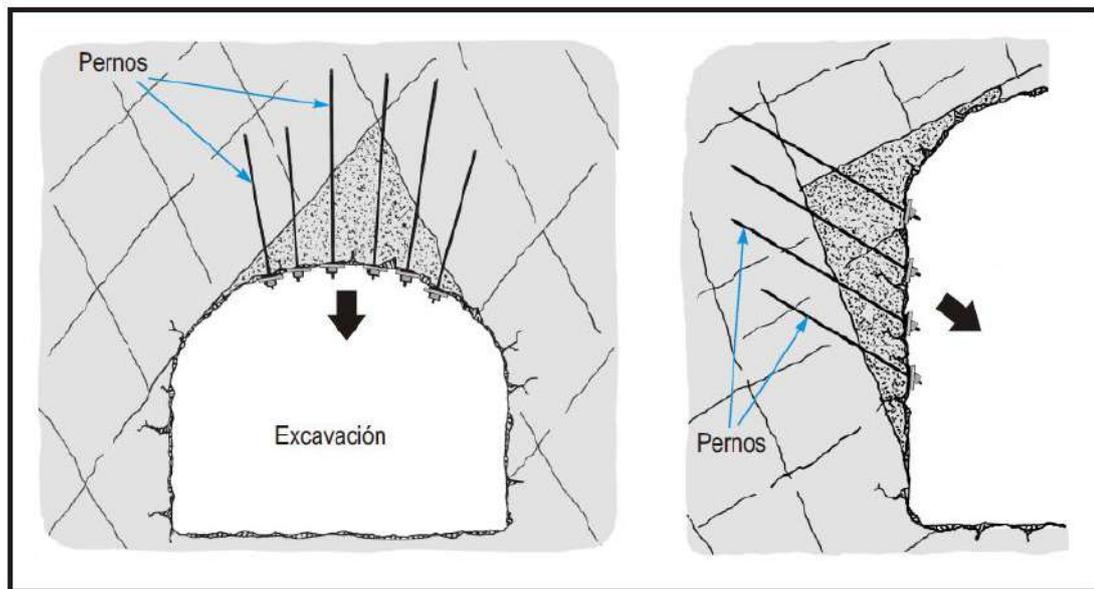
Los sistemas de reforzamiento con pernos de roca minimizan las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca aflojada, así como también aquellas inducidas por la redistribución de los esfuerzos en la roca circundante a la excavación. En general, el principio de su funcionamiento es estabilizar los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, restringiendo los desplazamientos relativos de los bloques de roca adyacentes.

En roca masiva o levemente fracturada y en rocas fracturadas, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables. Esto es lo que se llama también el "efecto cuña".

Cuando los bloques o cuñas son aislados solo amerita estabilizarlas con pernos aislados, a esto es lo que se denomina también, sostenimiento aislado o esporádico, de lo contrario lo usual será el sostenimiento sistemático en todo el techo y/o paredes de la excavación, según

sea requerido.

Figura 4.11. Elementos de una cimbra.



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

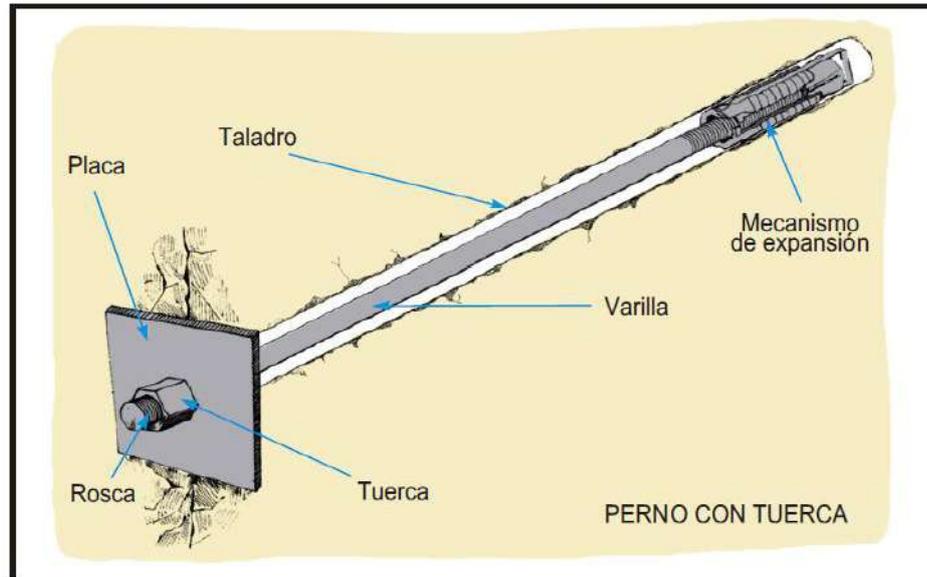
- TIPO DE PERNO

- Perno de Anclaje Mecánico

Un perno de anclaje mecánico, consiste en una varilla de acero usualmente de 16 mm de diámetro, dotado en su extremo de un anclaje mecánico de expansión que va al fondo del taladro. Su extremo opuesto puede ser de cabeza forjada o con rosca, en donde va una placa de base que es plana o cóncava y una tuerca, para presionar la roca. Siempre y cuando la varilla no tenga cabeza forjada, se pueden usar varios tipos de placas de acuerdo a las necesidades de instalación requeridas. Este tipo de pernos es relativamente barato. Su acción de reforzamiento de la roca es inmediata después de su instalación. Mediante rotación, se aplica un torque de 135 a 340 MN (100 a 250 lb/pie) a la cabeza del perno, el cual acumula tensión en el perno, creando la interacción en la roca.



Figura 4.12. Perno de anclaje mecanizado.



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Su uso es limitado a rocas moderadamente duras a duras, masivas, con bloques o estratificada, sin presencia de agua. En rocas muy duras, fracturadas y débiles no son recomendables, debido a que el anclaje podría deslizarse bajo la acción de las cargas. En rocas sometidas a altos esfuerzos tampoco es recomendable.
- El diámetro del taladro es crítico para el anclaje, recomendándose un diámetro de 35 a 38 mm para los pernos comúnmente utilizados.
- Pierden su capacidad de anclaje como resultado de las vibraciones de la voladura o el astillamiento de la roca detrás de la placa, debido a altas fuerzas de contacto, por lo que no es recomendable utilizarlos en terrenos cercanos a áreas de voladura.
- Solo pueden ser usados para reforzamiento temporal. Si son utilizados para reforzamiento permanente, éstos deben ser protegidos de la corrosión si hay presencia de agua y deben ser post-cementados con pasta de cemento entre la varilla y la pared del taladro.
- Proporcionan una tensión limitada que raramente sobrepasan las 12 TM.

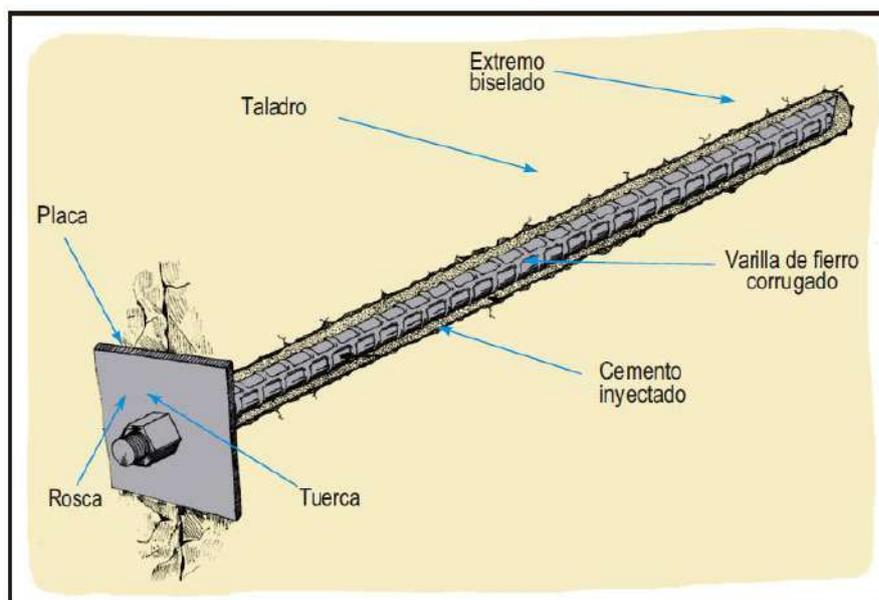
4.4.4 PERNOS DE VARILLA CEMENTADOS O CON RESINA

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. 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, puesto que la eficacia

de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

Dentro de este tipo de pernos, los de mayor utilización en el país son: la varilla de fierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro y la barra helicoidal de 22 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12'). La primera es ya un tipo de perno convencional en nuestro medio, la segunda es de reciente introducción en la industria minera. La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas comparada a la anterior. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas de fierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.

Figura 4.13. Perno helicoidal.



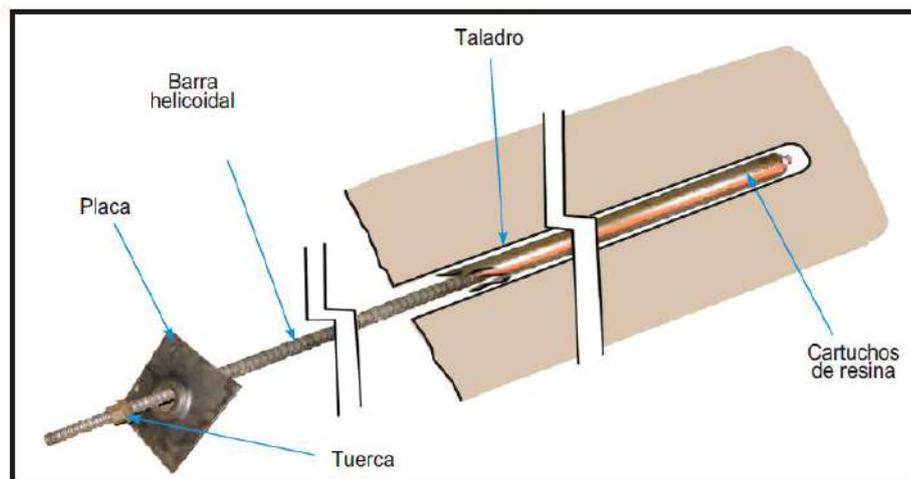
Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

Los pernos de varilla cementada o con resina son generalmente usados como refuerzo permanente, pero también pueden ser utilizados como refuerzo temporal en varias condiciones de roca, desde rocas de buena a mala calidad, constituye el mejor sistema para rocas de muy mala calidad y también para rocas en ambientes de altos esfuerzos. En presencia de discontinuidades abiertas y/o vacías, no es recomendable su uso a menos que la inyección de la pasta de cemento pueda ser chequeada.



Figura 4.14. Elementos de un perno helicoidal.

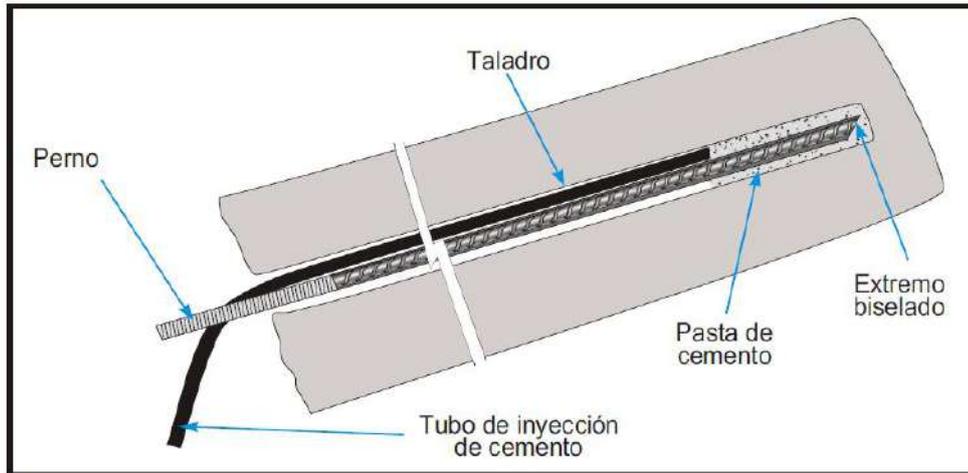


Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

Cuando se usa resina, sea ésta de fraguado rápido (menos de 30 segundos) fraguado lento (2 a 4 minutos), el perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina viene en cartuchos con el catalizador separado de la resina y por efecto de la rotación del perno al momento de introducir al taladro, éstos se mezclan generando el fraguado. Este sistema proporciona una alta capacidad de carga en condiciones de roca dura, resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno y brinda acción de refuerzo inmediato después de su instalación, aunque su costo es mayor que los pernos cementados (en cartucho o inyectado). El diámetro del taladro es crucial para el mezclado y fraguado de la resina, para varillas de 20 mm el diámetro máximo debe ser 32 mm.

También se pueden instalar las varillas combinando la resina de fraguado rápido con el cemento (en cartuchos o inyectado). En este caso, la resina va al fondo del taladro y el resto es llenado con lechada de cemento o cartuchos de cemento. Una de las razones para emplear este sistema es disminuir los costos. En general es importante chequear la calidad del cemento y de la resina antes de su uso, desde que son muy sensibles al almacenamiento subterráneo por largos periodos de tiempo, éstas tienen una vida limitada indicada por el fabricante.

Figura 4.15. Elementos de un perno helicoidal inyectado con cemento.

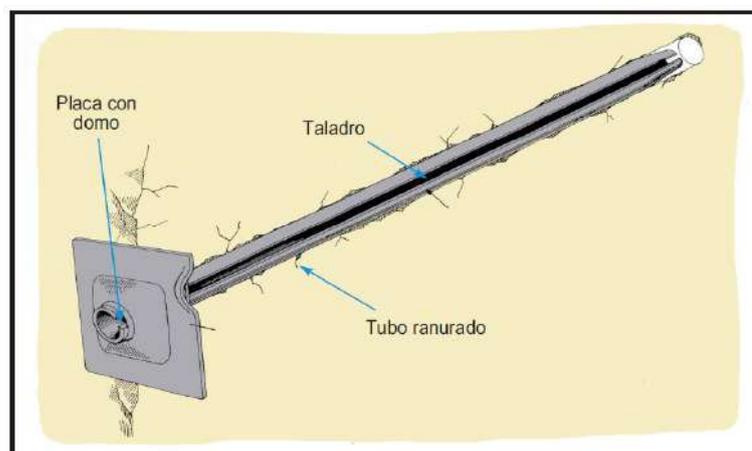


Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

- Split Sets

Los Split sets, conjuntamente con los swellex, representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro, Aunque los dos trabajan con el mismo principio, tienen diferentes mecanismos de sostenimiento, como veremos más adelante. El Split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

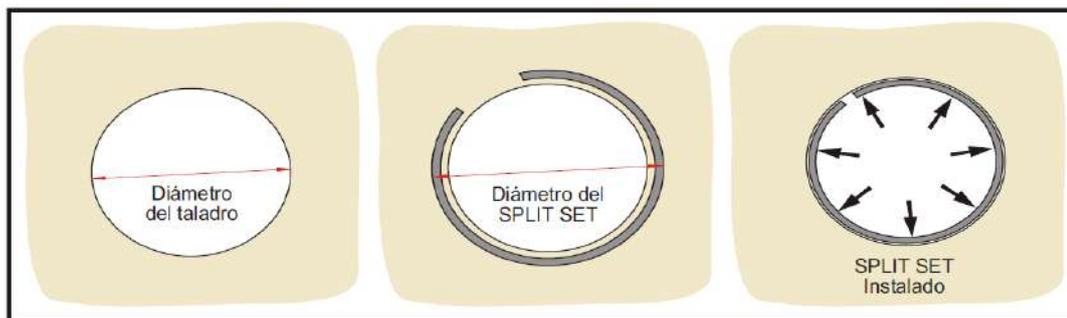
Figura 4.16. Perno Split Set



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH



Figura 4.17. Principio de funcionamiento del Split Set.



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes de 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Los split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.
- Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg o un jumbo. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.
- El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de split sets, puede ser dificultosa la correcta instalación. Los split sets son relativamente costosos.

- **Perno Hydrabolt**

Los Hydrabolts son pernos contruidos de tubos de acero, conformando una sección en “C” de doble pared, similar a su antecesor, el Swellex. Está sellado por ambos extremos con bujes, donde el extremo posterior (cabeza), lleva una válvula anti retorno (check), permite retener el agua después de su inflado con una bomba hidroneumática de alta presión (New Concept Mining, URL). Hacen anclaje, inmediatamente después de su instalación. Cuando el inflado ha concluido, una válvula de color sella el niple por donde se alimenta el agua, facilitando además su verificación de la correcta instalación. New

Concept Mining ha establecido un código de colores en función de la longitud del perno, agrupados en 3 modelos: Hydrabolt NT, Hydrabolt Normal e Hydrabolt Φ 29.



El diámetro de los taladros para su instalación va de 30 á 36 mm para los dos primeros modelos y de 34 á 40 mm para el tercer modelo (NCM, URL). Asimismo, la instalación puede llevarse en forma manual o mecanizada.

- **CARACTERÍSTICAS DE LOS PERNOS HYDRABOLT**

Los pernos Hydrabolts usados para las pruebas fueron donados por la Cía. New Concept Mining Perú, del modelo HYDRABOLT Φ 29, con 29 mm de diámetro y todos de 6 pies de longitud (1,8 m) y espesor de la pared del tubo de 2 mm. Es un perno de fricción, de inmediata instalación, al que se le inyecta agua a altas presiones (250-300 Bares).

Ventajas

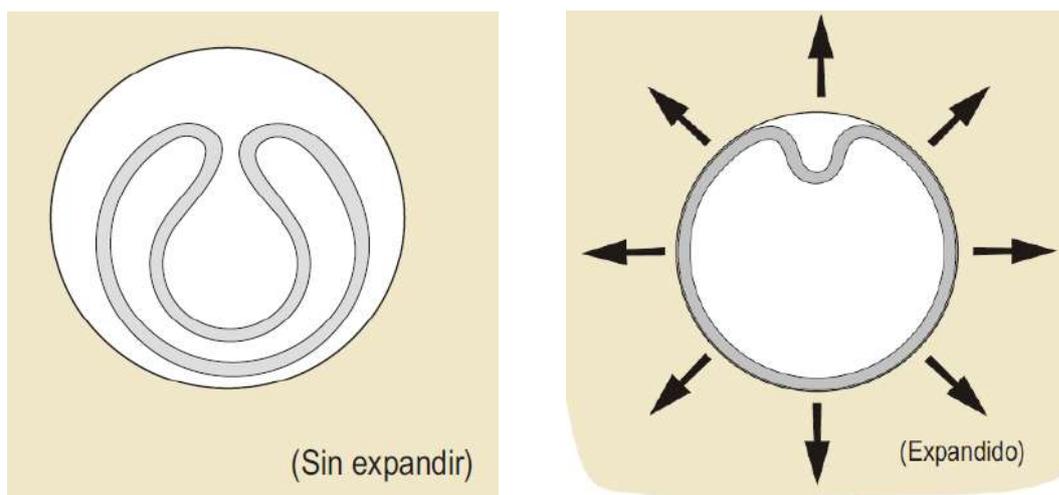
- Presión radial constante
- Instalación rápida y fácil
- No necesita ningún tipo de aditivo, cemento, resina; se inyecta solamente agua
- No es susceptible a las vibraciones de la voladura
- La carga es distribuida a lo largo de la longitud del perno
- Sostenimiento inmediato (Activo)
- Cuenta con indicador de carga (Pin)
- Calidad certificada (ISO 9001:2008)
- Con sólo 1pie inflado correctamente = 10ton. Mínimo de soporte

Figura 4.18. Pernos Hydrabolt.



Fuente: Manual de sostenimiento – CMH

Figura 4.19. Principio de funcionamiento del perno hydrabolt.



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH

4.4.5 MALLA METÁLICA

La malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del shotcrete. Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada. La malla eslabonada o denominada también malla tejida, consiste de un tejido de alambres, generalmente de # 12/10, con cocadas de 2"x2" ó 4"x4", construida en material de acero negro que puede ser galvanizada para protegerla de la corrosión. Por la forma del tejido es bastante flexible y resistente. Esta malla no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas, no recomendándose para este uso.

Figura 4.20. Malla electrosoldada.



Fuente: Manual de sostenimiento - CMH



4.4.6 CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE)

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda. En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de shotcrete sobre una base más o menos continua. Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular.

Adecuadamente aplicado, el shotcrete es un material de construcción estructuralmente sólido y durable, con buenas características de adhesión con la roca y alta resistencia. Estas propiedades favorables se consiguen con buenas especificaciones y materiales, preparación adecuada de la superficie, buenas prácticas de mezclado, aplicación del shotcrete y supervisión.

- **Materiales Componentes Del Shotcrete Y Sus Proporciones En La Mezcla**

El cemento que se utiliza normalmente es el Portland Estándar Tipo I. Los agregados combinados deben presentar una de las graduaciones mostradas en el Cuadro 2.2. Como regla práctica, los agregados más grandes no deberían ser más de 16mm. La experiencia ha mostrado que con agregados de más de 16 mm se incrementa drásticamente el rebote, aproximadamente el 60-70 % de los agregados sobre 8 mm están contenidos en el rebote. Por

otro lado, debe haber suficiente cantidad de finos, menores de 0.2 mm, para formar una capa inicial sobre la superficie de la roca.

Tabla 4.5. Límites de graduación para agregados combinados.

MALLA	Porcentaje de peso pasante		
	Graduación N° 1	Graduación N° 2	Graduación N° 3
	Fino	Medio	Grueso
¾" (19 mm)	-	-	100
½" (12 mm)	-	100	80 - 95
3/8" (10 mm)	100	90 - 100	70 - 90
N° 4 (4.75 mm)	95 - 100	70 - 85	50 - 70
N° 8 (2.4 mm)	80 - 100	50 - 70	35 - 55
N° 16 (1.2 mm)	50 - 85	35 - 55	20 - 40
N° 30 (600 Um)	25 - 60	20 - 35	10 - 30
N° 50 (300 Um)	10 - 30	8 - 20	5 - 17
N° 100 (150 Um)	2 - 10	2 - 10	2 - 10

Fuente. Geomecanica CMH

El área de geomecánica CMH, a través de la práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son:

- Cemento 20%
- Para mezcla seca 320 - 460 Kg/m³ (menos para shotcrete grueso y más para el fino)
- Agregados y gruesos 15% al 20%
- Agregados finos 60% al 65%
- Relación agua cemento (mezcla seca): 0.30 - 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda): 0.40 - 0.55

CONSIDERACIONES VARIAS

- Rebote

Para mezcla seca, el medio más efectivo de reducir el rebote incluye: la disminución de la presión de aire, el uso de mayor cantidad de finos, el pre humedecimiento de la superficie y el lanzado a una consistencia estable.

Una de las grandes ventajas del proceso de mezcla húmeda es el bajo rebote. La cantidad de rebote depende de la consistencia del concreto, uso de acelerantes, técnicas de lanzado y graduación de los agregados.

En el proceso de mezcla húmeda el rebote está entre 10% y 20% por peso, mientras que el proceso de mezcla seca el rebote puede ser de 15% - 40% para paredes verticales y 20% - 50% para techos.

- **Espesor de la Aplicación**

Siempre que sea posible el shotcrete debe ser aplicado a su espesor completo de diseño en una sola capa. Éste puede ser aplicado en capas o espesores simples, dependiendo de la posición de trabajo. En el techo el espesor debe ser el necesario para evitar la caída del shotcrete, generalmente de 1" a 2" (25 - 50 mm) en cada pasada. En las paredes verticales puede ser aplicado en capas o espesores simples.

En cualquiera de los casos el espesor de una capa es principalmente gobernado por el requerimiento de que el shotcrete no caiga.

- **Curado**

Al igual que el concreto, el shotcrete también debe ser curado de tal manera que su resistencia potencial y su durabilidad sean completamente desarrolladas.

El mejor método de curado es mantener húmedo el shotcrete continuamente por 7 días, utilizando para tal fin el agua. El curado natural puede ser considerado siempre y cuando la humedad relativa del lugar sea mayor de 85%.

- **Presión Del Aire**

La presión del aire de operación es la presión de conducción del material desde la máquina hacia la manguera. Una regla práctica es que la presión de operación no debe ser menor de 175 KPa (26 psi) cuando se utiliza una manguera de 30 m de longitud o menos. La presión debe incrementarse en 35 KPa (5 psi) por cada 15 m adicionales de longitud de manguera y 35 KPa (5 PSI) por cada 8 m adicionales sobre el equipo.

Para la mezcla húmeda el equipo requiere un suministro de como mínimo 3 m³ /min a 700 KPa (0.5 psi) para una operación adecuada.

Para verificar y entender mejor los procedimientos de sostenimiento es conveniente ver los anexos N° 3.5.

4.5 EQUIPOS DE LIMPIEZA Y PERFORACIÓN

Para realizar sus operaciones la empresa especializada CONGEMIN JH SAC, cuenta con 4 scooptram, 4 jumbos y veinticinco máquinas perforadoras Jack leg. Los cuales se distribuyen en las diferentes labores de explotación y preparación (avances) asignadas a la E.E. detallan en los cuadros siguientes.

Tabla 4.6. Equipos de la E.E. CONGEMIN JH SAC.

TIPO	CODIGO	Marca	CAPACIDAD	ESTADO	PROPIEDAD
SCOOP	SCA-49	CATERPILLAR	4.2 YD3	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	SCA-54	CATERPILLAR	4.2 YD3	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	SCA-63	CATERPILLAR	4.2 YD3	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	SCA-70	SANDVIK	2.2 YD3	Operativo	CONGEMIN JH SAC
JUMBO	JUA-11	RESEMIN	14 Pies	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	JUA-21	SANDVIK	14 Pies	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	JUA-22	RESEMIN	Empernador	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	JUA-23	ATLAS COOPCO	14 Pies	Operativo	CONGEMIN JH SAC
JACKLEG	AA-034	RNP	12 pies	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	AC0-75	RNP	12 pies	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	ZO - 66	RNP	12 pies	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	L10 - 74	RNP	12 pies	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	AC-021	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	YO - 53	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	YOO-3	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	D 11 171	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	TO-60	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	RO-63	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	LO-74	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	AA-026	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	AC-094	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	TO-48	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	AC-015	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	L10-99	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	RO-69	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	NOO - 8	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	RO-73	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	UO-91	RNP	LOURDES	Operativo	CONGEMIN JH SAC
	YO - 62	RNP	LOURDES	Stand by	CONGEMIN JH SAC
	AB-006	RNP	LOURDES	Stand by	CONGEMIN JH SAC
	AD-034	RNP	LOURDES	Stand by	CONGEMIN JH SAC
Z-001	RNP	LOURDES	Stand by	CONGEMIN JH SAC	
E393	RNP	LOURDES	Stand by	CONGEMIN JH SAC	

Fuente. Elaboración propia



Los equipos conforman una herramienta muy especial e imprescindible para efectuar con eficacia las operaciones y tener éxito en la explotación mecanizada, a continuación se muestran algunas imágenes de estos equipos.

- **FIGURAS DE LOS EQUIPOS DE LA E.E. CONGEMIN JH SAC.**

Figura 4.21. Jumbo Atlas Copco



Fuente: Archivos CONGEMIN JH SAC

Figura 4.22. Jumbo Sandvik



Fuente: Archivos CONGEMIN JH SAC

Figura 4.23. Jumbo Resemin Bolter 77 (Empernador)



Fuente: Archivos CONGEMIN JH SAC

Figura 4.24. Sccop Caterpillar 4.2 Yd3



Fuente: Archivos CONGEMIN JH SAC

Figura 4.25. Scoop Sandvik 2.2 Yd3



Fuente: Archivos CONGEMIN JH SAC

Figura 4.26. Maquina Perforadora Jack Leeg Rnp



Fuente: Archivos CONGEMIN JH SAC

CAPÍTULO V

TÉCNICAS DE VOLADURA

5.1. INTRODUCCIÓN

El propósito de establecer técnicas de voladura es utilizar la energía liberada por los explosivos como una herramienta de corte y excavación, para ello se tiene como punto de partida la perforación y se le adicionan procesos y procedimientos de tal forma que generen eficiencia y eficacia al momento de realizar la construcción de infraestructuras y la explotación de yacimientos mineros, Bajo suposiciones generales, la complejidad de los registros de vibraciones (obtenidos en un sitio lejano al lugar de la explosión) generadas por voladuras se debe a varios aspectos, entre ellos: la fuente (proceso de voladura en sí), el camino o trayectoria que las ondas recorren y el tipo de sensor con el que se miden. Aunque las vibraciones producidas por voladuras no son tan complejas como las producidas por un sismo (en el cual la fuente es desconocida y cuyos registros son obtenidos generalmente a grandes distancias y con trayectorias mucho más complejas), estas vibraciones si tienen algunas variables en el proceso de voladura la fuente que lo hacen no trivial.

Para entender los procesos de las voladuras que influyen en la generación de vibraciones, es indispensable el estudio, aunque sea a nivel básico, de los materiales y métodos utilizados.

En este capítulo se presenta cuatro técnicas de voladura desde el más sencillo y tradicional hasta la forma más sistemática con el único fin de obtener resultados muy eficientes y provechosos al momento de realizar un trabajo de ingeniería.

5.2. VOLADURA TRADICIONAL

Numerosos autores han propuesto la forma más eficiente de obtener resultados de la voladura al momento de construir diferentes clases de infraestructura así mismo al momento de realizar la explotación de diferentes yacimientos mineros, su proceso está fundamentado en la perforación y su objetivo principal es arrancar la roca, abrirse paso y extraer el mineral a ser explotado.

El primer criterio a considerar para la voladura es el análisis de la roca, para este método en particular se implementado las teorías de la mecánica de rocas en los últimos años de su uso, en esta sección estudiaremos todos los parámetros a considerar para el empleo de esta técnica.

5.2.1. VERIFICACIÓN GEOMECÁNICA

5.2.1.1. CLASIFICACIÓN DE LAS ROCAS

Dada la amplitud de los conceptos geológicos, sólo como referencia se presenta una descripción elemental de los tres grupos en los que se las ha clasificado, por su origen y características:



A. Rocas ígneas

Proceden del magma interior fundido, presentándose preferentemente como intrusiones y lavas. Por su origen y textura se clasifican como:

1. Rocas ígneas intrusivas

Las rocas intrusivas, se enfriaron lentamente a profundidad, por lo que se presentan como grandes cuerpos subyacentes (batolitos), muestran textura granular gruesa, donde los cristales de sus minerales componentes presentan dimensiones aproximadamente similares entre sí e intercrecimiento, por lo que también se las denomina rocas cristalinas. Ejemplo: granito, gabro, diorita.

2. Rocas ígneas extrusivas

Las rocas extrusivas se enfriaron bruscamente a poca profundidad o en la superficie, por lo que no todos sus componentes pudieron cristalizar simultáneamente; más bien, la mayoría no tuvo tiempo de hacerlo, quedando como una matriz de grano fino que engloba a algunos cristales mayores dispersos (fenocristales), por lo que también se les denomina rocas porfiríticas o pórfidas. Algunas son muy densas (como el basalto) mientras que otras son ligeras como los tufos volcánicos, e incluso porosas como la pómez.

Normalmente se presentan como mantos o capas de lavas y cenizas volcánicas. Ejemplo: basalto, andesita, riolita, tufo tipo sillar.

3. Rocas ígneas filonianas

Las rocas filonianas, de textura granular fina e intermedia, densas y generalmente oscuras, se presentan como diques e interestratificaciones por inyección en grietas o fallas preexistentes en rocas más antiguas. Ejemplo los diques de turmalina, de pegmatita, lamprófidos y otros.

Las rocas ígneas en general, son densas, duras y competentes, Pero tienden a descomponerse por acción del intemperismo y otros procesos de alteración que paulatinamente las transforman en arcilla, caolín, sílice y otros detritos. Su enfriamiento dio lugar a la formación de sistemas de fisuras de contracción (disyunción) que muchas veces son típicos para cada tipo de roca (cúbica, columnar, tubular, etc.) los que inciden directamente en el resultado de las voladuras, mayormente con la preformación de bolonería.

B. Rocas sedimentarias

Se han formado por la desintegración de rocas preexistentes, cuyos detritos fueron transportados, acumulados y compactados en extensas cuencas marinas durante muy largos períodos de tiempo.

También por la descomposición y acumulación de vegetales y vida animal o por la precipitación química y decantación de soluciones minerales. La enorme presión soportada

por su propio engrosamiento las ha consolidado en formas invariablemente estratificadas o bandeadas (litificación o diagénesis), estratos o mantos que posteriormente han sido intensamente plegados y fallados por eventos tectónicos. Por tanto, aparte de los planos de separación entre capas, muestran complejos sistemas de fisuras de tensión (diaclasas), que indudablemente también influyen en la mecánica de voladura.

Las rocas sedimentarias no muestran cristales sino fragmentos irregulares o granos redondeados, de tamaños y distribución variables, con o sin cemento de ligazón, siendo por tanto sus texturas desde fragmental gruesa hasta muy fina y compactada:

a. Las detríticas o clásticas se clasifican por el tamaño de sus granos en:

1. Gruesas (sefitas). Ejemplo: brechas, conglomerados, gravas.
2. Medias (psamitas). Ejemplo: arenisca grauwaca, arcosas.
3. Finas (pelitas). Ejemplo: pizarras, lutitas, arcillas, filitas.

b. Las orgánicas y químicas se clasifican por su composición en:

1. Calcáreas. Ejemplo: calizas, travertinos, canchales.
2. Silíceas. Ejemplo: cuarcitas, silex, diatomita.
3. Alumínicas. Ejemplo: laterita, bauxita.
4. Ferruginosas. Ejemplo: limonita, taconita.
5. Salinas. Ejemplo: yeso, anhidrita, gema.
6. Carbonáceas. Ejemplo: lignito, antracita.
8. Fosfáticas.

C. Rocas metamórficas

Resultan de la transformación profunda de rocas ígneas o sedimentarias por calor, grandes presiones y cambios químicos debidos a fenómenos geológicos de gran magnitud, como los de granitización.

Estas rocas permanecieron esencialmente sólidas durante el proceso de cambio, reteniendo algunas de sus características originales, por lo que suele decirse que han sido «recocidas» (cuando el fenómeno es esencialmente térmico, a alta presión y sin cambios de composición, se denomina Metamorfismo Isoquímico, pero cuando además se producen cambios de composición por migración y sustitución de materiales mediante procesos de alteración, como los de silisificación, propilización o cloritización, se denomina metasomático). Como la composición, textura y dureza son variables aún en un mismo yacimiento, su reconocimiento práctico se basa en aspectos físicos notorios como la exfoliación en láminas (pizarras, filitas, esquistos) o como el bandeamiento (gneiss) y también por el origen de la roca madre (gneiss y micacita provenientes de granito; mármol, proveniente de caliza; filita procedente de pizarras o lutitas; también son la serpentina, skarn y hornfel).

5.2.1.2. SELECCIÓN DE ROCAS PARA VOLADURA

Para propósitos de voladura las rocas suelen ser clasificadas en dos grandes grupos:

A. Rocas ígneas y metamórficas

Son usualmente las más duras de perforar y difíciles de volar. Por su origen plutónico o volcánico están asociadas a disturbios tectónicos que las han contorsionado y fisurado, mostrando planos de clivaje no regulares y amplia variación de su estructura granular. Pueden calificarse bajo dos subdivisiones:

a. La primera subdivisión cubre a las de granulometría fina y aquellas cuyas propiedades elásticas tienden a absorber la onda de shock generada por la voladura antes que a quebrarse.

Ejemplos: filitas, gneiss, micasquitos, hornfels.

b. La segunda subdivisión cubre a las rocas de granulometría gruesa como el granito, diorita y algunas cuarcitas silicificadas, algunas veces difíciles de perforar y muy abrasivas por su contenido de sílice, pero que usualmente se fragmentan con facilidad en la voladura.

B. Rocas sedimentarias

En estas rocas el espesor del bandeamiento varía de acuerdo al tiempo de acumulación y la naturaleza de origen. Cuanto más masivas sean y cuanto más definido y amplio el bandeamiento, más difíciles son de volar eficientemente. La perforabilidad dependerá más de sus propiedades abrasivas que de su misma dureza.

Tabla 5.1. Clasificación de las rocas según su origen.

CLASIFICACIÓN POR SU ORIGEN	TIPO	ASPECTO FÍSICO	FAMILIA
ÍGNEAS	Plutónicas o intrusivas	Textura granular, gruesa Cristalización gruesa, a profundidad	Granito Diorita
	Hipoabiasales o filonianas	Textura media Cristalización cerca a superficie	Pegmatitas Dikes varios
	Volcánicas o efusivas	Textura fina Cristalización en superficie Lavas o derrames Piroclastos o cenizas	Vítrea: Obsidiana Felsíticas: Riolitas Porfídicas: Andesitas Fragmentales: Brechas
SEDIMENTARIAS	Mecánicas	Formadas por transporte y deposición mecánica de detritos Químicas: Por solución y deposición o precipitación química	Areniscas Gravas Calizas
	Químicas	Orgánicas: Por deposición de restos orgánicos	Calizas y Diatomitas
METAMÓRFICAS	Regionales por orogénesis		Gneiss
	De contacto o locales	Térmico, Hidrotermal (Acción de soluciones y calor)	Mármol

Fuente: manual de voladura EXSA.



Tabla 5.2. Clasificación de las rocas por su dureza.

CLASIFICACIÓN DE ROCAS POR SU DUREZA RELATIVA - ESCALA PROTODIAKONOV					
CAT.	GRADO DE DUREZA	TIPO DE ROCADE	COEFICIENTE DUREZA	PESO VOLUMETRICO t/m ³	COEFICIENTE DE EXPANSIÓN
I	Extremadamente duras, altamente tenaces	Cuarcitas y basaltos muy duros y densos	20	2,8 a 3,0	2,2
II	Muy duras y tenaces	Granitos muy duros frescos, pórfidos	15	2,6 a 2,7	2,2
III	Duras, tenaces	Granito compacto y rocas graníticas (ácidas), calizas y areniscas muy duras, conglomerados cementados, minerales de hierro compactos, andesita, gneiss.	10	2,5 a 2,6	2,2
IV	Duras, con tenacidad intermedia	Calizas duras, granito blando, areniscas duras, mármol duro, dolomitas	8	2,5	2,0
V	Relativamente duras, intermedias	Arenisca común, minerales de hierro. Esquistos arcillosos y arenáceos, pirita, filita	6	2,5	2,0
VI	Dureza media, tenacidad intermedia y baja	Esquisto arcilloso duro, arenisca dura, calcita, conglomerado blando.	4	2,8	2,0
VII	Semiduras, intermedias a friables	Diferentes tipos de esquistos no duros, caliza	3	2,5	1,8
VIII	Blandas, Friables Terrosas, Sueltas	Arcilla compacta, hulla Grava, arena suelos, Loes (acarreo aluvial), turba	1 0,8 0,5	1,8	1,3 a 1,4
IX	Movedizas	Detritos, suelos aguados	0,3		

Fuente: manual de voladura EXSA.

Tabla 5.3. Clasificación generalizada de las rocas para voladura.

CLASIFICACIÓN GENERALIZADA DE ROCAS PARA VOLADURA		
TENACES	INTERMEDIAS	FRIABLES
Gneiss Granito - gabro Aplita Sienita - monzonita Diorita - granodiorita Basalto - dolerita Norita Caliza silificada Cuarcita - chert Hematita silícea - <i>hornfeld</i> Minerales de hierro densos (magnetita- pirrotita) Andesita - dacita frescas Pórfidos duros: dikes y lamprófidos duros: dikes y lamprófidos densos Cuarzo con oro - wolframio	Riolita Andesita Dacita Traquita Fonolita Obsidiana (vidrio volcánico) Toba y brecha volcánica Arenisca cementada Pizarra metamórfica Caliza - dolomita Mármol - baritina Conglomerado cementado Pórfido de cobre Minerales de Cu, Pb, Zn, Sn. Minerales de hierro (Marcasita - siderita - hematita - pirita martita)	Rocas alteradas varias Serpentina Yeso - anhidrita Pizarra - filita Lutita - arcilla compacta Conglomerado y brecha no cementada Carbón - antracita Marga Caliza ligera Travertino Arenisca Pómez - tufita Minerales de hierro: Limonita - ocre Antracita Suelos compactos
El grado de alteración (meteorismo), la presencia y orientación de planos de debilidad (fisuras, clivaje, fallas, etc.) y los cambios físico-químicos producidos por metasomatismo, silicificación, etc., producen cambios en la resistencia de las rocas, lo que se debería tener en cuenta para su clasificación para voladura y uso en obras de construcción.		

Fuente: Manual de Voladura EXSA.

La clasificación mostrada en las tablas anteriores es referencial debido a que la masa rocosa está sometido a más procesos los cuales cambian su comportamiento y características por lo que es muy necesario la verificación geomecánica en campo.

Con base en las propiedades mecánicas, en las condiciones geológicas del lugar, en consideraciones técnico-económicas, equipo disponible y otros factores para obras de ingeniería y minería, se suele clasificar las rocas en categorías de dificultad, especialmente para su facilidad de voladura y/o capacidad de sostenimiento, como en los siguientes.

Tabla 5.4. Clasificación de las rocas según sus características de autosoporte.

Tipo de roca	Condiciones
ROCA I	Muy competente
ROCA II	Muy competente a medianamente competente
ROCA III	Medianamente competente
ROCA IV	Medianamente competente a incompetente
ROCA V	Incompetente a muy incompetente
ROCA VI	Muy incompetente

Fuente: Manual de Voladura EXSA.

Este análisis de esta clasificación se complementa con la teoría desarrollada en el capítulo I, para tener un concepto más claro y preciso del comportamiento de la masa rocosa.

5.2.2. CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS

El cálculo del número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de la broca de perforación disponible; factores que indudablemente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por lo consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear.

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante el siguiente modelo matemático empírico, planteado en el manual de voladura de EXSA:

$$N^{\circ}_{\text{tal}} = 10 \sqrt{S} \quad (5.1)$$

Donde:

S: Sección de la labor.



También se puede utilizar en forma más precisa la siguiente relación

$$N^{\circ}_{tal} = (P/D_t) + (C \times S) \quad (5.2)$$

Donde:

P = Perímetro de la sección del túnel, en metros

Para calcular el perímetro se emplea la siguiente relación matemática.

$$P = 4\sqrt{S} \quad (5.3)$$

C = Coeficiente o factor de roca

D_t = Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos

Tabla 5.5. Factor de roca y distancia entre taladros.

Características de la roca	D _t	C
Rocas tenaces o duras	0.50 a 0.55 m	2.0
Rocas semi duras	0.60 a 0.65 m	1.5
Rocas suaves	0.70 a 0.75 m	1.0

Fuente: Manual Konya.

5.2.3. MÉTODO DIGITALIZADO PARA CALCULAR NÚMERO DE TALADROS

Para facilitar el trabajo del supervisor de voladura, en esta sección se muestra un software que permite calcular de forma rápida y practica el número de taladros, este software está diseñado en base a la teoría mostrada en la sección anterior ecuación 5.2 y tabla 5.5.

Figura 5.1. Programación para calcular el número de taladros.

Fuente: programación de Edison Jesús Rosas Quispe.

Función del software:

1. Se introduce valores generales conocidos de la sección a excavar como nombre o código de la labor, ancho de excavación, altura de excavación.
2. Según la clasificación de roca en función a su dureza determinar el valor del coeficiente de roca y distancia entre taladros, mostrados en la tabla 5.5.
3. Una vez ingresado estos valores, el software calcula de manera automática la sección de excavación y el perímetro.
4. Paralelo a esta acción el software calcula el número de taladros a realizar en el frente, así también detalla la distribución de taladros, la versión v.1.0 permite exportar la información a Excel y/o AutoCAD.

Figura 5.2. Programación para calcular el número de taladros.

CÁLCULO PARA EL NÚMERO DE TALADROS/v.1.0

Labor/Zona :

Fecha :

DATOS :

Ancho de la Sección : m.

Altura de la Sección : m.

COEFICIENTES:

Coeficiente de roca : m.

Distancia entre taladros : m.

Tipo de Arranque :

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)
TENÁZ	2.00	0.50 a 0.55
INTERMEDIA	1.50	0.60 a 0.65
FRIABLE	1.00	0.70 a 0.75

RESULTADOS :

Perímetro : m.

Área de la Sección : m.²

Número de Taladros :

DISTRIBUCIÓN DE TALADROS :

Arranque : Cuadradores :

Ayudas : Arrastre :

Alzas :

DIBUJAR EN AUTOCAD

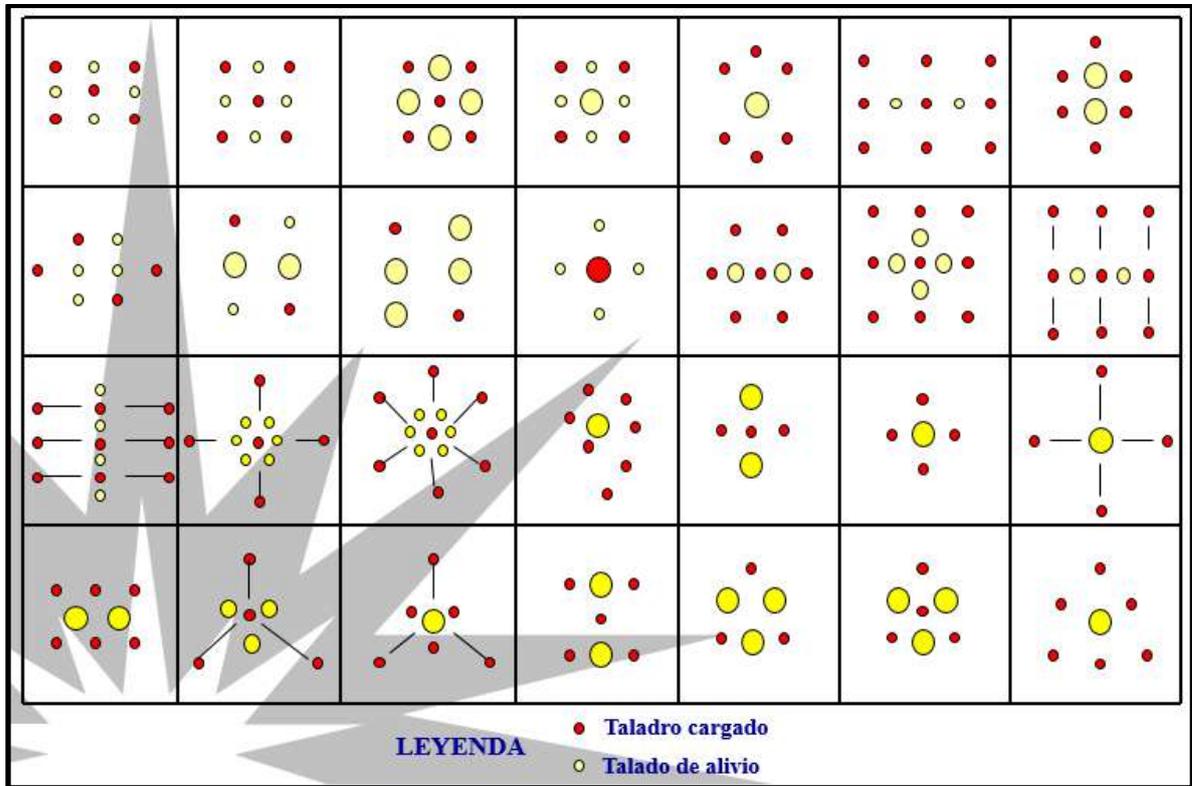
Fuente: programación de Edison Jesús Rosas Quispe.

5.2.4. DISEÑO DE ARRANQUES

Arranque.- en un frente subterráneo un arranque es la generación de caras libres, es decir generar un espacio para que los demás taladros cargados al detonar no tengan la dificultad de

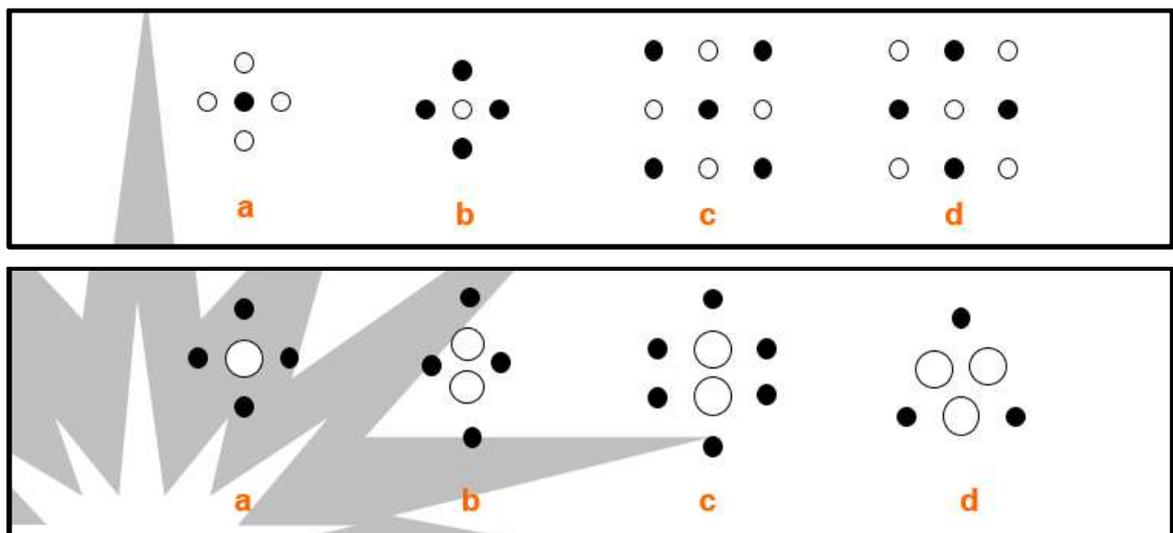
romper el material, para lograr esto se plantea una serie de alternativas de arranques los cuales muestran diseños con taladros cargados y taladros vacíos.

Figura 5.3. Diseños de arranques propuestos para túneles.



Fuente: Manual de Voladura EXSA.

Figura 5.4. Trazos de arranques más recomendados.



Fuente: Manual de Voladura EXSA.

Para efectos de comparación y cálculos con la teoría mostrada en esta tesis se sugiere utilizar el tipo de arranque con taladros paralelos mostrados en el figura 5.4 trazo “d”.



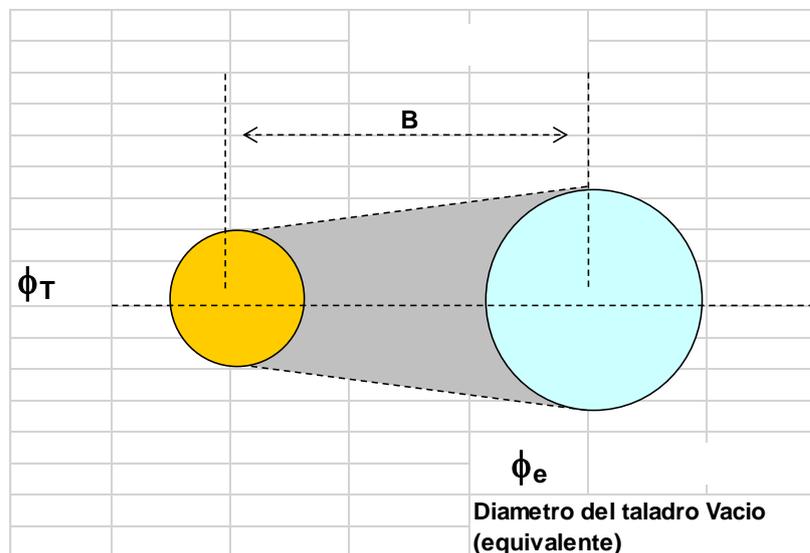
5.2.5. CÁLCULO DE BURDEN

El Burden es la distancia existente desde el taladro vacío que servirá de cara libre en la primera etapa de la voladura al taladro cargado que iniciara la voladura para ampliar la cara libre, para esta sección utilizaremos la teoría de Langerfors, esta relación generalmente es utilizada en voladura a cielo abierto, que no se tratara en esta tesis.

$$\begin{aligned}
 B1_{\max} &= (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))} & BP1 &= B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L \\
 B2_{\max} &= 0.046 \times D & BP2 &= B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L
 \end{aligned}
 \tag{5.4}$$

LEYENDA	
B_{máx.}	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm ³)
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

Figura 5.5. Esquema para el cálculo del burden.



Fuente: Elaboración propia.

Según Langerfors la expresión matemática descrita anteriormente considera las características de la roca, el explosivo y la longitud de perforación la cual puede ser aplicada a los tipos de arranques mostrados anteriormente, sin embargo es necesario realizar análisis en campo para determinar la mejor manera de hallar este valor, para nuestro caso emplearemos una expresión



más práctica de Langerfors la cual considera los parámetros descritos en la relación matemática mostrada anteriormente.

$$B = 0.046d \quad (5.5)$$

Donde:

B = Burden en centímetros

d = Diámetro del taladro en milímetros

5.2.6. DETERMINACIÓN DEL ESPACIAMIENTO

Según la teoría de Langerfors el espaciamiento es la distancia entre los taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila. Se calcula en relación con la longitud del burden, con la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. De igual forma que el burden, espaciamientos muy pequeños producen exceso de trituración (material muy fino) y caracterización en la boca del taladro, lomos en la nueva cara libre y bancos de gran tamaño en el tramo del burden. Espaciamientos muy excesivos producen fracturamiento inadecuado, lomos al pie del banco y una nueva cara libre frontal muy irregular.

Normalmente el espaciamiento es igual al Burden $E = B$ para mallas de perforación cuadrada y de $E = 1.3 - 1.8 B$ para mallas rectangulares o alternas.

Para voladuras de precorte o amortiguadas (smooth blasting) el espaciamiento en la última fila es menor a: $E = 0.5 - 0.8 B$ cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

Para una voladura instantánea de una sola fila $E = 1.8 B$

Para voladuras de filas múltiples simultáneamente (igual retardo en las que el radio longitud del taladro a burden (L/B) es menor a 4 el espacio se determina por la siguiente relación matemática.

$$E = (B \times L) / 2 \quad (5.6)$$

Donde:

B = Burden en pies

L = Longitud del taladro en pies.

En voladura con detonadores de retardos el espacio promedio es aproximadamente.

$$E = 1.8 \times B \quad (5.7)$$

Si el criterio a emplear en taladros de mediano diámetro es la resistencia a la compresión:

$$E = 45 \text{ a } 50 \text{ d (mm)} \quad \text{En rocas blandas a medias} \quad (5.8)$$

$$E = 38 \text{ a } 43 \text{ d (mm)} \quad \text{En rocas duras a muy duras} \quad (5.9)$$

5.2.7. CÁLCULO DE CONCENTRACIÓN DE CARGA

Para ello utilizamos la teoría de Langerfors y Konya y resumirla en la siguiente expresión matemática.



$$La = C(D_1)^{1.54}(B/D)^{1.5}(B-D/2) \quad (5.10)$$

Donde:

La = Cantidad de carga por metro en cada taladro.

C = Constante numérica usualmente $6.1211 \cdot 10^{-6}$

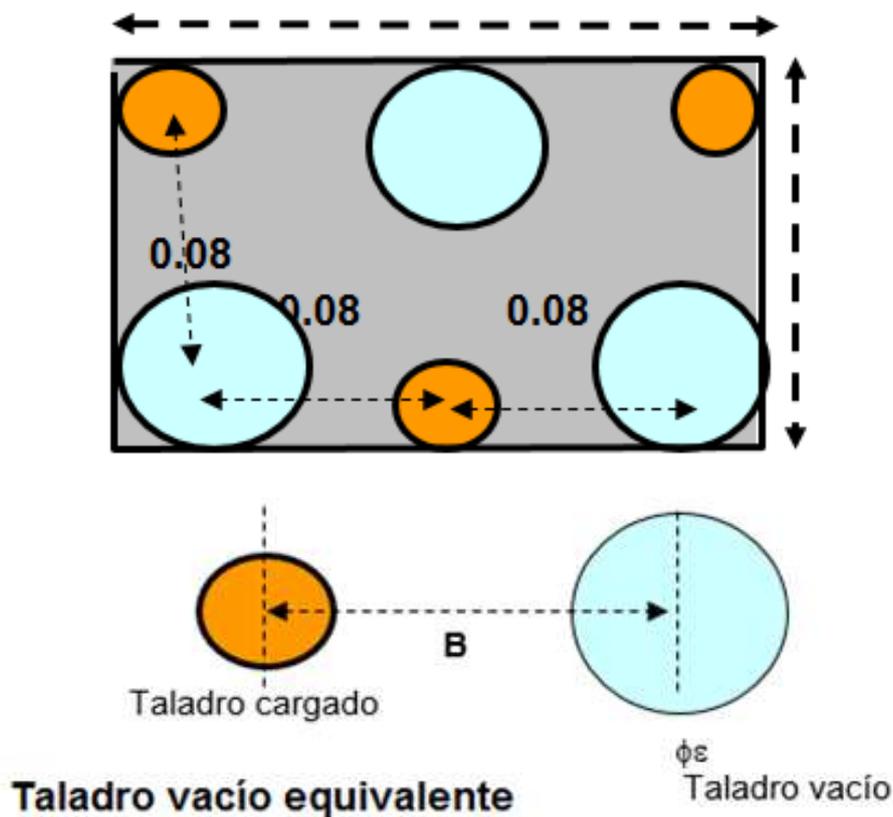
D_1 = Diámetro del taladro cargado.

B = Burden

D = Sumatoria de los diámetros de los taladros vacíos.

Este valor calcula los kilogramos de explosivo por metro lineal en cada taladro, para entender de mejor forma a continuación se presentan gráficos de la teoría explicada anteriormente.

Figura 5.6. Cálculo de carga para el arranque.



Fuente: elaboración propia.

Para hallar la cantidad de carga para los cuadradores alzas y arrastres se empleara la siguiente relación matemática.

$$La = (0.35B) / (\text{Sen } Q)^{1.5} \quad (5.11)$$

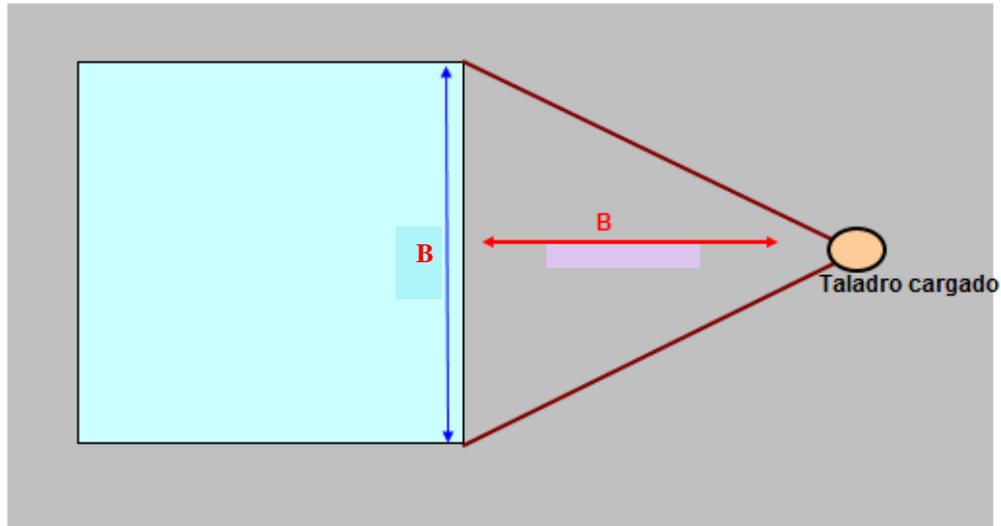
Donde:

La = Cantidad de explosivos por metro (Kg/m)

$B = \text{Burden}$

$Q = \text{Arco tangente } ((\text{diámetro del taladro vacío}/2)/\text{burden})$

Figura 5.7. Cálculo de carga para los cuadradores, alzas y arrastres.



Fuente: elaboración propia.

5.2.8. EJEMPLO APLICATIVO

Se va construir el CX 2900N, para lo cual se ha recopilado los siguientes datos:

Sección de la labor: 4*3.5 m

Longitud de la perforación: 12 pies

Diámetro de los taladros cargados: 45 mm

Diámetro de los taladros vacíos: 102 mm

Tipo de arranque seleccionado: corte quemado con tres taladros vacíos

Tipo de roca observado: granodiorita meteorizada.

- **Calculando el número de taladros a realizar**

Para efectos de comparación utilizaremos las ecuaciones 5.1 y 5.2

$$N^{\circ} \text{ tal} = 10 * \sqrt{4 * 3.5} = 37.42 \approx 38 \text{ taladros}$$

Para utilizar la ecuación 5.2 es necesario establecer algunos valores que serán usados en la relación matemática.

Como el tipo de roca es una granodiorita meteorizada, según la tabla 5.1 es considerada una roca ígnea dura, pero como esta meteorizada según las condiciones planteadas en la tabla 5.3 esta roca es considerada de dureza intermedia o semidura.

Por lo tanto de la tabla 5.5 se obtienen los siguientes valores.

$$D_t = 0.6 - 0.65 = 0.625 \text{ en promedio}$$

$$C = 1.5$$

De la ecuación 5.3 se obtiene el valor del perímetro.

$$P = 4\sqrt{4*3.5} = 14.97 \text{ metros}$$

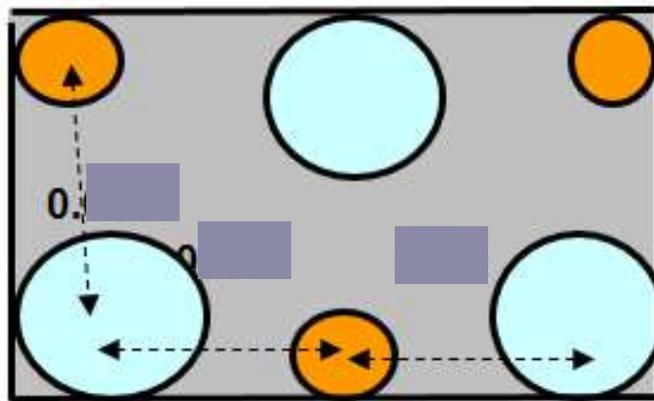
Reemplazando estos valores en la ecuación 5.2 se obtiene:

$$N^{\circ} \text{ tal} = (P/D_1) + (C \times S) = 44.95 \approx 45 \text{ taladros}$$

La diferencia entre ambos valores se sustenta en que la ecuación 5.1 es empírica y muy general, mientras tanto que el valor proporcionado por la ecuación 5.2 es más confiable ya que no solo considera la sección de excavación sino también las características de la roca. En consecuencia en adelante se utilizara para efectos de calcular el número de taladros la ecuación 5.2.

- **Calculando el burden**

Se ha seleccionado un corte quemado de 3 taladros vacíos en consecuencia el trazo es como sigue:



En consecuencia se utilizara la relación matemática presentada en la ecuación 5.5

$$B = 0.046d$$

$B = 0.046*45 = 0.207$ centímetros, este valor tiene que ser medido como se muestra en la imagen anterior desde los ejes de los taladros.

- **Cálculo de espaciamiento**

Según la relación matemática de la ecuación 5.7

$E = 1.8*B = 0.37$ metros \approx por criterios en el frente para redondeo de valores se pueden estimar el valor del espaciamiento a 0.40 metros.

- **Calculando la carga explosiva para el arranque**

Utilizaremos la ecuación 5.10, puesto que el corte quemado tiene 3 taladros vacíos.

$$La = C (D_1)^{1.54} (B/D)^{1.5} (B-D/2)$$

$$La = 0.89 \text{ kg/m}^* \text{tal}$$

- **Calculando la carga explosiva para las alzas, cuadradores, arrastres.**

$$La = (0.35*B) / (\text{Sen } Q)^{1.5}$$

$$La = 0.486 \text{ kg/m}^3 \text{ tal}$$

5.3. VOLADURA CONTROLADA CON PRECORTE

Objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (overbreak).

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas.

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina “precorte o presplitting”, y si es posterior se le conoce como Recorte, voladura de contorno o voladura suave (smooth blasting); en el caso de túneles también suele denominarse voladura periférica.

Se emplea a menudo para el acabado superficial de túneles de obras hidráulicas o viales, para reducir el consumo de concreto cuando éstos tienen que ser cementados, y en cámaras subterráneas para mejorar el auto sostenimiento de techos y paredes. También se aplica para excavaciones precisas para cimentación de maquinaria, para piques y chimeneas, para límite final de bancos en minería a tajo abierto y para extraer grandes y bien formados bloques de piedra ornamental en canteras de mármol, caliza marmórea y granito, entre otros.

5.3.1. FUNCIÓN DEL MÉTODO DE VOLADURA

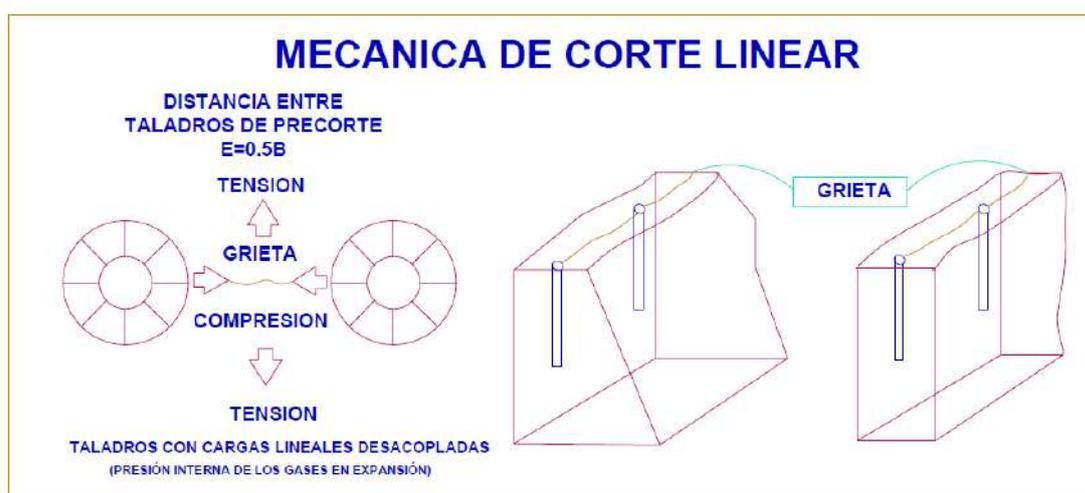
Una carga explosiva convencional acoplada, que llena completamente un taladro, al detonar crea una zona adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. Fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan grietas radiales alrededor de todo el taladro, lo que se denomina fisuramiento radial.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas direcciones, hasta que por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre taladros, se producen esfuerzos de tracción complementarios perpendiculares al plano axial.

Las tracciones generadas en ese plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo la propagación de las grietas radiales en la dirección de corte proyectado, lográndose esto en especial cuando dos taladros son cercanos. Posteriormente estas grietas se amplían y extienden bajo la acción de cuña de los gases de explosión que se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de gases permite obtener un plano de fractura definido. Según esto, el mecanismo de trabajo de una voladura de contorno comprende a dos efectos diferentes: uno derivado de la acción de la onda de choque y otro derivado de la acción de los gases en expansión.

La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera.

Figura 5.8. Mecanismo de corte en los taladros de precorte.



Fuente: Manual de voladura EXSA.

Esta técnica consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantánea.

El disparo de los taladros de precorte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es pues en dos etapas. Normalmente es necesario efectuar algunos disparos de prueba para conocer el comportamiento de la roca y ajustar parámetros, pero como guía puede aplicarse algunas ecuaciones propuestas para el caso, como las de C. Konya, así:

El factor de carga por pie de taladro que no cause daño a la roca, pero que produzca suficiente presión como para crear la acción de corte se puede estimar por:

$$q = \emptyset^2 / 28 \quad (5.12)$$

Donde:

q : Carga de explosivo por pie de taladro (lb/pie).

\emptyset : Diámetro de los taladros, en pulgadas.

Si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de precorte será determinado por la ecuación:

$$E = 10 \times \emptyset \quad (5.13)$$

Donde:

E : Espaciamiento, en pulgadas.

\emptyset : Diámetro de los taladros, en pulgadas.

La constante 10 se aplica para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede llevarse a 12 o 14.

Estos valores por norma deben darse en el equivalente métrico. En la mayoría de aplicaciones de precorte no se estila sobre perforación. En algunos casos se aplica una carga concentrada de 2 a 3 veces al fondo del taladro, en otros toda la columna es desacoplada, es decir de baja energía y de menor diámetro que el del taladro.

Existen diferentes criterios respecto a la necesidad de taquear o no los taladros, y sobre la longitud del taco teniendo en cuenta la necesidad de mantener retenidos los gases de explosión en los taladros.

Usualmente las rocas competentes no requieren taco mientras que sí son necesarios en las rocas fisuradas e incompetentes.

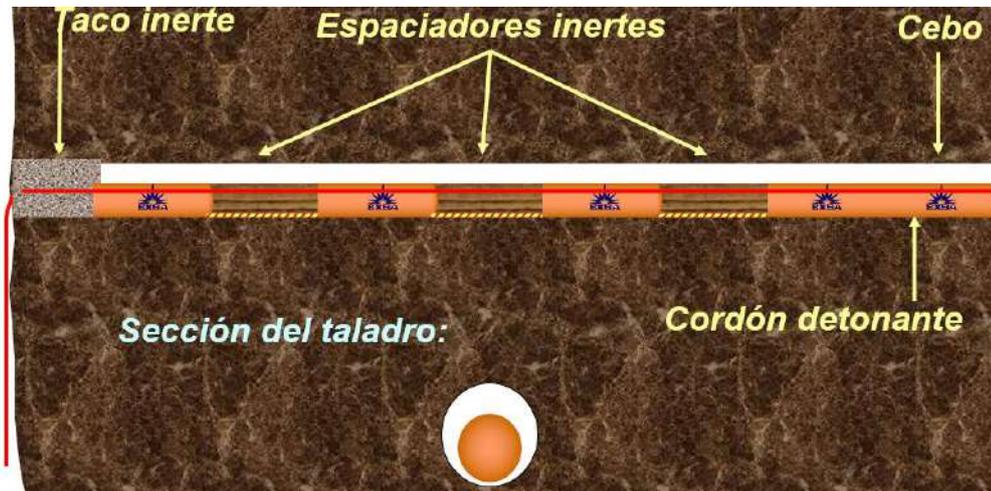
Figura 5.9. Principio de fisuramiento en la roca.



Fuente: Manual de Voladura EXSA.

Además de perforar una serie de taladros alrededor de la corona espaciados a una distancia muy próxima se debe considerar lo siguiente el explosivo empleado debe ser de baja potencia, se cargaran los taladros con cargas desacopladas de tal forma que estos se inicien por simpatía o para asegurar el resultado se prepara una columna haciendo uso de una caña separando los explosivos como se muestra en la figura 4.10.

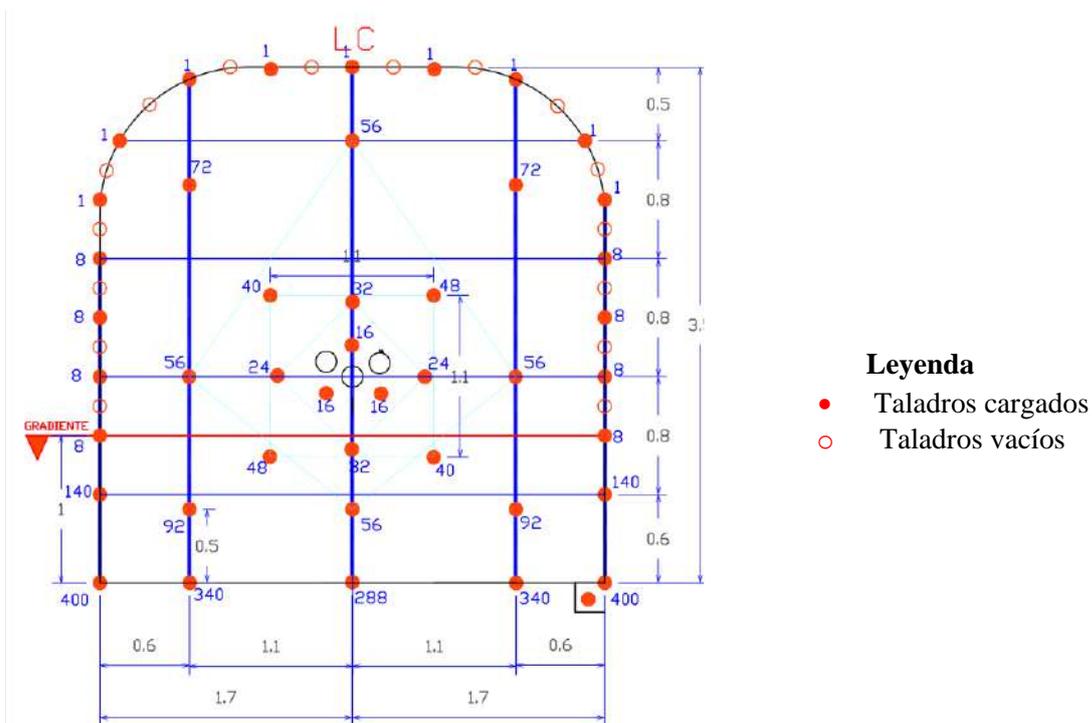
Figura 5.10. Esquema de espaciamiento del explosivo en los taladros de precorte.



Fuente: Manual de Voladura EXSA.

Y se cargaran los taladros dejando uno sin cargar de tal forma que estos sirven como cara libre, así de esta manera se garantiza el daño menor ocasionado y se asegura el agrietamiento de la roca formando una línea siguiendo la dirección de la sección del túnel deseado.

Figura 5.11. Esquema de carguío y distribución de los taladros de precorte.



- Leyenda**
- Taladros cargados
 - Taladros vacíos

Fuente: departamento de perforación y voladura CONGEMIN JH SAC.

5.3.2. CONSIDERACIONES A TENER EN CUENTA PARA USAR EL MÉTODO DE VOLADURA CONTROLADA CON PRECORTE

Para tener un concepto más claro y preciso de este método se deben tomar en consideración las teorías se muestran a continuación estas relaciones matemáticas están establecidas en el manual de voladura de EXSA.

Calcular la Presión en las paredes del taladro con la carga acoplada al 100%, es decir con el explosivo confinado, para ello usamos la siguiente relación matemática.

$$P_{bi} = 110 * \rho_{exp} * VOD^2 \quad (5.14)$$

- P_{bi} : Presión en las paredes del taladro (Mpa).
 ρ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cm³)
 VOD : Velocidad de detonación del explosivo (Km/s)

Calcular la presión en las paredes del taladro con la carga desacoplada, es decir con los explosivos distribuidos como se indica en la sección figura N° 4.4, utilizando la siguiente formula.

$$P_b = 110 * f^n * \rho_{exp} * VOD^2 \quad (5.15)$$

- P_b : Presión en las paredes del taladro (Mpa).
 ρ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cc)
 VOD : Velocidad de detonación del explosivo (Km/s)
 f : Razón de desacoplamiento, definida como la relación entre el volumen del explosivo y el volumen del taladro
 n : Exponente, se estima igual a 1.25, para taladros sin agua y 0,9 para taladros con agua

Calcular el factor de acoplamiento utilizando la siguiente relación matemática.

$$f_c = \left[\frac{\text{volumen explosivo}}{\text{volumen ta ladro}} \right] = \left[\frac{d_{exp}^2 * l_{exp}}{D_h^2 * H} \right] \quad (5.16)$$

- d_{exp} : Diámetro del explosivo (pulg)
 D_h : Diámetro del taladro (pulg)
 l_{exp} : Largo de columna explosiva (m)
 H : Largo del taladro (m)

Para usar esta técnica de voladura se debe calcular el diámetro del explosivo apropiado a utilizar en función al diámetro del taladro, utilizando la siguiente relación matemática.



$$D_{exp} = \left[\frac{R * UCS}{110 * \rho_{exp} * VOD^2 * 10^{-6}} \right]^{\frac{1}{2 * n}} * \sqrt{\frac{H}{L}} * D_h \quad (5.17)$$

Donde :

D_{exp} : Diámetro del explosivo (pulg) = ?
UCS : Resistencia a la compresión (Mpa)

ρ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cc)
D_h : Diámetro de perforación (pulg)

VOD : Velocidad de detonación (exp.)(m/s) =

H : Largo del taladro (m) =

L : Largo carga explosiva (m) =

R : Relación Pb/UCS. La presión de detonación, este caso la presión de barreno desacoplado, que se debiera alcanzar en el taladro debe estar en el orden de 1.5 a 2 veces la resistencia a la compresión de la roca, para nosotros R será 1.5, osea, la presión de barreno será lo suficientemente mayor que la resistencia a la compresión para así poder crear la grieta de tracción.

Calcular el mejor espaciamiento entre taladros de precorte utilizando la siguiente relación matemática.

$$S = \left[\frac{D_h (Pb + T)}{T} \right] \quad (5.18)$$

$$T = \left(\frac{UCS}{10} \right) \quad (5.19)$$

Donde:

D_h: diámetro del taladro.

Pb: presión en las paredes del taladro con carga desacoplada.

UCS: resistencia a la compresión.

T: coeficiente de calidad del macizo rocoso.

Calcular la densidad de carga lineal a utilizar en los taladros cargados de precorte, haciendo uso de la siguiente relación matemática.

$$\gamma = 0.5067 * \rho_{exp} * D_{exp}^2 \quad (5.20)$$

Donde:

- γ : Densidad de carga lineal (Kg / m) = ?
- ρ_{exp} : Densidad del explosivo (g/cm³) = 1.11
- D_{exp} : Diámetro de explosivo (pulg) =

Calcular la carga por taladro a utilizar en los taladros cargados de precorte.

$$Kg = \gamma * l \quad (5.21)$$

Donde:

- γ : Densidad de carga lineal (Kg / m)
- l : Largo de columna explosiva (m)

Calcular el número de taladros de precorte a realizar en el frente, para ello se empleara la siguiente relación matemática.

$$N^{\circ} \text{ tal pre corte} = ((2H-2) + 0.8A)/S \quad (5.22)$$

Donde:

H : altura de la sección de la labor

A : ancho de la sección de la labor

S : espaciamiento entre taladros de precorte

Para calcular el número de taladros en total a realizar en el frente se suman los taladros de precorte con los taladros calculados en el frente con la relación matemática utilizada en la sección de voladura tradicional.

5.3.1.1 Cálculos para demostrar la malla presentada en la figura 5.11

Para un frente de una sección de 4*3.5 m, de la ecuación 5.2 se obtiene N° Tal = 45 taladros,

De la ecuación 5.13 se obtiene espaciamiento entre taladros de pre corte = 0.45 metros.

De la ecuación 5.22 se obtiene N° tal de pre corte = 18 taladros

N° tal total por frente = 45+18 = 63 taladros

Por lo tanto para la distribución de los taladros en la malla está en función del tipo de roca que se va romper, así también las condiciones geomecánica a las que están sometidas.



5.4. VOLADURA EN FUNCIÓN DE LA CARGA OPERANTE

Las secciones desarrolladas anteriormente se orientan en romper la roca y crear una sección adecuada al requerimiento de la infraestructura en construcción, sin embargo es de vital importancia analizar el comportamiento del macizo luego de la voladura, esta sección permite analizar estos procesos post voladura antes de la voladura para ello se introduce dos conceptos al proceso de voladura, la velocidad crítica de la roca y el GSI.

En un primer momento se realiza la siguiente interpretación, poniendo como punto medio la carga operante, precedido por las características, comportamiento del macizo rocoso y como consecuente las propiedades del explosivo para realizar una predicción de las consecuencias de su uso.



Con el propósito de realizar el siguiente análisis, toda acción o decisión que se tome antes de la voladura tales como diseño de mallas distribución de taladros, metodología de carguío, influirá de forma directa en la acción propia de la voladura, y de ello dependerá las consecuencias a las que estas acciones conlleve ya sea un resultado bueno y eficiente o uno desastroso y complicado en términos de estabilidad.



El propósito de emplear esta técnica es de calcular todo el daño que se ocasionara al macizo rocoso con la voladura para ello será fundamental el estudio del comportamiento y características del explosivo a utilizar en la voladura.

5.4.1. FUNCIÓN DE ESTA TÉCNICA DE VOLADURA

5.4.1.1. CARGA OPERANTE

La carga operante es la cantidad de explosivo detonado por retardo, lo que significa que es el encargado de liberar toda la energía del explosivo para romper la roca.



5.4.1.2. VELOCIDAD CRÍTICA DE LA ROCA

La velocidad crítica de la roca, conocida también como velocidad pico de partícula es el límite en el cual el macizo rocoso se fragmenta luego de añadirle una cantidad de energía liberada por acción de la voladura.

Esta técnica se sustenta en el estudio del explosivo y la velocidad crítica de la roca, pero su propósito es de calcular todos los daños que se generan al macizo rocoso antes de realizar la voladura, es decir que se podrá saber todo el daño que se va a generar.

Se trata de verificar las características del macizo rocoso, para ello se empleara los conceptos de geomecánica y se calculan los parámetros necesarios como se indica a continuación.

5.4.1.3. RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN TRIAXIAL (σ_c)³

Se determinó mediante un ensayo triaxial de un testigo extraído como muestra.

$$\sigma_c = \frac{Fr}{\pi \frac{D^2}{4}} \quad (5.23)$$

Donde:

σ_c = Resistencia a la compresión triaxial.

Fr = Fuerza de ruptura del testigo.

D = Diámetro del testigo en cm.

5.4.1.4. RQD (Rock Quality Designation)⁴

$$RQD = 100 \times e^{-0.1\lambda} \times (0.1\lambda + 1) \quad (5.24)$$

Dónde:

λ : N° de discontinuidades por metro lineal (185 promedio en 10 m)

$\lambda = 185/10 = 18.5$ disc./m.

$$RQD = 100 \times e^{-0.1(18.5)} \times (0.1(18.5) + 1) = 44,81\%$$

Valoración: 8

³ “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

⁴ El Criterio de Rotura de Hoek – Brown – Edición 2002.



5.4.1.5. ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

Se empleó un procedimiento estadístico para determinar el espaciamiento de con mayor frecuencia, moda de un total de 200 datos.

Figura 5.12. Método Estadístico para determinar las discontinuidades.



Fuente: Departamento de perforación y voladura CMH.

Tabla 5.6. Determinación del espaciamiento de las discontinuidades.

Espaciado (mm)	Espaciado	Nº de datos
mayor a 2000	1	34
600 a 2000	1	55
200 a 600	1	96
60 a 200	1	49
TOTAL		200

Fuente: Departamento de perforación y voladura CMH.

Espaciamiento 200 mm a 600 mm; Valoración: 10

Condición de las juntas

Ligeramente rugosa	3
Apertura promedio 0.1 mm a 1.0 mm	4
Relleno suave <r a 5 mm.	1
Moderadamente intemperizado.	3
Con una persistencia que varía de 3 a 10 m.	2

Total Valoración: 13

5.4.1.6. AGUAS SUBTERRÁNEAS

Goteo ha mojado mayormente analizados.

Valoración: 4, Sumando los valores se tiene: RMR (Básico)= 37%

5.4.1.7. RMR AJUSTADO

Explotación paralela a la dirección de discontinuidades RMR (Ajustado) =37-12= 25% Roca mala-B, clase IV-B, Roca suave muy fracturada, con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo constante de agua.

5.4.1.8. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA (Q)³

Se determinó a partir de la relación logarítmica que establece Bieniawsky 1989, en función del RMR.

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (5.25)$$

Despejando y Reemplazando

$$Q = e^{\frac{25-44}{9}} = 0,12$$

5.4.1.9. ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)⁴

El promedio de todos los mapeos en terreno resulta en un rango de 25 – 30, influenciados principalmente por laboreo cercano y presencia de agua, por lo tanto consideramos el valor más bajo.

Por tanto el valor: GSI = 25, por lo general con laboreo cercano y presencia de agua como factores influyentes.

5.4.1.10. DEFORMABILIDAD DE LA ROCA INTACTA (Ei)⁵

El módulo de deformación de la masa rocosa (Em) y la roca intacta (Ei) que están basadas en el Índice de Resistencia Geológico (GSI) y el factor de daño a la masa rocosa (D).

Dónde:

D = 0 → Sin daño, D = 0.5 → Daño moderado, D = 1.0 → Daño severo.

Para cuestiones de cálculo se consideró “D” con un valor de 0.

$$E_{rm} = 100000 \times \left[\frac{1 - 0 / 2}{1 + e^{((75 + 25 \times 0 - 25) / 11)}} \right] = 1050,4 MPa$$

Reemplazando en la ecuación 4 y 5

$$E_{rm} / E_i = \left[0,02 + \frac{1 - 0 / 2}{1 + e^{((60 + 25 \times 0 - 25) / 11)}} \right] = 0,06$$

$$E_i = 17548,68 MPa = 17,55 GPa$$

$$E_{i(dinamico)} = 17548,68 \times 1,13 MPa = 19,8 GPa$$

^{3, 4, 5} “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.



5.4.2. ANÁLISIS Y MODELAMIENTO DE LAS VIBRACIONES

Se empleó el criterio de DEVINE (campo lejano) para un análisis de regresión múltiple en función de distancia escalar y las velocidades pico registradas en cada monitoreo.

$$V = K \times \left[\frac{d}{Q^{\frac{1}{3}}} \right]^{-\alpha} \quad (5.26)$$

Dónde:

V = Velocidad de Partícula (mm/s)

d = Distancia del punto de la voladura

K = Factor de Velocidad

Q = Carga operante

α = Factor de decaimiento

Teniendo caracterizada la roca encajonante establecemos la velocidad crítica de fracturamiento y las leyes de atenuación de ondas que rigen en la misma para cada uno de los explosivos empleados en CMHSA.

5.4.3. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA (VP)

Para la roca encajonante en tajos de consorcio se tiene:

$$V_p = 3500 + 100 (\text{Log } (Q)) \quad (5.27)$$

$$V_p = 3500 + 1000 \text{Log } (0,12) = 2583 \text{ m / s}$$

5.4.4. VELOCIDAD DE CRÍTICA DE PARTÍCULA (VCRT)

Nivel al cual la roca encajonante alterada presenta formación de fracturamiento incipiente.⁴

$$V_{crit} = \frac{\sigma_r \times V_p}{E_{i(dinamico)}} \quad (5.28)$$

$$V_{crit} = \frac{2,34 \times 2583}{19,8} = 304,5 \text{ mm / s}$$

³ “Engineering Rock Mass Classifications”, Bieniawski, Z. T.

⁴ El Criterio de Rotura de Hoek – Brown – Edición 2002.



5.4.5. CRITERIO DE DAÑO

Rango de generación de daño para roca encajonante.

$$4V_{crit} \rightarrow \text{Fracturamiento Intenso} \quad 4V_{crit} \rightarrow 1218 \text{ mm/s}$$

$$V_{crit} \rightarrow \text{Creación de nuevas facturas} \quad V_{crit} \rightarrow 304,5 \text{ mm/s}$$

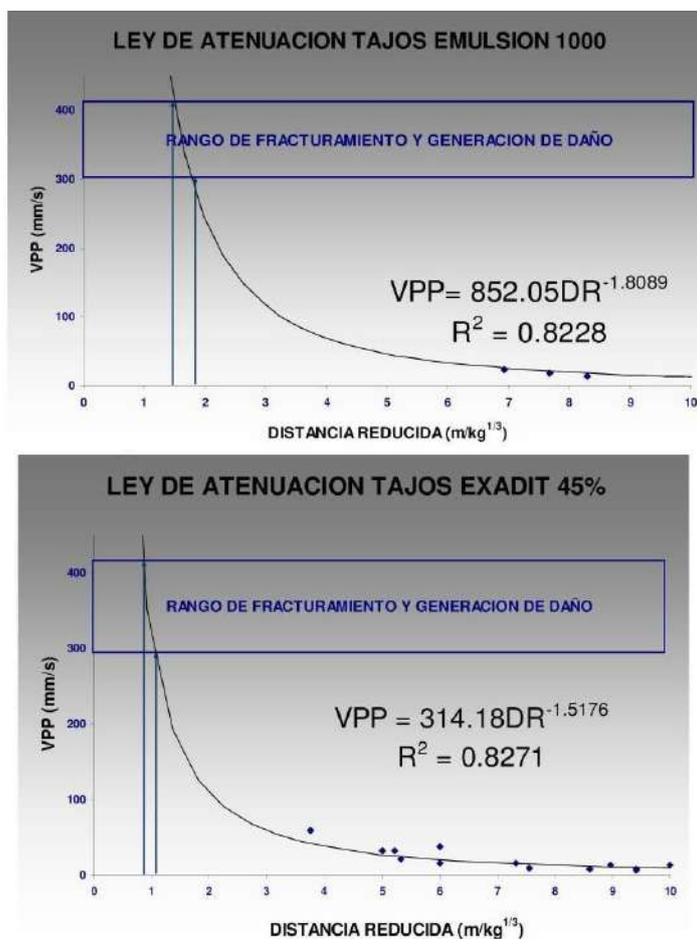
$$1/4V_{crit} \rightarrow \text{Extensión de fractura pre existentes} \quad 1/4V_{crit} \rightarrow 76,13 \text{ mm/s}$$

El rango máximo tolerable para nuestro caso será considerado de 1 a 1,4 veces la V_{crit} así se tiene de 304,5 mm/s a 426,3 mm/s.

5.4.6. LEY DE ATENUACIÓN POR TIPO DE EXPLOSIVO

Cada explosivo tiene una determinada liberación de energía al cual corresponde un nivel de vibración determinado tal es así que se tomó data vibrográfica de cada tipo de explosivo para determinar su comportamiento en la roca.⁵

Figura 5.13. Comportamiento de la vibración por el uso de explosivos.

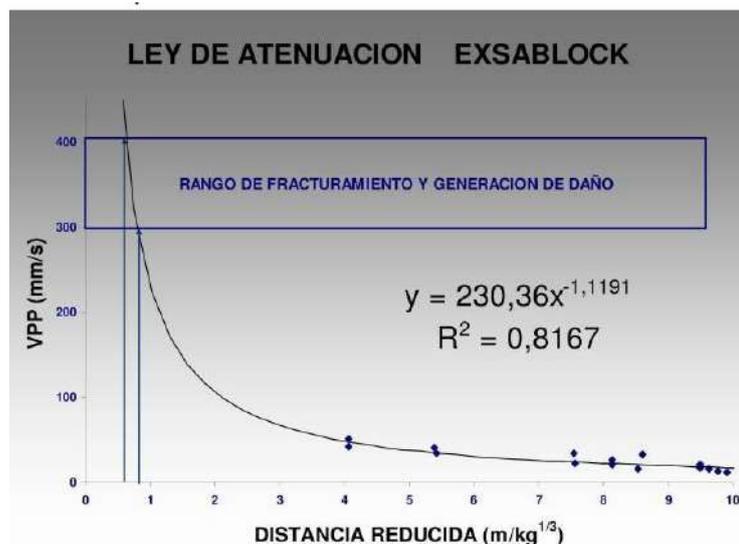


Fuente: departamento de perforación y voladura CMH.

⁵ MANUAL KONYA – Calvin J. Konya; Enrique Albarran.



Figura 5.14. Comportamiento de la vibración por el uso de explosivos



Fuente: Departamento de perforación y voladura CMH.

Observamos que con el uso de EXSABLOCK tenemos un menor coeficiente alfa de atenuación con lo que queda demostrado con pruebas de campo, que obtenemos menores niveles de vibraciones.

5.4.7. CARGA MÁXIMA POR RETARDO EN TALADROS DE PRODUCCIÓN

Para cada explosivo a 0,6m del centro de gravedad del disparo con una vibración límite permisible de 304,5 mm/s en una longitud de perforación de 6 pies.⁵

$$DR = \frac{d}{\sqrt[3]{Q}} \quad (5.29)$$

Dónde:

d : Distancia al punto de voladura (m)

Q : Carga operante (kg); peso del explosivo mayor por periodo de retardo

DR : Distancia reducida m/kg³, para cargas cilíndricas.

Reemplazando y despejando carga operante se tiene:

⁵ MANUAL KONYA – Calvin J. Konya; Enrique Albarran.

$$EMULSIÓN \rightarrow Q_{\max} = \left(\frac{304,5 \times 0,6^{1,8089}}{852,05} \right)^{1,66} = 0,039 \text{ Kg}$$

0,41 cartuchos por periodo de retardo.

$$EXADIT45\% \rightarrow Q_{\max} = \left(\frac{304,5 \times 0,6^{1,5176}}{314,18} \right)^{1,977} = 0,203 \text{ Kg}$$

2,6 cartuchos por periodo de retardo.

$$EXSABLOCK \rightarrow Q_{\max} = \left(\frac{304,5 \times 0,6^{1,1191}}{230,36} \right)^{2,68} = 0,45 \text{ Kg}$$

Según se muestra la carga operante se muestra el daño.

Emulsión 1000	Q = 0, 45 kg	VPP = 132.37 mm/s	Severo
EXADIT 45	Q = 0, 45 Kg	VPP = 455.44 mm/s	Moderado
EXSABLOCK	Q = 0, 45 kg	VPP = 302.1 mm/s	Leve

El Exsablock como dinamita de baja velocidad y potencia es una alternativa para la reducción de daño en los tajos. Para entender mejor los valores hallados ver en anexo N° 4.1 y 4.2.

5.5. VOLADURA SISTEMÁTICA MÉTODO COBA-OTA

La sustancia más antigua utilizada como explosivo es la pólvora negra que consiste en una mezcla formada por 75% de nitrato de potasio, 10% de carbón y 15% de azufre. Esta sustancia fue presumiblemente desarrollada por los chinos y en un comienzo era utilizada exclusivamente en exhibiciones pirotécnicas relacionadas con sus celebraciones.

Es probable que la pólvora se introdujera en Europa procedente del Oriente Próximo; la primera referencia detallada del proceso de fabricación de este explosivo en Europa data del siglo XII en escritos del monje Roger Bacon. Hacia el siglo XIV gracias al monje alemán Berthold Schwartz, este producto fue utilizado en actividades militares. Europa fue el lugar donde este material se utilizó por primera vez con fines benéficos en las áreas de la construcción y la minería.

Un posterior desarrollo substituye el nitrato de potasio por clorato de potasio, y luego por nitrato de sodio, estos cambio resultaron en un explosivo mucho más potente. La pólvora puede fabricarse solamente con carbón y azufre, pero como es un explosivo combustible necesita oxígeno, por lo que para estallar en un barreno necesita una tercera sustancia (clorato de potasio, Nitrato de sodio o el nitrato de potasio) que con el calor se descomponga desprendiendo oxígeno.



La nitroglicerina fue descubierta hacia el año 1840 por el químico italiano Ascani Sobrero. Este explosivo (compuesto de glicerol, ácido nítrico y sulfúrico) resultó ser muy potente pero a la vez muy sensible a la presión y temperatura, lo que lo hace muy peligroso; unos años después de este descubrimiento, el químico Sueco Alfred Nobel resolvió el problema de sensibilidad de la nitroglicerina al mezclar esta con una sustancia inerte que puede ser una tierra diatomácea, a esta nueva sustancia se le llama dinamita nitroglicerina.

Durante los últimos 60 años el Nitrato de Amonio ha desempeñado un papel cada vez más importante en los explosivos. Se usó primeramente como ingrediente de la dinamita y, hace aproximadamente un cuarto de siglo, comenzó a emplearse en una sencilla y económica mezcla con el Diésel que ha constituido una revolución en la industria de los explosivos y que, hoy día, cubre aproximadamente el 80% de las necesidades de los explosivos (Favela, 2001).

En los últimos 20 años se han desarrollado explosivos de geles de agua con base de nitrato de amonio. Estos explosivos contienen sensibilizadores, tales como los nitratos de amina, el TNT y el aluminio, así como agentes de gelificación y otros materiales, con el fin de alcanzar un grado de sensibilidad deseado.

Los explosivos también se utilizan en diversas obras civiles como en la construcción de presas, sistemas de conducción eléctrica, gasoductos, oleoductos, sistemas de drenaje, vías, canales, túneles, compactación de suelos y muchas otras aplicaciones.

En esta sección estudiaremos no solo los explosivos y las propiedades del macizo rocoso sino también introduciremos conceptos nuevos como las vibraciones, ondas sísmicas además el criterio correcto de perforación, mallas de perforación, aseguraremos el máximo aprovechamiento de la energía liberada y romper solo lo que se quiere romper.

En palabras más sencillas este método es para ser usado en rocas extremadamente malas y consiste en una combinación entre la voladura de pre corte y la voladura en función de la carga operante.

5.5.1. CÁLCULO DE BURDEN

Para determinar este concepto se planteó anteriormente la teoría de Langerfors, sin embargo en esta sección se amplían estos conceptos y se introducen más teorías como los de Pearse y Ahs, ya que la aplicación de estas técnicas de voladura están también orientadas a la construcción de chimeneas y la explotación en tajeos donde también es muy recomendable y favorable aplicar técnicas de voladura para optimizar las operaciones mineras.

5.5.1.1. Teoría de G. E. Pearse

Inicialmente este investigador plantea la fórmula siguiente:



$$B = K.d.\left(\frac{P_s}{T_s}\right)^{1/2} \quad (5.30)$$

Donde:

B = Burden máximo, pulg.

K = Constante que depende de las características de la roca (0.7-1.0).

d = Diámetro del taladro, pulg.

P_s = Presión estable de la reacción del explosivo, lb/pulg².

T_s = Última resistencia a la tracción de la roca, lb/pulg².

Posteriormente establece la relación siguiente:

$$R = B = K.D.10^{-3}\left(\frac{P_2}{S_{td}}\right)^{1/2} \quad (5.31)$$

Donde:

R = Radio crítico.

B = Burden, m.

D = Diámetro del taladro, mm.

P_2 = Presión de detonación de la mezcla explosiva, MPa.

S_{td} = Resistencia a la tracción dinámica de la roca, MPa.

K = Factor de volabilidad de la roca. Se estima un valor de 0.7 a 1.0. En forma práctica se considera para RQD = 20 - 40, $K = 0.95$ (dato de campo). Para estimar mediante el uso de una ecuación se tiene:

$$K = 1.96 - 0.27 \ln (ERQD) \quad (5.32)$$

Donde:

ERQD = Índice de calidad de la roca equivalente (Equivalent Rock Quality Design), %.

$$ERQD = RQD \times JSF \quad (5.33)$$

RQD = Índice de calidad de la roca (Rock Quality Design).

JSF = Joint Strength Factor.

Estos parámetros definidos anteriormente están sujetos a definiciones empíricas y muy generales, en esta sección pretendemos mostrar estos mismos conceptos con nuevas definiciones de tal forma que los parámetros determinados sean más precisos.

Tabla 5.7. Factores de corrección para estimar jsf

Calidad de roca	JSF
Fuerte	1,0
Media	0,9
Débil	0,8
Muy débil	0,7

Fuente: MANUAL KONYA – Calvin J. Konya; Enrique Albarran.

5.5.2. APLICACIÓN DE LA TÉCNICA EN LA CONSTRUCCIÓN DE CHIMENEAS

Además de las excavaciones subterráneas para la explotación de yacimientos o para la apertura de cámaras de grandes dimensiones, en cualquier proyecto existen labores como son las chimeneas verticales o inclinadas que se caracterizan por el trazado lineal de las mismas y las dificultades de perforación.

En las últimas décadas, se han desarrollado numerosos métodos que tienden a la mecanización de los trabajos, mediante la aplicación de técnicas y equipos de perforación especiales, y al aumento de los avances y rendimientos, conjuntamente con las condiciones de seguridad.

5.5.2.1. TÉCNICAS DE VOLADURAS EN CHIMENEAS

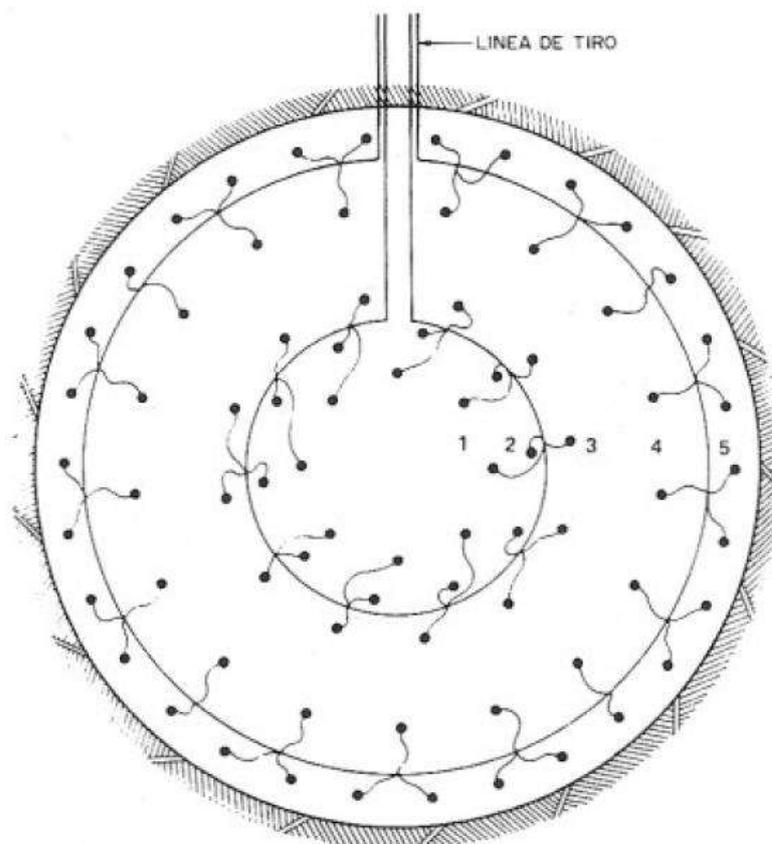
Se denominan chimeneas a aquellas excavaciones con dimensiones reducidas y una inclinación superior a 45°. Las longitudes de estas labores, que son típicas en minería, son variables y pueden llegar a superar los 100 m. Sirven para unir galerías a distinto nivel cerrando los circuitos de ventilación, para el paso del mineral y estériles, para las aperturas iniciales en las explotaciones por subniveles, etc. En obras civiles también son trabajos que se realizan con frecuencia, sobre todo en las centrales hidráulicas y depósitos de almacenamiento subterráneos.

La excavación de chimeneas ha constituido hasta épocas recientes una de las labores que presentaban mayores dificultades en el arranque con perforación y voladura, hasta la aplicación de los sistemas mecanizados de excavación.

Para la aplicación de las técnicas de voladura planteadas en esta tesis a la construcción de chimeneas es muy necesario realizar los mismos análisis planteados en la construcción de rampas, cruceros, galerías detalladas ya que el principal objetivo al aplicar técnicas de voladura es garantizar la estabilidad.



Figura 5.15. Esquema de distribución de un frente en chimeneas.



Fuente: Manual de Perforación y Voladura de Rocas – López Jimeno

Dado que el ámbito de estudio de esta tesis, se limita a la aplicación en la construcción de frentes de avances y explotación en tajos, se aclara que es posible la aplicación de estas técnicas en chimeneas pero requiere de un tratamiento más personalizado, además de que al ser adaptado a las técnicas de voladura propuestas las técnicas de construcción de chimeneas con perforación y voladura deberán de seguir sus propios fundamentos y metodologías de trabajo, además de que es más favorable la construcción de una chimenea con procesos mecánicos como rase boring.

5.5.2.2. TÉCNICAS DE VOLADURAS EN TAJEOS

5.5.2.2.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN MINERÍA

La explotación de mineral en una mina se realiza por diferentes técnicas o la combinación de estas para arrancar el mineral con eficiencia, para ello detallamos los principales métodos de explotación de mineral.

Los principales métodos de explotación empleados en minería superficial y subterránea son los siguientes:

1. Open Pit (Pits) – Tajos y Canteras por bancos a cielo abierto.

2. Block Caving (BCV) – Hundimiento masivo por bloques.
3. Sub Level Stoping (SST – SLS) – Tajeos por subniveles.
4. Sub Level Caving (SCV – SLC) – Hundimiento por subniveles.
5. Long Wall Stoping (NLG – LWS) – Cortes mecanizados por fases a lo largo de la cara de mantos.
6. Room and Pillar (R&P) – Cámara y pilares de sostenimiento.
7. Shrinkage Stoping (SS) – Tajeos con almacenamiento provisional, dinámico o estático.
8. Cut and Fill (C&F) – Corte y relleno; ascendente o descendente.
9. Top Slicing (TOP) – Corte por rebanadas, con hundimiento.
10. Square Set (SQS) – Tajeo con sostenimiento por cuadros de madera.

También mencionamos:

- Realce por chimeneas con taladros largos horizontales, breasting.
- Realce por taladros largos verticales – VCR.
- Hundimiento por subniveles con relleno posterior.

Los aspectos más importantes para determinar su aplicación son:

- La forma y volumen del yacimiento, que comprende a la potencia y buzamiento de vetas y cuerpos mineralizados.
- La estabilidad del terreno, pues en algunos casos se requerirá de medios de sostenimiento para mantener abiertas las excavaciones.
- Los medios a emplear para la voladura, extracción y acarreo del material volado.

En su preparación y luego en su operación se aplican diversos trazos de voladura: túneles, chimeneas, rampas, bancos, cortes con taladros largos en abanico y en paralelo. Breasting y otros más específicos, como los de voladura controlada.

Como resultado varios de ellos dejan abiertas grandes excavaciones o cavernas que deben ser estabilizadas con sostenimiento mecánico, relleno con detritos de roca o relaves.

Para el control de daños factibles de ocurrir durante la voladura se requiere de medios de apoyo, como estudios de mecánica de rocas, control de vibraciones y otros.

Para el desarrollo de esta tesis nos enfocaremos en el método de explotación corte y relleno ascendente, detallando y analizando todo el proceso de voladura en tajeos de este método.

5.5.2.2. PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN UN TAJO EN EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

A continuación se describe la secuencia de minado en el ciclo de trabajo en un tajo en el método de explotación corte y relleno ascendente.

1. La perforación y voladura será en avanzada y en breasting.



2. El ancho de la labor será controlado por la potencia de la veta y la altura máxima de la labor será en función a las dimensiones establecidas por el área de planeamiento.
3. El área de Topografía hará un control de la horizontalidad del tajo para evitar desniveles.
4. La limpieza de mineral se realizará con scoop.
5. El sostenimiento se realizara conforme a la evaluación geomecánica y en función a los estándares establecidos. Se podrá reforzar o reemplazar el tipo de sostenimiento previa evaluación geomecánica de acuerdo a sus controles diarios.
6. Terminado la explotación del corte se procederá a rellenar, para luego realizar el Rebatido.
7. El área de Geología marcará la veta en el frente a diario con la finalidad de hacer una buena voladura y así evitar la dilución.
8. Se recomienda realizar el PRC, cada vez que cambie las condiciones del área de trabajo.

5.5.2.2.3. PARÁMETROS DE DISEÑO

Para esta sección procederemos a realizar cálculos para un frente de 3.5 * 3.5 metros de sección (ver la figura 5.15), según las características de la litología presente, los valores determinados son ajustados o modificados.

- **Cálculo de número de taladros**

Determinamos utilizando las ecuaciones 5.2

$$N^{\circ}\text{Tal} = 40.78 \approx 41 \text{ taladros}$$

Para determinar la cantidad de taladros de pre corte en tajo se emplea la siguiente relación matemática propuesta por el departamento de perforación y voladura CMH.

$$N^{\circ} \text{ Tal de pre corte} = 0.6 * ((H+A-2)/S) \quad (5.34)$$

Donde:

H = altura de la sección.

A = ancho de la sección.

S = espaciamiento de taladros de pre corte.

Para determinar el espaciamiento entre taladros de pre corte se utiliza la Ecuación 5.13

$$N^{\circ} \text{ tal de pre corte} = 18.75 \approx 19 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ} \text{ total de taladros en el frente de } 3.5*3.5 \text{ metros} = 60 \text{ taladros}$$

- **Calculando Burden**

Para determinar el burden para tajos se hará uso de la teoría planteada por G. E. Pearse, propuesta en la ecuación 5.30.

$$B = 0.61 \text{ metros.}$$



- **Calculando espaciamento**

Para determinar el espaciamento emplearemos la relación matemática propuesta por C.J. Konya quien analizó y modificó la fórmula de R. L. Ash expresando una nueva expresión matemática de la manera siguiente:

Para taladros de salida instantánea por fila:

$$S = (H+2B)/3; H \leq 4B \quad (5.35)$$

$$S = 2B; H > 4B \quad (5.36)$$

Para taladros de salida secuencial por fila:

$$S = (H+7B)/8; H < 4B \quad (5.37)$$

$$S = 1,4B; H > 4B \quad (5.38)$$

Donde:

B = burden

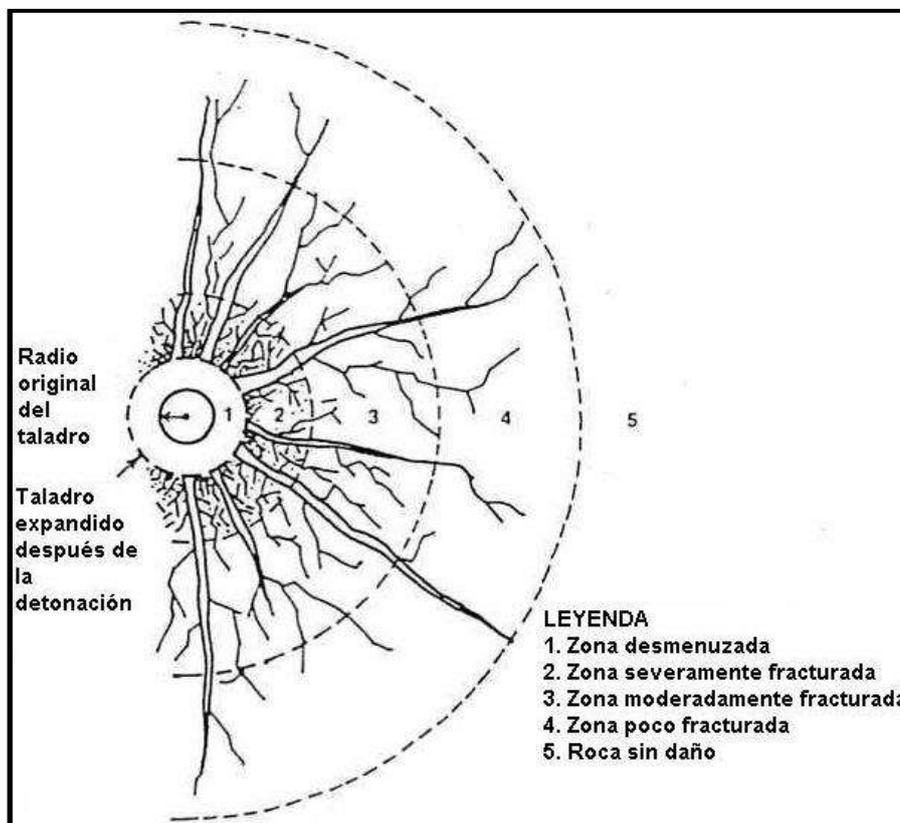
H = longitud de perforación

Hallamos el espaciamento utilizando la expresión de la ecuación 5.38.

$S = 0.60$ metros

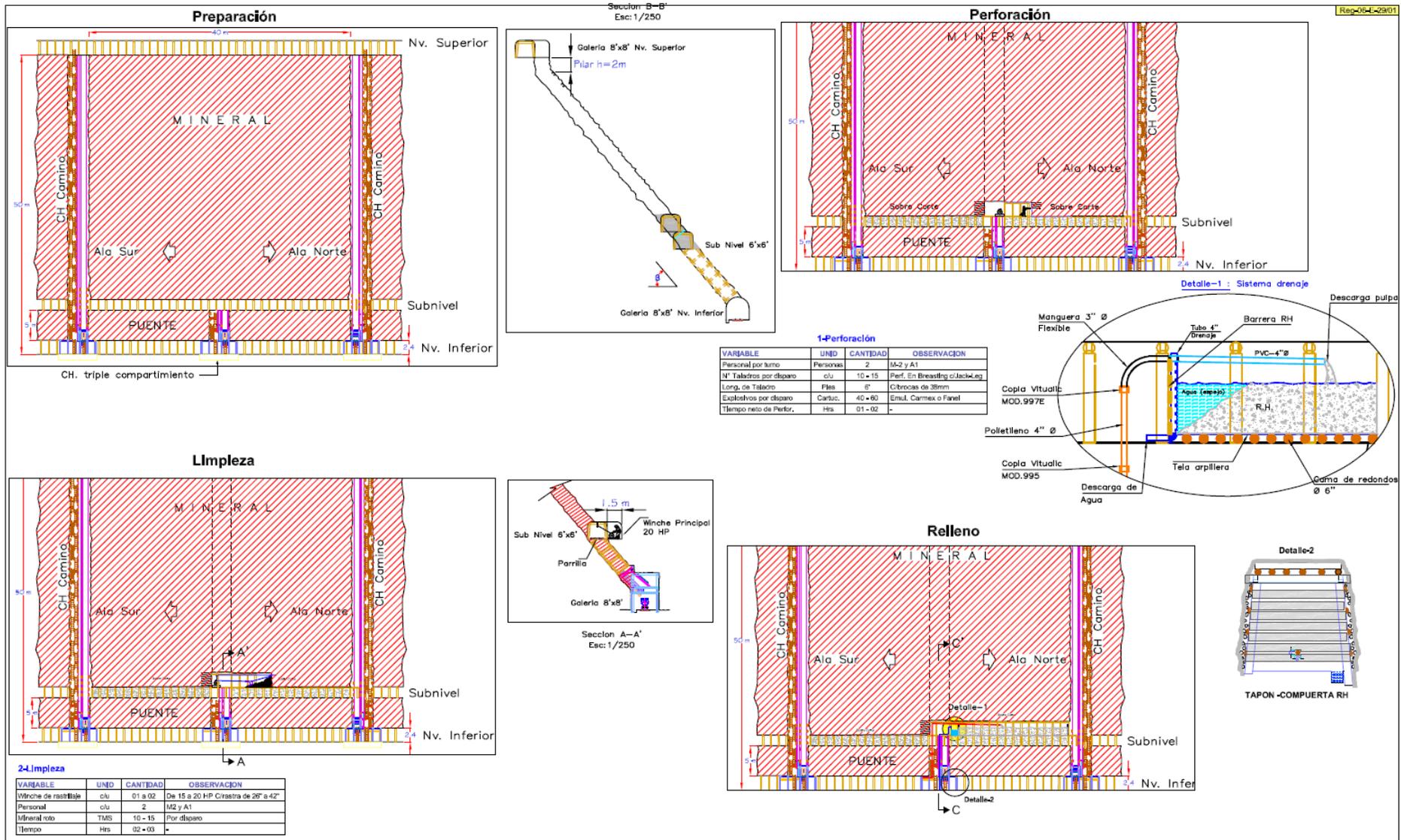
Para verificar este análisis ver el diseño de la figura 5.16. Además al hallar el burden estamos determinando el radio de influencia que tendrá el explosivo en el taladro al detonar.

Figura 5.16. Zonas de radio de rotura.



Fuente: Voladura de Rocas – Víctor Ames Lara.

Figura 5.17. Estándar de perforación y voladura.



Fuente: Planeamiento e ingeniería C.M.H.

5.5.2. CARACTERÍSTICAS A TENER EN CUENTA PARA EL USO DE ESTE MÉTODO

5.5.2.1. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO DEL ROCOSO

A partir de la clasificación mostrada en la tabla 5.4 se propone establecer la siguiente clasificación en función de las características geomecánica del macizo rocoso.

Tabla 5.8. Clasificación geomecánica y patrón de sostenimiento.

Codigo de Colores (Cartilla GSI)	Tipo de Roca (Q)	Descripción	Valuación Índice Q		Tipo de roca RMR	Valor RMR	SOSTENIMIENTO
			De	A			
Blanco	I - III	Excep.-Muy Buena	40	1000	I MUY BUENA	81-100	Sin Sostenimiento
Amarillo (A)	IV	Buena	10	40	II BUENA	61-80	Generalmente no requiere soporte
Verde (B)	V	Regular	4	10	III REG. A	51-60	Soporte ligero según sección
Violeta (C)	VI	Mala	1	4	III REG. B	41-50	Soporte intermedio según sección
Beige (D)	VII	Muy Mala	0,1	1	IV Mala A	31-40	Soporte denso según sección
Marron (E)	VIII	Extremad. Mala	0.1	0,01	IV Mala B	21-30	Soporte muy denso según sección
Celeste (F)	IX	Excepcional. Mala	0.01	0,001	V Muy Mala	0-20	Soporte muy denso según sección

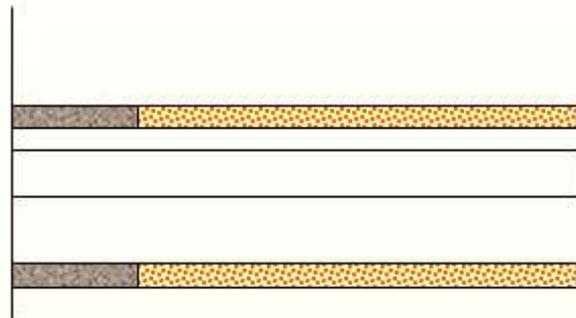
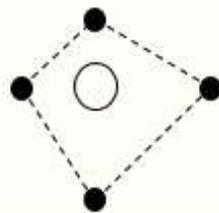
Fuente: Manual de Zonificación Geomecánica.

5.5.3. ERRORES COMUNES EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA

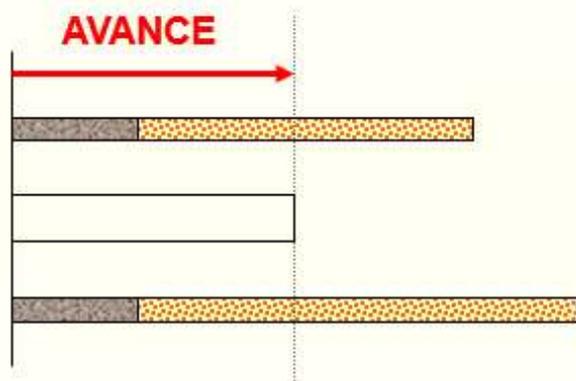
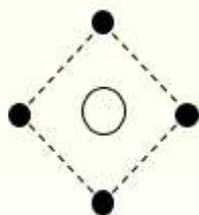
5.5.3.1. Taladros de arranque.- taladros de igual longitud o longitud menor a los taladros de avance, el objetivo de realizar los taladros de arranque de mayor longitud es asegurar el avance propuesto.

Figura 5.18. Longitud irregular en los taladros de alivio.

- ESPACIAMIENTOS IRREGULARES ENTRE TALADROS**



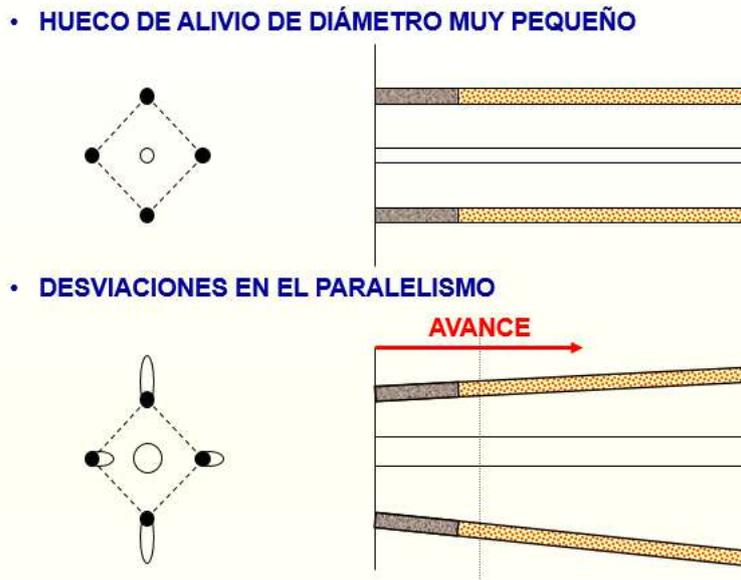
- IRREGULAR LONGITUD DE LOS TALADROS**



Fuente: manual práctico de voladura EXSA.

5.5.3.2. Diámetro de los taladros de alivio.- realizar taladros de alivio con diámetro menor a los taladros de avance, el objetivo es asegurar el disparo y evitar que este sople o se corte.

Figura 5.19. Desviación e irregularidad en el diámetro del taladro.



Fuente: manual práctico de voladura EXSA.

5.5.3.3. Paralelismo en los taladros de arranque y avance.- taladros cruzados y/o mal orientados, el objetivo de mantener el paralelismo es de garantizar la rotura solo de la sección deseada y evitar la sobre rotura y el taqueo.

Figura 5.20. Desviación en el paralelismo de los taladros.



Fuente: manual práctico de voladura EXSA.

5.5.3.4. Distribución simétrica de los taladros.- espaciamiento irregular en la distribución de taladros, el objetivo es asegurar la máxima eficiencia del disparo.

Figura 5.21. Distribución irregular de los taladros en el arranque.

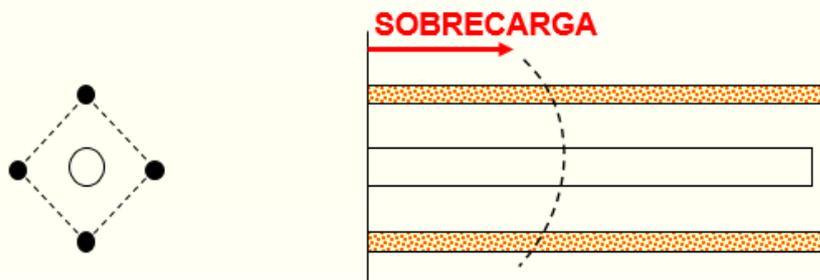


Fuente: manual práctico de voladura EXSA.

5.5.3.5. Sobre carga de taladros.- excesiva carga de explosivos en los taladros, el objetivo es emplear solo la energía necesaria para romper la roca y minimizar los costos de voladura.

Figura 5.22. Sobre carga de taladros.

• **SOBRECARGA (EXCESIVA DENSIDAD DE CARGA)**



Fuente: manual práctico de voladura EXSA.

5.5.3.6. Cebado inapropiado del explosivo.- realizar el cebado de forma incorrecta o no seleccionar adecuadamente los explosivos.

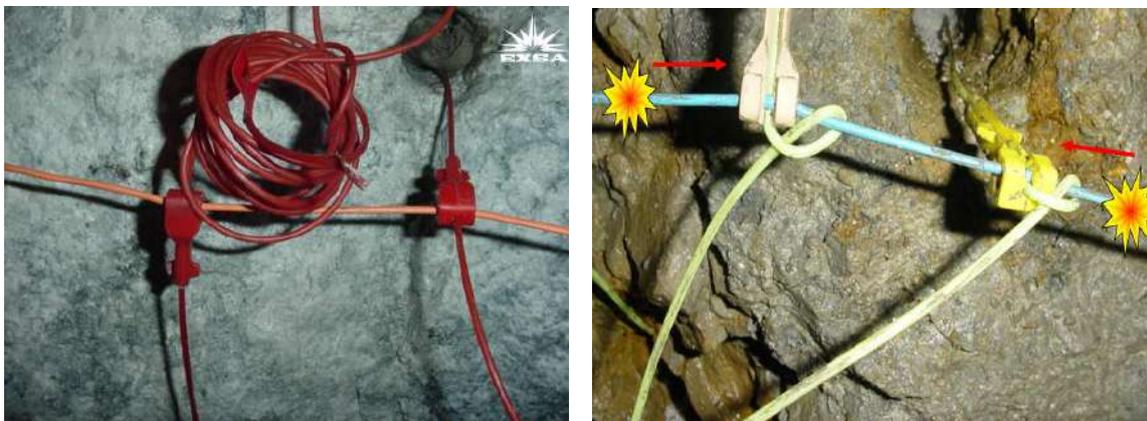
Figura 5.23. Cebado inapropiado.



Fuente: manual práctico de voladura EXSA.

5.5.3.7. Errores en el amarre.- utilizar demasiada cantidad de accesorios de voladura y amarrar de forma inadecuada, el objetivo es asegurar el disparo y evitar que el disparo sople o se corte.

Figura 5.24. Amarre inadecuado.



Fuente: manual práctico de voladura EXSA.

5.5.4. EN QUE CONSISTE EL MÉTODO

El principio del método es optimizar los procesos del ciclo de minado, los cuales involucran limpieza, sostenimiento, perforación del frente y asegurar la producción de mineral y el avance.

Para esto se emplea los fundamentos de la voladura en pre corte y voladura en función de la carga operante.

Para garantizar estos procesos al hacer uso de esta técnica se debe considerar los argumentos mencionados sobre los errores comunes en la perforación y voladura.

Además de ello se plantea una nueva forma de iniciación al momento del carguío de taladros.

5.5.4.1. LOS PASOS SECUENCIALES SE DESCRIBEN A CONTINUACIÓN

a. Evaluación geomecánica.- contempla todas las teorías descritas en la sección anterior de tal forma que se asegure tener las características más precisas del macizo rocoso, para ello se hará uso del anexo N4.1 y 4.2.

b. Calculo de la velocidad crítica de la roca.- una vez hallado los factores geomecánica se prosiguen a realizar los cálculos de la velocidad pico de partícula haciendo uso de la teoría desarrollada en el método de voladura tres.

c. Cálculo de la carga operante.- se calculara también la carga operante necesaria para romper la roca.

d. Estimación del número de taladros a realizar.- en base a la sección de la labor se procederá a realizar la estimación del número de taladros donde se incluirá también los taladros del pre corte, para ello se empleara toda la teoría descrita en la sección uno y dos de los métodos de perforación y voladura.

Proyección del total de carga a utilizar para la voladura.- en función a la carga operante se proyectara la cantidad de carga a utilizar para la voladura.

e. Estimación del daño ocasionado al macizo rocoso.- con la cantidad total de explosivo estimado se calculara la energía total liberada por la voladura y se estimara el daño producido al macizo rocoso, para esto se empleara la teoría de vibraciones y ondas sísmicas.

f. Estimación del material a evacuar o limpiar.- se proyectara la cantidad de material a limpiarse luego de la voladura, y se estimara también el tiempo en limpiar la carga y los equipos necesarios para la tarea.

g. Estimación del sostenimiento.- en función a las características del macizo rocoso y la sección a excavar, se estimara el tipo de sostenimiento a utilizarse para ello se emplearan los siguientes cuadros.

Tabla 5.9. Tipos de sostenimiento en función a la clasificación del macizo rocoso.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 1.5 A 3.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
A	Generalmente sin soporte ó Pernos de Fricción 5' instalados ocasionalmente; ó Puntales localizados
B	Pernos de Fricción 5' sistematicos a 1.5x1.5m ó Puntales localizados
C	Pernos de Compresión 5' sistematicos a 1.5x1.5m. ó Malla + Pernos de Fricción 5'; ó Malla + con puntales.
D	Malla + Pernos de Compresión 5' sistematicos a 1.5x1.5m ó Puntales con Jack Pot a 1.5m.
E	Sh estructural 2" + Pernos de Compresión 5' sistematicos a 1.2x1.2m ó Puntales con Jack Pot a 1.2m. + Malla.
F	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 5' Sistematicos a 1.0x1.0m ó Cuadros Metálicos 4"x4"x13.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 4.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
A	Generalmente sin soporte ó Pernos de Fricción 7' instalados ocasionalmente
B	Pernos de Fricción 7' Sistematicos a 1.5x1.5m ó Shotcrete Estructural de a 1.5" espesor.
C	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.5x1.5m.
D	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.5x1.5m ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.2x1.2m.
E	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.2x1.2m ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.0x1.0m.
F	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.0x1.0m + Sh 1" ó Sh Estructural 2" + Cuadros metálicos 4"x4"x13.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 4.0 A 10.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
A	Shotcrete Estructural 1.5" + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.8x1.8m en bóveda ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.5x1.5m.
B	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistematicos 1.5x1.5m ó Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.2x1.2m.
C	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistematicos a 1.2x1.2m.
D	Shotcrete Estructural 2" + Pernos de Compresión 7' sistematicos 1.0x1.0m, de requerir instalar drenes con Pernos de Fricción.
E	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos 1.2x1.2m + capa de Shotcrete Estructural 1".
F	Shotcrete Estructural 2" + Malla + Pernos de Compresión 7' sistematicos 1.0x1.0m + capa de Shotcrete Estructural 2"; de requerir se instalará Spilig B.

Fuente: Manual de Zonificación Geomecánica.

h. Evaluación del sistema de seguridad y salud ocupacional en el trabajo.- este último proceso es con fines de garantizar la producción y también la seguridad de todos los colaboradores para ello se hará uso del análisis de riesgos descritos en el capítulo VI.



Este método se empleara para rocas regular a muy mala en todas sus clasificaciones, sin embargo el éxito de su aplicación dependerá exclusivamente del análisis in situ que se realice y en su totalidad por la eficiencia de todos sus procesos.

Por otro lado el método desarrollado es de uso recomendable en tajeos, donde el mineral es más abrasivo y con mayor dureza y las cajas muy alteradas por lo que requieren un mayor control en voladura.

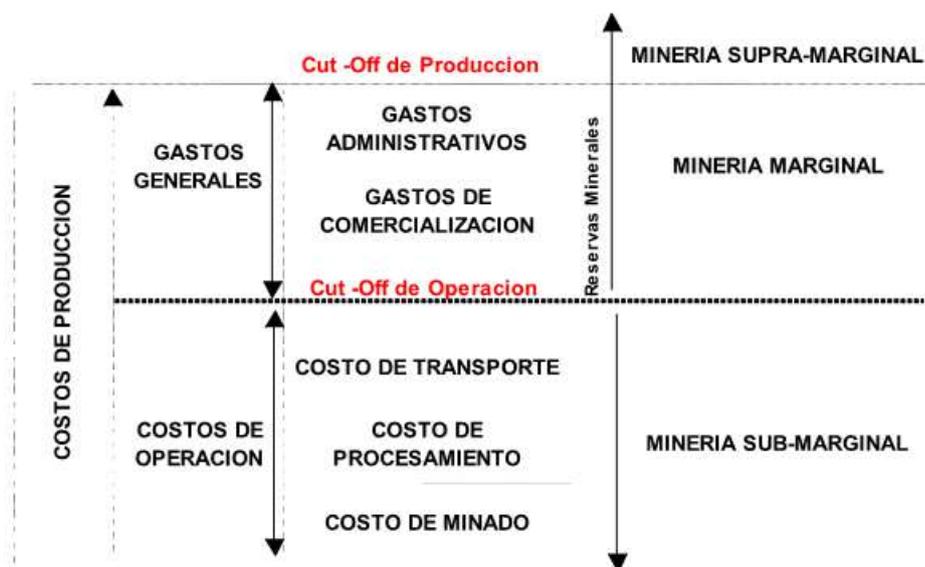
CAPÍTULO VI

COSTOS DE OPERACIONES

6.1. ESTUDIO DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN

El objetivo de toda empresa minera es alcanzar las metas del Planeamiento Corporativo. Deben lograr que sus operaciones cumplan los objetivos técnicos, económicos, ambientales, sociales de seguridad, y legales. La interrelación de costos de operación y costos de producción con la clasificación de reservas minerales se presentan en el siguiente esquema.

Figura 6.1. Flujo de los costos de producción.



Fuente. Revista III convención de Amasuc- costos de producción en minería

LEY DE CORTE CUT OFF

Valor de los metales contenidos en una tonelada de mineral que cubre exactamente los costos incurridos desde su extracción hasta su colocación en el mercado, tomando en cuenta las recuperaciones durante su tratamiento. Concepto equivalente a “valor mínimo explotable”, expresado en \$/ton.

Ley mínima, de metal en una tonelada de material que cumple la condición anterior. Concepto equivalente a “ley cut – off”, “ley de corte”, “ley mínima explotable”, expresada en onz–metal / tonelada o % en peso-metal / tonelada. Dado que este valor determina el nivel de reservas minables dentro de un yacimiento y el nivel tecnológico de las operaciones, resulta importante revisar las variables que lo determinan:

$$VME = f \{ \text{costos} / \text{método minado} / \text{recuperaciones metalúrgicas} / \text{cotización de metales} \}$$

Las primeras variables son endógenas a la empresa y eventualmente controlables; la última es exógena a ella, por lo tanto está fuera de control.

Fórmulas de cálculo.

Cut – off: es la suma de los costos incurridos en la producción de cierto tonelaje de mineral hasta su concentración en la unidad de producción. La fórmula vigente en uso por Contabilidad Metalúrgica:

$$VME = M + (K1 + K2 + K3) \text{ Deducciones fijas.} \quad (6.1)$$

donde:

VME : Valor mínimo explotable, cut-off, en \$ / ton.

M : costo total de extracción minera, variable dependiente del método de minado, en \$ / ton.

K1 : Costo total de concentración, en \$ / ton.

K2 : Provisión anula por indemnización, en \$ / ton.

K3 : Gastos fijos de administración.

Valorización de minerales.

Como el cut-off está ligado a la cotización del metal fino, veremos la fórmula de valorización:

(valor de mineral) = (ensayos de metal x recuperación combinada x precio neto) – (costos de transporte y fundición)

donde:

Recuperación combinada: de mineral a metal fino, considera la recuperación resultante del tratamiento de concentración, fundición y refinación; está conformada por una deducción fija y por un porcentaje para reflejar mayores recuperaciones para contenidos metálicos más altos; para éste fin generalmente se usan las del año anterior.

Costos de transporte: según el destino de los concentrados, estos son distribuidos a los minerales producidos mediante el radio de concentración. Son costos variables.

Costos de fundición: los costos totales de fundición son distribuidos a los minerales producidos.

Precio neto.

Se calcula de acuerdo a la siguiente fórmula:

(Precio neto de venta) = (precio promedio FOB Callao) – (comisión MPC + gastos de embarque + costos de refinación)

$$P.N.V. = P.P \text{ FOB} - (C.MPC + GE + CR) \quad (6.2)$$

donde:

PNV : Precio neto de venta.

CR : Costo de refinación, implica solo costo directo y es aplicado a metal fino.

PPFOB: Precio promedio FOB, de las cotizaciones en el mercado internacional de metales.

GE : Gastos de embarque, incluye los fletes.

PCCM : Comisión MPC, incluye los gastos de comercialización.

6.2. PRECIO UNITARIO (PU).

Es el valor unitario de venta del producto. El precio de venta y los costos variables unitarios permanecen sin variación durante el período de estudio.

Toda actividad de operación en mina comienza partiendo de este concepto, es importante conocer los detalles de los precios unitarios para saber si se está ganando o perdiendo en la ejecución de labores de avance y producción en la empresa.

6.3. LISTADO DE LOS PRECIOS UNITARIOS DE OPERACIONES REDUCIDOS A ABRIL 2014

6.3.1. PRECIOS UNITARIOS EN EL TRASPORTE

TRANSPORTE			
COD	DESCRIPCION	UND	COSTO TOTAL ABRIL 2014 (US\$/UM)
07144	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA LT-02(5.5 Tons)	U.S.\$/TON	0,99
07134	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA A BATERIA LM 15(5.5 Tons)	U.S.\$/TON	1,62
07135	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA A BATERIA LM 15(5.5 Tons)	U.S.\$/TON	1,62
07126	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA A BATERIA LM 10(3.5 Tons)	U.S.\$/TON	1,45
07127	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA A BATERIA LM 10(3.5 Tons)	U.S.\$/TON	1,45
07132	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA A BATERIA LM 11(5.5 Tons)	U.S.\$/TON	1,07
07133	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA A BATERIA LM 11(5.5 Tons)	U.S.\$/TON	1,07
07145	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA LT-01 TROLLEY (5.5 Tons)	U.S.\$/TON	0,99
07136	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA LT-05 TROLLEY (10 Tons)	U.S.\$/TON	0,90
07137	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA LT-05 TROLLEY (10 Tons)	U.S.\$/TON	0,90
07138	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA LT-09 TROLLEY (10 Tons)	U.S.\$/TON	0,67
07139	TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA LT-09 TROLLEY (10 Tons)	U.S.\$/TON	0,67

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC

6.3.1.1 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 07134

El cálculo para el transporte con locomotora a batería 5.5 tons de detalla en el siguiente gráfico.

Donde se toma en cuenta primero lo que es mano de obra, implementos de seguridad, cantidad de carros mineros, cantidad de equipos locomotoras, y los gastos indirectos.

- para los demás ítem se hace el cálculo de la misma forma.

TRANSPORTE CON LOCOMOTORA A BATERIA 5.5 Tons							
O7134		CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.					
TRANSPORTE EXTRACCION CON LOCOMOTORA A BATERIA LM 15(5.5 Tons)				Producción	Tons/Mes	5.350,00	Tons
No CARROS MINEROS	Cant	8,00		Días Mes	30,00	Turnos	2,00
ITEM	DESCRIPCION	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	MES U.S.\$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/UNID
1.-	MANO DE OBRA						
	Maestro Locomotorista	Tareas	1,00	38,92	\$/Mes	2.335,48	
	Ayudante Locomotorista	Tareas	1,00	36,14	\$/Mes	2.168,66	
						4.504,13	0,84
2.-	IMPLEMENTOS						
	Implementos Seguridad	Tareas	2,00	2,03		243,41	
						243,41	0,045
3.-	CARROS MINEROS GRAMBY						
	Carros Mineros Gramby 80 CFM	Cant	8,000	91,20	\$/Mes	729,60	
						729,60	0,14
4.-	EQUIPOS						
	Locomotora LM-15	Cant	1,00	2.200,00	\$/Mes	2.200,00	
						2.200,00	0,41
							1,43
5.-	GASTOS INDIRECTOS						
	Contingencia	3%			\$		0,04
	Gastos Generales	0%			\$		0,00
	Utilidad	10%			\$		0,14
	TOTAL COSTO METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/TON)						1,62

6.3.2. PRECIOS UNITARIOS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA

ROTURA			
COD	DESCRIPCION	UND	COSTO TOTAL ABRIL 2014 (US\$/UM)
06521	EXPLOTACION DE ROTURA EN TAJEOS CON 1 WINCHE	U.S.\$/TMS	13,26
06522	EXPLOT. TAJEOS VETAS ANGOSTAS < 1.20 MTS CON 1 WINCHE ALTA DIFICULTAS	U.S.\$/TMS	15,51
06524	EXPLOTACION DE TAJEOS RECUPERACION PILARES CON 1 WINCHE	U.S.\$/TMS	14,79
06526	EXPLOTACION TAJEOS CIRCADO 1 WINCHE	U.S.\$/TMS	19,21
06516	EXPLOTACION DE TAJEOS CORTE Y RELLENO EN BREASTING	U.S.\$/TMS	12,70
08146	ACARREO CON WINCHE	U.S.\$/TMS	2,36
06527	EXPLOTACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VENTA 3.5MX4.5M (SIN EQUIPOS)	U.S.\$/TMS	6,25
06528	EXPLOTACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VENTA 3.5MX4.5M (CON EQUIPOS)	U.S.\$/TMS	12,05
06529	EXPLOTACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VENTA 6MX4.5M (SIN EQUIPOS)	U.S.\$/TMS	5,24
06530	EXPLOTACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VENTA 6MX4.5M (CON EQUIPOS)	U.S.\$/TMS	10,26
06531	EXPLOTACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VENTA 9MX4.5M (SIN EQUIPOS)	U.S.\$/TMS	4,06
06532	EXPLOTACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VENTA 9MX4.5M (CON EQUIPOS)	U.S.\$/TMS	8,39
06533	TAJEOS SEMI MECANIZADO VETA ANGOSTA 2.4MX2.2M 1 SCOOPTRAM	U.S.\$/TMS	13,73

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC



6.3.2.1 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 06516

PRECIOS UNITARIOS ROTURA - MECANIZADO CON 1 SCOOPTRAM							
06516							
	EXPLOTACION DE TAJEOS CORTE Y RELLENO EN BREASTING			N° Taladros:	15		Unid
	LIMPIEZA CON SCOOP DE 2.20 Yds3			N° Tal.carg.:	15		Unid
	Acarreo de mineral a la Tolva(Chute)			ROTURA MINE	27,00		TMS/DISPARO
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/UNID
1.-	MANO DE OBRA						
	Maestro Perforista	1,00	Tareas	1,00	38,92	\$/Tarea	1,44
	Ayudante Perforista	1,00	Tareas	1,00	36,14	\$/Tarea	1,34
	Operador Scoop	0,50	Tareas	1,00	49,00	\$/Tarea	0,91
							3,69
2.-	IMPLEMENTOS						
	Implementos personal operativo normal		Tareas	2,00	2,03		4,06
	Implementos Operador Scoop		Tareas	0,50	3,93		1,96
							6,02
							0,22
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
	Barra cónica 6'		PP	75,000	101,82	1.820,00	4,20
	Broca de 40 mm		Pza	75,000	25,85	350,00	5,54
	Aceite de Perforación		Gln	0,250	8,80	\$/uni	2,20
	Petroleo D2		Gln/Hr	3,990	4,46	\$/uni	17,80
	Herramientas		Global			\$/gdia	1,69
							31,42
							1,16
4.-	EXPLOSIVOS						
	EXADIT 45% 7/8" X 7" (328)		uni	75,00	0,220	\$/uni	16,50
	GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (30		Pza	2,00	0,960	\$/pie	1,92
	EXSANEL 3 m		Pza	15,00	1,150	\$/pie	17,25
	IGNICION RAPIDA		mts	0,10	1,470	\$/m	0,15
	CORDON DETONANTE 5P		mts	10,00	0,300	\$/m	3,00
							38,82
							1,44
5.-	EQUIPOS						
	Scooptram 2.20 Yds3		h-m	1,33	55,00	\$/hr	73,15
	Perforadora manual		pp	75,00	0,10	\$/pp	7,50
	Mangueras 1"		mts	30,00	3,55	\$/mt	0,71
	Mangueras 1/2"		mts	30,00	1,76	\$/mt	0,35
							81,71
							3,03
6.-	RRHH						
	Relleno Hidráulico		TMS	1		\$/Tons	1,70
							1,70
							11,24
6.-	GASTOS INDIRECTOS						
	Imprevistos		3%			\$	0,34
	Gastos Generales		0%			\$	0,00
	Utilidad		10%			\$	1,12
TOTAL COSTO ROTURA EN DOLARES (US\$/TM)							12,70



6.3.3. PRECIOS UNITARIOS EN LOS AVANCES DE LAS LABORES

AVANCES			
COD	DESCRIPCION	UND	COSTO TOTAL ABRIL 2014 (US\$/UM)
03265	RAMPA 4.5M X 4.2 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	548,62
02411	CRUCERO 4.5M X 4.2 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	538,36
03270	RAMPA 4.5M X 4.2 M con Jack Leg-Scoop de 2.0 Yd3. Acarreo hasta 150 mts.	U.S.\$/MTS	490,85
03298	RAMPA 4.0M X 3.5 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	490,62
03300	PRECORTE RP/XC 4.0M X 3.5 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	501,78
03254	RAMPA 3.5M X 3.5 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	436,30
03255	RAMPA 3.0 M X 3.0 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	366,75
03247	RAMPA 3.0 X 3.0 mts. Jack Leg - Scoop de 2.2 Yd3. Acarreo hasta 150 mts.	U.S.\$/MTS	358,80
03248	RAMPA 2.4 X 2.4 mts. Jack Leg - Scoop de 2.2 Yd3 acarreo hasta 150 mts	U.S.\$/MTS	311,79
03249	RAMPA 2.7 X 2.7 mts. Jack Leg - Scoop de 2.2 Yd3 Acarreo hasta 150 mts	U.S.\$/MTS	335,06
03252	RAMPA 3.5 X 3.5 mts. Jack Leg - Scoop de 2.2 Yd3 Acarreo hasta 150 mts.	U.S.\$/MTS	378,34
03258	PRECORTE RAMPA 3.0 x 3.0 mts con Jack Leg-Scoop de 2.0 Yd3. Acarreo hasta 150 mt	U.S.\$/MTS	381,23
02389	CRUCERO 3.5 X 3.5 mts. Jack Leg - Scoop de 2.2 Yd3 Acarreo hasta 150 mts. Roca D	U.S.\$/MTS	420,18
02388	CRUCERO 3.00 X 3.00 MTs. Jack Leg-Scoop de 2.2 Yd3. Acarreo hasta 150 mts. Roca D	U.S.\$/MTS	382,20
03287	PRECORTE - RAMPA 4.5M X 4.2 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	577,23
03288	RAMPA 4.5M X 4.2 M CON JUMBO - ALTA DIFICULTAD	U.S.\$/MTS	583,33
02413	PRECORTE CRUCERO 4.5M X 4.2 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	557,09
03289	PRECORTE RAMPA 3.5M X 3.5 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	451,78
02414	PRECORTE GAL/CRUCERO 3.5M X 3.5 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	449,98
02415	CRUCERO 3.5M X 3.5 M CON JUMBO ALTA DIFICULTAD	U.S.\$/MTS	457,24
02364	CRUCERO 3.5M X 3.5 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	434,50
02384	CRUCERO 3.5 X 3.5 mts. Jack Leg - Scoop de 2.2 Yd3 Acarreo hasta 150 mts.	U.S.\$/MTS	370,26
02363	GAL/CRUCERO 3.0 M X 3.0 M CON JUMBO	U.S.\$/MTS	354,40
02355	CRUCERO 3.00 X 3.00 MTs. Jack Leg-Scoop de 2.2 Yd3. Acarreo hasta 150 mts.	U.S.\$/MTS	338,85
02385	PRECORTE CRUCERO 3.0 X 3.0 mts. Jack Leg-Scoop de 2.0 Yd3. Acarreo hasta 150 mts	U.S.\$/MTS	345,08
02350	CRUCERO 2.40 X 2.40 MTs. Jack Leg-Scoop de 2.2 Yd3. Acarreo hasta 150 mts.	U.S.\$/MTS	314,20
02354	CRUCERO 2.70 X 2.70 MTs. Jack Leg-Scoop de 2.2 Yds3 Acarreo hasta 150 mts	U.S.\$/MTS	331,46
02351	CRUCERO 2.40 X 2.40 MTS, EXPLORACION CON PALA NEUMÁTICA	U.S.\$/MTS	229,24
01327	GALERIA DE 2.4 X 2.4 CON PALA NEUMÁTICA	U.S.\$/MTS	235,31
02369	REFUGIO 2.00 X 2.00 MTs. Jack Leg-Scoop de 2.2 Yd3. Acarreo hasta 150 mts.	U.S.\$/MTS	255,97
04248	CH. 3.20 x 1.50 Mts.Limpieza Sin Scoop directo a la Tolva, hasta 30 mts altura	U.S.\$/MTS	412,99
04246	CH. 2.40 x 1.20 Mts.Limpieza Sin Scooptram directo a la Tolva hasta 30 mts altura	U.S.\$/MTS	179,84
04247	CH. 1.50 x 1.50 Mts. Limpieza sin Scoop, defrente a Chute	U.S.\$/MTS	156,72
05509	SUB NIVEL 4' x 6' CON WINCHE Y LIMPIEZA SCOOP	U.S.\$/MTS	216,32
05511	SUB NIVEL 4' x 6' CON WINCHE	U.S.\$/MTS	150,33
05510	SUB NIVEL 1.20 X 2.10 mts. Con Winche y Scoop 1.50 Yd3.	U.S.\$/MTS	218,16
05512	SUB NIVEL 1.20 X 2.10 mts. Con Winche	U.S.\$/MTS	149,24

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC

6.3.3.1 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 03254

RAMPA 3.5M X 3.5 M CON JUMBO

O3254

N° de Taladros:

42 Avance/Disp

2,90 Metros

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	52,48	52,48	
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
OPERADOR SCOOP TRAM	Hom/Disp	1,00	0,50	49,00	24,50	
OPERADOR CAMION DE BAJO PERFIL	Hom/Disp	0,00	0,50	49,00	0,00	
CARGADOR/DISPARADOR	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
BOMBERO	Hom/Disp	0,00	0,38		0,00	
SERVICIOS AUXILIARES	Hom/Disp	1,00	0,50	38,92	19,46	
SUB-TOTAL					174,29	60,17

MATERIALES

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT
BARRAS DE PERFORACION 12 FTS	MT/DISP	130,36	2500	0,05	576,29	10,37
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	121,67	200	0,61	97,14	20,40
SHANK ADAPTER	MT/DISP	130,36	3500	0,04	267,38	3,44
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	121,67	100000	0,00	0,00	0,00
COPLAS	MT/DISP	0,00	3000	0,00	0,00	0,00
RIMADORA DE 89 MM	MT/DISP	8,69	200	0,04	229,90	3,45
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	8,69	200	0,04	149,14	2,24
TUBO PVC (Voladura recorte)	PZAS/DISP	5,00			2,11	3,64
TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA	PZAS/DISP	0,00			2,33	0,00
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	1,50			4,46	2,31
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	10,00			4,46	15,40
HERRAMIENTAS					1,12	0,39
ALCAYATAS DE 3/4"	PZAS/DISP	4,00			8,15	11,25
SUB-TOTAL						72,88

IMPLEMENTOS SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/MT
Implementos Seguridad	Unidad	3,50	2,03	7,10	2,45
Implementos Operador Scoop	Unidad	0,50	3,93	1,96	0,68
SUB-TOTAL					3,13

VOLADURA

DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD/TALADRO	CANTIDAD PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Kgs	U.S.\$/MT
EMULEX 45% 1 1/8" X 12" (128)	TALADROS	26,00	8,81	229,00	44,73	0,74	58,50
EXADIT 45% 7/8" X 7" (328)	TALADROS	13,00	6,00	78,00	5,95	2,88	5,91
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40,00		0,30	4,14
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (300)	PZAS			2,00		0,96	0,66
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			39,00		1,80	24,23
SUB-TOTAL							93,45

EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2,00			130,00	260,00	
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	HORAS	2,50	30,00	45	75,00	187,50	
CAMION DE BAJO PERFIL (2 CAMIONES X 1.8HrsxDi)	HORAS	0,00				0,00	
BOMBA DE 10 HP	HORAS	4,00			1,15	4,61	
PERFORADORA	PIES	12,00			0,10	1,20	
SUB-TOTAL						453,31	156,49

TOTAL COSTOS DIRECTOS	386,11
-----------------------	--------

CONTINGENCIAS 3%	11,58
GASTOS GENERALES 0%	0,00
UTILIDAD 10%	38,61

TOTAL COSTOS	436,30
---------------------	---------------



6.3.4. PRECIOS UNITARIOS EN SOSTENIMIENTO MECANIZADO

SOSTENIMIENTO MECANIZADO			
COD	DESCRIPCION	UND	COSTO TOTAL ABRIL 2014 (US\$/UM)
SHOTCRETE VIA SECA (2 DISPAROS)			
12172	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 10 Kgs/M ³)	U.S./M ²	12,39
12173	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 20 Kgs/M ³)	U.S./M ²	13,84
12174	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 30 Kgs/M ³)	U.S./M ²	15,29
12175	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 40 Kgs/M ³)	U.S./M ²	16,74
12119	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 10 Kgs/M ³)	U.S./M ²	24,64
12120	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 20 Kgs/M ³)	U.S./M ²	27,54
12121	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 30 Kgs/M ³)	U.S./M ²	30,44
12122	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 40 Kgs/M ³)	U.S./M ²	33,34
12145	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 10 Kgs/M ³)	U.S./M ²	36,89
12146	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 20 Kgs/M ³)	U.S./M ²	41,24
12147	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 30 Kgs/M ³)	U.S./M ²	45,59
12148	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 40 Kgs/M ³)	U.S./M ²	49,94
SHOTCRETE VIA SECA (1 DISPARO)			
12631	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 10 Kgs/M ³)	U.S./M ²	17,97
12632	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 20 Kgs/M ³)	U.S./M ²	21,30
12633	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 30 Kgs/M ³)	U.S./M ²	24,62
12634	SHOTCRETE TODO COSTO 1" (DRAMIX: 40 Kgs/M ³)	U.S./M ²	27,95
12636	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 10 Kgs/M ³)	U.S./M ²	35,81
12637	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 20 Kgs/M ³)	U.S./M ²	42,46
12638	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 30 Kgs/M ³)	U.S./M ²	49,11
12639	SHOTCRETE TODO COSTO 2" (DRAMIX: 40 Kgs/M ³)	U.S./M ²	55,76
12641	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 10 Kgs/M ³)	U.S./M ²	53,63
12642	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 20 Kgs/M ³)	U.S./M ²	63,61
12643	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 30 Kgs/M ³)	U.S./M ²	73,58
12644	SHOTCRETE TODO COSTO 3" (DRAMIX: 40 Kgs/M ³)	U.S./M ²	83,56
12123	INSTALACION PERNO HELICOIDAL DE 8' CEMBOL	U.S./PZA	25,22
12124	INSTALACION PERNO HELICOIDAL DE 6' CEMBOL	U.S./PZA	20,65
12674	INSTALACION PERNO HYDRABOLT DE 5' (BOMBA MANUAL)	U.S./PZA	17,30
12579	INSTALACION PERNO HYDRABOLT DE 6' (BOMBA MANUAL)	U.S./PZA	17,71
12580	INSTALACION PERNO HYDRABOLT DE 7' (BOMBA MANUAL)	U.S./PZA	19,70
12612	INSTALACION PERNO HYDRABOLT DE 7' (BOLTER77)	U.S./PZA	17,14
12665	INSTALACION DE PERNO CEMENTADO DE 8 PIES	U.S./PZA	23,50
12611	COLOCADO PERNOS 7 FTS CON LECHADA CEMENTO (BOLTER 77)	U.S./PZA	14,87
12715	INSTALACION PERNO HYDRABOLT DE 8' CON BOMBA MANUAL(BOLTER77)	U.S./PZA	19,49
12787	PERNO HIDRABOLT 8FTS CON JUMBO EMPERNADOR	U.S./PZA	32,89
12781	PERNO HIDRABOLT 5FTS CON JUMBO EMPERNADOR	U.S./PZA	27,68
12782	PERNO HIDRABOLT 7FTS CON JUMBO EMPERNADOR	U.S./PZA	29,00
12202	INSTALACION DE CIMBRAS DE 4.5mX4.2m (Incluye Plancha Acanalada+Bolsacrete)	U.S./PZA	239,43
12192	INSTALACION DE CIMBRAS DE 3.5mX3.5m (Que incluye las tablas)	U.S./PZA	319,29
12141	INSTALACION DE CIMBRAS DE 10'X10' (Que incluye las tablas)	U.S./PZA	296,19
12205	INSTALACION DE CIMBRAS DE 10'X10' (No incluye las tablas)	U.S./PZA	91,28
12160	INSTALACION DE CIMBRAS DE 8'X8' (Incluye las Tablas)	U.S./PZA	229,94
12142	INSTALACION DE CIMBRAS DE 10'X10' Y 8'X8' (Rehabilitacion+25 Marchavante)	U.S./PZA	268,10
12169	TABLAS EN CIMBRAS DE 10'X10' Y 8'X8'	U.S./PZA	11,89
12143	INSTALACION DE MALLA ELECTROSOLDADA	U.S./M ²	6,85

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.



6.3.4.1 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12580

INSTALACION PERNO HYDRABOLT DE 7' (BOMBA MANUAL)							
Solo instalación del perno							
12580							
Longitud Taladro :		2,10	Mts.	7	FTS		
Rendimiento :		43,00	Unid./gdia (6 horas)				
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit.\$	Vida Util	Costo x Disp. \$	Costo/Pza. (US\$/pza.)	
1. MANO DE OBRA							
Perforistas	Tarea	1,00	38,92		38,92		
Ayud. Perforista	Tarea	1,00	36,14		36,14		
Ayud.	Tarea	1,00	36,14		36,14		
		3,00			111,21	2,59	
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD							
Tareas sin ropa de agua	Tar.	2,00	2,03		4,06		
Tareas sin ropa de agua	Tar.	1,00	2,03		2,03		
					6,09	0,14	
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
BARRA CONICA 8'	Pza	301,00	108,52	1.820	17,95		
Broca 38 mm	Pza	301,00	25,30	350	21,76		
Aceite Perforación	Gln.	0,17	8,80		1,50		
Perno Hydrabolt 7',tuerca,placa	Pza.	43,00	12,98		558,14		
Herramientas de mina	Global				1,66		
					601,00	13,98	
5. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA							
perforadora	P.P.	301,00	0,10		30,10		
Manguera aire 1"	Mts.	30,00	3,55	150	0,71		
Manguera agua 1/2"	Mts.	30,00	1,76	150	0,35		
					31,16	0,72	
COSTOS DIRECTOS							17,43
IMPREVISTOS			3%			0,52	
GASTOS GENERALES			0%			0,00	
UTILIDAD			10%			1,74	
COSTO TOTAL (US\$/Pza)							19,70



6.3.4.2 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12782

PERNO HIDRABOLT 7FTS CON JUMBO EMPERNADOR							
12782							
Longitud Taladro :			2,1 Mts.		7 Fts		
Rendimiento :			70 Unid./gdia (8 horas)				
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit.\$	Vida Util	Costo x Disp. \$	Costo/Pza. (US\$/pza.)	
1. MANO DE OBRA							
Operdaor Jumbro	Tarea	1,00	52,48		52,48		
Ayud. Perforista	Tarea	1,00	36,14		36,14		
		2,00			88,62		1,27
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD							
Tareas sin ropa de agua	Tar.	2,00	3,93		7,85		
					7,85		0,11
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
Barra Extension R32	Pza	490,00	174,90	5.000,00	17,14		
Broca boton R25 x 37mm	Pza	490,00	77,46	500,00	75,91		
Shank Adapter hembra	Pza	490,00	341,00	11.480,00	14,55		
Perno Hydrabolt 7',tuerca,placa	Pza.	70,00	12,98		908,60		
Herramientas de mina	Global				1,66		
					1.017,86		14,54
5. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA							
Manguera aire 1"	Mts.	30,00	3,55	150,00	0,71		
Manguera agua 1/2"	Mts.	30,00	1,76	150,00	0,35		
Empernador Bolter 77 con Brazo Enmall	Hrs	5,83	116,73		680,95		
					682,01		9,74
COSTOS DIRECTOS							25,66
Contingencia							0,77
Utilidad							2,57
COSTO TOTAL (US\$/Pza Con material)							29,00



6.3.5. PRECIOS UNITARIOS EN SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL

SOSTENIMIENTO CONVENCIONAL			
COD	DESCRIPCION	UND	COSTO TOTAL ABRIL 2014 (US\$/UM)
12161	CUADRO COMPLETO DE MADERA 10' x 10'	U.S.\$/PZA	187,67
12162	CUADRO COMPLETO DE MADERA 8' x 9'	U.S.\$/PZA	138,21
12125	CUADRO COMPLETO DE MADERA 8' x 8'	U.S.\$/PZA	122,14
12149	CUADRO COMPLETO SUB NIVEL 4' x 6'(Sub Nivel)	U.S.\$/PZA	92,91
12128	CUADRO COMPLETO DE MADERA 6' x 6' (subnivel)	U.S.\$/PZA	92,91
12129	CUADRO COMPLETO MADERA 7' x 7'(Sub Nivel)	U.S.\$/PZA	106,48
12130	CUADRO COMPLETO TAJEO DE MADERA 6' x 6'	U.S.\$/PZA	77,96
12131	CUADRO COMPLETO TAJEO DE MADERA 7' x 7'	U.S.\$/PZA	91,52
12150	CUADRO COMPLETO TAJEO DE MADERA 8' x 8'	U.S.\$/PZA	121,53
12163	CUADRO INTERMEDIO DE MADERA 8' x10'	U.S.\$/PZA	187,67
12164	CUADRO INTERMEDIO DE MADERA 8' x9'	U.S.\$/PZA	183,06
12126	CUADRO INTERMEDIO DE MADERA 7' x7'	U.S.\$/PZA	151,33
12127	CUADRO INTERMEDIO DE MADERA 8'x8'	U.S.\$/PZA	167,00
12152	CUADRO EN CHIMENEA 5'X5' - CON ENCOSTILLADO	U.S.\$/PZA	126,79
12165	CUADRO EN CHIMENEA 5'X5' - SIN ENCOSTILLADO	U.S.\$/PZA	111,84
12132	ENMADERADO DOBLE COMPARTIMIENTO EN CHIMENEA 8'X4' CON ENTABLADO	U.S.\$/PZA	353,58
12151	ENMADERADO DOBLE COMPARTIMIENTO EN CHIMENEA 3.20mX1.50m CON ENTABLADO	U.S.\$/PZA	481,23
12167	CUADRO COJO 8"X9' (En avances y Tajeos)	U.S.\$/PZA	93,26
12194	CUADRO COJO 8"X10' (En avances y Tajeos)	U.S.\$/PZA	92,52
12135	CUADRO COJO 6"X6' (En avances y Tajeos)	U.S.\$/PZA	63,08
12136	CUADRO COJO 7"X7' (En avances y Tajeos)	U.S.\$/PZA	72,04
12153	CUADRO COJO TAJEO DE MADERA 8' x 8'	U.S.\$/PZA	82,07
12134	CUADRO DE CAMBIO 10'X10'	U.S.\$/PZA	235,08
12166	CUADRO DE CAMBIO 8'X9'	U.S.\$/PZA	224,11
12133	SOBRECUADRO DE MADERA 7' x 7'	U.S.\$/PZA	108,48
12137	GUARDACABEZA 5"X 3Mts	U.S.\$/PZA	16,86
12181	GUARDACABEZA 4"X 2.40Mts	U.S.\$/PZA	11,76
12186	ENCRIBADO DE CUADRO 5"X6 PIES	U.S.\$/PZA	34,05
12185	ENCRIBADO DE CUADRO 6"X8 PIES	U.S.\$/PZA	43,51
12184	ENCRIBADO DE CUADRO 5"X8 PIES	U.S.\$/PZA	36,13
12154	SOLERA 5"X8'	U.S.\$/PZA	23,31
12155	SOLERA 6"X8'	U.S.\$/PZA	29,98
12156	SOLERA 7"X8'	U.S.\$/PZA	34,33
12139	SOLERA 8"X8'	U.S.\$/PZA	39,35
12193	SOLERA 8"X10'	U.S.\$/PZA	44,70
12157	PUNTAL DE SEGURIDAD 5"X8'	U.S.\$/PZA	19,25
12140	PUNTAL DE SEGURIDAD 6"X8'	U.S.\$/PZA	25,18
12158	PUNTAL DE SEGURIDAD 7"X8'	U.S.\$/PZA	33,26
12555	CACHO DE TORO (En avances y Tajeos)	U.S.\$/PZA	8,77
12170	ENTABLADO DE MADERA CON MALLA PARA RELLENO	U.S.\$/M2	27,25
12176	ENTABLADO DE MADERA SIN MALLA PARA RELLENO	U.S.\$/M2	23,85
12788	INSTALACION DE WOOD PACK CON MAD. REDONDA Ø7 y Ø8"	U.S.\$/PZA	499,60
12789	INSTALACION DE WOOD PACK CON MADERA ASERRADA	U.S.\$/PZA	654,60
12182	COLOCADO ENTABLADO (FORRADO CUADROS EN VEZ CANTONERA)	U.S.\$/PZA	3,89
12183	COLOCADO CANTONERAS	U.S.\$/PZA	6,11
12191	COLOCADO DE RAJADO	U.S.\$/PZA	4,17

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC



6.3.5.1 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12131

CUADRO COMPLETO TAJEO DE MADERA 7' x 7'

12131

Rendimiento / Gdia.		3,00 Unidad				
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit.\$	FACTOR	Costo x Disp. \$	Costo/Pza. (US\$/pza.)
1. MANO DE OBRA						
Maestro Enmaderador	Tarea	1,00	37,53	100%	37,53	
Ayud. Enmaderador	Tarea	1,00	36,14	100%	36,14	
		2,00			73,68	24,56
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas con ropa de agua	Tar.	2,00	2,03		4,06	
					4,06	1,35
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
Herramientas	Global				1,66	
					1,66	0,55
4. MADERA						
	Und	pies ² /und	pies ²	\$ / Pza	US\$	
Redondos(7"X8')	3,12	25,25	78,85	13,55	42,31	
Tirante (5"x10')	1,00	16,10	16,10	8,64	8,64	
			94,9551018		50,9519646	50,95
COSTOS DIRECTOS						77,42
COSTOS FIJOS (van en lista por separado)						77,42
IMPREVISTOS						2,32
GASTOS GENERALES						-
UTILIDAD						7,74
COSTO TOTAL (US\$/Pza.)						87,48
Costo de Transporte de Madera			94,96	0,043		4,04
COSTO TOTAL (US\$/Pza.)						91,52
Costo Incluye transporte de la cancha de madera a sus labores a cuenta Contrata						
LABOR >20 MTS SE PAGARA 2% + DEL PU						



6.3.5.2 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 12153

CUADRO COJO TAJEO DE MADERA 8' x 8'

12153

Cuadro Incluye una vuelta de encribado

Rendimiento / Gdia. **3,00** Unidad

DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit.\$	Vida Util	Costo x Disp. \$	Costo/Pza. (US\$/pza.)
1. MANO DE OBRA						
Maestro Enmaderador	Tarea	1,00	37,53	100%	37,53	
Ayud. Enmaderador	Tarea	1,00	36,14	100%	36,14	
		<u>2,00</u>			<u>73,68</u>	<u>24,56</u>
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas con ropa de agua	Tar.	2,00	2,03		4,06	
					<u>4,06</u>	<u>1,35</u>
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
Herramientas	Global				1,66	
					<u>1,66</u>	<u>0,55</u>
4. MADERA						
	Und	pies ² /und	pies ²	\$ / Pza	US\$	
Redondos(8"x8')	2,00	32,98	65,97	17,70	35,40	
Tirante (5"x8')	1	12,88	12,88	6,91	6,91	
Redondos(7"x8')	0,06	25,25	1,55	13,55	0,83	
			<u>80,40</u>		<u>43,14</u>	<u>43,14</u>
COSTOS DIRECTOS						69,60
COSTOS FIJOS (van en lista por separado)						69,60
IMPREVISTOS						2,09
GASTOS GENERALES						-
UTILIDAD						6,96
COSTO TOTAL (US\$/Pza.)						78,65
Costo de Transporte de Madera			80,40	0,043		3,42
COSTO TOTAL (US\$/Pza.)						82,07
Costo Incluye transporte de la cancha de madera a sus labores a cuenta Contrata						
LABOR >20 MTS SE PAGARA 2% + DEL PU						



6.3.6. PRECIOS UNITARIOS DE LOS SERVICIOS.

SERVICIOS			
COD	DESCRIPCION	UND	COSTO TOTAL ABRIL 2014 (US\$/UM)
08369	PLATAFORMA DESCANSO CON ESCALERA	U.S.\$/PZA	45,03
08370	INSTALACION DE ESCALERA	U.S.\$/PZA	21,21
08352	ENTABLADO	U.S.\$/M2	25,43
08140	PALLAQUEO	U.S.\$/TMS	10,68
08144	PIRCADO DE MEJORA DE LEY	U.S.\$/TMS	8,52
08141	RECUPERACION DE FINOS	U.S.\$/TMS	28,95
12199	ELABORACION + INSTALACION BOLSACRETE (Arenas+Cemento)	U.S.\$/M3	62,13
08128	INSTALACION DE TOLVA SIMPLE	U.S.\$/PZA	997,15
08401	NICHO PARA TABLERO ELECTRICO 0.60m x 0.60m	U.S.\$/PZA	65,24
08384	INSTALACION DE VENTILADORES PRINCIPALES HERMETIZADO	U.S.\$/PZA	368,41
08379	RELLENO DETRITICO CON WINCHE	U.S.\$/M3	4,90
08380	LIMPIEZA CON PALA DE LINEA	U.S.\$/M3	3,68
08139	LIMPIEZA A PULSO	U.S.\$/M3	8,91
08381	RECUPERACION DE CUADRO DE MADERA 7X7, 8'x8', 10X10	U.S.\$/PZA	29,90
08371	INSTALACION ALCAYATAS	U.S.\$/PZA	13,35
08421	INSTALACION ALCAYATAS ELECTRICAS DE 3 ESPACIOS	U.S.\$/PZA	8,41
08376	INSTALACION ALCAYATAS PARA MANGA DE VENTILACION	U.S.\$/PZA	11,02
08367	PRECIOS UNITARIOS DESQUINCHE EN REBATO DE RAMPA	U.S.\$/M3	31,53
08368	PRECIOS UNITARIOS DESQUINCHE LIMPIEZA CON SCOOPTRAM	U.S.\$/M3	24,40
08373	PRECIOS UNITARIOS DESQUINCHE LIMPIEZA CON WINCHE	U.S.\$/M3	21,32
08366	PRECIOS UNITARIOS DESQUINCHE LIMPIEZA CON PALA	U.S.\$/M3	22,22
08207	INSTALACION TUBERIA POLIETILENO 2" EN LINEA RECTA (Incluye Traslado)	U.S.\$/MTS	0,36
08208	INSTALACION TUBERIA POLIETILENO 2" (CURVAS-CODOS) Incluye Traslado	U.S.\$/MTS	0,59
08209	INSTALACION TUBERIA POLIETILENO 4" EN LINEA RECTA (Incluye Traslado)	U.S.\$/MTS	0,66
08210	INSTALACION TUBERIA POLIETILENO 4" (EN CURVAS-CODOS) Incluye Traslado	U.S.\$/MTS	0,88
08211	INSTALACION DE CAMBIO DE VIA	U.S.\$/CAMBIO	89,11
08216	TRASLADO DE WINCHE DE INTERIOR MINA A MANTENIMIENTO(VICEVERSA)	U.S.\$/UNI	132,85
08217	INSTALACION DE VENTILADOR (5HP - 20 HP)	U.S.\$/UNI	29,70
08218	INSTALACION DE VENTILADOR + CONSTRUCCION DE PLATAFORMA DE MADERA Y TAPON	U.S.\$/UNI	179,43
08219	INSTALACION VENTILADOR (80Hp a 250Hp)	U.S.\$/UNI	66,42
08220	INSTALACION DE VENTILADOR + CONSTRUCCION DE PLATAFORMA DE MADERA (25Hp a 80Hp)	U.S.\$/UNI	89,71
08221	PROLONGACION DE MANGA DE VENTILACION 10" - 18" (Incluye Linea Guía con material)	U.S.\$/MTS	0,59
08222	PROLONGACION DE MANGAS DE VENTILACION 24" - 30" (Incluye Linea Guía con material)	U.S.\$/MTS	0,80
08223	CAMBIO DE MANGAS DE VENTILACION 10" - 18"	U.S.\$/MTS	0,59
08224	CAMBIO DE MANGAS DE VENTILACION 24" - 30"	U.S.\$/MTS	0,80
08225	REPARACION DE MANGAS DE VENTILACION 10" - 18"	U.S.\$/MTS	0,89
08226	REPARACION DE MANGAS DE VENTILACION - 24" - 30"	U.S.\$/MTS	1,32
08227	RECUPERAR Y TRASLADAR VENTILADOR (5Hp a 20Hp) DE INTERIOR MINA A SUPERFICIE	U.S.\$/UNI	35,89
08228	RECUPERAR Y TRASLADAR VENTILADOR (25Hp a 50Hp) DE INTERIOR MINA A SUPERFICIE	U.S.\$/UNI	59,81
08229	RECUPERAR Y TRASLADAR VENTILADOR (80Hp a 250Hp) DE INTERIOR MINA A SUPERFICIE	U.S.\$/UNI	132,85
08230	CONSTRUCCION DE TAPON DE MADERA (SECCION 2.4m x 2.4m A 3.5m x 3.5m) CON PUENTE	U.S.\$/UNI	89,71
08231	REPARACION DE TAPON DE MADERA O LADRILLO	U.S.\$/UNI	35,89
08232	CONSTRUCCION DE PUERTA DE MADERA (SECCION 2m x 2m a 3.5m x 3.5m)	U.S.\$/UNI	119,62
08233	RECUPERAR MANGA 10" - 30"	U.S.\$/MTS	0,18
08382	INSTALACION DE LINEA TROLLEY	U.S.\$/MTS	12,57
08116	LABORES DE APOYO	U.S.\$/MTS	42,47

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC

6.3.6.1 CÁLCULO DE LOS COSTOS DEL PU CON CÓDIGO 08371

INSTALACION ALCAYATAS						
08371						
Rendimiento	:	30,00	Unid.	de 2 fts		
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	Costo Unit.\$	Vida Util	Costo x Disp. \$	Costo/Pza. (US\$/pza.)
1. MANO DE OBRA						
Perforistas	Tarea	1,00	38,92		38,92	
Ayud. Perforista	Tarea	1,00	36,14		36,14	
		2,00			75,07	2,50
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas con ropa de agua	Tar.	2,00	2,03		4,06	
					4,06	0,14
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
BARRA CONICA 6"	Fts	60,00	101,82	1.820	3,36	
Broca 40 mm	Fts	60,00	25,85	350	4,43	
Aceite Perforación	Gln.	0,12	8,80		1,06	
Alcayata	Pza.	30,00	8,15		244,35	
Cembolt	Pza.	60,00	0,22		13,20	
Herramientas de mina	Global				1,73	
					268,13	8,94
5. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA						
perforadora	P.P.	60,00	0,10		6,00	
Manguera aire 1"	Mts.	30,00	3,55	150	0,71	
Manguera agua 1/2"	Mts.	30,00	1,76	150	0,35	
					7,06	0,24
COSTOS DIRECTOS						11,81
COSTOS FIJOS (van en lista por separado)						
						11,81
IMPREVISTOS		3%				0,35
GASTOS GENERALES		0%				-
UTILIDAD		10%				1,18
COSTO TOTAL (US\$/Pza.						13,35

6.3.7. PRECIOS UNITARIOS DE LA SOBREDISTANCIA EN EL ACARREO.

SOBRE DISTANCIA		UND	COSTO TOTAL ABRIL 2014 (US\$/UM)
08129	ACARREO CON SCOOP 50 M - ZZ	U.S.\$/Ton	0,83
08151	ACARREO CON DUMPER MINERAL (12TON) 50 M - ZZ	U.S.\$/Ton	1,06
08171	ACARREO CON DUMPER DESMONTE (12TON) 50 M - ZZ	U.S.\$/Ton	1,27
08234	ACARREO CON DUMPER MINERAL (16TON) 50 M - ZZ	U.S.\$/Ton	1,02
08254	ACARREO CON DUMPER DESMONTE (16TON) 50 M - ZZ	U.S.\$/Ton	1,22

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC



6.3.8. LEYES SOCIALES

LEYES SOCIALES DE CTTA A TODO COSTO

			T Anual :	
			D.NORMALS	272,00
			DOMINGOS	52,00
			DESC.MEDICO	4,00
			FERIADOS	11,00
			VACAC.	26,00
Basico	31,33	1.500,00		
Asig. Fam.	1,367	75,00		
	32,70	1.541,00		
INGRESO:	MENSUAL		ANUAL	
Cálculo de Leyes Sociales	Obreros	Empleados	Obreros	Empleados
Mensual:	741,13	1.541,00	8.893,58	18.492,00
CTS	96,69	0,00	1.160,28	0,00
VACACIONES	81,74	0,00	980,88	0,00
GRATIFICACIONES	163,49	0,00	1.961,88	0,00
DOMINGOS & FERIADOS	171,66	0,00	2.059,92	0,00
DESCANSO MEDICO	10,90	0,00	130,80	0,00
ESSALUD	66,70	0,00	800,42	0,00
JUBILACION ANTICIPADA	14,82	0,00	177,87	0,00
SCTR-SALUD	7,19	0,00	86,27	0,00
SCTR-PENSIONES(interior Mina)	30,02	0,00	360,19	0,00
VIDA LEY	2,67	0,00	32,02	0,00
APORTES REM. PRINCIPAL				
ESSALUD	7,36	0,00%	8828,00%	0,00%
JUBILACION ANTICIPADA	1,63	0,00%	1962,00%	0,00%
SCTR-SALUD	0,79	0,00	9,51	0,00
SCTR-PENSIONES	3,31	0,00	39,73	0,00
VIDA LEY	0,29	0,00	3,53	0,00
IMPUESTOS VACACIONES				
ESSALUD	14,71	0,00	176,56	0,00
JUBILACION ANTICIPADA	3,27	0	39,24	0
SCTR-SALUD	1,59	0,00	19,03	0,00
SCTR-PENSIONES	6,62	0,00	79,45	0,00
VIDA LEY	0,59	0,00	7,06	0,00
APORTE AL TRABAJADOR SOBRE GRATIFICACIONES				
ESSALUD	15,45	0,00	185,39	0,00
JUBILACION ANTICIPADA	3,43	0	41,2	0
SCTR-SALUD	1,67	0,00	19,98	0,00
SCTR-PENSIONES	6,95	0,00	83,43	0,00
VIDA LEY	0,62	0,00	7,42	0,00
IMPUESTO DOM Y FERIADOS				
TOTAL:	1.455,29	1.541,00	17.463,54	18.492,00

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC



6.3.8.1 EJEMPLO DEL CÁLCULO DE UNA LIQUIDACIÓN (LEYES SOCIALES)

TRABAJADOR:	COBARRUBIAS ROQUE ALIPO				
DNI	46103860				
FECHA DE INGRESO	01/01/2013				
FECHA DE CESE	30/04/2014				
MOTIVO	RENUNCIA				
TIEMPO DE SERVICIO		1	AÑO (S)		
		4	MES (ES)		
		0	DIA (S)		
TIEMPO NETO COMPUTABLE	1 AÑOS; 4 MESES; 0 DIAS				
CARGO				ASISTENTE DE SEGURIDAD	
CATEGORIA				EMPLEADO	
AFP				NO	
ONP				SI	
REMUNERACION DIARIA (*)	100,00				
ASIGNACION FAMILIAR (*)	0,00				
PROMEDIO DE HORAS EXTRAS (*)	0,00				
PROMEDIO DE GRATIFICACION (*)	1,20				
REMUNERACION INDEMINIZABLE (*)	S/. 101,20				
1.- COMPENSACION POR TIEMPO DE SERVICIOS (CTS)					S/.
CTS Del 01/11/2013 al 31/03/2014				(Pago directo al trabajador)	1012,00
Remuneración computable Abril 2014:					
	a. Remuneración indemnizable * 30			3036,00	
	4 MES:	(a / 12) * n° meses computables			1012,00
	0 DIAS:	(a / 360) * n° días computables			0,00
2.-VACACIONES					4000,00
vacaciones truncas periodo del 01/01/2013 al 31/04/2014					
	b. (Jornal+asig.fam+prom.hor.extras)*30			3000,00	
	1 AÑO:	b			3000,00
	4 MES:	b/12*n° mese computables			1000,00
	0 DIAS:	b/360*n° días computables			0,00
3.-GRATIFICACIONES					2000,00
Gratificaciones Truncas Periodo Del 01/01/2014 al 31/04/2014					
	c. (Jornal+asig.fam+prom.hor.extras)*30			3000,00	
	4 MES:	c/6*n° mese computables			2000,00
Bonificacion Extraordinaria Ley N° 29351					180,00
	d. (Gratificacion * 9%)				
d.- (-) Bonificacion Extraord. Temporal				d*9 % Essalud	180,00
4.- POR DIAS LABORADOS					3000,00
	e (Jornal Diario)* días Laborados en el mes				3000,00
5.- DEVOLUCION RENTA DE QUINTA					167,93
6.- BONO RECONOCIMIENTO					0,00
7.- ACTO DE LIBERALIDAD					0,00
8.- DESCUENTOS AL TRABAJADOR					945,00
a.- (-) Afectación a retención por Pensiones					
(Por vacaciones, Días Laborados)				7000,00	
	ONP			13%	910,00
b.- Essalud Vida					
	Descuento ley 29741 EMPLEADO MINA			0,50%	35,00
TOTAL BENEFICIOS SOCIALES					S/. 9.414,93

Fuente. Elaboración propia



6.3.9. PRECIOS DE LOS MATERIALES

TIPO	DESCRIPCION	UNIDAD	PRECIO ABR. 2014 S/.	PRECIO ABR. 2014 U.S.\$	VIDA UTIL
MATERIALES	Aceite de Perforación Almo	U.S.\$/Gln	24,86	8,80	
	Oxigeno	U.S.\$/Botella	92,40	32,71	
	Floculante	U.S.\$/Kg	17,09	6,05	
	Acetileno	U.S.\$/Botella	227,20	80,42	
	Poliyute	U.S.\$/M2	4,04	1,43	
	Alambre # 16	U.S.\$/Kg	3,42	1,21	
	Alambre # 18	U.S.\$/Kg	3,42	1,21	
	Alcayata 1/2"	U.S.\$/Pza	23,01	8,15	
	Alcayata Electrica con triple espacio c/manguera	U.S.\$/Pza	10,66	3,77	
	Cacho de toro (3/4" x 1.80m)	U.S.\$/Pza	16,61	5,88	
	Malla Electrosoldada de 4"x4"	U.S.\$/Mts2	8,50	3,01	
	Adaptador de perno	U.S.\$/Pza	248,60	88,00	350,00
	Perno helicoidal de 6'+TUERCA+PLACA	U.S.\$/Pza	22,94	8,12	
	Perno helicoidal de 7'+TUERCA+PLACA	U.S.\$/Pza	23,00	8,14	
	Perno helicoidal de 8'+TUERCA+PLACA	U.S.\$/Pza	24,80	8,78	
	Perno Hydrabolt 5', tuerca, placa	U.S.\$/Pza	35,11	12,43	
	Perno Hydrabolt 6', tuerca, placa	U.S.\$/Pza	34,27	12,13	
	Perno Hydrabolt 7', tuerca, placa	U.S.\$/Pza	36,67	12,98	
	Perno Hydrabolt 8', tuerca, placa	U.S.\$/Pza	40,40	14,30	
	Perno Split Set 5 fts	Pzas	13,93	4,93	
	Perno Split Set 7 fts	Pzas	17,35	6,14	
	Adaptador Perno Split Set	Pzas	466,13	165,00	100,00
	Dramix	U.S.\$/Kg	5,57	1,97	
	FIBRA DE ACERO DRAMIX P/REFUERZO CONCRETO	U.S.\$/Kg	5,57	1,97	
	Acelerante	U.S.\$/Kg	2,46	0,87	
	Cartucho de cemento cembol (32mm x 305mm)	U.S.\$/Unid	0,62	0,22	
	Resina	U.S.\$/Unid	2,03	0,72	
	Cemento	S./Bls	31,44	11,13	
	Clavo 3"	U.S.\$/Kg	3,59	1,27	
	Clavo 4"	U.S.\$/Kg	3,59	1,27	
	Clavo 5"	U.S.\$/Kg	3,73	1,32	
	Clavo 6"	U.S.\$/Kg	4,04	1,43	
	Tuberia de polietileno de 2" AGUA	U.S.\$/Pza	6,58	2,33	
	Tubo PVC (Recorte Voladura)	U.S.\$/Pza	5,96	2,11	
	Tubo PVC 4"x3m	U.S.\$/Mts	9,92	3,51	
	Codo PVC 4x90	U.S.\$/Pza	3,96	1,40	
	Manguera de Aire 1"	U.S.\$/Mts	10,04	3,55	150,00
	Manguera de Agua 1/2"	U.S.\$/Mts	4,96	1,76	150,00
	Tecla 2 tn.	U.S.\$/Unid	732,86	259,42	360,00
	Sacos de polipropileno (50 Kgs/saco)	U.S.\$/Unid	1,07	0,38	
	Pintura Spry	U.S.\$/Pza	8,25	2,92	
	Cancamo (Fierro corrugado 3/4" x 8")	U.S.\$/Pza	22,99	8,14	
	Pintura Esmalte	U.S.\$/Pza	23,62	8,36	
Escalera 3 m.	U.S.\$/Unid	41,80	14,80		
COMBUSTIBLE	Petroleo	S./Gln	12,60	4,46	

Fuente: Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.



TIPO	DESCRIPCION	UNIDAD	PRECIO ABR. 2014 S/.	PRECIO ABR. 2014 U.S.\$	VIDA UTIL
ACEROS DE PERFORACION	Barra de extension porta broca conica 4', 7876	U.S.\$/Pza	202,07	71,53	1.820
	Barra de extension porta broca conica 6', 7876	U.S.\$/Pza	287,64	101,82	1.820
	Barra de extension porta broca conica 8', 7876	U.S.\$/Pza	306,57	108,52	1.820
	Broca de 40 mm	U.S.\$/Pza	73,03	25,85	350
	Broca de 38 mm	U.S.\$/Pza	71,47	25,30	350
	Broca de 36 mm	U.S.\$/Pza	74,50	26,37	350
	Barra MF T38 X H35 X R32 X 14', 7324-6543-2	U.S.\$/Pza	1527,05	540,55	2.500
	Barra MF T38 X H35 X R32 X 12 FTS	U.S.\$/Pza	1628,02	576,29	2.500
	Broca boton R32 X 1-3/4", 7733-5245-S45	U.S.\$/Pza	274,42	97,14	200
	Shank adapter HLX5 X T38, 7304-7585-01	U.S.\$/Pza	755,35	267,38	3.500
	Broca escar. 4" GRADOS 12,7721-4802-S45 (U.S.\$/Pza	649,47	229,90	200
	Adaptador PIL R32 40 12 GRADOS,7821-3440	U.S.\$/Pza	421,32	149,14	200
	Shank adapter hembra (BOLTER)	U.S.\$/Pza	963,33	341,00	3.500
	Barra de extension R32 H25 (BOLTER)	U.S.\$/Pza	494,09	174,90	5.000
	BARRA EXTENSION R32-H28-R28 X 8'	U.S.\$/Pza	863,89	305,80	5.000
	BROCA B R28 X 37MM	U.S.\$/Pza	218,82	77,46	500
BROCA B R32 X 45MM	U.S.\$/Pza	246,99	87,43	500	
Afiladora de Brocas	U.S.\$/Pza	0,00	0,00	100.000	
ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS	Cordon detonante 5p (pentacord)	U.S.\$/Mts	0,85	0,30	
	Igneter cord	U.S.\$/Mts	4,15	1,47	
	Guia ensamblada 2.4 mts - carmex (300)	U.S.\$/Pza	2,71	0,96	
	Exsanel 2.1 mts N 288 (200)	U.S.\$/Pza	3,25	1,15	
	Exsanel 3.0 mts N 288 (200)	U.S.\$/Pza	7,09	2,51	
	Exsanel 4.80 mts N 180 (200)	U.S.\$/Pza	5,09	1,80	
	Emulex 45% 1" x 7" (276) Cart	U.S.\$/Cart	0,65	0,23	
	Emulex 45% 1 1/8" x 12" (128) Cart	U.S.\$/Cart	2,09	0,74	
	Emulex 45% 1 1/8" x 12" (128) Kgs	U.S.\$/Kgs	10,68	3,78	
	Exadit 45% 7/8" x 7" (328) Cart	U.S.\$/Cart	0,62	0,22	
	Exadit 45% 7/8" x 7" (328) Kgs	U.S.\$/Kgs	8,14	2,88	
	Exsablock 7/8" x 7" (276) Cart	U.S.\$/Cart	0,62	0,22	
	EXSABLOCK 1-1/8 X 8 (160)	U.S.\$/Cart	0,93	0,33	
	EXSABLOCK 1-1/8 X 8 (160)	U.S.\$/Kgs	7,49	2,65	
	Mininel (2.10 mt)	U.S.\$/Pza	2,97	1,05	
	Mininel (3.00 mt)	U.S.\$/Pza	4,27	1,51	
	Semexa 45% 1-1/8" x 12" (122) Cart	U.S.\$/Cart	1,86	0,66	
	SEMEXSA 45% 1-1/8" X 12" (122)	U.S.\$/Kgs	9,10	3,22	
	SEMEXSA 45% 7/8" X 7" (316)	U.S.\$/Cart	0,71	0,25	
	SEMEXSA 45% 7/8" X 7" (316)	U.S.\$/Kgs	8,81	3,12	
	Emulnor 500 1" x 7" (318) Cart	U.S.\$/Cart	0,88	0,31	
	Emulnor 500 1" x 7" (318) Kgs	U.S.\$/Kgs	11,19	3,96	
	Emulnor 1000 1" x 7" (264) Cart	U.S.\$/Cart	0,68	0,24	
	Emulnor 1000 1" x 7" (264) Kgs	U.S.\$/Kgs	7,15	2,53	
	Emulnor 3000 1 1/8" x 12" (114) Kgs	U.S.\$/Kgs	7,46	2,64	
	Emulnor 3000 1 1/8" x 12" (114) Cart	U.S.\$/Cart	1,64	0,58	
	Emulnor 3000 1" x 7" (260) Cart	U.S.\$/Cart	0,76	0,27	

Fuente: Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.



TIPO	DESCRIPCION	UNIDAD	PRECIO ABR. 2014 S/.	PRECIO ABR. 2014 U.S.\$
MADERA	Mad.Aserrada 2"x8"x2.5m	S./Pies2	1,52	0,54
	Mad.Redondo 6"X3m	S./Pies2	1,33	0,47
	Madera Cantonera	S./Pza	11,00	3,89
	Redondo 8" x 8'	S./Pza	50,00	17,70
	Redondo 5" x 10'	S./Pza	24,41	8,64
	Redondo 8" x 10'	S./Pza	62,51	22,13
	Redondo 6" x 10'	S./Pza	35,16	12,45
	Redondo 7" x 8'	S./Pza	38,28	13,55
	Redondo 6" x 8'	S./Pza	28,13	9,96
	Redondo 7" x 10'	S./Pza	47,85	16,94
	Redondo 4" x 8'	S./Pza	12,49	4,42
	Redondo 5" x 8'	S./Pza	19,52	6,91
	MARCHAVANTE Ø 5" X 300 CM	S./Pza	24,40	8,64
	Redondo 8" x 4mts	S./Pza	83,34	29,50
	Redondo 5" x 7'	S./Pza	17,09	6,05
	Tabla 8" x 2" x 10'	S./Pza	24,52	8,68
	Tabla 8" x 4" x 10'	S./Pza	43,84	15,52
	Tabla 1" x 5" x 8'	S./Pza	5,65	2,00
	Tabla 8" x 2" x 4'	S./Pza	9,07	3,21
	Tabla 8" x 2" x 2'	S./Pza	4,52	1,60
TABLA MADERA EUCALIPTO DE 1" X 9" X 4 MT	S./Pza	27,03	9,57	
Durmiente 8"x4"x4'	S./Pza	17,56	6,22	
Durmiente 8"x8"x5'	S./Pza	86,90	30,76	
IMPLEMENTO DE SEGURIDAD	Botas	U.S.\$/Pza	52,80	18,69
	Chaleco de malla con cinta reflectiva	U.S.\$/Pza	19,80	7,01
	CHALECO MALLA C/AMARILLO LIMON C/CINTA REFLECT. - TALLA	U.S.\$/Pza	19,80	7,01
	Casco Tipo Sombrero con orejera	U.S.\$/Pza	31,98	11,32
	CASCO JOCKEY CON PORTALAMPARA AZUL	U.S.\$/Pza	31,98	11,32
	PROTECTOR AURICULAR XLS ACOPABLE A CASCO 23 DB ANSI S3	U.S.\$/Pza	0,00	0,00
	Protector	U.S.\$/Pza	31,98	11,32
	Barbiquejo	U.S.\$/Pza	1,85	0,65
	Respirador	U.S.\$/Pza	67,78	23,99
	Filtro	U.S.\$/Pza	10,87	3,85
	Cartucho	U.S.\$/Pza	14,08	4,98
	Retenedor	U.S.\$/Pza	7,47	2,64
	Guantes de Cuero	U.S.\$/Pza	9,90	3,50
	Guantes de Neoprene	U.S.\$/Pza	23,10	8,18
	Correa Portalampara	U.S.\$/Pza	9,79	3,47
	Tapon de oido	U.S.\$/Pza	1,49	0,53
	CAMISACO + PANTALON	U.S.\$/Pza	105,60	37,38
	PANTALON DE DRILL C/VERDE LIMON FOSFORESCENTE - T/M	U.S.\$/Pza	46,20	16,35
	CAMISACO DE DRILL C/VERDE LIMON FOSFORESCENTE S/LOGO -	U.S.\$/Pza	59,40	21,03
	Pantalon de Jebe	U.S.\$/Pza	33,88	11,99
	Casaca de jebe	U.S.\$/Pza	33,88	11,99
	Lampara	U.S.\$/Pza	48,03	17,00
	Anteojo	U.S.\$/Pza	14,69	5,20
Cordon sujetador de anteojo	U.S.\$/Pza		0,00	

Fuente: Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.



TIPO	DESCRIPCION	UNIDAD	PRECIO ABR. 2014 S/.	PRECIO ABR. 2014 U.S.\$	VIDA UTIL
HERRAMIENTAS	Corvina	U.S.\$/Pza	243,32	86,13	150,00
	Palana (Lampa tipo cuchara)	U.S.\$/Pza	21,19	7,50	50,00
	Pico	U.S.\$/Pza	27,66	9,79	50,00
	Comba de 6 Lbs	U.S.\$/Pza	27,83	9,85	75,00
	Llave Stilson de 8"	U.S.\$/Pza	13,53	4,79	150,00
	Llave Francesa de 8"	U.S.\$/Pza	17,94	6,35	150,00
	Azuela de 3 Lbs	U.S.\$/Pza	15,34	5,43	150,00
	Chotana	U.S.\$/Pza	31,58	11,18	100,00
	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 6'	U.S.\$/Pza	63,70	22,55	
	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 8'	U.S.\$/Pza	64,01	22,66	
	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 10'	U.S.\$/Pza	74,58	26,40	
	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 12'	U.S.\$/Pza	91,05	32,23	
	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 14'	U.S.\$/Pza	104,72	37,07	
	Cable de Acero	U.S.\$/Mts	4,00	1,42	100,00
	Cable de Acero de 3/8"	U.S.\$/Mts	3,28	1,16	100,00
	CABLE DE ACERO DE 1/2"		4,72	1,67	
	Llave stillson de 14"	U.S.\$/Pza	41,19	14,58	

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

6.4. GASTOS GENERALES CONGEMIN JH SAC

	A) GASTOS EN UNIDAD MINERA		U.S.\$
1	Computadoras, impresora, scanner.		77,00
2	Servicio Internet Satelital, teléfono.		300,00
3	Útiles de Oficina		50,00
4	Formularios para Seguridad, Almacen, Reportes diarios, Etc.		50,00
5	Personal para limpieza y mantenimiento de oficinas, viviendas, etc.		150,00
6	Equipamiento de dormitorios de Empleados	14 Empleados	31,11
7	Equipamiento de dormitorios de Obreros	306 OBREROS \$ 4.1 c/u	680,00
8	Subsidio de pasajes para el personal Obr	306 OBREROS	2.868,75
9	Alimentación para el personal Obrero	306 OBREROS \$1,38	9.650
10	Exámenes ocupacionales anuales		99,37
11	Gastos de gestión en Trujillo		200,00
12	Inscripción de contratos de trabajo en Min. Trabajo		250,00
13	Materiales para limpieza de oficinas y viviendas		50,00
14	Herramientas para mina (Band-it, grapas, flejes, etc.)		100,00
15	Válvulas, empalmes, pinturas, atacadores, etc.		100,00
16	Equipo Termofusión		200,00
17	Licencia de manipuleo de explosivos para personal de mina (Discamec)		250,00
18	Motosierra y combustible para preparar madera		50,00
			15.156
	B) TALLERES EN OBRA		
1	Equipamiento de taller de mantenimiento		100,00
2	Equipo de soldar eléctrico de 300 Amp. + Soldaduras		100,00
3	Equipo de oxicorte		50,00
4	Herramientas de taller (llaves, dados, torquímetro, probadores inyector, etc.)		100,00
5	Afiladora de Barrenos, brocas, esmeril ,etc.		150,00
6	Fierro corrugado para percheros, portaherramientas, etc.		50,00
7	Carbon de piedra para fragua		100,00
			650,00



	C) GERENCIA GENERAL	
1	Gerente General	1.100,00
4	Auditor	100,00
5	Gastos financieros - Gastos de transferencia de planilla	3.000,00
		4.200,00
	D) GERENCIA DE OPERACIONES	
1	Gerente de Operaciones	1.000,00
2	Gastos de viaje	150,00
3	Movilidad	50,00
4	Seguros	110,00
		1.310,00
	E) OFICINAS LIMA	
1	Administrador General	150,00
2	Secretaria	50,00
3	Alquiler Oficinas	50,00
4	Muebles y Enseres	50,00
5	Computadoras y soporte técnico (ing. De Sistemas)	200,00
6	Útiles de oficina	30,00
7	Servicio de internet	40,00
8	Teléfonos, radios y otros	100,00
9	Seguros multiriesgo para equipos	600,00
10	Seguros de responsabilidad civil	200,00
11	Auxiliar administrativo	100,00
		1.570,00
	F) CONTABILIDAD Y ASESORIA LEGAL	
1	Contador	200,00
2	Auxiliar de Contabilidad	100,00
3	Gastos Notariales	50,00
4	Útiles de oficina	50,00
5	Mantenimiento de planillas (información ONP, AFP, personal)	100,00
6	Asesoría Legal	50,00
		550,00
	G) LOGÍSTICA	
1	Comprador en Lima - Repuestos perforadoras, lámparas, Scoops, etc.	200,00
2	Despachador	100,00
4	Fletes de envío y seguros Lima - Trujillo - Mina	1.000,00
		1.300,00
	TOTAL DE GASTOS GENERALES ESTIMADOS	US\$. 24.736

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

6.5 COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO.

“La perforación es el inicio de las operaciones unitarias y de la cual depende el éxito de las demás operaciones unitarias”.

6.5.1. CÁLCULO DE COSTOS EN VOLADURA TRADICIONAL

A continuación presentamos detalle del costo de una voladura tradicional para una Rampa de 3.5mx4m con Jumbo sin emplear el precorte.

1. CÁLCULO LA EFICIENCIA DE LOS AVANCES Y LA DISTRIBUCIÓN DE CARGA DE LOS EXPLOSIVOS

EFICIENCIA DE AVANCES			DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS						
CICLO	UNID	ESTANDAR	DESCRIPCION	# CART	# TAL	EMULEX 11/8"X12"	EXADIT 45 7/8"X7"	TOTAL PZAS	TOTAL KGMS
TIEMPO DE CICLO	H/DISP	2,00	Taladro Alivio		3,00				
LONG BARRA DE EXTEN	PIES	14,00	Arranque	13,00	3,00	39,00		39,00	7,62
EFIC DE PERF	%	87%	1ra Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	5,86
LONG PERFORACION	MT	3,70	2da Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	5,86
EFIC.AVANCE	%	78%	3ra Ayuda Arranque	9,00	3,00	27,00		27,00	5,27
LONG DE PERF EFECTIVA	MT	2,90	4ta Ayuda Arranque	8,00	3,00	24,00		24,00	4,69
DURACION GUARDIA	H	8,00	Ayudas de Cuadrador	4,00	2,00	8,00		8,00	1,56
GUARDIAS/DIA	GDA/D	2,00	Ayudas de Corona	5,00	3,00	15,00		15,00	2,93
PRODUCCION/DIA	M/D	11,59	Ayudas de Arrastre	10,00	4,00	40,00		40,00	7,81
			Cuadradores	6,00	8,00		48,00	48,00	3,66
			Coronas	6,00	5,00		30,00	30,00	2,29
			Arrastres	10,00	7,00	70,00		70,00	13,67
VOLUMEN POR DISPARO LABOR									
ANCHO LABOR	MT	3,5	TOTAL		47,00	283,00	78,00	361,00	61,22
ALTO LABOR	MT	4	TOTAL CARGADOS		44,00				
LONGITUD	MT	3	TOTAL KG			55,27	5,95	61,22	
SOBREROTURA	%	13%	PESO	Kgs/Cartucho		0,195	0,076		
VOLUMEN TOTAL	M3	47,55							
DENSIDAD MATERIAL	TMS/M3	2,65	EFICIENCIAS					EMULE X	EXADIT 45
TONELAJE	TMS/DIS	126,01	DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR		Kgs/Cart	0,195	0,076
			Densidad de Carga	Kgs/mt	20,41		Cart/Caja	128,00	328,00
			Factor de Carga	Kgs/Ton	0,49		KGS/CAJ	25,00	25,00

2. CÁLCULO DEL COSTO DE MANO DE OBRA PARA UN AVANCE DE 2.9M CON 47 TALADROS

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	52,48	52,48	
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1,00	0,50	49,00	24,50	
CARGADOR/DISPARADOR	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
AUXILIAR	Hom/Disp	1,00	1,00	36,14	36,14	
SUB-TOTAL					190,97	65,93

Fuente: elaboración propia.



3. CÁLCULO DE LOS MATERIALES PARA LA EJECUCIÓN DE RAMPA DE 3.5MX4M CON JUMBO

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT
BARRAS DE PERFORACION 14 FTS	MT/DISP	144,84	2500	0,06	540,55	10,81
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	136,15	200	0,68	97,14	22,83
SHANK ADAPTER	MT/DISP	144,84	3500	0,04	267,38	3,82
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	136,15	100000	0,00	0,00	0,00
COPLAS	MT/DISP	-	3000	0,00	0,00	0,00
RIMADORA DE 89 MM	MT/DISP	8,69	200	0,04	229,90	3,45
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	8,69	200	0,04	149,14	2,24
TUBO PVC (Voladura recorte)	PZAS/DISP	5,00			2,11	3,64
TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA	PZAS/DISP	-			2,33	0,00
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	1,50			4,46	2,31
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	11,60			4,46	17,86
HERRAMIENTAS					1,12	0,39
ALCAYATAS DE 3/4"	PZAS/DISP	4			8,15	11,25
SUB-TOTAL						78,59

4. CÁLCULO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/MT	
Implementos Seguridad	Unidad	4,00	2,03	8,11	2,80	
Implementos Operador Scoop	Unidad	0,50	3,93	1,96	0,68	
SUB-TOTAL					3,48	

5. CÁLCULO DE LOS COSTOS DE VOLADURA

VOLADURA								
DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD/TALADRO	CANTIDAD PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Kgs	U.S.\$/MT	
EMULEX 45% 1 1/8" X 12" (128)	TALADROS	31,00	9,13	283,00	55,27	0,74	72,29	
EXADIT 45% 7/8" X 7" (328)	TALADROS	13,00	6,00	78,00	5,95	0,22	5,92	
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40,00		0,30	4,14	
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (3	PZAS			2,00		0,96	0,66	
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			44,00		1,80	27,34	
SUB-TOTAL							110,36	

6. CÁLCULO DEL COSTO DE ALQUILER DE EQUIPOS

EQUIPOS								
DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT	
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2,20			130	286,00		
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	HORAS	2,90	30,00	45	75	217,50		
CAMION DE BAJO PERFIL (2 CAMIONES X	HORAS	0,00				0,00		
BOMBA DE 10 HP	HORAS	4,00			1,15	4,61		
PERFORADORA	PIES	12,00			0,10	1,20		
SUB-TOTAL						509,31	175,82	



Final mente se suma los costos de mano de obra, costo de materiales, costo de implementos de seguridad, costos de voladura y costos de alquiler de equipos para hallar los costos directos.

TOTAL COSTOS DIRECTOS									434,17
CONTINGENCIAS	3%								13,03
GASTOS GENERALES	0%								0,00
UTILIDAD	10%								43,42
TOTAL COSTOS									490,62

6.5.2 CÁLCULO DE COSTOS CON VOLADURA PRECORTE.

A continuación presentamos detalle del costo de una voladura con precorte para una Rampa de 3.5mx4m con Jumbo.

1. CÁLCULO DE LA EFICIENCIA DE LOS AVANCES Y LA DISTRIBUCIÓN DE CARGA DE LOS EXPLOSIVOS

EFICIENCIA DE AVANCES			DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS						
CICLO	UNID	ESTANDAR	DESCRIPCION	# CART	# TAL	SEMEXSA 11/8"X12"	EXABLOCK 45 7/8"X7"	TOTAL PZAS	TOTAL KGMS
TIEMPO DE CICLO	H/DISP	2,00	Taladro Alivio		4				
LONG BARRA DE EXTEN	PIES	14,00	Arranque	13,00	3,00	39,00		39,00	7,99
EFIC DE PERF	%	87%	1ra Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	6,15
LONG PERFORACION	MT	3,70	2da Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	6,15
EFIC.AVANCE	%	81%	3ra Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	6,15
LONG DE PERF EFECTIVA	MT	3,00	4ta Ayuda Arranque	9,00	3,00	27,00		27,00	5,53
DURACION GUARDIA	H	8,00	Ayudas de Cuadrador	5,00	2,00	10,00		10,00	2,05
GUARDIAS/DIA	GDA/D	2,00	Ayudas de Corona	5,00	3,00	15,00		15,00	3,07
PRODUCCION/DIA	M/D	12,00	Ayudas de Arrastre	10,00	4,00	40,00		40,00	8,20
			Cuadradores	6,00	5,00		30,00	30,00	2,17
			Coronas	6,00	9,00		54,00	54,00	3,91
VOLUMEN POR DISPARO LABOR			Arrastres	11,00	5,00	55,00		55,00	11,27
			Alivio de contornos		10,00				
ANCHO LABOR	MT	3,50	TOTAL		57,00	276,00	84,00	360,00	62,64
ALTO LABOR	MT	4,00	TOTAL CARGADOS		43,00			TOTAL KG	
LONGITUD	MT	3,00	TOTAL KG			56,56	6,09	62,64	
SOBREROTURA	%	13%	PESO	Kgs/Cartucho		0,205	0,072		
VOLUMEN TOTAL	M3	47,55							
DENSIDAD MATERIAL	TMS/M3	2,65	EFICIENCIAS					SEMEXS A	EXABLOC K 45
TONELAJE	TMS/DISP	126,01	DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR		Kgs/Cart	0,205	0,072
			Densidad de Carga	Kgs/mt	20,88		Cart/Caja	122,00	276,00
			Factor de Carga	Kgs/Ton	0,50		KGS/CAJA	25,00	20,00

2. CÁLCULO DEL COSTO DE MANO DE OBRA PARA UN AVANCE DE 3M Y 57 TALADROS

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	52,48	52,48	
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1,00	0,50	49,00	24,50	
CARGADOR/DISPARADOR	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
AUXILIAR	Hom/Disp	2	1,00	36,14	72,29	
SUB-TOTAL					227,12	75,70



3. CÁLCULO DE MATERIALES PARA LA EJECUCIÓN DE RAMPA PRECORTE DE 3.5MX4M CON JUMBO

MATERIALES							
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT	
BARRAS DE PERFORACION	MT/DISP	183,01	2.500,00	0,07	540,55	13,19	
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	171,01	200,00	0,86	97,14	27,68	
SHANK ADAPTER	MT/DISP	183,01	3.500,00	0,05	267,38	4,66	
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	171,01	100.000,00	0,00	0,00	0,00	
COPLAS	MT/DISP	-	3.000,00	-	0,00	0,00	
RIMADORA DE 89 MM	MT/DISP	12,00	200,00	0,06	229,90	4,60	
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	12,00	200,00	0,06	149,14	2,98	
TUBO PVC (Voladura recorte)	PZAS/DISP	5,00			2,11	3,52	
TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA	PZAS/DISP	-			2,33	0,00	
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	1,50			4,46	2,23	
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	11,20			4,46	16,65	
HERRAMIENTAS					1,12	0,37	
ALCAYATAS DE 3/4"	PZAS/DISP	4,00			8,15	10,86	
SUB-TOTAL						86,74	

4. CÁLCULO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

IMPLEMENTOS SEGURIDAD					
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/MT
Implementos Seguridad	Unidad	5,00	2,03	10,14	3,38
Implementos Operador Scoop	Unidad	0,50	3,93	1,96	0,65
					4,03

5. CÁLCULO DE LOS COSTOS DE VOLADURA

VOLADURA							
DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD/TALADRO	CANTIDAD PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Pza	U.S.\$/MT
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (122)	TALADROS	29,00	9,52	276,00	56,56	0,66	60,72
EXABLOCK 7/8" X 7" (276)	TALADROS	14,00	6,00	84,00	6,09	0,22	6,16
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40,00		0,30	4,00
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (300)	PZAS			2,00		0,96	0,64
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			43,00		1,80	25,80
SUB-TOTAL							97,31

6. CÁLCULO DEL COSTO DE ALQUILER DE EQUIPOS

EQUIPOS								
DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT	
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2,50			130,00	325,00		
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	HORAS	2,80	30,00	45	75,00	210,00		
CAMION DE BAJO PERFIL (2 CAMIONES X 1.8)	HORAS	0,00				0,00		
BOMBA DE 10 HP	HORAS	4,00			1,15	4,61		
PERFORADORA	PIES	12,00			0,10	1,20		
SUB-TOTAL						540,81	180,26	

Final mente se suma los costos de mano de obra, costo de materiales, costo de implementos de seguridad, costos de voladura y costos de alquiler de equipos para hallar los costos directos.



TOTAL COSTOS DIRECTOS									444,05
CONTINGENCIAS		3%							13,32
GASTOS GENERALES		0%							0,00
UTILIDAD		10%							44,41
TOTAL COSTOS									501,78

6.5.3 CÁLCULO DE COSTOS CON VOLADURA SISTEMÁTICA

A continuación presentamos detalle del costo de una voladura sistemática para una Rampa de 3.5mx4m con Jumbo.

1. CÁLCULO LA EFICIENCIA DE LOS AVANCES Y LA DISTRIBUCIÓN DE CARGA DE LOS EXPLOSIVOS

EFICIENCIA DE AVANCES			DISTRIBUCION DE CARGA DE EXPLOSIVOS						
CICLO	UNID	ESTANDAR	DESCRIPCION	# CART	# TAL	SEMEXSA 11/8"X12"	EXABLOCK 45 7/8"X7"	TOTAL PZAS	TOTAL KGMS
TIEMPO DE CICLO	H/DISP	2,00	Taladro Alivo		3				
LONG BARRA DE EXTEN	PIES	14,00	Arranque	13,00	3,00	39,00		39,00	7,99
EFIC DE PERF	%	87%	1ra Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	6,15
LONG PERFORACION	MT	3,70	2da Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	6,15
EFIC.AVANCE	%	87%	3ra Ayuda Arranque	10,00	3,00	30,00		30,00	6,15
LONG DE PERF EFECTIVA	MT	3,22	4ta Ayuda Arranque	9,00	3,00	27,00		27,00	5,53
DURACION GUARDIA	H	8,00	Ayudas de Cuadrador	5,00	2,00	10,00		10,00	2,05
GUARDIAS/DIA	GDA/D	2,00	Ayudas de Corona	5,00	3,00	15,00		15,00	3,07
PRODUCCION/DIA	M/D	12,89	Ayudas de Arrastre	10,00	4,00	40,00		40,00	8,20
			Cuadradores	6,00	5,00		30,00	30,00	2,17
			Coronas	6,00	8,00		48,00	48,00	3,48
			Arrastres	11,00	5,00	55,00		55,00	11,27
			Alivio de contornos		18,00				
VOLUMEN POR DISPARO LABOR									
ANCHO LABOR	MT	3,50	TOTAL		63,00	276,00	78,00	354,00	62,21
ALTO LABOR	MT	4,00	TOTAL CARGADOS		42,00			TOTAL KG	
LONGITUD	MT	3,22	TOTAL KG			56,56	5,65	62,21	
SOBREROTURA	%	13%	PESO	Kgs/Cartucho		0,205	0,072		
VOLUMEN TOTAL	M3	51,08							
DENSIDAD MATERIAL	TMS/M3	2,65	EFICIENCIAS					SEMEXSA 11/8"X12"	EXABLOCK 45 7/8"X7"
TONELAJE	TMS/DISP	135,36	DESCRIPCION	UNIDAD	VALOR			Kgs/Cart	0,205
			Densidad de Carga	Kgs/mt	19,31			Cart/Caja	122,00
			Factor de Carga	Kgs/Ton	0,46			KGS/CAJA	25,00
									20,00

2. CÁLCULO DEL COSTO DE MANO DE OBRA PARA UN AVANCE DE 3.22M Y 63 TALADROS

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	52,48	52,48	
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1,00	0,50	49,00	24,50	
CARGADOR/DISPARDOR	Hom/Disp	1,00	1,00	38,92	38,92	
AUXILIAR	Hom/Disp	2	1,00	36,14	72,29	
SUB-TOTAL					227,12	70,48



3. CÁLCULO DE MATERIALES PARA LA EJECUCIÓN DE RAMPA DE 3.5MX4M CON JUMBO

MATERIALES						
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT
BARRAS DE PERFORACION	MT/DISP	212,68	2.500,00	0,09	540,55	15,33
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	203,01	200,00	1,02	97,14	32,87
SHANK ADAPTER	MT/DISP	212,68	3.500,00	0,06	267,38	5,42
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	203,01	100.000,00	0,00	0,00	0,00
COPLAS	MT/DISP	-	3.000,00	-	0,00	0,00
RIMADORA DE 89 MM	MT/DISP	9,67	200,00	0,05	229,90	3,70
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	9,67	200,00	0,05	149,14	2,40
TUBO PVC (Voladura recorte)	PZAS/DISP	5,00	-	-	2,11	3,27
TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA	PZAS/DISP	-	-	-	2,33	0,00
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	1,50	-	-	4,46	2,08
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	11,20	-	-	4,46	15,50
HERRAMIENTAS			-	-	1,12	0,35
ALCAYATAS DE 3/4"	PZAS/DISP	4,00	-	-	8,15	10,11
SUB-TOTAL						91,03

4. CÁLCULO DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/MT	
Implementos Seguridad	Unidad	5,00	2,03	10,14	3,38	
Implementos Operador Scoop	Unidad	0,50	3,93	1,96	0,65	
					4,03	

5. CÁLCULO DE LOS COSTOS DE VOLADURA

VOLADURA							
DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD /TALADRO	CANTIDA D PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Pza	U.S.\$/MT
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (122)	TALADROS	29,00	9,52	276,00	56,56	0,66	60,72
EXABLOCK 7/8" X 7" (276)	TALADROS	13,00	6,00	78,00	5,65	0,22	5,72
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40,00		0,30	4,00
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (300)	PZAS			2,00		0,96	0,64
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			42,00		1,80	25,20
SUB-TOTAL							96,27

6. CÁLCULO DEL COSTO DE ALQUILER DE EQUIPOS

EQUIPOS								
DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDA D U.S.\$/HR	COSTO OPERACIÓ N U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT	
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2,50			130,00	325,00		
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	HORAS	2,80	0,00	0	75,00	210,00		
CAMION DE BAJO PERFIL (2 CAMIONES X 1.8HrsxDisparo)	HORAS	0,00			-	0,00		
BOMBA DE 10 HP	HORAS	4,00			1,15	4,61		
PERFORADORA	PIES	12,00			0,10	1,20		
SUB-TOTAL						540,81	167,83	



Final mente se suma los costos de mano de obra, costo de materiales, costo de implementos de seguridad, costos de voladura y costos de alquiler de equipos para hallar los costos directos.

TOTAL COSTOS DIRECTOS									429,64
CONTINGENCIAS		3%							13,32
GASTOS GENERALES		0%							0,00
UTILIDAD		10%							44,41
TOTAL COSTOS									487,37

6.6 COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE EXPLOTACIÓN.

La voladura en tajos está relacionada a la perforación en la estructura mineralizada y a la cantidad óptima de explosivo a emplearse.

6.6.1 CÁLCULO DE COSTOS EN VOLADURA CON PRECORTE

A continuación presentamos detalle del costo de una voladura con precorte de un tajo mecanizado de 3.5mx3.5m con Jumbo.

Según el presupuesto se puede observar que se necesita 28.90 kg para realizar un tajeo de 62 taladros, con un factor de carga 0.22 kg/ton. Pero con la voladura sistemática se mejora estos datos reduciendo costos en las operaciones.

EXPLORACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VETA MENOR DE 3.50 MX 4.50M									
SIN JUMBO(CON JUMBO)									
		N° de Taladros 62,00			Tons/Disp.		132,61		
MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	GDIAS/DI SP	FACTOR	PU	SUB TOTAL			U.S.\$/Tons
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1,00	0,43	1,00	52,48	22,37			
AYUDANTE OPER.JUMBO	Hom/Disp	1,00	0,43	1,00	36,14	15,41			
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1,00	0,74	1,00	49,00	36,10			
CARGADOR/DISPARADOR	Hom/Disp	3,00	1,00	1,00	38,92	116,77			
SERVICIOS PARA RELLENO	Hom/Disp	2,00	1,00	1,00	36,14	72,29			
SUB-TOTAL						262,94			1,98
MATERIALES									
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA UTIL MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA			U.S.\$/Ton	
BARRAS DE PERFORACION	Mts/Disp	230,17	2.500	0,09	540,55			0,38	
BROCAS DE 45 MM	Mts/Disp	230,17	200	1,15	97,14			0,84	
SHANK ADAPTER	Mts/Disp	230,17	3.500	0,07	267,38			0,13	
AFILADOR BROCAS	Mts/Disp	230,17	100.000	0,00	0,00			0,00	
POLIYUTE	Mts2/Ton	9,30			1,43			0,10	
TUBO PVC (Voladura recorte)	Pzas/Disp	10,00			2,11			0,16	
Petroleo para Jumbo	1,50 Glns				4,46				
Petroleo para Scoop	17,68				4,46				
HERRAMIENTAS	GLB			0,00	1,69			0,01	
ALCAYATAS DE 3/4"	Pzas/Disp	3,00			8,15			0,18	
SUB-TOTAL									1,81
IMPLEMENTOS SEGURIDAD									
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP			COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$			U.S.\$/Ton
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	Unidad	5,00			2,03	10,14			0,08
Implementos Operador Scoop	Tareas	0,74			3,93	2,89			0,02
									0,10
VOLADURA									
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	CANTIDAD / TALADRO	CANTIDAD PZAS	UNIDAD KG	COSTO U.S.\$/Kg			U.S.\$/Ton
EMULEX 45% 1 1/8" X 12"	TALADROS	3,00	10,00	30,00	5,86	0,74			0,17
EXABLOC 7/8" X 7"	TALADROS	44,00	7,23	318,00	23,04	3,03			0,53
CORDON DETONANTE 5P	MTS	45,00				0,30			0,10
GUIA ENSAMBLADA 2.4 mts (Carmex)	PZAS	2,00				0,96			0,01
EXANEL 4.8 Mts	PZAS	47,00				1,80			0,64
SUB-TOTAL									1,45
EQUIPOS									
DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD AD U.S.\$/HR	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$			U.S.\$/Ton
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	2,56 HORAS	0,00	45,00	85,00	130,00	0,00			
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	4,42 HORAS		30,00	45,00	75,00	0,00			
SUB-TOTAL						0,00			0,00
RELLENO HIDRAULICO - DETRITICO									
Relleno Hidráulico - DETRITICO	TMS	1		\$/Tons	1,22				1,22
TOTAL COSTOS DIRECTOS									6,56
IMPREVISTOS	3%								0,20
UTILIDAD	10%								0,66
SUB TOTAL COSTOS INDIRECTOS									0,85
TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Sin equipos)									7,41
TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Con equipos)									13,80

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC



EXPLORACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VETA MENOR DE 3.50 MX 4.50M									
SIN JUMBO(CON JUMBO) CON VOLADURA SISTEMÁTICA									
				N° de Taladros	60,00	Tons/Disp.	142,44		
MANO DE OBRA		UNIDAD	CANTIDAD	GDIAS/DI SP	FACTOR	PU	SUB TOTAL		U.S.\$/Tons
OPERADOR DE JUMBO		Hom/Disp	1,00	0,41	1,00	52,48	21,65		
AYUDANTE OPER.JUMBO		Hom/Disp	1,00	0,41	1,00	36,14	14,91		
OPERADOR SCOOPTRAM		Hom/Disp	1,00	0,79	1,00	49,00	38,78		
CARGADOR/DISPARADOR		Hom/Disp	3,00	1,00	1,00	38,92	116,77		
SERVICIOS PARA RELLENO		Hom/Disp	2,00	1,00	1,00	36,14	72,29		
SUB-TOTAL							264,40		1,86
MATERIALES									
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA UTIL MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA				U.S.\$/Ton
BARRAS DE PERFORACION	Mts/Disp	222,75	2.500	0,09	540,55				0,34
BROCAS DE 45 MM	Mts/Disp	222,75	200	1,11	97,14				0,76
SHANK ADAPTER	Mts/Disp	222,75	3.500	0,06	267,38				0,12
AFILADOR BROCAS	Mts/Disp	222,75	100.000	0,00	0,00				0,00
POLIYUTE	Mts2/Ton	9,30			1,43				0,09
TUBO PVC (Voladura recorte)	Pzas/Disp	10,00			2,11				0,15
Petroleo para Jumbo	1,50	Glns			4,46				
Petroleo para Scoop	18,99				4,46				
HERRAMIENTAS		GLB		0,00	1,69				0,01
ALCAYATAS DE 3/4"		Pzas/Disp	3,00		8,15				0,17
SUB-TOTAL									1,64
IMPLEMENTOS SEGURIDAD									
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP		COSTO UNIT U.S.\$/Pers		COSTO U.S.\$			U.S.\$/Ton
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	Unidad	5,00		2,03		10,14			0,07
Implementos Operador Scoop	Tareas	0,79		3,93		3,11			0,02
SUB-TOTAL									0,09
VOLADURA									
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	CANTIDAD / TALADRO	CANTIDAD PZAS	UNIDAD KG	COSTO U.S.\$/Kg			U.S.\$/Ton
EMULEX 45% 1 1/8" X 12"	TALADROS	3,00	10,00	30,00	5,86	0,74			0,16
EXABLOC 7/8" X 7"	TALADROS	42,00	7,24	304,00	22,03	3,03			0,47
CORDON DETONANTE 5P	MTS	45,00				0,30			0,09
GUIA ENSAMBLADA 2.4 mts (Carmex)	PZAS	2,00				0,96			0,01
EXANEL 4.8 Mts	PZAS	45,00				1,80			0,57
SUB-TOTAL									1,30
EQUIPOS									
DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIED AD U.S.\$/HR	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$			U.S.\$/Ton
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	2,47	HORAS	45,00	85,00	130,00	0,00			
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	4,75	HORAS	30,00	45,00	75,00	0,00			
SUB-TOTAL						0,00			0,00
RELLENO HIDRAULICO - DETRITICO									
Relleno Hidráulico - DETRITICO	TMS	1		\$/Tons	1,22				1,22
TOTAL COSTOS DIRECTOS									6,12
IMPREVISTOS	3%								0,18
UTILIDAD	10%								0,61
SUB TOTAL COSTOS INDIRECTOS									0,79
TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Sin equipos)									6,91
TOTAL COSTOS U.S.\$/Ton (Con equipos)									13,01

Fuente. Elaboración propia.

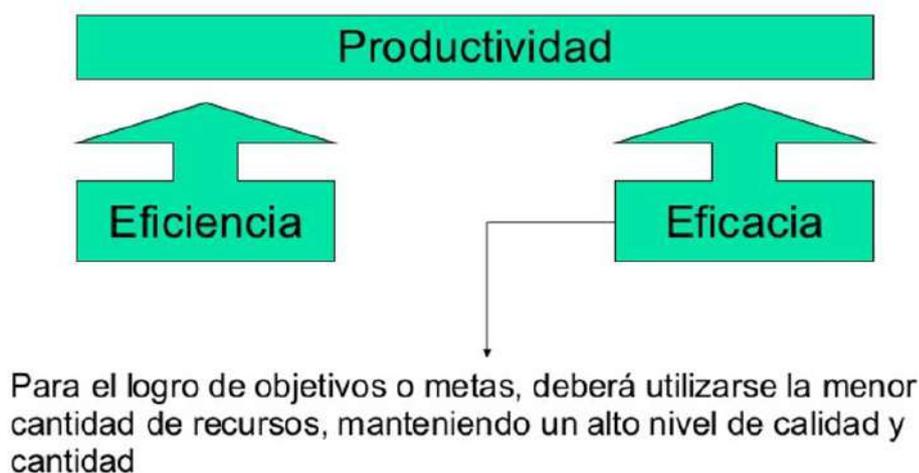
Los datos mostrados anteriormente y todas las actividades que se realicen se verán reflejadas en las valorizaciones echas por mes por ello todos los precios unitarios son muy importantes, estos además deben estar claramente establecidos y detallados conforme se muestran.



De tal manera que se podrá realizar cálculos y de este modo saber si se está ganando o perdiendo con los trabajos realizados.

6.7. OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES MINERAS Y SU REFLEJO EN LOS COSTOS.

Figura 6.2. Eficiencia y eficacia.



Fuente: Elaboración propia.

6.7.1 OPTIMIZACIÓN EN EL CICLO DE MINADO

La optimización de costos de operación no solo involucra reducción de gastos, este se orienta a la eficiencia de todos los trabajos, la reducción del tiempo de ejecución, la utilización de los equipos, etc.

En una mina mecanizada se observa que todas las actividades son estandarizadas pero las tareas a realizar son dinámicas a cada guardia, pero a todo esto se orienta la mejor forma de realizar con eficacia los trabajos y obtener un resultado eficiente, en el que no solo reduzca los gastos de operación sino que también incremente las ganancias.

6.7.1.1 EL PLANEAMIENTO EN LA OPTIMIZACIÓN DE COSTOS

El Planeamiento y Control de Producción en Operaciones Mineras, es una herramienta fundamental que se aplica en las Unidades de Producción de Empresas Mineras, para lograr los siguientes objetivos:

- Cumplimiento de los estimados de producción o producir para cubrir la capacidad de la planta concentradora.
- Detectar oportunamente las áreas críticas, para dar solución inmediata.
- Reducción de costos.
- Incrementar la producción, de acuerdo a las necesidades de la unidad.

- Incrementar las labores de desarrollo, con el consiguiente aumento de reserva de la unidad.
- Una coordinación efectiva entre el personal del área productiva, al intercambiar diariamente su experiencia en la solución de problemas y cumplimiento de metas, los que incentivan a realizar un verdadero trabajo de equipo.

- **Planeamiento.-** Es la manera anticipada cómo debe proyectarse las diferentes fases de una operación para lograr los objetivos propuestos.

Planeamiento es determinar el modo de actuar antes de operar, para lograr las metas deseadas, naturalmente el planeamiento debe ser compatible con las normal y políticas establecidas por la Empresa.

Para nuestro estudio el Planeamiento comprende tres partes:

- **Determinación de objetivos**

Cuyas características fundamentales deben ser:

- Exacto y preciso.
- Razonable y alcanzable.
- Compatible con los objetivos generales de la Empresa.

- **Bosquejo de los procedimientos**

- Cómo debe ejecutarse el trabajo o el objetivo que se ha señalado.
- Con qué medios se tiene que trabajar. Recursos, hombres, máquinas, equipos y herramientas.
- Cuando se tiene que realizar (todo en función del tiempo).
- Dónde se tiene que realizar (nivel, tajeo, nombre de la mina).
- Quienes tienen que realizar.

- **Asignación de Responsabilidades y Autoridades**

- Para que puedan realizar el trabajo es necesario que tengan la responsabilidad y la autoridad correspondiente.
- La Responsabilidad es la obligación que tiene una persona de realizar un trabajo dado o encomendado por un superior.
- Cada persona tiene cierta responsabilidad, en mayor o menor grado, conforme al lugar que ocupa en la organización.
- La responsabilidad no se delega.
- La Autoridad es el derecho que tiene alguien para ordenar la ejecución de un trabajo a otra persona.

- La Autoridad y la Responsabilidad están bien ligadas de modo que si alguien requiere de otra persona para la realización de un trabajo encomendado es porque tiene autoridad.
- **Control.-** Consiste en procurar que todo se desarrolle de acuerdo al programa establecido y comprende.
 - **Control Inicial.** Consiste en la comprobación de que los hombres, máquinas, equipos a utilizar y los tiempos establecidos para cada fase de operación, estén bien programados. Que los cálculos estén bien establecidos, para cada ciclo de trabajo.
 - **Control Procesal.-** Consiste en la comparación de resultados que se van obteniendo con la programación durante el planeamiento.
 - **Control final.-** Consiste en la comparación de metas obtenidas con las metas programadas, el que comprende:
 - **Control de Calidad.-** (Leyes programadas de mineral, leyes de concentrado y leyes de relave).
 - **Control de cantidad.-** (Tonelajes programadas de Mina y Planta Concentradora).
 - **Control de costos.-** (costo de tonelaje que sale de la Mina y el costo de tonelaje de tratamiento en Planta).

Tabla 6.1. Tiempos de ciclo de minado tradicional.

TIEMPOS EN LABORES DE PRODUCCIÓN/AVANCE TRADICIONAL				
Guardia DIA/NOCHE				
Actividad	Promedio de labores MINA		Promedio de labores	
	Tiempo (horas:minutos)		Tiempo (horas:minutos)	
	Duración total	Demoras incluidas	Duración total	Demoras incluidas
Traslado a labor	00:20	00:20	00:15	00:15
Boleo	01:20	01:20	00:20	00:20
Supervisión y Charlas	00:40	00:40	00:10	00:10
Organización del trabajo			00:10	00:10
Desatado de Rocas	00:30		00:30	
Limpieza de Carga	02:40	00:30	01:30	00:10
Izaje de Madera	00:40	00:15	00:20	
Sostenimiento	01:20	00:20	01:00	00:05
Perforación y Voladura	01:20	00:20	01:00	00:05
Asesorías			01:00	01:00
Evaluación diaria			00:30	
Totales	12:35		09:00	

Fuente. Elaboración propia

Tabla 6.2. Tiempos de ciclo de minado mecanizado.

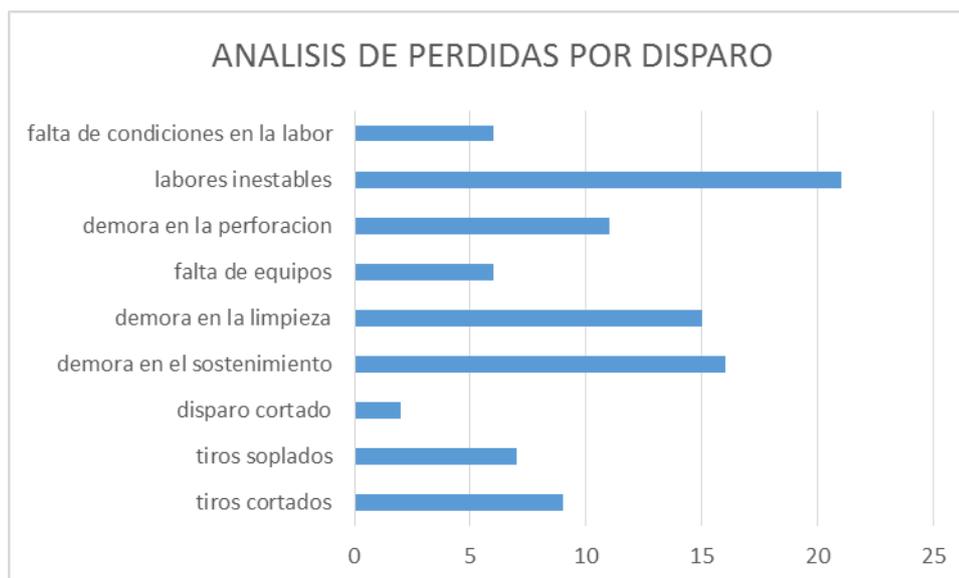
TIEMPOS EN LABORES DE PRODUCCIÓN/AVANCE MECANIZADO.				
Guardia DIA/NOCHE				
Actividad	Promedio de labores producción		Promedio de labores avance	
	Tiempo (horas:minutos)		Tiempo (horas:minutos)	
	Duración total	Demoras incluidas	Duración total	Demoras incluidas
Traslado a labor	00:20	00:20	00:15	00:15
Boleo	01:20	01:20	00:20	00:20
Supervisión y Charlas	00:40	00:40	00:10	00:10
Organización del trabajo			00:10	00:10
Desatado de Rocas mecanizado	00:36		00:32	
Limpieza de Carga	02:40	00:20	01:50	00:10
Sostenimiento	01:20	00:20	01:15	00:15
Perforación y Voladura	01:00	00:20	01:50	00:25
Asesorías			01:00	01:00
Evaluación diaria			00:30	
Totales	11:16		10:37	

Fuente. Elaboración propia

6.7.2 FACTORES DE PÉRDIDAS POR DISPARO

Para ello se realiza un análisis y se evalúa todas las perdidas ocasionadas reflejadas en la no ejecución del disparo de un frente, véase el siguiente cuadro.

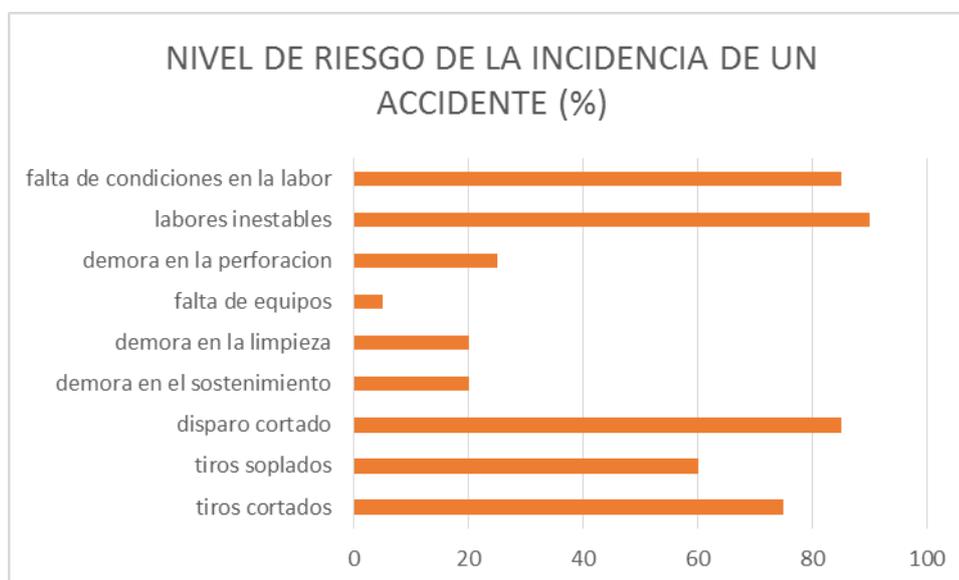
Figura 6.3. Diagrama de Pareto por pérdidas por disparo.



Fuente: Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Según se muestra en el gráfico los factores más resaltantes que ocasionan la no ejecución de un disparo están relacionados a procesos de perforación y voladura en el frente, ahora veamos el siguiente análisis.

Figura 6.4. Diagrama de Pareto de posibilidades de que ocurra un accidente a causa de los factores que ocasionan las pérdidas por disparo.



Fuente. Departamento de seguridad y salud ocupacional CONGEMIN JH SAC.

Como se pueden apreciar en ambos gráficos la mayor parte de las posibilidades a la pérdida en diferentes aspectos como económico y humano, se ven relacionados en criterios similares, sin embargo surge la siguiente pregunta.



- **¿Qué relacionan estos factores con las técnicas de voladura?**

La respuesta se puede interpretar en lo siguiente:

Falta de condiciones en la labor: estas condiciones pueden ser falta de ventilación, sostenimiento deficiente, sostenimiento colapsado, iluminación deficiente, presencia de chimeneas cercanas con riesgo de caída, etc.

Labores inestables: inestabilidad por la voladura, desprendimiento por perturbación de la excavación.

Demora en la perforación: originados por demoras y descoordinaciones en el ciclo de minado, lo que conlleva que se omitan pasos del procedimiento de perforación y el nivel de exposición del personal aumente.

Falta de equipos: insuficiente capacidad de equipos para atender los frentes.

Demora en la limpieza: en vista que se establece tiempos para la limpieza de un frente se coordina para la atención de todos los frentes, pero por problemas de sobre excavación esta toma más tiempo de ejecución.

Demora en el sostenimiento: ocasionado la inestabilidad de los frentes y la demora en la atención en limpieza y desate, originando posteriormente el colapso de la labor.

Disparos, tiros soplados y/o cortados: originados por la deficiente perforación y carguío.

Con esto se muestra la relación que existe entre estos factores de la siguiente manera: todos los procesos de minado tienen una relación entre si es decir un proceso es precedente del otro conformando una cadena, esta relación en el análisis para el método Coba-Ota se origina con la voladura y la cadena de perdida que se origina es denominada cadena de pérdidas por causalidad.

Es decir que a partir de una mala voladura se originan inestabilidad de labores, sobre excavación, aumento de tiempo de limpieza, frentes atendidos tardíamente en el desate y sostenimiento, tiros fallados, mayor uso de horas equipo, mayor consumo de explosivos, mayor consumo de elementos de sostenimiento, exposición del personal a condiciones inseguras de trabajo, aumento en la posibilidad de la ocurrencia de un accidente. Lo que lleva a establecer controles estrictos en el proceso de voladura.

CAPÍTULO VII

SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL

7.1 IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS, EVALUACIÓN DE RIESGOS Y DETERMINACIÓN DE CONTROLES MEDIANTE UNA MATRIZ DE RIESGOS EN LOS TRABAJOS DE VOLDURA

La finalidad de toda organización de seguridad en cualquier actividad es ayudar a la dirección a que establezca y tenga en vigor un programa destinado a proteger a los colaboradores y aumentar la producción mediante la prevención y el control de accidentes que afectan a cualquiera de los elementos de la producción, a saber: maquinaria, herramienta, equipo y mano de obra.

El trabajo de seguridad es imprescindible. Ni la dirección, ni los trabajadores por sí solos pueden llevar a cabo la labor de seguridad. Cada quien tiene su propia responsabilidad y debe aceptar su parte de la misma y cumplir con ella. Si cada quien va en pos de sus propios “intereses” y sin consideración alguna por los intereses de los demás, el programa fracasará. Si la dirección y los trabajadores se “unen” y discuten el problema de los accidentes y los efectos que los mismos surten en la producción.

Este capítulo está diseñado para ayudar a evaluar los riesgos asociados a todos los trabajos y en particular para los trabajos en minería, para de esta forma determinar las medidas a tomar para el control de los riesgos identificados.

Toda actividad que uno realiza conlleva un riesgo ya sea la actividad muy simple o muy rutinaria tales como:

- Cruzar la carretera
- Conducir un vehículo
- Transportarse en vehículos
- Viajar en avión
- Practicar deportes
- Subir una escalera
- Desconectar una línea de servicios
- Ingresar a un espacio confinado
- Trabajar en (socavón)



7.2 OBJETIVOS DEL ANÁLISIS RIESGOS

Los objetivos de un análisis de riesgos es Eliminar y reducir de riesgos producto de las tareas a realizar, es decir “controlando los accidentes y las pérdidas”.

7.3 DEFINICIONES (OHSAS 18001_2007)

7.3.1 Peligro: Fuente, situación o acto con el potencial de daño en términos de lesiones o enfermedades o la combinación de ellas.

7.3.2 Identificación de peligros: Proceso de reconocimiento de una situación de peligro existente y definición de sus características.

7.3.3 Riesgo: Combinación de la probabilidad de ocurrencia de un evento o exposición peligrosa y la severidad de las lesiones o daños o enfermedad que puede provocar el evento o la exposición a peligros.

7.3.4 Evaluación de riesgo: Proceso de evaluación de riesgo(s) derivados de un peligro(s) teniendo en cuenta la adecuación de los controles existentes y la toma de decisión si el riesgo es aceptable o no.

7.3.5 Evaluación de riesgo base (Rb): La evaluación de riesgo base ignora los controles existentes y por consiguiente evalúa el riesgo inherente asociado a una actividad o situación. Se utiliza para identificar si una actividad o situación tiene un nivel de riesgo asociado para merecer su manejo y la aplicación de controles. Por ejemplo: responsabilidades asignadas, desempeño supervisado y auditado, entrenamiento suministrado, etc.

7.3.6 Evaluación de riesgo residual (Rr) Esta tiene en cuenta el nivel de riesgo mientras la actividad o situación está bajo el control de la organización. Se utiliza para medir que tan bien se está manejando la actividad o situación, donde el nivel de riesgo residual sea inaceptablemente alto, se deben modificar los controles o de alguna forma, eliminar el riesgo. Esta clase de evaluación de riesgo se utiliza frecuentemente para identificar los objetivos para el mejoramiento del sistema.

7.3.7 Enfermedad: Identificación de una condición física o mental adversa actual y/o empeorada por una actividad de trabajo y/o una situación relacionada.

7.3.8 Incidente: Evento(s) relacionados con el trabajo que dan lugar o tienen el potencial de conducir a lesión, enfermedad (sin importar la severidad) o fatalidad.

Un accidente es un incidente con lesión, enfermedad o fatalidad.

Un incidente donde no existe lesión, enfermedad o fatalidad, puede denominarse cuasi-pérdida, alerta, evento peligroso.

Una situación de emergencia es un tipo particular de incidente.



7.3.9 Accidente.

7.3.10 Riesgo aceptable: Riesgo que ha sido reducido a un nivel que puede ser tolerado por la organización, teniendo en cuenta sus obligaciones legales y su propia política de S&SO.

7.3.11 Seguridad y Salud Ocupacional: Condiciones y factores que afectan el bienestar de los empleados, personal temporal, contratistas, visitantes y cualquier otro personal en el lugar de trabajo.

7.3.12 Sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional: Parte de la gestión integral de la organización que gerencia los riesgos de Seguridad y Salud Ocupacional asociados a la actividad de la empresa. Esto incluye la estructura organizacional, planificación, responsabilidades, prácticas, procedimientos, procesos, y recursos para el desarrollo, implementación, alcance, revisión y mantenimiento de la política de Seguridad y Salud Ocupacional de la organización.

7.4 DEFINICIONES (ISO 14001_2004)

7.4.1 Medio ambiente: Entorno en el cual una organización opera, incluidos el aire, el agua, el suelo, los recursos naturales, la flora, la fauna, los seres humanos y sus interrelaciones

7.4.2 Aspecto ambiental: Elemento de las actividades, productos o servicios de una organización que pueden interactuar con el medio ambiente.

7.4.3 Impacto ambiental: Cualquier cambio en el medio ambiente, ya sea adverso o beneficioso, como resultado total o parcial de los aspectos ambientales de una organización.

7.5 OTRAS DEFICIONES USADAS EN LA EVALUACIÓN DE RIESGOS

7.5.1 Seguridad: Condiciones y factores que afectan o podrían afectar la seguridad de los trabajadores.

7.5.2 Salud Ocupacional.- Condiciones y factores que afectan o podrían afectar la salud de los trabajadores.

7.5.3 Medio Ambiente.- Entorno en el cual una organización opera, incluido el aire, el agua, el suelo, los recursos naturales, la flora, la fauna, los seres humanos y sus interrelaciones.

7.5.4 Tipo de actividad analizada:

7.5.4.1 Nuevo.- Es aquella actividad que durante la operación de la organización no se ha desarrollado.

7.5.4.2 Vigente.- Actividad que se realiza con alguna frecuencia.

7.5.4.3 Modificado.- Actividad vigente con cambios en su desarrollo.

7.5.5 Condiciones de evaluación:

Existen tres condiciones de evaluación

7.5.5.1 Condiciones Normales: Es el Análisis de peligros, riesgos y controles de una actividad o proceso donde se desarrolla sin ningún tipo de cambio o modificación.

7.5.5.2 Condiciones Anormales: Es el Análisis de peligros, riesgos y controles de una actividad o proceso en donde esta puede sufrir algún tipo de cambio o modificación (Corte de energía, cambio climático, tiro cortado.

7.5.5.3 Condiciones de Emergencia: Es el Análisis de peligros, riesgos y controles de una actividad o proceso en donde los riesgos/impactos se han materializado y los controles permiten la mitigación de los mismos.

7.5.6 Condiciones de evaluación: Es el procedimiento para reconocer o considerar todas las actividades relacionadas con el trabajo que tengan potencial de causar daño.

Principios a considerar

- Toda actividad que uno realiza puede considerarse un peligro y por lo tanto conlleva a un riesgo.
- Actividades de todo el personal que tenga acceso al lugar de trabajo (incluyendo contratistas y visitantes).
- Conveniencias en el lugar de trabajo bien sea suministradas por la organización o por terceros.
- Debe considerar todos los procesos, actividades rutinarias y no rutinarias.
- Se debe considerar cambios / modificaciones en el ambiente de trabajo (condiciones de evaluación)

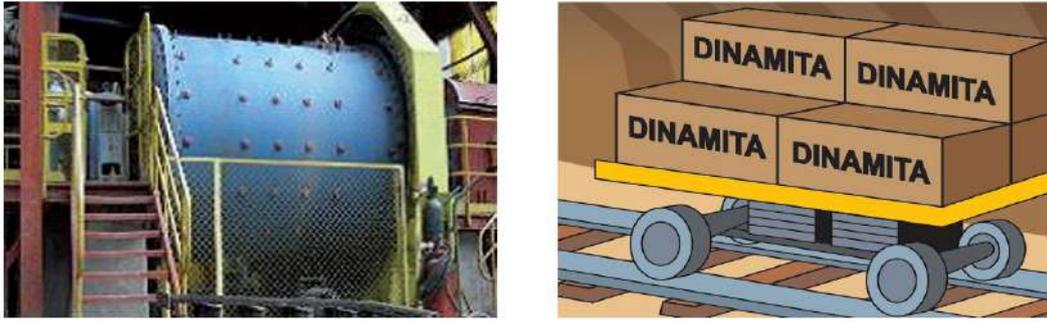
7.5.6.1 Peligro.

El peligro es la fuente o situación o acto con el potencial de daño en términos de lesiones o enfermedades o la combinación de ellas.

- **Fuente de energía:** Herramientas, equipos, techos y hastiales, instalaciones eléctricas explosivos.



Figura 7.1. Peligros de fuente de energía.



Fuente: Manual análisis PRC-supervisores-CMH

- **Situaciones peligrosas:** Trabajos en altura (mayor a 1.80m) trabajo en lugares confinados, deficiente iluminación.

Figura 7.2. Situaciones de riesgo.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Actos peligrosos:** Actitud temeraria, procedimiento por primera vez.

Figura 7.4. Actos peligrosos.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros naturales:** Terremotos, deslizamientos, lluvias, tornados, etc.

Figura 7.4. Un tornado, peligro natural.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros físicos:** Ruido, radiación, exceso de iluminación.

Figura 7.5. Ruido, peligros físicos.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros químicos:** Humos, gases, neblinas, etc.

Figura 7.6. Trabajos con reactivos químicos - peligros químicos.



Fuente: Manual análisis PRC-supervisores-CMH

- **Peligros mecánicos:** Vehículos, maquinaria pesada, etc.

Figura 7.7. Equipos mecánicos, peligros mecánicos.



Fuente: Manual análisis PRC-supervisores-CMH

- **Peligros psicológicos:** Ansiedad, stress. Falta de motivación.

Figura 7.8. Trabajador preocupado – peligro psicológico.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros biológicos:** Bacterias, virus, hongos.

Figura 7.9. Ambiente sucio, peligro biológico.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros sociales:** Delincuencia, Alcoholismo, drogadicción, etc.

Figura 7.10. Trabajador ebrio, peligro social.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros ergonómicos:** Trabajar en espacios confinados, movimientos repetitivos, posturas inadecuadas.

Figura 7.11. Trabajos con posturas forzadas, peligro ergonómico.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros del Operador:** Falta de conocimiento, comportamiento temerario, no utilizar sus EPP.

Figura 7. 12. Trabajador sin EPP's adecuados, peligros del operador.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros Eléctricos:** Cables energizados pelados, tableros eléctricos fuera de su nicho o sin señalización, etc.

Figura 7. 13. Tableros eléctricos, peligros eléctricos.



FUENTE: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

- **Peligros ambientales:** Grifos, planta de beneficio, plantas de degradación y tratamiento de aguas residuales, pendientes.

Figura 7. 14. Peligros ambientales.



Fuente: Manual análisis PRC-supervisores-CMH

- **Peligros fisiológicos:** Enfermedades hereditarias o males congénitos.
- **Peligros del sistema:** Fallas en el sistema de gestión, etc.

7.5.6.2 ¿Cómo identificar los peligros?

Los peligros pueden ser identificados a diario en el área de trabajo, para ello se debe tener en cuenta los siguientes puntos.

- Investigación de accidentes
- Estadísticas de accidentes
- Inspecciones, supervisión
- Discusiones, entrevistas
- Análisis de trabajos seguros
- Auditorias
- Observación de tareas planeadas

7.5.6.3 ¿Entonces cómo nos damos cuenta de los peligros?

Cuando examine una actividad para identificar peligros, pregúntese:

- ¿Qué es exactamente lo que voy hacer? Si es necesario enumere todos los pasos.
- ¿Con qué materiales / que sustancias tendré que tratar?
- ¿Qué herramientas y equipos usaré?
- ¿Cuándo realizaré el trabajo? (de día, de noche, estación del año, etc.)
- ¿Cómo puede ser afectada la actividad por las personas, equipo, actividades adyacentes?
- ¿Cómo pueden ser afectadas las personas, equipos, material cercano y medio ambiente adyacente?

7.5.7 Evaluación de Riesgo

Proceso de evaluación de riesgos derivados de uno o varios peligros teniendo en cuenta la adecuación de los controles existentes y la toma de decisión si el riesgo es aceptable o no.

7.5.7.1 Riesgo. Es la combinación de la probabilidad de ocurrencia de un evento o exposición peligrosa y la severidad de las lesiones, daños o enfermedad que puede provocar este.

7.5.7.2 Clasificación del riesgo.

- **Riesgo no tolerable:** Es aquel con el potencial de causar incidentes - accidentes y que tiene que ser reducido o controlado.
- **Riesgo tolerable:** Riesgo que ha sido reducido al nivel que puede ser tolerable por la organización considerando las obligaciones legales y la política de seguridad y salud ocupacional.

- **Riesgo Significativo:** Se considera así, a aquel que luego de la evaluación respectiva dentro del proceso operacional sea NO TOLERABLE.

Los riesgos van de la mano con los peligros: Por cada peligro se pueden tener uno o más riesgos.

Figura 7.15. Peligro y riesgo.



Fuente: Manual de Inducción en Seguridad Y Salud Ocupacional-CMH

7.5.8 Matriz de evaluación de riesgos.

7.5.8.1 Condiciones de evaluación: Es el procedimiento para reconocer o considerar todas las actividades relacionadas con el trabajo que tengan potencial de causar daño.

La matriz de evaluación de riesgos nos permite identificar el nivel de riesgo presente en cada evento. Su uso es sencillo, primero se debe ubicar los 2 factores consecuencia y probabilidad, luego se debe intersectar y dará como resultado el valor del nivel de riesgo.

Tabla 7. 1. Matriz de evaluación de riesgos.

CONSECUENCIA	1 Catastrofico	1	2	4	7	11
	2 Fatalidad	3	5	8	12	16
	3 Daño Permanente	6	9	13	17	20
	4 Daño Temporal	10	14	18	21	23
	5 Daño Menor	15	19	22	24	25
		A Común	B Han ocurrido	C Pueden ocurrir	D No es probable	E Practicamente imposible
		PROBABILIDAD / FRECUENCIA				
		LEYENDA:				
		TIPO	ABREVIATURA	RANGO	COLOR	
		ALTO RIESGO	A	<1 - 6>		
		MEDIO RIESGO	M	<7 - 19>		
		BAJO RIESGO	B	<20 - 25>		

Fuente: Manual análisis PRC-supervisores-CMH



Esta tabla facilita la identificación del nivel de riesgo presente en la matriz de evaluación de riesgos, las consideraciones que se han de tomar en cuanto a los criterios e índices de probabilidad y severidad.

• **Ejemplo Aplicativo:**

Imagine un riesgo, por ejemplo aplastamiento por caída de rocas.

Peligro: Rocas sueltas o caída de rocas.

Riesgo: Aplastamiento.

Tabla 7.2. Uso de la matriz de evaluación de riesgos.

CONSECUENCIA	1 Catastrofico	1	2	4	7	11
	2 Fatalidad	3	5	8	12	16
	3 Daño Permanente	6	9	13	17	20
	4 Daño Temporal	10	14	18	21	23
	5 Daño Menor	15	19	22	24	25
		A Común	B Han ocurrido	C Pueden ocurrir	D No es probable	E Practicamente imposible
	PROBABILIDAD / FRECUENCIA					

Fuente: Manual análisis PRC-supervisores-CMH

- Probabilidad/Frecuencia: Sería común, la caída de roca es constante en interior mina a cada momento y en todo lugar.
- Consecuencia: Es fatal por que las personas que sufren aplastamiento de rocas pueden perder la vida.

Resultado

- Número de IPER : 3
- Nivel de riesgo : Alto o (color rojo)

7.5.9 Determinación de Controles

7.5.9.1 Control. Se considera control a las medidas de reducción de riesgo o técnica de prevención que se realiza dentro de una organización.

7.5.9.2 Priorización de controles. Se debe considerar la reducción de los riesgos de acuerdo a la siguiente priorización:

- Eliminación
- Sustitución
- Controles ingenieriles
- Señalización, alertas y/o



- e) Controles administrativos
- f) Equipos de protección personal

7.5.9.3 Estructura del control

a) Cuando se trata de un acto seguro.

Para este caso el control seguirá la siguiente estructura:

ACCIÓN + OBJETO + CONDICIÓN

Ejemplos.

- Usar ropa sin elementos sueltos
- Usar EPP sanos y limpios

b) Cuando se trata de una condición segura.

En este caso los controles deben tener la siguiente estructura:

OBJETO + CONDICIÓN

Ejemplos.

- Cable y circuitos eléctricos protegidos y en sus alcayatas.

7.5.9.4 Aplicación de controles.

7.5.9.4.1 En la fuente.

- Eliminación: Retirar equipo o herramienta.
- Sustitución: Cambiar equipo o herramienta.
- Control de Ingeniería: Reemplazar piezas, colocar nuevos dispositivos.

7.5.9.4.2 En el medio.

- Señalización: Reguladoras, preventivas, informativas.
- Alertas: Alarmas.

Administrativos: Capacitación, monitoreo, procedimiento, estándares, exámenes médicos.

7.5.9.4.3 Controles en el Receptor.

- Equipos de Protección Personal: Guantes, Protector de Cabeza, Arnés, Anteojos de Seguridad, etc.

Tabla 7.3. Aplicación de los controles.

FUENTE	MEDIO	RECEPTOR
Eliminación, sustitución, controles de ingeniería.	Sustitución, alertas y/o controles administrativos.	Equipo de protección personal.
Retirar, cambiar equipos o herramientas, reemplazar piezas.	Reguladoras, preventivas, informativas, alarmas.	Guantes, protector de cabeza, arnés, anteojos de seguridad, etc.

Fuente: Manual análisis PRC-supervisores-CMH



7.5.10 Evaluación de riesgo residual.

Esta tiene en cuenta el nivel de riesgo mientras la actividad o situación está bajo control de la organización. Se utiliza para medir que tan bien se está manejando la actividad o situación, donde el nivel de riesgo residual debe ser bajo o de lo contrario modificar los controles o de alguna forma eliminar el riesgo.

7.6 Aplicación de la evaluación de riesgos.

Todas las actividades que se realicen deben estar orientadas a un único propósito que es la prevención de accidentes de cualquier clase, aplicando lo descrito en este capítulo se asegurara el cumplimiento de las normas de seguridad por consiguiente se garantizara la productividad, sin pagar por ello con la integridad de un ser humano.

Para ello se usara el formato del anexo 7.1 y los ejemplos aplicativos de una identificación de peligros, evaluación de riesgos están descritos en los anexos de 7.2 al 7.17.

CAPÍTULO VIII

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

8.1 RESULTADOS DE COSTOS ENTRE VOLADURA PRECORTE Y VOLADURA SISTEMÁTICA EN LABORES DE AVANCE

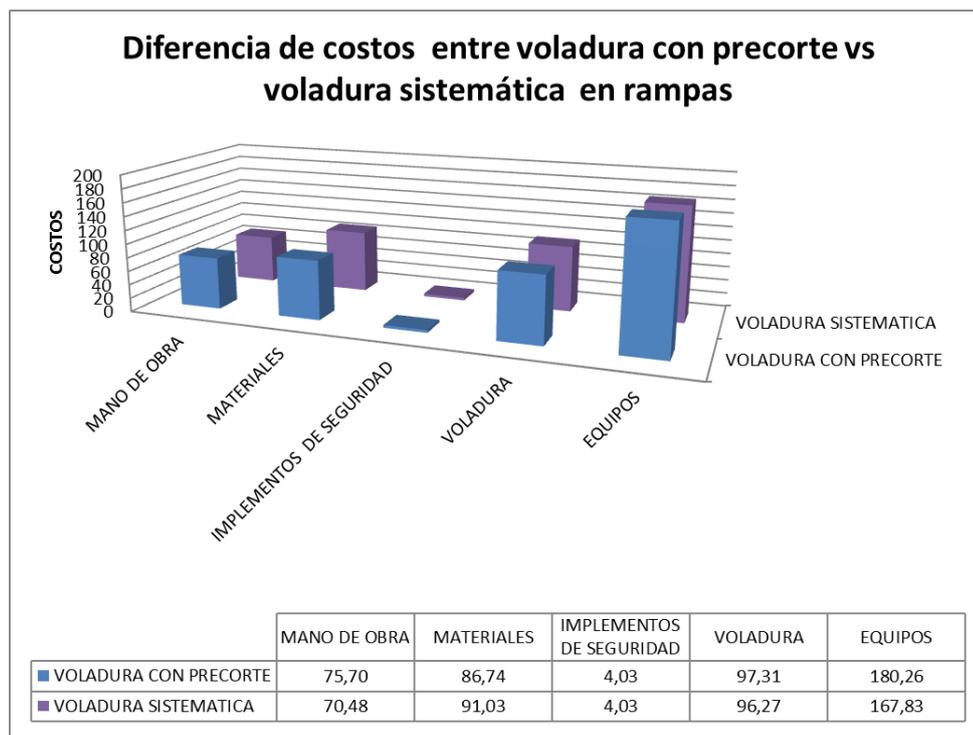
Según el presupuesto en la voladura con precorte se puede observar que se necesita 62.64 Kg de explosivo para realizar un frente de 3.5mx4.0m con factor de carga de 0.50 Kg/ton, 1.32 Kg/m³ es decir que se usa 20.88kg por metro avanzado. Sin embargo en la voladura sistemática se usa para el mismo frente 62.21Kg de explosivo con un factor de carga de 0.46Kg/ton, 1.22Kg/m³ es decir se usa 19.81 Kg por metro avanzado lo que significa que hay una reducción costos de 14.41U.S. \$ /m esto se debe a la mejora en la eficiencia de la voladura.

Tabla 8.1. Resultado de costos de voladura pre corte vs voladura sistemática.

DESCRIPCIÓN	VOLADURA CON PRECORTE	VOLADURA SISTEMÁTICA
MANO DE OBRA	75,70	70,48
MATERIALES	86,74	91,03
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	4,03	4,03
VOLADURA	97,31	96,27
EQUIPOS	180,26	167,83
TOTAL	501,78	487,37

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Figura 8.1. Resultado de voladura pre corte vs voladura sistemática en rampas.



Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.



8.2 RESULTADOS DE COSTOS ENTRE VOLADURA PRECORTE Y VOLADURA SISTEMÁTICA EN LABORES DE EXPLOTACIÓN.

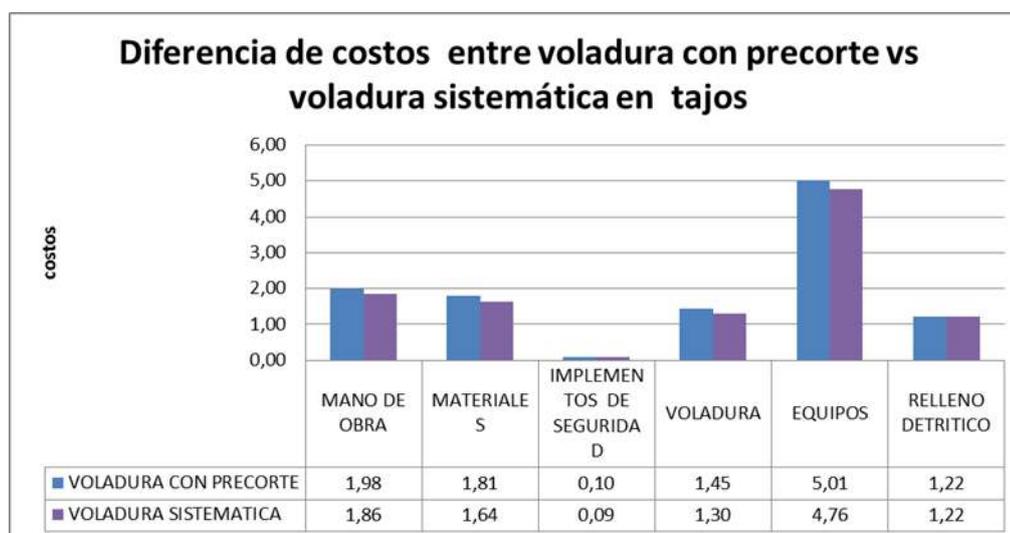
Según el presupuesto en la voladura con precorte se puede observar que se necesita 28.90 Kg de explosivo para realizar una rotura de tajo de 3.5mx3.5.0m con factor de carga de 0.22 Kg/ton es decir que se usa 9.61kg por metro avanzado. Sin embargo en la voladura sistemática se usa para el mismo frente 27.29Kg de explosivo con un factor de carga de 0.2Kg/ton es decir se usa 8.63Kg por metro avanzado lo que significa que hay una reducción costos de 0.79U.S. \$ /m esto se debe a la mejora en la eficiencia de la voladura.

Tabla 8.2. Resultado de costos de voladura pre corte vs voladura sistemática.

DESCRIPCIÓN	VOLADURA CON PRECORTE	VOLADURA SISTEMÁTICA
MANO DE OBRA	1,98	1,86
MATERIALES	1,81	1,64
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	0,10	0,09
VOLADURA	1,45	1,30
EQUIPOS	5,01	4,76
RELLENO DETRITICO	1,22	1,22
TOTAL	\$13,80	\$13.01

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Gráfico 8.2 - Resultado de voladura precorte vs voladura sistemática en tajos.



Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

8.3. RESULTADOS DE LA VOLADURA PRECORTE Y SISTEMÁTICO.

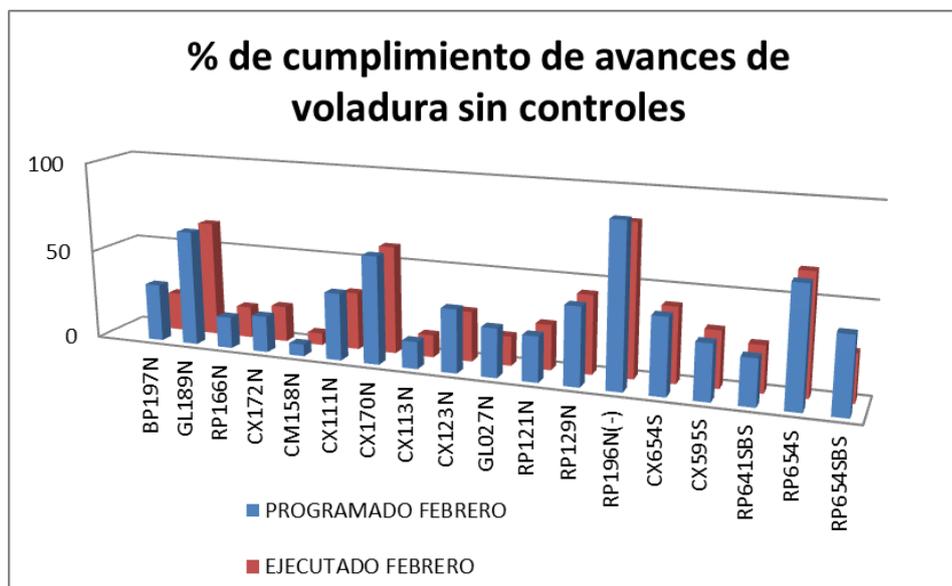
Según el análisis se presentan los siguientes cuadros. Para que se vean los resultados se muestran los detalles programados en el mes de febrero y marzo, así también se muestran los resultados obtenidos utilizando las técnicas.

Tabla 8.3. Detalle de los avances con voladura sin controles.

LABOR	PROGRAMADO FEBRERO	EJECUTADO FEBRERO	% CUMPLIMIENTO
BP197N	32,00	21,40	66,9%
GL189N	64,00	64,30	100,5%
RP166N	17,50	17,60	100,6%
CX172N	20,10	19,90	99,0%
CM158N	6,60	6,70	101,5%
CX111N	37,30	32,00	85,8%
CX170N	59,70	59,70	100,0%
CX113N	15,00	12,40	82,7%
CX123N	35,00	27,80	79,4%
GL027N	27,00	16,30	60,4%
RP121N	25,00	25,00	100,0%
RP129N	43,00	43,30	100,7%
RP196N(-)	89,00	83,45	93,8%
CX654S	42,00	41,30	98,3%
CX595S	30,60	31,00	101,3%
RP641SBS	25,40	25,60	100,8%
RP654S	65,00	65,60	100,9%
RP654SBS	42,00	26,20	62,4%
TOTAL	676,20	619,55	91,6%

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Figura 8.3. Porcentaje de cumplimiento de avances con voladura sin controles.



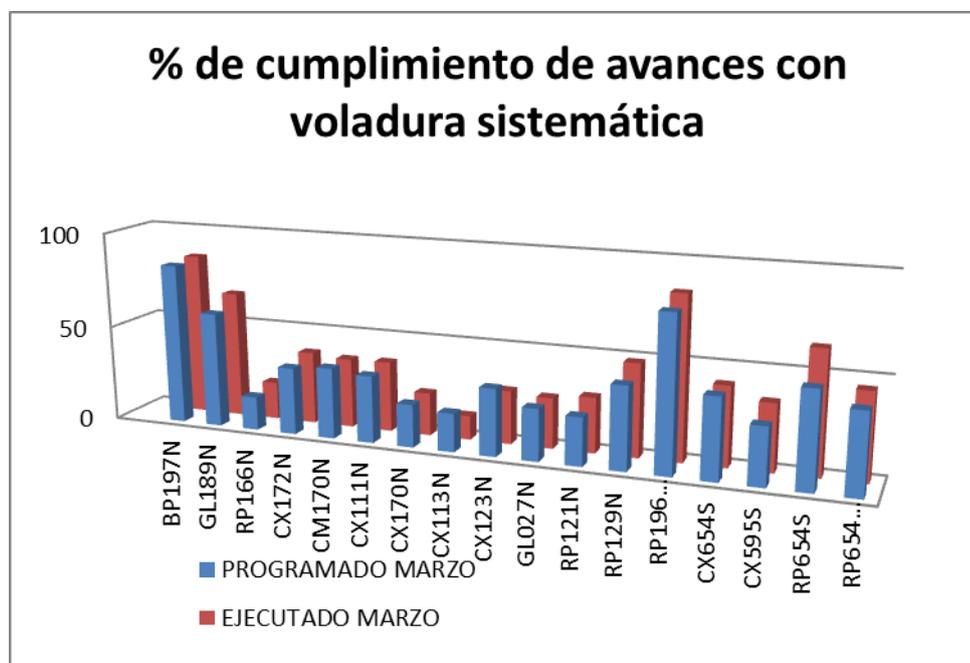
Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Tabla 8.4. Detalle de los avances con voladura sistemática.

LABOR	PROGRAMADO MARZO	EJECUTADO MARZO	% CUMPLIMIENTO
BP197N	84,00	85,00	101,2%
GL189N	60,00	66,30	110,5%
RP166N	17,50	19,60	112,0%
CX172N	35,00	37,90	108,3%
CM170N	37,00	36,30	98,1%
CX111N	35,00	36,70	104,9%
CX170N	22,30	22,30	100,0%
CX113N	20,00	12,40	62,0%
CX123N	35,00	27,80	79,4%
GL027N	27,00	26,30	97,4%
RP121N	25,00	28,80	115,2%
RP129N	43,00	48,30	112,3%
RP196N(-)	80,00	84,45	105,6%
CX654S	42,00	41,30	98,3%
CX595S	30,00	34,90	116,3%
RP654S	50,00	63,40	126,8%
RP654SBS	42,00	45,15	107,5%
TOTAL	684,80	716,90	104,7%

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Figura 8.4. Porcentaje de cumplimiento de avances con voladura sistemática.



Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.



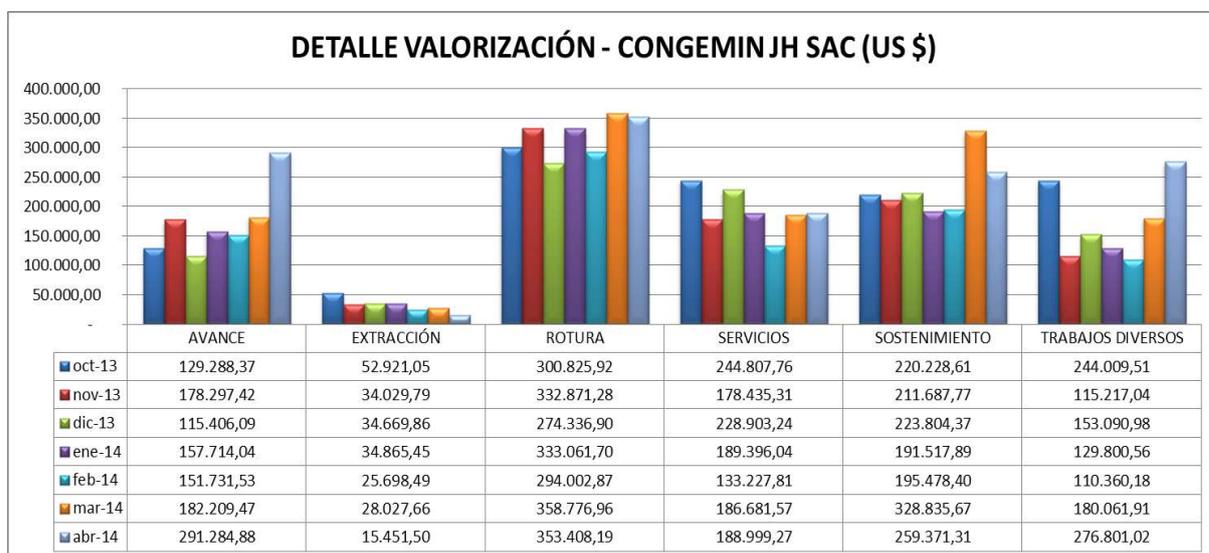
Del mismo modo se muestran los detalles de las valorizaciones entre los años 2013y 2014 en el que utiliza las técnicas propuestas.

Tabla 8.5. Resumen de las valorizaciones E.E. CONGEMIN JH SAC.

VALORIZACIÓN CONGEMIN JH SAC - CMH SAA (US \$)							
DETALLE	oct-13	nov-13	dic-13	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14
AVANCE	129.288,37	178.297,42	115.406,09	157.714,04	151.731,53	182.209,47	291.284,88
EXTRACCIÓN	52.921,05	34.029,79	34.669,86	34.865,45	25.698,49	28.027,66	15.451,50
ROTURA	300.825,92	332.871,28	274.336,90	333.061,70	294.002,87	358.776,96	353.408,19
SERVICIOS	244.807,76	178.435,31	228.903,24	189.396,04	133.227,81	186.681,57	188.999,27
SOSTENIMIENTO	220.228,61	211.687,77	223.804,37	191.517,89	195.478,40	328.835,67	259.371,31
TRABAJOS DIVERSOS	244.009,51	115.217,04	153.090,98	129.800,56	110.360,18	180.061,91	276.801,02
Total general	1.192.081,22	1.050.538,61	1.030.211,44	1.036.355,68	910.499,28	1.264.593,24	1.385.316,17

Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Figura 8.5. Resumen de las valorizaciones E.E. CONGEMIN JH SAC.



Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.



CONCLUSIONES

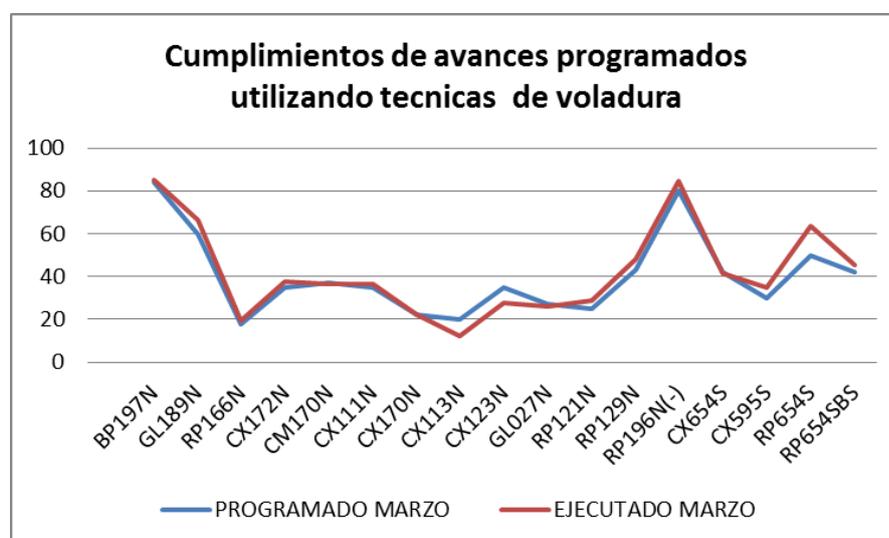
- Con la aplicación de las técnicas de voladura los rendimientos mejoraran en las operaciones mineras de la empresa CONGEMIN JH SAC CONSORCIO MINERO HORIZONTE (CMH) Unidad Parcoy.

Figura C.1. Cumplimiento de avances sin técnicas de voladura.



Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Figura C.2. Cumplimiento de avances sin técnicas de voladura.



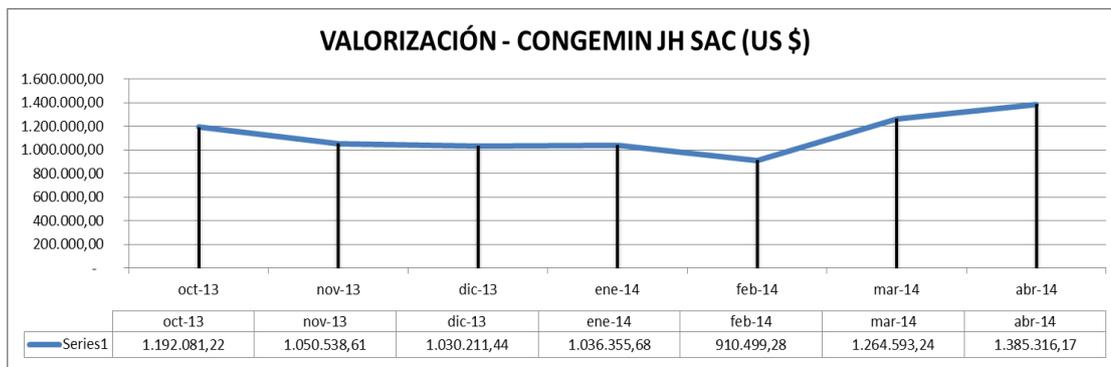
Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

Según se muestran en los gráficos anteriores, cuando en la voladura no se aplican técnicas de voladura el cumplimiento de los programas es deficiente, en cambio cuando se aplican técnicas de voladura estos programas se cumplen o el porcentaje de cumplimiento es muy eficiente.



- La optimización de las operaciones mineras ha permitido alcanzar la producción planificada para reducir costos de operación de la empresa CONGEMIN JH SAC CONSORCIO MINERO HORIZONTE (CMH) Unidad Parcoy.

Figura C.3. Valorizaciones en general de la E.E. CONGEMIN JH SAC.



Fuente. Área de costos y productividad CONGEMIN JH SAC.

En este grafico se puede verificar la evolución de las valorizaciones cuando los trabajos se realizan con el uso de las técnicas de voladura y aún más cuando se usa la voladura sistemática las valorizaciones se incrementan aún más.

- Las técnicas de voladura se basan en los controles y unidades de medida como los factores de carga y potencia y además se incluye a estos la velocidad crítica de la roca y la carga operante, los cuales permiten tener un mejor control en la sección de la labor y la estabilidad de las cajas en los tajos y corona y hastiales en los avances.

Figura C.4. Sección irregular sin técnicas de voladura – BP 197N Mina Lourdes.



Fuente: Elaboración propia.



Figura C.5. Sección irregular sin técnicas de voladura – CX 172N Mina Lourdes.



Fuente: Elaboración propia.

Figura C.6. Resultados del uso de las técnicas de voladura – RP196N Mina Lourdes.



Fuente: Elaboración propia.

Figura C.7. Resultados del uso de las técnicas de voladura – RP129N Mina Lourdes.



Fuente: Elaboración Propia.

- En base a los estudios, análisis y parámetros geomecánicos, se comprueba que los avances programados pueden cumplirse con el uso de las técnicas de voladura.

RECOMENDACIONES

En síntesis para tener los resultados mostrados en este trabajo se recomienda lo siguiente.

- Revisión de los estándares y presupuestos existentes de las operaciones unitarias y los principales proyectos de minado y desarrollo.
- Supervisión y control en campo de las operaciones unitarias y elaboración del diagnóstico.
- Informe al personal sobre los resultados obtenidos en el análisis de las operaciones unitarias, dando énfasis en la perforación y voladura y las consecuencias que traen una mala perforación y voladura.
- Capacitación al personal en técnicas de perforación y voladura (marcado de malla, paralelismo de taladros, secuencia de salida)
- Implementación de los estándares de perforación y voladura en las operaciones unitarias.
- Pruebas para la implementación de las mallas de perforación y distribución de la carga explosiva.
- Supervisión de la perforación y voladura y retroalimentación al personal sobre los avances obtenidos y la importancia de utilizar las técnicas de voladura.

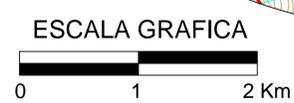
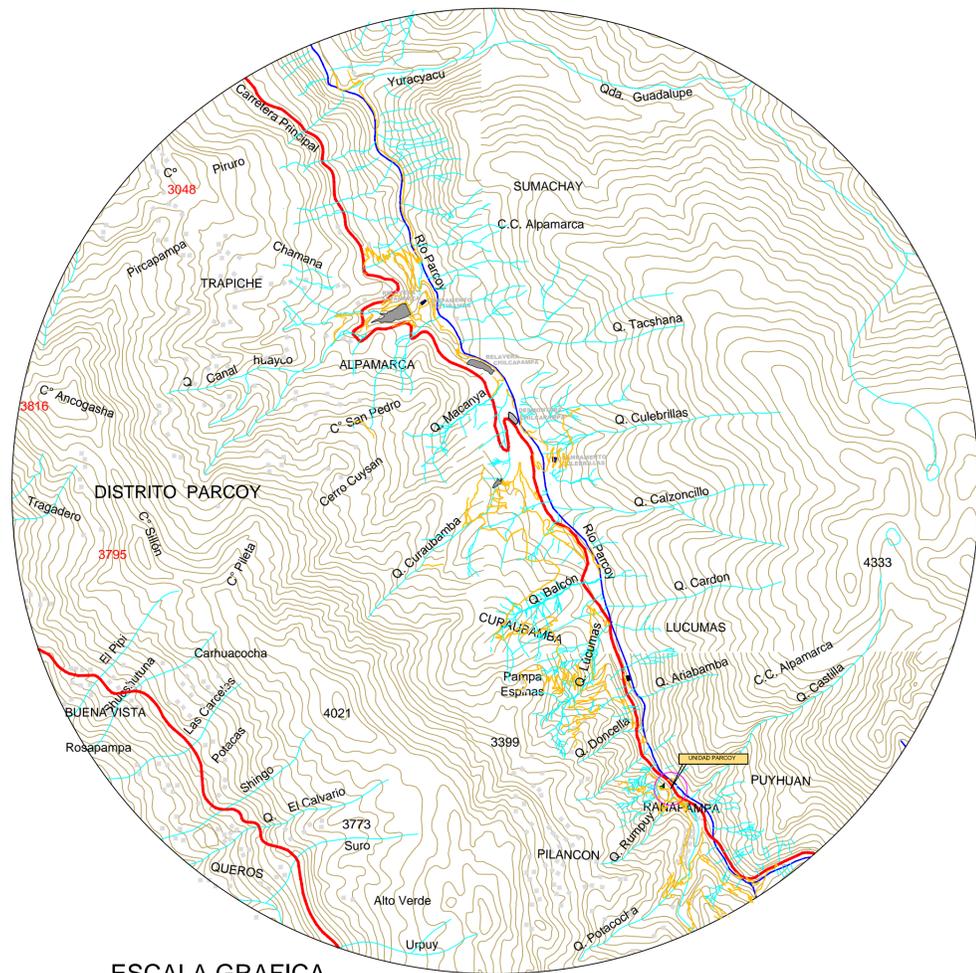
BIBLIOGRAFÍA

- American Institute Of Mining, Metallurgical, And Petroleum Engineers (Aime). (2000). Mining Engineering Handbook.
- Antonio Karzulovic, L. (2001).Tronadura & Geomecánica Hacia La Optimización Del Negocio Minero. (5° seminario Dyno Nóbel).Chile.224 Pág.
- Asp Blastronies S.A.(1997).Diseño Y Evaluación De Voladura. Chile.
- Bieniawski, Z.T. (1989).Engineering Rock Mass Classifications.USA. A Wiley-Interscience. pp. 278.
- Camac Torres, A. (1996). Tecnología de Explosivos. 190 Pág.
- Camac Torres, A. (1997). Túneles 218 Pág.
- Camac Torres, A. (1998). Voladura de rocas.115 Pág.
- Córdova Rojas, D. (2000).Técnicas Geomecánicas Básicas para Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas. Mina Chacua, Perú.
- Córdova Rojas, D. (2001). Mecánica de rocas para minería y obras civiles. (Curso de actualización).Universidad Nacional de Ingeniería. Lima.
- Dinasol. (2002).Manual De Explosivos. impresión callage. lima. 79 Pág.
- Exsa (2005).Manual Práctico De Voladura. Lima. 4ta. Edición.
- Gonzáles, A. Mego C.(2001).Resistencia De Materiales I-II”
- Hoek E., Brown, E.T.(1980).Excavaciones Subterráneas En Roca. Edit. McGraw Hill. Nueva Cork
- Hoek, E., Brown E.T. (2004) Excavaciones subterráneas en roca. 634 Pág.
- Hoek, E. (2001).Geomecánica. Canada.299 Pág.
- Instituto Geológico Y Minero De España. (2002).Mecánica De Rocas Aplicada A La Minería Metálica. Litoprime-Prican, S.A.Madrid.361 Pág.
- Instituto Tecnológico GeoMinero. (1994).
- Manual De Perforación Y Voladura De Rocas. Izquierdo S.A. España.348pag
- Konya Calvin J. Albarran N. (1998).Diseño de Voladuras. Ediciones cautil. México. 253.
- Konya, C. J. (1982).Manual Konya.
- Langefords, U. y Kihlstrom, B. (1987): Técnica moderna en voladuras de rocas. Ed. Urmo. Bilbao.
- López Jimeno, C. (1998).Ingeo Túneles 1.Madrid. 459 Pág.
- López Jimeno, C. (1998).Ingeo Túneles 2.Madrid. 490 Pág.



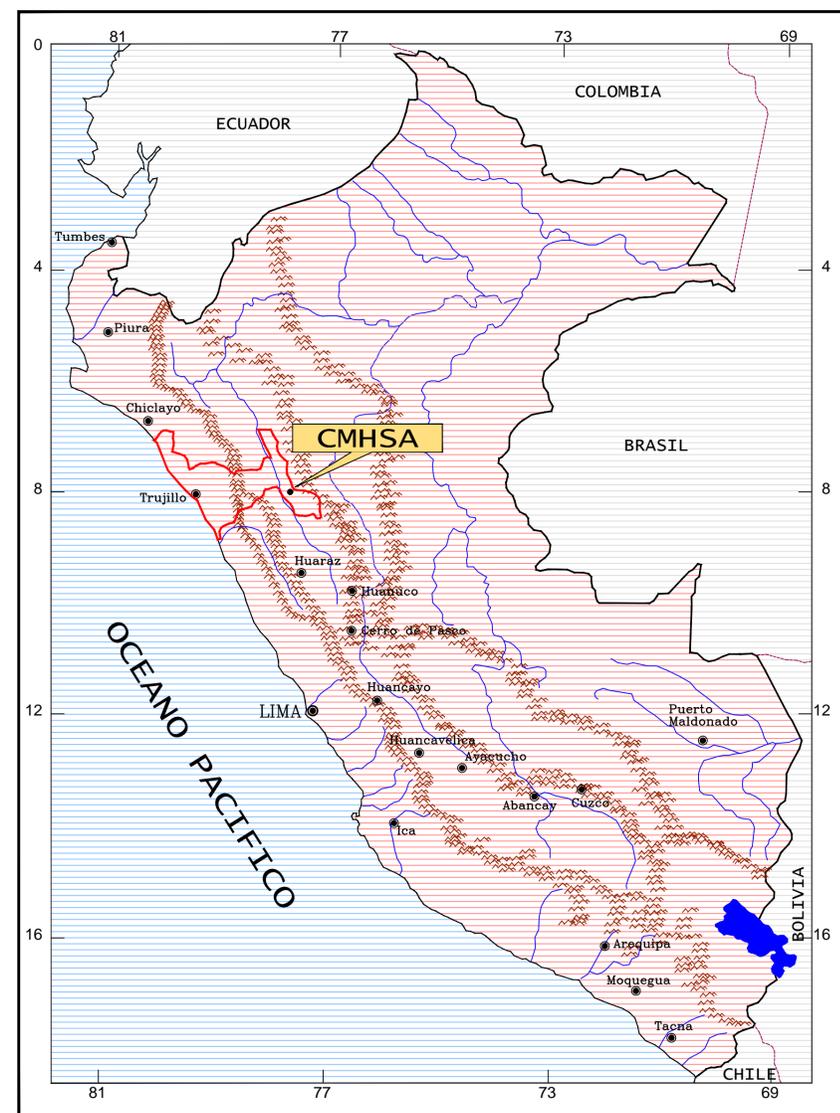
- López Jimeno, C. (1998). Ingeo Túneles 3.Madrid. 556 Pág.
- López Jimeno, C. (1998).Manual De Perforación Y Voladura De Rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Madrid.
- Marcañaua Curo, R. (2008).Perforación y voladura Basada en el RM. UNCP.
- Mosto Días, J.(2005).Resistencia De Materiales”.
- Nelson E. (2003) Geología Estructural Aplicada a la Exploración, Taller realizado en las instalaciones de la Cía. Consorcio Minero Horizonte.
- Ojeda Mestas R.W.(1998).Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea aplicando un Modelo Matemático de Áreas de Influencia.pp. 254
- Pérez Macavilca, C.A.(2008).Manual de geomecánica en minería subterránea. pp. 124
- Rubén Calsin M.(2004).Metodología De La Investigación Educativa. 189 Pág.

ANEXOS



LEYENDA

- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Límite Departamental
- Límite Provincial
- Carretera Pavimentada
- Carretera Afirmada
- Bocamina



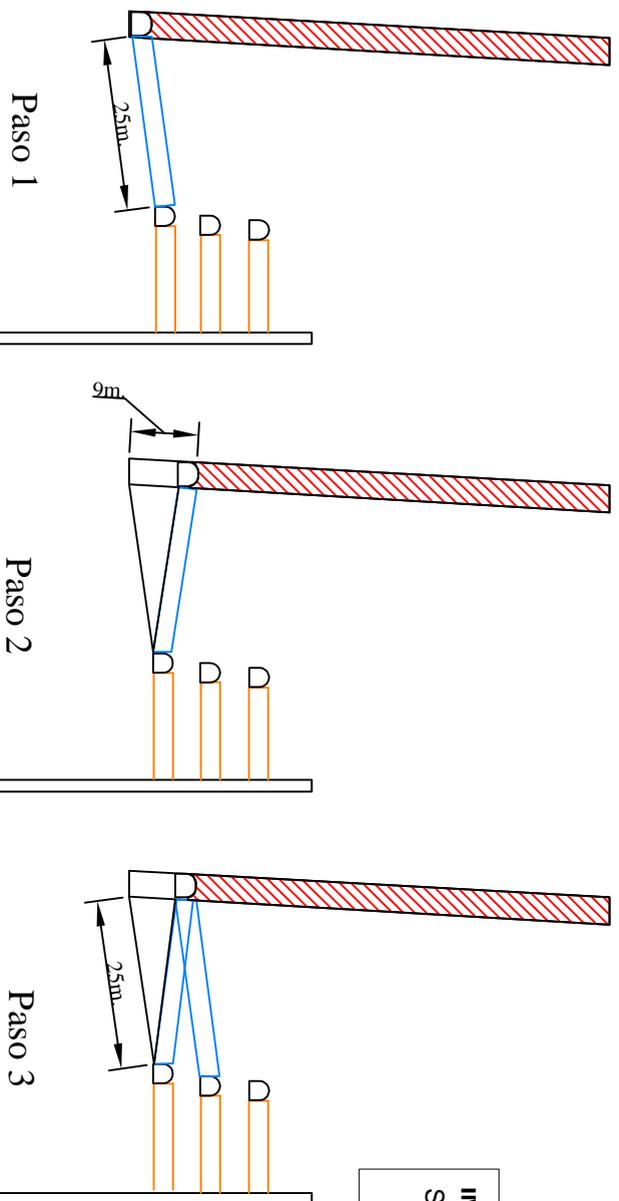
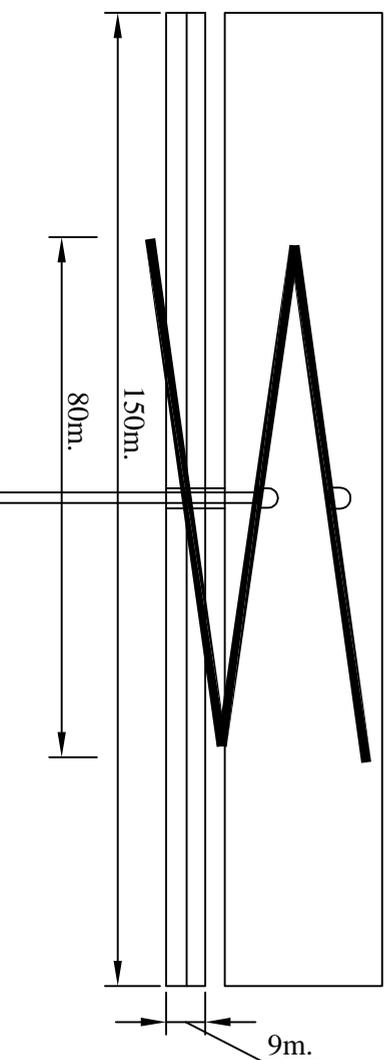
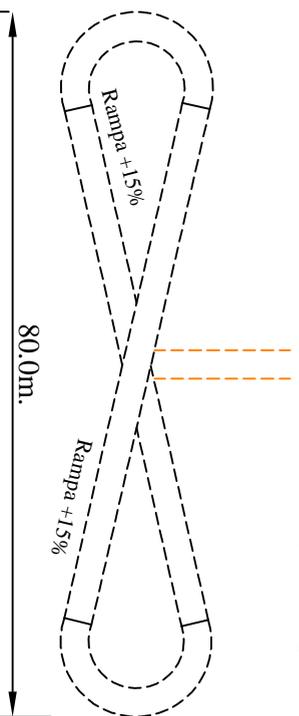
							CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.																			
							UNIDAD DE PRODUCCIÓN PARCOY																			
							PLANO DE UBICACIÓN UNIDAD DE PRODUCCIÓN PARCOY																			
							OBRAS CIVILES																			
NOTAS	PLANO N°	N° REV.	FECHA	REVISIONES	DIB.	REV.	APR.	<table border="1" style="font-size: small; width: 100%;"> <tr> <td>DISEÑO:</td> <td>F.S.E.</td> <td>APROB:</td> <td>R.C.C.</td> <td>FILE</td> <td>Última Impresión: 02 Jun. 2013 - 11:58am</td> </tr> <tr> <td>DEBUI:</td> <td>S.G.B.</td> <td>ESCALA:</td> <td>S/E</td> <td>LAMA:</td> <td></td> </tr> <tr> <td>REVISIÓN:</td> <td>J.M.V.</td> <td>FEDR:</td> <td>30-05-13</td> <td></td> <td></td> </tr> </table>	DISEÑO:	F.S.E.	APROB:	R.C.C.	FILE	Última Impresión: 02 Jun. 2013 - 11:58am	DEBUI:	S.G.B.	ESCALA:	S/E	LAMA:		REVISIÓN:	J.M.V.	FEDR:	30-05-13		
DISEÑO:	F.S.E.	APROB:	R.C.C.	FILE	Última Impresión: 02 Jun. 2013 - 11:58am																					
DEBUI:	S.G.B.	ESCALA:	S/E	LAMA:																						
REVISIÓN:	J.M.V.	FEDR:	30-05-13																							
							UPP - 01																			
							1 de 1																			

ANEXO N° 2.2, METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO.

Corte y Relleno Ascendente

Ventanas pivoteantes

- Ventanas de 25 m a -15%
- Echadero al piso y en el eje de la rampa
- Cortes de 3m en realce-retirada o breasting en caso de cajas fracturadas, relleno a 1m de la corona
- El ratio de preparacion es de 170 TM/m (sin incluir la Rampa)
- Productividad entre 20 a 40 TM/tar
- La dilucion va desde 15% (breasting) hasta 25% (realce)



IMPORTANIE: MATERIAL PROPORCIONADO SOLO PARA SER USADO CON FINES DIDÁCTICOS.
SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO CMH.

DISEÑO Y PROYECTOS		SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO DPTO. DE INGENIERIA MINA Y PLANEAMIENTO
TOPOGRAFIA	J.R.C.	
JEFE DISEÑO	L.O.A.	Descripción Metodo : CORTE Y RELLENO MECANIZADO VENTANAS PIVOTEANTES
DISEÑO	M.A.A.	
MINA	M.A.A.	
REVISADO	C.S.	
AUTOCAD	A.B.C.R.	
PLANON° 06		FECHA: ESCALA:



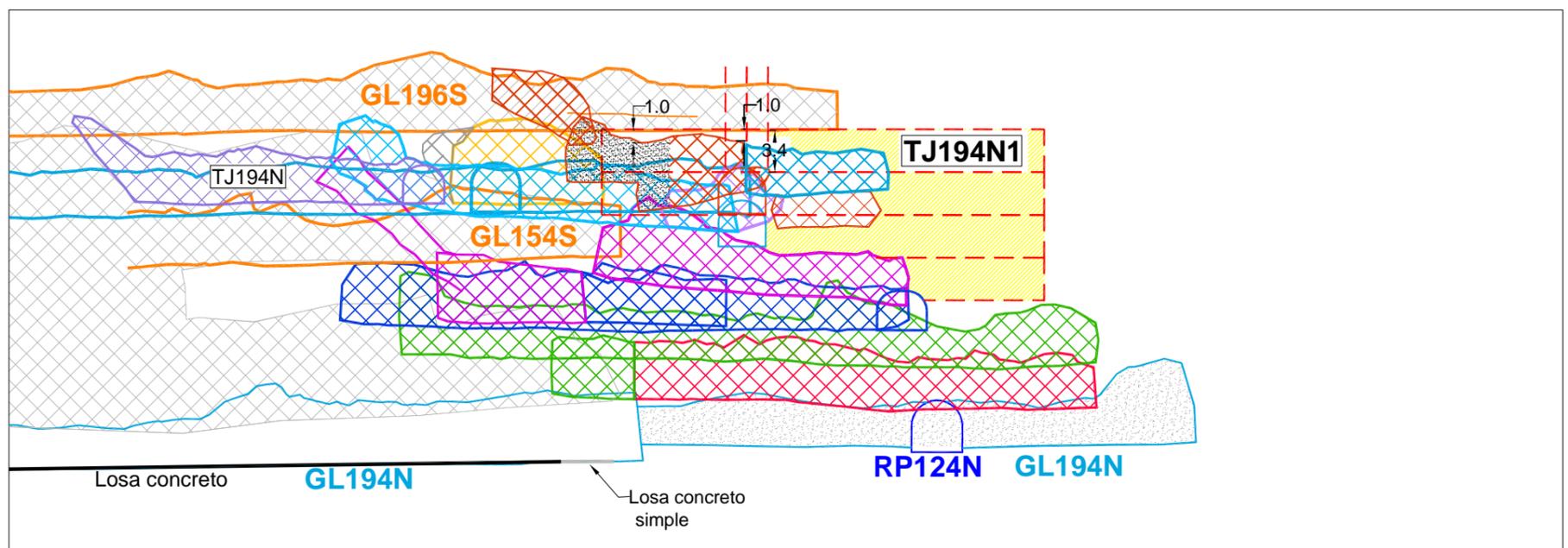
METODO Y SECUENCIA DE MINADO: (CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO EN BREASTING).

DESCRIPCION METODO Y SECUENCIA

1. EL ACCESO SERÁ POR EL CX123N.
2. RELLENAR EL ALA NORTE.
3. REALIZAR LA ESTOCADA AL TECHO PARA INTERCEPTAR LA ESTRUCTURA DEL TECHO Y CRUZARLA.
4. RELLENAR EL MINADO DEL TECHO.
5. LEVANTAR CORTE PARA CONTINUAR EL MINADO. EL TAJO SE EXPLOTARA DE MANERA CONVENCIONAL EN EL RAMAL DEL TECHO.
6. LA PERFORACIÓN SERÁ EN GALERÍA (SIN CARA LIBRE) Y LA LIMPIEZA CON SCOOP.
7. SE RELLENARÁ LA ZONA DE CONEXIÓN EN REALCE PARA ESTABILIZAR LA LABOR.
8. EL SOSTENIMIENTO SERÁ SEGÚN LA RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA , INSPECCIONAR LA LABOR DESPUÉS DE CADA DISPARO PARA APLICAR LOS CONTROLES NECESARIOS.
9. CONCLUIDO EL CORTE SE PROCEDE A RECUPERAR EL MINERAL, RELLENAR Y EJECUTAR EL SIGUIENTE CORTE.
10. APLICAR VOLADURA CONTROLADADA EN CADA DISPARO.

SE RECOMIENDA EVALUAR CONTINUAMENTE DESDE EL INGRESO HASTA EL TOPE DEL TAJO Y HACER EL PRC RESPECTIVO CADA VEZ QUE CAMBIE LAS CONDICIONES DEL TERRENO.

CUALQUIER MODIFICACIÓN SERÁ PREVIA EVALUACIÓN ENTRE GEOMECÁNICA, GEOLOGÍA, MINA, SEGURIDAD Y PLANEAMIENTO.



ESC: 1/500



CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCCOSO SEGUN GSI MODIFICADO EN CONDICIONES SECAS

Se basa en la cantidad de fracturas por metro medidos insitu con un flexometro. La mala soldadura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.

ESTRUCTURA

CONDICIONES SUPERFICIALES

	<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</p> <p>Muy bien trabada, tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si. (ROD 75 - 90) (2 - 6 fracturas por metro).</p>	LF / MB	LF / B	LF / R	LF / M	LF / MM	<p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) - MB SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) - B DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEM. ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAM. ABIERTAS. (Rc 100 a 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) - R DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MALA (MODERADAMENTE RESIT. MOD. ALTERADA) - M SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p> <p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) - MM SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIADAS, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>
	<p>MOD. FRACTURADA (F)</p> <p>Bien trabada, poco disturbada, bloques cubicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (ROD 50 - 75) (6 - 12 fracturas por metro)</p>	F / MB	F / B	F / R	F / M	F / MM	
	<p>MUY FRACTURADA (MF)</p> <p>Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por 4 ó 6 mas sistemas de discontinuidades (ROD 25 - 50). (12 - 20 fracturas por metro)</p>	MF / MB	MF / B	MF / R	MF / M	MF / MM	
	<p>INT. FRACTURADA (IF)</p> <p>Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interseptadas formando bloques angulosos e irregulares. (ROD 0 - 25) (mas de 20 fracturas por metro)</p>	IF / MB	IF / B	IF / R	IF / M	IF / MM	
	<p>TRITURADA O BRECHADA (T)</p> <p>Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos facilmente disgregable, angulos y redondeados. (sin ROD)</p>	T / MB	T / B	T / R	T / M	T / MM	



CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCCOSO SEGUN GSI MODIFICADO EN CONDICIONES SECAS

Se basa en la cantidad de fracturas por metro medidos insitu con un flexometro. La mala soldadura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.

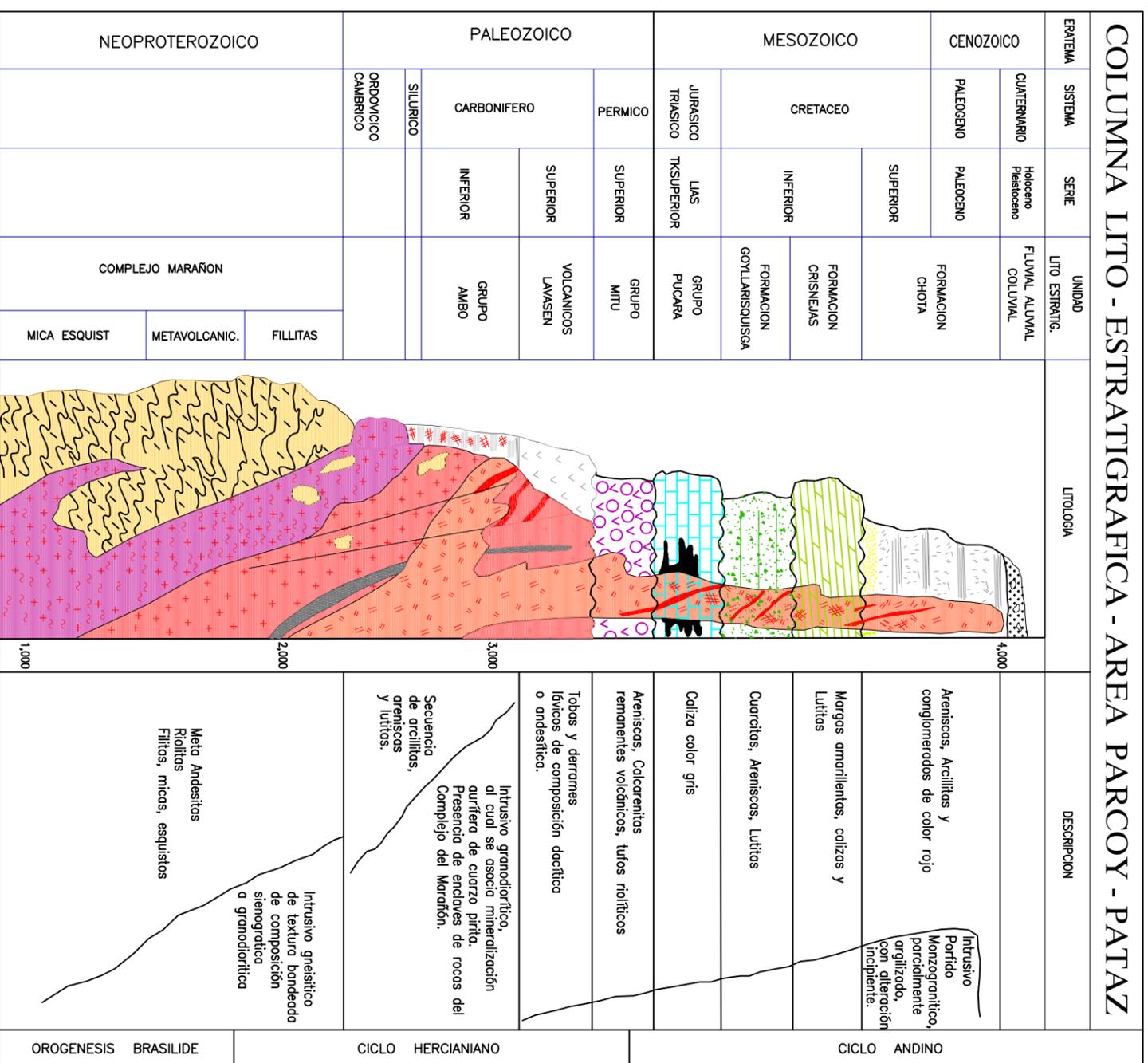
ESTRUCTURA

CONDICIONES SUPERFICIALES

	<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</p> <p>Muy bien trabada, tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si. (ROD 75 - 90) (2 - 6 fracturas por metro).</p>	95 90 85 80	75 70 65 60	55 50 45 40	35 30 25 20	15 10	<p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) - MB SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) - B DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEM. ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAM. ABIERTAS. (Rc 100 a 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) - R DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MALA (MODERADAMENTE RESIT. MOD. ALTERADA) - M SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p> <p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) - MM SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIADAS, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>
	<p>MOD. FRACTURADA (F)</p> <p>Bien trabada, poco disturbada, bloques cubicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (ROD 50 - 75) (6 - 12 fracturas por metro)</p>						
	<p>MUY FRACTURADA (MF)</p> <p>Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por 4 ó 6 mas sistemas de discontinuidades (ROD 25 - 50). (12 - 20 fracturas por metro)</p>						
	<p>INT. FRACTURADA (IF)</p> <p>Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interseptadas formando bloques angulosos e irregulares. (ROD 0 - 25) (mas de 20 fracturas por metro)</p>						
	<p>TRITURADA O BRECHADA (T)</p> <p>Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos facilmente disgregable, angulos y redondeados. (sin ROD)</p>						



ANEXO N° 3.1, COLUMNA LITO-ESTRATIGRAFICA- UNIDAD PARCOY.



INTRUSIVOS

GNEIS DIORITICO - GABROIDE

GRANODIORITA, DIORITA BATOLITO PATAZ

DIQUES ANDESITICOS

PORFIDO Qz - Mz

MINERALIZACION

FILONES AURIFEROS (POLIMETALICOS)

REEMPLAZAMIENTO DE CARBONATOS (SKARN)

STOCK WORK

LEYENDA

Falla 1 = Fallamiento NW - SE o NNW - SSE 90° E.

Falla 2 = Fallamiento EW o ESE - WNW 90°

V = vetas cuarzo - oro enplazadas en fallas de dirección N-S y buzamiento al E.

ANEXO N° 3.2, SECUENCIA PARAGENETICA UNIDAD PARCOY.

TIEMPO

MINERALIZACION HIPOGENA

MINERALES	MINERALIZACION HIPOGENA				
	ETAPA 1 : ALTERACION HIDROTHERMAL	ETAPA 2 : (PRINCIPAL) : CUARZO PIRITA - ARSENOPIRITA	ETAPA 3 : ORO - SULFUROS DE METALES BASICOS (Zn, Cu, Pb, Ag)	ETAPA 4 : CARBONATOS	ETAPA 5 : FACIES SUPERGENA
Sericita					
Cuarzo					
Esfena					
Pirita					
Arsenopirita					
Oro Nativo					
Pirrotita					
Esfalerita					
Calcopirita					
Galena					
Calcita					
Bornita					
Covellita					
Cerusita					
Goethita					

Fracturamiento

Fe < 10%

cp ex. cp ind.

gn con Ag como s.s.

Fracturamiento

LEYENDA

cp. ex. = Calcopirita como exsoluciones
cp. ind. = Calcopirita individual

IMPORTANTE: MATERIAL PROPORCIONADO SOLO PARA
SER USADO CON FINES DIDACTICOS.
SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO CMI

DISEÑO Y PROYECTOS

TOPOGRAFIA	IBC	<input checked="" type="checkbox"/>
LEVE DISEÑO	L.Q.A.	<input checked="" type="checkbox"/>
DISEÑO	M.A.A.	<input checked="" type="checkbox"/>
MINA	M.A.A.	<input checked="" type="checkbox"/>
REVISADO	C.S.	<input checked="" type="checkbox"/>
AUTORIZADO	M.B.C.B.	<input checked="" type="checkbox"/>

SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO

DPTO. DE INGENIERIA MINA Y PLANEAMIENTO

Características

SECUENCIA PARAGENETICA
EN LA UNIDAD PARCOY

PLANO N° 01 REGIA: ESCALA: S.E.

ANEXO N° 4.1 PARAMETROS DE CLASIFICACION Y VALORACIONES.

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor o Separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave > 5mm de espesor o Separación > 5mm Continuas		
	Puntuación		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Condiciones generales		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

ANEXO N° 4.2 AJUSTES DE LA PUNTUACION PARA LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES.

B. AJUSTE DE LA PUNTUACION PARA LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES (Ver F)						
Orientaciones de rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuaciones	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACION TOTAL						
Valoración		100←81	80←61	60←41	40←21	<21
Categoría		I	II	III	IV	V
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA						
Categoría		I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto-soporte		20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)		>400	300-400	200-300	100-200	<100
Angulo de fricción del macizo rocoso (grados)		>45	35-45	25-35	15-25	<15
E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACION DE las condiciones DE DISCONTINUIDAD						
Longitud de discontinuidad (persistencia)		<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntuación		6	4	2	2	0
Separación (apertura)		Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntuación		6	5	4	1	0
Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntuación		6	5	3	1	0
Relleno (relleno de falla)		Ninguna	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno blando<5mm	Relleno blando>5mm
Puntuación		6	4	2	2	0
Meteorización		No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
Puntuación		6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACION DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACION DE TUNELES**						
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel			
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°		
Muy favorable	Favorable	Favorable	Muy desfavorable	Regular		
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°	Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo			
Regular	Desfavorable	Desfavorable	Regular			

		PRC / AIC					Código: F-01-PG02	Versión: 05 Fecha: 2013-Feb-04																
		ANÁLISIS DE PELIGRO/ASPECTO, RIESGO/IMPACTO Y CONTROLES																						
CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO O IMPACTO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo o impacto intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro o aspectos, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo o impacto. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo o impacto tolerable. Controlar hasta en 1 mes.																
	Fatalidad	2	3	5	8	12	16																	
	Permanente	3	6	9	13	17	20																	
	Temporal	4	10	14	18	21	23																	
	Menor	5	15	19	22	24	25																	
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANÁLISIS		<table border="1"> <tr> <td>ALTO RIESGO</td> <td>A</td> <td>B</td> <td>C</td> <td>D</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td>MEDIO RIESGO</td> <td>Común (Muy probable)</td> <td>Ha sucedido (probable)</td> <td>Podría suceder (posible)</td> <td>Raro que suceda (poco probable)</td> <td>Prácticamente imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td>BAJO RIESGO</td> <td colspan="5" style="text-align: center;">PROBABILIDAD</td> </tr> </table>		ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda	BAJO RIESGO	PROBABILIDAD					Sistema: <input checked="" type="checkbox"/> Seguridad <input type="checkbox"/> Salud Ocupacional <input type="checkbox"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="checkbox"/> Vigente <input type="checkbox"/> Modificado <input type="checkbox"/> Nuevo Condición de Evaluación: <input checked="" type="checkbox"/> Normal <input type="checkbox"/> Anormal <input type="checkbox"/> Emergencia		LABOR / LUGAR : _____ NIVEL: _____ ZONA: _____ EMPRESA: _____ FECHA: _____ HORA: _____
ALTO RIESGO	A	B	C	D	E																			
MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda																			
BAJO RIESGO	PROBABILIDAD																							
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: <p style="text-align: center;">EQUIPO DUMPER</p>		TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS		Riesgos: Aplastamiento, Atrapamiento, Atropello, Derrumbe, Electrocuación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Volcadura, Hipoacusia Inducida Por Ruido, Estrés Térmico, Silicosis, Intoxicación, Otros. Impactos: Contaminación de suelo, contaminación agua, Contaminación de aire, Contaminación sonora, Alteración del paisaje, otros.																				
PELIGRO/ASPECTO ¿QUÉ PUEDE DAÑARME? / ¿QUÉ PUEDE DAÑAR AL AMBIENTE? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas / Elemento de Actividad, Producto, Servicio		RIESGO/IMPACTO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	RIESGO Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																		
A		B	C	D	E	F																		
Equipo en Movimiento		Caída de persona a mismo nivel por pérdida del equilibrio	M	(F) Verificar estribos del equipo que sean antideslizante, fijos y no desoldados.	B																			
		Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Usar guardacabeza metálica sólida sin rajadura ni abolladura.	M																			
		Atropello de personas	A	(F) Usar faros delanteros y posteriores con micras no rotos, no rajados, no malogrados. (M) Verificar claxon, cirulina de color ambar, alarma de retroceso automático, tacos de seguridad y conos, no rotos no malogrados.	M																			
		Incendio por recalentamiento de cables eléctricos	A	(F) Revisar cables eléctricos del equipo que esten no dañados, no pelados y bornes de batería no sulfatados.	M																			
				(M) Revisar Extintores no chocados, no dañados con precinto de seguridad, cartilla de inspección y fecha de vencimiento vigente.																				
		Volcadura por maniobra inadecuada	A	(F) Revisar Neumáticos con cocadas no desgastadas, sin cortes, no llegan a la lona.	M																			
				(F) Verificar los frenos de servicios, parqueo(estacionamiento) y gatas hidráulicas de fijación, estan operativos y regulados.																				

El SUPERVISOR que visite la labor debe revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registra y firma en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.10 EQUIPO DUMPER

PELIGRO/ASPECTO ¿QUÉ PUEDE DAÑARME? / ¿QUE PUEDE DAÑAR AL AMBIENTE? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas / Elemento de Actividad, Producto, Servicio	RIESGO/IMPACTO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
	Global por todos los riesgos	A	(F) Verificar que el chasis del equipo y tolva se encuentra sin rajadura, abolladuras, uniones soldadas.	M	
			(F) Dotar al operador juego de llaves no desgastados.		
			(F) Verificar autorización vigente al operador para operar dicho equipo.		
			(F) Verificar cilindros de levante, sin fugas, ni rajados.		
			(M) Realizar la cartilla de pre uso o check list según el estándar.		
	Choque por impacto con materiales - equipos - herramientas	A	(F) Verificar las tuercas de los espárragos están completas y ajustadas, con roscas no desgastadas.	M	
			(F) Revisar: pines y bocinas; articulación central y dirección, no rotos, no rajados ni desgastados.		
			(F) Verificar la presión de los neumáticos con medidor de presión no desgastado.		
			(M) Señalizar con cinta reflectiva de alta reflectividad las partes laterales, posteriores y delanteros.		
	Daño a la salud	M	(F) Revisar: asiento del equipo si cuenta con amortiguación, cinturón de seguridad no rotos, no desgastados.	B	
			(R) Usar equipos de protección personal no rotos, no sucios.		

El SUPERVISOR que visite la labor debe revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registra y firma en la sección controles residuales.



	PRC / AIC ANÁLISIS DE PELIGRO/ASPECTO, RIESGO/IMPACTO Y CONTROLES					Código: F-01-PG02	Versión: 05 Fecha: 2013-Feb-04																																					
	CONSECUENCIA						LABOR / LUGAR : _____ NIVEL: _____ ZONA: _____ EMPRESA: _____ FECHA: _____ HORA: _____																																					
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANÁLISIS		<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="width: 10%;"></td> <td style="width: 10%;">1</td> <td style="width: 10%;">2</td> <td style="width: 10%;">4</td> <td style="width: 10%;">7</td> <td style="width: 10%;">11</td> </tr> <tr> <td>Catastrófico</td> <td style="background-color: red;">1</td> <td style="background-color: red;">2</td> <td style="background-color: red;">4</td> <td style="background-color: red;">7</td> <td style="background-color: red;">11</td> </tr> <tr> <td>Fatalidad</td> <td style="background-color: red;">3</td> <td style="background-color: red;">5</td> <td style="background-color: red;">8</td> <td style="background-color: red;">12</td> <td style="background-color: red;">16</td> </tr> <tr> <td>Permanente</td> <td style="background-color: red;">6</td> <td style="background-color: yellow;">9</td> <td style="background-color: yellow;">13</td> <td style="background-color: yellow;">17</td> <td style="background-color: yellow;">20</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td style="background-color: yellow;">10</td> <td style="background-color: yellow;">14</td> <td style="background-color: yellow;">18</td> <td style="background-color: yellow;">21</td> <td style="background-color: yellow;">23</td> </tr> <tr> <td>Menor</td> <td style="background-color: green;">15</td> <td style="background-color: green;">19</td> <td style="background-color: green;">22</td> <td style="background-color: green;">24</td> <td style="background-color: green;">25</td> </tr> </table>						1	2	4	7	11	Catastrófico	1	2	4	7	11	Fatalidad	3	5	8	12	16	Permanente	6	9	13	17	20	Temporal	10	14	18	21	23	Menor	15	19	22	24	25	NIVEL DE RIESGO O IMPACTO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo o impacto intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro o aspectos, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo o impacto. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo o impacto tolerable. Controlar hasta en 1 mes.	
	1	2	4	7	11																																							
Catastrófico	1	2	4	7	11																																							
Fatalidad	3	5	8	12	16																																							
Permanente	6	9	13	17	20																																							
Temporal	10	14	18	21	23																																							
Menor	15	19	22	24	25																																							
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="width: 25%; background-color: red;">ALTO RIESGO</td> <td style="width: 12.5%;">A Común (Muy probable)</td> <td style="width: 12.5%;">B Ha sucedido (probable)</td> <td style="width: 12.5%;">C Podría suceder (posible)</td> <td style="width: 12.5%;">D Raro que suceda (poco probable)</td> <td style="width: 12.5%;">E Prácticamente imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td style="background-color: yellow;">MEDIO RIESGO</td> <td colspan="5" style="text-align: center;">PROBABILIDAD</td> </tr> <tr> <td style="background-color: green;">BAJO RIESGO</td> <td colspan="5"></td> </tr> </table>		ALTO RIESGO	A Común (Muy probable)	B Ha sucedido (probable)	C Podría suceder (posible)	D Raro que suceda (poco probable)	E Prácticamente imposible que suceda	MEDIO RIESGO	PROBABILIDAD					BAJO RIESGO						Sistema: <input checked="" type="checkbox"/> Seguridad <input type="checkbox"/> Salud Ocupacional <input type="checkbox"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="checkbox"/> Vigente <input type="checkbox"/> Modificado <input type="checkbox"/> Nuevo Condición de Evaluación: <input checked="" type="checkbox"/> Normal <input type="checkbox"/> Anormal <input type="checkbox"/> Emergencia					TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS																			
ALTO RIESGO	A Común (Muy probable)	B Ha sucedido (probable)	C Podría suceder (posible)	D Raro que suceda (poco probable)	E Prácticamente imposible que suceda																																							
MEDIO RIESGO	PROBABILIDAD																																											
BAJO RIESGO																																												
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="width: 20%;">Apellidos y Nombres</th> <th style="width: 10%;">Hora</th> <th style="width: 10%;">Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>CASANOVA ALVAREZ JULIO CESAR</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>PURIZACA PINGO ESTELITA</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td> </td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td> </td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>		Apellidos y Nombres	Hora	Firma	CASANOVA ALVAREZ JULIO CESAR			PURIZACA PINGO ESTELITA									DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: <p style="text-align: center; color: blue;">EQUIPO SCOOPTRAMS</p>					<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="width: 20%;">Apellidos y Nombres</th> <th style="width: 10%;">Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>LLAJARUNA ROSAS WILMER</td> <td></td> </tr> <tr> <td> </td> <td></td> </tr> <tr> <td> </td> <td></td> </tr> <tr> <td> </td> <td></td> </tr> </tbody> </table>		Apellidos y Nombres	Firma	LLAJARUNA ROSAS WILMER																		
Apellidos y Nombres	Hora	Firma																																										
CASANOVA ALVAREZ JULIO CESAR																																												
PURIZACA PINGO ESTELITA																																												
Apellidos y Nombres	Firma																																											
LLAJARUNA ROSAS WILMER																																												
Riesgos: Aplastamiento, Atrapamiento, Atropello, Derrumbe, Electrocuación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Volcadura, Hipoacusia Inducida Por Ruido, Estrés Térmico, Silicosis, Intoxicación, Otros. Impactos: Contaminación de suelo, contaminación agua, Contaminación de aire, Contaminación sonora, Alteración del paisaje, otros.																																												
PELIGRO/ASPECTO ¿QUÉ PUEDE DAÑARME? / ¿QUÉ PUEDE DAÑAR AL AMBIENTE? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas / Elemento de Actividad, Producto, Servicio	RIESGO/IMPACTO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																							
A	B	C	D	E	F																																							
Equipo en Movimiento	Caída de persona a mismo nivel por pérdida del equilibrio	M	(F) Verificar estribos del equipo que sean antideslizante, fijos y no desoldados.	B																																								
	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Usar guardacabeza metálica sólida sin rajadura ni abolladura.	M																																								
	Atropello de personas	A	(F) Usar faros delanteros y posteriores con micas no rotos, no rajados, no malogrados. (M) Verificar claxon, circlina de color ambar, alarma de retroceso automático, tacos de seguridad y conos, no rotos no malogrados.	M																																								
	Incendio por recalentamiento de cables eléctricos	A	(F) Revisar cables eléctricos del equipo que esten no dañadas, no pelados y bornes de batería no sulfatados. (M) Revisar Extintores no chocados, no dañados con precinto de seguridad, cartilla de inspección y fecha de vencimiento vigente.	M																																								
	Volcadura por maniobra inadecuada	A	(F) Revisar Neumáticos con cocadas no desgastadas, sin cortes, no llegan a la lona. (F) Verificar los frenos de servicios, parqueo(estacionamiento) y gatas hidráulicas de fijación, estan operativos y regulados.	M																																								

El SUPERVISOR que visite la labor debe revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registra y firma en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.11 EQUIPO SCOOPTRAMS

PELIGRO/ASPECTO ¿QUÉ PUEDE DAÑARME? / ¿QUE PUEDE DAÑAR AL AMBIENTE? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas / Elemento de Actividad, Producto, Servicio	RIESGO/IMPACTO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
	Global por todos los riesgos	A	(F) Verificar que el chasis del equipo se encuentra sin rajadura, abolladuras, uniones soldadas.	M	
			(F) Dotar al operador juego de llaves no desgastados.		
			(M) Verificar autorización vigente al operador para operar dicho equipo.		
			(F) Verificar cilindros de levante sin fugas ni rajados.		
			(M) Realizar la cartilla de pre uso o check list según el estándar.		
	Choque por impacto con materiales - equipos - herramientas	A	(F) Verificar las tuercas de los espárragos están completas y ajustadas, con roscas no desgastadas.	M	
			(F) Revisar: pines y bocinas del brazo; articulación central y dirección, no rotos, no rajados ni desgastados.		
			(F) Verificar la presión de los neumáticos con medidor de presión no desgastado.		
			(M) Señalizar con cinta reflectiva de alta reflectividad las partes laterales, posteriores y delanteros.		
	Daño a la salud	M	(F) Revisar: asiento del equipo si cuenta con amortiguación, cinturón de seguridad no rotos, no desgastados.	B	
			(R) Usar equipos de protección personal no rotos, no sucios.		

El SUPERVISOR que visite la labor debe revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registra y firma en la sección controles residuales.



			PRC / ALI ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL					Código: F-01-PG02	Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANÁLISIS			<table border="1"> <tr> <td rowspan="5"> CONSECUENCIA Catastrófico Fatalidad Permanente Temporal Menor </td> <td>1</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>4</td> <td>7</td> <td>11</td> <td rowspan="5"> NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable, requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes. </td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>3</td> <td>5</td> <td>8</td> <td>12</td> <td>16</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>6</td> <td>9</td> <td>13</td> <td>17</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>4</td> <td>10</td> <td>14</td> <td>18</td> <td>21</td> <td>23</td> </tr> <tr> <td>5</td> <td>15</td> <td>19</td> <td>22</td> <td>24</td> <td>25</td> </tr> </table>					CONSECUENCIA Catastrófico Fatalidad Permanente Temporal Menor	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.	2	3	5	8	12	16	3	6	9	13	17	20	4	10	14	18	21	23	5	15	19	22	24	25	LABOR / LUGAR : _____ NIVEL: _____ ZONA: _____ EMPRESA: _____ FECHA: _____	
CONSECUENCIA Catastrófico Fatalidad Permanente Temporal Menor	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.																																		
	2	3	5	8	12	16																																			
	3	6	9	13	17	20																																			
	4	10	14	18	21	23																																			
	5	15	19	22	24	25																																			
Apellidos y Nombres Hora Firma			<table border="1"> <tr> <td>ALTO RIESGO</td> <td>A</td> <td>B</td> <td>C</td> <td>D</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td>MEDIO RIESGO</td> <td>Común (Muy probable)</td> <td>Ha sucedido (probable)</td> <td>Podría suceder (posible)</td> <td>Raro que suceda (poco probable)</td> <td>Prácticamente imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td>BAJO RIESGO</td> <td colspan="5" style="text-align: center;">PROBABILIDAD</td> </tr> </table>					ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda	BAJO RIESGO	PROBABILIDAD					TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS															
ALTO RIESGO	A	B	C	D	E																																				
MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda																																				
BAJO RIESGO	PROBABILIDAD																																								
Edwin, Peña Castillo			Sistema: <input checked="" type="radio"/> Seguridad <input type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia					Apellidos y Nombres Firma																																	
Jorge, Melendez Calderon			DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: SOSTENIMIENTO VÍA HÚMEDA CON EQUIPO / LANZADOR DE CONCRETO					_____ _____																																	
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?		CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.		CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																		
A			B		C		D																																		
Conexión de equipo Lanzador de Concreto a tableros de 440V			Electrocutamiento		A		M																																		
							Anulacion momentanea de llave Termomagnetica 440v(bajada)																																		
							Revision final del estado del cable.																																		
							Revision de colocacion en alcatayas																																		
							Inspeccionar la colocacion de Conos.																																		
							Revision del uso adecuado.																																		
5.- Colocación de manta (poliyute) en el frente de la labor: GL y TJ.			Aplastamiento		A		M																																		
							Inspeccion Final de Zona.																																		

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
			(F) Uso de Barretillas con punta y uñas aguzadas según la sección de la labor.		Inspeccion de accesibilidad de barretillas cerca a puntos a Sostener
			(F) Uso de listones no deteriorados y manta según la sección de la labor.		
			(R) Uso de Equipos de protección personal: Protector, guantes, botas con punta de acero, respirador con filtros de polvo no rotos.		Seguimiento al uso adecuado de EPPs.
6.- Lanzado de Shotcrete	Aplastamiento	A	(F) Mantener una distancia de 1 a 1.5 metros, de la tobera a la superficie de la roca, iniciando del pie de los hastiales hacia la corona.	M	Reinduccion sobre tecnicas de lanzado.
			(F) lanzar la primera capa de shotcrete (1 pulgada de espesor). Si es necesario completar los calibradores.		Reinduccion sobre tecnicas de lanzado.
			(F) Cumplir con el espesor de shotcrete de acuerdo a la recomendación de geomecánica.		Inspeccion final del termino de labores.

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



			PRC / AIC ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL					Código: F-01-PG02	Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15	
			CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11
Fatalidad	2	3		5	8	12	16			
Permanente	3	6		9	13	17	20			
Temporal	4	10		14	18	21	23			
Menor	5	15		19	22	24	25			
		PROBABILIDAD A Común (Muy probable) B Ha sucedido (probable) C Podría suceder (posible) D Raro que suceda (poco probable) E Prácticamente imposible que suceda								
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANÁLISIS			Sistema: <input checked="" type="radio"/> Seguridad <input type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia						LABOR / LUGAR : _____ NIVEL: _____ ZONA: _____ EMPRESA: _____ FECHA: _____	
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA:			AYUDANTE DE OPERACIONES MINA						TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS	
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.			Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)	
A			B	C	D			E	F	
VENTILACIÓN DE TAJOS DESPUES DEL DISPARO			Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos de la voladura	A	(F) Ventilar la Labor mínimo 30 minutos antes de ingresar. (M) Verificar inyección de aire comprimido a través de tercera línea de ventilación.			M		
DESATAR ROCAS FRACTURADAS POR DISPARO			Aplastamiento por caída de rocas sueltas.	A	(F) Desatar rocas sueltas con barretilla de 6-8 pies (F) Desatar rocas sueltas antes, durante y después de la voladura. (F) Usar guardacabeza con marchavantes de diámetro 4" largo x3m. (M) Ubicarse debajo de un techo seguro.			M		
LIMPIEZA DE MINERAL CON WINCHE ELÉCTRICO DE ARRASTR			Atrapamiento por cable de winche de arrastre	A	(F) Mantener cables de winches sin empalmes con 3 pastecas como mínimo engrasadas no desgastadas. (F) Instalar cuadros de madera completos-enrejados-topeados en la línea de sombreo. (F) Usar cables de madera con rótulos de capacidad permisible sin empalmes.			M		
			Atrapamiento por cable de winche de arrastre	A	(F) Hebras no rotas. (F) Entablar canal de rastrillaje. (F) Ubicarse fuera de eje del canal de rastrillaje.			M		
			Caída de persona a diferente nivel por pérdida del equilibrio	A	(F) Instalar parrillas con aberturas máxima de 20cm. (F) Mantener chimenea - canal de izaje con parrilla - compuerta superior - guardas - tabiques laterales colocados. (F) Instalar 2 parrillas clavadas paralelas al eje de la labor.			M		

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.6 AYUDANTE DE OPERACIONES MINA

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
	Electrocución por contacto eléctrico	A	(F) Instalar tablero eléctrico en su cabina - nicho de 80 cm de alto - 70 cm ancho - protegido de humedad - filtraciones de agua. (F) Mantener cables eléctricos no pelados - empalmes con cinta vulcanizante aislante protegido con tubería de polietileno.	M	
	Aplastamiento por impacto con vehículo - equipo en movimiento.	A	(F) Instalar winche eléctrico bloqueado con puntales - anclado con pernos.	M	
	Cortes por cable de winche de arrastre	A	(F) Mantener winches eléctricos con malla protectora - protector de tambor de cables topeado.	M	
IZAJE DE MADERA CON WINCHE ELÉCTRICO DE ARRASTRE	Caída de persona a diferente nivel por pérdida del equilibrio	A	(M) Capacitar en protección contra caídas. (R) Usar arnés de seguridad con línea de vida - hebras no descosidas - anillos no doblados.	M	
	Aplastamiento por impacto con materiales - equipos - herramientas	A	(F) Verificar el estado del canal de izaje . (F) Ubicarse fuera del eje de la chimenea. (F) Usar timbre eléctrico según código de señales. (M) Ubicarse fuera del eje de la chimenea. (M) Retirarse del camino durante el izaje de madera. (M) Capacitar en izaje de madera con winche de arrastre.	M	
	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Redesatado de techo - hastiales de labor.	M	
SOSTENIMIENTO DE TAJOS CON CUADROS DE MADERA	Caída de persona a mismo nivel al chocar con materiales - herramientas	A	(F) Mantener accesos limpios y ordenados.	M	
	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Usar guardacabeza con marchavantes de diametro 4"-largo 3 m. (F) Instalar cuadros de madera completos - enrejados - topeados en la línea del sombrero. (F) Redesatado de techo - hastiales de labor (F) Colocar el espaciamiento de cuadros de madera según el pasaporte	M	
TRASLADO DE EXPLOSIVOS DEL POLVORÍN A TAJOS	Caída de persona a diferente nivel por pérdida del equilibrio.	A	(F) Usar escaleras con peldaños completos fijos - no rajados - no rotos sobreesaliendo 90 cm. del apoyo superior (M) Usar mochila no rotas.	M	
	Explosión por detonación de explosivos	A	(F) Trasladar accesorios - explosivos por separado a una distancia mínima de 10 m. (M) Mantener licencia vigente de DICSCAMEC	M	
CARGUÍO Y CHISPEO DE TALADROS EN TAJOS	Explosión por detonación de explosivos	A	(F) Usar punzón de cobre - madera. (F) Usar atacador de madera para carguío de taladros. (M) Colocar letrero de advertencia visible - legible. (M) Colocar vigías en los accesos (M) Mantener licencia vigente de DICSCAMEC	M	

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



			PRC / AL ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL					Código: F-01-PG02	Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANÁLISIS			<table border="1"> <tr> <td rowspan="5"> CONSECUENCIA Catastrófico Fatalidad Permanente Temporal Menor </td> <td>1</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>4</td> <td>7</td> <td>11</td> <td rowspan="5"> NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable, requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes. </td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>3</td> <td>5</td> <td>8</td> <td>12</td> <td>16</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>6</td> <td>9</td> <td>13</td> <td>17</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>4</td> <td>10</td> <td>14</td> <td>18</td> <td>21</td> <td>23</td> </tr> <tr> <td>5</td> <td>15</td> <td>19</td> <td>22</td> <td>24</td> <td>25</td> </tr> </table>					CONSECUENCIA Catastrófico Fatalidad Permanente Temporal Menor	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.	2	3	5	8	12	16	3	6	9	13	17	20	4	10	14	18	21	23	5	15	19	22	24	25	LABOR / LUGAR : _____ NIVEL: _____ ZONA: _____ EMPRESA: _____ FECHA: _____	
CONSECUENCIA Catastrófico Fatalidad Permanente Temporal Menor	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.																																		
	2	3	5	8	12	16																																			
	3	6	9	13	17	20																																			
	4	10	14	18	21	23																																			
	5	15	19	22	24	25																																			
Apellidos y Nombres Hora Firma			<table border="1"> <tr> <td>ALTO RIESGO</td> <td>A</td> <td>B</td> <td>C</td> <td>D</td> <td>E</td> <td rowspan="3"> PROBABILIDAD Común (Muy probable) Ha sucedido (probable) Podría suceder (posible) Raro que suceda (poco probable) Prácticamente e imposible que suceda </td> </tr> <tr> <td>MEDIO RIESGO</td> <td colspan="5"></td> </tr> <tr> <td>BAJO RIESGO</td> <td colspan="5"></td> </tr> </table>					ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	PROBABILIDAD Común (Muy probable) Ha sucedido (probable) Podría suceder (posible) Raro que suceda (poco probable) Prácticamente e imposible que suceda	MEDIO RIESGO						BAJO RIESGO						TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS														
ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	PROBABILIDAD Común (Muy probable) Ha sucedido (probable) Podría suceder (posible) Raro que suceda (poco probable) Prácticamente e imposible que suceda																																			
MEDIO RIESGO																																									
BAJO RIESGO																																									
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: _____ CAPATAZ DE MINA			RIESGOS PRINCIPALES: Atropamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de Rocas, Choque, Cortes, Dermátide, Electrocutación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros					Apellidos y Nombres Firma																																	
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?		CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.		CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																		
A			B		C		D		E		F																														
SUPERVISIÓN DE RAMPAS - CRUCEROS - BY PASS-GALERIAS			Electrocutamiento por contacto eléctrico		A		(F) Colocar cinta delimitadora visible (M) informar a mantenimiento eléctrico para su reparación (M) Verificar Cables eléctricos no rotos sin picaduras (M) no manipular tableros ni Cables eléctricos		M																																
			Aplastamiento por caída de rocas		A		(F) Desatar rocas con barretillas de 6 - 8 pies (F) Desatar rocas sueltas antes - durante - despues de la voladura (M) Ubicarse debajo de un techo seguro		M																																
			Atropello por contacto con equipo en movimiento		A		(F) Ubicar equipo fuera del tránsito vehicular (M) Ubicarse en refugios (M) Uso de señales con luces de lámpara No ingresar a labores cuando se realiza la		M																																
			Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos		A		(F) Ventilar la labor mínimo por 30 min antes de ingresar (F) no ingresar a labores abandonadas (M) No ingresar a labores cuando se realiza la limpieza con equipo		M																																
SUPERVISIÓN DE LABORES DE ALTO RIESGO			Caída de persona a diferente nivel por altura mayor a 1.80 mts.		A		(F) Usar plataforma sin fisuras no rota ni oxidada (F) Usar soga de 3/4 plg de diámetro con nudos espaciados a 30 cm , no roto (M) Capacitar en trabajos en altura		M																																
			Aplastamiento por caída de rocas		A		(F) Desatar rocas con barretillas de 6 - 8 pies (F) Desatar rocas sueltas antes - durante -despues de la voladura		M																																

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.7 CAPATAZ DE MINA

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
	Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos	A	(F)Ventilar la labor mínimo por 30 min antes de ingresar (F)Verificar inyección de aire comprimido a través de tercera línea de ventilación	M	
SUPERVISIÓN DE CHIMENEAS	Caída de persona a diferente nivel por altura mayor a 1.80 mts	A	(F) Usar soga de 3/4 plg de diámetro con nudos espaciados a 30 cm , no roto (F)Colocar plataforma entablada no rota , ni rajadas (R) Usar arnés de seguridad con línea de vida -	M	
	Aplastamiento por caída de rocas	A	{ F } Desatar rocas con barretillas de 6 - 8 pies (F) Desatar rocas sueltas antes - durante -despues de la voladura	M	
	Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos	A	(F)Ventilar la labor mínimo por 30 min antes de ingresar (F)Verificar inyección de aire comprimido a través de tercera línea de ventilación	M	
SUPERVISIÓN DE TAJOS Y SUBNIVELES	Atrapamiento por cable de winche de arrastre	A	{ F }Verificar cable de winche no roto sin empalmes (M) Uso de señales con luces de lámpara	M	
	Electrocución por contacto eléctrico	A	(M) informar a mantenimiento eléctrico para su reparación (M)Verificar Cables eléctricos no rotos sin picaduras (M) no manipular tableros ni Cables eléctricos		
	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Desatar rocas con barretillas de 6 - 8 pies (F) Desatar rocas sueltas antes - durante - despues de la voladura (M)Ubicarse debajo de un techo seguro		
	Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos	A	(F)Ventilar la labor mínimo por 30 min antes de ingresar (F) Verificar inyección de aire comprimido a través de tercera línea de ventilación		
		A			

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



 CONSORCIO MINERO HORIZONTE			PRC / AIC ANALISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL										Código: F-01-PG02		Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																																																	
			CONSECUENCIA					NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS					LABOR / LUGAR : TJ 1623S NIVEL: 2300 ZONA: SUR EMPRESA: EXTRANMIN SAC FECHA: 10-08-2013																																																																			
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANALISIS			<table border="1"> <tr> <td>1</td><td>1</td><td>2</td><td>4</td><td>7</td><td>11</td> </tr> <tr> <td>2</td><td>3</td><td>5</td><td>8</td><td>12</td><td>16</td> </tr> <tr> <td>3</td><td>6</td><td>9</td><td>13</td><td>17</td><td>20</td> </tr> <tr> <td>4</td><td>10</td><td>14</td><td>18</td><td>21</td><td>23</td> </tr> <tr> <td>5</td><td>15</td><td>19</td><td>22</td><td>24</td><td>25</td> </tr> <tr> <td colspan="2"></td><td>A</td><td>B</td><td>C</td><td>D</td><td>E</td> </tr> <tr> <td colspan="2"></td><td>Común (Muy probable)</td><td>Ha sucedido (probable)</td><td>Podría suceder (posible)</td><td>Raro que suceda (poco probable)</td><td>Practicament e imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td colspan="2"></td><td colspan="5" style="text-align: center;">PROBABILIDAD</td> </tr> </table>					1	1	2	4	7	11	2	3	5	8	12	16	3	6	9	13	17	20	4	10	14	18	21	23	5	15	19	22	24	25			A	B	C	D	E			Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Practicament e imposible que suceda			PROBABILIDAD					ALTO RIESGO MEDIO RIESGO BAJO RIESGO				ALTO. Riesgo intolerable, requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas				MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas.				BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.									
1	1	2	4	7	11																																																																											
2	3	5	8	12	16																																																																											
3	6	9	13	17	20																																																																											
4	10	14	18	21	23																																																																											
5	15	19	22	24	25																																																																											
		A	B	C	D	E																																																																										
		Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Practicament e imposible que suceda																																																																										
		PROBABILIDAD																																																																														
Apellidos y Nombres			Hora			Firma			TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANALISIS																																																																							
CASANOVA ALVAREZ JULIO			09:00						<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="3">Apellidos y Nombres</th> <th colspan="3">Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td colspan="3">LLAJARUNA ROSAS WILMER</td> <td colspan="3">09:00</td> </tr> <tr> <td colspan="3"></td> <td colspan="3"></td> </tr> </tbody> </table>						Apellidos y Nombres			Firma			LLAJARUNA ROSAS WILMER			09:00																																																								
Apellidos y Nombres			Firma																																																																													
LLAJARUNA ROSAS WILMER			09:00																																																																													
Sistema: <input type="radio"/> Seguridad <input checked="" type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente																																																																																
Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado																																																																																
Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia																																																																																
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: OPERADOR DE SCOOPTRAMS																																																																																
Riesgos principales: Atrapamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de rocas, Choque, Derrumbe, Electrocuación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros																																																																																
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?		Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)		CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.				Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)		CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																																																			
A			B		C		D				E		F																																																																			
Ruido			Hipoacusia inducida por el ruido.		A		(F) Implementar materiales de aislamiento o encapsulado a la fuente para reducción del ruido según los Límites Máximos Permisibles. (F) Realizar mantenimiento preventivo de los equipos, no generen ruido por encima de los 80db .				M																																																																					
							(M) Colocar señalización de uso de EPA o doble EPA en zona de ruido, visible con material de alta reflectividad. (M) Realizar señalización de decibeles de exposición, según el DS. 055-2010-EM art. (M) Realizar sonometría periódica del ruido en la fuente. (M) Realizar dosimetría anual del ruido en el trabajador, (M) Realizar rotaciones o disminución del tiempo de exposición del trabajador. (M) Capacitar en Uso de EPA. (M) Capacitar en Conservación auditiva. (M) Realizar examen de audiograma Anual y semestral a observados. Implementar Programa de Conservación auditiva. (R) Usar EPP para protección de audición, según el estándar.																																																																									

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.9 OPERADOR DE SCOOPTRAMS

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Mala Postura	Transtorno Músculo Esquelético	A	(F) Realizar medidas antropométricas para diseño y adecuación de puestos de trabajo.	M	
			(M) Realizar evaluaciones ergonómicas del puesto de trabajo. (M) Realizar rotaciones o disminución del tiempo de exposición del trabajador. (M) Capacitar en Programas Ergonómicos y cumplimiento de guías de gimnasia laboral, pausas activas, e higiene postural, manipulación adecuada de carga y uso adecuado de la PVD. (M) Realizar examen médico anual con análisis musculo esquelético. Implementar Programa de Ergonomía.		
Postura Estática	Transtorno Músculo Esquelético	A	(F) Realizar medidas antropométricas para diseño y adecuación de puestos de trabajo.	M	
			(M) Realizar evaluaciones ergonómicas del puesto de trabajo. (M) Realizar rotaciones o disminución del tiempo de exposición del trabajador. (M) Capacitar en Programas Ergonómicos y cumplimiento de guías de gimnasia laboral, pausas activas, e higiene postural, manipulación adecuada de carga y uso adecuado de la PVD. (M) Realizar examen médico anual con análisis musculo esquelético. Implementar Programa de Ergonomía.		

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



			PRC / AL ANALISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL					Código: F-01-PG02	Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																								
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANALISIS			<table border="1"> <tr> <td rowspan="5">CONSECUENCIA</td> <td>Catastrófico</td> <td>1</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>4</td> <td>7</td> <td>11</td> </tr> <tr> <td>Fatalidad</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>5</td> <td>8</td> <td>12</td> <td>16</td> </tr> <tr> <td>Permanente</td> <td>3</td> <td>6</td> <td>9</td> <td>13</td> <td>17</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>4</td> <td>10</td> <td>14</td> <td>18</td> <td>21</td> <td>23</td> </tr> <tr> <td>Menor</td> <td>5</td> <td>15</td> <td>19</td> <td>22</td> <td>24</td> <td>25</td> </tr> </table>					CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11	Fatalidad	2	3	5	8	12	16	Permanente	3	6	9	13	17	20	Temporal	4	10	14	18	21	23	Menor	5	15	19	22	24	25	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas		MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas.		BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.	
CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11																																										
	Fatalidad	2	3	5	8	12	16																																										
	Permanente	3	6	9	13	17	20																																										
	Temporal	4	10	14	18	21	23																																										
	Menor	5	15	19	22	24	25																																										
<table border="1"> <tr> <td>ALTO RIESGO</td> <td>A</td> <td>B</td> <td>C</td> <td>D</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td>MEDIO RIESGO</td> <td>Común (Muy probable)</td> <td>Ha sucedido (probable)</td> <td>Podría suceder (posible)</td> <td>Raro que suceda (poco probable)</td> <td>Prácticamente e imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td>BAJO RIESGO</td> <td colspan="5">PROBABILIDAD</td> </tr> </table>			ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente e imposible que suceda	BAJO RIESGO	PROBABILIDAD					Sistema: <input checked="" type="radio"/> Seguridad <input type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia					LABOR / LUGAR : GL194N NIVEL: 2285 ZONA: NORTE EMPRESA: CONGEMIN FECHA: 10-08-2012																							
ALTO RIESGO	A	B	C	D	E																																												
MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente e imposible que suceda																																												
BAJO RIESGO	PROBABILIDAD																																																
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: MARCADO DE MALLA DE PERFORACION			Riesgos Principales: Atrapamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de Rocas, Choque, Cortes, Dermátide, Electrocutación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros					TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANALISIS																																									
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?		CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.		CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																										
A			B		C		D		E		F																																						
Presencia de CO y CO2 luego de la limpieza y/o lanzado de shotcrete.			Gaseamiento		A		(F) Cambio de filtros al scooptram para regular la emanación de CO y CO2. (M) Ubicar mangas de ventilación a 10 metros del tope de la labor. (R) Uso de EPP en todo momento.		M																																								
Presencia de rocas sueltas en frente de labor			Aplastamiento.		A		(F) Aplicación de voladura de precorte, destado de rocas sueltas manual o mecanizado de acuerdo a la labor (sección). (M) Cumplir con el PETS de Desatado de rocas sueltas. (R) Uso de EPP en todo momento.		M																																								

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.2 MARCADO DE MALLAS DE PERFORACION

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Uso de isopo para el marcado del frente con pintura esmalte.	Caída de personas de nivel a nivel.	M	(F) Uso de varilla de madera para brindar mayor rigidez y estabilidad al marcado de la malla. Conservar siempre el orden y limpieza.	B	
			(M) Señalización y delimitación de la zona a marcar.		
			(R) Uso de EPP en todo momento.		
Shotcrete recién lanzado en proceso de fragua	Daños a la salud. Aplastamiento.	A	(F) Tiempo de fraguado no menor de 3 horas.	M	
			(M) Cumplimiento de la recomendación geomecánica		
			(R) Capacitación sobre el tiempo mínimo de fraguado, uso de EPP, etc.		

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



			PRC / AL ANALISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL										Código: F-01-PG02		Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																																								
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANALISIS			<table border="1"> <tr> <td rowspan="5">CONSECUENCIA</td> <td>Catastrófico</td> <td>1</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>4</td> <td>7</td> <td>11</td> <td rowspan="5"> NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable, requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas </td> </tr> <tr> <td>Fatalidad</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>5</td> <td>8</td> <td>12</td> <td>16</td> </tr> <tr> <td>Permanente</td> <td>3</td> <td>6</td> <td>9</td> <td>13</td> <td>17</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>4</td> <td>10</td> <td>14</td> <td>18</td> <td>21</td> <td>23</td> </tr> <tr> <td>Menor</td> <td>5</td> <td>15</td> <td>19</td> <td>22</td> <td>24</td> <td>25</td> </tr> </table>					CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas	Fatalidad	2	3	5	8	12	16	Permanente	3	6	9	13	17	20	Temporal	4	10	14	18	21	23	Menor	5	15	19	22	24	25	<table border="1"> <tr> <td>ALTO RIESGO</td> <td>A</td> <td>B</td> <td>C</td> <td>D</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td>MEDIO RIESGO</td> <td>Común (Muy probable)</td> <td>Ha sucedido (probable)</td> <td>Podría suceder (posible)</td> <td>Raro que suceda (poco probable)</td> <td>Prácticamente imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td>BAJO RIESGO</td> <td colspan="5" style="text-align: center;">PROBABILIDAD</td> </tr> </table>					ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda	BAJO RIESGO	PROBABILIDAD					MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas.		BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.	
CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11		NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas																																																														
	Fatalidad	2	3	5	8	12	16																																																																
	Permanente	3	6	9	13	17	20																																																																
	Temporal	4	10	14	18	21	23																																																																
	Menor	5	15	19	22	24	25																																																																
ALTO RIESGO	A	B	C	D	E																																																																		
MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda																																																																		
BAJO RIESGO	PROBABILIDAD																																																																						
LABOR / LUGAR : TJ031N NIVEL: 2350 ZONA: NORTE EMPRESA: CONGEMIN FECHA: 11-08-2012			TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANALISIS																																																																				
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Hora</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>JUAN ESPINOZA HUAMAN</td> <td>14:15</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>			Apellidos y Nombres	Hora	Firma	JUAN ESPINOZA HUAMAN	14:15																										<table border="1"> <thead> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Argomedo Villanueva Andrés</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Ruiz Arteaga Juan</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Jeseman Calderon Gamarra</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Otiniano Acosta Santos</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>					Apellidos y Nombres	Firma	Argomedo Villanueva Andrés		Ruiz Arteaga Juan		Jeseman Calderon Gamarra		Otiniano Acosta Santos												Sistema: <input checked="" type="radio"/> Seguridad <input type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia													
Apellidos y Nombres	Hora	Firma																																																																					
JUAN ESPINOZA HUAMAN	14:15																																																																						
Apellidos y Nombres	Firma																																																																						
Argomedo Villanueva Andrés																																																																							
Ruiz Arteaga Juan																																																																							
Jeseman Calderon Gamarra																																																																							
Otiniano Acosta Santos																																																																							
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: PERFORACION CONVENCIONAL CON MAQUINA JACKLEG			Riesgos Principales: Atrapeamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de Rocas, Choque, Cortes, Dermátide, Electrocutación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros																																																																				
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?		RIESGO Base (Alto, Medio, Bajo)		CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.			Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)		CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																																											
<table border="1"> <thead> <tr> <th>A</th> <th>B</th> <th>C</th> <th>D</th> <th>E</th> <th>F</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Presencia de rocas sueltas en el frente de la labor.</td> <td>Aplastamiento.</td> <td>A</td> <td>(F) Desatado y redetado manual y/o mecanizado de acuerdo a la sección de la labor.</td> <td>M</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(M) Cumplimiento al PETS de desatado de rocas sueltas</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(R.) Uso de EPPs. Capacitación de desatado de rocas sueltas.</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Shocrete resien lanzado</td> <td>Aplastamiento.</td> <td>A</td> <td>(F) Tiempo de fraguado de shocrete antes de ingresar a la labor; 3 horas.</td> <td>M</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(M) Cumplimiento de la recomendación geomecánica</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(R.) Capacitación de tiempo mínimo de fraguado, uso de EPPs.</td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table>			A	B	C	D	E	F	Presencia de rocas sueltas en el frente de la labor.	Aplastamiento.	A	(F) Desatado y redetado manual y/o mecanizado de acuerdo a la sección de la labor.	M					(M) Cumplimiento al PETS de desatado de rocas sueltas						(R.) Uso de EPPs. Capacitación de desatado de rocas sueltas.			Shocrete resien lanzado	Aplastamiento.	A	(F) Tiempo de fraguado de shocrete antes de ingresar a la labor; 3 horas.	M					(M) Cumplimiento de la recomendación geomecánica						(R.) Capacitación de tiempo mínimo de fraguado, uso de EPPs.																													
A	B	C	D	E	F																																																																		
Presencia de rocas sueltas en el frente de la labor.	Aplastamiento.	A	(F) Desatado y redetado manual y/o mecanizado de acuerdo a la sección de la labor.	M																																																																			
			(M) Cumplimiento al PETS de desatado de rocas sueltas																																																																				
			(R.) Uso de EPPs. Capacitación de desatado de rocas sueltas.																																																																				
Shocrete resien lanzado	Aplastamiento.	A	(F) Tiempo de fraguado de shocrete antes de ingresar a la labor; 3 horas.	M																																																																			
			(M) Cumplimiento de la recomendación geomecánica																																																																				
			(R.) Capacitación de tiempo mínimo de fraguado, uso de EPPs.																																																																				

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.4 PERFORACION CONVENCIONAL CON MAQUINA JACKLEG

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Perforacion el altura	Caida de personas de nivel a otro nivel.	A	(F) Uso de plataforma para perforacion, uso de juegos de aceros de perforacion; 4', 6' y 8'	M	
			(M) Cupmlir con el PETS de perforacion con Jackleg		
			(R.) Uso de EPPs, capacitacion en perforacion con jackleg en frentes		
Perforacion de frente con juego de barras de 4', 6' y 8'	Golpe con maquina perforadora; incrustamiento.	A	(F) Uso de barras de acero con aristas visibles, para la pérforacion antes del cambio de acero , maquina perforadora en buen esestado.	M	
			(M) Cumplir con el PETS, perforacion con maquina jackleg.		
			(R.) Uso de EPPs. Capacitacion en perforacion con maquina jackleg.		

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



			ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL										Código: F-01-PG02		Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																																				
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANALISIS			CONSECUENCIA		<table border="1"> <tr><td>1</td><td>1</td><td>2</td><td>4</td><td>7</td><td>11</td></tr> <tr><td>2</td><td>3</td><td>5</td><td>8</td><td>12</td><td>16</td></tr> <tr><td>3</td><td>6</td><td>9</td><td>13</td><td>17</td><td>20</td></tr> <tr><td>4</td><td>10</td><td>14</td><td>18</td><td>21</td><td>23</td></tr> <tr><td>5</td><td>15</td><td>19</td><td>22</td><td>24</td><td>25</td></tr> </table>					1	1	2	4	7	11	2	3	5	8	12	16	3	6	9	13	17	20	4	10	14	18	21	23	5	15	19	22	24	25	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas					LABOR / LUGAR : GL194N NIVEL: 2285 ZONA: NORTE EMPRESA: CONMICIV FECHA: 12-08-2012																						
			1	1	2	4	7	11																																																											
2	3	5	8	12	16																																																														
3	6	9	13	17	20																																																														
4	10	14	18	21	23																																																														
5	15	19	22	24	25																																																														
ALTO RIESGO MEDIO RIESGO BAJO RIESGO		<table border="1"> <tr><td>A</td><td>B</td><td>C</td><td>D</td><td>E</td></tr> <tr><td>Común (Muy probable)</td><td>Ha sucedido (probable)</td><td>Podría suceder (posible)</td><td>Raro que suceda (poco probable)</td><td>Prácticamente e imposible que suceda</td></tr> </table>					A	B	C	D	E	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente e imposible que suceda	MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.					TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANALISIS																																													
A	B	C	D	E																																																															
Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente e imposible que suceda																																																															
<table border="1"> <thead> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Hora</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>JUAN ESPINOZA HUAMAN</td> <td>14:15</td> <td></td> </tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table>			Apellidos y Nombres	Hora	Firma	JUAN ESPINOZA HUAMAN	14:15																													PROBABILIDAD					<table border="1"> <thead> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Argomede Villanueva Andrés</td><td></td></tr> <tr><td>Ruiz Arteaga Juan</td><td></td></tr> <tr><td>Jeseman Calderon Gamarra</td><td></td></tr> <tr><td>Otiniano Acosta Santos</td><td></td></tr> <tr><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table>					Apellidos y Nombres	Firma	Argomede Villanueva Andrés		Ruiz Arteaga Juan		Jeseman Calderon Gamarra		Otiniano Acosta Santos													
Apellidos y Nombres	Hora	Firma																																																																	
JUAN ESPINOZA HUAMAN	14:15																																																																		
Apellidos y Nombres	Firma																																																																		
Argomede Villanueva Andrés																																																																			
Ruiz Arteaga Juan																																																																			
Jeseman Calderon Gamarra																																																																			
Otiniano Acosta Santos																																																																			
Sistema: <input checked="" type="radio"/> Seguridad <input type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input type="radio"/> Nuevo <input checked="" type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia			DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: PERFORACION CON JUMBO ELECTRONICO										Riesgos Principales: Atrampamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de Rocas, Choque, Cortes, Derrumbe, Electrocutación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros																																																						
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?		Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)		CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.					Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)		CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																																					
A			B		C		D					E		F																																																					
Shocrete recién lanzado			Aplastamiento.		A		(F) Tiempo de fraguado de ahocrete antes de ingresar a la labor ; 1 hora o de acuerdo a la reomendacion geomecanica.					M																																																							
							(M) Cumplimiento a la recomendación geomecanica.																																																												
							(R.) Uso de EPPs. Mameluco, Botas, Casco, Guantes, Lampara Minera, Correa Porta Lampara, Barbiquejo, Lentes, No rotos, no Deteriorados. Capacitacion en tiempo de fraguado de shocrete, uso de EPPs.																																																												
Rocas sueltas en el mismo frente de perforacion			Aplastamiento.		A		(F) desatado y redsatado manual y/o mecanizado de acuerdo a la seccion de la labor.					M																																																							
							(M) Cumplimiento del PTS de desatado de rocas.																																																												
							(R.) Uso de EPPs, capacitacion y entrenamiento en desatado de rocas																																																												

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.3 PERFORACION CON JUMBO ELECTRONICO

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Instalaciones eléctricas en mal estado.	Electrocusion	A	(F) Tablero con cabina electrica empotrada, cables sin cortes, chupones en buen estado y sin humedad, sistema de linea a tierra operativo, cable del jumbo colgado con alcayatas.	M	
			(M) Cumplir con el PETS de perforacion con jumbo, señalizacion del area de trabajo		
			(R.) Capacitacion en riesgos electricos, uso de EPPs. Mameluco, Botas, Casco, Guantes, Lampara Minera, Correa Porta Lampara, Barbiquejo, Lentes, No rotos, no Deteriorados.		
Uso de guidores en el mismo frente de perforacion.	Golpe a la persona, aplastamiento	A	(F) Desatado y redesatado del frente de la labor manual o mecanizado de acuerdo a la seccion de la labor , antes de cambiar de posicion de los guidores, detener la perforacion; cuando se va a cambiar la posicion los guidores e iniciar la perforacion una vez se haya puesto a buen	M	
			(M) Cumplir con el estandar de perforacion y voladura EST 26 y el pets de perforacion y voladura.		
			(R.) Uso de EPPs. Mameluco, Botas, Casco, Guantes, Lampara Minera, Correa Porta Lampara, Barbiquejo, Lentes, No rotos, no Deteriorados. Capacitacion en maniobras con guidores.		

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



			PRC / AL ANÁLISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL					Código: F-01-PG02	Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																																		
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANÁLISIS			<table border="1"> <tr> <td rowspan="5">CONSECUENCIA</td> <td>Catastrófico</td> <td>1</td> <td>1</td> <td>2</td> <td>4</td> <td>7</td> <td>11</td> </tr> <tr> <td>Fatalidad</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>5</td> <td>8</td> <td>12</td> <td>16</td> </tr> <tr> <td>Permanente</td> <td>3</td> <td>6</td> <td>9</td> <td>13</td> <td>17</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>Temporal</td> <td>4</td> <td>10</td> <td>14</td> <td>18</td> <td>21</td> <td>23</td> </tr> <tr> <td>Menor</td> <td>5</td> <td>15</td> <td>19</td> <td>22</td> <td>24</td> <td>25</td> </tr> </table>					CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11	Fatalidad	2	3	5	8	12	16	Permanente	3	6	9	13	17	20	Temporal	4	10	14	18	21	23	Menor	5	15	19	22	24	25	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas		MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas.		BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.											
CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11																																																				
	Fatalidad	2	3	5	8	12	16																																																				
	Permanente	3	6	9	13	17	20																																																				
	Temporal	4	10	14	18	21	23																																																				
	Menor	5	15	19	22	24	25																																																				
<table border="1"> <tr> <td>ALTO RIESGO</td> <td>A</td> <td>B</td> <td>C</td> <td>D</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td>MEDIO RIESGO</td> <td>Común (Muy probable)</td> <td>Ha sucedido (probable)</td> <td>Podría suceder (posible)</td> <td>Raro que suceda (poco probable)</td> <td>Prácticamente imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td>BAJO RIESGO</td> <td colspan="5">PROBABILIDAD</td> </tr> </table>			ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda	BAJO RIESGO	PROBABILIDAD					Sistema: <input checked="" type="radio"/> Seguridad <input type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia					LABOR / LUGAR : CX1300N NIVEL: 2285 ZONA: NORTE EMPRESA: CONMICIV FECHA: 11-07-2013																																	
ALTO RIESGO	A	B	C	D	E																																																						
MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda																																																						
BAJO RIESGO	PROBABILIDAD																																																										
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: CARGUIO DE EXPLOSIVOS EN LABORES			Riesgos Principales: Atrapamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de Rocas, Choque, Cortes, Dermátide, Electrocutación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros					TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANÁLISIS																																																			
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?		CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.		CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																																				
<table border="1"> <tr> <th>A</th> <th>B</th> <th>C</th> <th>D</th> <th>E</th> <th>F</th> </tr> <tr> <td>Presencia de rocas sueltas en el frente de la labor.</td> <td>Aplastamiento</td> <td>A</td> <td>(F) Desatado y redatado manual y/o mecanizado de acuerdo a la sección de la labor, aplicación de la voladura controlada.</td> <td>M</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(M) Cumplimiento al PETS de desatado de rocas sueltas.</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(R) Uso de EPPs. Mameluco, Guantes, Casco, Botas, Lampara Minera, Correa porta Lampara, Lentes, Barbiquejo, no rotos, no deteriorados. (M) Capacitación de desatado de rocas sueltas.</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Limpeza de taladros.</td> <td>Daños a la salud</td> <td>A</td> <td>(F) Tapar taladros durante la perforación, sopleteo de los taladros durante la perforación.</td> <td>M</td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(M) Cumplir el PETS y/o PTS según sea mecanizado y/o convencional, la perforación, comunicación durante la limpieza.</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td>(R.) Uso de EPPs. Mameluco, Gautes, Casco, Botas, Lampara Minera, Correa porta Lampara, Lentes, Barbiquejo, no rotos, no deteriorados.</td> <td></td> <td></td> </tr> </table>			A	B	C	D	E	F	Presencia de rocas sueltas en el frente de la labor.	Aplastamiento	A	(F) Desatado y redatado manual y/o mecanizado de acuerdo a la sección de la labor, aplicación de la voladura controlada.	M					(M) Cumplimiento al PETS de desatado de rocas sueltas.						(R) Uso de EPPs. Mameluco, Guantes, Casco, Botas, Lampara Minera, Correa porta Lampara, Lentes, Barbiquejo, no rotos, no deteriorados. (M) Capacitación de desatado de rocas sueltas.			Limpeza de taladros.	Daños a la salud	A	(F) Tapar taladros durante la perforación, sopleteo de los taladros durante la perforación.	M					(M) Cumplir el PETS y/o PTS según sea mecanizado y/o convencional, la perforación, comunicación durante la limpieza.						(R.) Uso de EPPs. Mameluco, Gautes, Casco, Botas, Lampara Minera, Correa porta Lampara, Lentes, Barbiquejo, no rotos, no deteriorados.			<table border="1"> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> <tr> <td>Argomedo Villanueva Andrés</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Ruiz Arteaga Juan</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Jeseman Calderon Gamarra</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Otiniano Acosta Santos</td> <td></td> </tr> </table>					Apellidos y Nombres	Firma	Argomedo Villanueva Andrés		Ruiz Arteaga Juan		Jeseman Calderon Gamarra		Otiniano Acosta Santos	
A	B	C	D	E	F																																																						
Presencia de rocas sueltas en el frente de la labor.	Aplastamiento	A	(F) Desatado y redatado manual y/o mecanizado de acuerdo a la sección de la labor, aplicación de la voladura controlada.	M																																																							
			(M) Cumplimiento al PETS de desatado de rocas sueltas.																																																								
			(R) Uso de EPPs. Mameluco, Guantes, Casco, Botas, Lampara Minera, Correa porta Lampara, Lentes, Barbiquejo, no rotos, no deteriorados. (M) Capacitación de desatado de rocas sueltas.																																																								
Limpeza de taladros.	Daños a la salud	A	(F) Tapar taladros durante la perforación, sopleteo de los taladros durante la perforación.	M																																																							
			(M) Cumplir el PETS y/o PTS según sea mecanizado y/o convencional, la perforación, comunicación durante la limpieza.																																																								
			(R.) Uso de EPPs. Mameluco, Gautes, Casco, Botas, Lampara Minera, Correa porta Lampara, Lentes, Barbiquejo, no rotos, no deteriorados.																																																								
Apellidos y Nombres	Firma																																																										
Argomedo Villanueva Andrés																																																											
Ruiz Arteaga Juan																																																											
Jeseman Calderon Gamarra																																																											
Otiniano Acosta Santos																																																											

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.5 CARGUIO DE EXPLOSIVOS EN LABORES

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
Perforación de los cebos en la labor.	Explosión	A	(F) Uso de punzón de cobre o madera para cebado, ubicar los accesorios y explosivos por separado durante el cebado alejado de cualquier fuente de energía.	M	
			(M) Cumplir con los procedimientos de cebado establecido en el estándar de perforación y voladura.		
			(R) Capacitación en cebado, portar licencia de Dicscamec, usar EPPs.		
Carguío de taladros.	Explosión	A	(F) Uso de atacadores de madera y/o tubos de PVC convencional y/o mecanizado respectivamente.	M	
			(M) Señalización de la zona de trabajo, cumplimiento al estándar de perforación y voladura, comunicación.		
			(R) Uso de EPPs. Mameluco, Guantes, Casco, Botas, Lámpara Minera, Correa porta Lámpara, Lentes, Barbiquejo, no rotos, no deteriorados. Capacitación en carguío y voladura.		

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



			PRC / AIC ANALISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL					Código: F-01-PG02		Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																																		
			CONSECUENCIA	Catastrófico	1	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas. BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.																																	
Fatalidad	2	3		5	8	12	16																																					
Permanente	3	6		9	13	17	20																																					
Temporal	4	10		14	18	21	23																																					
Menor	5	15		19	22	24	25																																					
SUPERVISORES RESPONSABLES DEL ANALISIS			<table border="1" style="width: 100%; text-align: center;"> <tr> <td style="background-color: red;">ALTO RIESGO</td> <td>A</td> <td>B</td> <td>C</td> <td>D</td> <td>E</td> </tr> <tr> <td style="background-color: yellow;">MEDIO RIESGO</td> <td>Común (Muy probable)</td> <td>Ha sucedido (probable)</td> <td>Podría suceder (posible)</td> <td>Raro que suceda (poco probable)</td> <td>Prácticamente imposible que suceda</td> </tr> <tr> <td style="background-color: green;">BAJO RIESGO</td> <td colspan="5">PROBABILIDAD</td> </tr> </table>					ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda	BAJO RIESGO	PROBABILIDAD					LABOR / LUGAR : TJ862S		NIVEL: 2350 ZONA: SUR																
ALTO RIESGO	A	B						C	D	E																																		
MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda																																							
BAJO RIESGO	PROBABILIDAD																																											
<table border="1" style="width: 100%;"> <thead> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Hora</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>ING. PEDRO GAUTHIER VELARDE</td> <td>14:25</td> <td></td> </tr> <tr><td> </td><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table>			Apellidos y Nombres	Hora	Firma	ING. PEDRO GAUTHIER VELARDE	14:25																													Sistema: <input type="radio"/> Seguridad <input checked="" type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia					EMPRESA: EXTRANMIN SAC		FECHA: 30-07-2013	
Apellidos y Nombres	Hora	Firma																																										
ING. PEDRO GAUTHIER VELARDE	14:25																																											
DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA:			SUPERVISION DE LABORES EN INTERIOR MINA Riesgos principales: Atrapamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de rocas, Choque, Cortes, Derrumbe, Electrocuación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros					TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANALISIS <table border="1" style="width: 100%;"> <thead> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table>		Apellidos y Nombres	Firma																																	
Apellidos y Nombres	Firma																																											
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas			RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.			Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																																			
A			B	C	D			E	F																																			
INSPECCIÓN DE LABORES CON INDICIOS DE BOLSONADA DE AGUA / LABORES INUNDADO(A)			Ahogamiento por golpe de agua	A	(F) Realizar taladros de avance con 10 m de profundidad por delante de las labores de trabajo. (F) Realizar taladros de alivio o lloronas a las labores inundadas. (F) Entubación - captación de agua a la cuneta. (M) Señalizar con letreros reflectivos y bloquear acceso con cinta delimitadora.			M																																				
INSPECCIÓN DE LABORES PRÓXIMAS CONECTAR CON OTRAS LABORES			Caída de persona a mismo nivel por pérdida del equilibrio	A	(F) Inspección del área de trabajo (F) Realizar orden y limpieza			M																																				
			Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Inspeccionar las condiciones del terreno antes de ingresar a la zona comunicada. (F) Ordenar el desatado de rocas fracturadas. (M) Señalizar con letreros reflectivos y bloquear acceso con cinta delimitadora. (M) Informar a los trabajadores acerca de los peligros.			M																																				
			Gaseamiento por inhalación de gases Producto de la voladura	A	(F) Monitorear la calidad del aire en el ambiente antes de ingresar a las labores comunicadas. (F) Evaluación del circuito de ventilación. (F) ventilar la labor antes de ingresar como mínimo 30 min.			M																																				

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.8 SUPERVISION DE LABORES EN INTERIOR MINA

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
	Explosión por detonación de explosivos	A	(M) Colocar vigías en los puntos de acceso a la zona de disparo. (M) Colocar avisos reflectivos con "peligro conexión".	M	
INSPECCIÓN DE LABORES CON CUADROS FATIGADOS	Atrapamiento por caída de rocas	A	(F) Tener labor con doble acceso. (F) Colocar línea auxiliar de ventilación.	M	
	Electrocución por contacto eléctrico	A	(F) Cortar energía eléctrica en tablero principal.	M	
	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Inspección del área de trabajo. (F) Intermediar cuadros. (M) Señalizar con letreros reflectivos y bloquear acceso con cinta delimitadora.	M	
INSPECCIÓN DE LABORES CON TERRENO FRACTURADO - MALO Y SOBREELEVADO MÁS DE 2.5 M.	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Inspección del área de trabajo. (F) Proceder a la fortificación o revestimiento inmediato antes de continuar las perforaciones. (M) Señalizar con letreros reflectivos y bloquear acceso con cinta delimitadora.	M	
INSPECCIÓN DE LABORES CON PRESENCIA DE TIROS CORTADOS	Gaseamiento por inhalación de gases Producto de la voladura	A	(F) Ventilar la labor antes de ingresar como Bajo mínimo 30 min.	M	
	Explosión por tiros cortados	A	(F) Inspeccionar frente de avance	M	
		A	(F) Recargar tiro cortado en el frente de avance. (M) Colocar vigías en los puntos de acceso a la zona de disparo. (M) Señalizar con letreros reflectivos y bloquear acceso con cinta delimitadora. (M) Informar a los trabajadores acerca de los peligros.	M	
INSPECCIÓN DE LABORES CON ESPACIOS ABIERTOS	Caída de persona a diferente nivel por pérdida del equilibrio	A	(F) Mantener orden y limpieza en la zona. (F) Colocar plataforma de madera en la parte inferior. (R) Usar arnés de seguridad con línea de vida - hebras no descosidas - anillos no doblados	M	
	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Ordenar el desatado de rocas fracturadas. (F) Colocar tapón de madera en la parte superior.	M	
INSPECCIÓN DE OPERACIONES CON EQUIPO CON MOTOR DE COMBUSTIÓN INTERNA	Atropello por contacto con equipo en movimiento	A	(F) Mantener claxon - alarma de retroceso audible hasta 20 mts. (R) Usar mameluco con cintas reflectivas no rotas.	M	
	Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos	A	(F) Implementar programa de mantenimiento preventivo de equipos. (F) Usa equipos para monitorear las concentraciones de emisiones de gases que estén por debajo de los LMP.	M	

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



ANEXO N° 7.8 SUPERVISION DE LABORES EN INTERIOR MINA

PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.	Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)
A	B	C	D	E	F
	Choque por impacto con materiales - equipos - herramientas	A	(F) Mantener la velocidad de 10 km/h.	M	
INSPECCIÓN DE LABORES CON VENTILACIÓN FORZADA	Electrocución por contacto eléctrico	A	(F) Mantener tablero eléctrico protegido de la humedad - polvo.	M	
		A	(F) Colocar cables en canaletas - ducto - parrilla no expuestos no pelados sin empalmes. (F) Deberá contar con un interruptor instalado a no más de 20 m.	M	
	Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos	A	(F) Evaluación del circuito de ventilación. (F) Mantener dispositivos automáticos de alarma para el caso de disminución de velocidad o parada.	M	
INSPECCIÓN DE REHABILITACIÓN DE LABORES ABANDONADAS	Caída de persona a mismo nivel por pérdida del equilibrio.	A	(F) Mantener el área de trabajo limpio - ordenado.	M	
	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Inspección del área de trabajo	M	
	Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos	A	(F) ventilar la labor antes de ingresar como mínimo 30 min. (F) Monitorear calidad del aire.	M	
INSPECCIÓN DE LABORES ABANDONADAS	Aplastamiento por caída de rocas	A	(F) Señalizar y taponear labor.	M	
	Gaseamiento por inhalación de gases tóxicos	A	(F) Señalizar y taponear labor.	M	

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.



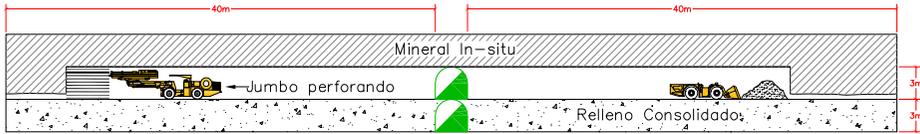
			PRC / AIC ANALISIS DE PELIGRO, RIESGO Y CONTROL					Código: F-01-PG02	Versión: 04 Fecha: 2012-Mar-15																				
			CONSECUENCIA	1	2	4	7	11	NIVEL DE RIESGO, CONTROL Y PLAZOS DE CORRECCIÓN OBLIGATORIOS ALTO. Riesgo intolerable , requiere controles inmediatos. Si no se puede controlar el peligro, paralizar los trabajos operacionales en la labor hasta controlar el riesgo. Controlar máximo en 24 horas																				
Catastrófico	1	1	2	4	7	11	MEDIO. Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar inmediatamente. Controlar máximo en 72 horas.																						
Fatalidad	2	3	5	8	12	16																							
Permanente	3	6	9	13	17	20																							
Temporal	4	10	14	18	21	23																							
Menor	5	15	19	22	24	25																							
ALTO RIESGO	A	B	C	D	E	BAJO. Riesgo tolerable. Controlar hasta en 1 mes.																							
MEDIO RIESGO	Común (Muy probable)	Ha sucedido (probable)	Podría suceder (posible)	Raro que suceda (poco probable)	Prácticamente imposible que suceda																								
BAJO RIESGO	PROBABILIDAD																												
Sistema: <input checked="" type="radio"/> Seguridad <input type="radio"/> Salud Ocupacional <input type="radio"/> Medio Ambiente			Tipo de Actividad Analizada: <input checked="" type="radio"/> Nuevo <input type="radio"/> Vigente <input type="radio"/> Modificado					LABOR / LUGAR : _____ NIVEL: _____ ZONA: _____ EMPRESA: _____ FECHA: _____																					
Condición de Evaluación: <input checked="" type="radio"/> Normal <input type="radio"/> Anormal <input type="radio"/> Emergencia			DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD DESARROLLADA: <u>Labores con Temperatura Mayores a 30°</u>					TRABAJADORES PARTICIPANTES DEL ANALISIS																					
Riesgos principales: Artrapamiento, Atropello, Caída de personas, Caída de objetos, Choque, Cortes, Derrumbe, Electrocutación, Explosión, Golpe, Incendio, Inundación, Quemadura, Radiación, Succión, Volcadura, Otros								<table border="1"> <thead> <tr> <th>Apellidos y Nombres</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td> </td><td> </td></tr> </tbody> </table>		Apellidos y Nombres	Firma																		
Apellidos y Nombres	Firma																												
PELIGRO ¿QUÉ ME PUEDE DAÑAR? Fuentes de energía / situaciones peligrosas/ actos o tareas peligrosas	RIESGO ¿QUÉ PUEDE PASAR?	Riesgo Base (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES BASE ¿QUÉ PUEDO HACER? FUENTE: Eliminación, sustitución, control de ingeniería. MEDIO: Señalización, alertas y/o controles administrativos. RECEPTOR: Equipo de Protección Personal.			Riesgo Residual (Alto, Medio, Bajo)	CONTROLES RESIDUALES (PARA USO DEL SUPERVISOR)																						
A	B	C	D			E	F																						

El SUPERVISOR que visite la labor deberá revisar el PRC y verificar el cumplimiento de los controles. Si hubiera controles adicionales, Lo registrará y firmará en la sección controles residuales.

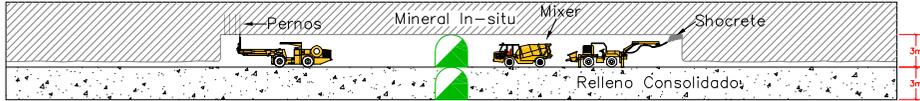


SISTEMA MECANIZADO

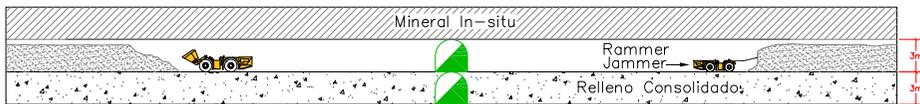
1.-Perforación y voladura en Breasting



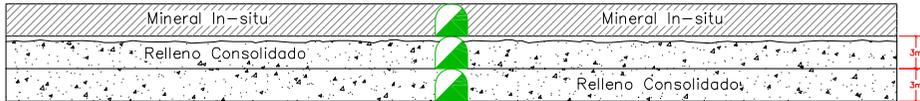
2.- Empernado con Jumbo y Shocreteado con Mixer



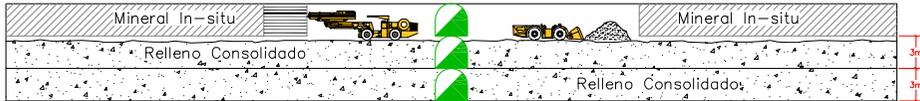
3.- Alimentación de RC con Scoop y topeado con Rammer Jammer



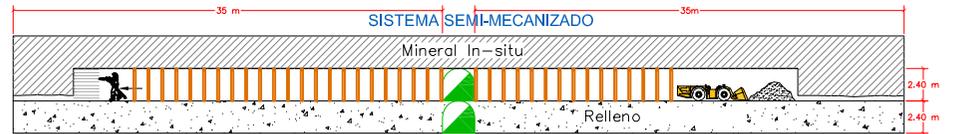
4.- Rebatido de la Ventana



5.- Inicio del Nuevo Corte



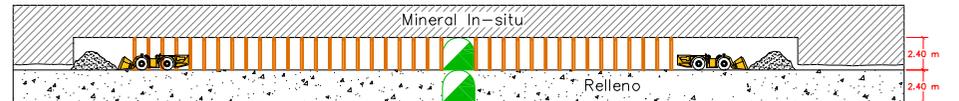
1.-Perforación y voladura en Breasting con Jack Leg



1.-Perforación

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Personal por turno	c/u	2	M2 y A1
N° Taladros por disparo	c/u	15-20	Con jack-leg
Longitud de taladro	Pies	6'	C/brocas de 38mm
Explosivos por disparo	Cartuc.	60-75	Emulsion + Carmex ó Fanel
Tiempo neto de perfor	Hrs	01 - 02	

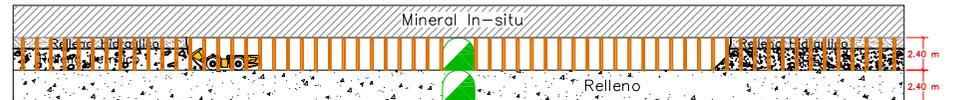
2.-Limpieza



2.-Limpieza

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Scoop	c/u	1	De 1,25 a 2,5 Yd3
Personal	c/u	1	M1 (Operador)
Mineral roto	TMS	1200	Total corte (70m)
Tiempo	Hrs	1	Un disparo (25 TMS/Turno)

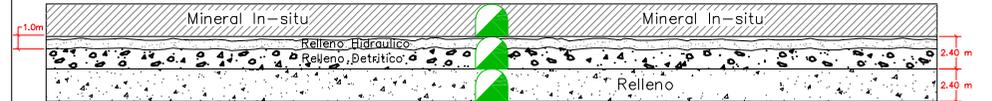
3.- Alimentación de Relleno Detritico + Hidraulico con Scoop



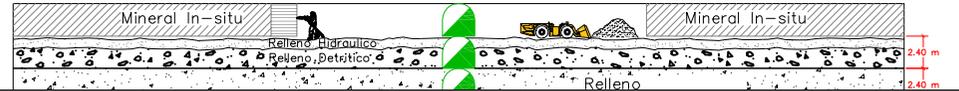
3.-Relleno

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Volumen total corte (70m)	m3	320	Detritico + RH (170m3)
Personal	c/u	5	M1(01), M2 (02) y A1 (02)
Tiempo	Hrs	40	5 Turnos (Total corte 70m)

4.- Rebatido de la Ventana



5.- Inicio del Nuevo Corte



DISEÑO Y PROYECTOS

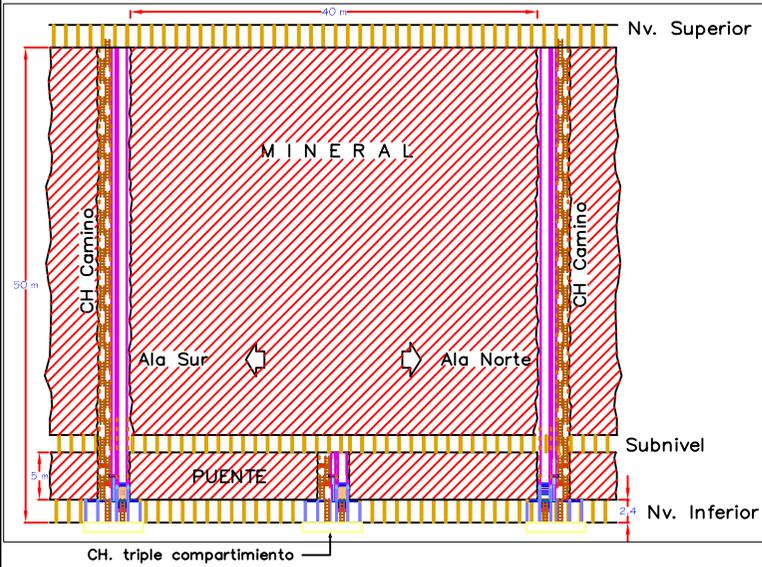
D.I.M.P.	A.S.F.	DIC/03
DISEÑO	L.C.G.	DIC/03
MINA	P.P.P.	DIC/03
REVISADO	G.B.A.	DIC/03
AuxCAD	PM	DIC/03
CODIGO	REG-06-E-29/00	

CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.
PLANEAMIENTO & INGENIERIA

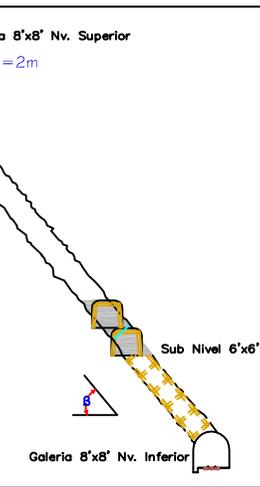
Descripción
METODO DE EXPLOTACION
CORTE RELLENO ASCENDENTE
SISTEMA MECANIZADO - SEMI/MECANIZADO



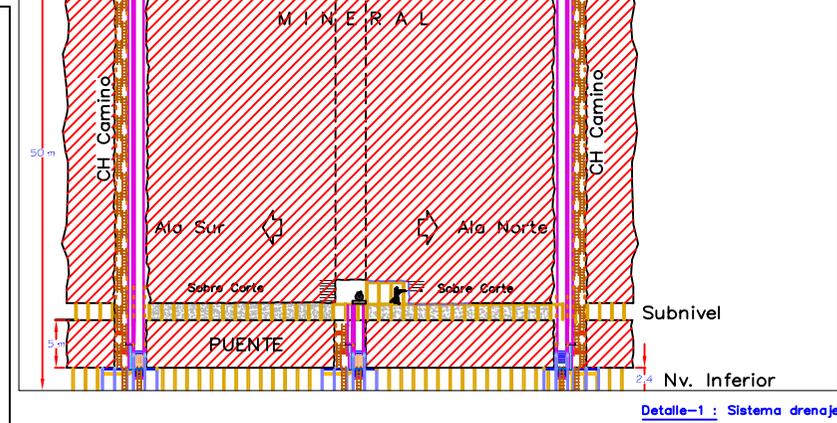
Preparación



Sección B-B'

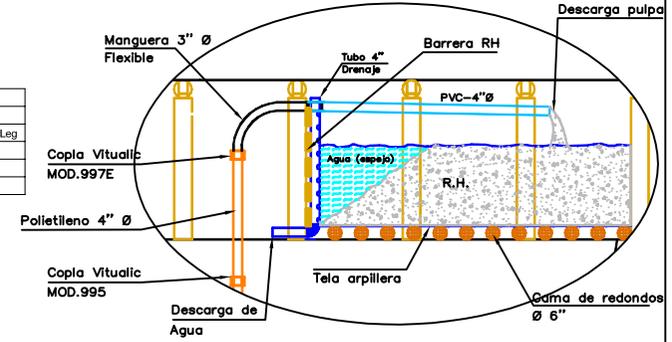


Perforación

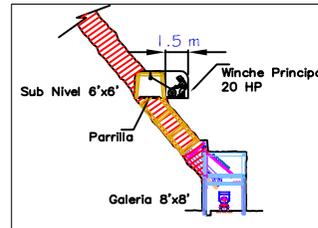
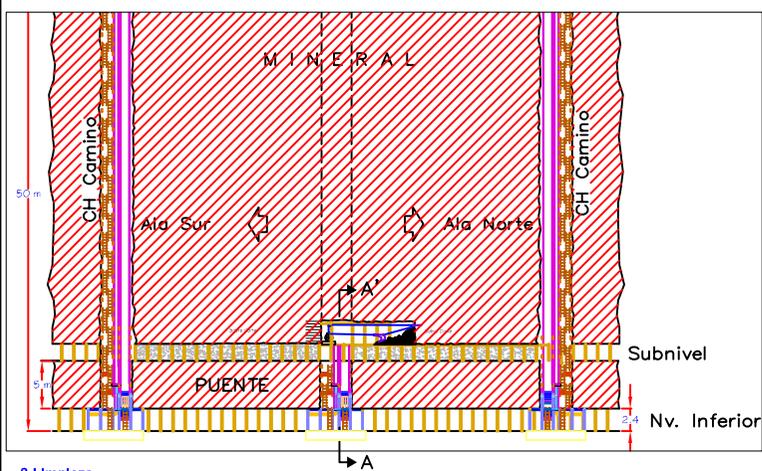


1-Perforación

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Personal por turno	Personas	2	M-2 y A1
Nº Taladros por disparo	c/u	10 - 15	Perf. En Breasting o Jack-Leg
Long. de Taladro	Pies	6'	C/brocas de 38mm
Explosivos por disparo	Cartuc.	40 - 60	Emul. Carmex o Fanel
Tiempo neto de Perfor.	Hrs	01 - 02	-



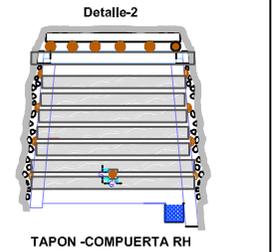
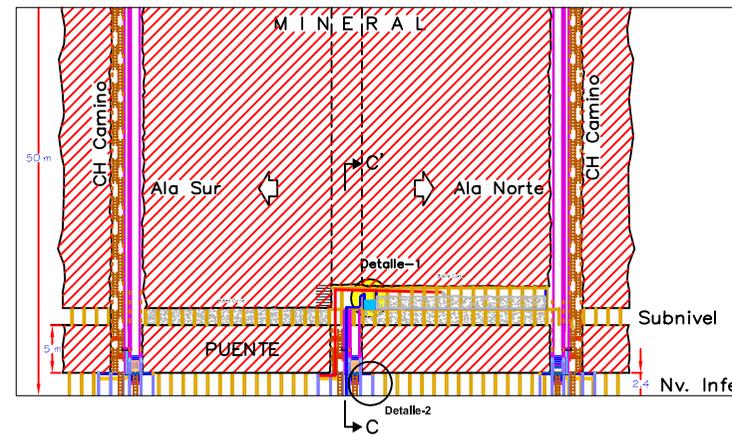
Limpieza



Sección A-A'

Esc: 1/250

Relleno



2-Limpieza

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Winche de rastillaje	c/u	01 a 02	De 15 a 20 HP C/rastra de 26" a 42"
Personal	c/u	2	M2 y A1
Mineral roto	TMS	10 - 15	Por disparo
Tiempo	Hrs	02 - 03	-

3-Relleno

VARIABLE	UNID	CANTIDAD	OBSERVACION
Volumen por corte (40m)	m3	104	R.H.
Personal	c/u	4	M2 (02) y A1 (02)
Tiempo	Hrs	32	4 Turnos

DISEÑO Y PROYECTOS

CIEMP	A.S.	CIPTO
CIEMP	CIPTO	CIPTO
CIPTO	CIPTO	CIPTO
REMIADO	CIPTO	CIPTO
AJUSCAD	CIPTO	CIPTO
CIPTO	CIPTO	CIPTO

CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.
PLANEAMIENTO & INGENIERIA
 METODO DE EXPLOTACION C.R.A.
 PREPARACION CONVENCIONAL
 LIMPIEZA C/WINCHE + EXTRACCION C/CARRO

