

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

**FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE
MINAS**



**AUMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD EN EL METODO LONG
WALL MINING SOSTENIDO POR PUNTALES CON CABEZAL
DE JACKPOT EN LA U.P. SAN ANDRES – MINERA AURIFERA
RETAMAS MARSA S.A.**

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

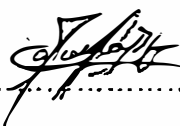
BACH. BRAVO BORDA, DARÍO

ABANCAY, JUNIO 2017

PERÚ



**Jurado Evaluador de la tesis intitulado "AUMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD EN
EL METODO LONG WALL MINING SOSTENIDO POR PUNTALES CON
CABEZAL DE JACKPOT EN LA U.P. SAN ANDRES – MINERA AURIFERA
RETAMAS MARSA S.A..**



.....
Dr. Mario David Huamán Rodrigo

Presidente



.....
Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán

Primer miembro



.....
Ing. Giovanni Frisancho Triveño

Segundo miembro

DEDICATORIA

A Dios; Por haberme permitido llegar hasta este punto y haberme dado salud para lograr mis objetivos, además de su infinita bondad y amor, a la memoria mi Padre Pascual Bravo Ríos, quien siempre me motivó a ser un hombre de bien y útil en la sociedad, a mi madre Mónica Borda Cárdenas, y a mis hermanos: Jesús, Alfredo, Alejandro, David, Modesta, Delia y Berta , a mi adorada esposa Natalia y a mi Hija Maricielo; quienes son mis razones de seguir en el camino de la superación cada día de mi vida.



AGRADECIMIENTO

A mi alma mater; Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac- Facultad de Ingeniería-Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas.

A mis docentes de la UNAMBA a los Ingenieros: Edgar Huacac Farfán, Darío Sánchez Castillo, José Cárdenas Catalán, Giovanni Frizancho Triveño, David Huamán y Darwin Loayza Encalada, así como los demás docentes por sus enseñanzas y consejos brindados durante mi carrera universitaria, y en la elaboración de la presente Tesis.

A mi madre, a mis hermanos y hermanas, por confiar en mí y por sus apoyos sin condición alguna.

A mi esposa por su dedicación y paciencia, a mi hija por comprenderme del no dedicarle el tiempo completo.

También agradezco a todas mis familiares y amigos los que no he mencionado líneas arriba que han sido y son parte importante de mi formación profesional.

...



ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v

CAPÍTULO I

1 INTRODUCCIÓN	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
1.2 JUSTIFICACIÓN	3
1.3 OBJETIVOS.....	3
1.3.1 OBJETIVO GENERAL.....	3
1.3.2 OBJETIVO ESPECIFICO	4
1.4 HIPÓTESIS.....	4
1.5 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.6 ALCANCES	5
1.7 GENERALIDADES	5
1.7.1 UBICACIÓN.....	5
1.7.2 ACCESIBILIDAD A LA U.P SAN ANDRÉS MINERA AURIFERA RETAMAS MARSA S.A	6
1.7.3 FISIOGRAFÍA	8
1.7.4 CLIMA.....	9
1.7.5 FLORA Y FAUNA	9
1.7.6 RECURSOS	9
1.8 GEOLOGÍA	10
1.8.1 GEOLOGÍA REGIONAL	11
1.8.2 GEOLOGÍA LOCAL.....	13
1.8.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	17
1.8.4 GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO	17
1.8.4.1 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN	18
1.8.4.2 ALTERACIONES DE CAJAS	18
1.8.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	20
1.8.5.1 FALLAS LONGITUDINALES NW-SE.....	21
1.8.5.2 SISTEMA E-W	21
1.8.5.3 PLEGAMIENTOS	22
1.8.5.4 FRACTURAMIENTO.....	23



CAPÍTULO II

2 MARCO TEORICO

2.1	MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN APLICADOS AL MINADO SUBTERRANEO – CONCEPTOS BÁSICOS ...	25
2.1.1	MÉTODO LONG WALL MINING	25
2.1.2	MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (TE)	26
2.1.3	LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y PRODUCCIÓN	26
2.1.3.1	LABORES DE DESARROLLO	26
2.1.3.2	LABORES DE PREPARACIÓN	26
2.1.3.3	LABORES DE PRODUCCIÓN	27
2.1.3.4	COSTO DE MINADO	27
2.2	PERFORACIÓN	27
2.2.1	EQUIPOS DE PERFORACIÓN	27
2.2.1.1	PERFORADORA	28
2.2.1.2	ACEROS DE PERFORACIÓN	28
2.2.1.3	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN	29
2.3	VOLADURA	29
2.3.1	EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA	30
2.4	LIMPIEZA	34
2.4.1	WINCHE ELÉCTRICO	35
2.4.2	RASTRILLO	36
2.5	GEOMECÁNICA EN EL MINADO SUBTERRANEO	36
2.5.1	MECÁNICA DE ROCAS Y GEOMECÁNICA – CONCEPTOS BÁSICOS	36
2.5.1.1	MACIZO ROCOSO COMO MATERIAL	37
2.5.1.2	DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO	37
2.5.1.3	DESCRIPCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES	39
2.5.2	CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS	40
2.5.2.1	ÍNDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS (RQD)	40
2.5.2.2	CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKI (RMR)	42
2.5.2.3	ÍNDICE DE Q DE BARTON (ROCK MASS QUALITY)	44
2.5.2.4	CLASIFICACIÓN DE HOEK Y BROWN (GSI)	46
2.5.2.5	CORRELACIÓN ENTRE LAS CLASIFICACIÓN DE BIENAWSKI (RMR) Y BARTON (Q)	47
2.6	SOSTENIMIENTO EN LA MINERÍA SUBTERRÁNEA	48
2.6.1	TIPOS DE SOSTENIMIENTO	49
2.6.1.1	CUADROS DE MADERA	49
2.6.1.2	PUNTALES	49
2.6.1.3	JACKPOT	50
2.6.1.4	WOOD PACK	51
2.7	DILUCIÓN	52

CAPÍTULO III

3 PARTE EXPERIMENTAL Y METODOLOGÍA DE APLICACIÓN DEL MÉTODO LONG WALL MINING SOSTENIDO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT

3.1 ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA VETA VALERIA-H	53
3.1.1 CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA	53
3.1.1.1 REGISTRO DE DATOS	53
3.1.1.2 ASPECTOS LITOLÓGICOS	54
3.1.1.3 DISTRIBUCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES.....	54
3.1.1.4 CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES.....	57
3.1.1.5 DISCONTINUIDADES DOMINIO ESTRUCTURAL DE LA VETA VALERIA-H.....	58
3.1.2 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA	58
3.1.3 ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	60
3.1.4 RESISTENCIA DE LA ROCA	61
3.1.4.1 RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA.....	61
3.1.4.2 RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA.....	62
3.1.4.3 RESULTADOS OBTENIDOS Y RECOMENDACIONES DEL ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA VETA VALERIA-H.....	63
3.1.4.4 RECOMENDACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA EN LABORES DE EXPLOTACIÓN 64	
3.1.4.5 CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	65
3.1.4.6 TIEMPO DE AUTOSOPORTE USANDO LA CLASIFICACIÓN DE RMR	67
3.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL MINING SOSTENIDO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT	67
3.2.1 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO PROPUESTO	67
3.2.2 LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y EXTRACCIÓN	68
3.2.3 PREPARACIÓN DEL BLOCK.....	69
3.3 PERFORACIÓN EN EL MÉTODO LONG WALL MINING.....	74
3.3.1 EQUIPOS DE PERFORACIÓN	76
3.3.2 CÁLCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO.....	77
3.4 VOLADURA EN EL MÉTODO LONG WALL MINING.....	79
3.4.1 DISTRIBUCIÓN DE TALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA PARA ROCA BUENA.....	81
3.4.2 DISTRIBUCIÓN DE TALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA PARA ROCA REGULAR.....	82
3.5 LIMPIEZA DE MINERAL EN EL MÉTODO LONG WALL MINING	83
3.6 SOSTENIMIENTO EN EL MÉTODO LONG WALL MINING	85
3.6.1 DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS DE PUNTALES PARA EL SOSTENIMIENTO	86
3.6.2 DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS DE JACKPOT	86
3.6.3 CONSIDERACIONES PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO.....	88
3.6.4 ESPESOR ÓPTIMO DEL PUNTAL.....	88
3.6.5 DIÁMETRO ÓPTIMO DE JACKPOT	89
3.6.6 PROCEDIMIENTO PARA EL SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT EN EL MÉTODO LONG WALL MINING	89
3.6.7 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL USO DE PUNTALES CON CABEZAL DE JACK POT	91
3.6.7.1 VENTAJAS DE USO DE PUNTAL CON CABEZAL DE JACKPOT	91

3.6.7.2	DESVENTAJAS DE USO DE PUNTAL CON CABEZAL DE JACKPOT	91
---------	---	----

CAPÍTULO IV

4 RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	RESULTADOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL METODO LONG WALL MINING.....	92
4.1.1	DATOS TÉCNICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ROCA BUENA	92
4.1.2	DATOS TÉCNICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ROCA REGULAR.....	93
4.1.3	DETERMINACIÓN DE INDICADORES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ROCA BUENA Y REGULAR	94
4.1.4	CUADRO COMPARATIVO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, DE LOS METODOS TE, TL VS LWM PARA ROCA BUENA	95
4.1.5	CUADRO COMPARATIVO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, DE LOS MÉTODOS TE, TL VS LWM PARA ROCA REGULAR	96
4.1.6	CUADRO COMPARATIVO PROMEDIO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, DE LOS METODOS TE, TL VS LWM	96
4.1.7	GRANULOMETRÍA	97
4.2	EQUIPOS DE LIMPIEZA EN EL MÉTODO LONG WALL MINING.....	98
4.3	RESULTADOS DE SOSTENIMIENTO EN EL MÉTODO LONG WALL MINING.....	100
4.3.1	INSTALACIÓN DE PUNTALES EN EL MÉTODO LONG WALL MINING PARA ROCA BUENA	100
4.3.2	CONSUMO DE MADERA EN EL SOSTENIMIENTO	103
4.3.2.1	CÁLCULO DE CANTIDAD DE MADERA REQUERIDA PARA SOSTENIMIENTO	103
4.3.2.2	COMPARACIÓN DE CONSUMO DE MADERA ENTRE LOS METODOS TE, TL VS LWM.	106
4.4	DILUCIÓN DE MINERAL.....	109
4.4.1	DILUCIÓN DE MINERAL EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE, LONG WALL Y LONG WALL MINING	109
4.4.2	COMPARACIÓN DE DILUCIÓN ENTRE TE, TL VS LWM	110
4.4.2.1	CÁLCULO DE DILUCIÓN PORCENTUAL DEL MÉTODO CORTE RELLENO ASCENDENTE	110
4.4.2.2	CÁLCULO DE DILUCIÓN PORCENTUAL DEL MÉTODO LWM	112
4.5	COSTOS DE PRODUCCIÓN.....	113
4.5.1	COSTO UNITARIO DE LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN.....	113
4.5.2	CÁLCULO DE COSTOS DE PRODUCCIÓN UNITARIA DE MINERAL EN EL TAJO	114
4.5.2.1	COSTO DE PRODUCCIÓN UNITARIA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (TE)	114
4.5.2.2	COSTO DE PRODUCCIÓN UNITARIA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL (TL) (SOSTENIDO CON CUADROS DE MADERA)	115
4.5.2.3	COSTO DE PRODUCCIÓN UNITARIA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL MINING (LWM) 116	116
4.6	COSTO DE SOSTENIMIENTO.....	118
4.6.1	COSTO DE SOSTENIMIENTO DE CUADRO DE MADERA, PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT Y WOOD PACK.....	118
4.6.1.1	ESTRUCTURA DE COSTO DE SOSTENIMIENTO DE CUADRO DE MADERA	119
4.6.1.2	ESTRUCTURA DE COSTO DE SOSTENIMIENTO DE PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT..	119

4.6.1.3	ESTRUCTURA DE COSTO DE SOSTENIMIENTO CON WOOD PACK	120
4.7	COSTO DE TONELADA METRICA DE MINERAL	121
4.8	PRODUCTIVIDAD EN EL METODO LONG WALL MINING	122
4.8.1	CÁLCULO DE PRODUCTIVIDAD EN EL METODO LONG WALL MINING	123
4.8.2	CUADRO COMPARTIVO DE PRODUCCION MENSUAL ENTRE TE, TL VS LWM	123
4.9	ANÁLISIS DE COSTO - BENEFICIO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL MINING.....	125
4.9.1	DATOS PARA EL ANALISIS DE COSTO BENEFICIO	125

CAPÍTULO V

5 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1	CONCLUSIONES	127
5.2	RECOMENDACIONES	129
5.3	BIBLIOGRAFÍA	130
5.4	ANEXO.....	132



ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1.1: Acceso a Marsa por Vía Terrestre	6
Cuadro 1.2: Acceso a Marsa por Vía Aérea	6
Cuadro 2.1: Descripción técnica de Máquina perforadora	28
Cuadro 2.2: Aceros de perforación	29
Cuadro 2.3: Características técnicas de los explosivos	31
Cuadro 2.4: Características técnicas de mecha rápida	33
Cuadro 2.5: Características técnicas de Cármex	34
Cuadro 3.1: Sistema de Discontinuidades Estructuras menores (sistema de diaclasas). Dirección de Buzamiento / Buzamiento	55
Cuadro 3.2: Sistema de Discontinuidades Estructuras Mayores	55
Cuadro 3.3: Resumen de Calidad RMR de la masa rocosa – Mina - Marsa	59
Cuadro 3.4: Zonificación Geomecánica mina Marsa	61
Cuadro 3.5: Resultados de ensayos en laboratorio de mecánica de rocas	62
Cuadro 3.6: Propiedades de la Resistencia de la masa rocosa	63
Cuadro 4.1: Dimensiones de tanda por disparo en método Long Wall Mining	92
Cuadro 4.2: Distribución de carga explosiva en el método Long Wall Mining	93
Cuadro 4.3: Accesorios y explosivo que serán utilizadas en método Long Wall Mining	93
Cuadro 4.4: Dimensiones de tanda por disparo en método Long Wall Mining	93
Cuadro 4.5: Distribución de carga explosiva en el método Long Wall Mining	94
Cuadro 4.6: Accesorios y explosivo que serán utilizadas en Método Long Wall Mining	94
Cuadro 4.7: Resultado y/o indicadores del análisis de perforación y voladura	94
Cuadro 4.8: Comparativo de los indicadores del método TE, TL vs LWM, para el tipo de roca Buena	95
Cuadro 4.9: Comparación de indicadores método TE, LW vs Long Wall Mining para tipo de roca regular	96
Cuadro 4.10: Resultado promedio del análisis de perforación y voladura de los métodos TE, TL vs LWM	97
Cuadro 4.11: Características del equipo de limpieza para método de Long Wall Mining	98
Cuadro 4.12: Comparación de los requerimientos de equipo de limpieza (winche), capacidades y rendimiento entre los métodos TE, TL vs LWM	99
Cuadro 4.13: Ratio de consumo de madera en el método LWM (Para roca Buena)	105
Cuadro 4.14: Ratio de consumo de madera en el método LWM (Para roca Regular)	105
Cuadro 4.15: Datos comparativos de consumo de madera entre TE, TL vs LWM	106
Cuadro 4.16: Comparativo de consumo de madera entre TE, TL vs LWM	106
Cuadro 4.17: Resumen de consumo de madera (Kg) por block y por método de explotación	107
Cuadro 4.18: Resumen de consumo de madera (Kg/TM) y por método de explotación	107
Cuadro 4.19: Datos y cálculo del % de dilución del método de explotación TE y TL	111
Cuadro 4.20: Datos y cálculo del % de dilución del método LWM	112
Cuadro 4.21: Datos técnicos para calcular precio unitario	114
Cuadro 4.22: Estructura de precios Unitarios del, método de explotación corte y relleno ascendente (TE)	114
Cuadro 4.23: Datos técnicos para calcular precio unitario	115
Cuadro 4.24: Estructura de precios Unitarios del método de Long Wall	116

Cuadro 4.25: Datos técnicos para calcular precio unitario.....	117
Cuadro 4.26: Estructura de precios Unitarios del método de Long Wall (sostenido con cuadros de madera).....	117
Cuadro 4.27: Estructura de Precios Unitarios de sostenimiento con cuadros de madera en el método TE y TL.	119
Cuadro 4.28: Estructura de Precios Unitarios de sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot en el método de explotación Long Wall Mining.....	119
Cuadro 4.29: Estructura de Precios Unitarios de sostenimiento con Wood Pack en el método de explotación Long Wall Mining	120
Cuadro 4.30: Costos de producción de los métodos TE, TL vs LWM	121
Cuadro 4.31: Producción mensual por método de explotación y la variación porcentual del LWM con respecto al TE y TL	124
Cuadro 4.32: Datos para el cálculo de Costo-Beneficio	125
Cuadro 4.33: Recursos y materiales utilizados	125
Cuadro 4.34: Resumen de beneficios en el Método LWM	126



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Índice de calidad de la roca (RQD).....	41
Tabla 2.2: Tabla de clasificación modificada de Bieniawski (Romana, 2000)	43
Tabla 2.3: Clasificación modificada de Bieniawski.....	44
Tabla 2.4: Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el entramamiento y las condiciones de las juntas. Adaptada de Hoek (2006)	46
Tabla 2.5: Correlación entre RMR y Q y el módulo de deformación In-situ.....	48
Tabla 3.1: Rangos de Clasificación RMR y colores establecidos en Marsa.	59
Tabla 3.2: Recomendación de sostenimiento por tipo de roca y tipo de labor.....	65
Tabla 3.3: Capacidad de los elementos de sostenimiento.	66
Tabla 3.4: Tiempo de auto soporte según la clasificación de RMR.....	67



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Rutas de acceso Via Terrestre y Via Aerea	7
Figura 1.2: Plano de Ubicación geográfica de Marsa	7
Figura 1.3: Plano geológico regional	12
Figura 1.4: Plano Geológico Local.	14
Figura 1.5: Columna estratifica de Batolito de Pataz-Gigante	24
Figura 2.1: Winche eléctrico de 15 Hp y descripción de las partes más importantes	35
Figura 2.2: Rastra de 42 pulgadas para el arrastre de mineral o material roto	36
Figura 2.3: Principales elementos constituyentes de un macizo rocoso.....	37
Figura 2.4: Jackpot de 220 mm (Fuente: Departamento de Logística - Marsa)	50
Figura 3.1: Contorneo estadístico de la concentración de polos del compuesto de estructuras menores asociadas al dominio estructural Veta VALERIA-H (3.0% - 3.5% del área de la superficie del hemisferio).	56
Figura 3.2: Representación de los planos principales del compuesto de estructuras menores, asociados al dominio estructural de la veta VALERIA-H.	56
Figura 3.3: Diagramas de Rosetas del compuesto de Fallas.	57
Figura 3.4: Vista en isométrico de labores de preparación y el block para tajeo	70
Figura 3.5: Vista en sección de labores de preparación – Método Long Wall Mining	71
Figura 3.6: Tolva metálica	71
Figura 3.7: Tolva americana de madera	72
Figura 3.8: Parrilla de echaderos secundarios	73
Figura 3.9: Parrilla de los echaderos principales.....	74
Figura 3.10: Perforación de taladros en el método Long Wall Mining.....	76
Figura 3.11: Esquema de distribución de los taladros de perforación para roca buena en el método Long Wall Mining (Fuente: Elaboración Propia).....	78
Figura 3.12: Esquema de distribución de los taladros de perforación para roca Regular en el Método Long Wall Mining (Fuente: Elaboración Propia).....	79
Figura 3.13: Distribución y secuencia de salida de los taladros para Roca Buena para método Long Wall Mining (Fuente: Elaboración Propia).....	81
Figura 3.14: Malla de perforación y esquema de Carguío para Roca Buena.....	81
Figura 3.15: Distribución y secuencia de salida de los taladros para Roca Regular para método de Long Wall Mining.....	82
Figura 3.16: Malla de perforación y esquema de Carguío para Roca Regular.....	82
Figura 3.17: Voladura en el método de Long Wall Mining	83
Figura 3.18: Limpieza con winche en forma de “L”	84
Figura 3.19: Sostenimiento con Puntales con Cabezal de Jackpot y Diferentes presentaciones 140, 160, 175, 190, 220 y 260 mm de diámetro.....	87
Figura 3.20: Principio de funcionamiento de Jackpot.....	87
Figura 3.21: Instalación de puntales con Jackpot,	90
Figura 3.22: Muestra sostenimiento con puntales y Wood Pack que se va.....	90
Figura 4.1: Puntos de anclaje y tramos de limpieza en el método LWM y TE en donde se muestra claramente la diferencia entre ambos métodos	99
Figura 4.2: Distribución de puntales con cabezal de Jackpot y los Wood Pack en el método LWM, en roca Buena	101
Figura 4.3: Espaciamiento de puntales en el método LWM, para roca buena	101

Figura 4.4: Distribución de puntales con cabezal de Jackpot y los Wood Pack en el método LWM, para roca regular.....	102
Figura 4.5: Espaciamiento de puntales en el método LWM, para roca regular	102
Figura 4.6: Consumo de madera por block, tal como se muestra en el indicador de barras la diferencia de consumo de madera del LWM con respecto al TE y TL.....	107
Figura 4.7: Consumo de madera (Kg/TM), las barras muestra la diferencia de consumo de madera del LWM con respecto al TE y TL.	108
Figura 4.8: Indicador de diferencia de consumo de madera (Kg/TM), LWM con respecto al TE y TL.....	108
Figura 4.9: Muestra la diferencia de altura de minado entre los métodos LWM y TE-TL.....	110
Figura 4.10: Muestra la diferencia del porcentaje de dilución entre TE-TL vs LWM.....	113
Figura 4.11: La ilustración muestra el costo de producción en los métodos de TE, TL y LWM ..	122
Figura 4.12: Indicador de producción mensual TE-TL vs LWM, incremento de producción promedio con el LWM es de 25%.....	124
Figura 4.13: Indicador de costo de producción por block TE, TL vs LWM, reducción de costo de operación promedio por block es de 16%	126

ÍNDICE DE FOTOS

Foto 1.1: Imagen del ingreso a la rampa Patrick Nivel 3170 m.s.n.m	8
Foto 2.1 Wood Pack, armado con madera escuadrada o acerrada,	51
Foto 2.2: Muestra la veta y la sobre excavación para sostenimiento con cuadro de madera	52
Foto 3.1: Rastra de 42 pulgadas para la limpieza de mineral en el	85
Foto 3.2: Sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot en el método Long Wall Mining “TJ 162 (S/N 2877-N)-Tajo piloto”	86
Foto 4.1: Muestra las imagines de granulometría obtenida de la voladura	97
Foto 4.2: Caja techo irregular y como se aprecia la facilidad con se puede sostener con puntales con cabezal de Jackpot sin necesidad de desquinchar	110
Foto 5.1: Muestra el sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot, y la selectividad en el método Long Wall Mining cuando las potencias de la vetas son menores a 70 cm	132
Foto 5.2: Bomba de Jackpot, para insertar agua de 10 a 12 Mpa	133
Foto 5.3: Jackpot de 220 mm de diametro	133
Foto 5.4: Madera rajada, esta madera se utilizará en el sostenimiento con Wood Pack	134



RESUMEN

Las reservas de la veta Daniela en la zona de Botolito-I (Integración-I y Valeria-I), se han agotado, por lo que la Empresa decide tajar otras vetas paralelas a la veta Daniela ubicada en la misma zona, las otras vetas en explotación tienen una potencia de veta reducida; actualmente estas vetas se tejean por el método Corte relleno ascendente (TE) y Long Wall (TL), sostenido con cuadros de madera, estas vetas están emplazadas en tipos de roca buena hasta mala, aun así el sostenimiento es generalizado, como consecuencia de lo mencionado la productividad es baja y hay desfases en el cumplimiento del programa mensual de producción de mineral.

Para revertir esta problemática se requiere buscar otras alternativas operacionales que pueda incrementar la productividad sin incrementar la mano de obra, ni costos de operación, el método de explotación Long Wall Mining sostenido con puntales con cabezal de Jackpot se adecua perfectamente a este tipo de yacimientos, con tipos roca encajonante buena a regular, el propósito es aumentar la productividad en comparación con los otros métodos de explotación que actualmente se aplican.

Con la aplicación de este método se incrementará la productividad en 25% con respecto a los otros métodos de explotación convencional y también se disminuirá el consumo de madera cambiando el sostenimiento de cuadros de madera por puntales con cabezal de Jackpot, así mismo, el altura de minado se disminuirá en función a la potencia de la veta, y por ende el porcentaje de dilución bajará en 13.13% con respecto al porcentaje de dilución de los otros métodos de explotación.

ABSTRACT

The reserves of the Daniela vein in the Botolito-I area (Integration-I and Valeria-I), have been exhausted, so the Company decides to taint other veins parallel to the Daniela vein located in the same area, the other veins In operation have a reduced veining power; (TE) and Long Wall (TL), supported by wooden frames, these veins are located in good to bad rock types, although the support is generalized, as a consequence of Mentioned productivity is low and there are delays in complying with the monthly ore production program.

In order to reverse this problem, it is necessary to look for other operational alternatives that can increase productivity without increasing labor costs or operating costs. The method of exploitation Long Wall Mining supported with props with Jackpot head is perfectly adapted to this type of deposits with Types rock boxing good to regular, the purpose is to increase productivity compared to the other methods of exploitation currently applied.

With the application of this method, productivity will be increased by 25% compared to the other conventional methods of exploitation and wood consumption will also be reduced by changing the support of wood frames by struts with Jackpot head, as well as the height of mines Will decrease as a function of the power of the grain, and therefore the dilution percentage will decrease by 13.13% with respect to the percentage of dilution of the other methods of exploitation.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

En la actualidad, la actividad minera en el Perú es una de las actividades más importante del país, que constituye el ingreso económico más importante al país, por lo que las empresas dedicadas a dicha actividad tratan de maximizar su producción; no es la excepción de la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A, que suele mantener su producción de mineral, en función a la capacidad de la planta de tratamiento, y así mismo también, en función a ello se elabora el programa de producción diaria y/o mensual, para cumplir estas programas de producción diaria y/o mensual, obviamente se cuenta con parámetros establecidos de producción de mineral en función a la potencia de la veta, ley de mineral, las reservas probadas, tipos de métodos de explotación y entre otros factores que intervienen directa e indirectamente para el cumplimiento de lo propuesto.

La U.P San Andrés Minera Aurífera Retamas Marsa S.A. a partir del 2006 empezó el proyecto de construcción de la “Rampa Patrick” para alcanzar las vetas Daniela, Esperanza, Valeria y entre otras Vetas; a partir del año 2010 la veta Daniela se empieza a tajar en la zona de Bqtolito-I (Integración-I y Valeria-I), empezando del nivel 2770 y finalizando en el nivel 2920; La explotación de veta Daniela en dicha zona y en los niveles mencionados aportaba el 25% de producción mensual de la Cía. Marsa, (Ver Anexo N° 1)

La explotación de las vetas se realiza a través de tajos semi mecanizados y convencionales, dentro de los cuales se aplican los siguientes métodos de explotación.

Tajos semi mecanizados

- Cámaras y pilares
- Corte y relleno ascendente

Tajos convencionales: dentro de estos tipos de tajos se aplicaron los siguientes métodos de explotación

- Long Wall (sostenimiento con cuadros de Madera)
- Corte y relleno ascendente

De los cuales el método de explotación más aplicado es el corte y relleno ascendente tanto en tajos semi mecanizado y convencionales.

Con estos métodos explotación mencionados líneas arriba se tajeó la veta Daniela con una potencia de veta promedio de 1.80 m entre ambos métodos principales y con 17 % de dilución promedio, sostenimiento con pernos de anclaje en tajos semi mecanizados y con cuadros de madera en los tajos convencionales.

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La veta Daniela paulatinamente se ha agotado, por lo que la Empresa decide tajar la veta **Valeria-H** paralela a la veta Daniela y otras vetas ubicada en la misma zona, pero la explotación es netamente convencional con una potencia de veta promedio de 1.1 m. sostenimiento con cuadros de madera.

Por lo tanto la producción mensual de mineral se ha reducido en 33%, generando desfases en el cumplimiento del programa mensual de producción, el costo de producción se incrementa y además porcentaje de dilución subió a 39%, incrementándose en 22 %.

1.2 JUSTIFICACIÓN

Para lo cual la Empresa Minera busca otras alternativas de solución, para incrementar la producción para cumplir su programa mensual y satisfacer la capacidad de la planta concentradora, pero manteniendo la misma magnitud de mano de obra, reducir los costos unitarios de producción de mineral y así mismo reducir el porcentaje de dilución.

Por lo tanto es necesario hacer un estudio de investigación sobre este problema para compensar el desfase en la producción de mineral; considerando los factores determinantes, tales como la estabilidad de macizo rocoso tipo de sostenimiento, limpieza, y entre otros factores; minimizando los riesgos de seguridad y salud ocupacional.

Por tales razones la materia de estudio será “AUMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD EN EL METODO LONG WALL MINING SOSTENIDO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT EN LA U.P SAN ANDRES - MINERA AURÍFERA RETAMAS MARSA S.A.”

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 OBJETIVO GENERAL

Demostrar operativamente, técnico y económicamente que es posible incrementar la productividad en la explotación de la veta Valeria-H y otros, con el método de explotación Long Wall Mining (LWM), aplicando sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot, considerando la caracterización del macizo rocoso.

1.3.2 OBJETIVO ESPECIFICO

- Maximizar las dimensiones de corte por disparo, bajo la clasificación del macizo rocoso, para incrementar la producción.
- Determinar los parámetros técnico-económicos de sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot.
- Reducir costo de producción incrementando el rendimiento de toneladas hombre guardia, y también sustituyendo el sostenimiento con cuadros de madera por puntales con cabezal de Jackpot.
- Reducir el porcentaje de dilución, minimizando la altura de minado del tajeo en función de la potencia de veta.

1.4 HIPÓTESIS

Con los resultados del estudio Geomecánico, realizado in-situ del macizo rocoso por el Departamento de Geomecánica-Marsa, la forma, potencia y buzamiento de la Veta Valeria-H, es posible emplear un método de explotación con mayores dimensiones de corte por disparo, y cambiar el tipo de sostenimiento de cuadros de madera a puntales con cabezal de Jackpot, para incrementar la productividad, todo en razón de que la veta cuenta con cajas estables a moderadamente estables.

1.5 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

Los trabajos de investigación realizada comprenden cuatro etapas:

- **Primero:** Recolección de información geomecánico de la veta Valeria-H, Información geológico, topográfico e indicadores operacionales.
- **Segundo:** Análisis y evaluación de toda la información recolectada en gabinete y puesta al servicio para la aplicación del método Long Wall Mining (LWM) en la veta Valeria-H.

- **Segundo:** Análisis y evaluación de toda la información recolectada en gabinete y puesta al servicio para la aplicación del método Long Wall Mining (LWM) en la veta Valeria-H.
- **Tercero:** Diseño de la metodología de explotación, labores de preparación, determinación de equipos necesarios perforación y voladura y los servicios auxiliares.
- **Cuarto:** Análisis de Beneficios entre el método propuesto y los método de explotación actualmente utilizado.

1.6 ALCANCES

El alcance del presente trabajo es para la U.P San Andrés, Minera Aurífera Retamas S.A “Marsa”, aplicable para labores de explotación bajo la caracterización del macizo rocoso, es decir para los tipos de roca II-B (Buena “B”), III-A (Regular “A”) y III-B (Regular “B”).

1.7 GENERALIDADES

1.7.1 UBICACIÓN

La Compañía Aurífera Retamas S.A. se encuentra ubicada en el Distrito de Parcoy, Provincia de Patáz, Departamento de La Libertad a unos 411Km. de Trujillo a una altitud de 3170 m.s.n.m.

Sus coordenadas geográficas son:

Latitud Sur: 08° 02’

Longitud Oeste: 77° 20’

Coordenadas (DATUM PSAD 56)

Norte: 9 110 899

Este: 230 689

Altitud: 3 170 m.s.n.m

1.7.2 ACCESIBILIDAD A LA U.P SAN ANDRÉS MINERA AURIFERA RETAMAS MARSA S.A

El acceso a la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A Marsa. Es por carretera que parte desde la Ciudad de Lima a Trujillo, remonta la Cordillera Occidental de los Andes, cruza el Río Marañón ascendiendo por el flanco Occidental de la Cordillera Central.

Se puede realizar por carretera de la siguiente forma:

Por vía Terrestre:

Cuadro 1.1: Acceso a Marsa por Vía Terrestre

TRAMO	DISTANCIA	TIEMPO DE VIAJE	OBSERVACIONES
Lima - Trujillo	559 Km	9 Horas	Asfaltado
Trujillo - Huamachuco	180 Km	4 Horas	Asfaltado
Huamachuco - Marsa	198 Km	6 Horas	Trocha

(Fuente: Elaboración Propia)

Por vía aérea:

Cuadro 1.2: Acceso a Marsa por Vía Aérea

TRAMO	TIEMPO DE VIAJE	OBSERVACIONES
Lima - Marsa	1 Hora y 10 Minutos	Vuelo Charter
Trujillo - Marsa	0 Horas y 35 Minutos	Vuelo Charter

(Fuente: Elaboración Propia)

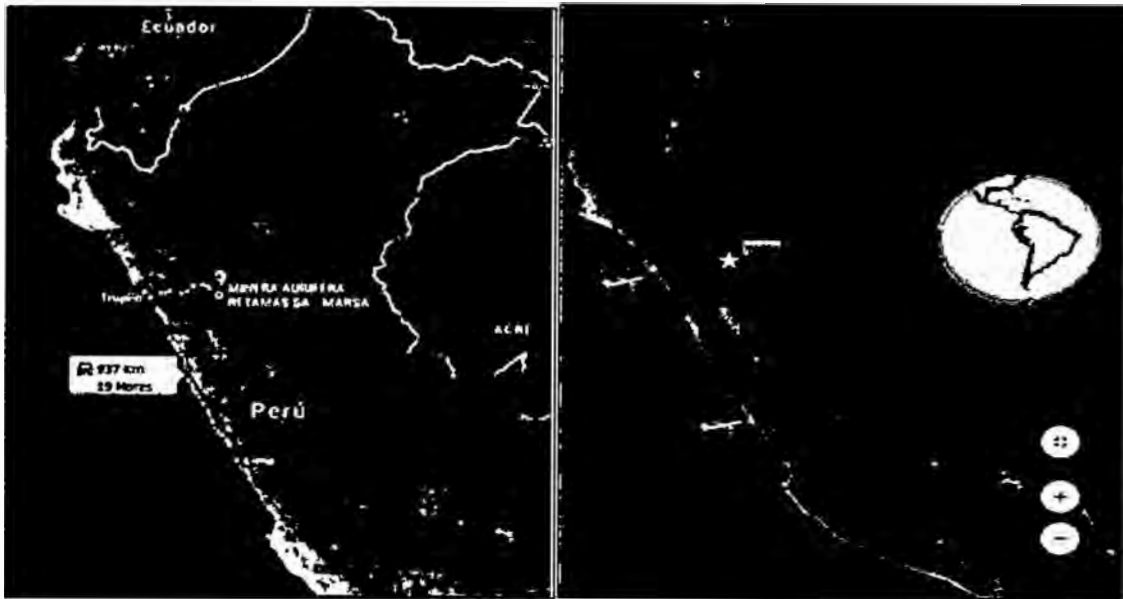


Figura 1.1: Rutas de acceso Via Terrestre y Via Aerea

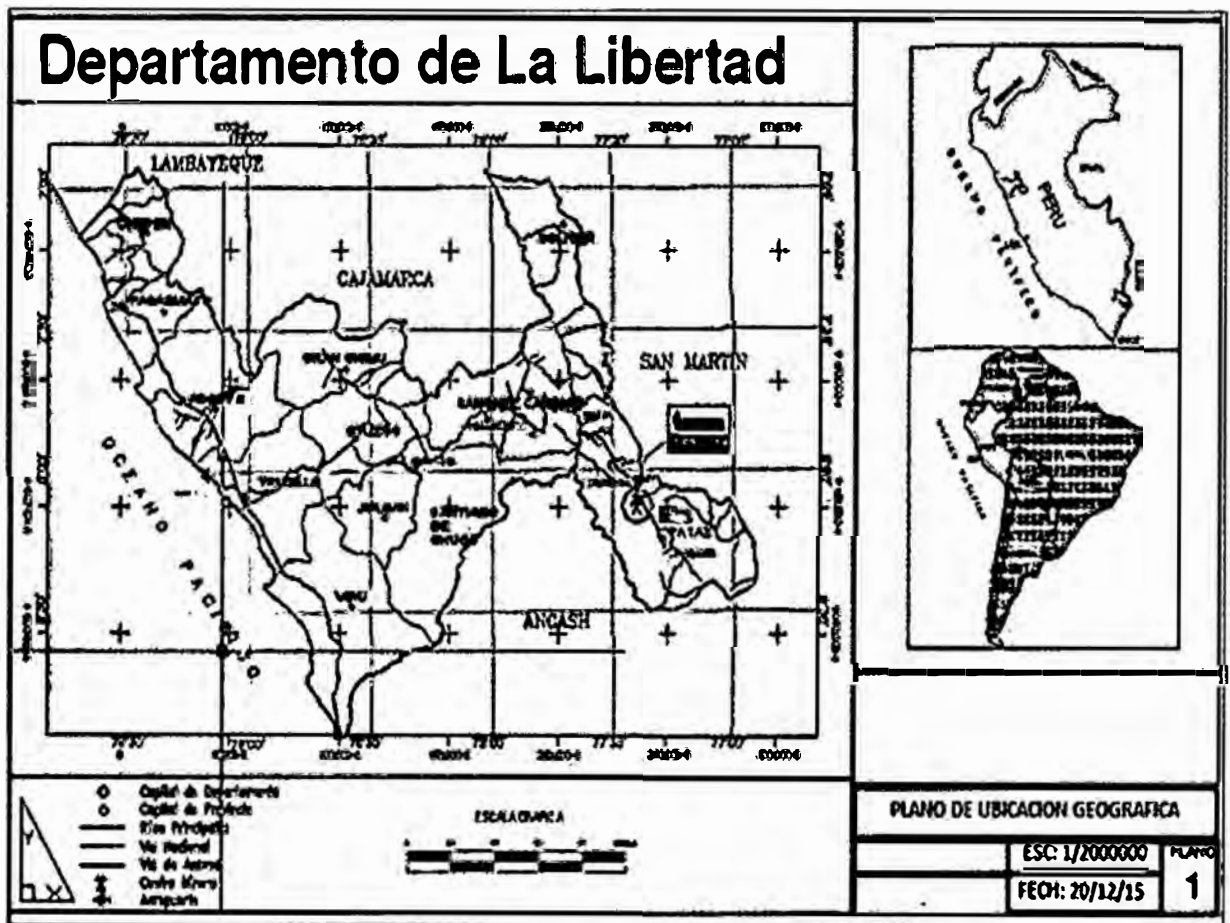


Figura 1.2: Plano de Ubicación geográfica de Marsa

(Fuente: Departamento de Planeamiento – Marsa)

1.7.3 FISIOGRAFÍA

Minera Aurífera Retamas Marsa S.A. se encuentra dentro de un importante distrito aurífero filoneo en una abrupta zona conformada por fuertes pendientes.

El relieve es accidentado y abrupto, marcado por las quebradas como Porvenir Molinetes, Pomachay, Mushmush, San Vicente, Huinchus, etc.

Los principales agentes modeladores a los eventos tectónicos son la erosión glacial y fluvial que han formado valles de fuerte pendiente (20 – 35%), así como circos glaciares, creando un drenaje dendrítico en la zona. La mina tiene elevaciones desde 3170 hasta de 4260 m.s.n.m. (cerro Yurirca).



Foto 1.1: Imagen del ingreso a la rampa Patrick Nivel 3170 m.s.n.m

(Fuente: Propia)

1.7.4 CLIMA

El clima es algo frígido, es predominantemente los climas típicos de la sierra central de norte, con dos épocas muy marcadas, una lluviosa de Enero hasta mediados de Abril y partir de los meses de Junio a Agosto es más frígido, el resto del año disminuye las lluvias, la temperatura varía entre 10°C - 18°C encontrándose las temperaturas más bajas en los meses de Junio a Agosto.

1.7.5 FLORA Y FAUNA

Básicamente se encuentran: aves silvestres en la zona de San Andrés que están de paso (Águila, Halcón, Picaflor, Cernícalo, Gorrión); anfibios y mamíferos (Zorro, Zorrino, Vizcacha). Y en la zona de Chilcas es más frecuente la habitad de gorrión

En cuanto a la fauna alrededor de la zona de San Andrés se encuentran una serie de arbustos entre ellos: Qeñua, el Icho, Ccera; en la parte de Chilcas lo que predomina es el Eucalipto, Chilca, y entre otros arbustos típicos de la sierra.

1.7.6 RECURSOS

- **HUMANOS**

Se considera a los trabajadores y colaboradores como el activo más importante y una de las principales ventajas competitivas que tiene la organización. Se tiene como objetivo el alineamiento de las políticas de recursos humanos con la estrategia de la organización, lo que permite que los trabajadores se alineen e identifiquen los compromisos y metas de la empresa.

Buscamos generar un buen clima laboral e inspirar permanentemente el cambio, la mejora y la innovación gracias al talento de las personas, para lo cual se provee a las áreas de la organización de personal calificado y de las mejores prácticas de recursos humanos que ayuden a cumplir los objetivos estratégicos de la empresa.

Se efectúa también una constante capacitación especializada de los trabajadores con la finalidad de mantenerlos actualizados en sus conocimientos técnicas, de manera que las metas de la empresa se cumplan con profesionalismo y eficiencia, mediante cursos de extensión profesional a cargo de importantes instituciones universitarias y técnicas del país.

La fuerza laboral proviene de las distintas zonas del país, pero principalmente proviene del norte, del centro del país y así mismo de las zonas aledañas de la unidad minera es decir del centro poblado de Llacuabamba, Tayabamba, Buldibuyoc, Parcoy, Retamas, etc.

- **HIDROGRAFÍA**

Es abastecido por aguas subterráneas, que provienen del subsuelo del cerro el Gigante, originando la cuenca hidrográfica, por cuya cuenca discurre el Río Llacuabamba, estas abastecen suficientemente la demanda industrial de la Empresa.

1.8 GEOLOGÍA

El distrito minero de Parcoy donde se encuentra el depósito "El Gigante" está emplazado dentro de rocas intrusivas granitoides conocidas como Batolito de pataz (edad Paleozoica) que intuyen esquistos filitas pizarras y metavolcánicos del Complejo del Marañón (edad Precambriana). El Batolito de Pataz se extiende como una franja de rumbo Noroeste y ancho de 1 a 3 Km. entre Vijus en el norte y Buldibuyo al sur.

El depósito "El Gigante" está hospedado por rocas granitoides del Batolito de pataz (Microdiorita, granodiorita y granito). Está constituido por filones de cuarzo con concentraciones lenticulares de sulfuros principalmente pirita y contenidos de oro libre.

La concentración de mineral se presenta en forma de un cuerpo mineralizado (Ore Shoot) controlado por estructuras de tipo Lazo Címoide. El mineral de mena principal es la pirita aurífera (pirita de grano fino microfacturada); en menor proporción lo son

también la arsenopirita, galena, marmatita; es posible también encontrar oro libre en el cuarzo sacaraoide.

El principal mineral de ganga es el cuarzo lechoso, junto con una cantidad minúscula de calcita y caolín. Las rocas de caja de los filones de cuarzo adyacentes a las zonas donde se presentan las concentraciones económicas de material aurífero por alteración hidrotermal están silicificadas, sericitizadas y cloritizadas. Estas alteraciones están ausentes donde la veta carece de relleno mineralizado.

Los fallamientos pre y post mineralización originan grandes desplazamientos de las estructuras que demandan de grandes inversiones en exploraciones; así como de amplio conocimiento en la materia habiendo surgido una gran escuela de interpretación para el Batolito de Pataz

1.8.1 GEOLOGÍA REGIONAL

La zona Aurífera de Parcoy – Gigante Buldibuyo está ligada a una franja de rocas intrusivas conocidos como “Batolito de Pataz” que cortan a las filitas, pizarras y rocas metavolcánicas del Complejo Marañón

El desarrollo geológico está caracterizado desde el jurasico medio por el levantamiento de la cordillera oriental y una escasa sedimentación donde se distingue el grupo goyllarisquisga del neociano, formación crisnejas del alviano medio y formación chuta del santón eoceno con intrusiones sub volcánicas y un volcanismo ácido que han atribuido al ácido andino como volcanismo lavasen.

Dentro del contexto regional se aprecian rocas que abarcan desde el pre-cámbrico con el Complejo Marañón de edad Precámbrica, sobre estas rocas se han determinado rocas Mesozoicas correspondientes a los Grupos Mitu y Pucará, las formaciones

Goyllarisquizga, Crisnejas, Chota, depósitos recientes, y rocas intrusivas del Paleozoico.

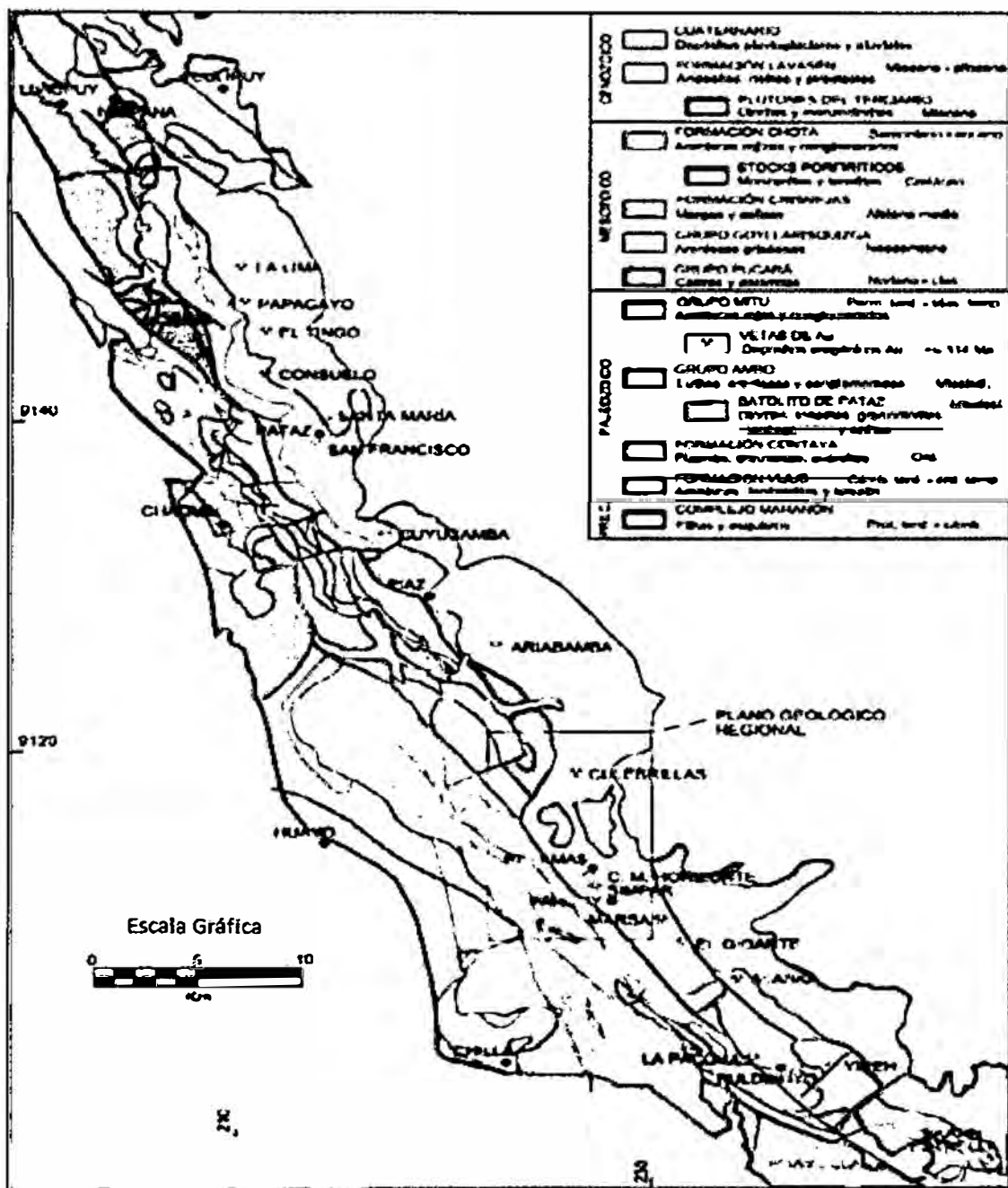


Figura 1.3: Plano geológico regional

(Fuente: Departamento de Geología Marsa)

Se extiende aproximadamente 50 km, por el Norte llega hasta Vijus y por el Sur hasta Buldibuyoc, en un ancho promedio de 2.5 km. Limitado al E- NE por el Complejo

Se extiende aproximadamente 50 km, por el Norte llega hasta Vijus y por el Sur hasta Buldibuyoc, en un ancho promedio de 2.5 km. Limitado al E- NE por el Complejo Marañón y Volcánicos Lavasen y por el W-SW con rocas sedimentarias mesozoicas de la Formación Crisnejas.

El magmatismo y el tectonismo ocurrido en el periodo del Carbonífero, produjo una gran sutura tectónica en la secuencia metavolcánicos y sedimentos del Proterozoico Carbonífero del valle del Marañón que sirvió de emplazamiento al Batolito de Pataz.

Este intrusivo se encuentra muy fracturado, por lo que sirvieron de canales de transporte a las soluciones mineralizantes que dieron lugar a la formación de vetas o estructuras filoneanas con orientación NW – SE.

1.8.2 GEOLOGÍA LOCAL

El proyecto se encuentra emplazado en pórfido tonalíticas correspondiente al Batolito de Pataz. Así mismo se presentan sistemas de discontinuidades medianos y menores en la zona de estudio. Estos sistemas de discontinuidades han sido considerados en el análisis numérico correspondiente. La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cuaternarios; las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas, a excepción de la veta “El Gigante” y “Esperanza” que afloran en el cerro el Gigante.

En la mina el Gigante, debajo de la cubierta Cuaternaria, se extiende el intrusivo de Pataz, de naturaleza félsica a máfica, en este intrusivo se hospedan las vetas auríferas. al NE, cerca del Marañón, y al SW del Tambo, las ocurrencias de areniscas – limolitas – volcánicos (capas rojas), pertenecen al grupo Mitú.

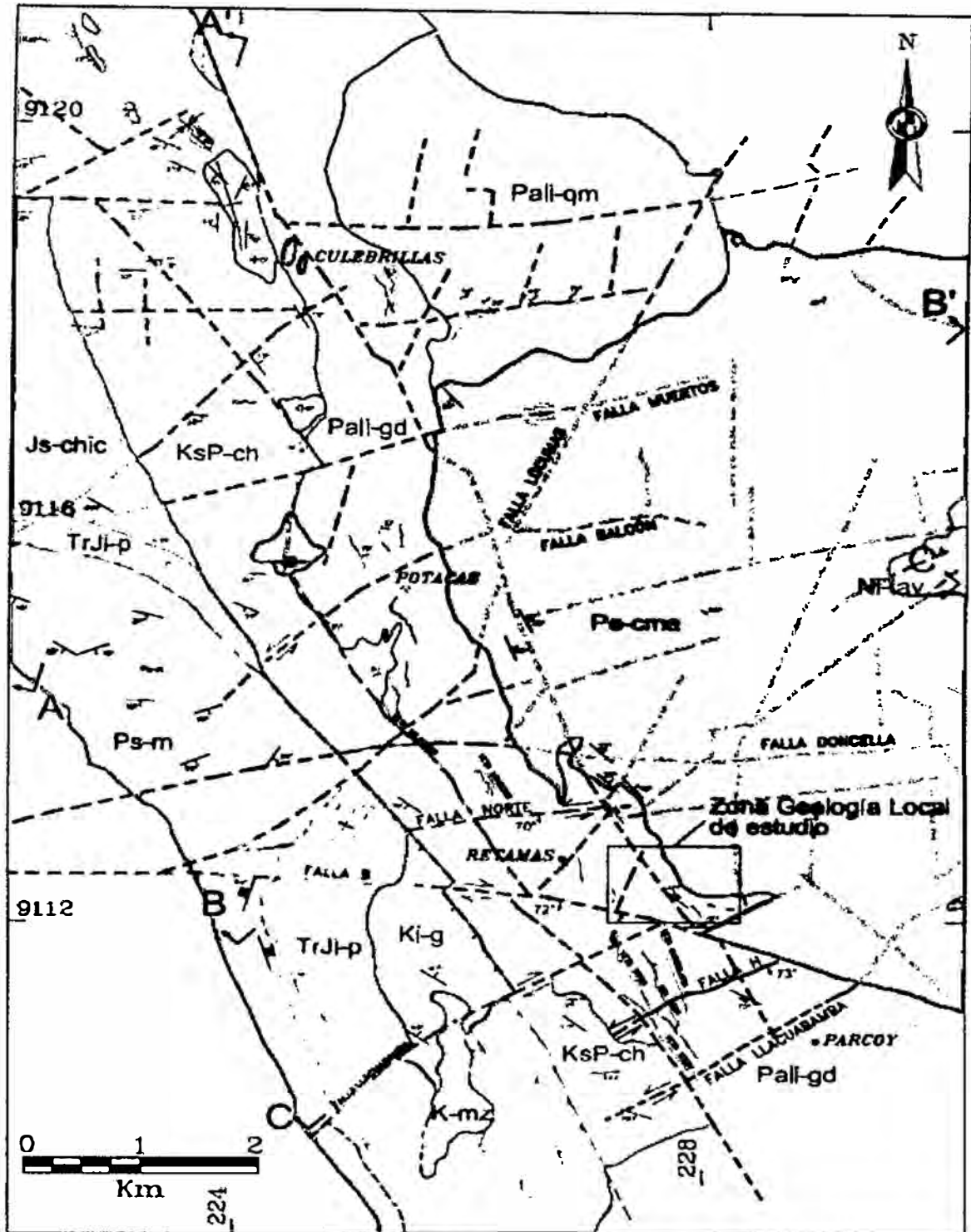


Figura 1.4: Plano Geológico Local.

(Fuente: Departamento de Geología - Marsa)

▪ **ROCAS INTRUSIVAS**

El intrusivo está constituido por 2 facies plutónicas: 1ra facie, microdiorita – diorita; 2da facie, granodiorita-granito. La primera fase son las rocas más favorables para la depositación de las soluciones mineralizantes; en ellas se emplazan el mayor número y las principales estructuras mineralizadas, las que actualmente se hallan en exploración y explotación; la segunda fase, son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas, encontrándose vetas delgadas, ramaleadas (stockwork) y discontinuas.

El intrusivo de Pataz se extiende como una franja longitudinal de rumbo N 60°W y ancho promedio de 2.5 Km. El contacto NE con el Complejo del Marañón se caracteriza por una franja de enclaves de ancho variable, constituidos por fragmentos alargados de filitas-pizarras, metavolcánicos y microdiorita; mientras que el contacto SW está marcado por la falla Huinchus. Los contactos internos entre las diferentes facies de rocas intrusivas son gradacionales; algunas facies del intrusivo poseen diques aplíticos que se presentan como xenolitos alargados. Al Batolito de Pataz se le asigna una Edad Paleozoica (Carbonífero).

Existen pequeños intrusivos a manera de stocks y diques de pórfido tonalita – diorita que intruyen al Complejo del Marañón y al Batolito de Pataz.

▪ **ROCAS METAMÓRFICAS**

Representada por el Complejo del Marañón. Constituida por pizarras oscuras y filitas grisáceas, intercaladas con pequeñas capas de esquistos cloritizadas y metavolcánicas; se hallan expuestas en lado NE del Batolito de Pataz”, en las quebradas Ventanas, Mushmush, Molinetes, Los Loros y San Vicente; encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo; asociados a este

callamiento aparecen ciertas estructuras auríferas de características similares y/o diferentes a las estructuras emplazadas en el intrusito.

A las rocas del complejo del Marañón se le asigna una edad Precambriana.

▪ **ROCAS SEDIMENTARIAS**

Conformada por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y mezoico que aflora al SW del “Batolito de Pataz”, desde Alaska por el Sur hasta Cachica por el Norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia está constituida por la unidad volcánico sedimentaria (areniscas, limonitas, microconglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas dacitas), pertenecientes al grupo Mitu (Permico) y calizas del grupo Pucará (Triásico – Jurásico).

▪ **DEPÓSITOS CUATERNARIOS**

Los depósitos Cenozoicos, constituidos por suelos residuales, coluviales, fluvio-glaciares y aluviales, se extienden cubriendo gran parte del área con espesores que varían de 1 a 50 mts., formando un relieve abrupto con vegetación de Puna.

▪ **SISTEMA DE VETAS**

Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusito de Pataz, agrupadas dentro del sistema NW –SE (Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Valeria, Daniela, Cabana 3, Garfio, etc) y sistema N-S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco- Las Torres, Cabana 2), este sistema vienen a conformar estructuras tensionales del primero.

Las vetas del Sistema NW-SE tienen un rumbo N20°- 50°W, con buzamientos de 10° a 40° NE; la veta Garfio entre 55° y 70°NE. Las variaciones del rumbo y buzamientos son consecuencia de los esfuerzos tensionales y comprensionales que causaron

plegamientos. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el Batolito de Pataz son de Orión orogénico.

Así mismo estas vetas tienen un buzamiento de 15 a 30° de inclinación con respecto al plano horizontal.

Estos sistemas de vetas están mineralizados de calcopirita, pirita, galena y oro impregnado en estas minerales, la caja techo y piso, es decir la roca encajonante a estructura mineralizada varia de dura a suave.

1.8.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mineralización se emplazó principalmente en rocas microdioritas, en menor porcentaje en granodioritas-granitos (Veta Daniela), cuyos rasgos litológicos y tectónicos se derivan de los procesos de la metalogenia de la Cordillera Central. Las soluciones mineralizantes circularon a través de fracturas preexistentes dentro del Batolito de Patáz, depositándose en las aberturas a manera de vetas. La reacción con las rocas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional.

1.8.4 GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO

El depósito de Gigante es filoniano- cizalla; formado por relleno de fracturas, por acción de las soluciones mineralizantes hidrotermales, epignético, de carácter primario, origen hipógeno, con temperaturas de formación de facies mesotermal a epitermal.

Las estructuras mineralizadas presentan lazos cimoides múltiples- compuestos y curvas cimoidales. Estructuralmente la minerlización económica se presenta en forma de ore shorts alongados, de magnitudes diferentes.

1.8.4.1 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

En base a la cartografía geológica superficial y subterránea, y sus respectivas interpretaciones se determinaron los siguientes controles.

- **Control estructural.-** Las estructuras en general, como las fallas y fracturas, son un control importante, que a lo largo de ellas circularon y/o se depositaron las soluciones de mineral, en muchos casos actúan como entrapamientos de las soluciones mineralizantes, formando los clavos mineralizados.
- **Control litológico.-** Las rocas microdioritas-dioritas son favorables para la formación estructuras mineralizadas; las rocas granodioritas-granitos son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas.
- **Control mineralógico.-** El cuarzo lechoso es el mineral principal como guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita y arsenopirita. Muchas veces, la presencia de galena y escalerita-marmatita es un indicativo de que se incrementen las leyes de oro, siempre que se presenten asociados a la pirita.

1.8.4.2 ALTERACIONES DE CAJAS

Las alteraciones hidrotermales más importantes asociadas a la ocurrencia del oro son: silicificación, sercitización y cloritización, ésta última asociada al oro libre. El grado y ancho de alteración algunas veces guarda cierta relación con la potencia de las estructuras mineralizadas y decrece a medida que se aleja del relleno mineralizado.

- **Mineralogía.-**El yacimiento minero “El Gigante”, está constituido por una variedad de minerales agrupados en “mena” y “ganga”, que se presentan dentro las estructuras mineralizadas en forma de lentes, parches, venas e hilos.

- **Mineral de mena.-** El principal mineral de mena es la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita- esfalerita, en proporciones menores; también consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre.
- **Minerales de ganga.-** Acompañado al mineral de mena se presentan otros minerales en proporciones variables, ya sean metálicos o no metálicos, constituyendo éstos los minerales de ganga e impurezas, porque no son económicamente beneficiosos. Estos minerales son: cuarzo lechoso (primer estadio), calcita, caolín, chalcopirita, etc.

La mineralogía del yacimiento incluye los siguientes minerales:

Sulfuros : Pirita, calcopirita, galena, esfalerita.

Oxidos : Cuarzo, limonita, magnetita

Sulfosales : Arsenopirita

Carbonatos : Calcita, sericita

Dentro de las vetas de Cuarzo aurífero, la pirita es el sulfuro más abundante, la arsenopirita es el mineral que le sigue en abundancia, la Galena, que es típica en esta asociación mineral se observa en zonas de oxidación de los filones, formando agregados de grano fino y otros en forma masiva; la esfalerita no es muy frecuente, se presenta en la zona de sulfuros, acompañando a la galena y pirita. El oro y electrum se hallan al borde o dentro de las microfracturas de la pirita.

- **Oro.-** Macroscópicamente el oro se observa en forma libre en el cuarzo y raramente en la pirita o arsenopirita.

- **Electrum.-** Es muy raro pero se observa microscópicamente asociado a la pirita el oro.
- **Pirita.-** Se observa pirita de varias generaciones, una pirita probablemente de la primera generación, macroscópicamente se encuentra bien cristalizado en pequeños cubos generalmente dentro de las cajas o en la estructura mineralizada.

Otra generación de la pirita aurífera también se presenta con cristales ahedrales y subhedrales menos diaclazados.
- **Galena.-** La galena es regularmente frecuente en todas las vetas de región.
- **Esfalerita.-** Por lo común está en la variedad de marmatita, macroscópicamente se le observa en pequeños cristales de color marrón que se encuentran rellenas en las micro fracturas de cuarzo así como la pirita en la cual se observa que tiene inclusiones de oro nativo.
- **Calcopirita.-** Después de la pirita es uno de los minerales más frecuentes en las vetas de pataz, se le observa en agregados de grano medio a grueso.
- **Otros.-** Cabe mencionar los siguientes: cuarzo, limonita, magnetita, pirolusita, calcita etc.

1.8.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El Batolito de Pataz ha sido afectado por los diversos eventos tectónicos desde los últimos 300 MA, Estos eventos tectónicos representan el resultado de varios procesos orogénicos y magmáticos ocurridos durante el Paleozoico, Mesozoico y Cenozoico. Las diferentes estructuras que se presentan en el área de estudio indican que hubo varias etapas de tectonismo y levantamientos que se manifestaron mediante fallas pre-mineralización y post-mineralización.

El sistema de estructuras pre-mineral es complejo, siendo posible que muchas de las estructuras mineralizadas se hayan formado por esfuerzos tectónicos y otros se hayan formado en condiciones de contracción por enfriamiento, este sistema son las que controlan la distribución de las vetas.

El sistema estructural post-mineral es muy marcado teniendo fallas con rumbos promedios a E-W con alto ángulo de buzamiento, estas son muy fuertes y de variados desplazamientos alcanzando decenas a centenas de metros.

Así mismo se observan fallas longitudinales sub paralelas en rumbo y buzamiento a las vetas mineralizadas, al parecer son fallas de reactivación que han servido para enriquecer las vetas.

Los rasgos estructurales más saltantes que se presentan dentro de la zona de estudio son:

1.8.5.1 FALLAS LONGITUDINALES NW-SE

Son fallas post-mineralización, de rumbo sub-paralelo y/o paralelo a las vetas, que originan ensanchamientos (cabalgamiento), acúñamientos y discontinuidad local de las estructuras mineralizadas, muchos de estos son Normal – Dextral (NW-2), Inversa – Dextral (Sistema Chilcas), con desplazamientos desde centímetros a varios metros.

Este grupo de fallas Sistema Chilcas, Cabana, Los Loros y NW-2 delimitan el corredor G, todas estas fallas buzan al SW con ángulos que varían de 60°-75°.

Existe la probabilidad que estas fallas se han reactivado posterior a la mineralización por lo que han generado fracturamientos y/o fallamientos locales en las cajas de las vetas, debido a esto la caja techo se desmorona con facilidad.

1.8.5.2 SISTEMA E-W

De rumbo promedio E-W y buzamiento alto al N o S, dentro de este sistema tenemos: Cabana, San Vicente, Las torres y Ventanas con desplazamiento hasta 100 m. en la vertical y 300 m. en la componente horizontal siendo el bloque Norte el que se hunde.

Generalmente limitan o desplazan a las anteriores, también podemos decir que estas fallas transversales dividen al intrusivo (Batolito de Pataz) en bloques y por ende los diversos basculamientos, lo cual se evidencia la variabilidad de buzamientos de las vetas en diferentes bloques. Muchas de estas fallas son pre-mineral al sistema de vetas NW – SE, con reactivaciones post-mineral.

- **FALLAS TRANSVERSALES NE-SW**

Son fallas que tienen buzamiento alto al SE (Falla Patrick) de movimiento Normal Dextral. Las vetas en general han sido afectadas por este tipo de fallamiento.

- **FALLAS TRANSVERSALES N-S**

Son fallas con buzamiento alto al W (Los Loros), este tipo de fallas se presentan muchas veces agrupadas en bloque (fallamiento gravitacionales) controlando a la Falla Patrick, Cabana, NW-2 y entre otras de menor importancia.

Constituyendo éstos los minerales de ganga o impurezas, porque no son económicamente aprovechables. Estos minerales son: cuarzo lechoso (primer estadio), calcita, caolín, calcopirita, etc.

1.8.5.3 PLEGAMIENTOS

De extensión regional, con ejes orientados de SE a NW; se presentan en las formaciones sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de los esfuerzos de comprensión que originaron estos plegamientos ha sido de NE a SW y viceversa. Las estructuras mineralizadas reconocidas como Natasha, gigante Uno, Esperanza, Cachaco, Yanaracra Sur, etc., se presentan plegadas localmente, dificultando su exploración y explotación

mineralizadas reconocidas como Natasha, gigante Uno, Esperanza, Cachaco, Yanaracra Sur, etc., se presentan plegadas localmente, dificultando su exploración y explotación

1.8.5.4 FRACTURAMIENTO

Las rocas intrusivas del Batolito de Pataz y el Complejo del Marañón se hallan fuertemente fracturadas, debido a los múltiples eventos tectónicas; estos fracturamientos siguieron un patrón estructural derivadas de la dirección de los esfuerzos tectónicos; se presentan formando sistemas de fracturamiento locales, ya sea paralela al sistema de fallas longitudinales, diagonales o paralela a los esfuerzos de compresión que a la vez originan microfallas. Las vetas comúnmente se presentan fracturadas y/o craqueadas

La roca caja (intrusivo) y los corredores de debilidad a lo largo de sus márgenes constituyeron sólo una trampa estructural con propiedades mecánicas adecuadas.

Tomando en consideración los modelos existentes en otras partes del mundo, los yacimientos de oro de Pataz constituyen un nuevo ejemplo de circulación de fluidos a gran escala generada por fenómenos de reequilibrio tectónico y térmico como consecuencia de un engrosamiento cortical en un margen convergente. Bajo estas condiciones favorables los fluidos acuoso-carbónicos de salinidades bajas habrían sido liberados de la corteza inferior y habrían ascendido siguiendo lineamientos regionales. A una profundidad de 16 ± 5 km estos fluidos depositaron cuarzo y ankerita, especialmente en fracturas inversas de segundo orden así como en fallas de extensión al borde del batolito. Considerando la situación de convergencia de placas, de exhumación y del rol pasivo de la roca encajonante, los yacimientos vetiformes de Pataz presentan paralelismos con un gran número de yacimientos de tipo orogénico emplazados en plutones. Los equivalentes más próximos son, para el Paleozoico medio y superior.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN APLICADOS AL MINADO SUBTERRANEO – CONCEPTOS BÁSICOS

Existen diferentes de métodos de explotación aplicados al minado subterráneo, cada uno bajo diferentes condiciones y parámetros que previamente deben ser analizados.

Para la aplicación de un método de minado, es necesario ejecutar un proceso de selección, mediante un análisis sistemático de parámetros específicos del yacimiento como son: geometría del yacimiento, distribución de leyes, propiedades geomecánicas, roca encajonante, aspectos económicos, limitaciones, condiciones sociales, etc.

2.1.1 MÉTODO LONG WALL MINING

El método de minado Long Wall Mining (LWM), también conocido como minado por tajeos largos, se originó en Inglaterra a fines del siglo XVII, se aplica generalmente en la explotación de carbón, y otros minerales dando lugar a grandes frentes o paredes.

Se aplica en depósitos en forma de estratos de potencia uniforme, normalmente en ocurrencias de grandes extensiones. Puesto que el área de trabajo debe ser bien soportada. Las minas de oro de Sudáfrica emplean este método en rocas duras, mientras que en rocas suaves se aplica en minas de carbón y en muchos lugares, sobre todo en Europa y Norteamérica, en Perú se aplica en la mina Poderosa el Long Wall Mining, se viene aplicando desde 2006 en la explotación de veta Jimena.

Este método es aplicable en roca buena y roca regular bajo esta base, el método Long Wall Mining se acomoda a la explotación de la veta de la zona de batolito -I, en razón que cuenta con cajas moderado a estables y mineral de calidad de baja a media; por la alta

recuperación que se tiene que tener en una mina de oro, este método tiene buena selectividad, recuperación y control del sistema de soporte de las cajas de la veta, además se tiene un buen control de la dilución, el factor seguridad es minimizado y controlado, la explotación y ritmo de producción es alta, mayor uso de equipos y eficiencia alta del personal.

2.1.2 MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (TE)

Este método se denomina también “Over Cut and Fill”, el corte y relleno ascendente es forma de tajadas horizontales comenzando del fondo del tajo avanzando hacia arriba, el mineral roto es limpiado completamente del tajo, cuando toda la tajada ha sido disparada, el volumen extraído es relleno, en el minado moderno de corte y relleno es práctica común el relleno hidráulico, este método se puede aplicar en con buzamiento pronunciado, en cualquier depósito y terreno en cajas.

2.1.3 LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y PRODUCCIÓN

2.1.3.1 LABORES DE DESARROLLO

Operaciones que se realizan para ser posible la explotación del mineral contenido en un yacimiento, es decir construir los accesos al mineral, las labores de desarrollo están conformados por: socavones, galerías, chimeneas, etc. Que permiten el acceso a las estructuras mineralizadas

2.1.3.2 LABORES DE PREPARACIÓN

Son aquellas labores las que permiten explotar el mineral de los blocks, estas labores son: subniveles, chimeneas intermedias, chimeneas para ventilación, chimeneas para relleno, etc

2.1.3.3 LABORES DE PRODUCCIÓN

Son los diversos lugares de trabajo en que se ejecutan la operación de minado para arrancar el mineral de los blocks que los contiene; al cual se les denomina Tajeo, son los mismos lugares subterráneos en donde se realizan el arranque de mineral de los blocks.

2.1.3.4 COSTO DE MINADO

También denominado por otros autores como costo unitario; Es el cociente de dividir el gasto total incurrido en la producción entre el número total de unidades producidas o generadas, el costo unitario tiene componentes fijos y 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 unitario.

Así mismo es necesaria una administración efectiva para hacer la aplicación racional y eficaz de los materiales, mano de obra, uso de máquina, equipos, etc.

2.2 PERFORACIÓN

El proceso de perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyo efecto de golpe o fricción produce astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la cabeza de la broca hasta una profundidad determinada por la longitud del barreno o barra utilizada.

2.2.1 EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Los equipos de perforación deben estar en perfectas condiciones de trabajo para lograr una perforación óptima, se requiere presión de aire comprimido óptimo, es decir que la presión de aire debe mantenerse entre 70 y 80 PSI. Porque presiones mayores a esta puede desgastar prematuramente los componentes de la máquina, presión de agua debe oscilar entre 50 a 60 PSI, para una óptima perforación.

2.2.1.1 PERFORADORA

La Máquina perforadora es el equipo que transmite la energía de rotación y percusión a la broca a través del barreno en el cuadro 2.1, se describe las características de la perforadora Jackleg de marca “RNP”, y modelo “RNP-250X”.

Cuadro 2.1: Descripción técnica de Máquina perforadora

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	RNP
Modelo	-	RNP-250X
Diámetro de cilindro	mm	79.38
Carrera de pistón	mm	73.25
Carrera útil de pistón	mm	64.69
Longitud de la perforadora	mm	686.0
Peso perforadora (incluye barra de avance)	kg	52.0
Peso de barra de avance	kg	15.0
Carrera de pie de avance	mm	1270.0
Diámetro interior del cilindro de avance	mm	67.0
Consumo de aire	cfm	170.0
Tamaño estándar de barra cónica	mm	22x108
Revoluciones	rpm	225.0
Consumo de agua	Ltrs/seg	3.0
Presión de aire	psi	80.0
Presión de agua	psi	68.0
Vida útil	pp	100.0

(Fuente: Manual de RNP)

2.2.1.2 ACEROS DE PERFORACIÓN

Se refiere al barra cónica y broca que se utilizan para la perforación de labores de desarrollo, preparación y explotación, la barra es el que transmite la energía a la broca; y las brocas son las que entran en contacto directo con la roca generando taladros, en el cuadro 2.2, Se describe los aceros de perforación que comúnmente son usados en el minado subterráneo en vetas angostas.

Cuadro 2.2: Aceros de perforación

DESCRIPCIÓN	UNIDAD
Barra Conica h22 x 11ø x 4' n/p 90504865	Pza.
Barra Conica h22 x 11ø x 6' n/p 90504868	Pza.
Barra Conica h22 x 11ø x 8' n/p 90504871	Pza.
Broca Conica 11ø x 38mm	Pza.
Broca Conica 11ø x 36mm	Pza.
Broca Rimadora 6° 64 mm	Pza.

(Fuente: Elaboración propia)

2.1.5.3 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN

El diseño de la malla de perforación es la ubicación de los taladros en un frente a disparar, el diseño de malla de perforación es de vital importancia para el arranque de mineral del tajeo, considerando el burden, espaciamiento de los taladros, y la cantidad de los taladros variara en función a la potencia de la veta, y tal manera controlar el altura de minado, y así mismo también controlar la dilución.

- **BURDEN**

Es la distancia desde el eje del taladro a la cara libre, es decir, es el espacio del taladro al espacio libre.

- **ESPACIAMIENTO**

Es el espaciamiento de barreno de una misma fila medida de eje a eje del taladro

2.2 VOLADURA

La voladura es el mecanismo de rotura de la roca o mineral; La fase de voladura, es determinante en el proceso del ciclo de minado, porque en la voladura se debe controlar el grado de fragmentación del material roto por el disparo, por lo que el dimensionamiento de la malla de perforación tiene que ser en función de la calidad del macizo rocoso que se pretende excavar.

2.3.1 EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

En los siguientes cuadros 2.3, 2.4 y 2.5; se detallan las características técnicas de los explosivos y accesorios de voladura que son utilizados para la voladura de las labores de preparación, desarrollo y en los tajos en Marsa.

▪ GELATINA ESPECIAL:

Explosivo elaborada para reducir los costos en procesos de limpieza, acarreo y chancado de material en voladuras de roca dura a muy dura. Su alta velocidad de detonación proporciona una excelente fragmentación de la roca, evitando así voladuras secundarias o reiterados procesos de chancado.

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca dura a muy dura.
- Recomendable en taladros de arranque en frentes difíciles y
- taladros de arrastre con presencia de agua en el suelo.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.

▪ SEMEXSA 65

Explosivo desarrollada para minimizar los costos de chancado así como los asociados a la realización de voladuras secundarias en terrenos de roca semidura a dura al proporcionar una buena fragmentación del macizo rocoso. Es ideal para el carguío de taladros en terrenos fracturados que presenten dificultad gracias a su excelente simpatía y sensibilidad que contribuyen a reducir los tiempos de manipulación y carguío del explosivo.

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca semidura.

- Recomendable en taladros de arranque, producción y arrastre.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.

▪ **EXADIT 45**

Explosivo diseñado para optimizar la eficiencia en la explotación de tajeos de producción en roca suave a semidura. Por su buen poder rompedor y alto empuje es ideal para realizar voladuras controladas.

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca intermedia a dura.
- Recomendable en obras donde es necesario mover un gran volumen de material poco consolidado o pre facturado.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.

▪ **EXSABLOCK**

Explosivo de baja densidad y potencia especialmente diseñada para reducir el daño al macizo rocoso circundante y los niveles de vibración, logrando como resultado una notable disminución de la sobredilución y los sobrecostos de sostenimiento en voladuras de contorno en roca blanda.

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca blanda.
- Recomendable en coronas y hastiales.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.

Cuadro 2.3: Características técnicas de los explosivos

Explosivo	Dimensión (Pulg)	Masa (gr/unid)	Densidad (gr/cm ³)	Presión de detonación (Kbar)	Velocidad de detonación (m/s)
Gelatina Especial 75	7/8 x 8	88	1.38 ± 3%	157	5,500 ± 200
Semexsa 65	7/8 x 8	81	1.12 ± 3%	94	4,200 ± 200
Exadit 45	7/8 x 8	76	1.02 ± 3%	73	3,400 ± 200
Exsablock	7/8 x 8	72	0.8 ± 3%	23	2,800± 200

(Fuente: Manual de Exsa)

▪ MECHA RÁPIDA

La Mecha Rápida es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Este accesorio se usa complementariamente con la mecha de seguridad de determinada longitud, en cuyos extremos se encuentran fijados el fulminante simple y el conector de ignición.

En el momento de efectuar el circuito de conexión la Mecha Rápida se introduce en la ranura de los conectores y se asegura con el respectivo collar plástico incorporado. En estas condiciones la Mecha Rápida está lista para ser activada por medio de la llama de un fósforo u otro agente externo.

La longitud de la Mecha Rápida usada entre dos taladros, se determina por varios factores, siendo el principal: el tipo de trabajo, tiempo de combustión de la Mecha Rápida, el circuito de conexión y tiempo de combustión de la mecha de seguridad. Se debe tener especial cuidado en evitar que los primeros taladros dañen al resto de los accesorios inutilizando la secuencia de voladura.

Cuadro 2.4: Características técnicas de mecha rápida

Accesorio	Diámetro externo (mm)	Peso de material pirotécnico (gr/m)	Peso total (gr/m)	cobertura	Tiempo de combustión (seg/m)
Mecha rápida	1.9	5	6.5	Plástica	30 – 45

(Fuente: Manual de Exsa)

- **CARMEX (DETONADOR ENSAMBLADO)**

El Carmex ha sido desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

El Carmex está compuesto por los siguientes componentes: un fulminante común N° 08, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un block de sugesion, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la mecha rápida al conector.

El Carmex es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante-Mecha de Seguridad-Conector.

La longitud a usar será determinada por la profundidad del taladro y del circuito de conexión establecida. Un conector de ignición con su respectivo collar plástico incorporado. En uno de los extremos de la mecha de seguridad se encuentra el conector de ignición con su collar plástico incorporado y en el otro extremo se encuentra el fulminante simple.

Es usado complementariamente con la Mecha Rápida con la cual se efectuara el circuito de encendido de una voladura planificada.

Las ventajas fundamentales que se consiguen con el uso del Detonador Ensamblado son:

- Eliminar los problemas que generalmente existen en la preparación de los detonadores ensamblados en mina.
- Evitar el chispeo manual de la mecha de seguridad, reduciendo la exposición de los operadores a los humos de la combustión, permitiendo la salida segura del personal del lugar de disparo.

Cuadro 2.5: Características técnicas de Cármex

Accesorio	Núcleo de pólvora (g /m)	Tiempo de combustión (seg / m)	Diámetro externo (mm)	Recubrimiento externo
Cármex	6.00 ± 0.20	160 ± 10	5.00 ± 0.15	Plástico

(Fuente: manual de Exsa)

▪ ESPACIADORES DE AGUA

También llamado chupete de agua, el objetivo de uso de este accesorio de voladura para minimizar el daño al macizo rocoso como producto de la voladura, para ello se requiere distribuir los cartuchos de Exablock adecuadamente en la columna del taladro, de tal forma mantener estable la caja techo.

2.4 LIMPIEZA

La limpieza es el proceso complementario del ciclo de minado como tal es de vital importancia en ciclo de minado porque sin ella no podría completarse el objetivo del ciclo de minado, para poder satisfacer las expectativas del método de explotación Long Wall Mining se requiere un winche eléctrico de 15 HP de potencia y una rastra de 42 pulgadas.

2.4.1 WINCHE ELÉCTRICO

Los winches de arrastre son equipos eléctricos estacionarios y su fácil maniobrabilidad ha permitido reducir los costos en el acarreo de mineral o desmonte por medio de un rastrillo, desde las labores convencionales tales como chimeneas, subniveles y principalmente de los tajos hasta los buzones y tolvas que están protegidos por parrillas. Este equipo de limpieza en el método de explotación Long Wall Mining se adecua perfectamente a la forma de Tajeo en este método arrastrando en forma de “L”, de esta forma el equipo en mención se aprovecha en su totalidad la capacidad que brindan estos equipos, de tal forma que incrementa la productividad optimizando la limpieza en máxima expresión.

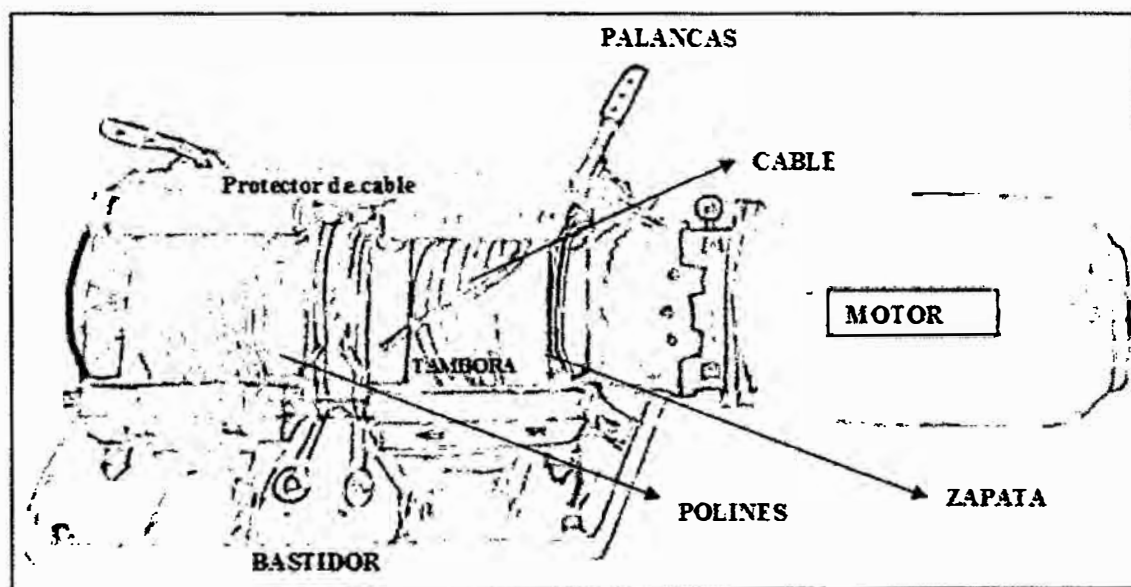


Figura 2.1: Winche eléctrico de 15 Hp y descripción de las partes más importantes

(Fuente: Departamento de mantenimiento mecánico –Marsa)

2.4.2 RASTRILLO

Es un accesorio del Winche que se usa para acarrear el mineral o desmonte por medio del cable de acero; partes principales de una rastra: la oreja del cable de retorno, oreja de cable de tracción (Jale), brazo, cuchillas, uñas, placa posterior

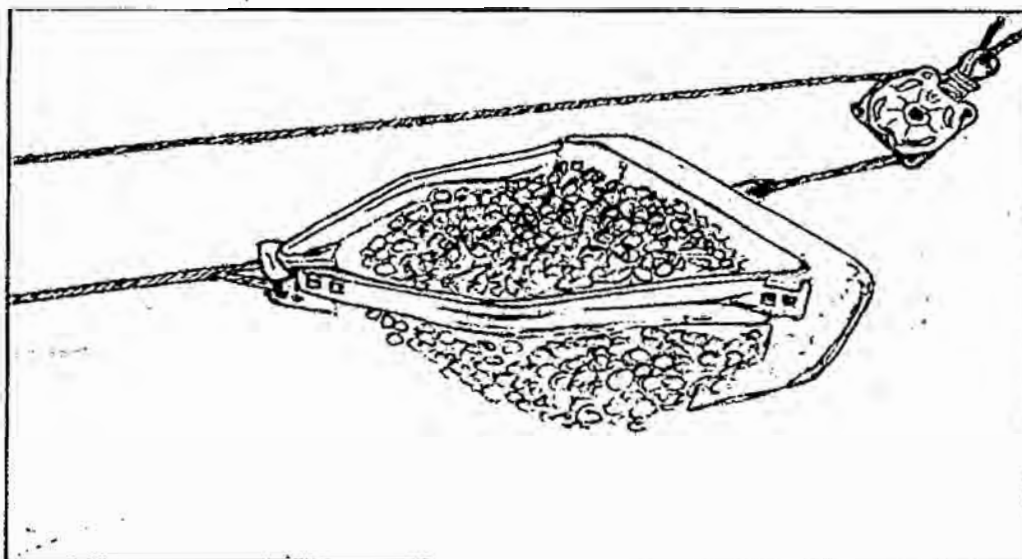


Figura 2.2: Rastra de 42 pulgadas para el arrastre de mineral o material roto
(Fuente: Departamento de mantenimiento mecánico –Marsa)

2.5 GEOMECÁNICA EN EL MINADO SUBTERRANEO

La geomecánica constituye en la actualidad la base científica de la Ingeniería de Minas, puesto que está a diferencia de Ingeniería Civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto “Vida económica”, junto con el beneficio económico con márgenes ajustados a la seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En este contexto la geomecánica involucra Seguridad y economía.

2.5.1 MECÁNICA DE ROCAS Y GEOMECÁNICA – CONCEPTOS BÁSICOS

2.5.1.1 MACIZO ROCOSO COMO MATERIAL

Según Palmstrom (1995), un macizo rocoso es un material completamente diferente de otros materiales estructurales usadas en ingeniería de minas como son la madera, el acero y el concreto, un macizo rocoso se distingue de estos materiales de construcción por la presencia de discontinuidades, tales como las diaclasas, planos de estratificación, fallas, etc. Que controlan el comportamiento ingenieril. típicamente un macizo rocoso está compuesto y caracterizado por la forma y tamaño de los bloques de rocas separadas por discontinuidades formando así un material en el cual los elementos se comportan en mutua dependencia como una unidad.

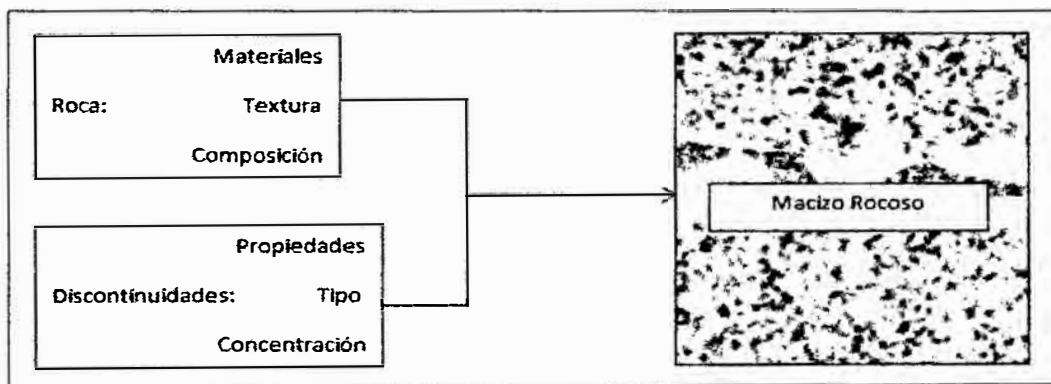


Figura 2.3: Principales elementos constituyentes de un macizo rocoso
(Palmstrom 1995)

2.5.1.2 DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO

El macizo rocoso está compuesto por bloques de roca intacta y así mismo separada por discontinuidades, fracturas, diaclasas, fallas, grietas, fisuras, pliegues, etc. Los mismos que a continuación se describen.

- **DISCONTINUIDADES**

Son superficies de debilidad que imparten a la roca una condición de anisotropía de

resistencia es decir denotan una interrupción en la integridad mecánica de la roca. Para fines descriptivos se utilizarán en término genérico discontinuidad.

- **FRACTURAS**

Es el término general para cualquier discontinuidad mecánica en la roca tales como diaclasas, fallas, grietas, fisuras.

- **DIACLASAS**

La diaclasas es un plano de discontinuidad de fractura o de separación en una roca que normalmente no implica desplazamiento, las diaclasas suelen producirse como familias paralelas, que dividen al macizo rocoso en bloques.

- **FALLAS**

Son fracturas de corteza terrestre a lo largo de las cuales habido desplazamiento paralelo a la superficie de la fractura, lo que se observa es que una pared de la superficie se ha movido con respecto a la otra. La superficie de fractura en la que se rechazó se llama plano de falla. Como resulta de la fricción entre bloques, el plano de falla es suavizado y constituye una superficie llamado espejo de falla.

- **GRIETAS**

El término grietas se utiliza para definir una fractura pequeña

- **FISURAS**

Son grietas planares pequeñas, se considera tanto como las fisuras como los poros de una roca originan respuestas no lineales en el proceso de carga-deformación a bajos niveles de deformación, así mismo disminuye la resistencia a la tracción siendo responsables de la variabilidad y dispersión en resultados de ensayos.

- **PLIEGUES**

Son estratos que han estado sujetos a presiones, o su límite elástico puede alterarse

lentamente por arqueamiento y donde la posición de estrato es cambiado por tensiones de origen tectónico dependiendo de la escala, los pliegues pueden ser de estructuras principales comparadas con otras de menor escala.

2.5.1.3 DESCRIPCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

▪ ORIENTACION

En geotecnia la tendencia es definir las discontinuidades por dirección de buzamiento, en lugar rumbo y buzamiento, así por ejemplo 240/20 indica que la dirección de buzamiento es de 240° y el buzamiento es 20°, con tres cifras del primero y con tres cifras del segundo.

El buzamiento se define como la inclinación de la línea de máximo pendiente del plano medio de discontinuidad, medido desde la horizontal, la dirección de buzamiento o la línea de máxima pendiente, se mide desde el norte verdadero en el sentido horario.

▪ ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuando más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.

▪ PERSISTENCIA

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuando menos sea la persistencia, la masa rocosa será más estable, y cuando mayor sea esta, será menos estable.

▪ APERTURA

Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que esta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura, las condiciones serán desfavorables

▪ RUGOSIDAD

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanto menor sea la rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente, y cuanto mayor sea esta, la masa rocosa será más.

- **RELLENO**

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando estos son más duros, esta es más competente.

2.5.2 CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

Las características y el objetivo de las clasificaciones geomecánicas, es proporcionar y/o evaluación geomecánica global de las propiedades de un macizo rocoso, en el campo y ensayos sencillos para estimar y/o establecer su calidad del macizo rocoso y los parámetros de resistencia, cohesión y ángulo de fricción es decir predecir de manera óptima el comportamiento de la misma, para definir el tipo de sostenimiento y variaciones, todo en función a algún tipo de excavación que se pretenda realizar.

Existen varias clasificaciones geomecánicas, tales como; R.Q.D, R.M.R (Bienaski), S.R.M (Romana), Q (Barón), Terzaghi, GSI (Hoek & Brown), R.S.R (Wickham), Protosyaknonov, Lauffer y Louis.

De los cuales los más usuales son los que se detallan a continuación:

2.5.2.1 ÍNDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS (RQD)

La utilización del RQD en los trabajos de ingeniería Minas es una práctica muy común, ya que se trata de un parámetro que permite caracterizar y categorizar geomecánicamente los macizos rocosos. Al menos dos razones lo fundamentan:

- Resulta ser una medida de obtención relativamente simple, de la misma forma que se hace sobre sondeos puede hacerse sobre afloramientos rocosos.
- la definición del RQD se encuentra universalmente reconocida, determinada con el mismo procedimiento, lo que permite efectuar comparaciones entre diferentes ubicaciones rocosas y su clasificación.

OBTENCIÓN DE RQD

En 1964, Deere propuso un índice cuantitativo de la calidad de la roca basada en la recuperación de los núcleos con perforación de diamante, llamado el índice de la calidad de roca (Rock Quality Index), el cual se identifica por RQD con tabla 2.1, y se define como el porcentaje representado por la sumatoria de las longitudes de tramos de núcleos de barrenos de diamante que se recuperan en longitudes enteras \geq a 100 mm dividida entre la longitud total barrenada matemáticamente.

$$RQD (\%) = 100x \frac{\text{Longitud de núcleos mayores de 100mm}}{\text{Largo del Barreno}}$$

Se acepta normalmente que el RQD se establece en núcleos de cuando menos de 50 mm de diámetro, recuperados con una perforación de diamante de doble barril. Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico RQD y la calidad de la roca desde el punto de vista en la ingeniería.

Tabla 2.1: Índice de calidad de la roca (RQD)

RQD (%)	Calidad de la Roca
<25	Muy pobre
25 a 50	Pobre
50 a 75	Regular
75 a 90	Buena
90 a 100	Excelente

(Fuente: Deere 1964)

Cuando no se dispone de núcleos de perforación, podrá estimar el RQD por la cantidad de fisuras contenidas en la unidad de volumen, en la que la cantidad de juntas por metro cubico, en cada sistema de juntas se suman. Una simple relación podrá usarse para convertir esta cantidad en RQD para una roca sin arcilla, usando la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3Jv$$

Dónde:

Jv: Cantidad total de juntas o fisuras por m³

2.5.2.2 CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKI (RMR)

La clasificación geomecánica RMR, también conocida como clasificación geomecánica de Bieniawski, fue presentada por el Ingeniero Bieniawski en 1973 y fue modificado años más tarde. Permite hacer una clasificación de las rocas 'in situ'. El RMR ha tenido una aceptación exitosa pasando la prueba del tiempo y beneficio de extinsiones y aplicaciones, esta variedad de aplicaciones que señala la aceptación de del sistema y su inherente facilidad de uso y versatilidad en la práctica ingenieril tales como túneles, cámaras, minería, etc.

Consta de un índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), independiente de la estructura, y de un factor de corrección

El RMR se obtiene estimando cinco parámetros:

- Resistencia de la roca inalterada (compresión uniaxial)
- El RQD (Rock Quality Designation)
- Espaciamiento entre diaclasas
- El estado de las diaclasas
- Condiciones del agua subterránea

Al resultado de cada uno de los parámetros se le asigna, según las tablas, un valor y se suman todos ellos para obtener el índice de calidad RMR sin correcciones. A este valor se le debe restar un factor de ajuste en función de la orientación de las discontinuidades.

Los alcances y limitaciones: El RMR es un sistema muy simple de usar, y los parámetros de clasificación son muy fácil de obtener, en caso de minería subterránea se pueden obtener de un sondaje o de un mapeo subterráneo. El método de clasificación es aplicable y adaptable a diferentes situaciones.

Tabla 2.2: Tabla de clasificación modificada de Bieniawski (Romana, 2000)

RMR	Modificado		Original (Bieniawski)	
	Clase	Denominación	Denominación	Clase
100	I-A	Excelente	Muy buena	I
90	I-B	Muy buena		
80	II-A	Buena a muy buena	Buena	II
70	II-B	Buena a media		
60	III-A	Media a Buena	Media	III
50	III-B	Media a mala		
40	IV-A	Mala a media	Mala	IV
30	IV-B	Mala a muy mala		
20	V-A	Muy mala	Muy mala	V
10	V-B	Pésima		

(Fuente: Bieniawski)

PARAMETROS DE SISTEMA DE VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA RMR (Según Bieniawski, 1989)

Tabla 2.3: Clasificación modificada de Bieniawski

A. PARÁMETROS DE LA CLASIFICACIÓN Y SUS VALORES						
1	Resistencia Compresiva Uniaxial (S)	>250 Mpa	100 - 250 Mpa	50 - 100 Mpa	25 - 50 Mpa	< 25 Mpa
	Valoración	15	12	7	4	2
2	Calidad de Testigo de Perforación RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%
	Valoración	20	17	13	8	3
3	Espaciamiento de Discontinuidades (Separación)	>2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm
	Valoración	20	15	10	8	5
4	Persistencia o Longitud de Discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
	Valoración	6	4	2	1	0
5	Apertura de las Discontinuidades	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	Valoración	6	5	4	1	0
6	Rugosidad de las Discontinuidades	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Lisa	Espejo de Falla
	Valoración	6	5	3	1	0
7	Relleno de las Discontinuidades	Ninguno	Relleno duro < 5mm	Relleno duro > 5mm	Relleno Blando < 5mm	Relleno Blando > 5mm
	Valoración	6	4	2	1	0
8	Intemperización de las Discontinuidades	Sana	Ligera	Moderada	Muy Intemperizado	Descompuesta
	Valoración	6	5	3	1	0
9	Aguas Subterránea	Completamente Seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo
	Valoración	15	10	7	4	0
Orientación Rumbo y Buzamiento		Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valoraciones	Túneles % minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	

(Fuente: Bieniawski 1989)

2.5.2.3 ÍNDICE DE Q DE BARTON (ROCK MASS QUALITY)

Desarrollado por Barton et al 1974, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite establecer sistemas de sostenimientos para túneles y cavernas. El sistema Q está basado en la evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice Q. Este índice viene dado por la siguiente expresión.

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

- Como se analiza, la Clasificación de Barton, se basa en 6 parámetros:
- R.Q.D : Índice de calidad de la roca.
- J_n : Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación.
- J_r : Índice de que contempla la rugosidad, relleno y continuidad de las discontinuidades.
- J_a : Índice de alteración de las discontinuidades.
- J_w : Coeficiente reductor por la presencia de Agua.
- SRF : (Stress reduction factor) Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso.

El primer coeficiente (R.Q.D./ J_n) representa el tamaño de los Bloques.

El segundo coeficiente (J_r/J_a) representa la resistencia al corte entre los bloques.

El tercer y último coeficiente (J_w/SRF) representa el estado tensional del macizo rocoso.

El rango de Variación de los parámetros es el siguiente:

RQD: entre 0 y 100

J_n : entre 0,5 y 20

J_r : entre 0,5 y 4

J_a : entre 0,75 y 20

J_w : entre 0,05 y 1

SRF: entre 0,5 y 20

2.5.2.4 CLASIFICACIÓN DE HOEK Y BROWN (GSI)







Hoek et al., (1995) presentó el índice de resistencia geológica, como complemento a su criterio generalizado de falla en roca, y como una forma de estimar los parámetros y en el criterio, El GSI estima la reducción de la resistencia del macizo para diferentes condiciones geológicas. La caracterización del macizo rocoso es simple y está basada en la impresión visual de la estructura rocosa, en términos de bloques y de la condición superficial de las discontinuidades indicadas por la rugosidad y alteración de las juntas. La combinación de estos dos parámetros proporciona una base práctica para describir un rango amplio de tipos de macizos rocosos.

La determinación de los parámetros del GSI se basa en las descripciones de la calidad del macizo rocoso en lugar de formular datos de entrada cuantitativos

El GSI es principalmente útil para macizos rocoso más blandos con RMR menor a 20.

El GSI es utilizado para la estimación de los parámetros de entrada para el cálculo de la resistencia, solo es una relación empírica y los procesos asociados a las clasificaciones de la ingeniería de rocas.

Tabla 2.4: Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el entramamiento y las condiciones de las juntas. Adaptada de Hoek (2006)

<p>ROCAS DIACLASADAS (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>A partir de la litología, estructura y condiciones superficiales de las discontinuidades, se estima un valor promedio del GSI. No se debe tratar de ser muy preciso. Un rango de 33-37 es más realista que un GSI=35. Note que la tabla a macizos estructuralmente controlados por fallas, donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto al frente de excavación, estos podrán dominar el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de los cambios de humedad que pueden reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en rocas de regular o mala calidad, cambian las condiciones por el cambio de humedad. La</p>		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
		MUY BUENAS Superficies muy rugosas, superficies no meteorizadas, frescas	BUENAS Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro	REGULAR Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	POBRE Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización y rellenos compactos o rellenos de frag.	MUY POBRE Superficies con espejos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos de arcilla suave.
		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →				
	INTACTA O MASIVA - Especímenes de roca intacta o masiva in-situ, roca con discontinuidades amplias y espaciadas	90			N/A	N/A
	FRACTURADA - Macizo rocoso con bloques entrabados, consistente en bloques cúbicos formados por tres intersecciones de	80	70			
	MUY FRACTURADA - Macizo parcialmente perturbado con bloques entrabados y angulares, formados por cuatro o más		60	50		
	FRACTURADA / PERTURBADA - Macizo rocoso plegado formado por bloques angulares formados por la intersección de varios			40		
	DESINTEGRADA - Macizo rocoso altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados, pobremente				30	
	FOLIADA / LAMINADA - Se carece de bloques debido débil material presente en los planos de foliación o de cizalla				20	
		← DECRECE EL ENTRABAMIENTO DE LOS BLOQUES				
		N/A	N/A			10

(Fuente: Hoek 2006)

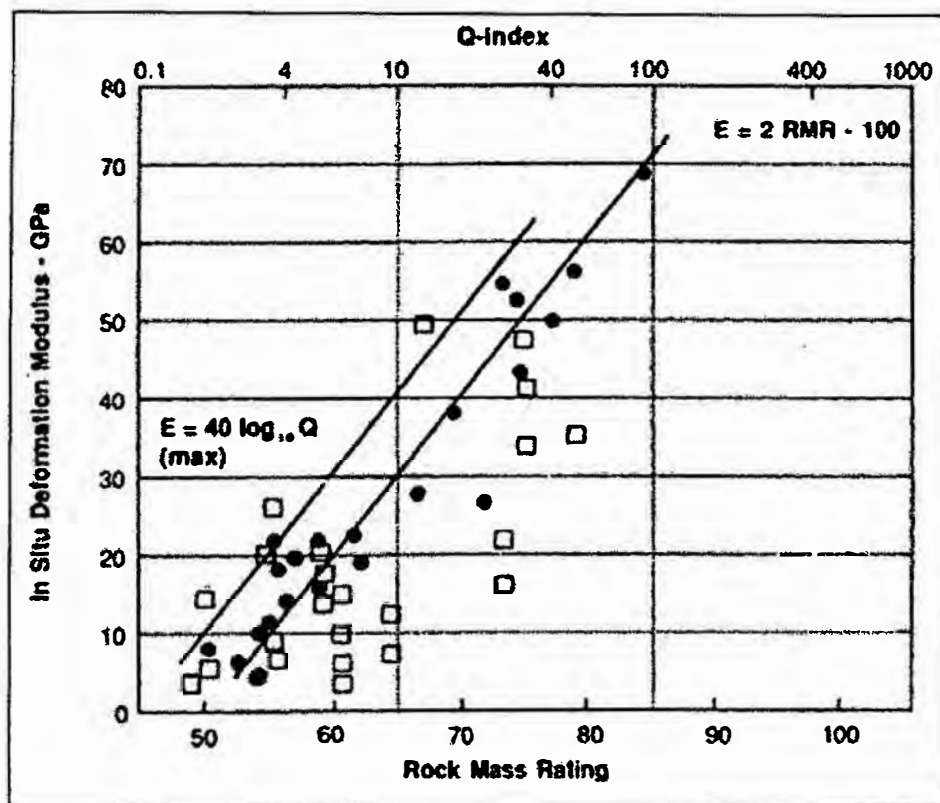
2.5.2.5 CORRELACIÓN ENTRE LAS CLASIFICACIÓN DE BIENAWSKI (RMR) Y BARTON (Q)

Según Barton (2006), es posible utilizar las correlaciones para determinar los tiempos de auto soporte y el módulo de deformación del macizo rocoso, entre otros parámetros de interés. A través de la siguiente relación matemático se correlacionan

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44 \quad (\text{Bienawsky 1976})$$

$$\text{RMR} = 13.5 \log Q + 43 \quad (\text{Rutledge 1978})$$

Tabla 2.5: Correlación entre RMR y Q y el módulo de deformación In-situ



(Fuente: Bieniawski y Rutledge)

2.6 SOSTENIMIENTO EN LA MINERÍA SUBTERRÁNEA

El sostenimiento en minería subterránea es muy importante, porque toda masa rocosa está sometido a diversos esfuerzos, tal es el caso de la fuerza de la gravedad que tienden a producirse movimientos o deformaciones, sin embargo tales cargas son compensadas por los esfuerzos que se producen el interior de las roca, para evitar ese movimiento o deformación, estableciéndose el equilibrio estático.

Si en una masa de roca se abren labores mineras, se rompe el equilibrio estático, y se crea una condición inestable, es decir las aberturas creadas en masa rocosas tienden a

cerrarse con rapidez o con lentitud, para que esto ocurra influye las características del terreno. Por lo que se determina el tipo de sostenimiento adecuado en función al tipo de labor el tiempo de permanencia de la labor.

El sostenimiento tiene por objeto mantener abierta las labores durante la explotación, compensando la condición inestable.

2.6.1 TIPOS DE SOSTENIMIENTO

Existen varios tipos de sostenimiento aplicado al minado subterráneo, pero en este caso trataremos solo de sostenimiento con madera y uso de Jackpot.

2.6.1.1 CUADROS DE MADERA

Son básicamente armazones de madera, cuyos elementos están unidos entre sí por destaje, formando un sólida estructura, resistente principalmente al esfuerzo de compresión.

Existen varios tipos de cuadros, tales como cuadro recto, cónico y cojo; el cuadro recto es el tipo más sencillo, que consta de un sombrero soportado por dos postes verticales los cuales también soportan el empuje de laterales de las cajas; cuadros cojos se utiliza cuando las presiones del techo son más fuertes, se reduce la longitud del sombrero, inclinando los postes para encajar los destajes, y así el cuadro adquiere una forma trapezoidal; cuadro cojo se denomina así cuando un cuadro consta de un sombrero y un solo poste, el sombrero va apoyado a una pared de roca o a otro cuadro.

2.6.1.2 PUNTALES

Los puntales son los elementos más simples y de uso más frecuente en el sostenimiento de labores mineras, generalmente se emplean puntales redondos de 5” a 12” pulgadas de diámetro, con longitudes que varían de 3 a 10 pies.

2.6.1.3 JACKPOT

El Jackpot es un elemento de sostenimiento expansivo -- plato de acero --aplicable en uno de los extremos del puntal de madera, de tal modo de que luego de su instalación optimiza el trabajo del puntal dándole mayor durabilidad y potencia de sostenimiento; los Jackpot de sostenimiento subterráneo de origen sudafricano que provee la empresa New Concept Mining son elementos complementarios de soporte que trabajan a presión hidráulica, son placas de acero a manera de platos de diferentes diámetros (ver figura 2.4), que encajan en los redondos (puntales) y que mediante la inyección de agua a presión deforma estos platos y bloquea activamente los puntales colocados.

La manera cómo actúa un puntal colocado con plantilla de madera es de forma pasiva, es decir, espera el relajamiento de la roca para comenzar a actuar. En cambio, complementando la colocación del puntal con los Jackpot, el sostenimiento con madera que es “pasivo” se transforma en un sostenimiento “activo”, capaz de actuar de manera inmediata sobre la roca, contrarrestando de manera efectiva el relajamiento de la roca a soportar.

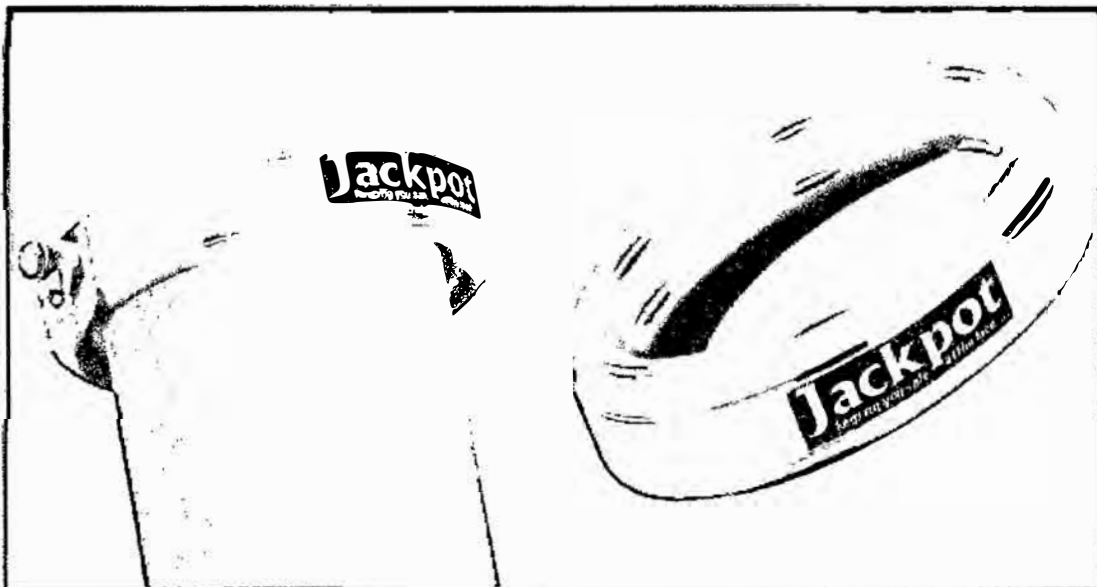


Figura 2.4: Jackpot de 220 mm (Fuente: Departamento de Logística - Marsa)

2.6.1.4 WOOD PACK

También denominado comúnmente en el ámbito de operación mina-Marsa como anillado de madera, básicamente son construidos con madera redonda o escuadrada entramada en forma de anillo, constituyendo una estructura que cumple la función de pilar. La sección de las piezas de madera pueden ser 4 a 6 pulgadas y el área del Wood Pack pueden variar de 2.0 m x 2.0 m a 2.4 m x 2.4 m.



Foto 2.1 Wood Pack, armado con madera escuadrada o acerrada,
Área de estructura de 2.0 m x 2.0 m

(Fuente: Propia)

2.7 DILUCIÓN

Fijados los parámetros que determinan el grado de reservas económicas, A la hora de estudiar la explotación de las reservas hay que tener en cuenta que ningún método de explotación racional permite recuperar la totalidad de las reservas minables. También, al momento de establecer el programa de producción vendible hay que tener en cuenta la dilución del mineral, la que se produce como consecuencia de la aplicación práctica del método de explotación, tratándose por lo tanto de una contaminación del mineral.



Foto 2.2: Muestra la veta y la sobre excavación para sostenimiento con cuadro de madera
(Fuente: Propia)

CAPÍTULO III

PARTE EXPERIMENTAL Y METODOLOGÍA DE APLICACIÓN DEL MÉTODO LONG WALL MINING SOSTENIDO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT

3.1 ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA VETA VALERIA-H

El departamento de Geomecánica – Marsa; ha realizado, el estudio Geomecánico de las siguientes vetas: AA, BB, CABANA, CACHACO, DANIELA, ESPERANZA, SHAKIRA y VALERIA-H, la metodología de estudio realizado y los resultados obtenidos se detallan en las siguientes páginas.

3.1.1 CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA

Para la caracterización Geomecánica del macizo rocoso, el Departamento en mención ha realizado el levantamiento geomecánico en los diferentes afloramientos rocosos expuestos en las diferentes excavaciones mina interior.

3.1.1.1 REGISTRO DE DATOS

El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas. El mapeo geomecánico se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle".

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñados para este propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua.

3.1.1.2 ASPECTOS LITOLÓGICOS

En la zona de estudio las estructuras mineralizadas se encuentran generalmente dentro del intrusivo, siendo la roca encajonante en su mayoría, tonalíticas porfiríticas a tonalíticas simples o microdioritas indicando un control favorable para la mineralización, disminuyendo hacia las rocas más ácidas como cuarzo monzonitas, granitos. De acuerdo a las alteraciones en gran parte han existido modificaciones físico – químicas de las rocas antes mencionadas, degradando sus características geomecánicas, la primera característica a ser analizada es el tipo litológico presente en la roca, y su estado de meteorización, condición que determina si el macizo es resistente o de resistencia mecánica baja.

3.1.1.3 DISTRIBUCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

Se procesaron los datos orientaciones de las discontinuidades mediante técnicas estereográficas, del programa de cómputo DIPS, elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

Se ha realizado una interpretación de los datos estructurales de los mapeos realizados en los afloramientos rocosos de las labores mineras, compilados en los mapeos geomecánicos y compilados en el Sistema Integrado de MARSA, SIIM.

Un resumen de estos resultados se presenta en los Cuadros 3.1 y 3.2, el primero relacionado a las estructuras menores (sistema de diaclasamiento) y el segundo relacionado a las estructuras mayores (sistema de fallas), Dichos resultados, fueron analizados estadísticamente mediante técnicas estereográficas (Ver Figura 3.1 y 3.2). Para el análisis estadístico de polos se ha utilizado la distribución de Fisher. Cabe resaltar que el agrupamiento realizado para estructuras menores se realizó para los diferentes dominios

estructurales asociados a las diferentes vetas en el yacimiento de Marsa: veta AA, BB, CABANA, CACHACO, DANIELA, ESPERANZA, SHAKIRA y VALERIA-H.

Cuadro 3.1: Sistema de Discontinuidades Estructuras menores (sistema de diaclasas).
Dirección de Buzamiento / Buzamiento

Dominio Estructural	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Veta AA	157/76	260/69	22/80	
Veta BB	278/71	239/60	43/85	239/69
Veta CABANA	160/81	255/78	198/79	57/29
Veta CACHACO	265/81	245/64	201/74	235/25
Veta DANIELA	156/86	242/61	68/18	207/68
Veta ESPERANZA	74/83	257/57		
Veta SHAKIRA	28/53	209/82	102/16	
Veta VALERIA-H	152/79	242/86	87/6	88/15
COMPOSITO	156/78	257/77	71/16	203/73

Salida de Dips 5.1

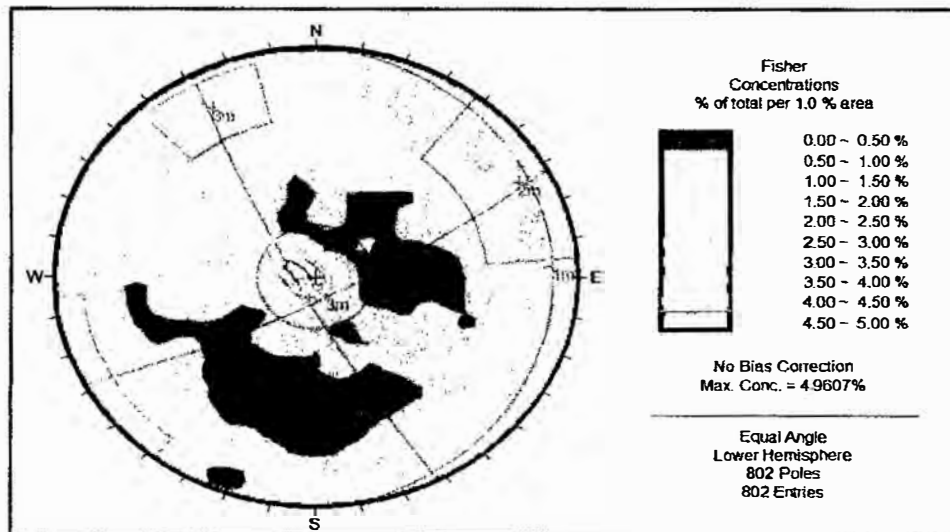
(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

Cuadro 3.2: Sistema de Discontinuidades Estructuras Mayores
Compósito de Fallas

Descripcion	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Dirección de Buz./Buz	71/23	248/79	113/73
Rumbo / Buzamiento	N19°W/ 23°NE	N22°W/79° SW	N23°E/ 73°SE

Salida de Dips 5.1

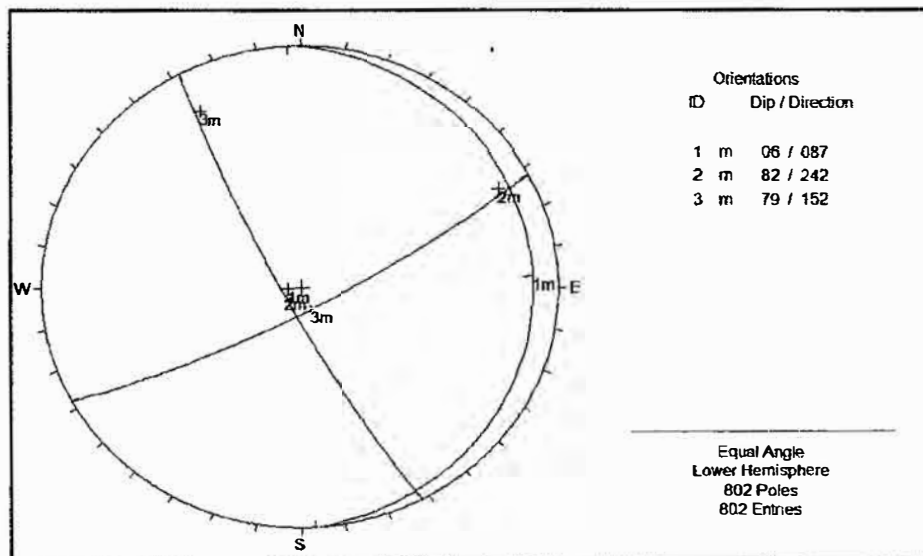
(Fuente: Departamento de Geo mecánica-Marsa)



Salida de Dips 5.1

Figura 3.1: Contorneo estadístico de la concentración de polos del compuesto de estructuras menores asociadas al dominio estructural Veta VALERIA-H (3.0% - 3.5% del área de la superficie del hemisferio).

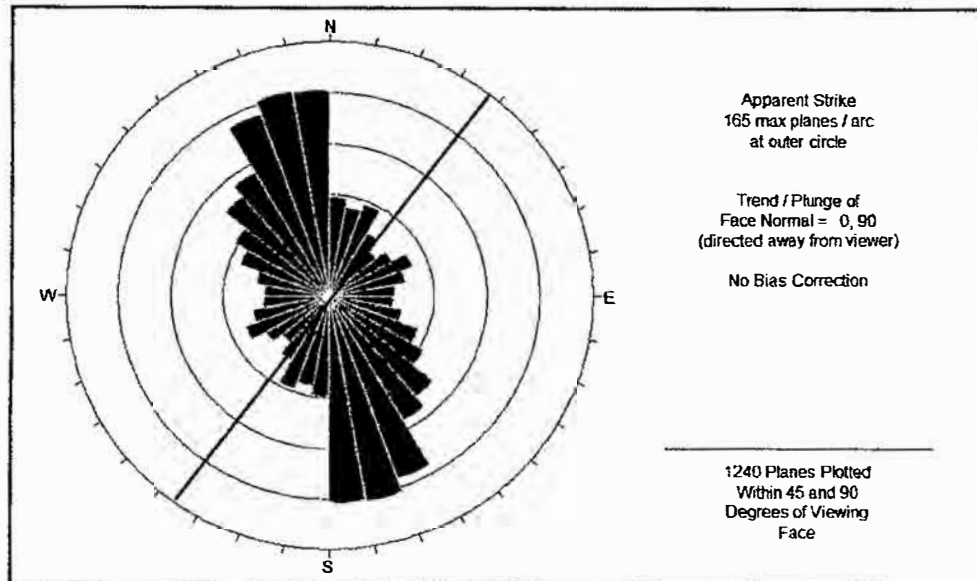
(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)



Salida de Dips 5.1

Figura 3.2: Representación de los planos principales del compuesto de estructuras menores, asociados al dominio estructural de la veta VALERIA-H.

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)



Salida de Dips 5.1

Figura 3.3: Diagramas de Rosetas del compuesto de Fallas.

(Fuente: Departamento de Geomecanica-Marsa)

En caso del dominio estructural de veta Valeria-H, los cuatro sistemas definidos coinciden aproximadamente con el compuesto.

3.1.1.4 CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en los mapeos geomecánicos, lo que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades tanto mayores como menores:

De acuerdo a los sistemas presentados en el Cuadro 3.2, Los sistemas 1, 2 y 3 de fallamiento poseen rellenos suaves que varían desde 1mm hasta los 100mm, dichos fallamientos tienden a tener persistencias superiores a los 20 m de longitud. En caso de las

fallas mayores son de centenas de metros, dichos fallamientos no han sido considerados dentro de los registros de mapeo.

3.1.1.5 DISCONTINUIDADES DOMINIO ESTRUCTURAL DE LA VETA

VALERIA-H

En el caso del sistema principal de discontinuidades asociados a la veta Valeria-H, se tienen espaciamiento que varían de 6 a 20 cm y en condiciones más favorables espaciamientos que varían de 20 a 60 cm con predominancia de rellenos blandos (arcilla y panizo) y carbonatos.

3.1.2 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar geomecánicamente la masa rocosa se ha usado el Sistema de Valoración de la masa rocosa, Rock Mass Rating – RMR (1989), de Z.T. Bieniawski. Los valores de resistencia compresiva fueron estimados mediante índices de campo (uso de la picota), y dichos valores fueron corroborados y ajustados con los ensayos de laboratorio llevados a cabo en el laboratorio de la Universidad Nacional de Ingeniería en Diciembre del 2013. Así mismo, los valores del RQD% fueron estimados con la relación de Priest y Hudson mediante la frecuencia de discontinuidades por metro lineal. Adicionalmente se determinó el GSI (Geological Strength Index) de Hoek & Marinos 2000, en base a la correlación: $GSI=RMR89- 5$, ello con el fin de estimar las propiedades del macizo rocoso.

El criterio para clasificar la masa rocosa se presenta en el Cuadro 3.1, Los valores promedio del “RMR BÁSICO” de acuerdo al dominio litológico se consignan en el Cuadro 3.3, no se consideran ajustes por orientación de discontinuidades. El registro y resultados de la data están consignados de acuerdo a los diferentes dominios litológicos más representativos que alojan la mineralización: Diorita, Granito, Granodiorita, Microdiorita y Tonalita.

Tabla 3.1: Rangos de Clasificación RMR y colores establecidos en Marsa.

TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACION DE LA ROCA	
II	II-A	71 - 80	BUENA "A"
	II-B	61 - 70	BUENA "B"
III	III-A	51 - 60	REGULAR "A"
	III-B	41 - 50	REGULAR "B"
IV	IV-A	31 - 40	MALA "A"
	IV-B	21 - 30	MALA "B"
V	V-A	0 - 20	MUY MALA

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

Cuadro 3.3: Resumen de Calidad RMR de la masa rocosa – Mina - Marsa

Litología	Rango RMR	Calidad de la Masa Rocosa
<i>Diorita</i>	26 - 64	IIB, IIIA, IIIB, IVA y IVB
<i>Granito</i>	20 - 65	IIB, IIIA, IIIB, IVA, IVB y VA
<i>Granodiorita</i>	26 - 61	IIB, IIIA, IIIB, IVA y IVB
<i>Microdiorita</i>	16 - 69	IIB, IIIA, IIIB, IVA, IVB y VA
<i>Tonalita</i>	23 - 62	IIB, IIIA, IIIB, IVA y IVB

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

De acuerdo al resumen expuesto en el Cuadro N° 3.3 se tiene:

- Existe un amplio rango de valores para cada dominio litológico, desde el tipo de roca Buena II-B hasta Muy mala V-A. Sin embargo es importante recalcar que las rocas intrusivas tienen valores de calidad alto; es decir sobre roca de calidad regular; por tanto, la degradación de la calidad de roca dependerá de la alteración ocasionada por el emplazamiento de la mineralización, puesto que, cuando se tienen la roca adyacente a la mineralización los valores de su calidad Geomecánica decaen drásticamente, caso contrario ocurre cuando la roca tiende a estar alejada de la zona mineralizada.
- Las fuentes de información para clasificar la masa rocosa en la mina han sido principalmente los registros de mapeo geomecánico, los cuales pueden ser verificados en el SIIM.

El ajuste por orientación de discontinuidades será considerado para determinar los parámetros del diseño de las estructuras subterráneas.

3.1.3 ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas con características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales.

El criterio que ha primado en la zonificación geomecánica de la zona de estudio ha sido la calidad de la masa rocosa que aparece con mayor presencia, desde que en cada tipo de roca se presentan diferentes calidades de masas rocosas.

En el Cuadro 3.4 se presentan un resumen de estos resultados.

Cuadro 3.4: Zonificación Geomecánica mina Marsa

Dominio	Rango	Promedio
Estructural	RMR	RMR
II - B	61 - 69	62
III - A	51 - 60	54
III - B	41 - 50	46
IV - A	31 - 40	38
IV - B	22 - 30	27
V - A	16 - 20	19

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

3.1.4 RESISTENCIA DE LA ROCA

3.1.4.1 RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_{ci}) o denominada también resistencia compresiva simple o uniaxial.

Los valores de σ_{ci} fueron estimados mediante los siguientes procedimientos:

- Índices de campo, ensayos de golpe con el martillo de geólogo (picota), especificadas según normas de la ISRM, dichos ensayos, fueron efectuados durante el mapeo y caracterización geomecánica de afloramientos rocosos en las labores.
- Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas: compresión triaxial, compresión simple, propiedades elásticas y tracción sobre probetas obtenidas de los testigos de los sondajes diamantinos y de bloques rocosos.

Un resumen de los resultados de los ensayos de compresión triaxial, compresión simple y propiedades elásticas se evidencian en el Cuadro 3.5, para las rocas asociados a los dominios estructurales definidos en los párrafos anteriores.

Cuadro 3.5: Resultados de ensayos en laboratorio de mecánica de rocas.

Litología	"mi"	σ_c (MPa)	Cohesion (MPa)	Angulo de Friccion (°)	Modulo Young (Gpa)	Poisson
Diorita	19.35	-93.96	19.82	52.08	10.25	0.3
Granito	15.3	88.31	17.82	48.45	8.93	0.31
Granodiorita	26.23	120.19	19.68	56.03	11.87	0.3
Tonalita	8.06	38.27	9.07	39.14	4.97	0.32

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

Con los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas (Cuadro 3.5) se ha obtenido, además de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, valores de la constante "mi" del criterio de falla de Hoek & Brown (2002 / 2007) y los parámetros de resistencia al corte de Mohr.

3.1.4.2 RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla Generalizado de Hoek & Brown (2002, 2006), con el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2007). Para ello, se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa reflejados en el valor del índice GSI, resistencia compresiva uniaxial y la constante "mi" de la roca intacta, estimados en el presente estudio. El módulo de Poisson μ , corresponde a valores típicos para este tipo de rocas y el módulo de deformación E, fue determinado con el criterio de Hoek – Carranza-Torres -Corkum.

Asimismo, el minado involucra el uso de relleno Hidráulico cuyas propiedades de densidad son 1.53 g/cm^3 con una compactación promedio de 94%, Módulo de deformación igual 40 MPa, el valor de la cohesión es 0.06 y el ángulo de fricción de 28.9° (Informe ZER GEOSYSTEM PERU S.A.C., Setiembre del 2013)

En el cuadro 3.6, se presenta un resumen de las características de resistencia y deformabilidad de la masa rocosa para los diferentes dominios estructurales.

Cuadro 3.6: Propiedades de la Resistencia de la masa rocosa

ROCA	Dominio Estructural	Promedio RMR	GSI[1]	σ_{cmr}	Peso Específico γ_n/m^3	m_{mr}	s_{mr}	a_{mr}	E_{mr}	μ
				MPa					MPa	
Diorita	III - A	54	53	19.256	2.7	2.374	0.0024	0.505	9216.40	0.3
	III - B	46	46	16.160	2.7	1.737	0.0010	0.508	6159.73	0.3
	IV - A	38	38	13.117	2.7	1.215	0.0004	0.513	3886.53	0.3
	IV - B	27	29	9.492	2.7	0.744	0.0001	0.527	2063.30	0.3
Granito	III - A	54	53	16.136	2.7	1.877	0.0024	0.505	8935.01	0.31
	III - B	46	46	13.510	2.7	1.373	0.0010	0.508	5971.66	0.31
	IV - A	38	38	10.941	2.7	0.961	0.0004	0.513	3767.86	0.31
	IV - B	27	29	8.412	2.7	0.643	0.0001	0.524	2244.37	0.31
Granodiorita	III - A	54	53	28.612	2.7	3.218	0.0024	0.505	9508.02	0.30
	III - B	46	46	24.071	2.7	2.354	0.0010	0.508	6354.63	0.30
	IV - A	38	38	19.591	2.7	1.647	0.0004	0.513	4009.50	0.30
	IV - B	27	29	15.169	2.7	1.102	0.0001	0.524	2388.31	0.30
Tonalita	III - A	54	53	5.142	2.7	0.989	0.0024	0.505	5881.92	0.32
	III - B	46	46	4.268	2.7	0.723	0.0010	0.508	3931.15	0.32
	IV - A	38	38	3.429	2.7	0.506	0.0004	0.513	2489.39	0.32
	IV - B	27	29	2.612	2.7	0.339	0.0001	0.524	1477.47	0.32

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

3.1.4.3 RESULTADOS OBTENIDOS Y RECOMENDACIONES DEL ESTUDIO GEOMECÁNICO DE LA VETA VALERIA-H.

Fueron lo siguiente:

- La roca encajonante de Valeria-H, generalmente está compuesto de Diorita, Granito, Granodiorita y Tonalita, con RMR promedio de 45; para la aplicación de método de explotación Long Wall Mining el rango de RMR de be variar de 41 a 60, por lo que queda demostrado según el Cuadro 3.7: Resumen de Calidad RMR de la masa rocosa cuadro 3.3 y el cuadro 3.4 Zonificación Geomecánica.
- Según el cuadro 3.5: Resultados de ensayos en laboratorio de mecánica de rocas, y el cuadro 3.6: Propiedades de la Resistencia de la masa rocosa, los resultados obtenidos de las rocas encajonantes de la veta Valeria-H, son favorables para la aplicación de Método Long Wall Mining.
- La dirección del minado más desfavorable se presenta en la dirección N 15° W. (determinado según el diagrama de rosetas)
- La dirección del minado más favorable se presenta en la dirección N 40° E. (determinado según diagrama de rosas)
- Finalmente cabe resaltar que el estudio realizado por el Departamento de Geomecánica ha permitido determinar las características estructurales de la veta Valeria-H, facilitando la información necesaria para la selección de método de explotación más óptimo y rentable, y así mismo clasificando y zonificando el macizo rocoso.

3.1.4.4 RECOMENDACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA EN LABORES DE EXPLOTACIÓN

En la tabla 3.2, se detalla las recomendaciones para aplicar el sostenimiento, según el método de explotación, esta tabla ha sido elaborada por el departamento de Geomecánica-Marsa, en base a los análisis y estudios Geomecánicos realizados en la Rampa Patrick, y las diferentes labores de la misma

Tabla 3.2: Recomendación de sostenimiento por tipo de roca y tipo de labor

TIPO DE ROCA	LABORES DE AVANCE	LABORES DE EXPLOTACIÓN
II-A	Sin sostenimiento	
	Sostenimiento con puntal	Sostenimiento con puntal
III-A	En labores menores o iguales a 3.50 m x 3.50 m: colocar pernos de roca sistematicos de 1.80 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m, o pernos de fricción de 2.10 m de largo espaciados de 1.20 m a 1,50 m.	Tajo Convencional: Puntales en línea de 18 cm a 23 cm de diametro, espaciado a 1.50 m x 1.50 m Tajo Mecanizado: Pernos de fricción de 2.10 m de largo, espaciados a 1.20 m a 1.50 m
	En labores mayores o iguales a 4.0 m x 4.0 m: colocar pernos de roca sistematica de 2.40 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m.	
III-B	En labores menores o iguales a 3.50 m x 3.50 m: Colocar pernos de roca de 1.80 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m, o pernos de fricción de 2.10 m ode 1.50 m de largo (dependiendo de la seccion), espaciados de 1.20 m a 1.50 m, mas malla de 10 cm x 10 cm.	Tajo Convencional: Puntales en línea de 18 cm a 23 cm de diametro, espaciado a 1.20 m x 1.20 m Tajo Mecanizado: Pernos de fricción de 2.10 m de largo, espaciados a 1.20 m a 1.50 m; mas malla de 10 cm x 10 cm.
	En labores mayores o iguales a 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca de 2.40 m de largo, malla de 10 cm x 10 cm. y shotcrete de 6.25 cm de espesor.	
IV-A	En labores menores o iguales a 3.50 m x 3.50 m: Colocar pernos de roca de 1.80 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m, o pernos de fricción de 2.10 m ode 1.50 m de largo (dependiendo de la seccion), espaciados de 1.20 m a 1.50 m, mas malla electro-soldada de 5 cm x 5 cm. Ocasionalmente Shotcrete de 6.25 cm de espesor (previo colocacion de malla de 10 cm x 10 cm).	Tajo Convencional: Cuadros de madera de 18 cm a 23 cm de diametro espaciados a 1.50 m. Tajo Mecanizado: Pernos de fricción de 2.10 m de largo, espaciados a 1.20 m a 1.50 m; mas malla electro-soldada de 10 cm x 10 cm, opcionalmente shotcrete de 5 cm de espesor.
	En labores mayores o iguales a 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca de 2.40 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m, mas malla de 10 cm x 10 cm. y shotcrete de 6.25 cm de espesor.	
IV-B	Colocar cimbras metalicas espaciados a 1m a 1.20 m	Tajo Convencional: Cuadros de madera de 18 cm a 23 cm de diametro espaciados a 1.40 m. Tajo Mecanizado: Colocar cuadros rectos de 20 cm a 23 cm de diametro, espaciado a 1 m a 1.20 m.
V	Colocar cimbras metalicas espaciados a 1m a 1.20 m, previamente una capa de Shotcrete de 5 cm de espesor con 30 kg de fibra/m3 y/o marchavantes.	en labores de zona de realce avanzar con cuadros, marchavantes y guarda cabeza tupida, espaciados a 0.80 m a 1 m

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

3.1.4.5 CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

En la tabla 3.3, indica las capacidades de los elementos de sostenimiento, tanto como elementos de sostenimiento activos y pasivos, que puedan ser empleados en labores de avance con diferentes secciones, y en diferentes de tipos de roca, así mismo también pueden der empleados en las labores de explotación, es decir en los tajos convencionales y mecanizadas. Esta tabla de la capacidad de los elementos de sostenimiento ha sido elaborada por el área de Departamento de Geomecánica-Marsa, para lo cual dicha área en mención ha realizado y/o ha recopilado la información necesaria de los mismos fabricantes

en caso de los elementos de sostenimiento que son de fábrica, pero para el caso de la madera, el área en mención a realizado sus propias pruebas para determinar la capacidad de soporte tales como el caso de cuadros de madera, puntales, anillado (Wood crib).

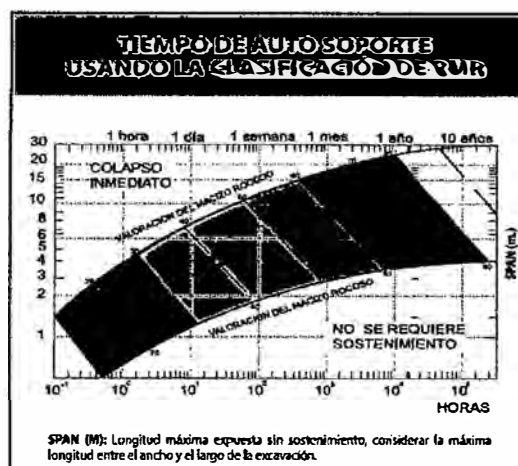
Tabla 3.3: Capacidad de los elementos de sostenimiento.

ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO	CAPACIDAD	CONSIDERACIONES
Perno Helicoidal (Perno de roca)	≥ 6.6 Ton/m	
Perno Split Set(Perno de fricción)	≥ 3.3 Ton/m	Diametro de perforación -38 mm
Cimbras Viga 4H13 4" x4" x1/4"	10.5 Ton/m ²	Sección 2.70 m x 2.70m
Cimbras Omega Ω -N21	12 Ton/m ²	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω -N21	7 Ton/m ²	Sección 3.0 m x 3.0 m
Cimbras Omega Ω -N29	14 Ton/m ²	Sección 3.0 m x 3.0 m
Cuadros de madera	≥ 10 Ton/m ²	Sección 2.40 m x 2.70m
Anillado (Wood crib)	22 Ton/m ²	Altura máxima 3 veces del ancho de la base
Puntal de 20 cm x 1.50	30.5 Ton	Resistencia promedio 110 Kg/cm ²
Puntal de 15 cm x 1.50	16.5 Ton	Resistencia promedio 110 Kg/cm ²
Par de puntal de 20 cm x 2.50	56 Ton	Cuando la altura es mayor a 2 m
Shotcrete	≥ 200 Kg/cm ²	Resistencia a 14 días
Malla Electro-soldada	1000-1300 Kg	En cuatro puntos de apoyo

(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

3.1.4.6 TIEMPO DE AUTOSOPORTE USANDO LA CLASIFICACIÓN DE RMR

Tabla 3.4: Tiempo de auto soporte según la clasificación de RMR.



(Fuente: Departamento de Geomecánica-Marsa)

3.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL MINING SOSTENIDO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT

3.2.1 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO PROPUESTO

La aplicación de método Long Wall Mining sostenido con puntales con cabezal de Jackpot es favorable para los tipos de roca II-B, III-A y III-B. Por lo tanto, los parámetros geomecánicos evaluados in-situ han dado resultado favorable en la Veta Valeria-H por lo que se acomoda perfectamente a la veta en mención y así mismo es aplicable en cualquier otra veta que cumpla las condiciones geomecánicas, geológicas y litológicas que requiere este método de explotación, en razón que cuenta con cajas moderado a estables y mineral de calidad de baja, media y alta, es aplicable este método, además este método tiene buena selectividad, recuperación y control del sistema de soporte de las cajas de la veta, además se tiene un buen control de dilución, el factor seguridad es óptimo y controlado sostenido con puntales con cabezal de Jackpot y además el sostenimiento se hace rápido, la explotación y ritmo de producción es alta. Mayor uso de equipos rastrillaje dando mayor velocidad y eficiencia en lo que respecta la limpieza de mineral.

Conociendo la data geomecánico y las condiciones favorables de direccionamiento de minado determinado por el área de Geomecánica, determinamos nuestro método de explotación denominado “Long Wall Mining sostenido por puntales con cabezal de Jackpot”, para incrementar la productividad, para lo cual la perforación se realiza con máquinas neumáticas Jacklegs para el avance y como equipo de limpieza se utilizará Winches eléctricos de 15 HP, rastras de 42”, para el acceso y preparación de block se realiza ejecutando labores Desarrollo, labores de preparación, chimeneas, tolvas de extracción, etc.

Para la aplicación del método de explotación en mención se requiere desarrollar labores de desarrollo, preparación y de extracción.

3.2.2 LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y EXTRACCIÓN

Para el efecto de explotación se realiza las siguientes infraestructuras mineras y/o labores

- Desarrollar la galería de sección de 2.4m de ancho por 2.7m de alto, a lo largo de la estructura.
- Realizar chimeneas de 2.4 m por 1.5 m a partir de las galerías sobre veta cada 40 metros de chimenea a chimenea
- Desarrollar subnivel base paralelo a la galería de 1.2 m de ancho por 1.8 m de alto, a partir de las chimeneas dejando un puente de 4 m como mínimo de la galería
- Desarrollar subnivel superior de 1.2 m de ancho por 1.8 m de alto, a 20 metros del subnivel base, y así formando un block inicial de 40 metros por 20 metros

- Dimensionar el block inicial a explotar, desarrollando una chimenea intermedia de sección 1.5 m por 1.5 m, para generar cara libre e iniciar el tajeo y finalmente el block queda partido en 19.25 metros por 20 metros
- Desarrollar el By pass de sección de 2.4 m de ancho por 2.7 m paralelo a la galería y alineado con el subnivel superior para comunicar a dos labores.

3.2.3 PREPARACIÓN DEL BLOCK

- **GALERÍAS:**

Se abren dos galerías (nivel inferior y superior) para definir el panel de 80 metros de frente ambas son desarrolladas en con sección 2.40 m. x 2.70 m. labores que avanzan a lo largo de la estructura mineralizada, y luego sirve para el transporte del mineral (galería inferior) y transporte de materiales (galería superior) y ambas para ventilación.

- **CHIMENEAS:**

En mineral. Se prepara las chimeneas con dirección al buzamiento y en veta de forma ascendente con sección 2.40 m x 1.50 m (una de desarrollo y otra de exploración), distantes entre ellas 40 m. luego se ejecuta la chimenea intermedia con sección de 1.50 m. x 1.50 m. para dividir el block en dos partes y servirá de cara libre, a partir de éste iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel.

- **SUBNIVELES:**

Se desarrolla cuatro subniveles de sección 1.20 m. x 1.80 m. El primer subnivel base se desarrolla encima de la galería inferior dejando un puente de 4 m. y una corrida de 20.0 m.

- **BY-PASS:**

Labor horizontal con sección 2.40 m. x 2.70 m., que se desarrolla paralela a la veta, y que luego servirá para acceso al siguiente corredor de mineral, ya que la galería inferior se perderá al recuperar los puentes.

- **CHIMENEAS DE OPERACIÓN:**

Son chimeneas que salen del By-pass y que llegan al subnivel intermedio para dar más eficiencia a la explotación de los bloques de mineral encima de este subnivel

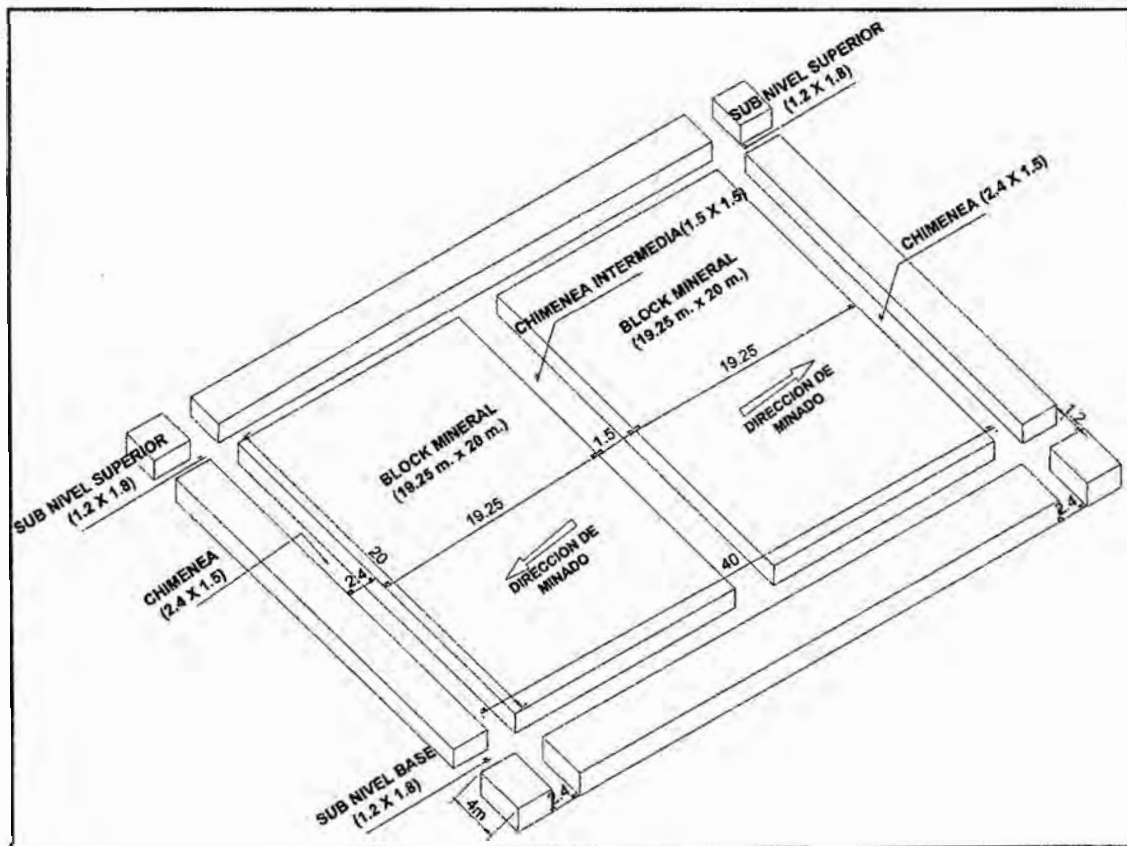


Figura 3.4: Vista en isométrico de labores de preparación y el block para tajeo

(Fuente: Elaboración propia)

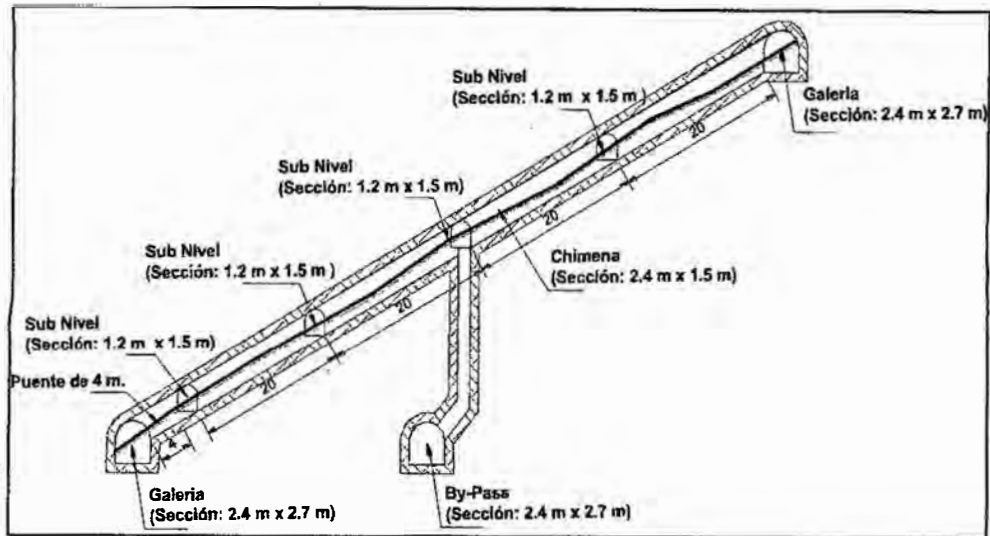


Figura 3.5: Vista en sección de labores de preparación – Método Long Wall Mining
(Fuente: Elaboración propia)

▪ **TOLVAS:**

En las chimeneas principales se contruyen tolvas metálicas o tolvas de madera para almacenamiento de mineral y posteriormente para su carguío a los carros mineros y extracción a los echaderos principales.

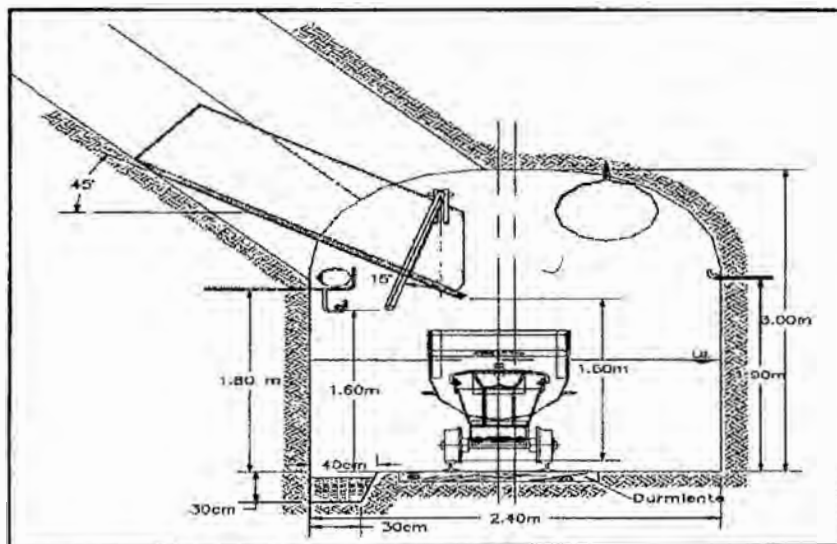


Figura 3.6: Tolva metálica
(Fuente: Departamento de planeamiento – Marsa)

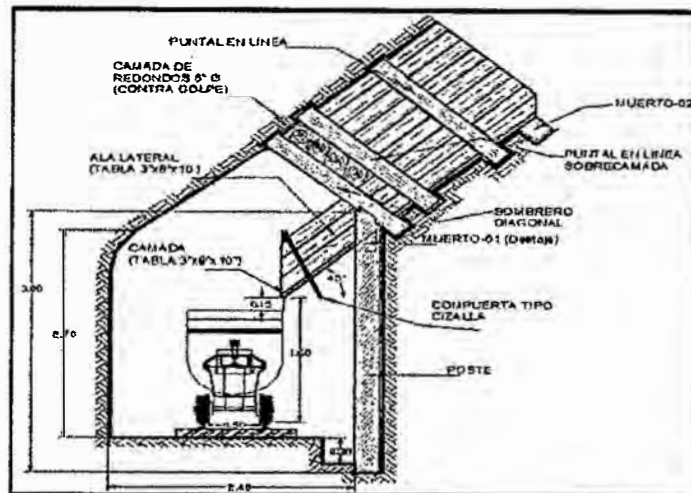


Figura 3.7: Tolva americana de madera
(Fuente: Departamento de planeamiento – Marsa)

▪ **ECHADEROS:**

Los echaderos principales se construyen en los niveles principales, así mismo también se construyen echaderos en chimeneas principales, todos los echaderos estarán provistos de parrillas.

▪ **ECHADEROS PRINCIPALES:**

Los echaderos principales se construyen en los niveles principales y deben cumplir las siguientes condiciones:

- La solera de la parrilla principal será de viga metálica tipo H (6" X 6" X 6 m) o doble riel soldada de 30 lb/yd y estará empotrado en "patillas" de 30 a 50 cm asegurados a pernos de anclaje de 6" dejando una colilla de 30 cm y rellenos con cemento.
- La viga del lado del hastial contará con un apoyo central en forma de "pata de gallo"
- En los echaderos principales, las rieles de la parrilla debe ser de 30 lb/yd

- Los rieles de la parrilla será colocado perpendicular a la línea de cauville.
- La inclinación de la parrilla será de -6 % (-10°) hacia el hastiales
- **ECHADEROS SECUNDARIOS:**

Estos echaderos pueden estar ubicados en la chimeneas principales, en subniveles bases.

- Las soleras de la parrilla debe ser de redondos de 8" de diámetro empotrado en "patillas" de 30 a 50 cm dependiendo del tipo de roca
- Colocar separadores entre rieles sobre las soleras.
- Los rieles de la parrilla será de 30 lb/yd.
- Para limpieza con winche, los rieles serán ubicadas paralelas al canal principal de rastrillaje.
- La parrilla estará instalada completamente horizontal.

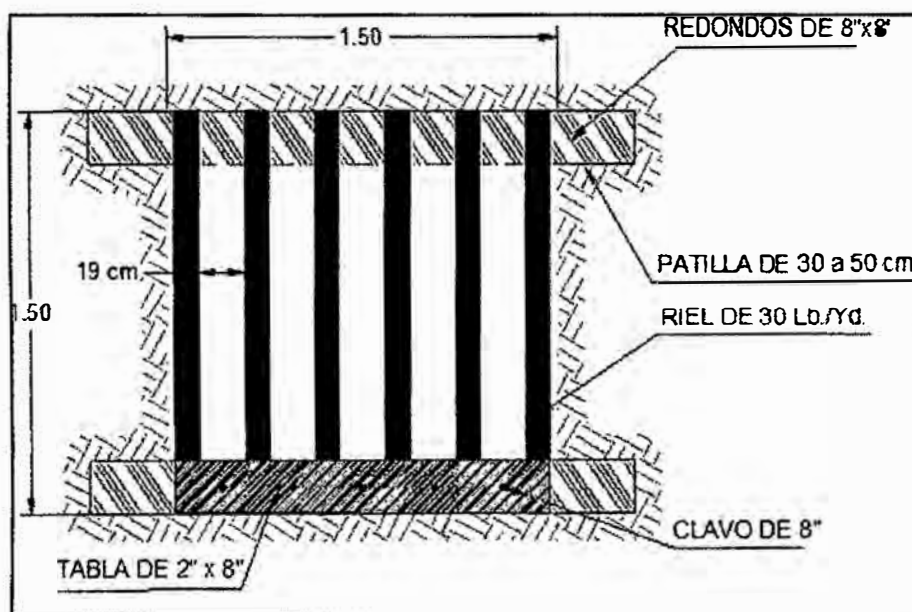


Figura 3.8: Parrilla de echaderos secundarios

(Fuente: Departamento de Planeamiento – Marsa)

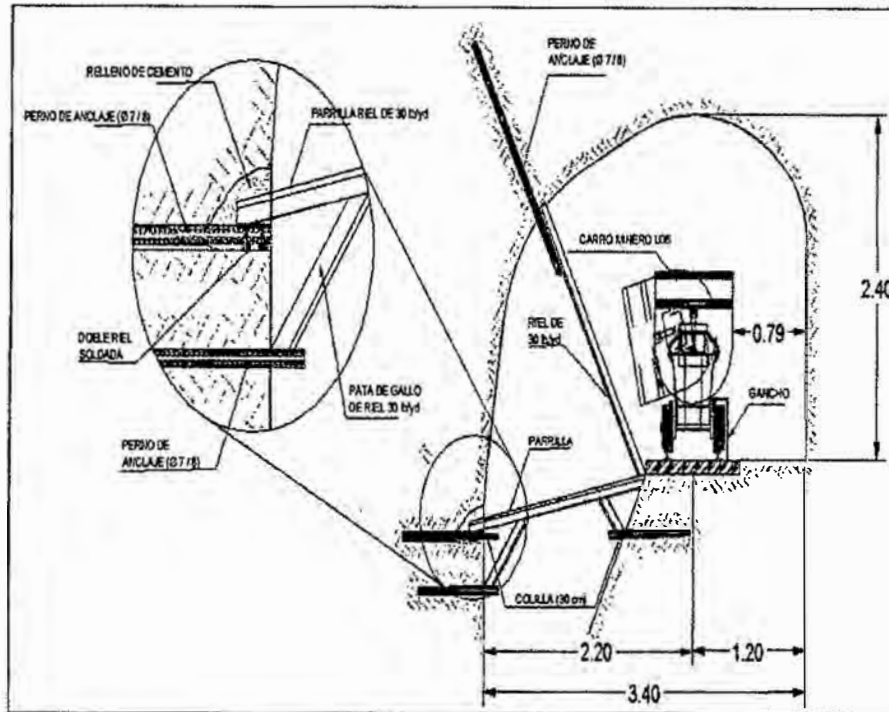


Figura 3.9: Parrilla de los echaderos principales
(Fuente: Departamento de Planeamiento – Marsa)

3.3 PERFORACIÓN EN EL MÉTODO LONG WALL MINING

La perforación es uno de los procesos más importante del ciclo de minado, la perforación en el método de Long Wall Mining se hace convencionalmente con Jack leg, el tajeo del block comenzara perforando desde de la chimenea intermedia (Ver Figura N° 3.9), que fue realizada para dar cara libre del Block. Para la ventilación y para abastecimiento de madera; para dar inicio al proceso de tajeo, los taladros se perforaran perpendicular al eje de la chimenea intermedia, los taladros se realizaran con barra cónica de 6 pies, el cual tendrá un avance aproximado de 1.56 m, considerando la eficiencia de perforación y la eficiencia de voladura.

Para lograr la eficiencia de la perforación de por lo menos al 93%, se requiere varios factores, tales como la experiencia del maestro perforista, la presión del aire comprimido que debe oscilar entre 70 a 80 PSI, y la presión de agua debe oscilar 50 a

60 PSI, la máquina perforadora y los aceros de perforación deben estar en óptimas condiciones y así mismo disponer de una posición cómoda para perforar los taladros, porque el resultado de la voladura dependerá de una buena perforación de taladros.

En la figura 3.9, se detalla la perforación de los taladros en el método de explotación propuesto, el block se dividirá en cuatro partes cada uno de 5 metros, empezando del sub nivel base y finalizando en el sub nivel superior, a esa subdivisión de block denominaremos “**Tandas**” de disparo, la cantidad de taladros por tanda va a variar según el tipo de roca, es decir: para roca de tipo II-B (roca buena “B”), la cantidad de taladros a perforar serán 64 taladros, para roca de tipo III-A y III-B (roca regular “A”, “B”), la cantidad de taladro será de 48 taladros; una vez cuando se termina el primer corte, se puede empezar a perforar al lado izquierdo del block de la misma forma, así de esa forma se puede trabajar en dos frentes en el mismo block.

De tal manera, el avance de tajeo se hará en ambos sentidos a partir de la chimenea intermedia, el proceso de perforación en los dos lados se realizara con el mismo principio y mecanismo de perforación.

Las tandas de perforación se podrían incrementar siempre en cuando se realice un estudio geomecánica previo del block, es más esto podría favorecer en el incremento de la productividad, reducción de costos de operación.

Obviamente el ciclo de disparo se va incrementar con respecto que cuando se dispara tandas de 5 metros, pero el rendimiento de toneladas métricas de hombre-guardia se va incrementar que finalmente lo que se busca es incrementar la productividad.

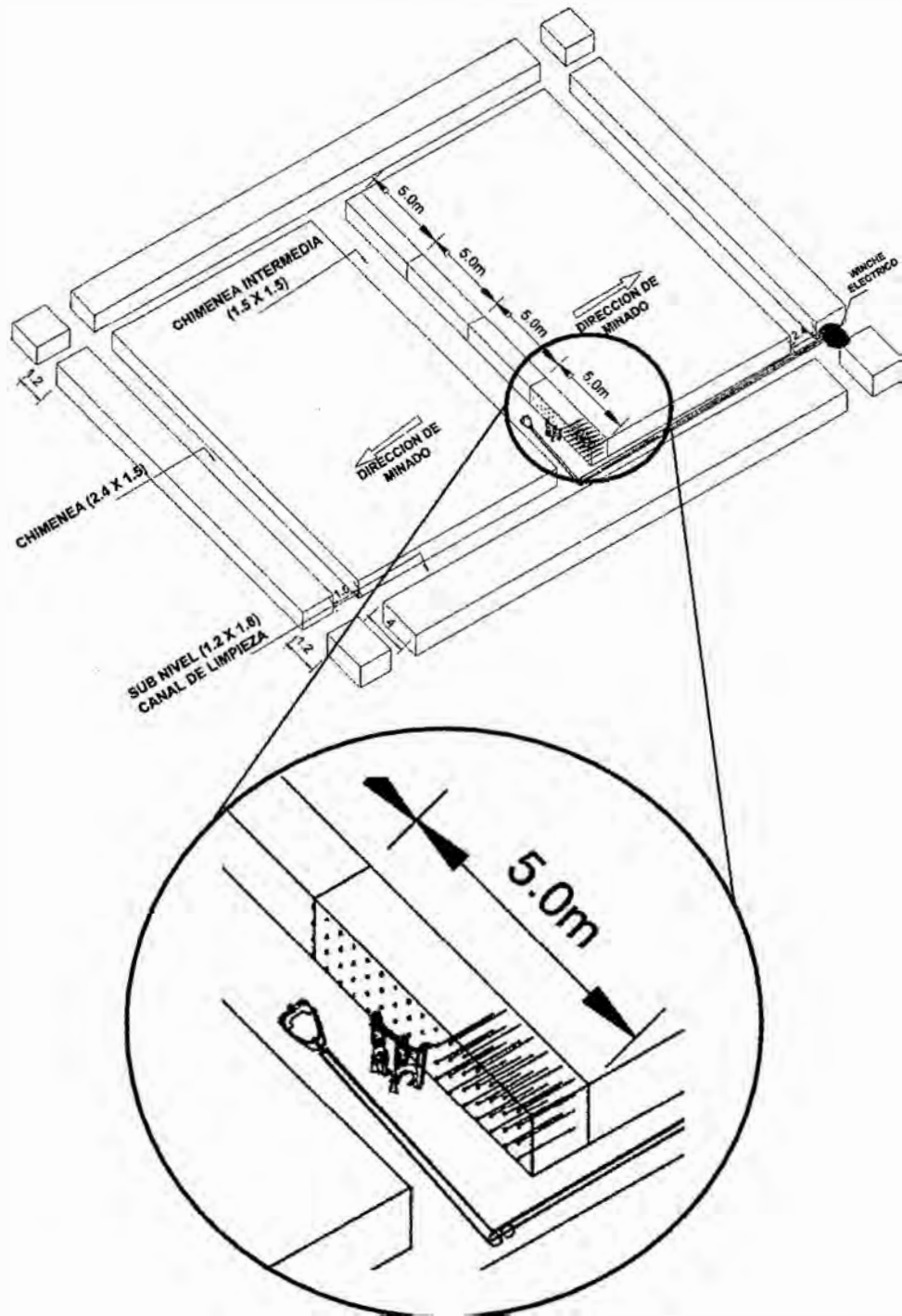


Figura 3.10: Perforación de taladros en el método Long Wall Mining
(Fuente: Elaboración propia)

3.3.1 EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Los equipos de perforación deben estar en perfectas condiciones de trabajo para lograr una perforación óptima se requiere presión de aire comprimido óptimo, es decir que la

presión de aire debe mantenerse entre 70 y 80 PSI. Porque presiones mayores a esta puede desgastar prematuramente los componentes de la máquina, presión de agua debe oscilar entre 50 a 60 PSI, para una óptima perforación; Los equipos de perforación utilizados en el método de explotación de Long Wall mining se especifican en el siguiente cuadro.

3.3.2 CÁLCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO

Determinaremos utilizando las siguientes relaciones matemáticas

Cálculo de Burden en Tajo Subterráneo $K_v = 1.96 - 0.27 \ln ERQD$

Dónde:

K_v : Factor de volabilidad.

ERQD : Índice de calidad de roca equivalente. $ERQD = RQD * J_{sf}$

RQD : Índice de calidad de roca

J_{sf} : Factor de corrección

1,0 Roca muy dura.

0,9 Roca dura.

0,8 Roca semidura.

0,7 Panizado

$$BT = (\emptyset * K_v / 12) * (P_d / \sigma_{td})^{1/2}$$

BT: Burden en pies.

\emptyset : Diámetro de taladro (pulg) (cuando el acoplamiento es 1) 1.5 pulg.

P_d : Presión de detonación 3402 Mpa Exadit 65%

σ_{td} : Resistencia a la tracción de la roca 10% de la resistencia a la compresión de la roca 8Mpa

σ_{cd} : Resistencia a la compresión de la roca 80Mpa.

Factor de volabilidad (K_v)

Índice de calidad de roca (RQD) (%) = 50

Índice de calidad de roca equivalente (%) = 45

$K_v = 0.93$

Burden (B) con diámetro ($\emptyset t$), como el cartucho = 7/8 pulg

B (pies) para Semexa 65% y Exablock = 35 cm

Calculo del espaciamiento $E = 1.5 \times B = 40 \text{ cm}$

De lo anterior se resume, para roca buena 30 cm de burden, y 40 cm de espaciamiento, para roca regular, 40 cm de burden, y también 40 cm de espaciamiento.

En las siguientes figuras se detallan la malla de perforación y el número de taladros para roca buena y roca regular, para una altura de minado de 1.5 m, potencia de veta menores 1.1 m

▪ MALLA DE PERFORACIÓN PARA ROCA BUENA



Figura 3.11: Esquema de distribución de los taladros de perforación para roca buena en el método Long Wall Mining (Fuente: Elaboración Propia)

una buena fragmentación del macizo rocoso según la recomendación de la fábrica, y así mismo se pudo constatar el uso de este explosivo en los tajos, arrojando buenos resultados.

Para el carguío de los taladros de techo o corona se utilizara Exadit 45, ya que este explosivo tiene una densidad de $1.02 \pm 3\%$, presión de detonación 73 Kbar y velocidad de detonación de 3400 ± 200 m/seg. Es recomendable para carguío en los taladros de techo o corona porque es ideal para realizar voladura controlada, en este caso para no alterar la caja techo de la labor.

- **Para roca regular o semidura:** para el carguío de los taladros de producción se utilizará Semexa 65

Para el carguío de los taladros de techo o corona se utilizara Exablock, ya que este explosivo tiene una densidad de $0.8 \pm 3\%$, presión de detonación 23 Kbar y velocidad de detonación de 2800 ± 200 m/seg. El uso de este explosivo recomendable para carguío en los taladros de techo o corona en los tajeos, por su baja densidad y potencia especialmente diseñado para reducir el daño al macizo rocoso circundante, en ideal el uso de este explosivo en el método Long Wall Minig en los taladros de corona para minimizar el daño a la caja techo de los tajos.

Los explosivos que se utilizaran para la voladura en las labores de desarrollo y preparación para la preparación del block para el método Long Wall Mining serán Gelatina Especial 75 en los taladros de arranque, Semexa 65 en los taladros de producción y Exadit 45 o Exablock en los taladros de corona según la dureza de la roca.

Los accesorios de voladura que se utilizaran son: Carmex de 7 pies y Mecha Rápida Z-

3.4.1 DISTRIBUCIÓN DE TALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA PARA ROCA BUENA

La distribución de taladros y la secuencia de salida se detallan en la figura 3.13

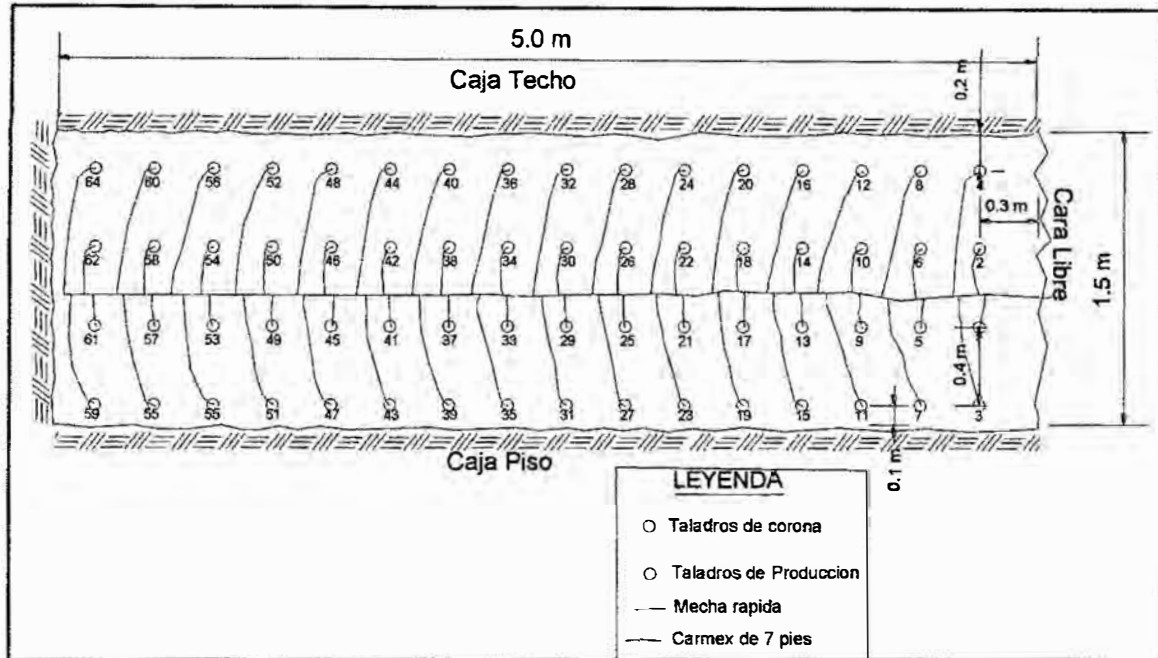


Figura 3.13: Distribución y secuencia de salida de los taladros para Roca Buena para método Long Wall Mining (Fuente: Elaboración Propia)



Figura 3.14: Malla de perforación y esquema de Carguió para Roca Buena (Fuente: Elaboración Propia)

3.4.2 DISTRIBUCIÓN DE TALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA PARA ROCA REGULAR

En la figura 3.15, se muestra la distribución de taladros y la secuencia de salida para la roca regular o semidura, así mismo se muestra las dimensiones del block altura de tajeo o minado, el burden y espaciamiento.

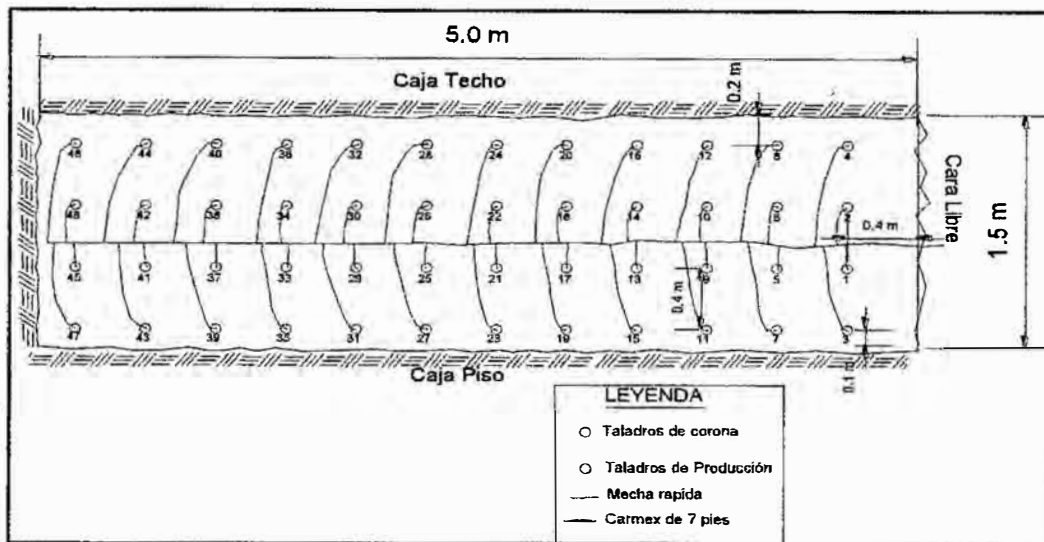


Figura 3.15: Distribución y secuencia de salida de los taladros para Roca Regular para método de Long Wall Mining

(Fuente: Elaboración Propia)

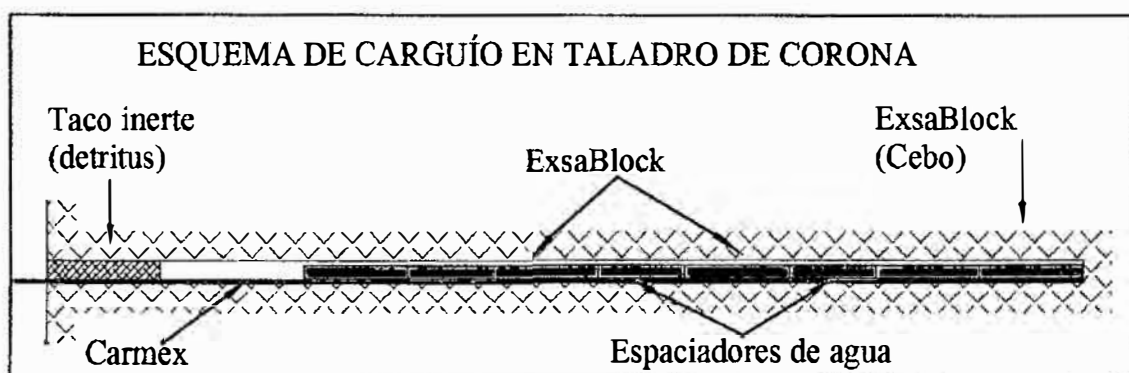


Figura 3.16: Malla de perforación y esquema de Carguío para Roca Regular

(Fuente: Elaboración Propia)

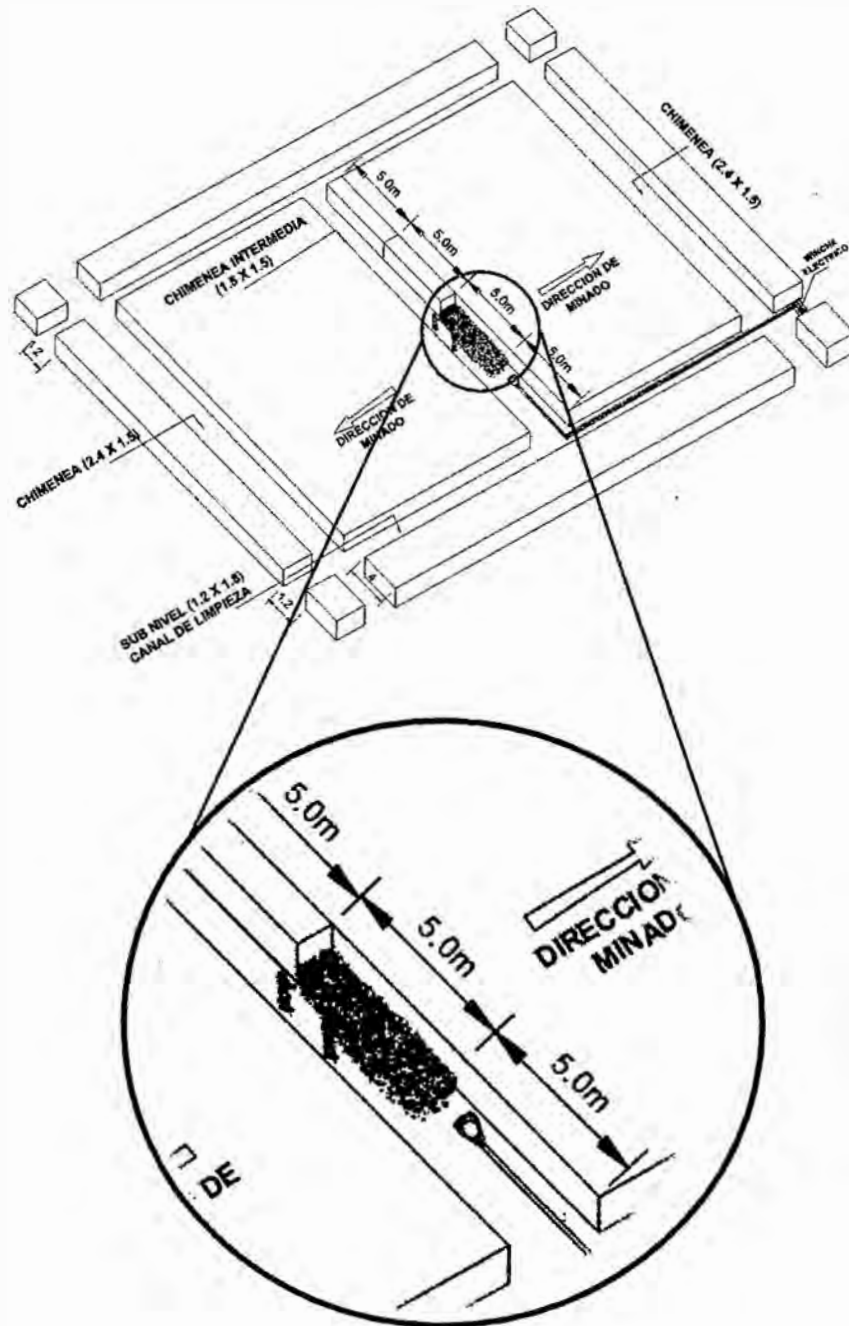


Figura 3.17: Voladura en el método de Long Wall Mining
(Fuente: Elaboración Propia)

3.5 LIMPIEZA DE MINERAL EN EL MÉTODO LONG WALL MINING

Para la limpieza de mineral en este método, se realizará utilizando winche eléctrico de 15 HP, así mismo se utilizará rastra de 42 pulgadas para el arrastre de mineral, la capacidad de

rastra que se usará es de 8 pies cúbicos, para el arrastre se usará cable de acero de 3/8 de pulgada y poleas o cabrestantes número 8.

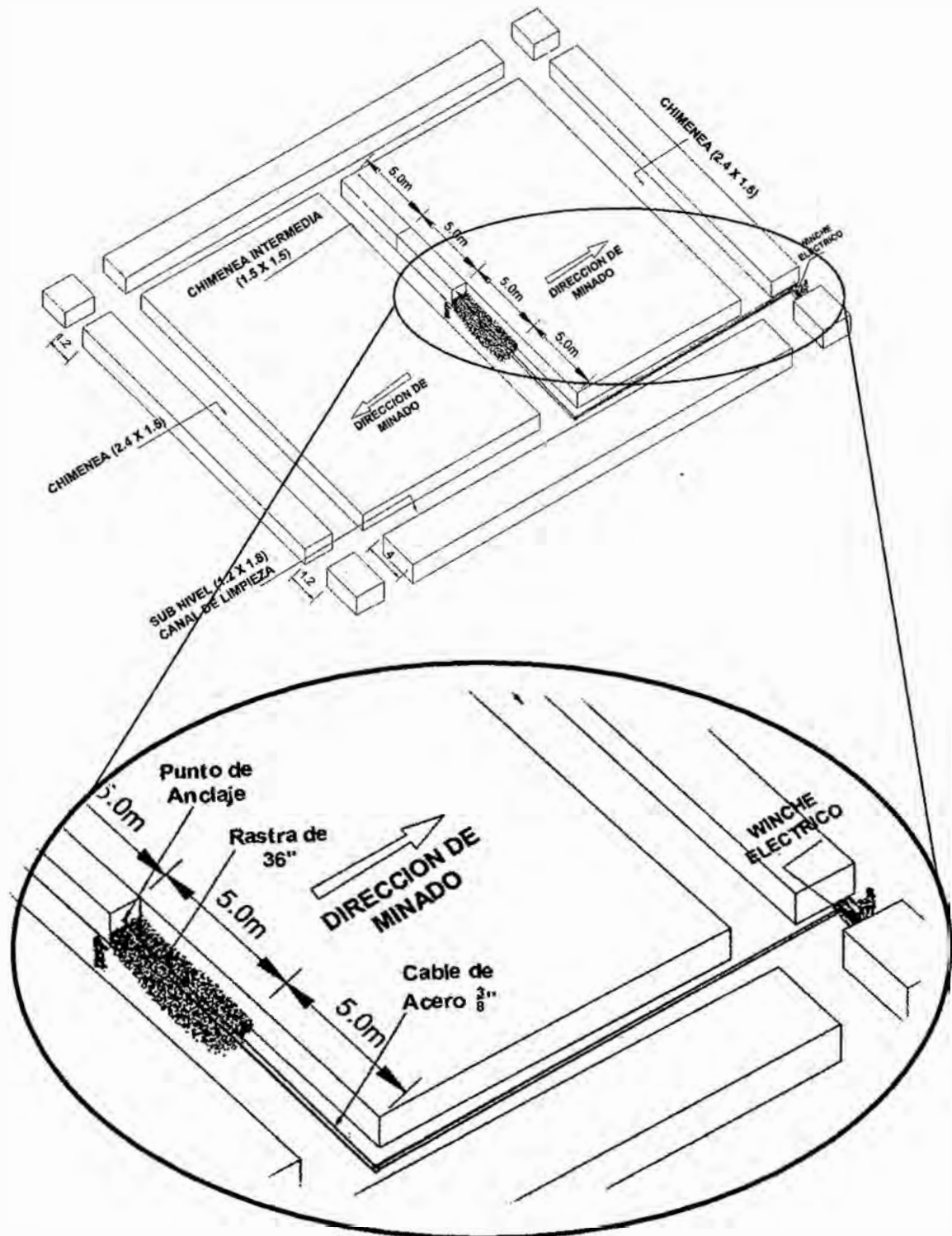


Figura 3.18: Limpieza con winche en forma de "L"

(Fuente: Elaboración Propia)



Foto 3.1: Rastra de 42 pulgadas para la limpieza de mineral en el Método Long Wall Mining

(Fuente: Propia)

3.6 SOSTENIMIENTO EN EL MÉTODO LONG WALL MINING

La fortificación o sostenimiento en el método Long Wall Mining, se realizará con puntales con cabezal de Jackpot, es un sostenimiento simple y efectivo, muy rápido de instalar, que brinda toda la seguridad necesaria, en el tajeo de blocks en rocas buenas y regulares, además no requiere del destreza del personal para su instalación, ya que se requiere disponer de redondos con diámetro de 8 pulgadas y Jackpots de 220mm.

De diámetro, cabe mencionar que el tiempo de instalación para el sostenimiento en comparación con cuadros de madera es rápido, ya que estos puntales para su instalación no requiere destajes como en caso del cuadro de madera, para la instalación de puntales con cabezal de Jackpot solo se requiere contar en dimensiones requeridas los puntales y colocar en el cabezal con Jackpot, y luego inyectar agua a 12 Mpa. De presión, y el efecto de sostenimiento empieza a actuar inmediatamente. Lo que se desea obtener es que el sostenimiento debe ser simple, fuerte, económico y efectivo.



Foto 3.2: Sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot en el método Long Wall Mining “TJ 162 (S/N 2877-N)-Tajo piloto”

(Fuente: Propia)

3.6.1 DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS DE PUNTALES PARA EL SOSTENIMIENTO

Los puntales que se utilizaran para el sostenimiento en el método de explotación Long Wall Mining son redondos de eucalipto con un diámetro que varía de 178 mm Ø a 203 Ø mm con la finalidad de garantizar una resistencia suficiente a la presión ejercida por la cajas techo y piso de las labores, así mismo facilitar el traslado y manipulación de los redondos para darle velocidad al minado.

3.6.2 DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS DE JACKPOT

El Jackpot es un elemento de sostenimiento expansivo -- plato de acero --aplicable en uno de los extremos del puntal de madera, de tal modo de que luego de su instalación optimiza el trabajo del puntal dándole mayor durabilidad y potencia de sostenimiento; los Jackpot de sostenimiento subterráneo de origen sudafricano que provee la empresa New Concept Mining son elementos complementarios de soporte que trabajan a presión hidráulica, son placas de acero a manera de platos de diferentes diámetros (ver figura 3.19), que encajan en los redondos (puntales) y que mediante la inyección de agua a presión deforma estos platos y bloquea activamente los puntales colocados.

La manera cómo actúa un puntal colocado con plantilla de madera es de forma pasiva, es decir, espera el relajamiento de la roca para comenzar a actuar. En cambio, complementando la colocación del puntal con los Jackpot, el sostenimiento con madera que es “pasivo” se transforma en un sostenimiento “activo”, capaz de actuar de manera inmediata sobre la roca, contrarrestando de manera efectiva el relajamiento de la roca a soportar.



Figura 3.19: Sostenimiento con Puntales con Cabezal de Jackpot y Diferentes presentaciones 140, 160, 175, 190, 220 y 260 mm de diámetro

(Fuente: Departamento de Logística-Marsa)

El principio o mecanismo de funcionamiento del Jackpot, es como se indica en las líneas anteriores, es decir: se inyecta agua a 10 a 12 MPa, en la siguiente figura se muestra el principio de funcionamiento.

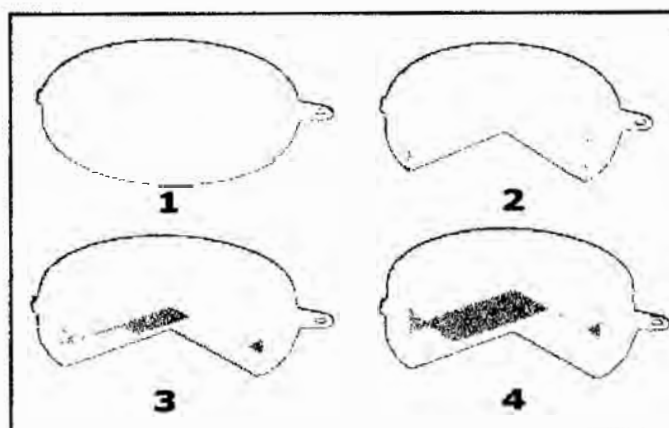


Figura 3.20: Principio de funcionamiento de Jackpot

3.6.3 CONSIDERACIONES PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO

Para la aplicación de sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot se debe tomar en cuenta las siguientes consideración de una y otro forma cumplen una función importante para el diseño de sostenimiento que los cuales son: la potencia de veta, altura minado, Buzamiento se la veta, presión ejercida sobre la caja techo, tiempo de minado del block, vida de la madera en función de las condiciones del área del trabajo, es decir La duración de la madera en la mina es muy variable, pues depende de las condiciones en que se trabaje. Por ejemplo:

- La madera verde o húmeda dura más tiempo que la madera seca, además facilita los trabajos de destaje
- La madera sin descortezar dura más que aquella que conserva la corteza.
- La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que aquella que no ha sido tratada, pero naturalmente su costo es mayor.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.
- Puede estimarse que la madera tiene una vida media que fluctúa entre 6 meses y un año de duración en condiciones buenas y/o favorables del ambiente de minado.

3.6.4 ESPESOR ÓPTIMO DEL PUNTAL

Básicamente el espesor de los puntales a utilizarse para sostenimiento va en función de los esfuerzos y/o presión que actúan en las cajas techo y piso, en función a ello se seleccionara el diámetro del puntal, y a la vez considerando el tiempo de minado del block, así mismo considerando la facilidad y maniobrabilidad del mismo.

3.6.5 DIÁMETRO ÓPTIMO DE JACKPOT

El diámetro de Jackpot se determina directamente en función del diámetro de puntal a utilizarse, que para el caso de sostenimiento con puntales en el método Long Wall Mining utilizaremos puntales de 8" de diámetro y por ende el diámetro de Jackpot que corresponde utilizar será de 220mm.

3.6.6 PROCEDIMIENTO PARA EL SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT EN EL MÉTODO LONG WALL MINING

Una vez concluida la limpieza de mineral de la tanda de disparo, seleccionar el diámetro del puntal adecuado para que soporte la voladura, desatar la caja techo, y preparar una superficie sólida y regular.

Marcar todos los puntos a colocar los puntales, y asegurarse que las marcas de los puntales estén en línea recta, la distancia entre los puntales será de 1.50 m x 1.50 m de eje a eje para para roca buena y de 1.20 m x 1.20 m de eje a eje para roca regular en ambos casos alineados para permitir la limpieza con la rastra de 42 pulgadas.

Limpiar la caja piso y preparar una superficie sólida, y luego medir la distancia entre la caja techo y la caja piso incluido el Jackpot, la medición debe ser perpendicular a las cajas

Se debe cortar el puntal exactamente a su medida, con un corte derecho reducirá la cantidad de bombeo requerida

Colocar el Jackpot en el puntal, martillar el puntal hasta que quede perpendicular a la caja techo y piso, es decir que quede a 90°

Luego se inyectara agua con la bomba de Jackpot como mínimo 10 Mpa y como máximo 12Mpa

En las siguientes figuras se muestra la secuencia de sostenimiento.

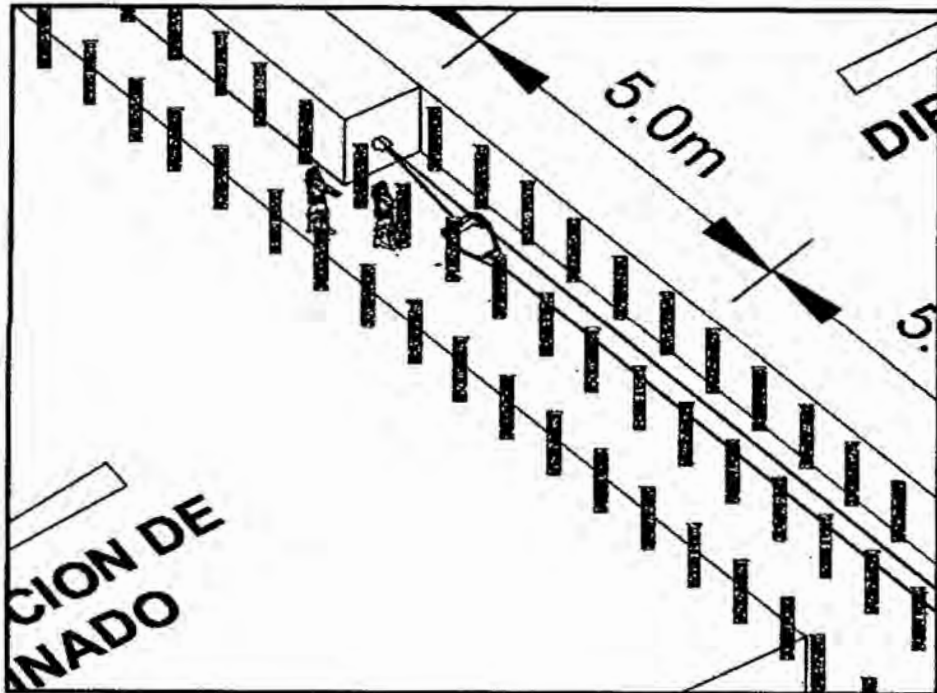


Figura 3.21: Instalación de puntales con Jackpot,
 Puntales están alineados para facilitar la limpieza
 (Fuente: Elaboración propia)

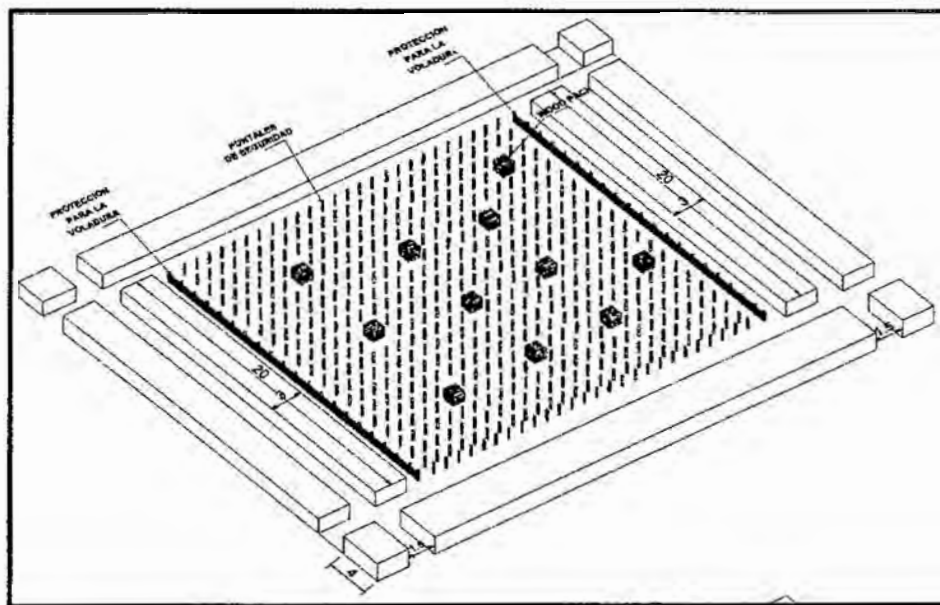


Figura 3.22: Muestra sostenimiento con puntales y Wood Pack que se va
 Instalando estratégicamente según que requiera
 (Fuente: Elaboración propia)

3.6.7 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL USO DE PUNTALES CON CABEZAL DE JACK POT

3.6.7.1 VENTAJAS DE USO DE PUNTAL CON CABEZAL DE JACKPOT

Las ventajas que genera el uso de Puntal con cabezal de Jackpot son considerables tales como:

- Se adecua muy bien a las cajas irregulares, y aprovecha su máxima resistencia del puntal.
- Evita hacer doble tarea de sostenimiento en un mismo corte, sucede que cuando se coloca con plantilla los puntales se caen en el disparo siguiente.
- Reduce el tiempo de instalación de un puntal de 30min a 15min, esto por la eliminación de actividades previas como por ejemplo, preparación de la plantilla, patillas, bloqueo, etc.
- Permite llevar alineados y distanciados los puntales en todos los cortes, debido a la facilidad de adherencia a las cajas.
- Desde el punto de vista de seguridad, permite un bloqueó efectivo soportando el techo después de un disparo.
- Origina mejores condiciones de trabajo y ambientes mucho más seguros.

3.6.7.2 DESVENTAJAS DE USO DE PUNTAL CON CABEZAL DE JACKPOT

Las desventajas que genera el uso de puntales con cabezal de Jackpót son mínimos a comparación de la productividad que genera con este tipo de sostenimiento el método de explotación Long Wall Mining, las desventajas que genera son los siguientes:

- Generan costos fijos en mantenimiento de bombas y remplazo de accesorios.
- Traslado de bombas para la instalación de Jackpót de una labor a una segunda.
- Mayor costo como elemento de soporte.
- Requiere capacitación permanente en el uso de estos elementos de sostenimiento

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 RESULTADOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL METODO LONG WALL MINING

En el análisis de perforación y voladura se determinará el factor de perforación, factor de carga, factor de potencia, volumen roto por disparo, para el tipo de roca buena y regular, así mismo haremos un cuadro comparativo con los métodos de explotación convencional que actualmente se aplican en Marsa.

4.1.1 DATOS TÉCNICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ROCA BUENA

En los siguientes cuadros se detallan las características técnicas tanto de perforación y voladura, y los indicadores; los datos y los análisis realizados son del tanda de perforación y disparo ver figura 3.10, en donde la longitud de tanda se refiere al tramo de perforación, es decir desde la cara libre del block hasta la última fila de taladros, altura de tajeo se refiere al atura de minado, ancho se refiere al avance en función al longitud de taladro por supuesto considerando las eficiencias de perforación y voladura que estimando viene a ser 1.56 m

Cuadro 4.1: Dimensiones de tanda por disparo en método Long Wall Mining.

DIMENSIONES POR TANDA DE DISPARO EN LWM (PARA ROCA BUENA)				
Descripción	Longitud (m)	Altura de Tajeo (m)	Ancho (m)	Volumen de mineral (m³)
Dimensiones	5	1.5	1.56	11.7

(Fuente: Elaboración propia)

Cuadro 4.2: Distribución de carga explosiva en el método Long Wall Mining.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA EN LWM (PARA ROCA BUENA)				
Descripción	Nº de taladros por Tanda	Cartuchos por Taladro	Total de cartuchos	Espaciadores de agua
Taladros de corona	16	5	80	0
Taladros de producción	48	6	288	0
Total	64	5.5	368	0

Cuadro 4.3: Accesorios y explosivo que serán utilizadas en método Long Wall Mining

ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS EN LWM (PARA ROCA BUENA)				
Mecha Rápida Z-18 (m)	Carmex (Unid.)	Semexa 65 (Und.)	Exadit 45 (Und.)	Kg. de Explosivo
15	64	288	80	29.41

4.1.2 DATOS TÉCNICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ROCA REGULAR

En los siguientes tres cuadros se detallan las características técnicas tanto de perforación y voladura para roca regular o semidura.

Cuadro 4.4: Dimensiones de tanda por disparo en método Long Wall Mining.

DIMENSIONES POR TANDA DE DISPARO EN LWM (PARA ROCA REGULAR)				
Descripción	Longitud (m)	Altura de Tajero (m)	Ancho (m)	Volumen de mineral (m³)
Dimensiones	5	1.5	1.58	11.85

(Fuente: Elaboración propia)

Cuadro 4.5: Distribución de carga explosiva en el método Long Wall Mining.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA EN LWM (PARA ROCA REGULAR)				
Descripción	N° de taladros por Tanda	Cartuchos por Taladro	Total de cartuchos	Espaciadores de agua
Taladros de corona	12	4	48	36
Taladros de producción	36	5	180	0
Total	48	4.5	228	36

Cuadro 4.6: Accesorios y explosivo que serán utilizadas en Método Long Wall Mining

ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS EN LWM (PARA ROCA REGULAR)				
Mecha Rápida Z-18 (m)	Carmex (Unid.)	Semexa 65 (Und.)	Exadit 45 (Und.)	Kg. de Explosivo
15	48	180	48	18.23

(Fuente: Elaboración propia)

4.1.3 DETERMINACIÓN DE INDICADORES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ROCA BUENA Y REGULAR

En el siguiente cuadro se detallan, los rendimientos de perforación y voladura, y así mismo los factores de carga, los datos para el cálculo de los rendimientos y factores de este cuadro, provienen del campo, y los otros de los cuadros 4.1 al 4.6.

Cuadro 4.7: Resultado y/o indicadores del análisis de perforación y voladura

Descripción	Unidades	Roca Buena	Roca Regular	Observaciones
Longitud de Barra	Pies	6	6	Dato de campo
Longitud de taladro	Mtrs.	1.7	1.7	Dato de campo
Avance por disparo	Mtrs.	1.56	1.58	Dato de campo
Densidad del mineral	Ton/m ³	3.15	3.15	Dato de Depart. 'de Geomecanica
Eficiencia de Perforación	%	93	93	Cálculo
Eficiencia de Voladura	%	92	93	Cálculo
Factor de Perforación	Mtrs/m ³	9.3	6.9	Cálculo con los datos de los Cuadros 4.1, 4.2, 4.4, 4.5
Factor de Carga	Kg/m ³	2.51	1.54	Cálculo con los datos de los Cuadros 4.1, 4.3, 4.4, 4.6
Factor de Potencia	Kg/ton.	0.80	0.49	Cálculo con los datos de los Cuadros 4.1, 4.3, 4.4, 4.6

(Fuente: Elaboración propia)

4.1.4 CUADRO COMPARATIVO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, DE LOS METODOS TE, TL VS LWM PARA ROCA BUENA

En el cuadro 4.8, se muestran los resultados de los otros métodos de explotación convencional aplicados en Marsa, así mismo los datos que indican el cuadro para los métodos de TE y TL son tomados de los indicadores mensuales procesadas por la contrata minera Tauro S.A.C. y comparados con los resultados del Método LWM, en donde se demuestra las ventajas de este método frente a los otros métodos, que los más resaltantes son como la altura de minado, en el factor de potencia y por toneladas por hombre guardia; este análisis es para tipo de roca Buena.

Cuadro 4.8: Comparativo de los indicadores del método TE, TL vs LWM, para el tipo de roca Buena.

Descripción	Unidades	Corte y relleno Ascendente (TE)	Long Wall (TL)	Long Wall Mining (LWM)	Mini graficos
Guardias por Disparo	Gdia/disp.	1.5	1.45	3.2	
Tareas por Guardia	Tar/disp.	2.2	2.2	2.5	
Longitud de Corte	Mtrs.	1.5	1.5	5	
Ancho de Corte (Promedio)	Mtrs.	1.56	1.56	1.56	
Altura de Minado	Mtrs.	1.85	1.85	1.5	
Potencia de Veta (Promedio)	Mtrs.	1.1	1.1	1.1	
Taladros por Disparo	Unid.	24	22	64	
Volumen de Mineral por Disparo	M3/disp.	4.3	4.3	11.7	
Toneladas de Mineral por Disparo	Ton/disp.	13.6	13.6	36.9	
Toneladas de Mineral por Taladro	Ton/tal.	0.57	0.62	0.58	
Factor de Perforación	Mtrs/m3	9.42	8.64	9.30	
Factor de Potencia	Kg/ton.	0.86	0.78	0.80	
Toneladas de Mineral por Hombre-Guardia	Ton/h-g	4.1	4.3	4.6	

(Fuente: Elaboración Propia)

4.1.5 CUADRO COMPARATIVO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, DE LOS MÉTODOS TE, TL VS LWM PARA ROCA REGULAR

De la misma forma que se hizo análisis para el tipo de roca buena, también se hizo el análisis para roca regular, en el cuadro 4.9 se muestra los detalles de los resultados para este tipo de roca.

Cuadro 4.9: Comparación de indicadores método TE, LW vs Long Wall Mining para tipo de roca regular.

Descripción	Unidades	Corte y relleno Ascendente (TE)	Long Wall (TL)	Long Wall Mining (LWM)	Mini graficos
Guardias por Disparo	Gdia/disp.	1.5	1.5	3.3	
Tareas por Guardia	Tar/d'is p	2.2	2.2	2.5	
Longitud de Corte	Mtrs.	1.5	1.5	5	
Ancho de Corte (Promedio)	Mtrs.	1.56	1.56	1.56	
Altura de Minado	Mtrs.	1.85	1.85	1.5	
Potencia de Veta (Promedio)	Mtrs.	1.1	1.1	1.1	
Taladros por Disparo	Unid.	18	18	48	
Volumen de Mineral por Disparo	M3/disp.	4.3	4.3	11.85	
Toneladas de Mineral por Disparo	Ton/disp.	13.6	13.6	37.3	
Toneladas de Mineral por Taladro	Ton/tal.	0.76	0.76	0.78	
Factor de Perforación	Mtrs/m3	7.07	7.07	6.89	
Factor de Potencia	Kg/ton.	0.71	0.65	0.49	
Toneladas de Mineral por Hombre-Guardia	Ton/h-g	4.1	4.1	4.5	

(Fuente: Elaboración Propia)

4.1.6 CUADRO COMPARATIVO PROMEDIO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, DE LOS MÉTODOS TE, TL VS LWM

Es el resultado promedio del análisis de perforación y voladura tanto de roca buena y roca regular, es el mismo cuadro de los anteriores, solo que en este caso los datos son los promedios de los cuadros casos.

Cuadro 4.10: Resultado promedio del análisis de perforación y voladura de los métodos TE, TL vs LWM

Descripción	Unidades	Corte y relleno Ascendente (TE)	Long Wall (TL)	Long Wall Mining (LWM)	Mini graficos
Guardias por Disparo	Gdia/disp.	1.5	1.475	3.25	
Tareas por Guardia	Tar/disp.	2.2	2.2	2.5	
Longitud de Corte	Mtrs.	1.5	1.5	5	
Ancho de Corte (Promedio)	Mtrs.	1.56	1.56	1.56	
Altura de Minado	Mtrs.	1.85	1.85	1.5	
Potencia de Veta (Promedio)	Mtrs.	1.1	1.1	1.1	
Taladros por Disparo	Unid.	21	20	56	
Volumen de Mineral por Disparo	M3/disp.	4.33	4.33	11.78	
Toneladas de Mineral por Disparo	Ton/disp.	13.64	13.64	37.09	
Toneladas de Mineral por Taladro	Ton/tal.	0.66	0.69	0.68	
Factor de Perforación	Mtrs/m3	8.25	7.85	8.09	
Factor de Potencia	Kg/ton.	0.78	0.72	0.64	
Toneladas de Mineral por Hombre-Guardia	Ton/h-g	4.13	4.20	4.57	

(Fuente: Elaboración Propia)

4.1.7 GRANULOMETRÍA

Cuando se hace la voladura no solo consiste en arrancar la roca del in situ, si no también es muy importante obtener una granulometría adecuada, por lo tanto el objetivo es obtener una granulometría menores o iguales a 20cm por esto optimiza la limpieza



Foto 4.1: Muestra las imagines de granulometría obtenida de la voladura

4.2 EQUIPOS DE LIMPIEZA EN EL MÉTODO LONG WALL MINING

En esta fase se detalla las características del equipo de limpieza (Winche) y los requerimientos para hacer efecto este propósito, y así mismo también se hace un cuadro comparativo de las características y requerimientos de los equipos de limpieza que se vienen utilizando en los otros métodos de explotación en Marsa. También por otro lado cabe mencionar que el en cuadro 4.11, se hace la comparación de requerimientos, capacidades y rendimientos para cada método de explotación, y en las figuras 4.1 y 4.2, muestran el modo y/o el mecanismo de limpieza en el método corte relleno ascendente y el método Long Wall Mining.

Además se muestra los puntos de anclaje que requiere cada método de explotación, porque cuantos más puntos de anclaje existe requiere mayor manipulación en los cambios de rondanas o poleas, así mismo también se requiere mayor cantidad de estos y por ende se incrementa el costo de producción de mineral y también influye en el rendimiento de limpieza, también cabe mencionar que cuando existe mayores tramos de limpieza existe mayor manipulación en el cambio de cables y poleas, esto retrasa en ciclo de minado.

El objetivo de esto es ver las ventajas que ofrece, en la limpieza de este método de explotación en cuestión con respecto a los otros métodos convencionales que actualmente se aplican.

Cuadro 4.11: Características del equipo de limpieza para método de Long Wall Mining

Descripción	Dimensiones	Equivalencia
Capacidad de Winche	15HP	11.18 Kwatt
Capacidad de Rastra	8 pies 3	0.22m ³
Ancho de Rastra	42 Pulg	1.07 m
Diametro de cable de Acero	3/8 Pulg	0.38 cm

(Fuente: Elaboración Propia)

Cuadro 4.12: Comparación de los requerimientos de equipo de limpieza (winche), capacidades y rendimiento entre los métodos TE, TL vs LWM

Requerimiento	Corte y relleno Ascendente (TE)	Long Wall (TL)	Long Wall Mining (LWM)
Winche de 15 HP	1	1	1
Rastra 8pies3 de capacidad	1	1	1
Rastra de 42 " de ancho	1	1	1
Cable de Acero 3/8"	90m	90 m	90 m
Poleas N° 8	5	2	2
Labores Adicionales	Se requiere abrir ventanas cada vez cuando se cambia de canal de rastillaje	No se requiere ningún labor adicional	No se requiere ningún labor adicional
Puntos de anclaje para la rastra	3	2	2
Tramos de rastillaje	2	2	2
Limpieza adicional	Requiere limpieza manual al canal de rastillaje	No se requiere limpieza manual	No se requiere limpieza manual
Tiempo de limpieza (horas)	3.1	2.5	4.7
Eficiencia y/o rendimiento de limpieza a 40 metros de distancia (Ton/hora)	4.40	5.45	7.94

(Fuente: Elaboración Propia)

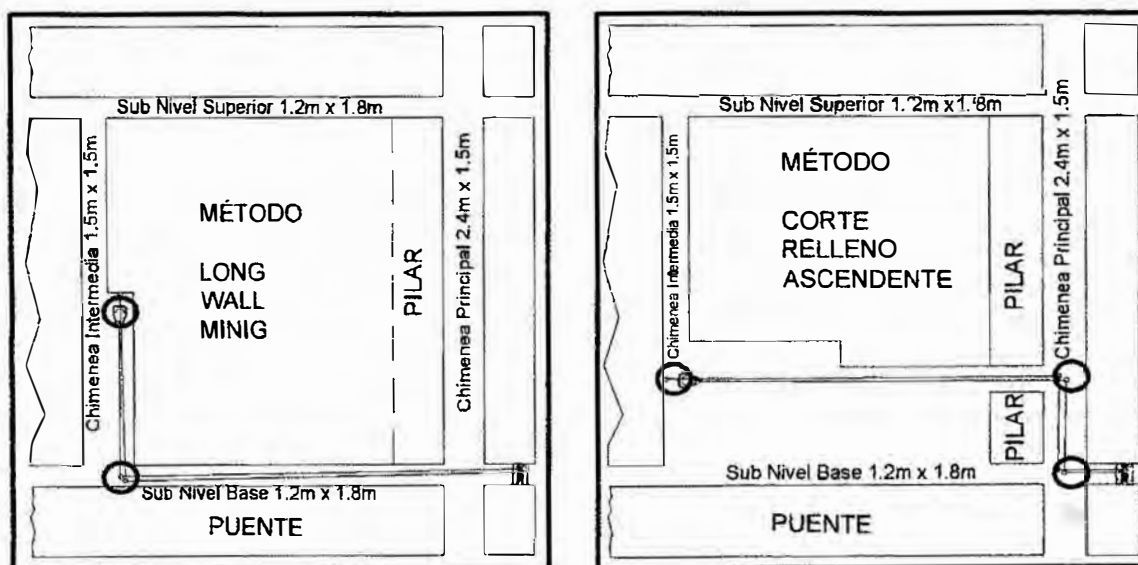


Figura 4.1: Puntos de anclaje y tramos de limpieza en el método LWM y TE en donde se muestra claramente la diferencia entre ambos métodos

(Fuente: Elaboración propia)

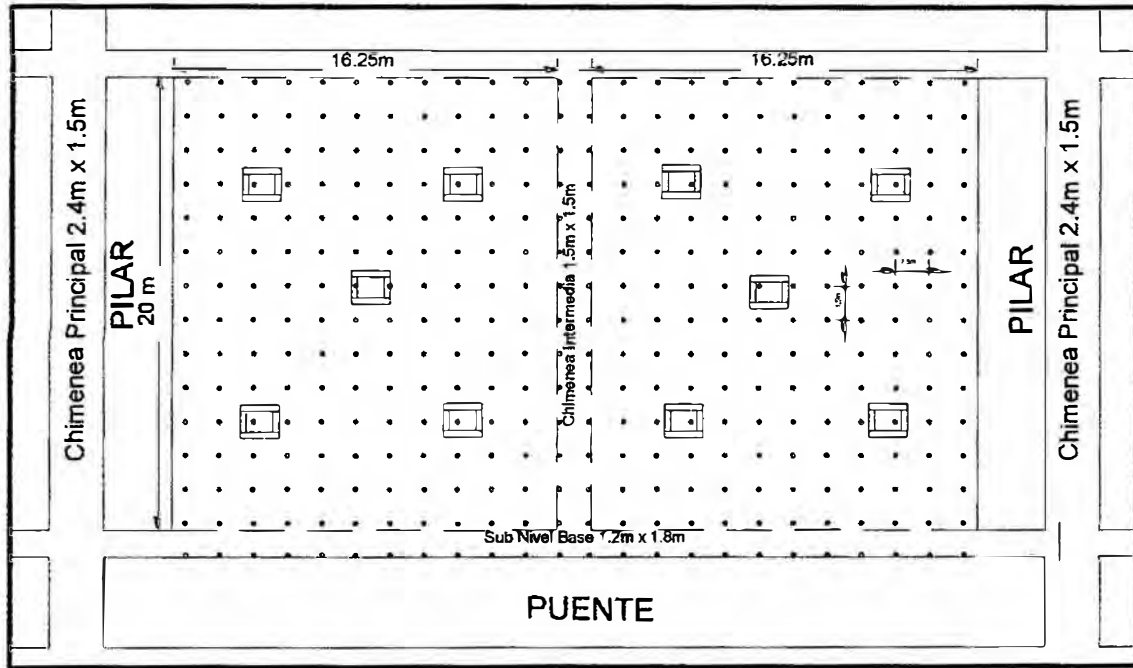


Figura 4.2: Distribución de puntales con cabezal de Jackpot y los Wood Pack en el método LWM, en roca Buena

(Fuente: Elaboración Propia)

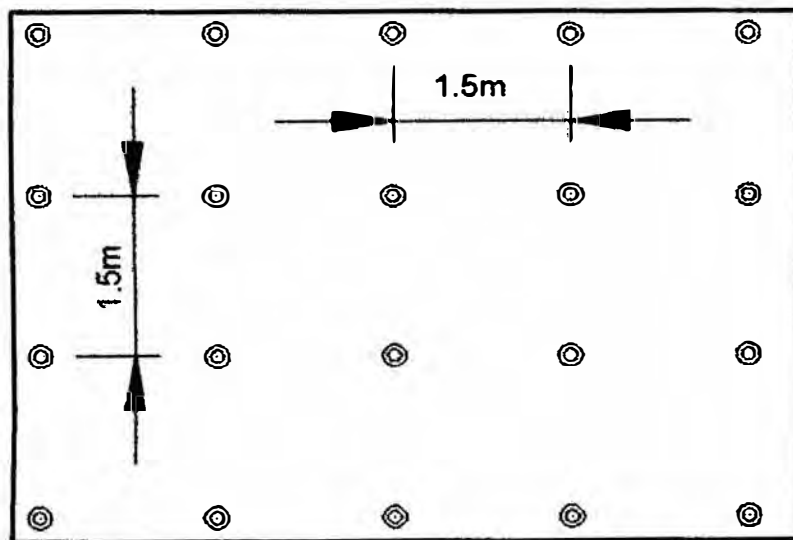


Figura 4.3: Espaciamiento de puntales en el método LWM, para roca buena

(Fuente: Elaboración Propia)

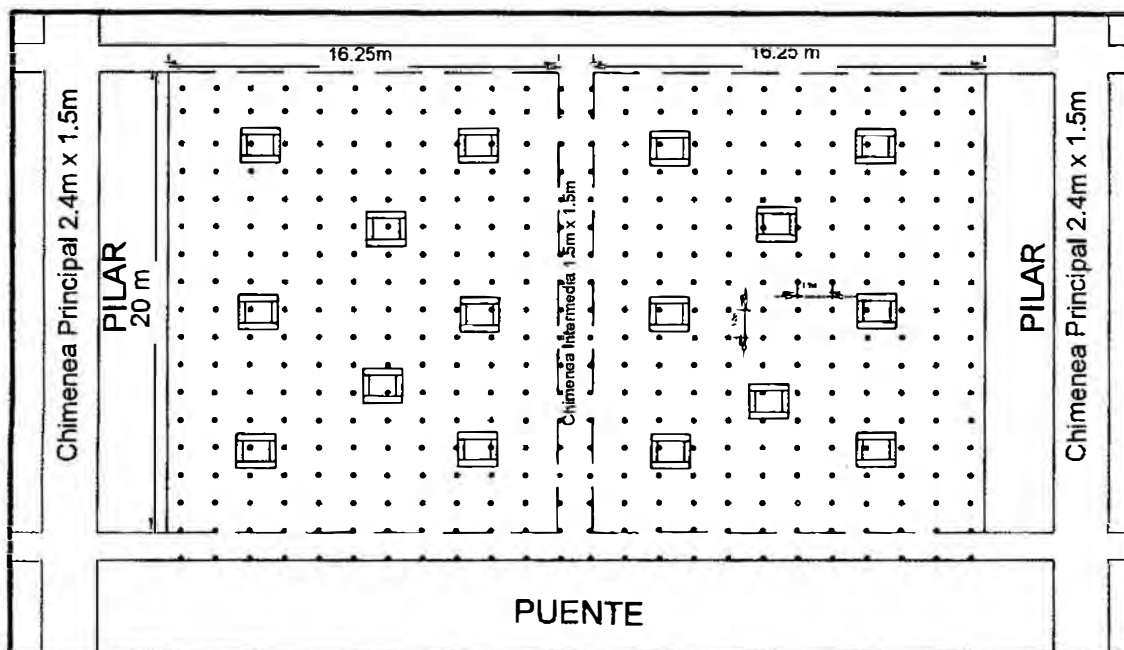


Figura 4.4: Distribución de puntales con cabezal de Jackpot y los Wood Pack en el método LWM, para roca regular

(Fuente: Elaboración Propia)

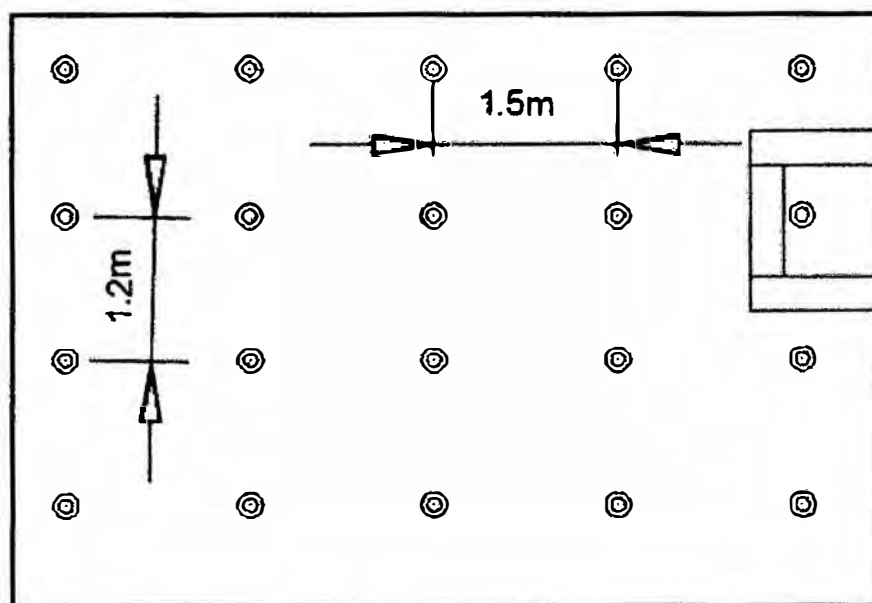


Figura 4.5: Espaciamiento de puntales en el método LWM, para roca regular

(Fuente: Elaboración Propia)

4.3.2 CONSUMO DE MADERA EN EL SOSTENIMIENTO

El consumo de madera juega rol importante en el costo unitario de producción de mineral, por lo que es determinante la cantidad de madera a consumir; para lo cual analizamos y comparamos el consumo de madera para los tipos de roca que es aplicable en el Método Long Wall Mining, y así mismo también en los cuadros se muestra la comparación de consumo de madera de los otros métodos de explotación que actualmente se aplican.

En el método de explotación Long Wall Mining, el consumo de madera varía de acuerdo al tipo de roca a sostener, es decir si hacemos el sostenimiento en tipo de roca buena o regular, también varía en función a la potencia de veta, altura de minado, comportamiento de los esfuerzos sobre las cajas de las estructuras mineralizadas, porque cuando hay mayor esfuerzo se requiere reforzar el sostenimiento, en este caso el sostenimiento de puntales con cabezal de Jackpot se refuerza instalando los Wood Pack.

4.3.2.1 CÁLCULO DE CANTIDAD DE MADERA REQUERIDA PARA SOSTENIMIENTO

La cantidad de madera requerida calculamos para roca buena y roca regular, para lo cual estimaremos el ratio de consumo de madera en Kilogramos de madera por tonelada de mineral producida.

Para calcular la cantidad de madera requerida para roca dura tomaremos como referencia las figuras 4.3 y 4.4 porque en esas figuras se muestra la simulación de cantidad de puntales instaladas por block, y así mismo también se detalla el espaciamiento de los puntales con cabezal de Jackpot, porque estos datos son necesarios para determinar la cantidad de madera requerida.

Para evitar el consumo excesivo de madera por desperdicios, es decir retazos de madera que quedan después de cada sostenimiento con cuadro como producto de cortes de los redondos, es necesario planificar la cantidad de madera a usar en función de la potencia de veta, porque los block ya cuentan con potencias de veta estima, por ello se debe hacer requerimiento de madera de diferentes medidas ya especificadas, desde el acerradero ya debe ingresar al interior mina ya con dimensiones especificadas para las zonas requeridas.

También cabe mencionar que, en los Wood Pack se utilizan madera que no se pueden usar en cuadros ni en puntales porque estos redondos son aquellos que tienen rajaduras que los cuales no sirven para hacer destajes además de eso suele rajarse inmediatamente después de su instalación, es por eso que estos redondos que vienen con rajaduras no se utilizan en cuadros ni en puntales, pero para los Wood Pack , no presentan ningún inconveniente ya que los esfuerzos sobre esto actúan en forma perpendicular al eje de los redondos y no como en los cuadros ni puntales que actúan en el eje longitudinal, es por esta razón que lo anillados de madera funcionan perfectamente.

- **Toneladas Métricas de mineral por block**

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
Ancho del Block	32.5	m
Largo del Block	20	m
Altura de Minado	1.5	m
Potencia de Veta promedio	1.1	m
Inclinación de Tajo	10	°
Area del Block	660	m ²
Volumen de mineral diluido por Block:	990	m ³
Toneladas de mineral por Block	3,119	TM

- **Consumo de madera por block para roca buena (Kg de madera/TM de mineral)**

Cuadro 4.13: Ratio de consumo de madera en el método LWM (Para roca Buena)

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
Longitud del puntales	1.45	cm
Diametro del puntal	20.0	cm
Espaciamiento de puntales en Columna	1.5	m
Espaciamiento de puntales en Fila	1.5	m
Ancho del block a sostener	34	m
Largo del block a sostener	21.2	m
Area a sostener con puntales	721	m ²
Puntales por block	360	Unid
Puntales por m ²	0.50	Unid
Wood Pack por block	10	Pza
Vueltas por Wood Pack	6	Vlt
Redondospor Vuelta	4	Unid
Redondos en Wood Pack por block	240	Unid
Peso de puntal (promedio)	69.58	Kg
Peso de redondos de Wood Pack (promedio)	69.58	Kg
Total de madera por block (Kg)	41,748	Kg
Ratio de consumo	13.39	Kg/TM

(Fuente: Elaboración propia)

- **Consumo de madera por block en tipo de roca regular (Kg de madera/TM de mineral)**

Cuadro 4.14: Ratio de consumo de madera en el método LWM (Para roca Regular)

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
Longitud del puntales	1.45	cm
Diametro del puntal	20.0	cm
Espaciamiento de puntales en Columna	1.2	m
Espaciamiento de puntales en Fila	1.5	m
Ancho del block a sostener	34	m
Largo del block a sostener	21.2	m
Area a sostener con puntales	721	m ²
Puntales por block	432	Unid
Puntales por m ²	0.60	Unid
Wood Pack por block	16.0	Pza
Vueltas por Wood Pack	6.0	Vlt
Redondospor Vuelta	4.0	Unid
Redondos en Wood Pack por block	384.0	Unid
Peso de puntal (promedio)	69.58	Kg
Peso de redondos de Wood Pack (promedio)	69.58	Kg
Total de madera por block (Kg)	56,777	Kg
Ratio de consumo	18.21	Kg/TM

(Fuente: Elaboración propia)

4.3.2.2 COMPARACIÓN DE CONSUMO DE MADERA ENTRE LOS METODOS TE, TL VS LWM.

En la explotación de tajos con sostenimiento con cuadros de madera o puntales, el consumo de madera va a variar en todo los métodos de explotación que son sostenidos con madera, de acuerdo al tipo de roca, por lo tanto hacemos una comparación de consumo de madera por método de explotación, con la finalidad ver la diferencia de consumo entre los métodos de explotación TE, TL vs LWM, estos detalles se muestra en el cuadro 4.12, los datos que contienen dicho cuadro para los métodos TE y TL se han recopilado del campo y del área de costo de E.C.M. TAURO.

Cuadro 4.15: Datos comparativos de consumo de madera entre TE, TL vs LWM

(Para Roca Buena)

DESCRIPCIÓN	UNID.	PESO (KG)	TE		TL		LWM		OBSERVACIÓN
			CANTIDAD (UND.)	PESO (KG)	CANTIDAD (UND.)	PESO (KG)	CANTIDAD (UND.)	PESO (KG)	
Redondos 8" X 6 2/3'	PZA	69.85	648	45263	618	43167	360	25146	Postes, sombreros, Puntales
Redondos 6" X 10'	PZA	58.90	150	8806	158	9277	-	-	Tirantes
Redondos 6" X 10'	PZA	58.90	299	17611	273	16080	-	-	Cribing
Redondos 8" X 6 2/3'	PZA	69.85	-	-	-	-	240	16764	Wood Pack
TOTAL				71,679		68,524		41,910	

(Fuente: Elaboración propia)

Cuadro 4.16: Comparativo de consumo de madera entre TE, TL vs LWM

(Para Roca Regular)

DESCRIPCIÓN	UNID.	PESO (KG)	TE		TL		LWM		OBSERVACIÓN
			CANTIDAD (UND.)	PESO (KG)	CANTIDAD (UND.)	PESO (KG)	CANTIDAD (UND.)	PESO (KG)	
Redondos 8" X 6 2/3'	PZA	69.85	648	45263	628	43866	432	30175	Postes, sombreros, Puntales
Redondos 6" X 10'	PZA	58.90	150	8806	158	9277	-	-	Tirantes
Redondos 6" X 10'	PZA	58.90	299	17611	294	17317	-	-	Cribing
Redondos 8" X 6 2/3'	PZA	69.85	192	13,411	192	13411	384	26822	Wood Pack
TOTAL				85,091		83,870		56,998	

(Fuente: Elaboración propia)

Cuadro 4.17: Resumen de consumo de madera (Kg) por block y por método de explotación

(Para Roca Buena y Roca Regular)

DESCRIPCION	TE	TL	LWM
Consumo de Madera (Kg) Para Roca Buena	71,679	68,524	41,910
Consumo de Madera (Kg) Para Roca Regular	85,091	83,870	56,998

(Fuente: Elaboración propia)

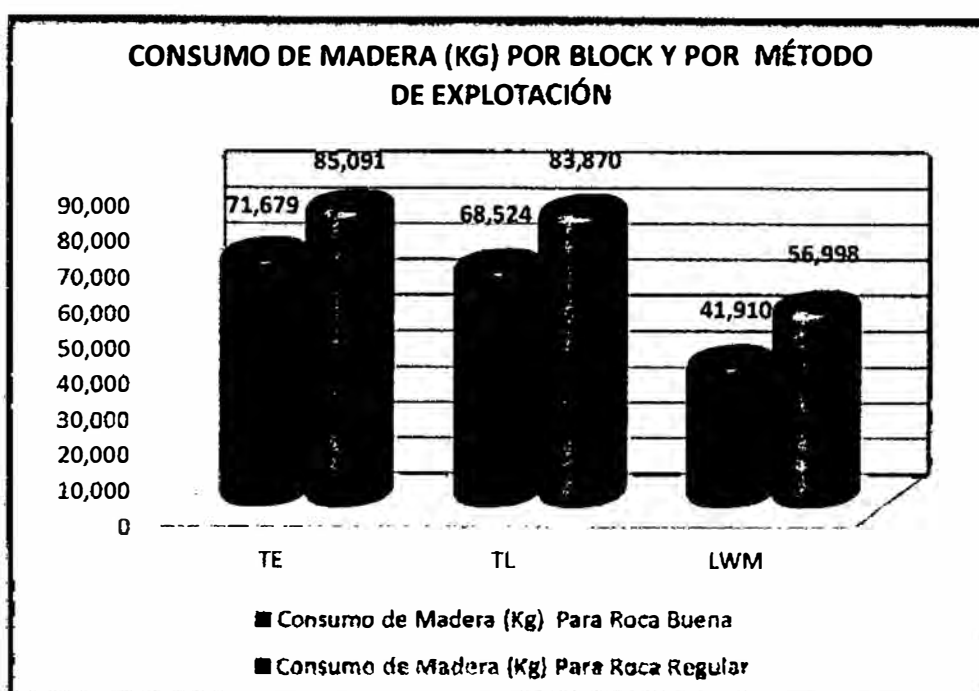


Figura 4.6: Consumo de madera por block, tal como se muestra en el indicador de barras la diferencia de consumo de madera del LWM con respecto al TE y TL.

(Fuente: Elaboración propia)

Cuadro 4.18: Resumen de consumo de madera (Kg/TM) y por método de explotación

(Para Roca Buena y Roca Regular)

DESCRIPCIÓN	TE	TL	LWM
Toneladas métricas de mineral por block (TM)	3,119	3,119	3,119
Consumo de Madera (Kg/TM) para Roca Buena	22.98	21.97	13.44
Consumo de Madera (Kg/TM) para Roca Regular	27.28	26.89	18.28

(Fuente: Elaboración propia)

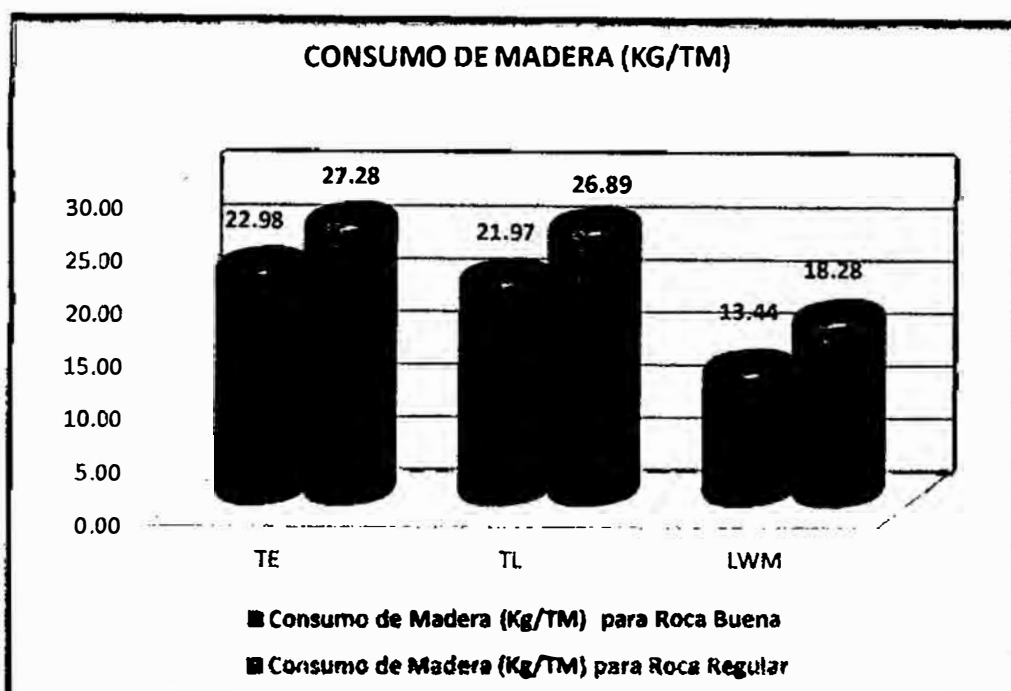


Figura 4.7: Consumo de madera (Kg/TM), las barras muestra la diferencia de consumo de madera del LWM con respecto al TE y TL.
(Fuente: Elaboración propia)

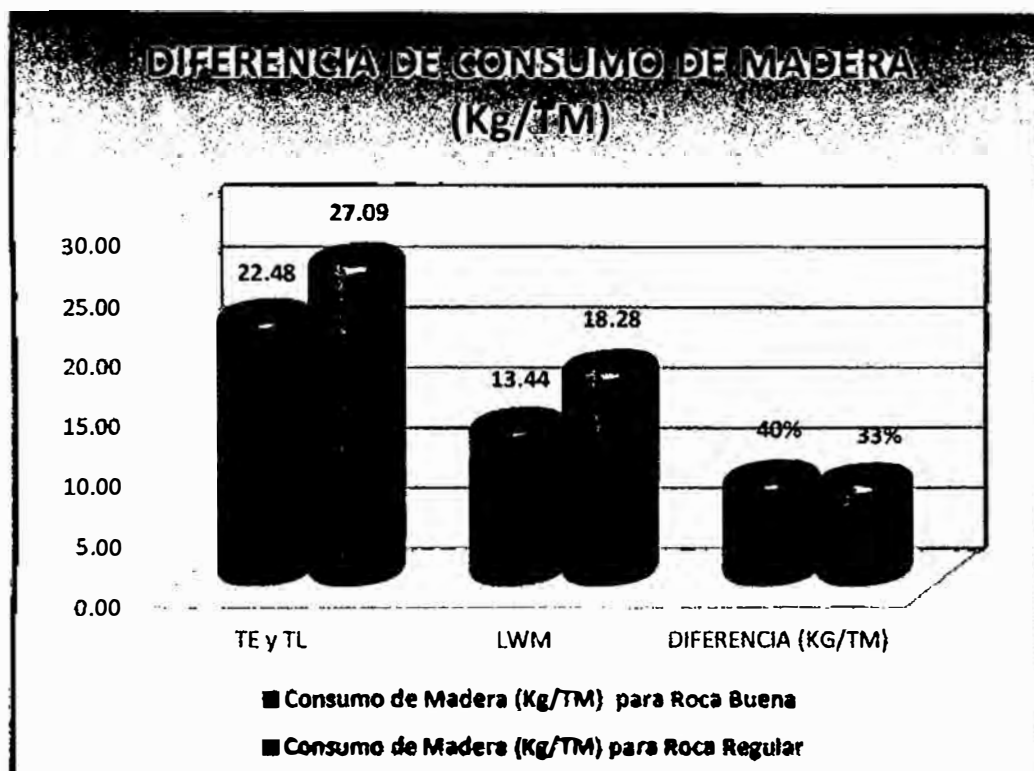


Figura 4.8: Indicador de diferencia de consumo de madera (Kg/TM), LWM con respecto al TE y TL.

(Fuente: Elaboración propia)

4.4 DILUCIÓN DE MINERAL

La dilución de mineral es uno de los factores determinantes en el costo unitario de producción de mineral, influyendo directamente en el costo de limpieza, transporte, tratamiento en la planta metalúrgica.

4.4.1 DILUCIÓN DE MINERAL EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE, LONG WALL Y LONG WALL MINING

La dilución, en la explotación de mineral tiene una directa influencia en el costo unitario de producción, porque al incrementarse el porcentaje de dilución incrementa el volumen del material roto y por ende se incrementa el costo de limpieza, costo de sostenimiento, así mismo genera trabajos adicionales, cuando se requiera hacer selectividad es decir realización de (rumas, evacuación de desmonte).

En los siguientes cuadros se demuestran como varía la diferencia de la dilución porcentual cuando se hacen cambio de método de explotación, que dentro de ello directamente influye el tipo de sostenimiento al realizarse sostenimiento con cuadros de madera y puntales con cabezal de Jackpot. Y así mismo cuando la potencia de veta de los tajos son menores a 1.0 metro, la altura de minado en el método TE y TL no puede reducirse a menores que 1.20 m cuando son sostenidos por cuadros de madera, porque la luz del cuadro quedaría reducida a 0.85 metros por lo que dificultaría la ejecución normal de trabajo. Mientras que, cuando es sostenido con puntales con cabezal de Jackpot la altura de minado se mantiene de 1.20 metros y esto aún es factible trabajar en estas condiciones. En la figura 4.10 se demuestra la ventaja que ofrece sostenimiento con puntales para mantener la altura de minado, además de todo ya mencionado anteriormente otra ventaja que ofrece este sostenimiento es que se adapta con facilidad a la superficie irregular de la caja techo, pero en cambio cuando se sostiene con cuadros

de madera y cuando hay muchas irregularidades se tiene que des quinchar para generar una superficie moderado y poder sostener con cuadro de madera, como se muestra en la foto 4.2

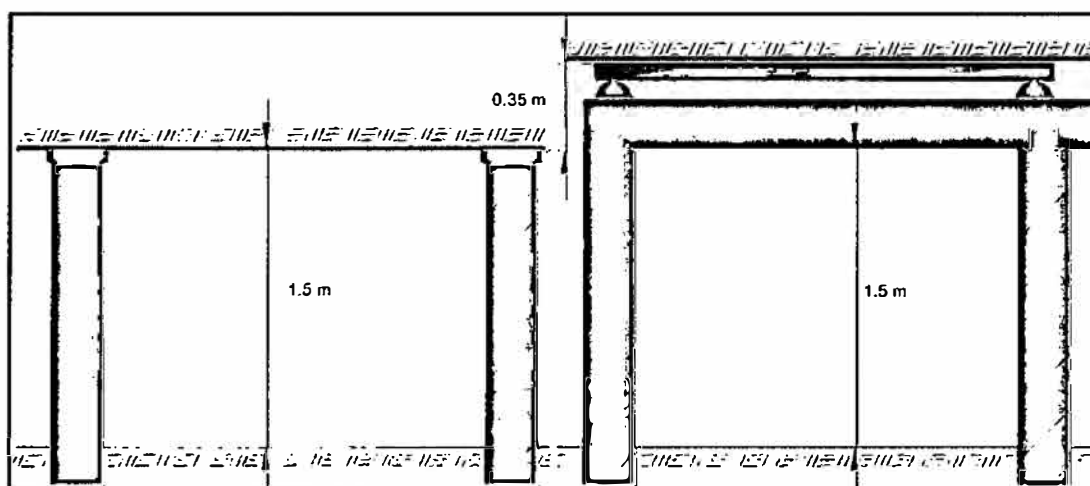


Figura 4.9: Muestra la diferencia de altura de minado entre los métodos LWM y TE-TL

(Fuente: Elaboración Propia)



Foto 4.2: Caja techo irregular y como se aprecia la facilidad con se puede sostener con puntales con cabezal de Jackpot sin necesidad de desquinchar.

(Fuente: Elaboración Propia)

4.4.2 COMPARACIÓN DE DILUCIÓN ENTRE TE, TL VS LMW

4.4.2.1 CÁLCULO DE DILUCIÓN PORCENTUAL DEL MÉTODO CORTE RELLENO ASCENDENTE

Cuadro 4.19: Datos y cálculo del % de dilución del método de explotación TE y TL

DATOS	VALORES	UNIDAD
Altura de minado	1.85	m
Ancho del Block	32.50	m
Largo del Block	20.00	m
Area horizontal	650.00	m ²
Inclinación del Tajo	10.00	°
Rumas esponjadas	231.01	m ³
Desmante evacuado	0.00	carros
Potencia de Veta	1.10	m
Ley de mineral	10.00	gr

PESOS ESPECIFICOS	VALORES	UNIDAD
P.Esp. Min1-2	3.15	Ton/m ³
P.Esp. Desm	2.70	Ton/m ³
P.Esp. Min3	2.85	Ton/m ³

FACTORES DE ESPONJAMIENTO	VALORES	UNIDAD
F.Esp.Mineral	1.818	-
F.Esp.Desm.	1.875	-
F.Esp.Min.3ra	1.845	-
F.Esp. Rumas	1.800	-

CÁLCULO DE ÁREAS Y VOLÚMENES	VALORES	UNIDAD
Area de minado	660.03	m ²
Volumen de minado	1221.05	m ³
Volumen de mineral roto	726.03	m ³
Volumen de desmante roto	495.02	m ³

CÁLCULO DE VOLUMEN CONTROLADO	VALORES	UNIDAD
Rumas netas	128.34	m ³

BALANCE VOLUMETRICO	VALORES	UNIDAD
Volumen de desmante controlado	128.34	m ³
Volumen total extraído a planta	1092.71	m ³
Volumen diluido	366.68	m ³

BALANCE DE TONEIAJE	VALORES	UNIDAD
Toneladas metricas de mineral	2286.99	TM
Toneladas metricas de desmante controlado	346.51	TM
Toneladas metricas de desmante	1336.56	TM
Toneladas metricas de rumas	346.51	TM
Toneladas metricas de dilución	990.04	TM
Dilución porcentual	30.21	%

(Fuente: Elaboración Propia)

4.4.2.2 CÁLCULO DE DILUCIÓN PORCENTUAL DEL MÉTODO LWM

Cuadro 4.20: Datos y cálculo del % de dilución del método LWM

DATOS	VALORES	UNIDAD
Altura de minado	1.50	m
Ancho del Block	32.50	m
Largo del Block	20.00	m
Area horizontal	650.00	m ²
Inclinación del Tajo	10.00	°
Rumas esponjadas	0.00	m ³
Desmote evacuado	0.00	carros
Potencia de Veta	1.10	m
Ley de mineral	10.0	gr/Ton

PESOS ESPECIFICOS	VALORES	UNIDAD
P.Esp. Min1-2	3.15	Ton/m ³
P.Esp. Desm	2.70	Ton/m ³
P.Esp. Min3	2.85	Ton/m ³

FACTORES DE ESPONJAMIENTO	VALORES	UNIDAD
F.Esp.Mineral	1.818	-
F.Esp.Desm.	1.875	-
F.Esp.Min.3ra	1.845	-
F.Esp. Rumas	1.800	-

CÁLCULO DE ÁREAS Y VOLÚMENES	VALORES	UNIDAD
Area de minado	660.03	m ²
Volumen de minado	990.04	m ³
Volumen de mineral roto	726.03	m ³
Volumen de desmote roto	264.01	m ³

CÁLCULO DE VOLUMEN CONTROLADO	VALORES	UNIDAD
Rumas netas	0.00	m ³

BALANCE VOLUMETRICO	VALORES	UNIDAD
Volumen de desmote controlado	0.00	m ³
Volumen total extraido a planta	990.04	m ³
Volumen diluido	264.01	m ³

BALANCE DE TONELAJE	VALORES	UNIDAD
Toneladas metricas de mineral	2286.99	TM
Toneladas metricas de desmote contro	0.00	TM
Toneladas metricas de desmote	712.83	TM
Toneladas metricas de rumas	0.00	TM
Toneladas metricas de dilución	712.83	TM
Dilución porcentual	23.76	%

(Fuente: Elaboración Propia)

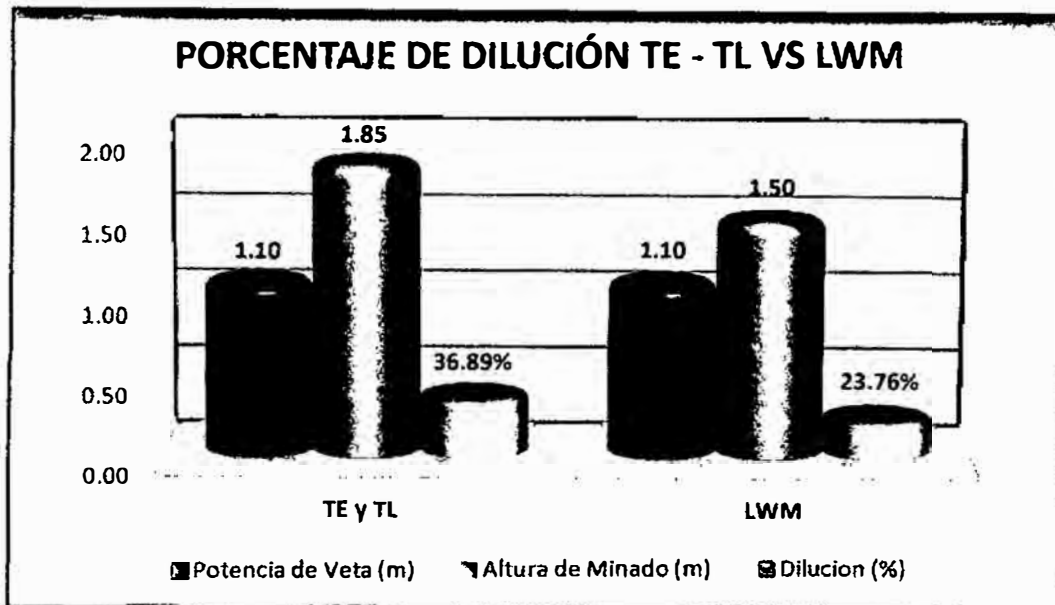


Figura 4.10: Muestra la diferencia del porcentaje de dilución entre TE-TL vs LWM
(Fuente: Elaboración Propia)

4.5 COSTOS DE PRODUCCIÓN

Los costos de producción no solamente implican los costos en la etapa de explotación, sino también los costos de trabajos previos antes de la explotación tales como el costo de labores de desarrollo, preparación, los costos de sostenimiento y costos de limpieza, el costo de transporte de mineral los dos últimos costos son los mismos que los otros métodos de explotación que se aplican en esta unidad minera, por lo que no trataremos estos costos. A continuación se detallan los costos unitarios.

4.5.1 COSTO UNITARIO DE LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

El costo unitario de labores de desarrollo y preparación tales como construcción de galerías, chimeneas, sub niveles y chimeneas intermedias son los mismos para todos los métodos convencional de explotación es decir TE, TL, y por ende también será el mismo costo para LWM; porque las labores de desarrollo y preparación tienen la misma sección y estándares.

4.5.2 CÁLCULO DE COSTOS DE PRODUCCIÓN UNITARIA DE MINERAL EN EL TAJO

Los costos de producción unitaria constituyen costos de mano de obra, Maquinaria-Equipo y materiales

4.5.2.1 COSTO DE PRODUCCIÓN UNITARIA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (TE)

Para el cálculo de precio unitario, tomaremos el promedio de los datos obtenidos tanto de tipo de roca buena y roca regular.

Cuadro 4.21: Datos técnicos para calcular precio unitario

Descripción	Datos Técnicos	
Equipo de limpieza	Winche	
Número de Taladros	21	Taladros
Peso del Cartucho	0.08	kg
Longitud de Taladro	6.0	Pies
Longitud de Taladro	1.83	m
Eficiencia de Perforación	93%	
Eficiencia de Voladura	92%	
Rendimiento	1.56	m/disparo
% de Esponjamiento	35%	
Volumen in Situ	4.33	m ³
Volumen Roto	5.84	m ³
Peso específico de mineral	3.15	TM/m ³
Toneladas roto	5.45	TM
Tipo de cambio	3.28	S/. 'x \$

(Fuente: Departamento de Costos-Marsa)

Cuadro 4.22: Estructura de precios Unitarios del, método de explotación corte y relleno ascendente (TE)

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	UNIDAD	SUBTOTAL \$	TOTAL \$/TM
1.- MANO DE OBRA								
	Maestro	0.40	1.50	Tarea	50.30	\$/Tarea	30.18	
	Ayudante	0.40	1.50	Tarea	50.30	\$/Tarea	30.18	
	Maestro Winchero	0.20	1.50	Tarea	50.30	\$/Tarea	15.09	
							75.46	13.83
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo	1.00	4.50	Tarea	2.90	\$/Tarea	13.05	
							13.05	2.39
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barra Cónica de 4 pies	0.06	1.00	und	53.95	\$/und	3.24	
	Barra Cónica de 6 pies	0.04	1.00	und	67.49	\$/und	2.70	
	Broca Cónica de 36 mm	0.40	1.00	und	15.24	\$/und	6.10	
	Broca Cónica de 38 mm	0.60	1.00	und	16.10	\$/und	9.66	
	Tela Arpillera	1.00	4.33	m ³	0.31	\$/m ³	1.36	
	Lámpara Minera	1.00	4.50	Tarea	0.08	\$/Tarea	0.34	

Herramientas	1.00	1.00	Tarea	3.39	\$/Tarea	3.39		
							26.77	4.91
4.- EQUIPOS								
Perforadora Jack Leg	1.00	117.18	pp	0.03	\$/pp	3.89		
Repuestos de Perforadora	1.00	117.18	pp	0.03	\$/pp	3.40		
Aceite de Perforación	1.00	117.18	pp	0.01	\$/pp	1.61		
Winche Electrico (15 HP)	1.00	2.00	horas	7.71	\$/hora	15.43		
							24.33	4.46
5.- EXPLOSIVOS								
Dinamita Semexa al 65 % de 7/8"x7"	1.00	60.00	und	0.17	\$/und	10.12		
Dinamita Exadist al 45 % de 7/8"x7"	1.00	18.00	und	0.14	\$/und	2.48		
Carmex de 8" (2.10 m)	1.00	15.00	und	0.54	\$/und	8.17		
Mecha Rapida D'Ignicion Z-18 Color Rojo	1.00	6.00	m	0.32	\$/m	1.93		
							22.69	4.16
6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS								
							162.30	29.76
7.- COSTOS INDIRECTOS								
Contingencias		5.00%			\$	8.12	1.87	
Vivienda		0.55			\$	2.45	0.57	
Medicinas		2.00%			\$	0.63	0.15	
Costos Fijos		25.00%			\$	40.58	9.37	
Gastos Generales		20.00%			\$	32.46	7.50	
Utilidad		10.00%			\$	16.23	3.75	
							100.47	18.42
COSTO TOTAL POR TONELADA DE MINERAL EN (\$/TM)								
								48.17

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

4.5.2.2 COSTO DE PRODUCCIÓN UNITARIA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL (TL) (SOSTENIDO CON CUADROS DE MADERA)

Cuadro 4.23: Datos técnicos para calcular precio unitario

Descripción	Datos Técnicos	
Equipo de limpieza	Winche	
Número de Taladros	20	Taladros
Peso del Cartucho	0.08	kg
Longitud de Taladro	6	Pies
Longitud de Taladro	1.83	m
Eficiencia de Perforación	93%	
Eficiencia de Voladura	93%	
Rendimiento	1.56	m/disparo
% de Esponjamiento	35%	
Volumen in Situ	4.33	m ³
Volumen Roto	5.84	m ³
Peso específico de mineral	3.15	TM/m ³
Toneladas roto	5.45	TM
Tipo de cambio	3.28	S/. 'x \$

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

Cuadro 4.24: Estructura de precios Unitarios del método de Long Wall (Sostenido con cuadros de madera)

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	UNIDAD	SUBTOTAL \$	TOTAL \$/TM
1.- MANO DE OBRA								
	Maestro	0.40	1.50	Tarea	50.30	\$/Tarea	30.18	
	Ayudante	0.40	1.50	Tarea	50.30	\$/Tarea	30.18	
	Maestro Winchero	0.20	1.50	Tarea	50.30	\$/Tarea	15.09	
							75.46	13.83
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo	1.00	4.50	Tarea	2.90	\$/Tarea	13.05	
							13.05	2.39
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barra Cónica de 4 pies	0.06	1.00	und	53.95	\$/und	3.24	
	Barra Cónica de 6 pies	0.04	1.00	und	67.49	\$/und	2.70	
	Broca Cónica de 36 mm	0.40	1.00	und	15.24	\$/und	6.10	
	Broca Cónica de 38 mm	0.60	1.00	und	16.10	\$/und	9.66	
	Tela Argillera	1.00	5.84	m ³	0.31	\$/m ³	1.83	
	Lámpara Minera	1.00	4.50	Tarea	0.08	\$/Tarea	0.34	
	Herramientas	1.00	1.00	Tarea	3.39	\$/Tarea	3.39	
							27.25	5.00
4.- EQUIPOS								
	Perforadora Jack Leg	1.00	111.60	pp	0.03	\$/pp	3.71	
	Repuestos de Perforadora	1.00	111.60	pp	0.03	\$/pp	3.24	
	Aceite de Perforación	1.00	111.60	pp	0.01	\$/pp	1.53	
	Winche Electrico (15 HP)	1.00	1.80	Hora	7.71	\$/hora	13.88	
							22.36	4.10
5.- EXPLOSIVOS								
	Dinamita Semexa al 65 % de 7/8"x7"	1.00	60.00	und	0.17	\$/und	10.12	
	Dinamita Exadist al 45 % de 7/8"x7"	1.00	18.00	und	0.14	\$/und	2.48	
	Carmex de 8" (2.10m)	1.00	15.00	und	0.54	\$/und	8.17	
	Mecha Rapida D'Ignicion Z-18 Color Rojo	1.00	6.00	m	0.32	\$/m	1.93	
							22.69	4.16
6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							160.81	29.48
7.- COSTOS INDIRECTOS								
	Imprevistos		5.00%			\$	8.04	1.86
	Vivienda		0.55			\$	2.45	0.57
	Medicinas		2.00%			\$	0.63	0.15
	Costos Fijos		25.00%			\$	40.20	9.29
	Gastos Generales		20.00%			\$	32.16	7.43
	Utilidad		10.00%			\$	16.08	3.71
							99.57	18.26
COSTO TOTAL POR TONELADA DE MINERAL EN (\$/TM)								47.74

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

4.5.2.3 COSTO DE PRODUCCIÓN UNITARIA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL MINING (LWM)

Cuadro 4.25: Datos técnicos para calcular precio unitario

Descripción	Datos Técnicos	
Equipo de limpieza	Winche	
Número de Taladros	56	Taladros
Peso del Cartucho	0.08	kg
Longitud de Taladro	6	Pies
Longitud de Taladro	1.83	m
Eficiencia de Perforación	93%	
Eficiencia de Voladura	93%	
Rendimiento	1.56	m/disparo
% de Esponjamiento	35%	
Volumen in Situ	11.78	m ³
Volumen Roto	15.90	m ³
Peso específico de mineral	3.15	TM/m3
Toneladas roto	22.25	TM
Tipo de cambio	3.28	S/. x \$

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

Cuadro 4.26: Estructura de precios Unitarios del método de Long Wall (sostenido con cuadros de madera)

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	UNIDAD	SUBTOTAL \$	TOTAL \$/TM
1.- MANO DE OBRA								
	Maestro	0.60	3.33	Tarea	50.30	\$/Tarea	100.51	
	Ayudante	0.60	3.33	Tarea	50.30	\$/Tarea	100.51	
	Maestro Winchero	1.00	3.33	Tarea	50.30	\$/Tarea	167.52	
							368.53	16.56
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo	2.20	9.99	Tarea	2.90	\$/Tarea	63.76	
							63.76	2.86
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Barra Cónica de 4 pies	0.06	1.00	und	53.95	\$/und	3.24	
	Barra Cónica de 6 pies	0.04	1.00	und	67.49	\$/und	2.70	
	Broca Cónica de 36 mm	0.40	1.00	und	15.24	\$/und	6.10	
	Broca Cónica de 38 mm	0.60	1.00	und	16.10	\$/und	9.66	
	Tela Arpillera	1.00	15.90	m ³	0.31	\$/m ³	4.98	
	Lámpara Minera	1.00	9.99	Tarea	0.08	\$/Tarea	0.75	
	Herramientas	1.00	1.00	Tarea	3.39	\$/Tarea	3.39	
							30.81	1.38
4.- EQUIPOS								
	Perforadora Jack Leg	1.00	312.48	pp	0.03	\$/pp	10.38	
	Repuestos de Perforadora	1.00	312.48	pp	0.03	\$/pp	9.06	
	Aceite de Perforación	1.00	312.48	pp	0.01	\$/pp	4.30	
	Winche Bectrico (15 HP)	1.00	1.80	Hora	7.71	\$/hora	13.88	
							37.63	1.69
5.- EXPLOSIVOS								
	Dinamita Semexa al 65 % de 7/8"x7"	1.00	84.00	und	0.17	\$/und	14.16	
	Dinamita Exadist al 45 % de 7/8"x7"	1.00	18.00	und	0.14	\$/und	2.48	
	Carmex de 8" (2.10 m)	1.00	56.00	und	0.54	\$/und	30.51	
	Mecha Rapida D'Ignición Z-18 Color Rojo	1.00	7.00	m	0.32	\$/und	2.25	
							49.40	2.22
6.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							550.12	24.72

7.- COSTOS INDIRECTOS						
Imprevistos	5.00%		\$	27.51	2.34	
Vivienda	0.55		\$	5.44	0.46	
Medicinas	2.00%		\$	3.10	0.26	
Costos Fijos	25.00%		\$	137.53	11.68	
Gastos Generales	20.00%		\$	110.02	9.34	
Utilidad	10.00%		\$	55.01	4.67	
				338.62	15.22	
COSTO TOTAL POR TONELADA DE MINERAL EN (\$/TM)					39.93	

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

4.6 COSTO DE SOSTENIMIENTO

El costo de sostenimiento implica consumo de madera en kilogramos por toneladas de mineral producida, así mismo el ratio de consumo de madera por tonelada de mineral producida.

4.6.1 COSTO DE SOSTENIMIENTO DE CUADRO DE MADERA, PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT Y WOOD PACK

El costo por sostenimiento comprende el costo de mano de obra, equipos y materiales, utilizados para realizar el sostenimiento, en esta estructura no incluye el costo de madera, el costo de madera trataremos en otro acápite. En los cuadros 4.27, 4.28 y 4.29, se detallan la estructura de costos unitarios tanto para la instalación de cuadros de madera, puntales con cabezal de Jackpot e instalación de Wood Pack, en esto se determina los costos directos y los costos indirectos.

Dentro de los costos directos se trata del costo de mano de obra, beneficios sociales, el costo de las herramientas, implementos de seguridad, materiales y herramientas usadas en el sostenimiento, equipos y entre otros que intervienen en el costo directo.

En cuanto al costo Indirecto está considerado las contingencias, costos fijos, gastos generales, y otros que pertenecen a este rubro de costos indirectos.

4.6.1.1 ESTRUCTURA DE COSTO DE SOSTENIMIENTO DE CUADRO DE MADERA

Cuadro 4.27: Estructura de Precios Unitarios de sostenimiento con cuadros de madera en el método TE y TL.

NO INCLUYE:		COSTO DE MADERA		AVANCE:		1.00	Cuadros	
ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL \$	TOTAL \$/CUADRO	
1.- MANO DE OBRA								
	Maestro	0.60	Tareas	1.50	50.30	S/.Tarea	45.27	
	Ayudante	0.60	Tareas	1.50	50.30	S/.Tarea	45.27	
							90.55	90.55
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
	Personal Operativo Normal	1.00	Tareas	1.00	3.09	S/.Tarea	3.09	
							3.09	3.09
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS								
	Herramientas	1.00	Gdia	0.75	3.24	S/.Tarea	2.43	
							2.43	2.43
4.- EQUIPOS								
	Lámpara Minera	1.00	tarea	1.75	0.80	S/.Tarea	1.40	
							1.40	1.40
5.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS							97.46	97.46
6.- COSTOS INDIRECTOS								
	Contingencias	%		5.00%		S/.	4.87	4.87
	Vivienda	%		2.20%		S/.	1.99	1.99
	Medicinas	%		2.00%		S/.	1.81	1.81
	Costos Fijos	%		20.00%		S/.	19.49	19.49
	Gastos Generales	%		20.00%		S/.	19.49	19.49
	Utilidad	%		10.00%		S/.	9.75	9.75
							57.41	57.41
COSTO TOTAL POR CUADRO (\$/CUADRO)								154.87

(Fuente: Departamento de costos – Marsa)

4.6.1.2 ESTRUCTURA DE COSTO DE SOSTENIMIENTO DE PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT

Cuadro 4.28: Estructura de Precios Unitarios de sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot en el método de explotación Long Wall Mining

NO INCLUYE:	COSTO DE MADERA NI JACKPOT	AVANCE:	5.00	Puntales
--------------------	----------------------------	----------------	------	----------

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL \$	TOTAL \$/PUNTALES
1.- MANO DE OBRA							
	Maestro	0.40	Tareas	3.33	50.30 \$/Tarea	67.01	
	Ayudante	0.40	Tareas	3.33	50.30 \$/Tarea	67.01	
						134.01	26.80
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
	Personal Operativo Normal	1.00	Tareas	1.00	3.09 \$/Tarea	3.09	
						3.09	0.62
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Herramientas	1.00	Gdia	1.00	4.32 \$/Tarea	4.32	
	Bomba Manual Jp	0.500	und	1.00	259 \$/und	129.57	
						133.89	26.78
4.- EQUIPOS							
	Lámpara Minera	1.00	tarea	2.00	0.80 \$/Tarea	1.60	
						1.60	0.32
5.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS						272.59	54.52
6.- COSTOS INDIRECTOS							
	Contingencias	%		5.00%	\$	13.63	2.73
	Vivienda	%		0.55	\$	73.71	14.74
	Medicinas	%		2.00%	\$	2.68	0.54
	Costos Fijos	%		20.00%	\$	54.52	10.90
	Gastos Generales	%		20.00%	\$	54.52	10.90
	Utilidad	%		10.00%	\$	27.26	5.45
						226.31	45.26
COSTO TOTAL POR CUADRO COJO EN DOLARES (\$/PUNTALES)							99.78

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

4.6.1.3 ESTRUCTURA DE COSTO DE SOSTENIMIENTO CON WOOD PACK

El Wood Pack, También denominado como anillado, la estructura del precio unitario de este sostenimiento básicamente consiste en analizar anillado por vueltas, que una vuelta de anillado conforma cuatro redondos.

Cuadro 4.29: Estructura de Precios Unitarios de sostenimiento con Wood Pack en el método de explotación Long Wall Mining

NO INCLUYE:	COSTO DE MADERA	AVANCE:	5.00	Vueltas
--------------------	-----------------	----------------	------	---------

ITEM	DESCRIPCION	INCIDENCIA	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	SUBTOTAL S/.	TOTAL S./PUNTALES
1.- MANO DE OBRA							
	Maestro	0.20	Tareas	3.33	50.30 \$/Tarea	33.50	
	Ayudante	0.20	Tareas	3.33	50.30 \$/Tarea	33.50	
						67.01	13.40

2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
Personal Operativo Normal	1.00	Tareas	1.00	10.12	\$/Tarea	10.12	
						10.12	2.02
3.- MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
Herramientas	1.00	Gdia	1.00	14.17	\$/Tarea	14.17	
Bomba Manual Jp	0.002	und	1.00	2890	\$/und	4.62	
						18.79	3.76
4.- EQUIPOS							
Lámpara Minera	1.00	tarea	2.00	1.66	\$/Tarea	3.32	
						3.32	0.66
5.- SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS						99.25	19.85
6.- COSTOS INDIRECTOS							
Contingencias		%		5.00%	\$	4.96	0.99
Vivienda		%		0.55	\$	36.85	7.37
Medicinas		%		2.00%	\$	1.34	0.27
Costos Fijos		%		20.00%	\$	19.85	3.97
Gastos Generales		%		20.00%	\$	19.85	3.97
Utilidad		%		10.00%	\$	9.92	1.98
						92.78	18.56
COSTO TOTAL POR WOOD PACK EN DOLARES (\$/VUELTA)							38.40

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

4.7 COSTO DE PRODUCCION DE TONELADA MÉTRICA DE MINERAL

Consiste en el costo de producir de una tonelada métrica de mineral, dentro de este está considerado los costos de mano de obra, costo de madera, costo de Jackpot, costo de las herramientas, cabe mencionar que el costo de producción de mineral no solo termina en producir mineral en el tajo y su limpieza del mismo, sino el costo continua hasta que se obtenga el producto final. Pero en este análisis solo tratamos el costo de producción en el tajo y la limpieza hasta la tolva. No tratamos los otros costos porque será el mismo para todos los métodos de explotación convencional.

Cuadro 4.30: Costos de producción de los métodos TE, TL vs LWM

DESCRIPCIÓN	TE	TL	LWM
Costo de producción de mineral (\$ /TM)	48.17	47.74	39.93
Costo de sostenimiento (\$/TM)	16.68	16.48	13.63
Costo de madera y Jackpot (\$/TM)	6.28	6.11	5.68
Costo de producción de mineral en Tajo (\$/TM)	\$ 71.13	\$ 70.32	\$ 59.24

(Fuente: Departamento de Costos – Marsa)

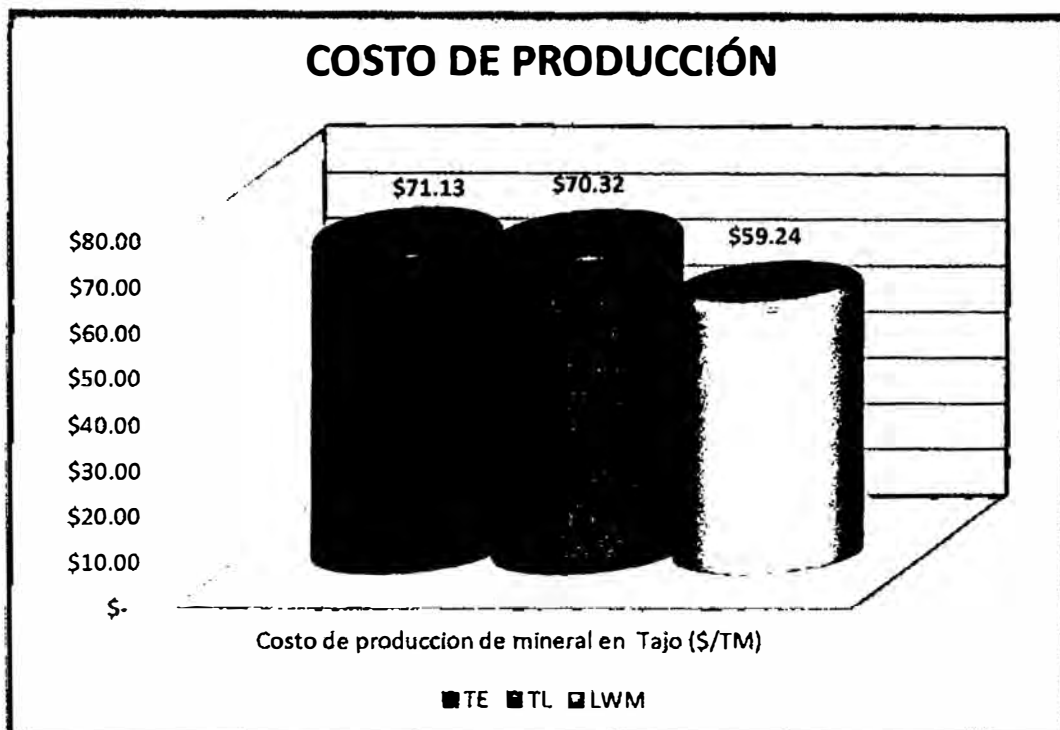


Figura 4.11: La ilustración muestra el costo de producción en los métodos de TE, TL y LWM
(Fuente: Elaboración Propia)

4.8 PRODUCTIVIDAD EN EL METODO LONG WALL MINING

La productividad en el método Long Wall Mining, se incrementa con respecto a los otros métodos de explotación es básicamente por los siguientes factores:

- Incremento de las dimensiones de tanda de disparo
- Sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot
- Limpieza con winche desde el mismo tope de la labor en forma de “L”
- Tiempo de sostenimiento entre puntal y cuadro de madera,
- Reducción de altura de minado en el proceso de tajeo
- Tiempo de limpieza con winche, por la granulometría óptima como producto de la buena dosificación de los explosivos en la voladura.

4.8.1 CÁLCULO DE PRODUCTIVIDAD EN EL METODO LONG WALL MINING

Para el cálculo de productividad nos basamos en los datos del cuadro 4.10, con los datos obtenidos en dicho cuadro determinamos la producción por día y producción mensual, y finalmente hacemos un cuadro y grafico comparativo entre los métodos TE-TL vs LWM.

Calculo de Producción en LWM:

Datos:

Rendimiento = 4.57 TM/H-Gdía

Tareas = 2.5 Tar/Gdía.

Cálculo:

Tareas por Día = 5.0 Tar/Dia

Tareas por Mes = 150 Tar/Mes

Producción diaria = 22.85 TM/Día

Producción Mensual = 685 TM/Mes (Teórico)

Disparo por Mes = 75%

Producción Mensual = 514 TM/Mes (Real)

4.8.2 CUADRO COMPARTIVO DE PRODUCCION MENSUAL ENTRE TE, TL VS LWM

En el siguiente cuadro se detallan los rendimientos de los métodos de explotación TE, TL y LWM, producción diaria y mensual.

Cuadro 4.31: Producción mensual por método de explotación y la variación porcentual del LWM con respecto al TE y TL

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	TE	TL	LWM
Toneladas de Mineral por Hombre-Guardia	TM/H-Gdia	4.13	4.20	4.57
Tareas por Guardia	Tar/Gdia	2.2	2.20	2.5
Producción diaria	TM/Dia	18.18	18.50	22.83
Producción Mensual (Teorico)	TM/Mes	545	555	685
Porcentaje de disparo por mes	%	70%	70%	75%
Producción Mensual (Real)	TM/Mes	382	388	514
Variación porcentual con respecto al TE y TL	%	26%	24%	-

(Fuente: Elaboración Propia)

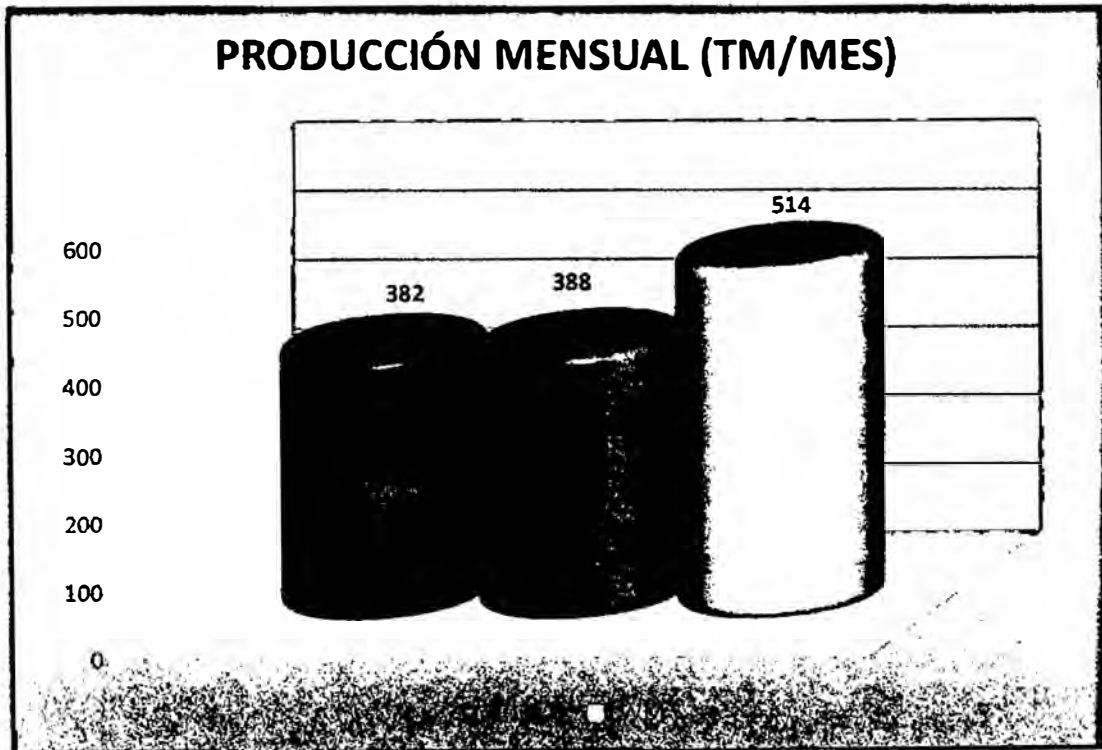


Figura 4.12: Indicador de producción mensual TE-TL vs LWM, incremento de producción promedio con el LWM es de 25%

(Fuente: Elaboración Propia)

4.9 ANÁLISIS DE COSTO - BENEFICIO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL MINING

El análisis de beneficio consiste en determinar los resultados que se obtendrán del tajeo de un block, en el cual se determina los recursos más importantes empleados para el tajeo del block, tales como el costo total del tajeo del block, Costo-Beneficio del método LWM y comparación con los otros métodos de explotación tales como TE y TL.

El análisis de costo beneficio básicamente consiste en el análisis de recursos empleados y los resultados obtenidos.

4.9.1 DATOS PARA EL ANALISIS DE COSTO BENEFICIO

Cuadro 4.32: Datos para el cálculo de Costo-Beneficio

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	TE	TL	LWM
Tareas	Tar/Gdia	2.2	2.2	2.5
Guardias por Disparo	Gdia/Disp	1.5	1.48	3.25
Rendimiento	TM/H-Gdia	4.13	4.20	4.57
Factor de Potencia	Kg/TM	0.78	0.72	0.64
Factor de Perforación	Pies Perf./TM	8.59	8.18	8.43
Mecha Rápida Z-18 (m)	m/Tal	0.49	0.49	0.27
Toneladas por Taladro	TM/Tal	0.66	0.69	0.68
Taladros por Block	Tal/Block	4705	4528	4608
Consumo de Madera por Tonelada	Kg/TM	26.21	25.51	15.86
Toneladas rotas de mineral por Block	TM/Block	3,119	3,119	3,119
Costo por tonelada	\$/TM	71.13	70.32	59.24

(Fuente: Elaboración Propia)

Cuadro 4.33: Recursos y materiales utilizados

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	TE	TL	LWM
Tareas Empleadas	Tareas/Block	755	742	683
Consumo de Brocas	Unid/Block	61	57	58
Consumo de Barras Conicas	Unid/Block	25	24	24
Consumo de Explosivo	Kg/Block	2,445	2,241	2,006
Carmex	Unid/Block	4,705	4,528	4,608
Mecha Rápida Z-18 (m)	m/Block	2,305	2,219	1,244
Consumo de Madera	Kg/Block	81,738	79,550	49,454
Costo de Tajeo del Block	\$/Block	\$ 221,843.12	\$ 219,311.51	\$ 184,759.97

(Fuente: Elaboración Propia)

Cuadro 4.34: Resumen de beneficios en el Método LWM

Beneficio por Tonelada	\$/TM	\$ 11.48
Beneficio por Block	\$/Block	\$ 35,817
Beneficio Mensual	\$/Mes	\$ 275,639

(Fuente: Elaboración Propia)

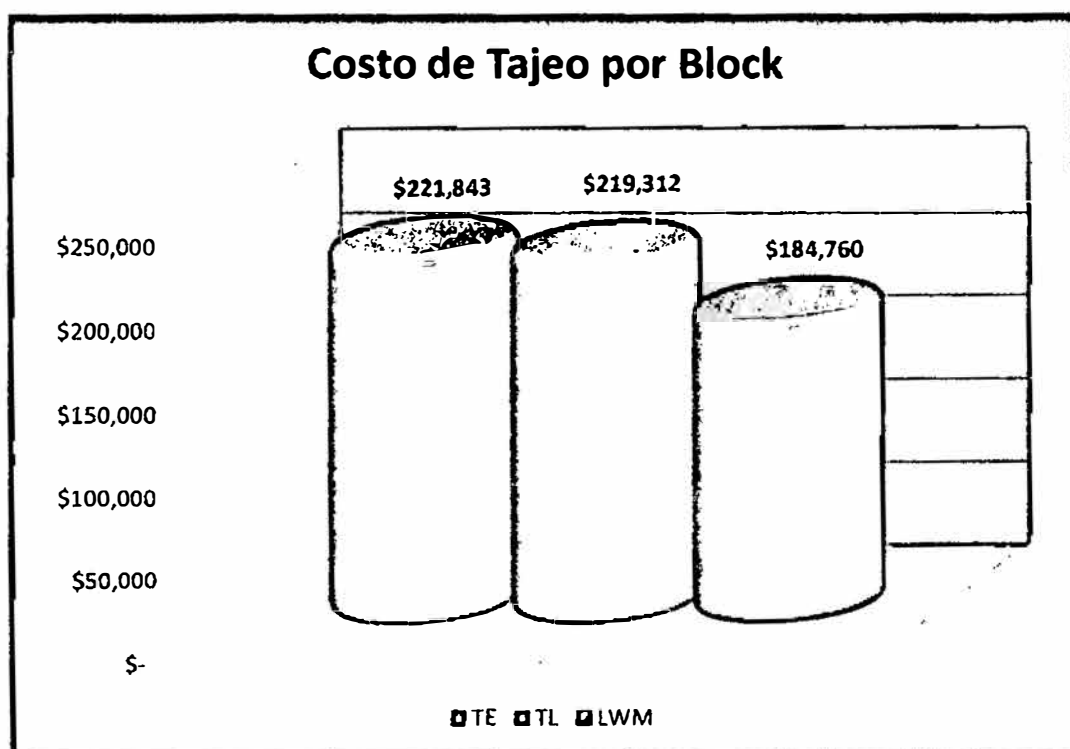


Figura 4.13: Indicador de costo de producción por block TE, TL vs LWM, reducción de costo de operación promedio por block es de 16%

(Fuente: Elaboración propia)

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 CONCLUSIONES

- El método Long Wall Mining es un método de alta producción y bajo costo de operación, además es un método de explotación que brinda la seguridad necesaria para un trabajo seguro, porque el personal que trabaja siempre sobre un área sostenida y no se expone al área explotada al ser un tajeo en retirada.
- En cuanto al rendimiento de toneladas hombre-guardia, se incrementará en 27%, con respecto a los otros métodos de explotación convencional
- En lo que respecta a la perforación en este Método es factible maximizar las dimensiones de la tanda de perforación por disparo, y por ende se incrementa el número de taladros por tanda
- El factor de voladura promedio disminuirá en 15% a comparación del método de explotación corte y relleno ascendente.
- El sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot, es rápido y efectivo, no requiere mucha destreza del trabajador para la instalación del puntal con cabezal de Jackpot, un cuando de madera se instala aproximadamente en 1 hora mientras que el puntal con cabezal de Jackpot se instala en 20 minutos aproximadamente.
- En el método Long Wall Mining el altura de minado, durante el proceso de tajeo se mantendrá controlado, gracias al uso de explosivos de baja potencia, en el carguío de los taladros de corona como Exadit 45 y Exablock.

- El control de altura de minado, influye directamente en el porcentaje de dilución, en el método Long Wall Mining el porcentaje de dilución disminuirá en 15% con respecto al método TE y TL, este resultado se obtuvo al controlar la altura de minado.
- El consumo de madera disminuirá en 36%, ya que el ratio de consumo promedio en los métodos TE y TL es 24.78 kg de madera por tonelada, y el LWM es 15.86 Kg de madera por tonelada.
- Con el método de explotación Long Wall Mining la dilución disminuirá de 30.21% a 23.76%, esto se obtiene con la reducción de altura de minado, además de mantener la ley de mineral roto, elimina algunos trabajos adicionales como por ejemplo la selectividad (escogido de desmonte).
- El costo de producción promedio de un metro cúbico de mineral en los métodos TE y TL asciende a 232.22 soles por m³, y con el método LWM es de 176.82 soles por metro cúbico.
- La limpieza del mineral se realizará en su totalidad con winche, desde el punto de arranque de mineral hasta la tolva de extracción de las chimeneas, de tal manera se eliminan trabajos de limpieza adicional, es decir la limpieza manual, en caso del método TE, se requiere limpiar manualmente al canal de rastrillaje para luego proceder a limpiar con winche.
- En el método LWM es de alta productividad, por los factores mencionados anteriormente, todo esto hace que la operación sea rápida, efectiva, ordenada y segura.

5.2 RECOMENDACIONES

- Para aplicar del método LWM, se requiere un estudio Geomecánico detallado para determinar el comportamiento de los esfuerzos que actúan sobre la roca encajonante, de tal manera determinar el espaciamiento de los puntales de sostenimiento y los Wood Packs.
- El método LWM, sostenido con puntales con cabezal de Jackpot es aplicable en rocas competentes, es decir según la clasificación del macizo rocoso es aplicable la roca tipo II-A al III-B.
- En la voladura, para el carguío de explosivos es recomendable utilizar explosivos de baja potencia, sobre todo en el carguío de los taladros de corona, con la finalidad de no alterar o dañar el macizo rocoso de la caja techo.
- Para que la limpieza sea fluido y sin interrupciones, se debe mantener alineados los puntales de sostenimiento para efectuar la limpieza con normalidad.
- Cuando ocurra paradas operacionales en el tajeo del método LWM, siempre el disparado debe quedar sostenido hasta el tope, para evitar el resquebrajamiento de la roca del caja techo, y cuando se retome los trabajos correspondientes se pueda iniciar sin ningún inconveniente.
- Cuando se culmina la explotación de los bloques, estos deben ser rellenados de inmediato para no afectar la subsidencia en la explotación de los bloques contiguos.
- Si en el proceso de tajeo, se presenta la fatiga de los puntales con cabezal de Jackpot, es recomendable reforzar con Wood Pack, si esto continua en otras áreas del block, se debe pedir evaluación geomecánica, y si es necesario es preferible rellenar con relleno hidráulico y evitar cualquier problema operacional en el futuro.

5.3 BIBLIOGRAFÍA

- Aliaga, J. (2009). “Aplicación del Método Long Wall en la Mina de Carbón CHIMU para Incremento de la Producción”. Informe de Competencia Profesional. Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Hernán Gavilanes J. y Byron Andrade Haro. “Introducción a la ingeniería de túneles”.
- Minera Aurífera Retamas s.a. – Año 2008 - Departamento de Geología; “Geología Regional, Local, Estructural”.
- Hoek, E. y Brown, E.T. (1980). "Excavaciones Subterráneas en Roca" – Edición 1.
- Montoya, J. (2009). “Análisis Técnico Económico para Explotar por Taladros Largos el Tajeo 775 en la Unidad Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Tesis Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima.
- Minera Aurífera Retamas S.A. – Año (2011) - Departamento de Costos. “Costo Unitario de labores Mineras”.
- Yanque Maquera – (1999) “Explotacion Subterrenea” - Métodos y casos prácticos – Puno.

- Universidad nacional de ingeniería “Metología de Costos en Operaciones de Minería”.
- Tomas Clemente Ygnacio, José Clemente Lazo. (Huancayo-2009) “Análisis de Costos de Operación en Minería Subterránea y Evaluación de Proyectos Mineros”.
- Mario A. Vargas “Enmaderado” - Departamento de capacitación área técnica minas.
- Minera Aurífera Retamas S.A. – Año (2015) – Departamento de Geomecanica. “Estudio Geomecánico Global y Análisis de Estabilidad de los Métodos de Explotación en minera aurífera retamas”.
- Manuel Fuentes Elescano. (Lima-2010). “Equipamiento de Minas Subterráneas”.
- Instituto Tecnológico Geominero de España (1991).”Manual de Evaluación Técnico Económica de Proyectos Mineros de Inversión”.
- Carlos López Jimeno, Emilio López Jimeno, Pilar García Bermúdez. (Madrid-2010). “Manual de Voladuras en Túneles”.
- Enrique Toledo G. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, “Ingeniería de la Explotación de Minas en el Sistema de Minado Subterráneo”.

- Departamento de Geomecánica-Marsa. Informe geo mecánico 013 “análisis técnico económico del complemento puntal Jackpot”
- Ing. Milton Camino Ramos. el gigante, un yacimiento orogénico de carácter mundial, nuevos antecedentes geológicos resultados de la exploración Marsa – Perú
- Gonzalo Duque-Escobar. “Manual de Geología para Ingenieros-macizo rocoso”
- Adam, Everett., Ebert, Ronald. Administración de la Producción y las Operaciones, Conceptos, modelos y funcionamiento. México: Prentice Hall, 4ta. edición, 1991.
- Arjonilla, Sixto J., Medina, José A.. La Gestión de los Sistemas de información Teoría y casos prácticos. Madrid: Ediciones Pirámide, 3ra. Edición, 2007.
- Buffa, Elwood. Administración de la producción. México, Limusa-Wiley.1982.
- Chase, Richard b., Aquilano, Nicholas j., Jacobs, Robert f. Administración Producción y Operaciones, Manufactura y servicios. Colombia: McGraw Hill, 8va. Edición, 2004.
- Hansen, Don R., Mowen, Maryanne M. Administración de Costos, Contabilidad y control. México: Thomson, 3ra. edición, 2003. Méndez, Silvestre. La economía en la empresa. México: McGraw- Hill, 3ra. edición, 2007.
- Mochon, Francisco. Economía, Teoría y Política. Madrid: MacGraw- Hill, 3ra. edición, 1993.
- Narasimhan, seetharama l., mcleavey, denis w., billington, peter
- J. México: Prentice- Hall, 2da. edición, 2000.

- Niebel, Benjamin. Ingeniería Industrial, Métodos, Tiempos y Movimientos.
- Colombia: Alfaomega, 9vna. Edición, 2000.
- www.ingemmet.gob.pe
- <http://es.slideshare.net/rodersc/cap1-sostenimiento-mineria-subterranea>
- www.institutodecapitacionminera.com.pe
- <http://www.cmh.com.pe/front/default.aspx?i=1&s=174>

5.4 ANEXO

Anexo N° 01: Programas mensuales de TMS de mineral a producir en MARSA, como se puede apreciar en el siguiente cuadro, el programa mensual ha ido bajando gradualmente, esto como efecto por el agotamiento de la veta Daniela

% HUMEDAD	4.39	3.73	3.88	4.54	3.89
-----------	------	------	------	------	------

PROGRAMA MENSUAL EN TAJOS

DESCRIPCIÓN	OCTUBRE-2015	SETIEMB-2015	OCTUBRE-2015	DICIEMB-2015	FEBRERO-2016
TMH	40,438	37,422	30,510	34,877	23,641
TMS	38,663	36,026	29,326	33,294	22,722
APORTE (%)	69%	59%	57%	67%	50%

PROGRAMA MENSUAL EN LINEALES

DESCRIPCIÓN	OCTUBRE-2015	SETIEMB-2015	OCTUBRE-2015	DICIEMB-2015	FEBRERO-2016
TMH	18,165	21,371	23,133	17,905	23,329
TMS	17,368	20,574	22,236	17,092	22,421
APORTE (%)	31%	41%	43%	33%	50%

PROGRAMA TOTAL

DESCRIPCIÓN	OCTUBRE-2015	SETIEMB-2015	OCTUBRE-2015	DICIEMB-2015	FEBRERO-2016
TMH	58,603	58,793	53,643	52,782	46,970
TMS	56,031	56,600	51,562	50,385	45,143
APORTE (%)	100%	100%	100%	100%	100%

EL 25% DE APORTE DE MINERAL DE LA VETA DANIELA EN ZONA BATOLITO-I (INTEGRACION-I Y VALERIA-I)

DESCRIPCIÓN	OCTUBRE-2015	SETIEMB-2015	OCTUBRE-2015	DICIEMB-2015	FEBRERO-2016
TMH	14,651	14,698	13,411	13,195	11,743
TMS	14,008	14,150	12,891	12,596	11,286

Anexo N° 02: Fotografías

Foto 5.1: Muestra el sostenimiento con puntales con cabezal de Jackpot, y la selectividad en el método Long Wall Mining cuando las potencias de la vetas son menores a 70 cm



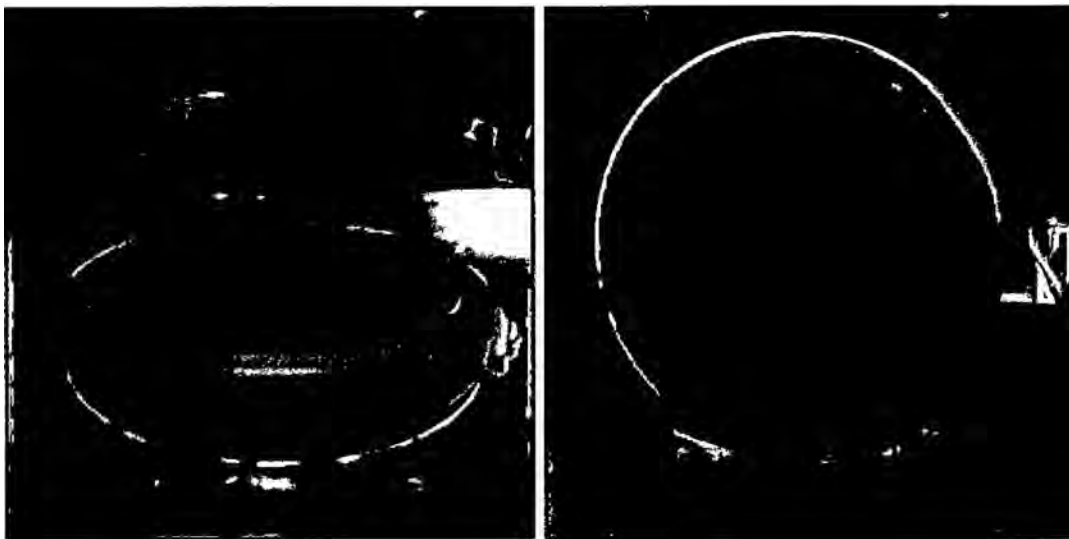
(Fuente: Propia)

Foto 5.2: Bomba de Jackpot, para insertar agua de 10 a 12 Mpa.



(Fuente: Propia)

Foto 5.3: Jackpot de 220 mm de diametro



(Fuente: Propia)



Foto 5.4: Madera rajada, esta madera se utilizará en el sostenimiento con Wood Pack
(Fuente: Propia)

Anexo N° 03: Planos Geomecánicos