

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO**  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA

***ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS***



**TESIS**

---

**“APLICACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL EN LA VETA  
CABANA 3H, NIVEL 2770, MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. PATAZ LA  
LIBERTAD - 2016”**

---

**PRESENTADO POR:**

BACH. JENMELY BRENDA MURIEL QUISPE

**PARA:**

OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

**ASESOR:**

ING. NOE CORNEJO CERECEDA

**CUSCO-PERU**

**2019**

## **DEDICATORIA**

A Dios por guiar y bendecir siempre mi  
día a día.

A mis padres Mario Muriel Orihuela y  
Nancy Quispe Gutierrez.

A mis Hermanos Karen, Jampiere y  
Jean Pool Muriel Quispe.

Y con mucho cariño a mi Familia, a  
todos ellos por su apoyo incondicional y  
la fuerza que siempre me brindaron  
para culminar esta etapa de mi carrera.

## **AGRADECIMIENTO**

Agradecimiento total a mi alma mater FIGMM Carrera Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Profesores e Ingenieros, que aportaron sus enseñanzas y conocimientos en bien de mi formación académica.

A mi asesor Ing. Noe Cornejo Cereceda, por su invaluable tiempo, apoyo y asesoría brindada en el desarrollo, presentación y sustentación de la tesis en mención.

Así mismo, mi gratitud a Minera Cáncer – Minera Aurífera Retamas S.A. en especial al administrador Lic. Heyder Vada Soto, por haberme dado la oportunidad de ser parte de la Unidad y llevar a cabo el siguiente Proyecto de Investigación dentro de la mencionada, a la vez a todos los ingenieros, Jefes de guardia, Capataces, Inspectores y personal con el que labore, gratitud a todos ellos por haberme brindado su apoyo desinteresado y que gracias a ellos pude culminar el presente trabajo de Investigación.

Y sobre todo agradezco el constante apoyo de mi familia. Gracias por su apoyo, paciencia y ánimo a lo largo del desarrollo de mi tesis.

## RESUMEN

*Minera Aurífera Retamas S.A., actualmente se ve enfrentada a un problema de producción, puesto que estos últimos meses no viene cumpliendo oportunamente la producción programada. Surge entonces la idea de elaborar un estudio de investigación para la aplicación de un método de explotación que permita producir la meta trazada.*

*El presente trabajo de investigación tiene como objetivo analizar, seleccionar y aplicar Métodos de explotación que permitan: incrementar la producción de mineral (como principal objetivo), reducir el costo operativo, reducir el porcentaje de dilución y elevar el grado de seguridad en MARSÁ.*

*Minera Aurífera Retamas S.A., ubicado en el norte del país (Pataz- La Libertad), explota estructuras mineralizadas (vetas), mediante el método Corte y Relleno Ascendente, para nuestro caso en estudio, el Sistema de vetas Cabana, con geometría irregular, vetas angostas, potencia promedio de 1.0 m, donde el buzamiento varía de 15° a 35°, la calidad de la roca encajonante tiene RMR promedio de 45 (41-50) y anchos de minado de 1.85 m. Este método no aporta para el cumplimiento de la producción deseada, identificándose varias deficiencias como: producción no oportuna, doble o hasta triple manipulación en la limpieza, porcentaje de dilución elevada y bajos rendimientos, estos factores hacen que se mantenga costos de operación elevados. Motivo principal buscar una alternativa.*

*Haciendo uso del criterio técnicos de selección de Nicholas (1981), que hace especial énfasis en las condiciones geomecánicas del yacimiento, se determinó la aplicación del método de explotación Long Wall-“Lonjas Largas” en la veta Cabana 3H, en el nivel 2770.*

*Una vez implementado el método de explotación Long Wall, se realiza una evaluación cuantitativa del proceso operativo de este método en relación al método Corte y Relleno Ascendente; en donde se ha determinado que la producción de mineral*

*aumenta de 529.08 TM/mes a 649.99 TM/mes, el costo operativo se redujo de 39.00 \$/TM a 25.79 \$/TM y el porcentaje de dilución se redujo de 33.87% a 18.37%.*

*La aplicación del método de explotación Long Wall, ha permitido también: reducir el índice de accidentabilidad, elevando así el factor de seguridad de 1.58 a 1.89, reducir el factor de potencia de 0.63 Kg/TM a 0.51 Kg/TM, lo que implica que se utilizara menor cantidad de explosivo para extraer mayor cantidad de mineral. En resumen la producción de mineral se incrementa en un 22.85 % adicional, se reduce los costos de operación en 33.87% menos y disminuye la dilución en un 45.76%.*

## LISTA DE FIGURAS

	<b>PAG.</b>
<b>FIGURA 01.</b> WINCHE ELÉCTRICO DE 15 HP .....	14
<b>FIGURA 02.</b> RASTRA DE 42 PULGADAS.....	15
<b>FIGURA 03.</b> PRINCIPALES ELEMENTOS DE UN MACIZO ROCOSO.....	16
<b>FIGURA 04.</b> JACKPOT DE 220 MM .....	23
<b>FIGURA 05.</b> WOOD PACK, ARMADO CON MADERA REDONDA .....	23
<b>FIGURA 06.</b> MAPA DE UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MARSAS.....	26
<b>FIGURA 07.</b> PLANTA DE TRATAMIENTO .....	31
<b>FIGURA 08.</b> ORGANIGRAMA DE MARSAS.....	32
<b>FIGURA 09.</b> PLANO GEOLOGICO REGIONAL .....	33
<b>FIGURA 10.</b> PLANO GEOLOGICO LOCAL .....	35
<b>FIGURA 11.</b> PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL EN SECCIÓN .....	39
<b>FIGURA 12.</b> CONTORNEO ESTADÍSTICO DE LA CONCENTRACIÓN DE POLOS DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES ASOCIADAS AL DOMINIO ESTRUCTURAL VETA CABANA (1.5% DEL ÁREA DE LA SUPERFICIE DEL HEMISFERIO). .....	46
<b>FIGURA 13.</b> REPRESENTACIÓN DE LOS PLANOS PRINCIPALES DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES, ASOCIADOS AL DOMINIO ESTRUCTURAL DE LA VETA CABANA 3H. ....	47
<b>FIGURA 14.</b> CONTORNEO ESTADÍSTICO DE LA CONCENTRACIÓN DE POLOS DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES (1.5 - 2% DEL ÁREA DE LA SUPERFICIE DEL HEMISFERIO). .....	47
<b>FIGURA 15.</b> REPRESENTACIÓN DE LOS PLANOS PRINCIPALES DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES. ....	48
<b>FIGURA 16.</b> DIAGRAMAS DE ROSETAS DEL COMPÓSITO DE FALLAS.....	48
<b>FIGURA 17.</b> TABLA GEOMECANICA GSI MARSAS.....	57
<b>FIGURA 18.</b> FACTORES INFLUYENTES DE LA TABLA GSI MARSAS.....	59
<b>FIGURA 19.</b> SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y TIPO DE LABOR DE LA TABLA GSI MARSAS.....	60
<b>FIGURA 20.</b> CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO DE LA TABLA GSI MARSAS.....	61
<b>FIGURA 21.</b> VISTA ISOMETRICA EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL – MARSAS .....	66
<b>FIGURA 22.</b> VISTA TRASVERSAL EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL – MARSAS .....	67
<b>FIGURA 23</b> MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL – MARSAS.....	69
<b>FIGURA 24.</b> PUNTOS DE ANCLAJE Y TRAMOS DE LIMPIEZA CON EL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	74

<b>FIGURA 25. COSTOS DE OPERACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MARSA</b>	76
<b>FIGURA 26. MODELO DE MALLA DE ELEMENTOS FINITOS PARA LA SIMULACION DEL MINADO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL</b>	88
<b>FIGURA 27. DISTRIBUCIÓN DE FACTORES DE RESISTENCIA A MEDIDA QUE SE DESARROLLA EL MINADO POR EL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL</b>	89
<b>FIGURA 28. MODELO DE MALLA DE ELEMENTOS FINITOS PARA LA SIMULACIÓN DEL MINADO POR LONGWALL</b>	90
<b>FIGURA 29. DISTRIBUCIÓN DE FACTORES DE RESISTENCIA A MEDIDA QUE SE DESARROLLA EL MINADO POR MÉTODO LONGWALL</b>	90
<b>FIGURA 30. VISTA EN ISOMÉTRICO DE LABORES DE PREPARACIÓN Y EL BLOCK PARA TAJEO</b>	93
<b>FIGURA 31. VISTA EN SECCIÓN DE LABORES DE PREPARACIÓN – MÉTODO LONG WALL MINING</b>	94
<b>FIGURA 32. TOLVA METLICA</b>	94
<b>FIGURA 33. PERFORACIÓN EN EL METODO DE EXPLOTACION LONG WALL</b>	98
<b>FIGURA 34. MALLA DE PERFORACIÓN PARA EL METODO DE EXPLOTACION LONG WALL – ROCA REGULAR</b>	99
<b>FIGURA 35. DISTRIBUCIÓN Y SECUENCIA DE SALIDA DE LOS TALADROS PARA ROCA REGULAR PARA MÉTODO DE LONG WALL MINING</b>	100
<b>FIGURA 36. VOLADURA EN EL MÉTODO DE LONG WALL MINING</b>	101
<b>FIGURA 37. LIMPIEZA CON WINCHE EN FORMA DE “L”</b>	104
<b>FIGURA 38: RASTRA DE 42 PULGADAS PARA LA LIMPIEZA DE MINERAL EN EL MÉTODO LONG WALL</b>	105
<b>FIGURA 39. SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT EN EL MÉTODO LONG WALL MINING</b>	106
<b>FIGURA 40: SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT Y DIFERENTES PRESENTACIONES 140 A 260 MM DE DIÁMETRO</b>	107
<b>FIGURA 41. PRINCIPIO DE FUNCIONAMIENTO DE JACKPOT</b>	108
<b>FIGURA 42. INSTALACION DE PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT</b>	109
<b>FIGURA 43. ALINEACIÓN DE PUNTALES CON JACKPOT</b>	110
<b>FIGURA 44. MUESTRA SOSTENIMIENTO CON PUNTALES Y WOOD PACK QUE SE VA INSTALANDO ESTRATÉGICAMENTE SEGÚN QUE REQUIERA</b>	111
<b>FIGURA 45. COSTOS DE OPERACIÓN LONG WALL MARSA</b>	112
<b>FIGURA 46. COMPARATIVO DE PRODUCCIÓN DE MINERAL</b>	118
<b>FIGURA 47. COMPARATIVO DE COSTO DE OPERACIÓN</b>	118
<b>FIGURA 48. COMPARATIVO DE DILUCIÓN</b>	120
<b>FIGURA 49. COMPARATIVO DE ALTURA DE MINADO METODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE</b>	121

## LISTA DE TABLAS

	PAG.
<b>TABLA 01.</b> ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MARSAS 09; <b>Error! Marcador no definido.</b>	
<b>TABLA 02.</b> DESCRIPCIÓN TÉCNICA DE MAQUINA PERFORADORA .....	10
<b>TABLA 03.</b> ACEROS DE PERFORACION .....	11
<b>TABLA 04.</b> ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA (RQD) .....	17
<b>TABLA 05.</b> TABLA DE CLASIFICACIÓN MODIFICADA DE BIENIAWSKI .....	19
<b>TABLA 06.</b> CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN FUNCIÓN DE LOS BLOQUES BASADO EN EL ENTRABAMIENTO Y LAS CONDICIONES DE LAS JUNTAS. ADAPTADA DE HOEK (2006).....	20
<b>TABLA 07.</b> RESERVAS PROBADAS Y PROBABLES - MARSAS .....	43
<b>TABLA 08.</b> RESERVAS PROBADAS Y PROBABLES – VETA CABANA 3H .....	43
<b>TABLA 09.</b> SISTEMA DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURAS MENORES (SISTEMA DE DIACLASAS). DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO / BUZAMIENTO .....	46
<b>TABLA 10.</b> SISTEMA DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURAS MAYORES COMPÓSITO DE FALLAS.....	46
<b>TABLA 11.</b> RANGOS DE CLASIFICACIÓN RMR Y COLORES ESTABLECIDOS EN MARSAS.....	50
<b>TABLA 12.</b> RESUMEN DE CALIDAD RMR DE LA MASA ROCOSA – MINA MARSAS	51
<b>TABLA 13.</b> ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA MINA MARSAS .....	52
<b>TABLA 14</b> RESULTADOS DE ENSAYOS EN LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS.....	53
<b>TABLA 15.</b> DATOS DE LABOR Y PRODUCCION DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL .....	70
<b>TABLA 16.</b> DATOS TÉCNICOS DE LA PERFORACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	72
<b>TABLA 17.</b> DATOS TÉCNICOS DE VOLADURA DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	73
<b>TABLA 18.</b> COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....	73
<b>TABLA 19.</b> COSTOS DE LIMPIEZA DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	74
<b>TABLA 20.</b> COSTOS DE SOSTENIMIENTO DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	75
<b>TABLA 21.</b> COSTOS DE RELLENO DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	75
<b>TABLA 22.</b> COSTOS DE OPERACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....	76
<b>TABLA 23.</b> DATOS DEL LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO.....	77

<b>TABLA 24. DATOS TECNICOS DE LA LABOR .....</b>	<b>77</b>
.....	78
<b>TABLA 25. AREAS Y VOLUMENES EN EL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....</b>	<b>79</b>
<b>TABLA 26. VOLUMEN EXTRAIDO Y VOLUMEN DILUIDO EN EL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....</b>	<b>80</b>
<b>TABLA 27. PORCENTAJE DE DILUCIÓN EN EL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....</b>	<b>81</b>
<b>TABLA 28. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-TIPO DE YACIMIENTO .....</b>	<b>83</b>
<b>TABLA 29. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-CONDICIONES DEL MINERAL.....</b>	<b>84</b>
<b>TABLA 30. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-CONDICIONES DE ESTRUCTURA .....</b>	<b>84</b>
<b>TABLA 31. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-PARED COLGANTE .....</b>	<b>85</b>
<b>TABLA 32. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-PARED PENDIENTE.....</b>	<b>86</b>
<b>TABLA 33. RANKING DE LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN.....</b>	<b>87</b>
<b>TABLA 34. DATOS DE LABOR Y PRODUCCIÓN DEL MÉTODO LONG WALL .....</b>	<b>95</b>
<b>TABLA 35. DATOS TÉCNICOS DE LA PERFORACIÓN DEL MÉTODO LONG WALL .....</b>	<b>97</b>
<b>TABLA 36. DATOS TÉCNICOS DE VOLADURA DEL MÉTODO LONG WALL .....</b>	<b>100</b>
<b>TABLA 37. COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL MÉTODO LONG WALL .....</b>	<b>102</b>
<b>TABLA 38. COSTOS DE LIMPIEZA DEL MÉTODO LONG WALL.....</b>	<b>103</b>
<b>TABLA 39. COSTOS DE SOSTENIMIENTO DEL MÉTODO LONG WALL.....</b>	<b>111</b>
<b>TABLA 40. COSTOS DE OPERACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE .....</b>	<b>112</b>
<b>TABLA 41. DATOS DEL LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO PARA EL METODO LONG WALL.....</b>	<b>113</b>
<b>TABLA 42. DATOS TECNICOS DE LA LABOR PARA EL METODO LONG WALL ..</b>	<b>113</b>
<b>TABLA 43. AREAS Y VOLUMENES EN EL METODO LONG WALL.....</b>	<b>115</b>
<b>TABLA 44. VOLUMEN EXTRAIDO Y VOLUMEN DILUIDO EN EL METODO LONG WALL.....</b>	<b>116</b>
<b>TABLA 45. PORCENTAJE DE DILUCIÓN EN EL METODO LONG WALL.....</b>	<b>116</b>
<b>TABLA 46. COMPARATIVO DE LA PRODUCCIÓN DE MINERAL.....</b>	<b>117</b>
<b>TABLA 47. COMPARATIVO DE COSTO DE OPERACIÓN .....</b>	<b>118</b>
<b>TABLA 48. COMPARATIVO DE DILUCIÓN.....</b>	<b>119</b>

## **TABLA DE CONTENIDO**

	PAG.
<b>DEDICATORIA</b> .....	i
<b>AGRADECIMIENTO</b> .....	ii
RESUMEN.....	iii
LISTA DE FIGURAS .....	v
LISTA DE TABLAS .....	vii
TABLA DE CONTENIDO.....	ix
INTRODUCCION .....	1
<b>CAPITULO I</b> .....	3
<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</b> .....	3
1.1. DESCRIPCION DEL PROBLEMA .....	3
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	4
1.2.1. PROBLEMA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS DE LA INVESTIGACIÓN .....	4
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.3.1. OBJETIVO GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS .....	5
1.4. JUSTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	5
1.4.1. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN .....	5
1.4.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN .....	6
1.5. HIPÓTESIS.....	6
1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL .....	6
1.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	6
<b>CAPITULO II</b> .....	7
<b>2. MARCO TEÓRICO</b> .....	7
2.1. METODOS DE EXPLOTACIÓN APLICADOS AL MINADO SUBTERRANEO ..	7
2.1.1. METODO LONG WALL (LW) .....	7
2.1.2. METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (TE) .....	8
2.2. LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y PRODUCCIÓN.....	8
2.2.1. LABORES DE DESARROLLO .....	8

2.2.2.	LABORES DE PREPARACIÓN.....	9
2.2.3.	LABORES DE PRODUCCIÓN .....	9
2.3.	COSTO DE MINADO .....	9
2.4.	PERFORACIÓN.....	9
2.4.1.	EQUIPOS DE PERFORACIÓN .....	9
2.4.1.1.	PERFORADORA .....	10
2.4.1.2.	ACEROS DE PERFORACIÓN .....	11
2.4.2.	DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN .....	11
2.5.	VOLADURA .....	12
2.5.1.	EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA .....	12
2.5.1.1.	EXPLOSIVOS .....	12
2.5.1.1.1.	GELATINA ESPECIAL.....	12
2.5.1.1.2.	SEMEXA 65 .....	12
2.5.1.1.3.	EXADIT 45.....	12
2.5.1.1.4.	EXSABLOCK.....	12
2.5.1.2.	ACCESORIOS .....	13
2.5.1.2.1.	MECHA RÁPIDA .....	13
2.5.1.2.2.	CARMEX (DETONADOR ENSAMBLADO) .....	13
2.6.	LIMPIEZA .....	13
2.6.1.	WINCHE ELÉCTRICO .....	13
2.6.2.	RASTRA.....	14
2.7.	GEOMECÁNICA EN EL MINADO SUBTERRANEO.....	15
2.8.	MACIZO ROCOSO COMO MATERIAL .....	15
2.9.1.	ÍNDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS (RQD).....	17
2.9.1.1.	OBTENCIÓN DE RQD.....	17
2.9.2.	CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKI (RMR) .....	18
2.9.3.	CLASIFICACIÓN DE HOEK Y BROWN (GSI).....	19
2.10.	SOSTENIMIENTO EN LA MINERÍA SUBTERRÁNEA.....	21
2.10.1.	TIPOS DE SOSTENIMIENTO .....	21
2.10.1.1.	CUADROS DE MADERA .....	21
2.10.1.2.	PUNTALES .....	22
2.10.1.3.	JACKPOT .....	22

2.10.1.4. WOOD PACK.....	23
2.11. DILUCIÓN .....	24
2.12. RUMA.....	24
<b>CAPITULO III .....</b>	<b>25</b>
<b>3. AMBITO DE ESTUDIO Y METODOLOGIA DE INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>25</b>
3.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	25
3.2. TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA.....	27
3.2.1. TOPOGRAFÍA.....	27
3.2.2. CLIMA .....	27
3.2.3. HIDROGRAFÍA Y DRENAJE.....	27
3.2.4. RECURSOS NATURALES.....	27
3.2.4.1. FLORA.....	27
3.2.4.2. FAUNA.....	28
3.3. HISTORIA DE LA MINA.....	28
3.4. PLANTA DE TRATAMIENTO.....	29
3.5. ORGANIGRAMA DE LA MINA.....	32
3.6. GEOLOGIA.....	33
3.6.1. GEOLOGÍA REGIONAL .....	33
3.6.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	34
3.6.3. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO .....	35
3.6.4. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL .....	36
3.6.4.1. FALLAS LONGITUDINALES NW-SE.....	37
3.6.4.2. SISTEMA E-W.....	37
3.6.4.3. FALLAS TRANSVERSALES NE-SW .....	37
3.6.4.4. FALLAS TRANSVERSALES N-S.....	38
3.6.5. GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	40
3.6.5.1. RECURSOS Y RESERVAS .....	40
3.6.5.1.1. VETAS.....	40
3.6.5.2. VETA CABANA 3H.....	41
3.6.5.3. MINERALIZACIÓN .....	41
3.6.5.3.1. CONTROL ESTRUCTURAL .....	41
3.6.5.3.2. CONTROL LITOLÓGICO .....	41

3.6.5.3.3. CONTROL MINERALÓGICO .....	42
3.6.5.4. ALTERACION DE CAJAS.....	42
3.6.6. RECURSOS MINERALES MARSA .....	42
3.6.6.1.1. INVENTARIO DE RESERVAS DE MINERAL .....	43
3.6.6.1.2. INVENTARIO DE RESERVAS DE MINERAL DE LA VETA CABANA 3H	43
3.7. GEOMECÁNICA .....	44
3.7.1. CARACTERÍSTICAS DE LA MASA ROCOSA .....	44
3.7.1.1. REGISTRO DE DATOS .....	44
3.7.1.2. ASPECTOS LITOLÓGICOS .....	44
3.7.1.3. DISTRIBUCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES.....	45
3.7.1.4. CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES.....	49
3.7.1.4.1. FALLAS:.....	49
3.7.1.5. DISCONTINUIDADES EN DOMINIO ESTRUCTURAL VETA CABANA 3H	49
3.7.2. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA .....	49
3.7.3. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA:.....	52
3.7.4. RESISTENCIA DE LA ROCA .....	52
3.7.4.1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA:.....	52
3.7.4.2. RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA .....	54
3.7.5. RESULTADOS OBTENIDOS Y RECOMENDACIONES DEL ESTUDIO GEOMECANICO DE LA VETA CABANA 3H.....	54
3.7.6. ESFUERZOS IN-SITU.....	54
3.7.7. SOSTENIMIENTO.....	56
3.7.7.1. TABLA GEOMECANICA GSI MARSA .....	56
3.7.7.2. DESCRIPCION DE LA TABLA GSI.....	58
3.7.7.2.1. ESTRUCTURA .....	58
3.7.7.2.2. CONDICIÓN SUPERFICIAL .....	58
3.7.7.2.3. FACTORES INFLUYENTES .....	59
3.7.7.2.4. TIPOS DE SOSTENIMIENTO.....	59
3.7.7.2.5. CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO.....	61
3.8. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	61

3.9.	NIVEL DE INVESTIGACIÓN .....	62
3.10.	VARIABLES E INDICADORES DE LA INVESTIGACIÓN .....	62
3.10.1.	VARIABLES INDEPENDIENTES .....	62
3.10.2.	VARIABLE DEPENDIENTE .....	62
3.10.3.	INDICADORES .....	62
3.11.	POBLACIÓN.....	63
3.12.	TÉCNICAS PARA RECOLECCIÓN, ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS	63
3.12.1.	TÉCNICAS PARA RECOLECCIÓN DE DATOS .....	63
3.12.2.	ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS .....	64
<b>CAPITULO IV</b>	.....	<b>65</b>
<b>4.</b>	<b>APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL</b> .....	<b>65</b>
4.1.1.	PROCESO PRODUCTIVO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL .....	68
4.1.2.	PRODUCCIÓN .....	70
4.1.3.	OPERACIONES UNITARIAS DEL CICLO DE MINADO.....	72
4.1.3.1.	PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	72
4.1.3.2.	LIMPIEZA Y ACARREO.....	73
4.1.3.3.	SOSTENIMIENTO .....	75
4.1.3.4.	RELLENO .....	75
4.1.4.	DILUCIÓN.....	77
4.1.4.1.	CÁLCULO DE AREAS Y VOLUMENES .....	78
4.1.4.2.	CALCULO DE VOLUMEN EXTRAIDO Y VOLUMEN DILUIDO .....	79
4.1.4.3.	CALCULO DEL PORCENTAJE DE DILUCIÓN .....	80
4.2.	SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	81
4.2.1.	SEGÚN LA METODOLOGIA DE NICHOLAS.....	81
4.2.2.	SEGÚN EL FACTOR DE SEGURIDAD.....	87
4.3.	DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO LONG WALL .....	91
4.3.1.	PREPARACIÓN DEL BLOCK .....	91
4.3.1.1.	GALERÍAS:.....	91
4.3.1.2.	CHIMENEAS:.....	92
4.3.1.3.	SUBNIVELES: .....	92

4.3.1.4. BY-PASS: .....	92
4.3.1.5. CHIMENEAS DE OPERACIÓN: .....	93
4.3.2. PRODUCCIÓN .....	95
4.3.3. OPERACIONES UNITARIAS DEL CICLO DE MINADO .....	96
4.3.3.1. PERFORACION CON EL METODO LONG WALL .....	96
4.3.3.2. VOLADURA EN EL MÉTODO LONG WALL MINING .....	99
4.3.3.3. LIMPIEZA DE MINERAL EN EL MÉTODO LONG WALL MINING ...	103
4.3.3.4. SOSTENIMIENTO EN EL MÉTODO LONG WALL MINING .....	105
4.3.3.4.1. DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS DE PUNTALES PARA EL SOSTENIMIENTO .....	106
4.3.3.4.2. DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS DE JACKPOT .....	107
4.3.3.4.3. PROCEDIMIENTO PARA EL SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT EN EL MÉTODO LONG WALL .....	108
4.3.4. DLUCIÓN .....	113
4.3.4.1. CÁLCULO DE AREAS Y VOLUMENES .....	113
4.3.4.2. CALCULO DE VOLUMEN EXTRAIDO Y VOLUMEN DILUIDO .....	115
4.3.4.3. CALCULO DEL PORCENTAJE DE DILUCIÓN .....	116
<b>CAPITULO V</b> .....	<b>117</b>
<b>5. ANALISIS DE RESULTADOS</b> .....	<b>117</b>
5.1. COMPARATIVO DE RESULTADOS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE VS EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL	117
5.1.1. PRODUCCIÓN DE MINERAL .....	117
5.1.2. COSTO DE OPERACIÓN .....	118
5.1.3. DILUCIÓN .....	119
CONCLUSIONES .....	122
RECOMENDACIONES .....	124
REFERENCIA BIBLIOGRAFIA .....	125
<b>ANEXOS</b> .....	<b>126</b>

## INTRODUCCION

En minería subterránea existe un gran número de métodos de explotación que pueden ser aplicados en los distintos yacimientos mineralizados, cada uno cuenta con características particulares que al ser aplicadas deparan distintas ventajas y desventajas. Por este motivo es de gran importancia en el negocio minero elegir de manera correcta el método de explotación a aplicar, ya que un método no acorde a las características de la unidad minera puede ocasionar grandes pérdidas, tanto de carácter económico como humano.

Uno de los aspectos notables de la minería subterránea son los cambios que esta puede experimentar en el transcurso de los años de producción, donde las variaciones en los precios de los insumos, implementación de nuevas tecnologías, como también el constante incremento en la profundidad de las operaciones, pueden conducir a la necesidad de realizar cambios en los parámetros de diseño del método actual de producción.

El presente trabajo se desarrolla en base a un objetivo primordial, que es incrementar la producción de mineral de MARSA, en la que se viene aplicando el método de explotación Corte y Relleno Ascendente, sin embargo la producción es lenta. Es por ello que se eligió aplicar el método de explotación Long Wall con el fin de cumplir con la producción programada. Este método de explotación tiene la ventaja de incrementar la producción en un menor tiempo.

Es también importante mencionar que la empresa ya cuenta con equipos necesarios para la aplicación del método, producto de la anterior utilización de estas en el método Long Wall usado en otros sectores de la mina. Debiendo incidir en un análisis en este

punto, ya que al aplicar este nuevo método se tendrá que determinar que equipos se recuperan y que equipos se añadirán, para lograr cumplir el objetivo del presente trabajo.

Pero la implementación de un nuevo método de explotación conlleva un gran número de evaluaciones, estudios y análisis necesario para una adecuada aplicación del método. Es así como nace el requerimiento del presente estudio del método Long Wall, donde se busca encontrar de manera ordenada y detallada los principales parámetros de diseño a utilizar, como también evaluar de manera detallada los costos asociados a este método.

## **CAPITULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **1.1. DESCRIPCION DEL PROBLEMA**

En la elección de un método de explotación, los factores más importantes que se tienen en cuenta son el aspecto económico (inversión), características del yacimiento (ley, tonelaje y geometría), y la calidad del macizo rocoso. Minera Aurífera Retamas S.A.-MARSA, tiene un yacimiento de geometría regular a irregular, con vetas angostas, tal como la Veta Cabana 3H que varía entre 15° a 35° de buzamiento y con calidad de macizo rocoso de Tipo IIIB a Tipo IIA, el método elegido y que se viene usando para la explotación de este tipo de yacimiento, es el método Corte y Relleno Ascendente, con este método la producción es continua pero baja, así como la dilución es alta por no ser selectivo con un costo de minado alto.

## 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

### 1.2.1. PROBLEMA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN

¿ Cómo incrementar la producción, reduciendo la dilución con un menor costo de minado aplicando el método de explotación Long Wall en la Veta Cabana 3H, Nivel 2770 en MARSAS?

### 1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS DE LA INVESTIGACIÓN

a) ¿ Cómo incrementar la producción en la extracción de la Veta Cabana 3H, Nivel 2770 en MARSAS?

b) ¿ Cómo reducir el costo de minado en la extracción de la Veta Cabana 3H, Nivel 2770 en MARSAS?

c) ¿ Cómo reducir el porcentaje de dilución en la extracción de la Veta Cabana 3H, Nivel 2770 en MARSAS?

## 1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

### 1.3.1. OBJETIVO GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN

Incrementar la producción con menor porcentaje de dilución y reducir el costo de minado en la extracción de la veta Cabana 3H en el nivel 2770 de MARSAS usando el método de extracción Long Wall.

### 1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

a) Determinar la producción del Método Long Wall en la extracción de la veta Cabana 3H en MARSA.

b) Determinar el costo de minado del Método Long Wall en la extracción de la veta Cabana 3H en MARSA

c) Determinar el porcentaje de dilución del Método Long Wall en la extracción de la veta Cabana 3H en MARSA.

### 1.4. JUSTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

#### 1.4.1. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo se justifica por cuanto permite proponer alternativas para la reducción de costos e incrementar la producción, ya que en la actualidad los precios de los metales muestran una inestabilidad que se han manifestado con bajas en el mercado. La importancia del trabajo puede resumirse en los siguientes aspectos:

- ✓ Desde el punto de vista empresarial, significará una contribución para obtener mayor rentabilidad con un menor costo.
- ✓ Desde el punto de vista económico, permitirá analizar la estructura de los costos y la importancia que significa utilizar el método de explotación más rentable.
- ✓ Desde el punto de vista académico, contribuirá con la información bibliográfica, en un tema que constantemente constituye una parte fundamental de la elección del método de explotación.

### 1.4.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El estudio está delimitado para ser efectuado en la zona donde se realiza las operaciones de minado para la explotación de la veta CABANA 3H.

Geográficamente el ámbito de estudio corresponde a la Contrata Minera Cáncer, Minera Aurífera Retamas S.A. MARSA, que opera en el Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, departamento de la Libertad.

### 1.5. HIPÓTESIS

#### 1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL

Aplicando el método Long Wall en la extracción de la veta Cabana 3H en MARSA, la producción se incrementará, se reducirá el costo de minado y se bajará el porcentaje de dilución en relación al método Corte y Relleno Ascendente.

#### 1.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

a) La producción en la extracción de la Veta Cabana 3H en Marsa se incrementará aplicando el método Long Wall.

b) El costo de minado en la extracción de la Veta Cabana 3H se reducirá aplicando el método Long Wall.

c) El porcentaje de dilución en la extracción de la veta Cabana 3H se reducirá aplicando el método Long Wall.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. METODOS DE EXPLOTACIÓN APLICADOS AL MINADO SUBTERRANEO**

Existen diferentes 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. METODO LONG WALL (LW)**

El método de minado Long Wall (LW), también conocido como minado por tajeos largos o lonjas largas, se originó en Inglaterra a finales del siglo XVII, se aplica generalmente en la explotación de carbón, y otros minerales.

Se aplica en depósitos de potencia uniforme, normalmente en ocurrencias de grandes extensiones o en forma de estratos. 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, 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 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 debe 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. METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (TE)**

Este método se denomina también “Over Cut and Fill”, el corte y relleno ascendente en forma de tajadas horizontales comenzando desde el sub nivel inferior hasta el superior, el mineral roto es limpiado completamente del tajo, cuando toda la tajada ha sido disparada, el volumen extraído es rellenado, en el minado moderno de corte y relleno es práctica común el relleno hidráulico.

## **2.2. LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y PRODUCCIÓN**

### **2.2.1. 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: galerías, chimeneas, etc. Que permiten el acceso a las estructuras mineralizadas.

### **2.2.2. LABORES DE PREPARACIÓN**

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

### **2.2.3. LABORES DE PRODUCCIÓN**

Son los diversos lugares de trabajo en que se ejecutan la operación de minado para extraer el mineral de los blocks que los contiene; al cual se les denomina Tajeo.

## **2.3. COSTO DE MINADO**

También denominado como costo unitario; es el resultado de dividir el gasto total incurrido en la producción entre el número total de unidades producidas o generadas. 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 distribución correcta de mano de obra, uso de máquina, equipos, materiales, etc.

## **2.4. PERFORACIÓN**

El proceso de perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyo efecto de golpe o fricción produce la 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.

### **2.4.1. EQUIPOS DE PERFORACIÓN**

Los equipos de perforación deben estar en perfectas condiciones de trabajo para lograr una perforación optima, se requiere presión de aire comprimido optimo, 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.

#### 2.4.1.1. PERFORADORA

TABLA 01. DESCRIPCION TÉCNICA DE MAQUINA PERFORADORA

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	RNP
Modelo	-	RNP S-250
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
Peso perforadora (incluye barra de avance)	kg	52
Peso de barra de avance	kg	15
Carrera de pie de avance	mm	1270
Diámetro interior del cilindro de avance	mm	67
Consumo de aire	cfm	170
Tamaño estándar de barra cónica	mm	22x108
Revoluciones	rpm	225
Consumo de agua	Ltrs/seg	3
Presión de aire	psi	80
Presión de agua	psi	68
Vida útil	pp	100 000

FUENTE: MANUAL DE RNP

La Máquina perforadora es el equipo que transmite la energía de rotación y percusión a la broca a través del barreno en la tabla 02, se describe las características de la perforadora Jackleg de marca "RNP", y modelo "RNP S-250".

### 2.4.1.2. ACEROS DE PERFORACIÓN

Se refiere a la 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 la tabla 03 se describe los aceros de perforación que comúnmente son usados en el minado subterráneo en vetas angostas.

**TABLA 02. ACEROS DE PERFORACION**

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

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

### 2.4.2. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

El diseño de la malla de perforación es la distribución de taladros en un frente a disparar, el diseño de malla de perforación es de vital importancia para la extracción de mineral del tajeo, considerando el burden y 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.

## **2.5. VOLADURA**

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 los cálculos y material utilizado tienen que ser en función de la calidad del macizo rocoso que se pretende romper.

### **2.5.1. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA**

#### **2.5.1.1. EXPLOSIVOS**

##### **2.5.1.1.1. GELATINA ESPECIAL**

Es aplicable para voladura en roca dura a muy dura. Su alta velocidad de detonación proporciona una granulometría favorable para la limpieza,, evitando así voladuras secundarias o reiterados procesos de chancado.

##### **2.5.1.1.2. SEMEXA 65**

Recomendable par voladura en roca semidura, su principal característica es sensibilidad y simpatía que contribuyen a reducir los tiempos de manipulación y carguío del explosivo.

##### **2.5.1.1.3. EXADIT 45**

Recomendable para voladura de roca intermedia a dura. 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.

##### **2.5.1.1.4. EXSABLOCK**

Recomendado para voladura en roca blanda. 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.

### **2.5.1.2. ACCESORIOS**

#### **2.5.1.2.1. MECHA RÁPIDA**

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

El objetivo fundamental de este accesorio es eliminar el chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando la exposición de los operadores a los humos de la combustión.

#### **2.5.1.2.2. CARMEX (DETONADOR ENSAMBLADO)**

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

La longitud a usar será determinada por la profundidad del taladro y del circuito de conexión establecida.

## **2.6. LIMPIEZA**

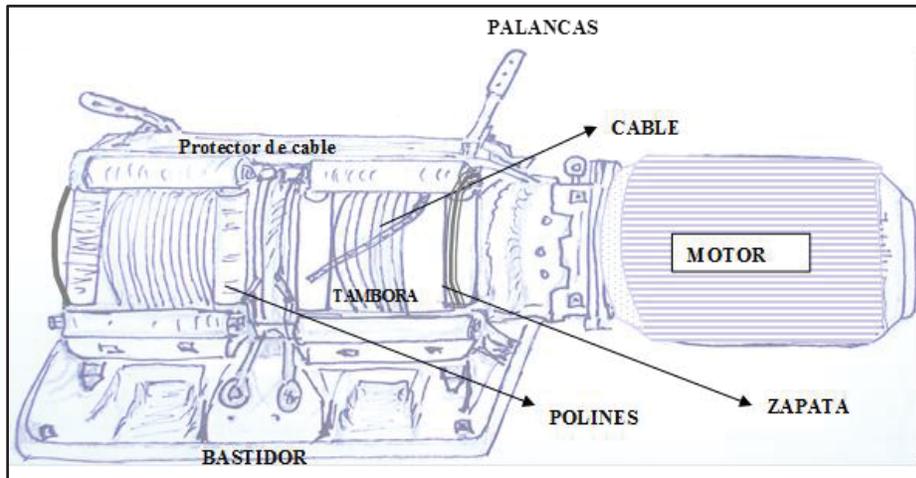
La limpieza es el proceso complementario del ciclo de minado, para poder satisfacer las expectativas del método de explotación Long Wall se requiere un winche eléctrico de 15 HP de potencia y una rastra de 42 pulgadas.

### **2.6.1. 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. Este equipo de limpieza en el método de

explotación Long Wall 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 la figura 04 se muestra las partes más importantes de un Winche eléctrico.

**FIGURA 01. WINCHE ELÉCTRICO DE 15 HP**

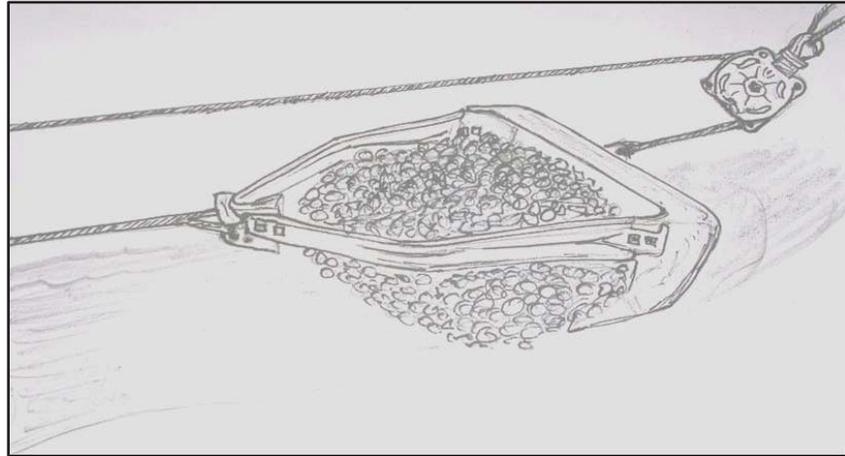


FUENTE: DEPARTAMENTO DE MANTENIMIENTO MECÁNICO –MARSÁ

### 2.6.2. RASTRA

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 02. RASTRA DE 42 PULGADAS**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE MANTENIMIENTO MECÁNICO –MARSA

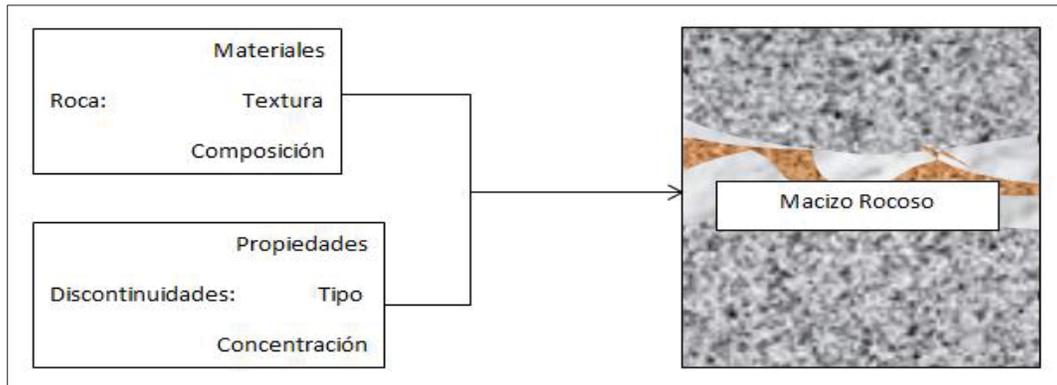
## **2.7. GEOMECÁNICA EN EL MINADO SUBTERRANEO**

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

## **2.8. 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.

**FIGURA 03. PRINCIPALES ELEMENTOS DE UN MACIZO ROCOSO**



FUENTE: PALMSTROM 1995

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.

## 2.9. 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:

### 2.9.1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LAS ROCAS (RQD)

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

- ✓ Viene ser una medida de obtención simple, así mismo se hace sobre sondeos puede hacerse sobre afloramientos rocosos.
- ✓ La definición del RQD se encuentra mundialmente reconocida, determinada con el mismo procedimiento, lo que nos permite comparar entre diferentes ubicaciones rocosas y su clasificación.

#### 2.9.1.1. OBTENCIÓN DE RQD

Llamado el índice de la calidad de roca (Rock Quality Index), el cual se identifica por RQD con tabla 04, 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.

**TABLA 03. 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

### **2.9.2. 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 y 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

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 04. TABLA DE CLASIFICACIÓN MODIFICADA DE BIENIAWSKI**

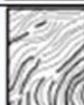
RMR	Modificado		Original (Bieniawski)	
	Clase	Denominación	Denominación	Clase
100	I-A	Excelente	Muy buena	I
90	I-B	Muy buena		
80	II-A	Buena a muy buena	Buena	II
70	II-B	Buena a media		
60	III-A	Media a Buena	Media	III
50	III-B	Media a mala		
40	IV-A	Mala a media	Mala	IV
30	IV-B	Mala a muy mala		
20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

FUENTE: BIENIAWSKI

### 2.9.3. 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 indica la reducción de la resistencia del macizo para distintas condiciones geológicas. La caracterización del macizo rocoso es simple y está basada en la observación del macizo rocoso, en términos de bloques y de la condición superficial de las discontinuidades indicadas por la rugosidad y alteración de las juntas.

**TABLA 05. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN FUNCIÓN DE LOS BLOQUES 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 mas 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 isías, 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 entrelazados, consistente en bloques cúbicos formados por tres intersecciones de	80	70			
	MUY FRACTURADA - Macizo parcialmente perturbado con bloques entrelazados y angulares, formados por cuatro o mas		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
		DECRESE EL ENTRAMAMIENTO DE LOS BLOQUES ↓				
		N/A	N/A			10

FUENTE: HOEK 2006

## **2.10. 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.

### **2.10.1. 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.

#### **2.10.1.1. CUADROS DE MADERA**

Son básicamente armazones de madera, cuyos elementos están unidos entre sí por destaje, formando una 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.

### **2.10.1.2. 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.

### **2.10.1.3. 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 07), 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 "pasivo" con madera se transforma en un sostenimiento "activo", capaz de actuar de manera rápida sobre la roca, contrarrestando el relajamiento de la roca a soportar.

**FIGURA 04. JACKPOT DE 220 MM**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE LOGÍSTICA – MARSA

#### **2.10.1.4. 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.

**FIGURA 05. WOOD PACK, ARMADO CON MADERA REDONDA**



FUENTE: PROPIA

### **2.11. DILUCIÓN**

Es la contaminación del mineral con desmonte después de realizar la voladura.  
Se representa en %.

### **2.12. RUMA**

Desmonte seleccionado después de la voladura en la labor de explotación, para reducir la dilución.

## **CAPITULO III**

### **AMBITO DE ESTUDIO Y METODOLOGIA DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD**

##### **3.1.1. UBICACIÓN**

La Unidad Minera Aurífera Retamas, se halla situada en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz y departamento de La Libertad; emplazada en las vertientes del flanco Oriental de la Cuenca hidrográfica del Marañón, en el sector Norte de la Cordillera Central. (Ver fig. 01)

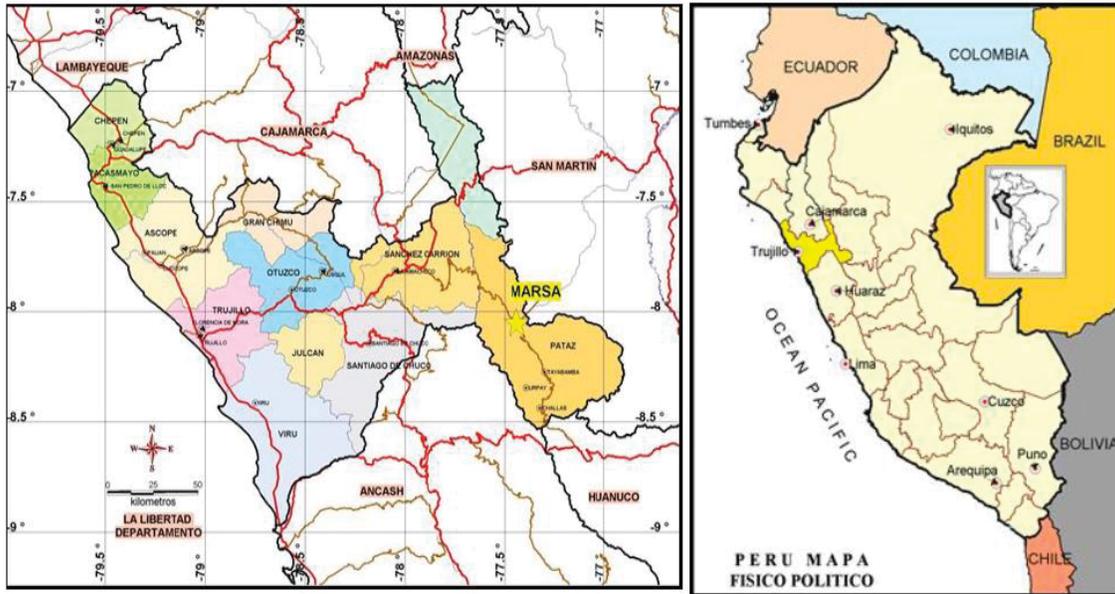
Coordenadas UTM PASAD 56 ZONA 18

Norte : 9'108,500

Este : 230,500

Presenta una extensión aproximada de 12 500 Km<sup>2</sup>, desde la altitud promedio entre 3200 a 4 500 m. s.n. m.

**FIGURA 06. MAPA DE UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MARSА**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA MARSА

### 3.1.2. ACCESIBILIDAD

El acceso se realiza por la siguiente forma:

**TABLA 06. ACCESIBILIDAD A LA UNIDAD MARSА**

<b>POR CARRETERA</b>		
<b>Tramo</b>	<b>Distancia</b>	<b>Estado</b>
Lima - Trujillo	562 Km	Asfaltado
Trujillo - Chirán	34 Km	Asfaltado
Chirán - MARSА	377 Km	Trocha carrozable
<b>POR VIA AEREA</b>		
<b>Tramo</b>	<b>Tiempo Aproximado</b>	<b>Tipo de Vuelo</b>
Lima - Pías	70 minutos	Charter
Trujillo - Pías	45 minutos	Charter

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA MARSА.

## **3.2. TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA**

### **3.2.1. TOPOGRAFÍA**

La topografía es accidentada, marcada por relieve abrupto con quebradas y ríos encañonados. Pendientes y laderas bien pronunciadas.

### **3.2.2. CLIMA**

El clima es predominantemente frío con dos estaciones climáticas diferenciadas: lluviosa entre los meses de octubre y abril y relativamente seca el resto del año.

### **3.2.3. HIDROGRAFÍA Y DRENAJE**

Las precipitaciones fluviales, se manifiestan desde el mes de octubre, intensamente los meses de diciembre a marzo y termina en el mes de abril.

El río Llacuabamba de caudal permanente, al cual convergen numerosas quebradas de aguas temporales.

El río Parcoy y Llacuabamba se unen en Retamas, quien drena al Noreste desemboca al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas desembocando al Océano Atlántico.

### **3.2.4. RECURSOS NATURALES**

La zona minera, tiene una buena parte de extensión de suelos agrícolas. En un 10% se dedican a la actividad Agrícola y ganadería, aunque en estos últimos años la minería formal e informal está desplazando a la agricultura, ya que existen diversas minas informales y entre las minas principales están Buldibuyo, Marsa, Consorcio Horizonte, Poderosa.

#### **3.2.4.1. FLORA**

Se puede observar algunas zonas de cultivo en la cual se produce maíz, cebada, calabaza trigo, ñuña y algunos árboles frutales como chirimoyas,

limones, limas, papayas en la parte baja; Variedad de papas y hortalizas en la parte alta.

#### **3.2.4.2. FAUNA**

La fauna está constituida por variedades de aves; como águilas, palomas y animales silvestres como los zorrillos, picuro, etc.

Los pobladores también se dedican a la crianza de ganadería vacunos, ovinos, porcinos, y aprovechando sus pastizales al rededores del yacimiento minero.

### **3.3. HISTORIA DE LA MINA**

La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de como el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para alcanzar el éxito en el desarrollo de un yacimiento minero en el que muchos otros habían fracasado. Lo singular en este caso es haberlo logrado en la década de los 80; en la que gran número de minas tuvieron que ser paralizadas al haber dejado de ser rentables como consecuencia de la gran crisis que entonces soporto la minería nacional y el país en general. Los primeros comentarios que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del Cerro "El Gigante" y de la labor "Huacrachuco" de donde el sabio señala se extraía abundante Oro (1860). Posteriormente la mina es trabajada alrededor del año 1905 por la familia Tarnawiecki que al parecer la abandonó ante los continuos derrumbes que se producían y al bajo precio del oro en esa época que no hacia rentable su explotación con las tecnologías conocidas entonces.

El 15 de abril de 1981 se constituyó Minera Aurífera Retamas S.A. -MARSA- siendo los accionistas fundadores los mismos que continúan hasta la fecha los empresarios Andrés Marsano Porras, Ignacio Larco Pedraza, Santos Valdiviezo Pérez, Germán Patrón Candela y José Heighes Quiñonez. A fines de 1981 MARSA encarga el estudio geológico de la zona "Gigante-Huacrachuco" a Buenaventura Ingenieros

S.A. (BISA) comenzándose los primeros trabajos de exploración y habilitación de labores antiguas.

Con la creación del Departamento de Geología e Ingeniería de la empresa a finales de 1982 se procede a realizar el primer estimado de reservas del yacimiento totalizando 23 280 TM., con una ley de 10.7 Gramos de Oro por Tonelada Métrica. Para apreciar de manera objetiva la magnitud del crecimiento de MARSA basta señalar que estas reservas no serían suficientes ni para un mes de funcionamiento normal de la actual Concentradora. Estas pequeñas reservas sin embargo incentivaron al Dr. Andrés Marsano a invertir en la construcción de una primera Planta de Flotación de 50 TM/DÍA, que fue inaugurada el 14 de julio de 1983.

El 18 de noviembre de 1992 se puso en operación la Planta de Cianuración con el sistema Merrill Crowe automatizado primero en su género en Sudamérica alcanzando hoy en día un alto Nivel Técnico y Profesional que permite el procesamiento del 1800 TM/día. Si bien es cierto que el año 1992 MARSA fue la primera productora de oro en el Perú. En la actualidad MARSA es el séptimo productor de oro a nivel nacional. Pero si se tratara de comparar las minas de oro de extracción subterránea MARSA se mantiene en el segundo lugar y sobre todo con el 100% de capital nacional.

### **3.4. PLANTA DE TRATAMIENTO**

MARSA dispone de una Planta de Beneficio de 1800 TM/día de capacidad instalada en la cual el mineral ingresa a la tolva de gruesos donde se extrae con un tamaño máximo de 7 pulg. para iniciar el chancado y reducirlo finalmente por trituración hasta 100% a -1/2 pulg. Contando para ello con un sofisticado circuito de chancadoras fajas zarandas fajas electromagnéticas y sensores de protección todos ellos enlazados por un controlador lógico programable (PLC) reduciendo de esta manera los riesgos personales averías en los equipos y tiempos muertos.

La capacidad de trituración va de 90 a 100 toneladas por hora; almacenándose el mineral en las tolvas de finos.

En la etapa de reducción de tamaños el mineral pasa a la sección molienda la cual está también automatizada mediante un PLC que controla y gobierna los molinos, bombas dosificadoras de mineral y la descarga automática de los concentrados producidos por los jigs. El molino primario recibe el mineral a -1/2 pulg. Mediante una faja alimentadora en la cual se tiene instalada una balanza electrónica dosificadora de pesaje continuo.

Posteriormente los valores de oro contenidos en el carbón activado de este circuito son recuperados por desorción y electrodeposición luego el carbón ya pobre se reactiva para su uso nuevamente en planta (CIP).

La solución rica conteniendo al oro disuelto es enviada a la Planta de Cianuración en donde se clarifica hasta lograr 2 NTU de turbidez a través de filtros prensa para entrar luego a un proceso de desaereación a 17mm Hg y un rango de 0.03 ppm de oxígeno disuelto. Para iniciar la precipitación del oro disuelto se utiliza polvo de zinc el cual es administrado por un equipo Merrill-Crowe totalmente automatizado con el cual se vienen tratando 350 gpm de solución rica. En estas condiciones se viene logrando una alta eficiencia en la precipitación del oro.

Para el correcto almacenamiento de relaves de la Planta de Concentración y de los sólidos lixiviados se cuenta con depósitos apropiados ubicados a escasos 500 metros de la Planta y diseñados para cubrir las necesidades de almacenamiento de relaves para los próximos 10 años a los actuales niveles de operación.

**FIGURA 07. PLANTA DE TRATAMIENTO**

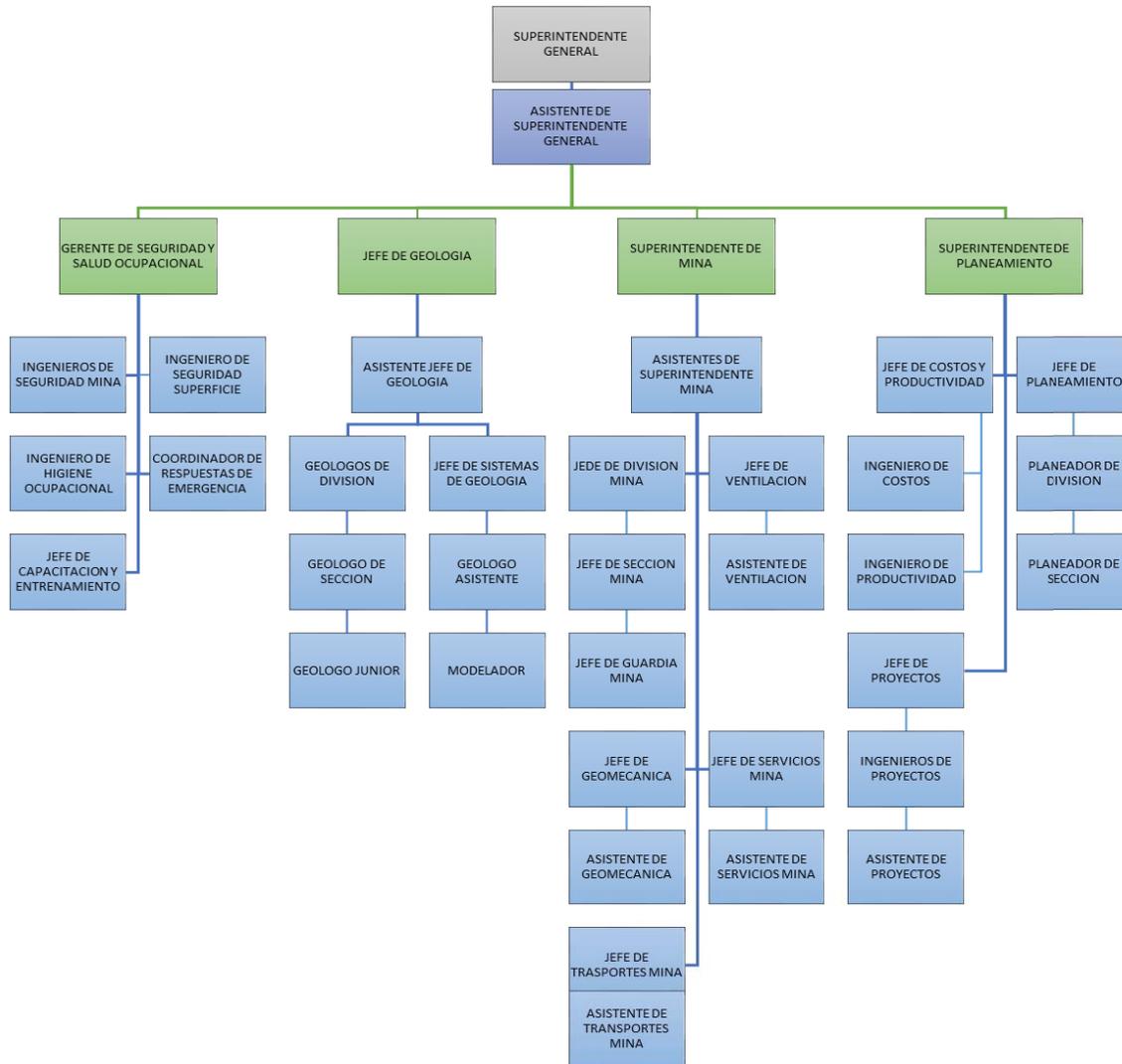


FUENTE: PROPIA (IMAGEN DE CAMPO)

### 3.5. ORGANIGRAMA DE LA MINA

A continuación se muestra el Organigrama de Minera Aurífera Retamas.

**FIGURA 08. ORGANIGRAMA DE MARSÁ**



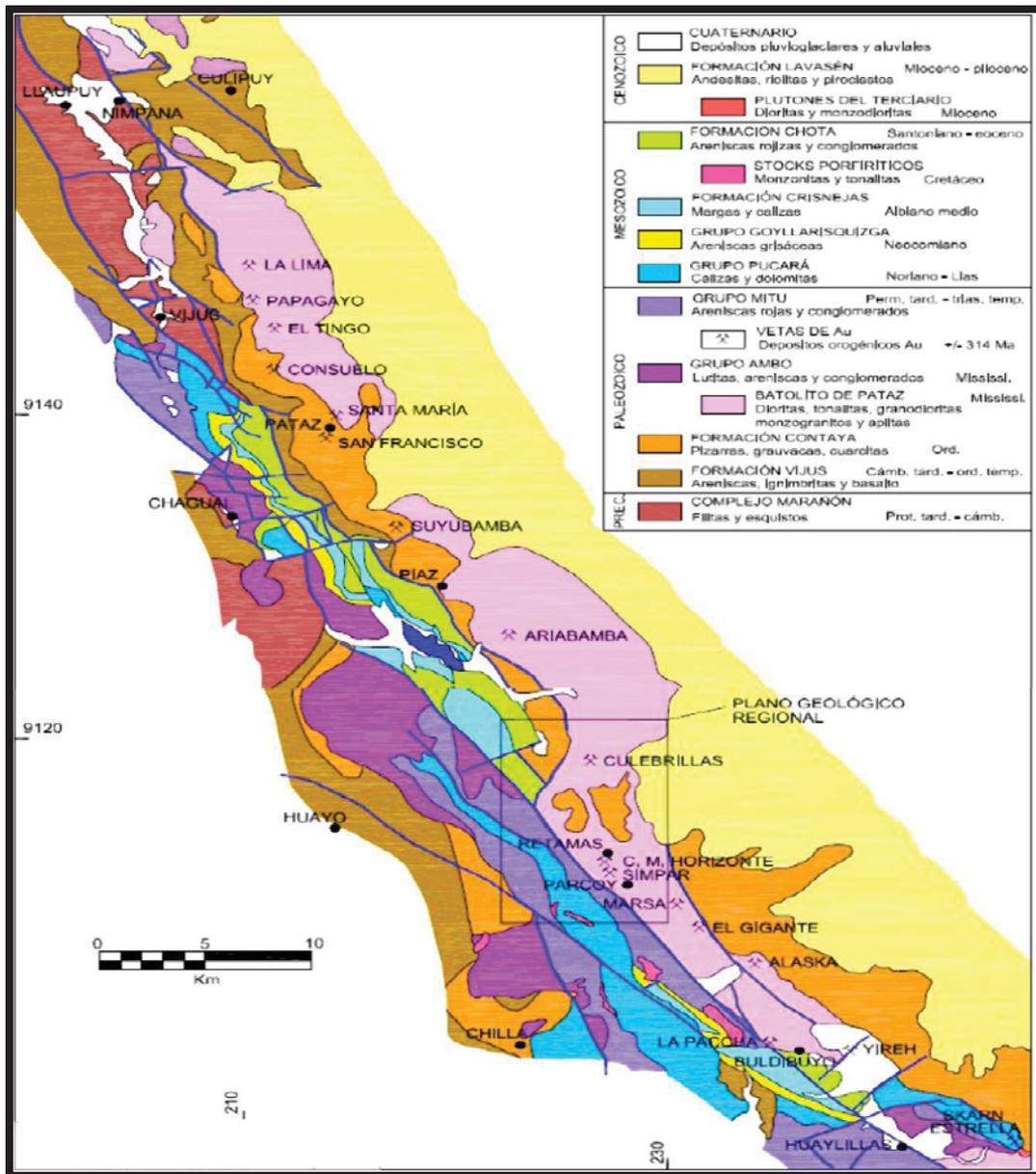
FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSÁ

### 3.6. GEOLOGIA

#### 3.6.1. 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. (Ver fig. 09).

FIGURA 09. PLANO GEOLOGICO REGIONAL



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA MARSA.

Se extiende aproximadamente 50 km, por el Norte llega hasta Vijus y por el Sur hasta Buldibuyo, 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.

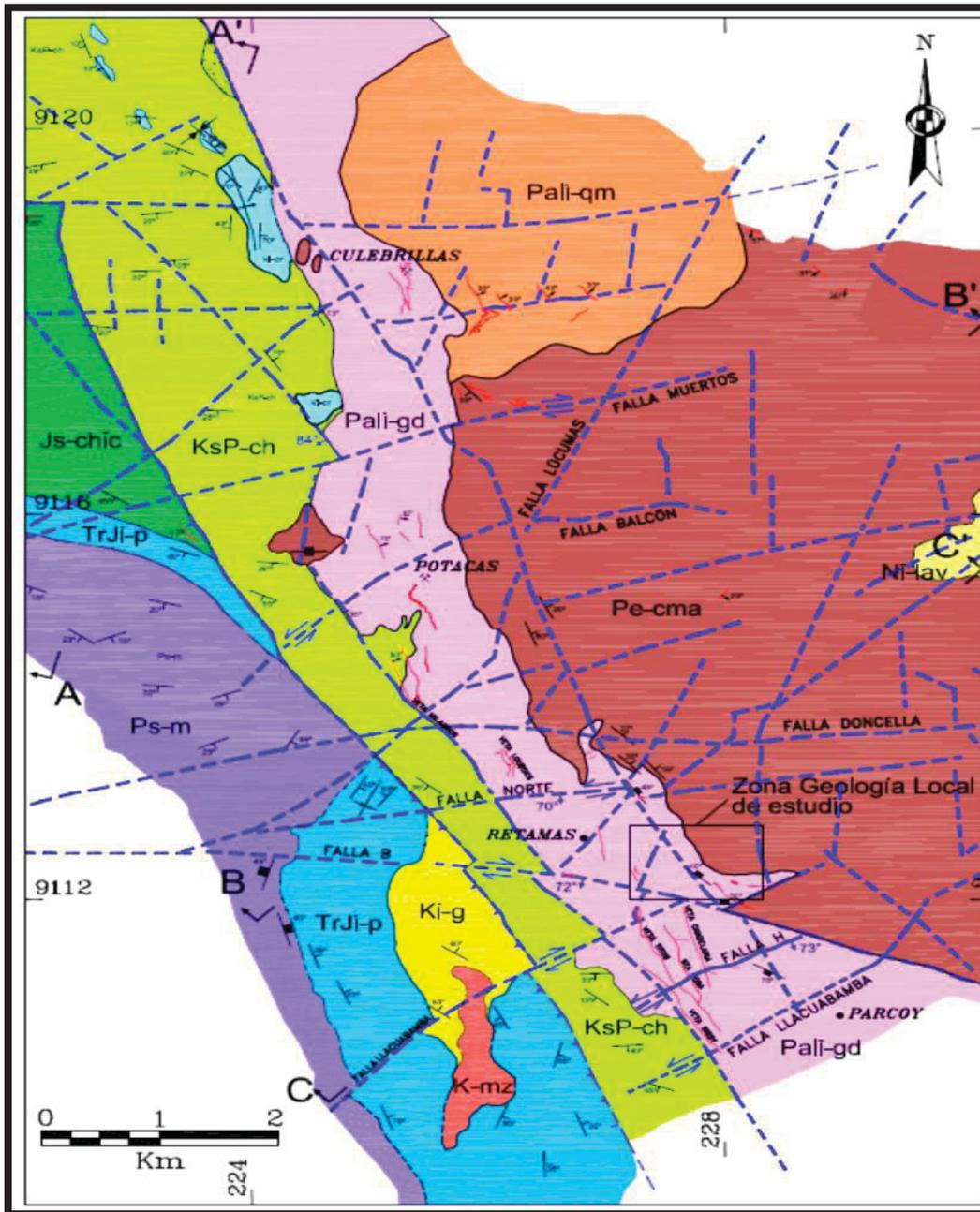
### **3.6.2. GEOLOGÍA LOCAL**

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 10. PLANO GEOLOGICO LOCAL



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA MARSA.

### 3.6.3. GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO

El depósito de Gigante es del tipo filoniano; formado por relleno de fracturas, por acción de las soluciones mineralizantes hidrotermales, 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 mineralización económica se presenta en forma de ore shoots elongados, de magnitudes métricas a hectométricas.

La génesis del yacimiento se puede relacionar al carácter magmatogénico de las soluciones hidrotermales mineralizantes, que han originado las asociaciones mineralógicas de tipo mesotermal - epitermal.

#### **3.6.4. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

El Batolito de Patáz ha sido afectado por los diversos eventos tectónicos, 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:

#### **3.6.4.1. FALLAS LONGITUDINALES NW-SE**

Son fallas post-mineralización, de rumbo sub-paralelo y/o paralelo a las vetas, que originan ensanchamientos (cabalgamiento), acuñamientos 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 buzcan 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.

#### **3.6.4.2. 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 fragmentan al intrusivo (Batolito de Pataz) en bloques. Muchas de estas fallas son pre-mineral al sistema de vetas NW – SE, con reactivaciones post-mineral.

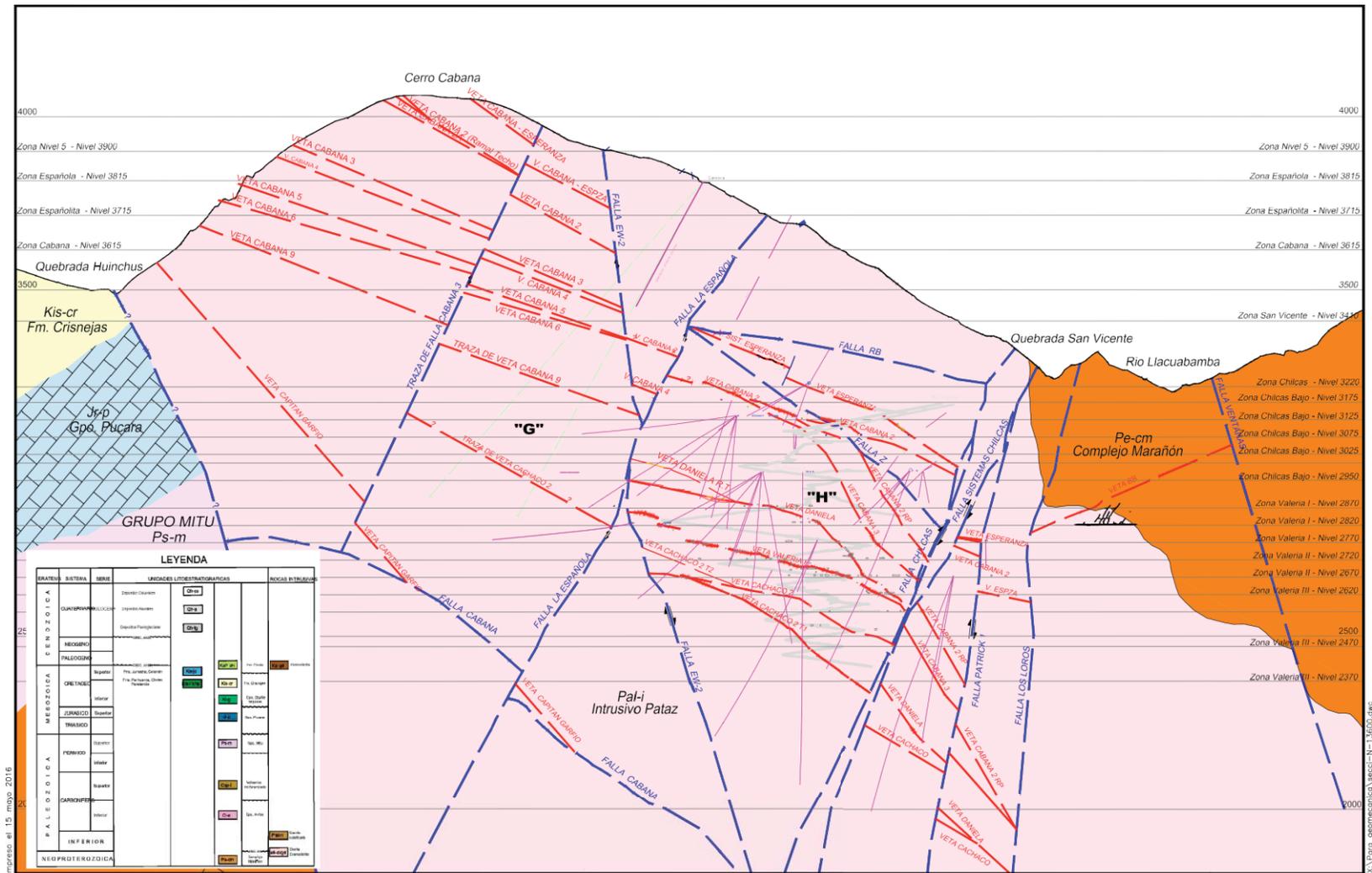
#### **3.6.4.3. FALLAS TRANSVERSALES NE-SW**

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.

#### **3.6.4.4. 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.

FIGURA 11. PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL EN SECCIÓN



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA MARSÁ.

### 3.6.5. GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mineralización se emplazó principalmente en rocas microdioritas-dioritas, en menor porcentaje en granodioritas-granitos, 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 Pataz, depositándose en las aberturas a manera de vetas.

#### 3.6.5.1. RECURSOS Y RESERVAS

El yacimiento minero "El Gigante", está constituido por una variedad de minerales agrupados en "mena" y "ganga", que se presentan dentro de las estructuras mineralizadas en forma de lentes, parches, venas e hilos. 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. Acompañando al mineral de mena se presentan otros minerales en proporciones variables, ya sean metálicos o no metálicos, constituyendo éstos los minerales de ganga o impurezas, porque no son económicamente aprovechables. Estos minerales son: cuarzo lechoso (primer estadio), calcita, caolín, calcopirita, etc.

##### 3.6.5.1.1. VETAS

Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusivo de Pataz, agrupadas dentro del Sistema NW - SE (Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, **Cabana**, Garfio, Daniela etc.) y en el Sistema N-S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco-Las Torres,

Valeria, etc.), este último sistema posee estructuras tensionales del primero.

Las vetas del Sistema NW-SE tienen rumbo N 20° - 50°W, con buzamiento de 10° a 45° en dirección NE. Con esto se evidencia que las variaciones del rumbo y buzamiento son consecuencia de los esfuerzos tensionales y compresivos que causaron plegamientos y fallamientos.

### **3.6.5.2. VETA CABANA 3H**

Como se indicó anteriormente, la aplicación de la investigación se delimita en la explotación de la Veta Cabana 3H.

Es una de las estructuras mineralizada en el CABANA, con un rumbo N 10°E a N-S, buzamiento 15° a 35°; mineralógicamente constituido por cuarzo lechoso, pirita, en menor proporción esfalerita y ocasionalmente galena. Su potencia promedio es de 1.00 m, presenta alteración hidrotermal silicificación (Cuarzo-Pirita-Sericita).

### **3.6.5.3. MINERALIZACIÓN**

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

#### **3.6.5.3.1. 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 del mineral. En muchos casos actúan como entrampamientos de las soluciones mineralizantes, formando los clavos mineralizados, este es el control más importante del yacimiento.

#### **3.6.5.3.2. CONTROL LITOLÓGICO**

Las microdioritas y dioritas son favorables para la formación de estructuras mineralizadas, mientras que las granodioritas y granitos son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas, sin embargo no se da un control litológico estricto, este puede ser variable.

#### **3.6.5.3.3. CONTROL MINERALÓGICO**

El cuarzo lechoso es el mineral principal usado como guía para las exploraciones; ligadas al cuarzo se presentan pirita y arsenopirita. Muchas veces, la presencia de galena y esfalerita-marmatita es un indicativo de que se incrementen las leyes de oro, siempre que se presenten asociadas a la pirita.

#### **3.6.5.4. ALTERACION DE CAJAS**

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

#### **3.6.6. RECURSOS MINERALES MARSA**

##### **3.6.6.1. ESTRUCTURA DE LA MINA**

La unidad Minera Aurífera Retamas SA - MARSA, ha sido dividida en las siguientes zonas: Chilcas (alto y bajo), Inclinaos, Valeria I, Valeria II, Valeria III y Valeria IV, delimitadas por los diferentes niveles en interior mina que van desde el Nivel 3410 al 2320.

3.6.6.1.1. INVENTARIO DE RESERVAS DE MINERAL

El cálculo de reservas y recursos al 31 de julio del 2016 se realizó empleando las proyecciones del precio del oro a largo plazo de 1,287 US\$/Oz.

**TABLA 07. RESERVAS PROBADAS Y PROBABLES - MARSÁ**

RESERVA MINERAL	TMS	LEY (gr-Au/TMS)	POTENCIA DE VETA (m)
PROBADA	1,273,955.00	15.0892	1.0256
PROBABLE	798,293.00	14.1955	0.9886
Total general	2,072,248.00	14.7449	1.0113

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA MARSÁ

3.6.6.1.2. INVENTARIO DE RESERVAS DE MINERAL DE LA VETA CABANA 3H

**TABLA 08. RESERVAS PROBADAS Y PROBABLES – VETA CABANA 3H**

RESERVA MINERAL	TMS	LEY (gr-Au/TMS)	POTENCIA DE VETA (m)
PROBADA	399,772.00	11.7461	1.0956
PROBABLE	175,743.00	10.3003	0.9913
Total general	575,515.00	11.3700	1.0685

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA MARSÁ

### **3.7. GEOMECÁNICA**

#### **3.7.1. CARACTERÍSTICAS DE LA MASA ROCOSA**

Para determinar las características geomecánica del macizo rocoso en nuestra zona de estudio se ha realizado el levantamiento geomecánico en los diferentes afloramientos rocosos expuestos en las diferentes excavaciones en interior mina.

##### **3.7.1.1. 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 acabo utilizando el "método directo por celdas de detalle".

Los indicadores de observación y medición fueron adquiridos en formatos de registro diseñados para este propósito, apropiados 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.

##### **3.7.1.2. 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 la alteración se en gran parte han existido modificaciones físico – químicas de las rocas antes mencionadas, degradando sus características geomecánicas por lo que durante la excavación de un

macizo rocoso; de esa manera, 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.

### **3.7.1.3. DISTRIBUCIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES**

Se procesaron los datos orientacionales 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 las tablas 09 y 10, 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 12 a 16). 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, dando prioridad a la veta CABANA.

**TABLA 09. 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	152/79	242/86	87/6	
COMPOSITO	156/78	257/77	71/16	203/73

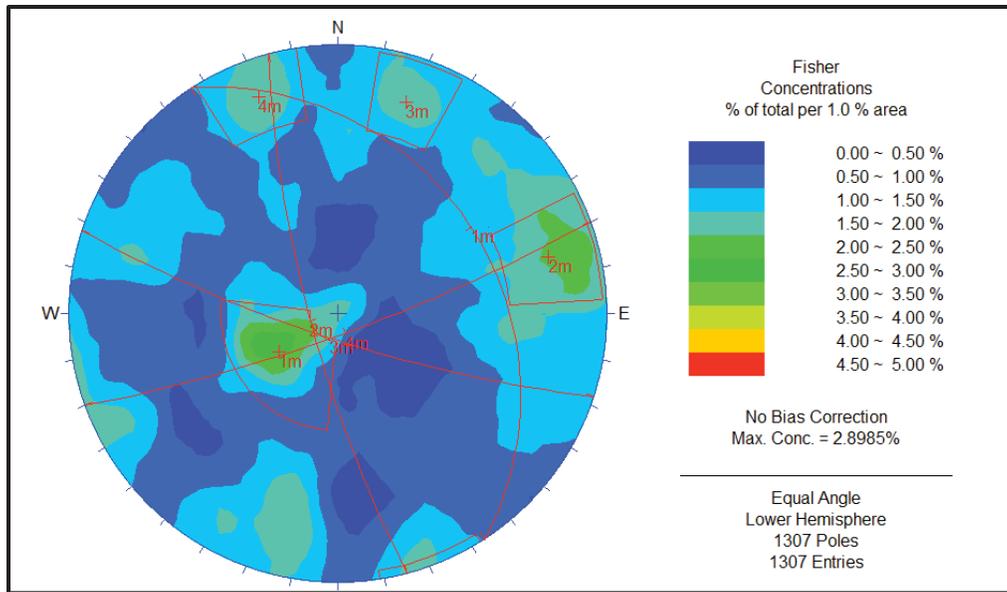
FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

**TABLA 10. SISTEMA DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURAS MAYORES COMPÓSITO DE FALLAS**

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

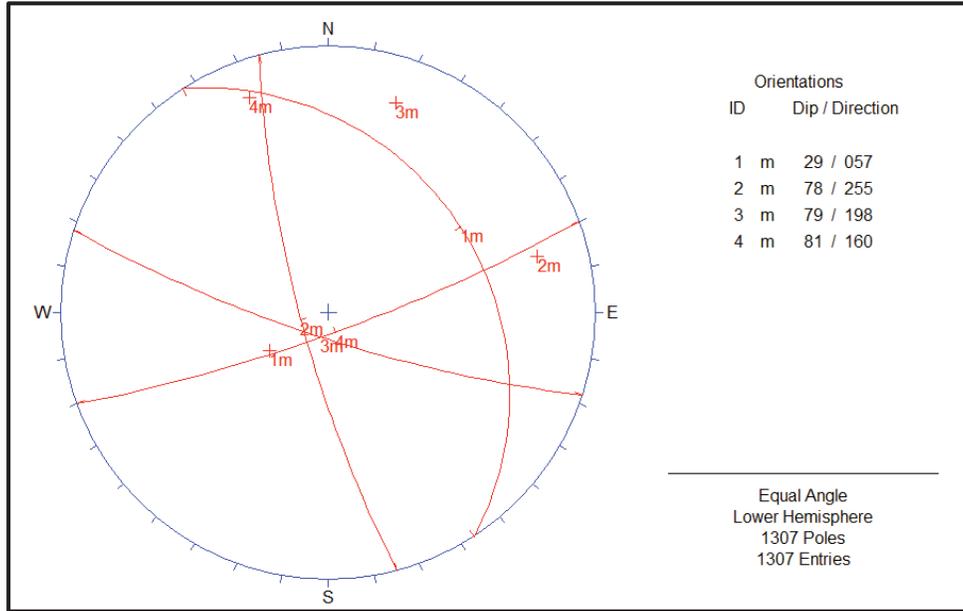
FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

**FIGURA 12. CONTORNEO ESTADÍSTICO DE LA CONCENTRACIÓN DE POLOS DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES ASOCIADAS AL DOMINIO ESTRUCTURAL VETA CABANA (1.5% DEL ÁREA DE LA SUPERFICIE DEL HEMISFERIO).**



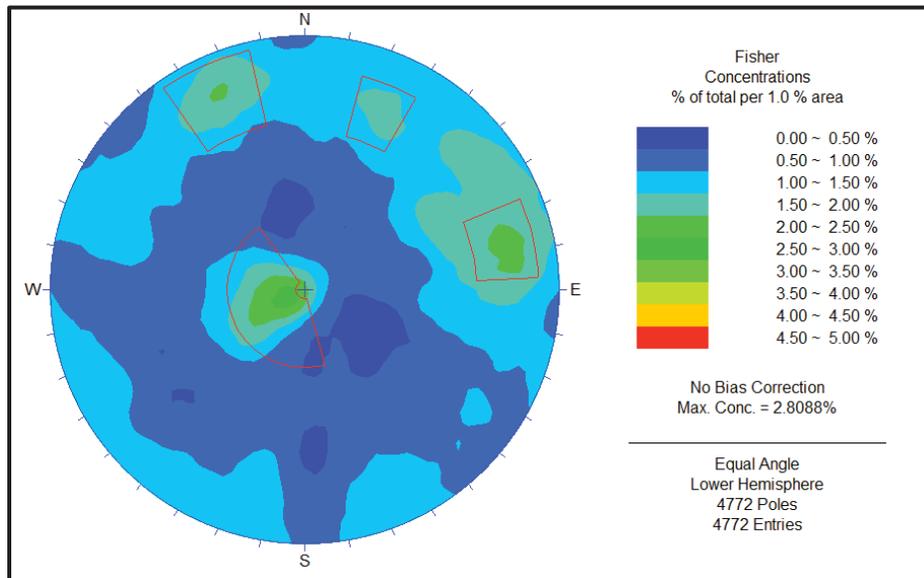
FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

**FIGURA 13. REPRESENTACIÓN DE LOS PLANOS PRINCIPALES DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES, ASOCIADOS AL DOMINIO ESTRUCTURAL DE LA VETA CABANA 3H.**



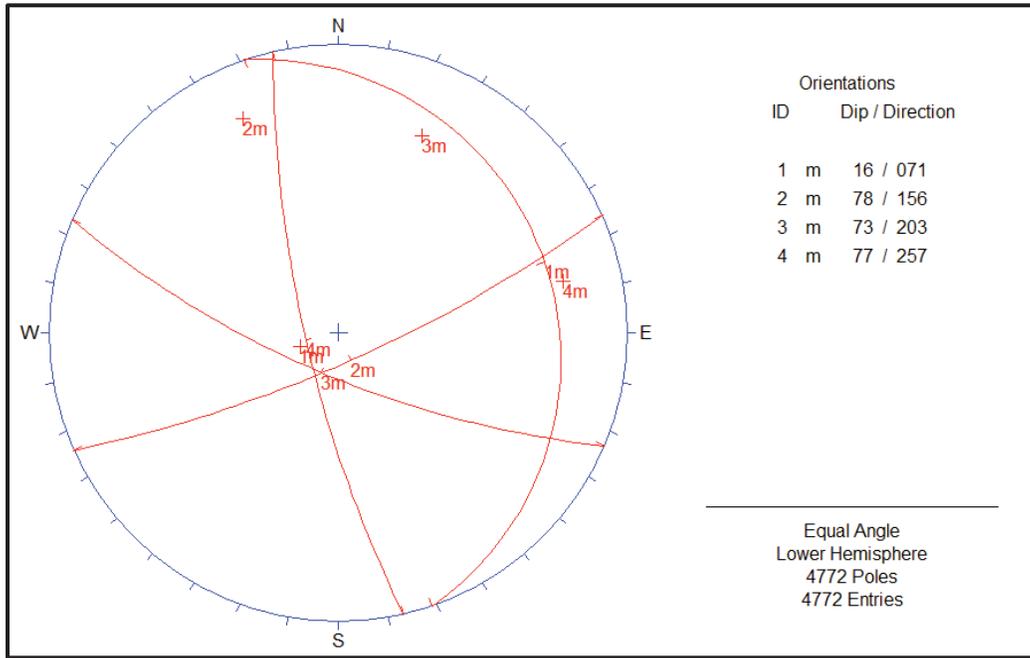
FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

**FIGURA 14. CONTORNEO ESTADÍSTICO DE LA CONCENTRACIÓN DE POLOS DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES (1.5 - 2% DEL ÁREA DE LA SUPERFICIE DEL HEMISFERIO).**



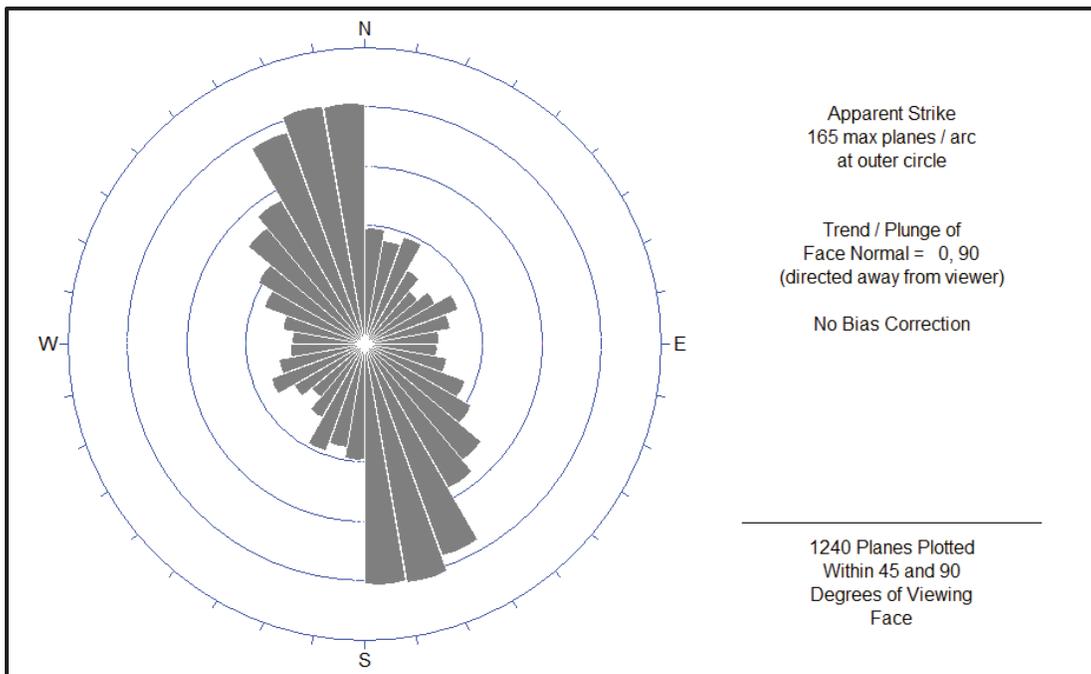
FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

**FIGURA 15. REPRESENTACIÓN DE LOS PLANOS PRINCIPALES DEL COMPÓSITO DE ESTRUCTURAS MENORES.**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

**FIGURA 16. DIAGRAMAS DE ROSETAS DEL COMPÓSITO DE FALLAS.**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

#### **3.7.1.4. 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:

##### **3.7.1.4.1. FALLAS:**

De acuerdo a los sistemas presentados en la Tabla 10, 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.

#### **3.7.1.5. DISCONTINUIDADES EN DOMINIO ESTRUCTURAL VETA CABANA 3H**

En el dominio estructural asociado a la veta cabana 3H predominan un espaciamiento de 6 a 10 cm, discontinuidades rellanadas con rellenos blandos (panizo y arcilla) seguido de carbonatos.

#### **3.7.2. 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. 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 la tabla N°11. Los valores promedio del “RMR BÁSICO” de acuerdo al dominio litológico se consignan en la tabla N°10, 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 11. RANGOS DE CLASIFICACIÓN RMR Y COLORES ESTABLECIDOS EN MARSÁ.**

TIPO DE ROCA		RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACIÓN 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 MARSÁ.

**TABLA 12. RESUMEN DE CALIDAD RMR DE LA MASA ROCOSA – MINA MARSÁ**

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

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSÁ.

De acuerdo al resumen expuesto en la Tabla 12 se tiene:

- ✓ Existe un amplio rango de valores para cada dominio litológico, desde el tipo de roca Buena IIB hasta Muy mala VA. 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.
- ✓ Es importante que la calidad de roca predominante es IIIB, la que en el mayor de los casos debido a la dirección de las excavaciones que por cuestiones técnicas tienen que ir paralelo al sistema principal de discontinuidades sufre un ajuste a IVA.
- ✓ 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 SIM.

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

### 3.7.3. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA:

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.

**TABLA 13. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA MINA MARSÁ**

<b>Dominio Estructural</b>	<b>Rango RMR</b>	<b>Promedio RMR</b>
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 MARSÁ.

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 la Tabla 13 se presentan un resumen de estos resultados

### 3.7.4. RESISTENCIA DE LA ROCA

#### 3.7.4.1. 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 ( $\sigma_{ci}$ ) o denominada también resistencia compresiva simple o uniaxial.

Los valores de  $\sigma_{ci}$  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 la Tabla 13, para las rocas asociados a los dominios estructurales definidos en los párrafos anteriores.

**TABLA 14 RESULTADOS DE ENSAYOS EN LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS.**

Litología	mi	$\sigma_c$ (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.

### **3.7.4.2. 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  $\mu$ , 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<sup>3</sup> 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)

### **3.7.5. RESULTADOS OBTENIDOS Y RECOMENDACIONES DEL ESTUDIO GEOMECANICO DE LA VETA CABANA 3H**

Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

La roca encajonante de Cabana 3H, 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 debe variar de 41 a 60, por lo que queda demostrado según la tabla 12: Resumen de Calidad RMR de la masa rocosa, tabla 13 y tabla 14 Zonificación Geomecánica.

### **3.7.6. ESFUERZOS IN-SITU**

Cualquier macizo rocoso en estado natural o virgen contiene componentes de esfuerzos no nulas debido al peso propio de la roca sobre-yacente,

confinamiento o historia geológica. Este campo de esfuerzos es alterado por las excavaciones que puedan realizarse, generando nuevos esfuerzos inducidos los cuales pueden vencer la resistencia del macizo rocoso; dichos esfuerzos inducidos están en función de los esfuerzos in-situ, de esta manera, es esencial el conocimiento de los esfuerzos in-situ para el análisis de estabilidad correspondiente.

El área de geomecánica de Minera Aurifera Retamas ha determinado mediante ensayos OVER CORING (Geomecánica Latina Octubre del 2011) para la medición de esfuerzos in-situ en dicha unidad, que el esfuerzo principal mayor  $\sigma_1$  cumple con las características de ser sub horizontal, de la relación  $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ , supone que el esfuerzo principal menor  $\sigma_3$  es casi horizontal, asunto que ha sido verificado en todas las mediciones de overcoring del batolito de Pataz, completando el complejo tectónico, el esfuerzo  $\sigma_2$  (intermedio) es persistentemente subvertical.

Para estimar la magnitud del esfuerzo vertical se ha utilizado el criterio de carga litostática de Hoek & Brown (1978), en el cual, el esfuerzo vertical es calculado a partir del peso unitario de la roca sobre yacente y la profundidad debajo de la superficie. Para estimar el esfuerzo horizontal, es necesario conocer la constante "k", factor de distribución de esfuerzos.

Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ varía aproximadamente de 1.9 a 3.8 MPa para profundidades que van de 540 a 1380, donde actualmente se concentra la mayor explotación de la mina; de la misma forma, la constante "k" varía de 3.28 a 1.89; finalmente, los esfuerzos in-situ horizontales estarían en el rango de 6.2 a 7.1 MPa. Se ha revisado también el Mapa Mundial de Esfuerzos, según este mapa y considerando que en MARSA han ocurrido importantes fallas inversas, se corrobora que, el esfuerzo horizontal mayor, que ocurre perpendicular al rumbo andino, es decir más o menos en dirección E-W, sería de magnitud mayor que el esfuerzo vertical.

### **3.7.7. SOSTENIMIENTO**

En la unidad Minera Aurifera Retamas S.A. se observan sostenimientos para labores temporales y para labores permanentes, las cuales son determinadas según el uso de la tabla geomecánica GSI MARSÁ.

#### **3.7.7.1. TABLA GEOMECANICA GSI MARSÁ**

La tabla geomecánica GSI (Índice de Resistencia Geológica - Geolical Strength Index), se utiliza para definir la calidad del Macizo Rocosó y analizar la estabilidad de las excavaciones así mismo para determinar el tipo de sostenimiento que requiere para asegurar la estabilidad de la zona de trabajo, teniendo en cuenta la condición estructural y superficial de la misma, en un sector delimitado, como se muestra en la figura 17.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de roca intacta y de la libertad de estos bloques para deslizar y girar bajo distintas condiciones de esfuerzos. Los trozos de roca angulosos, con caras definidas por superficies lisas y abruptas, producen un macizo rocoso mucho más competente que uno que contenga bloques completamente rodeados por material intemperizado y/o alterado.

Para especificar las recomendaciones en la cartilla geomecánica se toma como referencias los criterios de las investigaciones realizadas por Bieniawski (1973), Hoek - Marinos (2000) y la experiencia operativa dentro de la unidad, considerando como factores principales las dimensiones de las excavaciones y la naturaleza de un tajo con las que trabajamos:

- ✓ Labores menores o iguales a 3.5 m x 3.5 m
- ✓ Labores mayores o iguales a 4.0 m x 4.0 m
- ✓ Tajos convencionales
- ✓ Tajos mecanizados

FIGURA 17. TABLA GEOMECANICA GSI MARSÁ

<p><b>(GSI) MODIFICADO - MARSÁ</b> <b>(Tabla para uso de trabajadores)</b></p> <p>Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación entre la estructura y la condición superficial y/o resistencia de éstas.</p> <p>Para estimar el valor de GSI, tiene que determinarse primero el número de fracturas por metro lineal en donde se quiera mapear. Luego se tiene que anotar la condición de las estructuras contadas (relleno, abertura, resistencia, rugosidad).</p> <p>Con estos valores se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, si se cuenta 10 fracturas/metro y la condición de estas estructuras es: liza, abierta y relleno suave. Por lo tanto, esta intersección arroja un valor de GSI = 40 - 50 (color amarillo); F/M</p>		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)				
		SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA (15)	MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESIST. FRESCA (MB)) Discontinuidades muy rugosas (6), cerrada (6), sana (6), cerrada (6), persistencia. <1m (6).	BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (B) Discontinuidades rugosas (5), relleno duro (4), lev. alt. (5), abierta <0.01mm (5), pers. 1-3m (4).	REGULAR (MOD. RESIST. LEVE A MOD. ALTER.) (R) Disc. Lig. Rugosas (3), relleno duro >5mm (2), mod. alt. (3), abierta 0.01 a 1mm (4), pers. 3 a 10m (2).	SE INDENTA SUPERFICIALMENTE (4). MALA (BLANDA MUY ALTERADA) (M) Disc. liza (1), rell. blando < 5mm ó duro >5mm (2), mod. alt. (1), abierto 1 a 5mm (1), persis. 10 - 20m (1)
ESTRUCTURA						
<p><b>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</b> (2 - 6 Fract./ metro). Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre si. RQD (75 - 90)</p>	LF/MB	LF/B			LF/MM	
<p><b>MOD. FRACTURADA (F)</b> (6 - 12 Fract./ metro). Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75)</p>	F/MB					
<p><b>MUY FRACTURADA (MF)</b> (12 - 20 Fract./ metro) Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, formados por 4 ó mas familia de discontinuidades (RQD 25 - 50),</p>			MF/R	MF/M	MF/MM	
<p><b>INT. FRACTURADA (IF)</b> (mas de 20 Fract./ metro) Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interseptadas formando bloques angulosos e irregulares. (RQD 10 - 25)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM	
<p><b>TRITURADA O BRECHADA (T)</b> Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados (Sin RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM	

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECAÁNICA MARSÁ.

### **3.7.7.2. DESCRIPCIÓN DE LA TABLA GSI**

La tabla GSI MARSA consta de 4 secciones: Parámetros GSI, Factores Influyentes, Tipos de Sostenimiento, Capacidad de los elementos de sostenimiento.

#### **3.7.7.2.1. ESTRUCTURA**

La estructura de la masa rocosa considera el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, las cinco categorías (Fig 18) consideradas se definen así:

- ✓ Levemente Fracturada (LF).
- ✓ Fracturada (F).
- ✓ Muy Fracturada (MF).
- ✓ Intensamente fracturada (IF).
- ✓ Triturada o brechada (T).

#### **3.7.7.2.2. CONDICIÓN SUPERFICIAL**

Por otro lado, se considera la condición superficial del macizo rocoso, que implica a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, rugosidad, apertura, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías que se toman en cuenta se definen así:

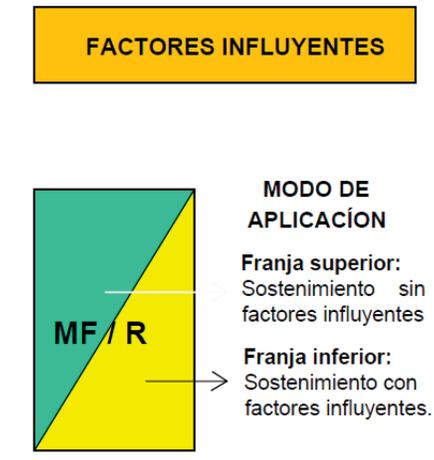
- ✓ Muy Buena (MB)
- ✓ Buena (B)
- ✓ Regular (R)
- ✓ Mala (M)
- ✓ Muy mala (MM)

Cabe señalar que entre los diferentes criterios de clasificación geomecánica existen relaciones matemáticas para su correlación.

Por ejemplo, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al Q (índice de calidad de la masa rocosa) de Barton (1974), por la expresión  $RMR = 9\ln Q + 44$ . Por otro lado, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al GSI de Hoek y Marinos (2000), por la expresión  $GSI = RMR - 5$ , para el caso  $RMR > 23$  y considerando condiciones secas.

### 3.7.7.2.3. FACTORES INFLUYENTES

FIGURA 18. FACTORES INFLUYENTES DE LA TABLA GSI MARSÁ



Fuente: Departamento de Geomecánica MARSÁ.

### 3.7.7.2.4. TIPOS DE SOSTENIMIENTO

**FIGURA 19. SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y TIPO DE LABOR DE LA TABLA GSI  
MARSA**

INDICACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y POR TIPO DE LABOR				
RMR	CLASE	TIPO DE ROCA	LABORES DE AVANCE	LABORES DE EXPLOTACIÓN
71-80	BUENA "A"	II-A	Sin sostenimiento	Sin sostenimiento
61-70	BUENA "B"	II-B	Sostenimiento puntual	<b>Tajo convencional:</b> Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg puntualmente. <b>Tajo mecanizado:</b> Perno de fricción de 5 pies puntualmente
51-60	REGULAR "A"	III-A	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. En intersecciones usar Pernos de 7 pies. <b>En Subnivel o Chimenea,</b> sin sostenimiento. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Colocar pernos de roca sistemáticos de 8 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m (Ocasionalmente malla electro-soldada). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	<b>Tajo convencional:</b> Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados a 1.5 m x 1.5 m. <b>Tajo mecanizado:</b> Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m.
41-50	REGULAR "B"	III-B	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.0 m a 1.2 m; más malla electro-soldada en corona (ocasionalmente malla electro-soldada hasta la gradiente). En intersecciones usar Pernos de 8 pies. <b>En Subnivel o Chimenea,</b> Split set de 4 pies y/o Puntal en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados a 1.50 m. <b>Labores ≥ o iguales a 4.0 m x 4.0 m:</b> Perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	<b>Tajo convencional:</b> Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados de 1.2 a 1.4 m tanto en el eje vertical como horizontal. <b>Tajo mecanizado:</b> Colocar perno de fricción de 5 pies, espaciados a 1.0 m a 1.2 m; más malla electro-soldada en corona.
31-40	MALA "A"	IV-A	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Perno de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m más malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de 2 pulgadas de espesor (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 7 pies. <b>En Subniveles, Chimeneas o Galerías,</b> cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.40 m a 1.50 m, con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 1.0 m a 1.2 m. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Colocar perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada reforzado con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg, previamente lanzar una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 Kg de fibra/m <sup>3</sup> . En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	<b>Tajo convencional:</b> Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro espaciados de 1.4 a 1.6 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. <b>Tajo mecanizado:</b> Colocar pernos de fricción de 5 pies, espaciados de 1.0 m a 1.2 m más malla electro-soldada, opcionalmente shotcrete de 2 pulg de espesor.
21-30	MALA "B"	IV-B	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm, topear y encribar. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.8 m a 1.0 m. <b>En Subniveles, Chimeneas o Galerías,</b> cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.6 m a 0.8 m. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.3 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado. En intersecciones espaciar de 0.8 m a 1.0 m.	<b>Tajo convencional:</b> Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. <b>Tajo mecanizado:</b> Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante.
0-20	MUY MALA	V	<b>Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm. Topear y encribar. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m <sup>3</sup> o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m. <b>En Subniveles o Chimeneas,</b> cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m <sup>3</sup> y/o marchavantes. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m. <b>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m:</b> Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m <sup>3</sup> y/o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.	<b>Tajo convencional:</b> Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciado de 0.8 a 1.0 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. <b>Tajo mecanizado:</b> Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciado de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente colocar marchavantes.

**Observación.** El espaciamiento de cuadros o cimbras está referido a la luz entre postes.

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

### 3.7.7.2.5. CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

FIGURA 20. CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO DE LA TABLA GSI MARSA

#### CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

Elemento de sostenimiento	Tipo de sostenimiento	Capacidad	Unid	Consideraciones
Barra Helicoidal (Perno de roca)	Activo	≥ 6.6	ton/m	
Perno Hydrabolt (Perno de fricción)	Activo	≥ 9	ton/m	Capacidad en toda su extensión
Perno Split Set (Perno de fricción)	Activo	≥ 3.3	ton/m	Diámetro de perforación de 36 mm a 88 mm
Cimbras Viga 4H13"4x4"x1/4"	Pasivo	10.5	ton/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω - N21	Pasivo	12	ton/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω - N21	Pasivo	7	ton/m <sup>2</sup>	Sección 3.00 m x 300 m
Cimbras Omega Ω-N29	Pasivo	14	ton/m <sup>2</sup>	Sección 3.00 m x 300 m
Cuadros de madera	Pasivo	≥10	ton/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Arco Noruego	Activo/Pasivo	5.8	ton/m <sup>2</sup>	
Anillado (Wood Crib)	Pasivo	22	ton/m <sup>2</sup>	Altura máxima 3 veces el ancho de la base
Puntal de 20 cm x 1.50 m	Pasivo	30.5	ton	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup>
Puntal de 15 cm x 1.50 m	Pasivo	16.5	ton	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup>
Par de Puntal 20 cm x 2.50 m	Pasivo	56	ton	Cuando la altura es mayor a 2 m
Shotcrete	Pasivo	≥ 280	kg/cm <sup>2</sup>	Resistencia a 28 días
Malla electro-soldada	Pasivo	1000- 1300	kg	En cuatro puntos de apoyo

mm: Milímetros, Cm:centimetro, m: Metro  
Kg:Kilogramo, Ton:Toneladas

Fuente: Departamento de Geomecánica MARSA.

### 3.8. TIPO DE INVESTIGACIÓN

La presente investigación es del Tipo Aplicada, Cuantitativa y Cuasi Experimental. Es aplicada porque tiene como propósito resolver un problema de la industria minera. Es cuantitativa porque la investigación utilizará datos medibles para evaluar la implementación del método subterráneo. Es Cuasi Experimental, porque se evaluará el método

existente y otro método implementado, realizando una comparación de resultados.

### **3.9. NIVEL DE INVESTIGACIÓN**

De acuerdo a los Niveles o la visualización del Alcance del presente trabajo de investigación es:

- ✓ Descriptivo.
- ✓ Explicativo.
- ✓ Correlacional.

El presente trabajo de investigación es descriptivo porque mostrará la magnitud del problema, explicativo porque intenta explicar el nuevo diseño del método a aplicar en la unidad minera y correlacional porque se identificará la relación de los elementos del problema.

### **3.10. VARIABLES E INDICADORES DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.10.1. VARIABLES INDEPENDIENTES**

- ✓ Parámetros geomecánicos.
- ✓ Producción.
- ✓ Costo de extracción (minado).
- ✓ Dilución.

#### **3.10.2. VARIABLE DEPENDIENTE**

- ✓ Aplicación del método de explotación Long Wall.

#### **3.10.3. INDICADORES**

- ✓ Parámetros Geomecánicos:
  - Tipo de roca.
  - Tipo de sostenimiento.

- Clasificación geomecánica.
- ✓ Producción:
  - TM/Mes.
- ✓ Costo de extracción (minado):
  - S/. /Tn
  - Ciclo de Minado.
  - Análisis de Costos.
- ✓ Dilución:
  - % Dilución.
  - Ley del mineral extraído.
  - m<sup>3</sup> de Rumas.

### **3.11. POBLACIÓN**

Se ha elegido a la Unidad Minera Aurifera Retamas S.A. – MARSA como población absoluta de datos para la información requerida para la presente investigación, específicamente en la explotación de la veta CABANA 3 corredor H en el Nivel 2770.

### **3.12. TÉCNICAS PARA RECOLECCIÓN, ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS**

#### **3.12.1. TÉCNICAS PARA RECOLECCIÓN DE DATOS**

Las principales técnicas que utilizaremos en la investigación son:

- a) Trabajos de Campo:
  - ✓ Observación Directa.
  - ✓ Recolección de Datos.
  - ✓ Toma de Imágenes.
  - ✓ Seguimiento al personal que viene realizando las operaciones unitarias.

b) Trabajos Gabinete:

- ✓ Recolección de Datos referenciales y exploratorios.
- ✓ Recolección de Imágenes y Planos.
- ✓ Procesamiento de datos en áreas de productividad.
- ✓ Participación de reuniones de reparto de guardia con distintas áreas.

La recolección de datos fue desarrollada mediante dos formas, haber sido parte de la supervisión del área de costos y productividad en la unidad minera y a la revisión de la literatura de fuentes primarias y secundarias.

### **3.12.2. ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS**

La información recolectada fue evaluada y analizada tanto tecnológica y prácticamente para lograr el objetivo primordial que es incrementar la producción de mineral en la Unidad Minera Aurífera Retamas, aplicando un nuevo método de explotación previamente seleccionada, estos datos se procesarán con el uso de las siguientes herramientas de análisis:

- ✓ AutoCAD.
- ✓ Phase
- ✓ Microsoft Excel.

El presente trabajo de investigación se evaluó y analizó los datos en Software para la mejor interpretación de resultados. Para ello la presentación de datos se mostrará a través de:

- ✓ Gráficos para la descripción de los métodos.
- ✓ Cuadros estadísticos de descripción y comparación.
- ✓ Tablas y gráficos estadísticos.
- ✓ Gráficos de comparación de costos de las operaciones unitarias e índices de productividad de cada método.

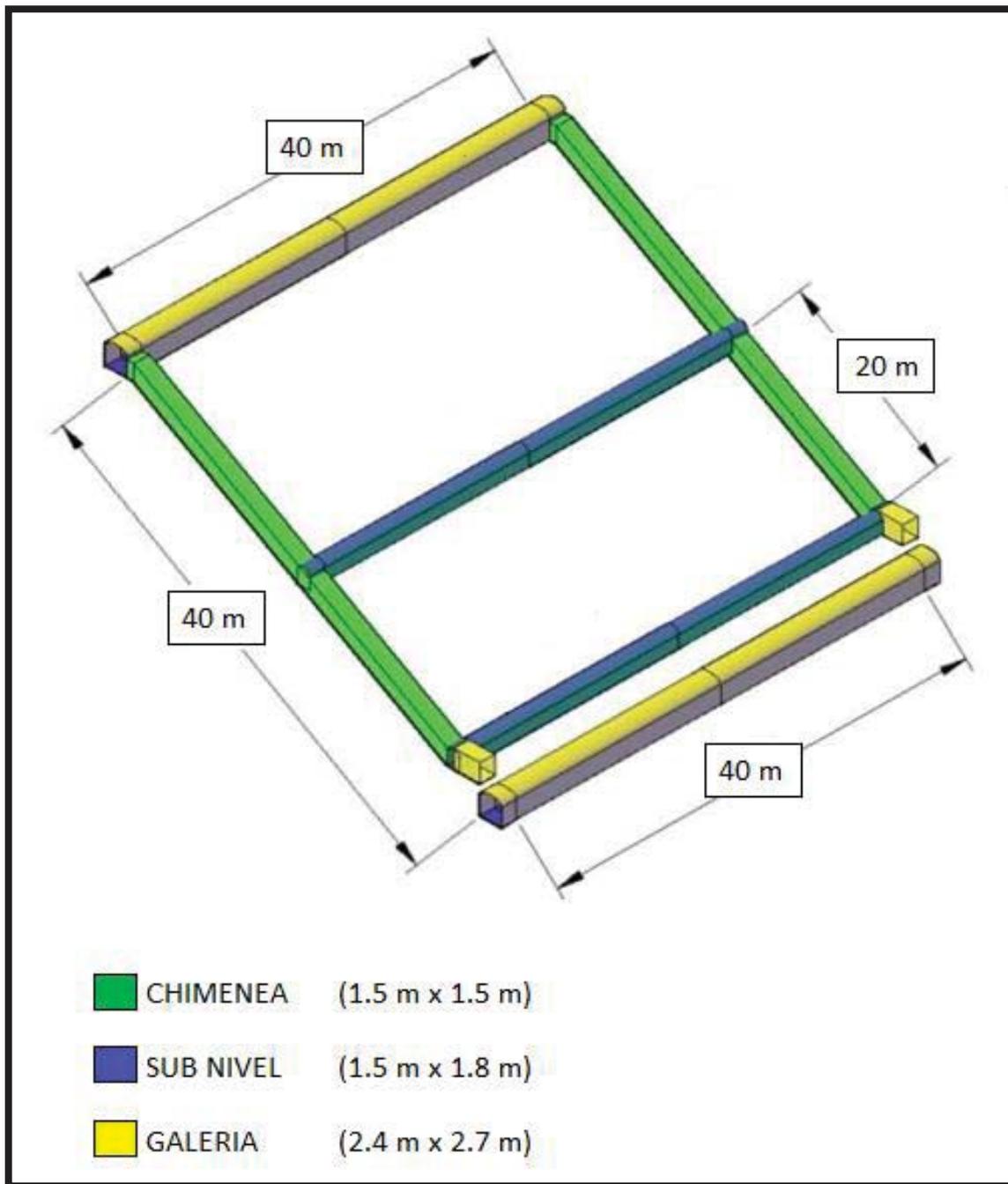
## **CAPITULO IV**

### **APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL**

#### **4.1. METODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL, CORTE Y RELENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**

Consiste en minar los blocks de mineral delimitados por los diferentes niveles, desde el nivel inferior, para ello se debe contar con una galería de acceso y vías para el transporte del mineral. Echaderos de mineral de 1.50 m x 1.50 m y cuando se requiera echaderos de 2.40 m de ancho x 1.50 m de altura (buzón-camino, doble compartimiento). Cámara para el winche, ubicada en la caja techo o en una estocada al lado de la chimenea echadero y a la altura del sub nivel base.

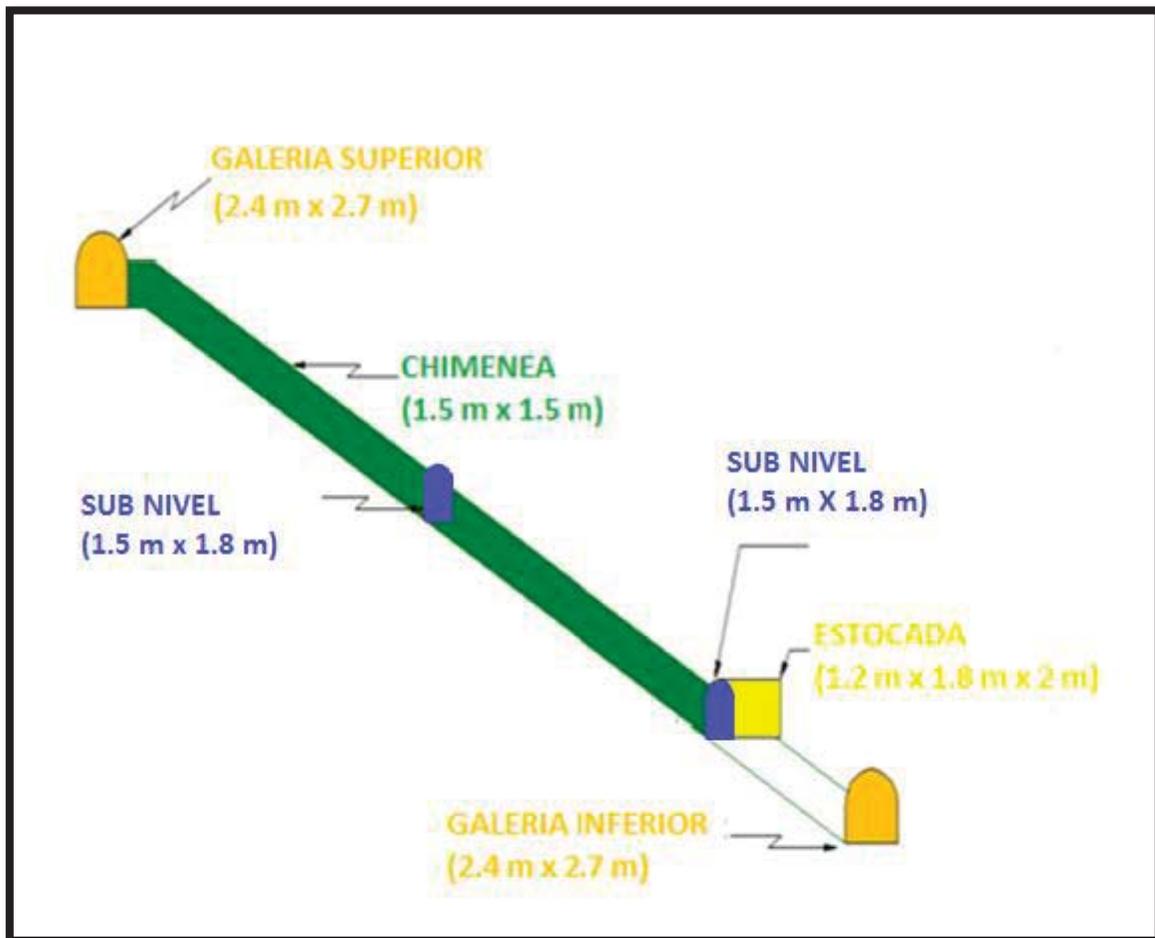
**FIGURA 21. VISTA ISOMETRICA EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE CONVENCIONAL – MARSÁ**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSÁ.

Cuando se tengan vetas con buzamiento menores a  $45^\circ$ , realizar un sub nivel intermedio, ver figura 21. El puente entre la galería y subnivel base será de acuerdo a evaluación geomecánica. Los Paneles o blocks a explotar serán de 40 m x 40 m para vetas sub horizontales y de 40 m x 60 m en vetas con un buzamiento mayor a  $35^\circ$ , ver Figura 21 y 22.

**FIGURA 22. VISTA TRASVERSAL EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL – MARSA**



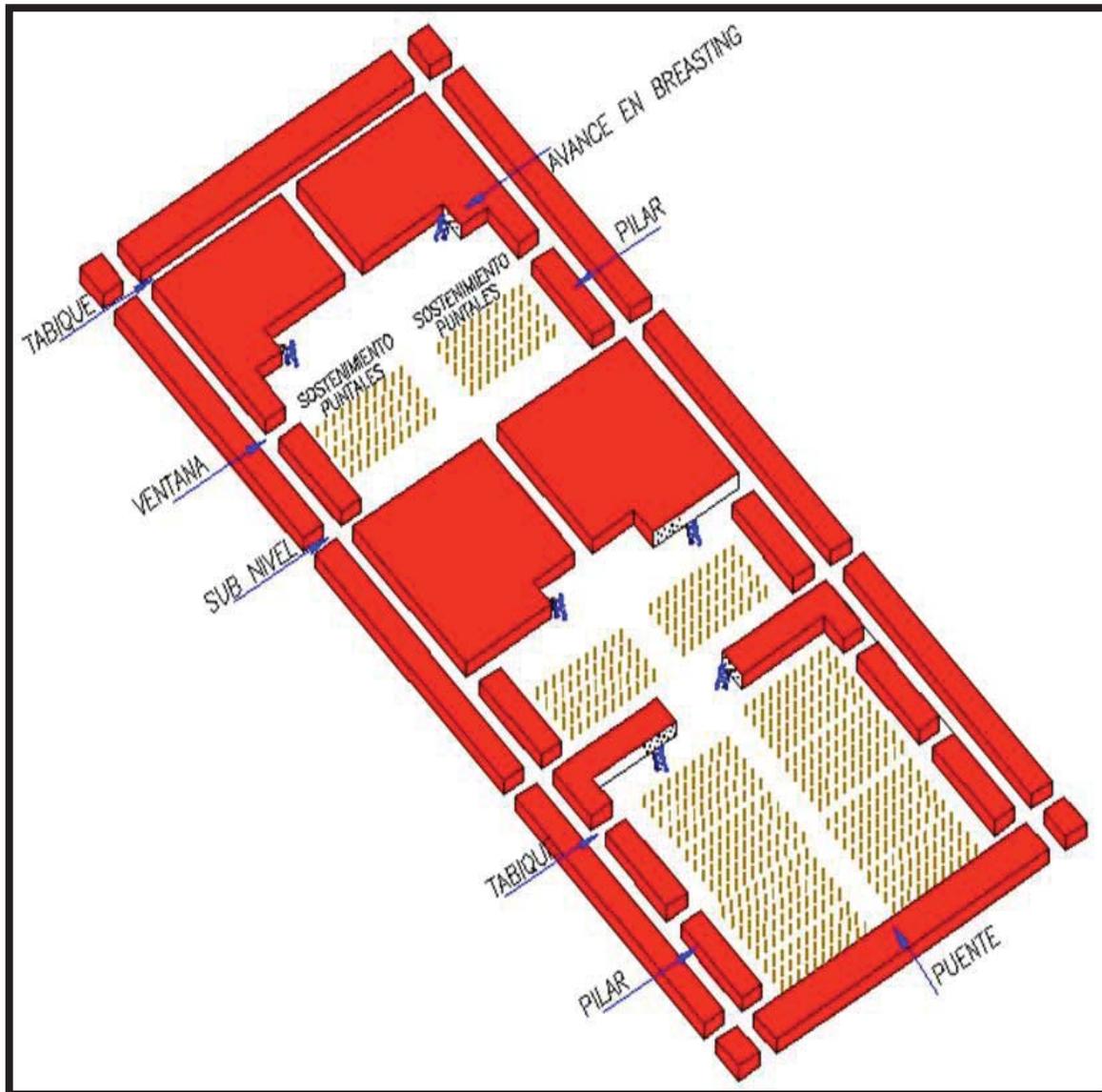
FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

#### **4.1.1. PROCESO PRODUCTIVO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**

El ciclo operativo se dará de la siguiente manera:

- ✓ El avance será ascendente en dirección del buzamiento de la veta, para vetas regulares, ver Figura 23.
- ✓ El avance será en breasting en dirección del rumbo de la veta, iniciándose los cortes de 2 maneras: A partir de la cámara (chimenea) intermedia para vetas sub horizontales muy irregulares o tipo rosario. A partir de la chimenea Ore Pass para vetas regulares y semi verticales.
- ✓ Equipo de limpieza: winches de 15 HP y rastras de 1.07 m de ancho
- ✓ En el canal de rastrillaje se realizara sostenimiento con cuadros espaciados entre sí con una luz de poste a poste mínimo de 1.40 m y de cuadro a cuadro de acuerdo a evaluación geomecánica.
- ✓ Dejar pilares laterales a la chimenea con dimensiones 3 m x 3 m como mínimo de acuerdo a recomendación geomecánica.
- ✓ En caso se realicen más de 1 corte y la veta sea sub vertical se procederá a sostener con sobre cuadros.
- ✓ Sacar ventanas hacia la chimenea de extracción cada vez que se vaya a variar el canal de rastrillaje.
- ✓ Rellenar el tajo cuando el área explotada haya alcanzado 4 cortes como máximo o antes por evaluación geomecánica.

**FIGURA 23 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE  
CONVENCIONAL – MARSÁ**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSÁ.

#### 4.1.2. PRODUCCIÓN

El ritmo de producción promedio que se tiene con el método de explotación cote y relleno ascendente convencional es de 13.23 TM/disp.

**TABLA 15. DATOS DE LABOR Y PRODUCCION DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**

DATOS TÉCNICOS DE LABOR Y PRODUCCIÓN	
Ancho de corte (m) :	1.56
Altura de minado (m):	1.85
Longitud de corte (m):	1.5
Peso específico (TM/m <sup>3</sup> ):	3.15
N° guardias /día :	2
N° guardias /disparo:	1.5
N° días / mes :	30

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

Para el cálculo del volumen roto de mineral por corte se usa la siguiente formula:

$$\frac{Vol}{corte} (m^3) = Ac \times h \times Lc \times FCG$$

**Dónde:**

Ac= Ancho de corte (m)

h=Altura de minado (m)

Lc=Longitud de corte (m)

FCG= Factor de corrección geométrica (varia de 0.65 – 0.97)

El Factor de corrección geométrica es la corrección por la sección de corona que se tiene de la labor, se calcula haciendo una relación entre el área real y el área rectangular, para el cálculo del área real o sección real

se hace uso de software AutoCAD o AutoCAD Civil 3D con los levantamientos topográficos realizados en campo.

Entonces el volumen por corte sería:

$$\frac{Vol}{corte} = 1.56 \text{ m} \times 1.85 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} \times 0.97$$

$$\frac{Vol}{corte} = 4.20 \text{ m}^3$$

El tonelaje por corte vendría a estar dado por:

$$\frac{\text{Tonelaje}}{corte} (TM) = Vol \times Pe$$

$$\frac{\text{Tonelaje}}{corte} = 4.20 \text{ m}^3 \times 3.15 \text{ TM/m}^3$$

$$\frac{\text{Tonelaje}}{corte} = 13.23 \text{ TM}$$

Para el cálculo del tonelaje mensual se tendrá en cuenta que en MARSA se realiza 2 guardias por día y la mina trabaja los 30 días por mes sin parar, salvo contingencias como falta de fluido eléctrico, que generaría problemas de ventilación, el sistema de bombeo de la mina se paraliza generando inundación de los niveles inferiores, aun así existe un plan de contingencia para estos casos.

$$\frac{\text{Tonelaje}}{\text{Mensual}} = \frac{\text{Ton}}{corte} \times \frac{\text{N}^\circ \text{ corte}}{\text{guardia}} \times \frac{\text{N}^\circ \text{ guardias}}{\text{día}} \times \frac{\text{N}^\circ \text{ dias}}{\text{mes}}$$

$$\frac{\text{Tonelaje}}{\text{Mensual}} = 13.2272 \text{ TM/corte} \times 1 \text{ corte/1.5gd} \times 2 \text{ gd/día} \times 30 \text{ días /mes.}$$

$$\frac{\text{Tonelaje}}{\text{Mensual}} = 529.08 \text{ TM/ Mes.}$$

#### 4.1.3. OPERACIONES UNITARIAS DEL CICLO DE MINADO

##### 4.1.3.1. PERFORACIÓN Y VOLADURA

La perforación en el método de explotación Corte y Relleno Ascendente, se realiza con 01 máquina perforadora Jack Leg marca RNP, modelo S-250, empleando barrenos de 5 Y 6 pies de longitud y broca de botones de 36 y 38 mm ø, con una eficiencia de perforación del 94%.

**TABLA 16. DATOS TÉCNICOS DE LA PERFORACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

DATOS TECNICOS DE PERFORACIÓN	
Longitud de barra (m) :	1.8
ø de Taladro (mm):	38
Longitud de perforación / taladro (m):	1.64
Longitud de avance / taladro (m):	1.56
Nº de taladros/ corte (und):	18

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

En voladura se emplean explosivos Dinamita Semexa al 65 % de 7/8"x7", Dinamita Exadit al 45 % de 7/8"x7" y como accesorios se usa Carmex de 8" (2.10 m), Mecha Rapida D'Ignicion Z-18 Color Rojo.

**TABLA 17. DATOS TÉCNICOS DE VOLADURA DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE**

<b>DATOS TECNICOS DE VOLADURA</b>	
Cantidad de explosivo Semexa al 65 % de 7/8"x7"/ corte (Kg) :	6.80
Cantidad de explosivo Exadit al 45 % de 7/8"x7"/ corte (Kg) :	1.52
Cantidad Total de explosivo/ corte (kg):	8.32
Carmex de 8" (2.10 m) / corte (und):	18
Mecha Rapida D'Ignicion Z-18 / corte (m):	8

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

**TABLA 18. COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL MÉTODO CORTE Y  
RELLENO ASCENDENTE**

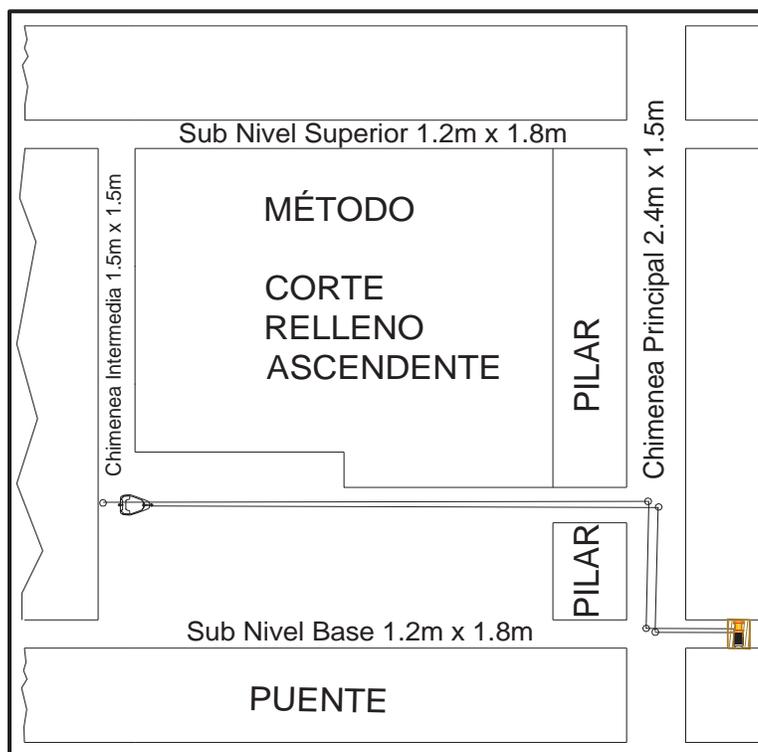
<b>COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA</b>	
Longitud de avance/corte (m):	1.5
Volumen /corte (m <sup>3</sup> ):	4.2
Ton/corte (TM):	13.23
Factor de potencia (Kg/TM):	0.63
Kilogramos / taladro (Kg/Tal):	0.46
Costo de perforación y voladura /corte (\$):	63.06
Costo operativo de perforación y voladura (\$/TM):	4.77

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

#### **4.1.3.2. LIMPIEZA Y ACARREO**

La limpieza de mineral se realiza con doble manipulación de carga: manual y con Winche eléctrico de 15 HP hasta la tolva para luego ser trasladada en locomotoras a los echaderos principales.

**FIGURA 24. PUNTOS DE ANCLAJE Y TRAMOS DE LIMPIEZA CON EL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**TABLA 19. COSTOS DE LIMPIEZA DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

DATOS TECNICOS Y COSTOS DE LIMPIEZA	
Capacidad de rastra (m <sup>3</sup> )	0.22
Rendimiento de limpieza promedio (m <sup>3</sup> /hr)	2.1
Costo limpieza con Winche /hr (\$):	7.71
Volumen a limpiar/ corte (m <sup>3</sup> )	7.64
Tiempo de limpieza/corte (hr)	3.64
Costo de limpieza/corte (\$)	64.95
Costo operativo de limpieza (\$/TM):	4.91

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

#### **4.1.3.3. SOSTENIMIENTO**

Se tiene el tipo de sostenimiento con cuadros y cuadros cojos según avance el corte.

**TABLA 20. COSTOS DE SOSTENIMIENTO DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE**

<b>DATOS TECNICOS Y COSTOS DE SOSTENIMIENTO</b>	
Cantidad de cuadros /corte:	1.5
Costo de cuadro (\$):	183.87
Costo de sostenimiento /corte (\$):	275.81
Costo operativo de sostenimiento (\$/TM):	20.85

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

#### **4.1.3.4. RELLENO**

El relleno que se usa es relleno hidráulico que es una mezcla de relleno y agua. Esta mezcla es transportada a presión a través de tuberías y por gravedad.

**TABLA 21. COSTOS DE RELLENO DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE**

<b>DATOS TECNICOS Y COSTOS DE RELLENO</b>	
Costo de relleno /m <sup>3</sup> (\$)	8
Volumen /corte (m <sup>3</sup> ):	4.2
Costo operativo de relleno /corte (\$/TM):	33.6
Costo operativo de relleno (\$/TM):	2.54

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PRODUCTIVIDAD MARSA.

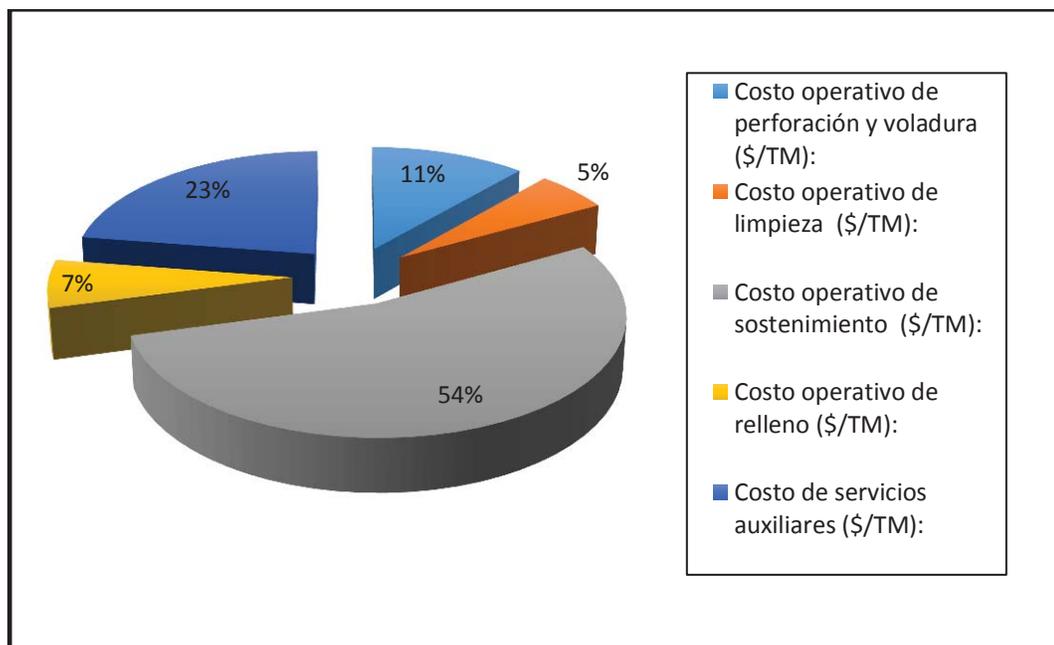
**TABLA 22. COSTOS DE OPERACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE**

<b>RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN</b>	
Costo operativo de perforación y voladura (\$/TM):	4.43
Costo operativo de limpieza (\$/TM):	2.12
Costo operativo de sostenimiento /corte (\$/TM):	20.85
Costo operativo de relleno /corte (\$/TM):	2.54
Costo de servicios auxiliares (\$/TM):	8.73
<b>Costo Total /corte (\$/TM):</b>	<b>38.67</b>

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PRODUCTIVIDAD MARSA.

En la Fig. 22 se muestra la representación de la incidencia de los costos de operación para el corte y relleno ascendente.

**FIGURA 25. COSTOS DE OPERACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MARSA**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA.

#### 4.1.4. DILUCIÓN

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. Para el cálculo de dilución se hizo una simulación de la explotación de un tajo.

**TABLA 23. DATOS DEL LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO**

DATOS	VALORES	UNIDAD
Altura de minado	1.85	m
Área horizontal	650.00	m <sup>2</sup>
Inclinación del Tajo	15.00	°
Rumas esponjadas	112.37	m <sup>3</sup>
Potencia de Veta	1.10	m
Ley de mineral	10.00	gr

FUENTE: DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MARSA

**TABLA 24. DATOS TECNICOS DE LA LABOR**

PESOS ESPECIFICOS	VALORES	UNIDAD
P.Esp. Min1-2	3.15	Ton/m <sup>3</sup>
P.Esp. Desm	2.70	Ton/m <sup>3</sup>
FACTORES DE ESPONJAMIENTO	VALORES	UNIDAD
F.Esp.Mineral	1.82	-
F.Esp.Desm.	1.88	-
F.Esp. Rumas	1.80	-

FUENTE: DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MARSA

#### 4.1.4.1. CÁLCULO DE AREAS Y VOLUMENES

- **AREA DE MINADO**

$$\text{Area de minado (m}^2\text{)} = A_h \times \cos(\text{Buz}^\circ)$$

Dónde:

$A_h$  = Área horizontal (m<sup>2</sup>)

$\text{Buz}$  =Buzamiento (°)

$$\text{Area de minado (m}^2\text{)} = 650\text{m}^2 \times \cos(15^\circ)$$

$$\text{Area de minado (m}^2\text{)} = 627.85 \text{ m}^2$$

- **VOLUMEN DE MINADO**

$$\text{Vol. de minado (m}^3\text{)} = A_{\text{min}} \times h$$

Dónde:

$A_{\text{min}}$  = Área de minado (m<sup>2</sup>)

$h$  = Altura de minado (m)

$$\text{Volumen de minado (m}^3\text{)} = 627.85\text{m}^2 \times 1.85\text{m}$$

$$\text{Volumen de minado (m}^3\text{)} = 1161.52$$

- **VOLUMEN DE MINERAL ROTO**

$$\text{Vol. de mineral roto (m}^3\text{)} = A_{\text{min}} \times A_v$$

Dónde:

$A_v$  = Ancho o potencia de veta (m)

$$\text{Vol. de mineral roto (m}^3\text{)} = 627.85\text{m}^2 \times 1.10\text{m}$$

$$\text{Vol. de mineral roto (m}^3\text{)} = 690.64\text{m}^3$$

- **VOLUMEN DE DESMONTE ROTO**

$$\text{Vol. de desmonte roto (m}^3\text{)} = 1161.52\text{m}^3 - 690.64\text{m}^3$$

$$\text{Vol. de desmonte roto (m}^3\text{)} = 470.88\text{m}^3$$

- **RUMAS NETAS**

$$\text{Rumas netas (m}^3\text{)} = \frac{\text{Rumas esp. (m}^3\text{)}}{\text{F. esp.}}$$

$$\text{Rumas netas (m}^3\text{)} = \frac{112.37}{1.80}$$

$$\text{Rumas netas (m}^3\text{)} = 64.42\text{m}^3$$

**TABLA 25. AREAS Y VOLUMENES EN EL METODO CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE**

<b>CÁLCULO DE ÁREAS Y VOLÚMENES</b>	<b>VALORES</b>	<b>UNIDAD</b>
Área de minado	627.85	m <sup>2</sup>
Volumen de minado	1161.52	m <sup>3</sup>
Volumen de mineral roto	690.64	m <sup>3</sup>
Volumen de desmonte roto	470.88	m <sup>3</sup>
<b>CÁLCULO DE VOLUMEN CONTROLADO</b>	<b>VALORES</b>	<b>UNIDAD</b>
Rumas netas	62.43	m <sup>3</sup>

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

#### **4.1.4.2. CALCULO DE VOLUMEN EXTRAIDO Y VOLUMEN DILUIDO**

- **VOLUMEN EXTRAIDO A PLANTA**

$$\text{Vol. extraido a planta (m}^3\text{)} = 1161.52\text{m}^3 - 62.43\text{m}^3$$

$$\text{Vol. extraido a planta (m}^3\text{)} = 1099.09\text{m}^3$$

- **VOLUMEN DILUIDO**

$$\text{Vol. diluido (m}^3\text{)} = 470.88\text{m}^3 - 62.43\text{m}^3$$

$$\text{Vol. diluido (m}^3\text{)} = 408.45 \text{ m}^3$$

**TABLA 26. VOLUMEN EXTRAÍDO Y VOLUMEN DILUIDO EN EL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**

BALANCE VOLUMETRICO	VALORES	UNIDAD
Volumen de desmonte controlado	62.43	m3
Volumen extraído a planta	1099.09	m3
Volumen diluido	408.45	m3

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

#### 4.1.4.3. CALCULO DEL PORCENTAJE DE DILUCIÓN

- **PORCENTAJE DE DILUCIÓN**

$$DILUCIÓN (\%) = \frac{TM \text{ de diluc.}}{TM \text{ mineral} + TM \text{ de diluc.}}$$

$$DILUCIÓN (\%) = \frac{1102.82 TM}{2175.52 TM + 1102.82 TM} \times 100$$

$$DILUCIÓN (\%) = 33.64\%$$

**TABLA 27. PORCENTAJE DE DILUCIÓN EN EL METODO CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE**

<b>BALANCE DE TONELAJE</b>	<b>VALORES</b>	<b>UNIDAD</b>
Toneladas métricas de mineral	2175.52	TM
Toneladas métricas de desmonte controlado	168.56	TM
Toneladas métricas de desmonte	1271.38	TM
Toneladas métricas de dilución	1102.82	TM
<b>Dilución porcentual</b>	<b>33.64</b>	<b>%</b>

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

## **4.2. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

### **4.2.1. SEGÚN LA METODOLOGÍA DE NICHOLAS**

Ya que se tiene la necesidad de incrementar la producción de MARSÁ se procede a analizar si el Método de explotación actual Corte y Relleno Ascendente ya desarrollado anteriormente, es el adecuado o si podría haber alternativas de métodos que logren incrementar la producción, para ello se ha considerado la información desarrollada en el capítulo IV, concerniente a la geología y geomecánica del yacimiento (Veta Cabana 3H).

Tomando en cuenta toda la información en los capítulos anteriores, se ha aplicado el criterio técnico de selección de David E. Nicholas (1981), que le da mayor énfasis en las condiciones geomecánicas del yacimiento.

Los parámetros a tener en cuenta, según esta metodología son:

a) Geometría del Yacimiento

- ✓ Descripción de la geometría del yacimiento
- ✓ Descripción de la potencia del yacimiento
- ✓ Descripción de la inclinación del yacimiento
- ✓ Descripción de la profundidad del yacimiento

✓ Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento

b) Características Geotécnicas del proyecto

✓ Resistencia de la Roca Intacta

✓ Numero de estructuras

✓ Condición de las estructuras

### **TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS**

#### **A: Tipo de Yacimiento**

Rating (Yacimiento) = Forma + Potencia + Orientación + Distribución

**TABLA 28. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-TIPO DE YACIMIENTO**

Yacimiento Método de explotación	Forma general del yacimiento			Potencia del yacimiento			
	Masiva	Tabular	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy alta
Open Pit	3	2	3	2	3	4	4
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall Mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4
Square Set	0	2	4	4	4	4	1

Yacimiento Método de explotación	Orientación			Distribución de leyes		
	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Open Pit	3	3	4	3	3	3
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0
Square Set	2	3	3	3	3	3

FUENTE: DAVID E. NICHOLAS (1981).

## B.1: Condiciones geotécnicas del mineral

**TABLA 29. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-CONDICIONES DEL MINERAL**

Condiciones Mineral Método de explotación	Competencia de la Roca Intacta		
	Baja	Media	Alta
Open Pit	3	4	4
Block Caving	4	1	1
Sublevel Stopping	-49	3	4
Sublevel Caving	0	3	3
Longwall Mining	4	1	0
Room and Pillar	0	3	4
Shrinkage Stopping	1	3	4
Cut and Fill Stopping	3	2	2
Top Slicing	2	3	3
Square Set	4	1	1

FUENTE: DAVID E. NICHOLAS (1981).

## B.2: Condiciones geotécnicas del mineral (estructuras)

**TABLA 30. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-CONDICIONES DE ESTRUCTURA**

Condiciones Mineral Método de explotación	Espaciamiento Fracturas				Resistencia Estructuras		
	Muy cerca	Poco espaciadas	Espaciadas	Muy espaciadas	Baja	Media	Alta
Open Pit	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	2	4	4	0	2	2
Longwall Mining	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stopping	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	1	1	2	4	1	2	4
Square Set	4	4	2	1	4	3	2

FUENTE: DAVID E. NICHOLAS (1981).

### C: Condiciones geotécnicas de la pared colgante

**TABLA 31. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-PARED COLGANTE**

Pared colgante Método de explotación	Competencia de la Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas			
	Baja	Media	Alta	Muy cerca	Poco espaciadas	Espaciadas	Muy espaciadas
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1
Longwall Mining	4	2	0	4	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0
Square Set	3	2	2	3	3	2	2

Pared colgante Método de explotación	Resistencia Estructuras		
	Baja	Media	Alta
Open Pit	2	3	4
Block Caving	4	2	0
Sublevel Stopping	0	2	4
Sublevel Caving	4	2	0
Longwall Mining	4	2	0
Room and Pillar	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	0
Cut and Fill Stopping	4	3	2
Top Slicing	4	2	0
Square Set	4	3	2

FUENTE: DAVID E. NICHOLAS (1981).

## D: Condiciones geotécnicas de la pared Pendiente

TABLA 32. TABLAS DE VALORACIÓN DE NICHOLAS-PARED PENDIENTE

Pared Pendiente Método de explotación	Competencia de la Roca Intacta			Espaciamiento Fracturas			
	Baja	Media	Alta	Muy cerca	Poco espaciadas	Espaciadas	Muy espaciadas
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2
Cut and Fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3
Square Set	4	2	2	4	4	2	2

Pared Pendiente Método de explotación	Resistencia Estructuras		
	Baja	Media	Alta
Open Pit	2	3	4
Block Caving	1	3	3
Sublevel Stopping	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4
Longwall Mining	1	3	3
Room and Pillar	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	2	3
Cut and Fill Stopping	4	4	2
Top Slicing	1	2	3
Square Set	4	4	2

FUENTE: DAVID E. NICHOLAS (1981).

Rating métodos:

Factores de peso	
Geometria yacimiento	1
Condiciones geomecánicas mineral	0,75
Condiciones geomecánicas pared colgante	0,6
Condiciones geomecánicas pared yacente	0,38

$$\text{Ranking} = A * k1 + B * k2 + C * k3 + D * k4$$

**TABLA 33. RANKING DE LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN**

MÉTODO	YACIMIENTO	MINERAL	PARED COLGANTE	PARED YACENTE	TOTAL	RANKING
Open Pit	10	8	9	11	25.58	4°
Block Caving	-41	12	10	9	-22.58	7°
Sublevel Stoping	7	-49	-47	5	-56.05	10°
Sublevel Caving	-40	2	9	7	-30.44	9°
<b>Longwall Mining</b>	12	12	10	10	30.8	1°
Room and Pillar	12	1	3	8	17.59	5°
Shrinkage Stoping	7	2	10	8	17.54	6°
<b>Cut and Fill Stoping</b>	14	9	9	8	29.19	3°
Top Slicing	-41	4	9	8	-29.56	8°
<b>Square Set</b>	12	12	9	8	29.44	2°

FUENTE: ELBORACIÓN PROPIA

Una vez realizado la evaluación (Ver tabla 33) para el rango de condiciones geomecánicas de la masa rocosa del sistema de la veta Cabana 3H con el criterio de valoración de Nicholas, el proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de explotación subterráneo, según evaluación indica que los métodos que se aparejan mejor (resultado) a las condiciones naturales encontradas desde el punto de vista técnico (Valoración de Nicholas), son:

- ✓ El método Long Wall y
- ✓ El método Cut And Fill

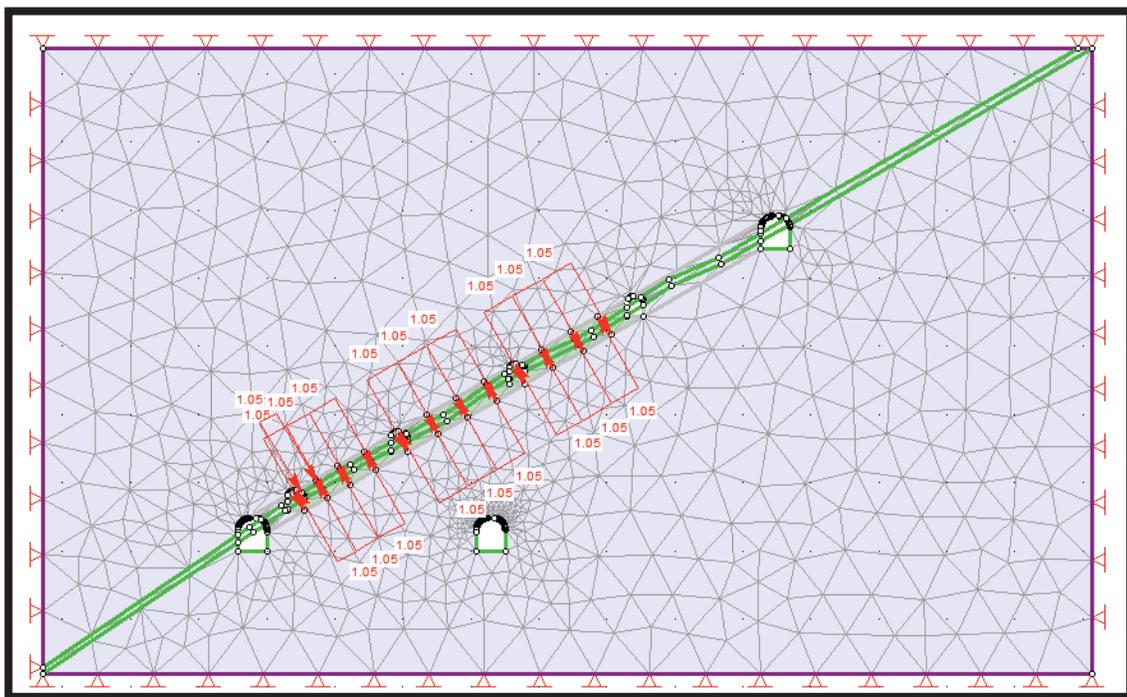
#### 4.2.2. SEGÚN EL FACTOR DE SEGURIDAD

En base a los parámetros geomecánicos básicos obtenidos en los capítulos anteriores con el apoyo del área de geomecánica se realizó el análisis de estabilidad controlada por los esfuerzos inducidos debido a las excavaciones subterráneas asociado exclusivamente al método de explotación, para ello se ha utilizado el programa PHASE2 versión 6.004 de Rocscience Inc. (2005) que analiza esfuerzos y deformaciones usando el método de elementos finitos.

En el caso de corte y relleno convencional se han incorporado cargas distribuidas producto de los elementos de soporte, en este caso madera. Puesto que el sostenimiento viene estar dado por puntales o en tramos más desfavorables cuadros.

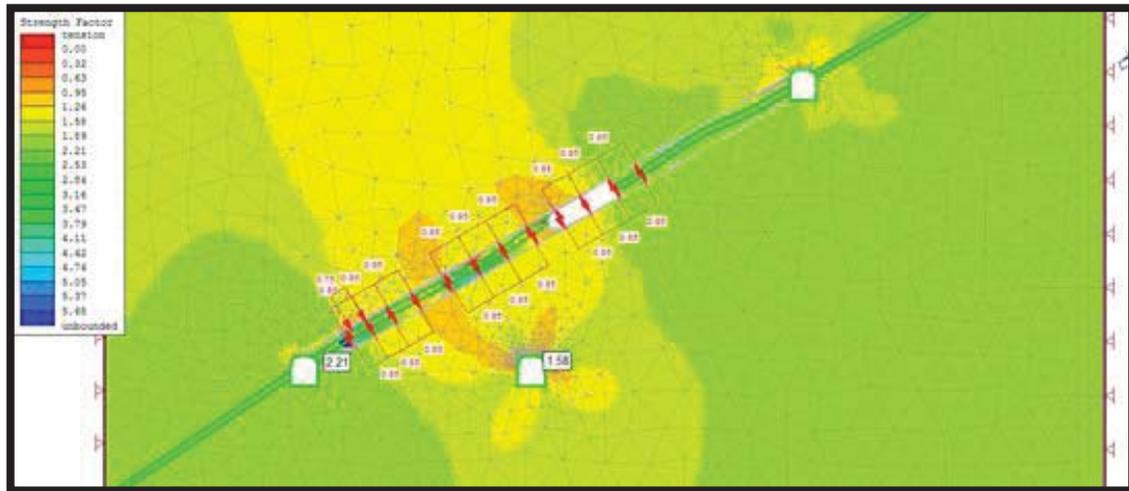
El análisis geomecánico tiene por objetivo la influencia del minado en el puente de la galería inferior al tajo así como también el By pass. De la simulación realizada se observa que el Factor de resistencia está por encima de 1.5 (mínimo aceptable en minería, considerando condiciones desfavorables), así mismo, la simulación corrobora la acertada respuesta mecánica de los elementos de soporte ya sea puntales o madera. Sin embargo, se evidencia influencia moderada sobre el by pass inferior, reduciéndose el factor de seguridad a 1.58.

**FIGURA 26. MODELO DE MALLA DE ELEMENTOS FINITOS PARA LA SIMULACION DEL MINADO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

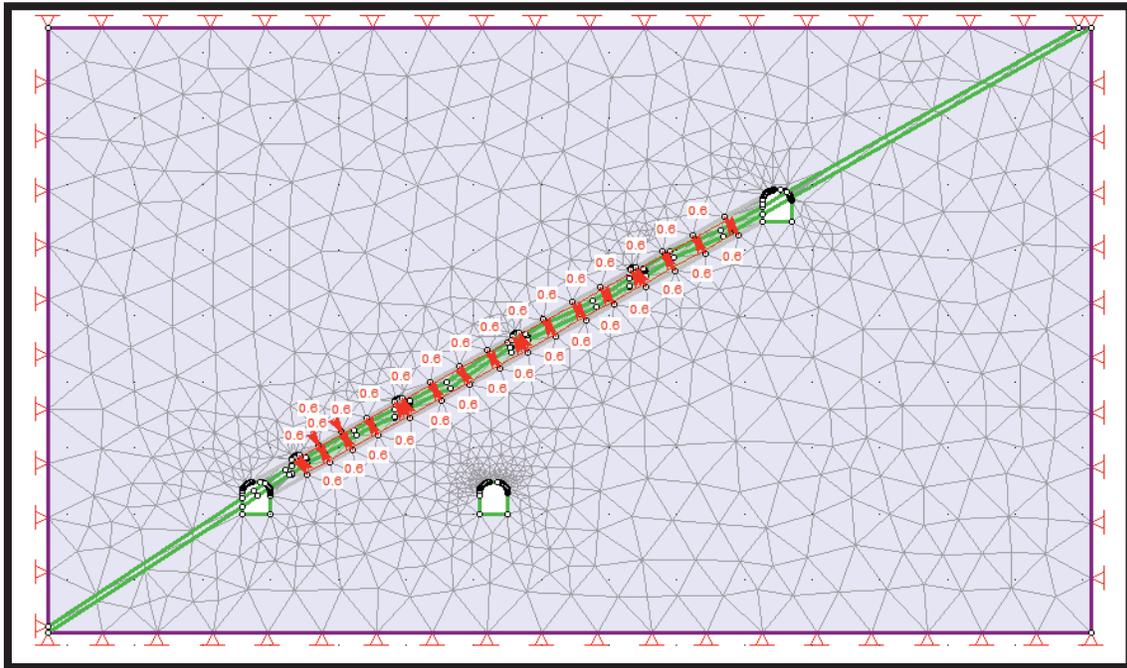
**FIGURA 27. DISTRIBUCIÓN DE FACTORES DE RESISTENCIA A MEDIDA QUE SE  
DESARROLLA EL MINADO POR EL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE  
CONVENCIONAL**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

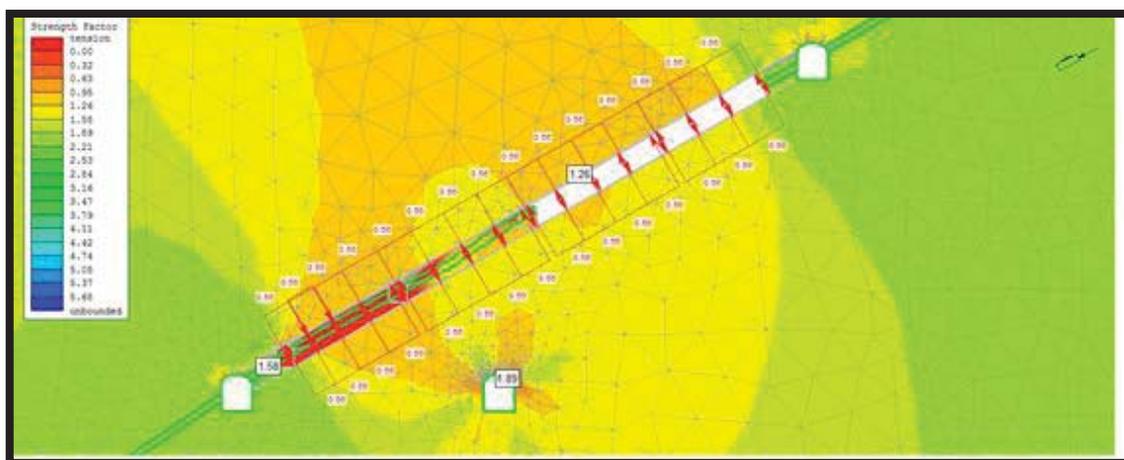
Dada las características de la explotación Long Wall, se tienen mayores áreas expuestas sin relleno, lo que podría ocasionar efectos desfavorables con la estabilidad del tajo; sin embargo queda demostrado que mediante el sostenimiento continuo con madera y relleno después de culminar el block, las condiciones de estabilidad se mantendrán con un factor de seguridad de 1.89.

**FIGURA 28. MODELO DE MALLA DE ELEMENTOS FINITOS PARA LA SIMULACIÓN DEL  
MINADO POR LONGWALL**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

**FIGURA 29. DISTRIBUCIÓN DE FACTORES DE RESISTENCIA A MEDIDA QUE SE  
DESARROLLA EL MINADO POR MÉTODO LONGWALL**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

### **4.3. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO LONG WALL**

La aplicación de método Long Wall 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 Cabana 3H 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 geomecánica y las condiciones favorables de de minado determinado por el área de Geomecánica, determinamos nuestro método de explotación denominado "Long Wall" para incrementar la producción, 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.

#### **4.3.1. PREPARACIÓN DEL BLOCK**

##### **4.3.1.1. 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.

#### **4.3.1.2. 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.

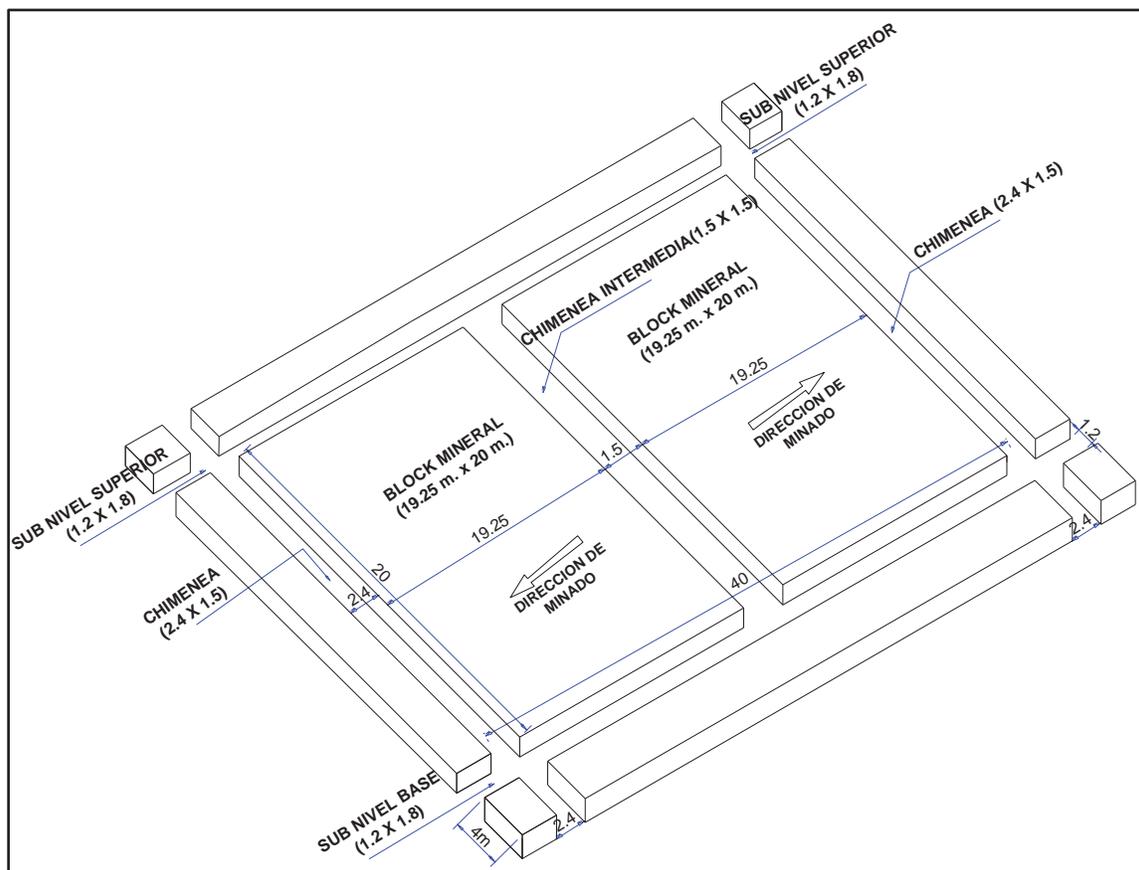
#### **4.3.1.3. SUBNIVELES:**

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.

#### **4.3.1.4. 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.

**FIGURA 30. VISTA EN ISOMÉTRICO DE LABORES DE PREPARACIÓN Y EL BLOCK PARA  
TAJEO**

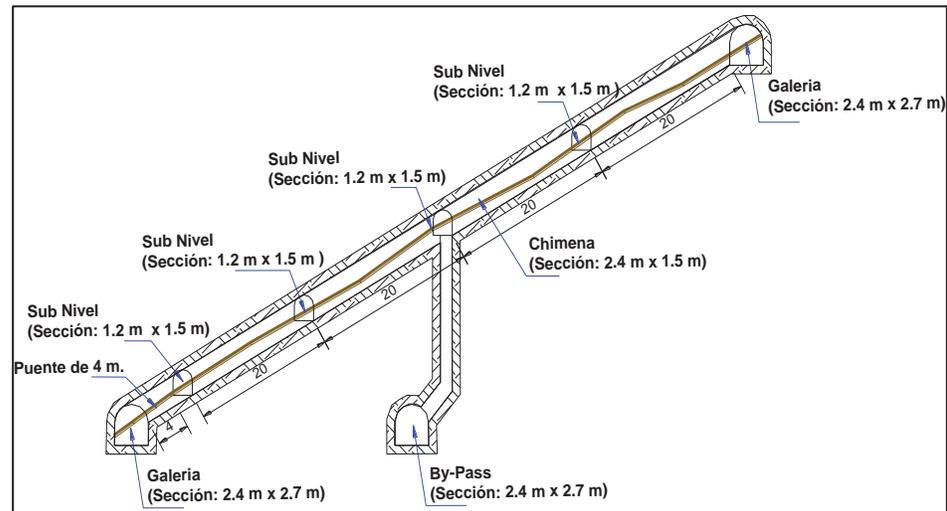


FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

#### **4.3.1.5. 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 31. VISTA EN SECCIÓN DE LABORES DE PREPARACIÓN – MÉTODO LONG WALL MINING**

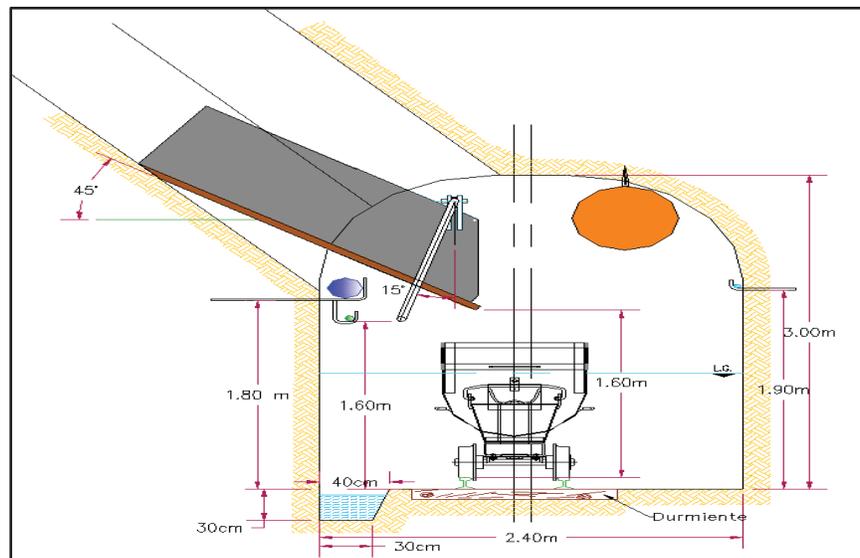


**Fuente: Elaboración Propia**

▪ **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 32. TOLVA METLICA**



**FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO – MARSA**

#### 4.3.2. PRODUCCIÓN

El ritmo de producción promedio que se tiene con el método de explotación Long Wall es 35.75 TM/corte manteniendo un ritmo mensual de 649.99 TM/mes.

TABLA 34. DATOS DE LABOR Y PRODUCCIÓN DEL MÉTODO LONG WALL

DATOS TÉCNICOS DE LABOR Y PRODUCCIÓN	
Ancho de corte (m) :	1.56
Altura de minado (m):	1.5
Longitud de corte (m):	5
Peso específico (TM/m <sup>3</sup> ):	3.15
Factor de esponjamiento:	1.82
Nº guardias /día :	2
Nº guardias /disparo:	3.3
Nº días / mes :	30

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

Para el cálculo del volumen roto de mineral por corte se usa la siguiente formula:

$$\frac{Vol}{corte} (m^3) = Ac \times Am \times Lc \times FCG$$

**Dónde:**

Ac= Ancho de corte (m)

Am=Altura de minado (m)

Lc=Longitud de corte (m)

FCG= Factor de corrección geométrica (varia de 0.65 – 0.97)

Entonces el volumen por corte sería:

$$\frac{Vol}{corte} = 1.56 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} \times 5 \text{ m} \times 0.97$$

$$\frac{Vol}{corte} = 11.35 \text{ m}^3$$

El tonelaje por corte vendría a estar dado por:

$$\frac{\text{Tonelaje}}{corte} (TM) = Vol \times Pe$$

$$\frac{Tonelaje}{corte} = 11.35 \text{ m}^3 \times 3.15 \text{ TM/m}^3$$

$$\frac{Tonelaje}{corte} = 35.75 \text{ TM}$$

Para el cálculo del tonelaje mensual se tendrá en cuenta que en MARSA se realizan 2 guardias por día y la mina trabaja los 30 días por mes.

$$\frac{Tonelaje}{Mensual} = \frac{Ton}{corte} \times \frac{N^\circ \text{ corte}}{\text{guardia}} \times \frac{N^\circ \text{ guardias}}{\text{día}} \times \frac{N^\circ \text{ dias}}{\text{mes}}$$

$$\frac{Tonelaje}{Mensual} = 35.75 \text{ TM/corte} \times 1 \text{ corte/3.3gd} \times 2 \text{ gd/día} \times 30 \text{ días /mes.}$$

$$\frac{Tonelaje}{Mensual} = 649.99 \text{ TM/ Mes.}$$

#### 4.3.3. OPERACIONES UNITARIAS DEL CICLO DE MINADO

##### 4.3.3.1. PERFORACION CON EL METODO LONG WALL

La perforación es uno de los procesos más importante del ciclo de minado, la perforación en el método de Long Wall se hace

convencionalmente con Jack leg, el tajeo del block comenzara perforando desde de la chimenea intermedia (Ver Figura 33), 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.

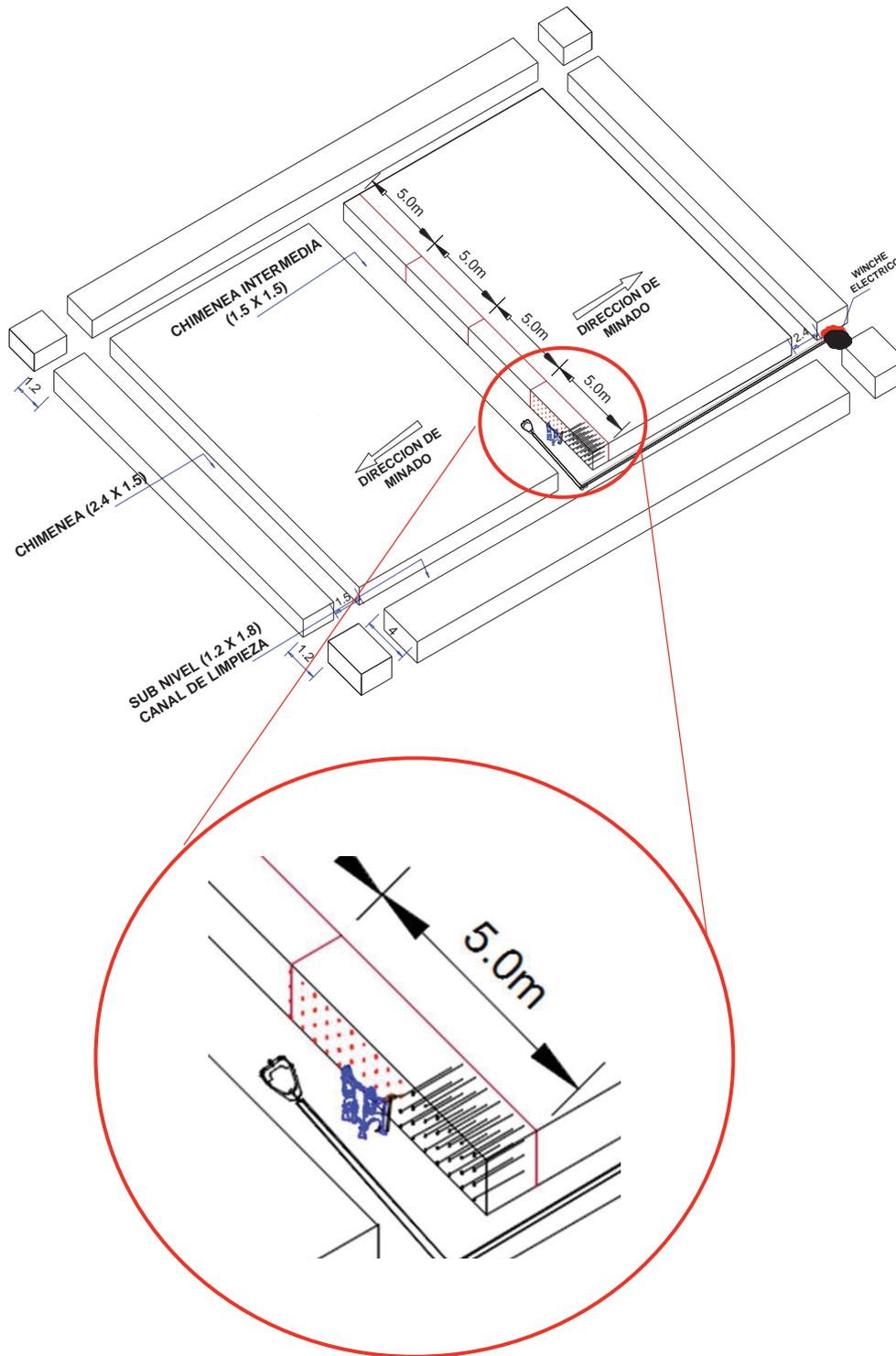
**TABLA 35. DATOS TÉCNICOS DE LA PERFORACIÓN DEL MÉTODO LONG WALL**

<b>DATOS TECNICOS DE PERFORACIÓN</b>	
Longitud de barra (m) :	1.8
∅ de Taladro (mm):	38
Longitud de perforación / taladro (m):	1.64
Longitud de avance / taladro (m):	1.56
Nº de taladros/ corte (und):	48

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

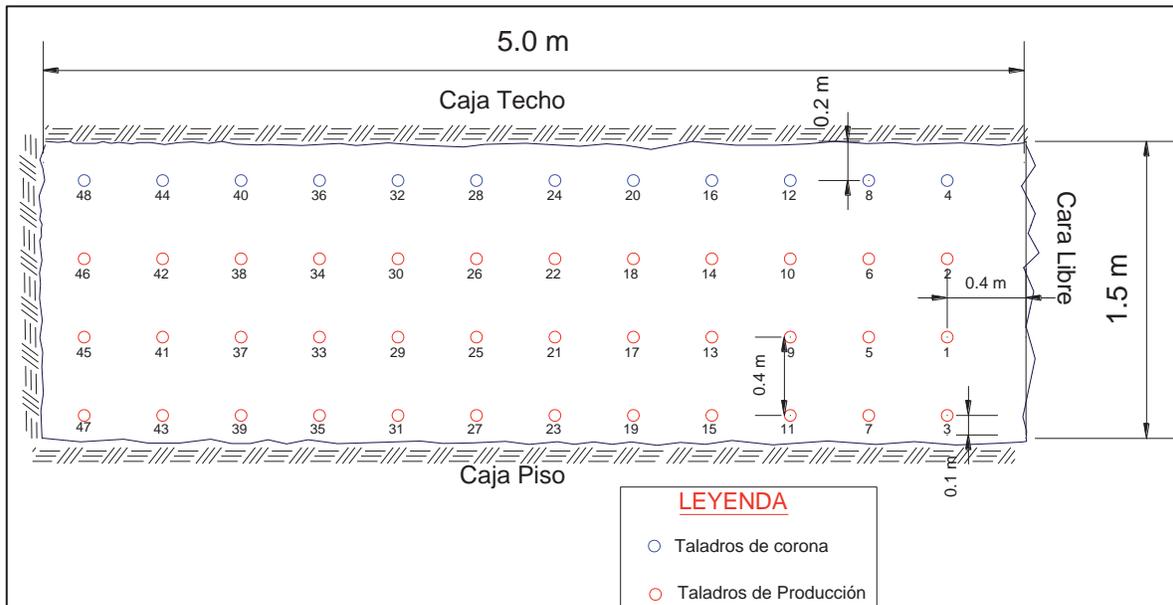
En la figura 33, se detalla la perforación de los taladros en el método de explotación propuesto, el block se dividirá en cuatro partes cada uno de 5 metros, empezando del sub nivel base y finalizando en el sub nivel superior, la cantidad de taladros por disparo va a variar según el tipo de roca, es decir: 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.

**FIGURA 33. PERFORACIÓN EN EL METODO DE EXPLOTACION LONG WALL**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**FIGURA 34. MALLA DE PERFORACIÓN PARA EL METODO DE EXPLOTACION LONG WALL  
– ROCA REGULAR**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA

#### **4.3.3.2. VOLADURA EN EL MÉTODO LONG WALL MINING**

El proceso de voladura en el ciclo de minado, del método Long Wall es la fase más determinante porque dependerá de ello para lograr los resultados deseados; para lo cual debe estimar la cantidad de carga explosiva a utilizar, dosificación correcta de explosivos para controlar el altura de minado, la cantidad de carga explosiva necesaria para lograr una granulometría adecuada para facilitar el proceso de limpieza.

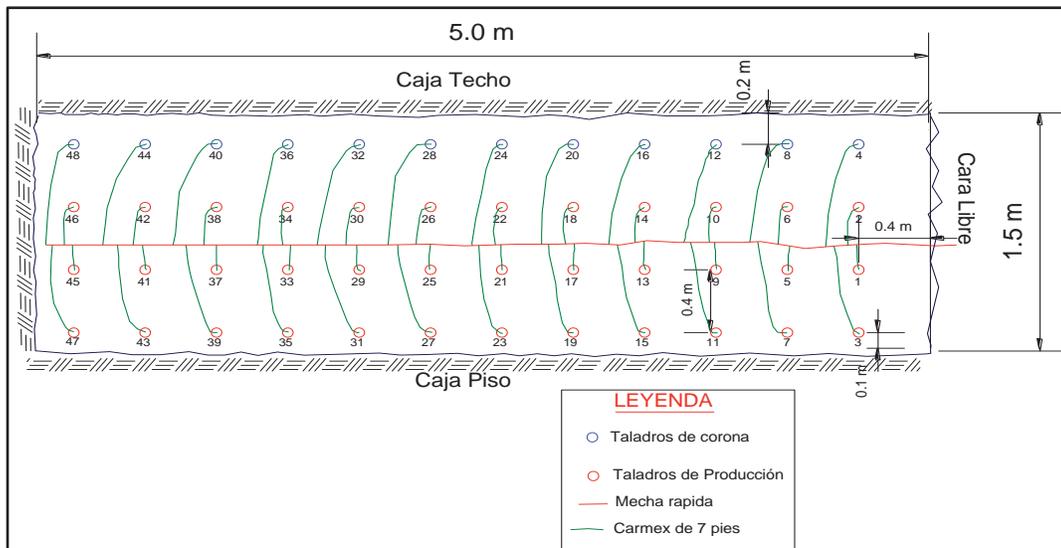
Para la voladura, en el método de explotación en el método Long Wall se utilizaran los siguientes explosivos:

**TABLA 36. DATOS TÉCNICOS DE VOLADURA DEL MÉTODO LONG WALL**

DATOS TECNICOS DE VOLADURA	
Cantidad de explosivo Semexa al 65 % de 7/8"x7"/ corte (Kg) :	14.58
Cantidad de explosivo Exadit al 45 % de 7/8"x7"/ corte (Kg) :	3.65
Cantidad Total de explosivo/ corte (kg):	18.23
Carmex de 8" (2.10 m) / corte (und):	48
Mecha Rapida D'Ignicion Z-18 / corte (m):	15

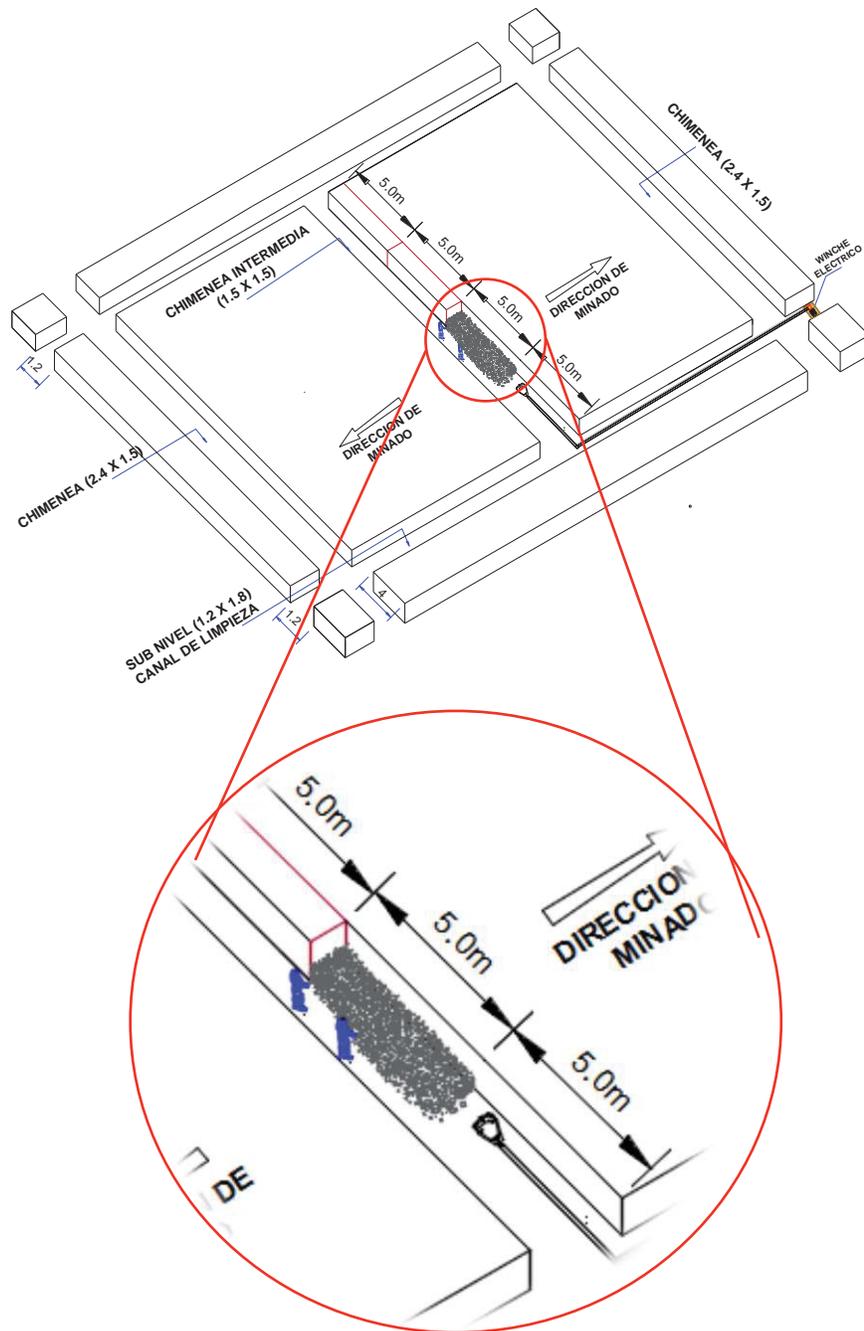
FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

**FIGURA 35. DISTRIBUCIÓN Y SECUENCIA DE SALIDA DE LOS TALADROS PARA  
ROCA REGULAR PARA MÉTODO DE LONG WALL MINING**



FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

**FIGURA 36. VOLADURA EN EL MÉTODO DE LONG WALL MINING**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

- **Calculo del Factor de Potencia**

Para el cálculo de este factor se utilizó la siguiente formula:

$$FP(Kg/TM) = \frac{PE}{TON}$$

**Dónde:**

FP= Factor de potencia del explosivo (Kg/TM).

PE= Peso o Cantidad de explosivo que se carga por corte (Kg/corte).

TON= Tonelaje de mineral por corte (TM/corte).

**Datos:**

PE= 18.23 Kg explosivo/ corte.

TON= 35.75 TM/corte.

**Luego:**

$$FP = (18.23 \text{ Kg explosivo/corte}) / (35.75 \text{ TM /corte})$$

$$FP = 0.51 \text{ Kg Explosivo / TM.}$$

**TABLA 37. COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL MÉTODO LONG WALL**

COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	
Longitud de avance/corte (m):	5
Volumen /corte (m <sup>3</sup> ):	11.35
Ton/corte (TM):	35.75
Factor de potencia (Kg/TM):	0.51
Kilogramos / taladro (Kg/Tal):	0.38
Costo de perforación y voladura /corte (\$):	125.59
Costo operativo de perforación y voladura (\$/TM):	3.51

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

#### **4.3.3.3. LIMPIEZA DE MINERAL EN EL MÉTODO LONG WALL MINING**

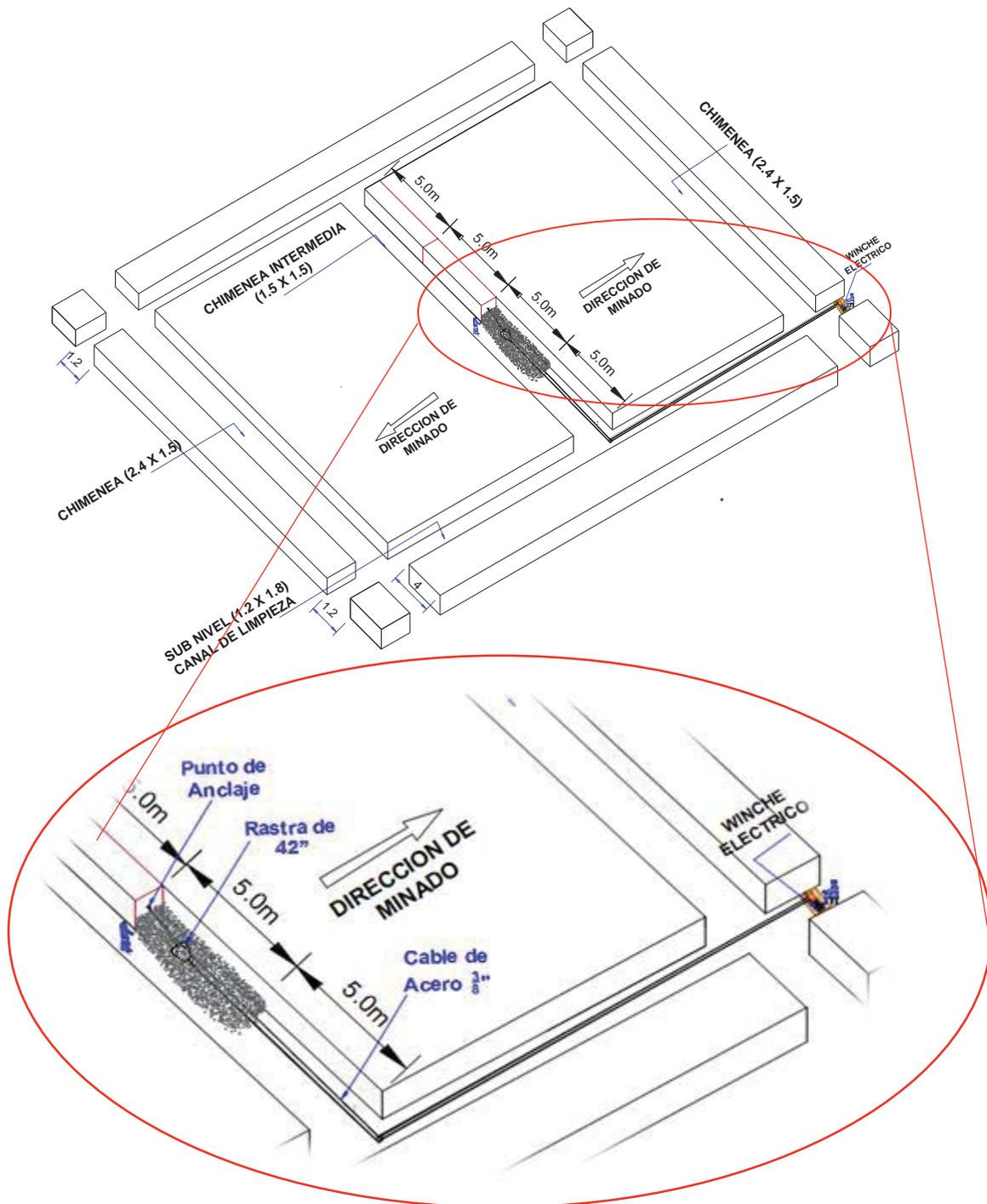
Para la limpieza de mineral en este método, se realizará utilizando winche eléctrico de 15 HP, así mismo se utilizará rastra de 42 pulgadas para el arrastre de mineral, la capacidad de rastra que se usará es de 8 pies cúbicos, para el arrastre se usará cable de acero de 3/8 de pulgada y poleas o cabrestantes número 8.

**TABLA 38. COSTOS DE LIMPIEZA DEL MÉTODO LONG WALL**

<b>DATOS TECNICOS Y COSTOS DE LIMPIEZA</b>	
Capacidad de rastra (m <sup>3</sup> )	0.22
Rendimiento de limpieza promedio (m <sup>3</sup> /hr)	3.6
Costo limpieza con Winche /hr (\$):	7.71
Volumen a limpiar/ corte (m <sup>3</sup> )	20.66
Tiempo de limpieza/corte (hr)	5.74
Costo de limpieza/corte (\$)	44.24
Costo operativo de limpieza (\$/TM):	1.24

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO MARSA.

FIGURA 37. LIMPIEZA CON WINCHE EN FORMA DE "L"



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**FIGURA 38: RASTRA DE 42 PULGADAS PARA LA LIMPIEZA DE MINERAL EN EL MÉTODO LONG WALL**



FUENTE: PROPIA

#### **4.3.3.4. SOSTENIMIENTO EN EL MÉTODO LONG WALL MINING**

El sostenimiento en el método Long Wall, 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 de la 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.

**FIGURA 39. SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT EN EL MÉTODO LONG WALL MINING**



FUENTE: PROPIA

#### **4.3.3.4.1. DESCRIPCIÓN Y CARACTERÍSTICAS DE PUNTALES PARA EL SOSTENIMIENTO**

Los puntales que se utilizaran para el sostenimiento en el método de explotación Long Wall 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.

#### 4.3.3.4.2. 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.

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.

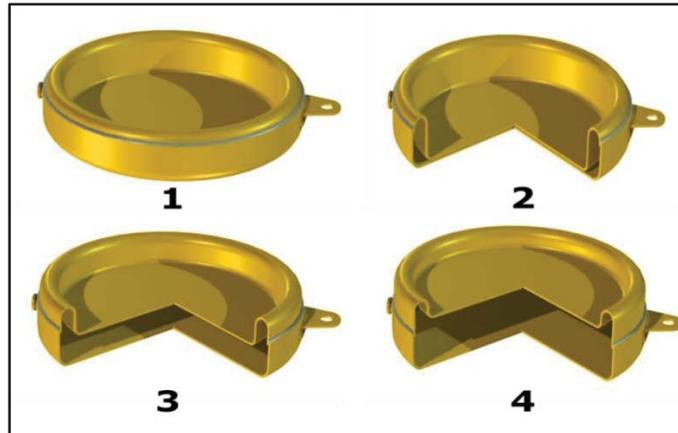
El principio o mecanismo de funcionamiento del Jackpot, es como se indica en las líneas anteriores, es decir: se inyecta agua a 10 a 12 MPa, en la siguiente figura se muestra el principio de funcionamiento.

**FIGURA 40: SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT Y DIFERENTES PRESENTACIONES 140 A 260 MM DE DIÁMETRO**



Fuente: Departamento de Logística-Marsa

**FIGURA 41. PRINCIPIO DE FUNCIONAMIENTO DE JACKPOT**



Fuente: Departamento de Logística-Marsa

**4.3.3.4.3. PROCEDIMIENTO PARA EL SOSTENIMIENTO CON PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT EN EL MÉTODO LONG WALL**

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 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°

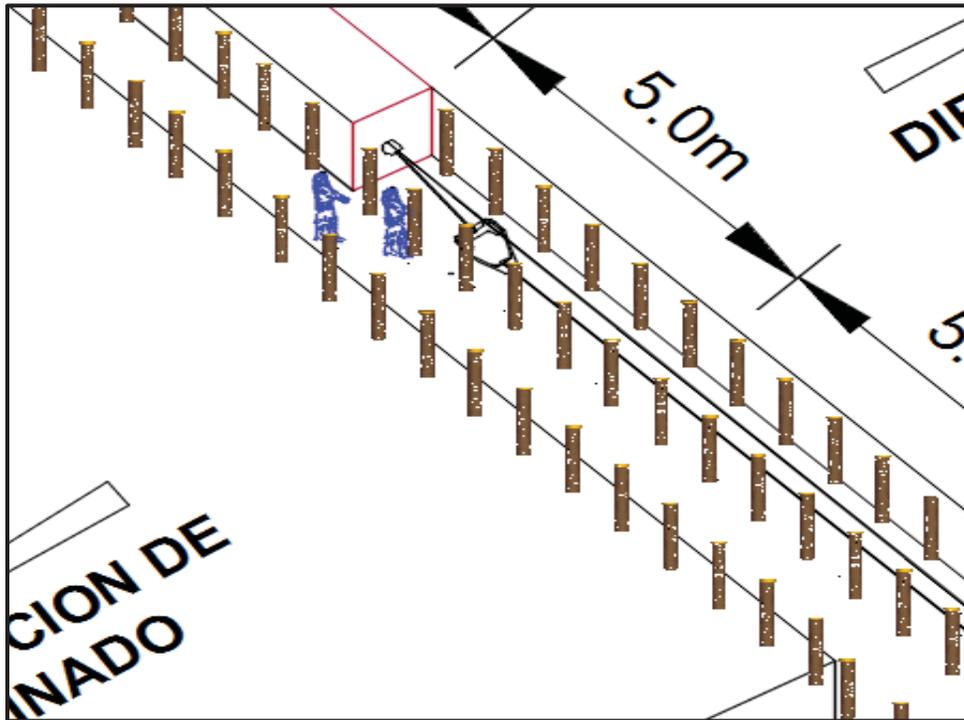
Luego se inyectará agua con la bomba de Jackpot como mínimo 10 Mpa y como máximo 12Mpa

**FIGURA 42. INSTALACION DE PUNTALES CON CABEZAL DE JACKPOT**



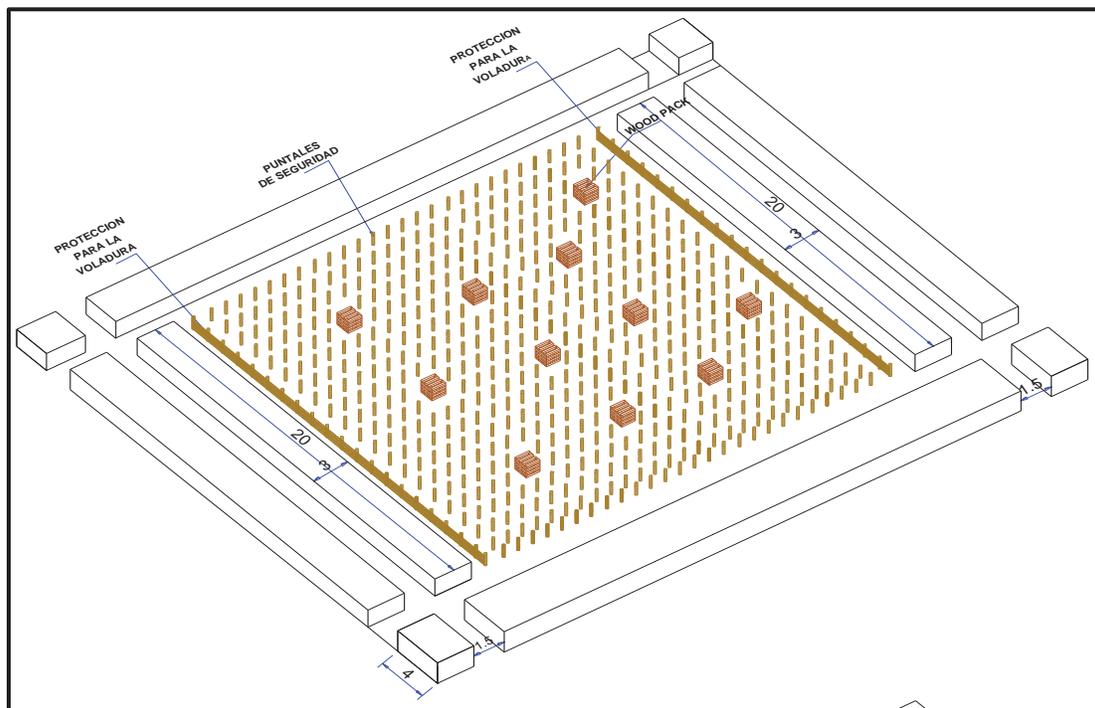
FUENTE: PROPIA

**FIGURA 43. ALINEACIÓN DE PUNTALES CON JACKPOT**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**FIGURA 44. MUESTRA SOSTENIMIENTO CON PUNTALES Y WOOD PACK QUE SE VA INSTALANDO ESTRATÉGICAMENTE SEGÚN QUE REQUIERA**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**TABLA 39. COSTOS DE SOSTENIMIENTO DEL MÉTODO LONG WALL**

DATOS TECNICOS Y COSTOS DE SOSTENIMIENTO	
Cantidad de puntales /corte:	8
Costo de puntal (\$):	42.43
Cantidad de wood pack /corte:	0.25
Costo de wood pack (\$):	39.15
Costo de sostenimiento /corte (\$):	349.23
Costo operativo de sostenimiento (\$/TM):	9.77

FUENTE: DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA MARSA.

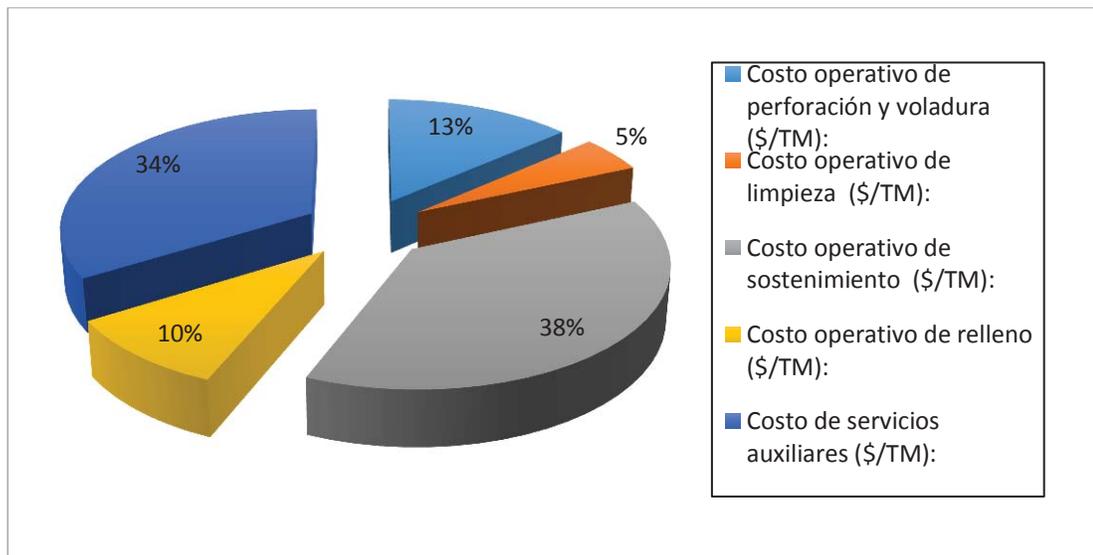
**TABLA 40. COSTOS DE OPERACIÓN DEL MÉTODO LONG WALL**

<b>RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN</b>	
Costo operativo de perforación y voladura (\$/TM):	3.51
Costo operativo de limpieza (\$/TM):	1.24
Costo operativo de sostenimiento (\$/TM):	9.77
Costo operativo de relleno (\$/TM):	2.54
Costo de servicios auxiliares (\$/TM):	8.73
<b>Costo Total /corte (\$/TM):</b>	<b>25.79</b>

FUENTE: DEPARTAMENTO DE PRODUCTIVIDAD MARSА.

En la Fig. 45 se muestra la representación de la incidencia de los costos de operación para el método Long Wall.

**FIGURA 45. COSTOS DE OPERACIÓN LONG WALL MARSА**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA.

#### 4.3.4. DILUCIÓN

En el método de explotación Long Wall la dilución disminuye debido al sostenimiento con puntales con cabezal Jackpot.

**TABLA 41. DATOS DEL LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO PARA EL METODO LONG WALL**

DATOS	VALORES	UNIDAD
Altura de minado	1.50	m
Area horizontal	650.00	m <sup>2</sup>
Inclinación del Tajo	15.00	°
Rumas esponjadas	134.65	m <sup>3</sup>
Potencia de Veta	1.10	m
Ley de mineral	10.00	gr/Ton

FUENTE: DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MARSA

**TABLA 42. DATOS TECNICOS DE LA LABOR PARA EL METODO LONG WALL**

PESOS ESPECIFICOS	VALORES	UNIDAD
P.Esp. Min1-2	3.15	Ton/m <sup>3</sup>
P.Esp. Desm	2.70	Ton/m <sup>3</sup>
FACTORES DE ESPONJAMIENTO	VALORES	UNIDAD
F.Esp.Mineral	1.82	-
F.Esp.Desm.	1.88	-
F.Esp. Rumas	1.80	-

FUENTE: DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MARSA

##### 4.3.4.1. CÁLCULO DE AREAS Y VOLUMENES

- **AREA DE MINADO**

$$Area\ de\ minado\ (m^2) = Ah \times Cos\ (Buz^\circ)$$

Dónde:

Ah = Área horizontal (m<sup>2</sup>)

Buz = Buzamiento (°)

$$\text{Area de minado (m}^2\text{)} = 650\text{m}^2 \times \cos(15^\circ)$$

$$\text{Area de minado (m}^2\text{)} = 627.85 \text{ m}^2$$

- **VOLUMEN DE MINADO**

$$\text{Vol. de minado (m}^3\text{)} = A \text{ min} \times h$$

Dónde:

Amin = Área de minado (m<sup>2</sup>)

h = Altura de minado (m)

$$\text{Volumen de minado (m}^3\text{)} = 627.85\text{m}^2 \times 1.50\text{m}$$

$$\text{Volumen de minado (m}^3\text{)} = 941.78$$

- **VOLUMEN DE MINERAL ROTO**

$$\text{Vol. de mineral roto (m}^3\text{)} = A \text{ min} \times A_v$$

Dónde:

Av = Ancho o potencia de veta (m)

$$\text{Vol. de mineral roto (m}^3\text{)} = 627.85\text{m}^2 \times 1.10\text{m}$$

$$\text{Vol. de mineral roto (m}^3\text{)} = 690.64\text{m}^3$$

- **VOLUMEN DE DESMONTE ROTO**

$$\text{Vol. de desmonte roto (m}^3\text{)} = 941.78\text{m}^3 - 690.64\text{m}^3$$

$$\text{Vol. de desmonte roto (m}^3\text{)} = 251.14\text{m}^3$$

- **RUMAS NETAS**

$$Rumas\ netas\ (m^3) = \frac{Rumas\ esp.\ (m^3)}{F.\ esp.}$$

$$Rumas\ netas\ (m^3) = \frac{134.65}{1.80}$$

$$Rumas\ netas\ (m^3) = 74.81m^3$$

**TABLA 43. AREAS Y VOLUMENES EN EL METODO LONG WALL**

<b>CÁLCULO DE ÁREAS Y VOLÚMENES</b>	<b>VALORES</b>	<b>UNIDAD</b>
Area de minado	627.85	m2
Volumen de minado	941.78	m3
Volumen de mineral roto	690.64	m3
Volumen de desmonte roto	251.14	m3
<b>CÁLCULO DE VOLUMEN CONTROLADO</b>	<b>VALORES</b>	<b>UNIDAD</b>
Rumas netas	74.81	m3

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

#### 4.3.4.2. CALCULO DE VOLUMEN EXTRAIDO Y VOLUMEN DILUIDO

- **VOLUMEN EXTRAIDO A PLANTA**

$$Vol.\ extraido\ a\ planta\ (m^3) = 941.78m^3 - 74.81m^3$$

$$Vol.\ extraido\ a\ planta\ (m^3) = 866.97m^3$$

- **VOLUMEN DILUIDO**

$$Vol.\ diluido\ (m^3) = 251.14m^3 - 74.81m^3$$

$$Vol.\ diluido\ (m^3) = 176.33\ m^3$$

**TABLA 44. VOLUMEN EXTRAIDO Y VOLUMEN DILUIDO EN EL METODO LONG WALL**

BALANCE VOLUMETRICO	VALORES	UNIDAD
Volumen de desmote controlado	74.81	m3
Volumen total extraído a planta	866.97	m3
Volumen diluido	176.33	m3

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

#### 4.3.4.3. CALCULO DEL PORCENTAJE DE DILUCIÓN

- PORCENTAJE DE DILUCIÓN**

$$DILUCIÓN (\%) = \frac{TM \text{ de diluc.}}{TM \text{ mineral} + TM \text{ de diluc.}}$$

$$DILUCIÓN (\%) = \frac{476.10TM}{2175.50 TM + 476.10TM} \times 100$$

$$DILUCIÓN (\%) = 17.96\%$$

**TABLA 45. PORCENTAJE DE DILUCIÓN EN EL METODO LONG WALL**

BALANCE DE TONELAJE	VALORES	UNIDAD
Toneladas métricas de mineral	2175.50	TM
Toneladas métricas de desmote controlado	201.98	TM
Toneladas métricas de desmote	678.08	TM
Toneladas métricas de dilución	476.10	TM
<b>Dilución porcentual</b>	<b>17.96</b>	<b>%</b>

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

## **CAPITULO V**

### **ANALISIS DE RESULTADOS**

#### **5.1. COMPARATIVO DE RESULTADOS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE VS EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL**

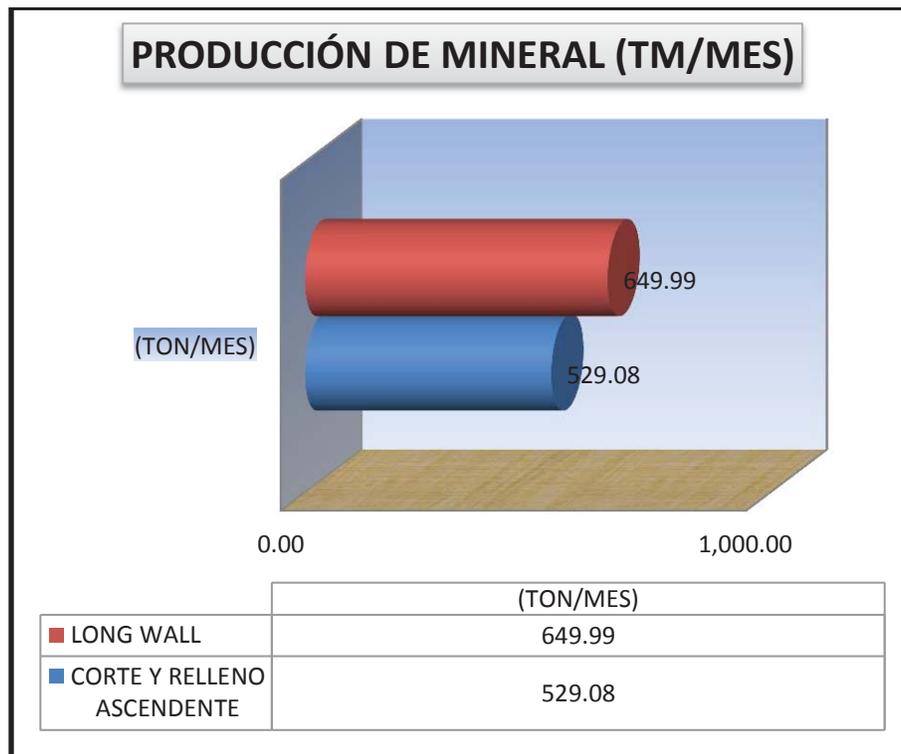
##### **5.1.1. PRODUCCIÓN DE MINERAL**

**TABLA 46. COMPARATIVO DE LA PRODUCCIÓN DE MINERAL**

<b>PRODUCCIÓN DE MINERAL</b>	
<b>MÉTODO DE EXPLOTACIÓN</b>	<b>(TON/MES)</b>
LONG WALL	649.99
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	529.08

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**FIGURA 46. COMPARATIVO DE PRODUCCIÓN DE MINERAL**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

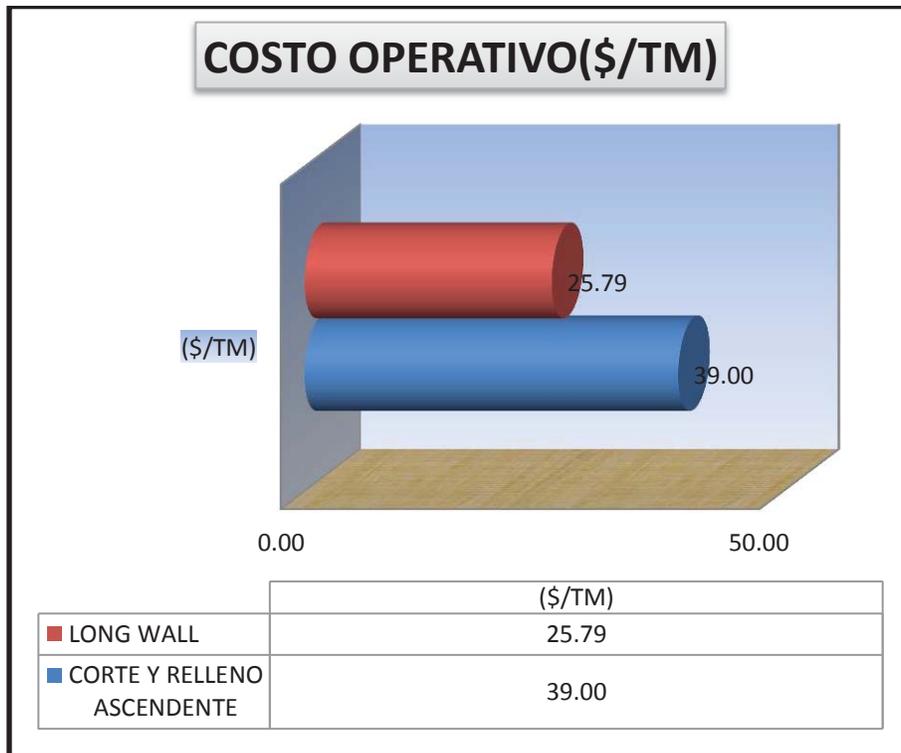
### 5.1.2. COSTO DE OPERACIÓN

**TABLA 47. COMPARATIVO DE COSTO DE OPERACIÓN**

<b>COSTOS DE OPERACIÓN</b>	
<b>MÉTODO DE EXPLOTACIÓN</b>	<b>(\$/TM)</b>
LONG WALL	25.79
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	39.00

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**FIGURA 47. COMPARATIVO DE COSTO DE OPERACIÓN**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

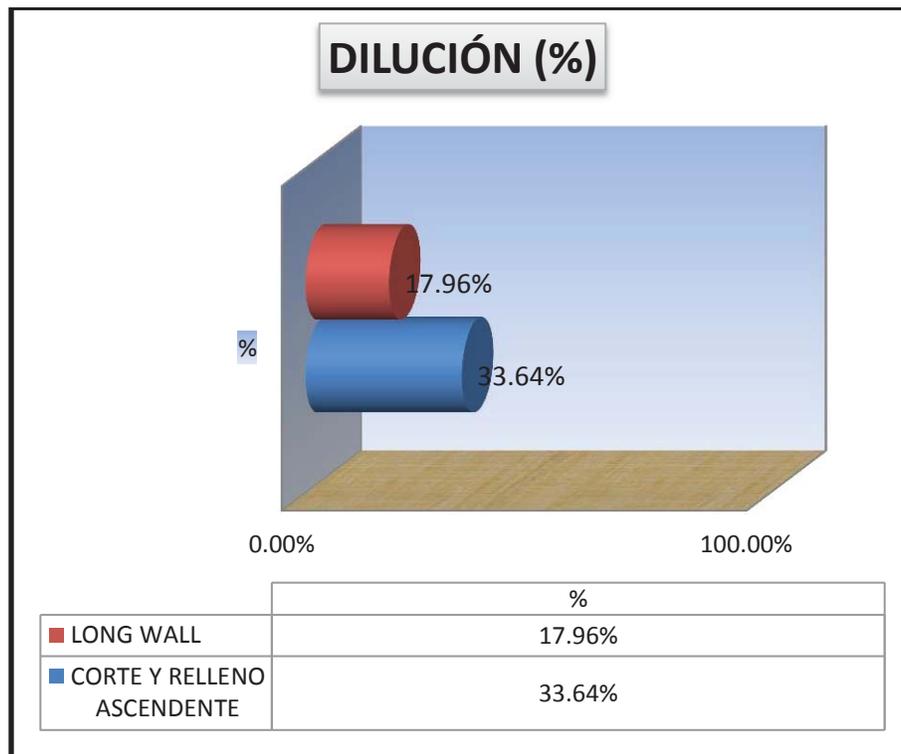
### 5.1.3. DILUCIÓN

TABLA 48. COMPARATIVO DE DILUCIÓN

DILUCIÓN	
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	%
LONG WALL	17.96%
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	33.64%

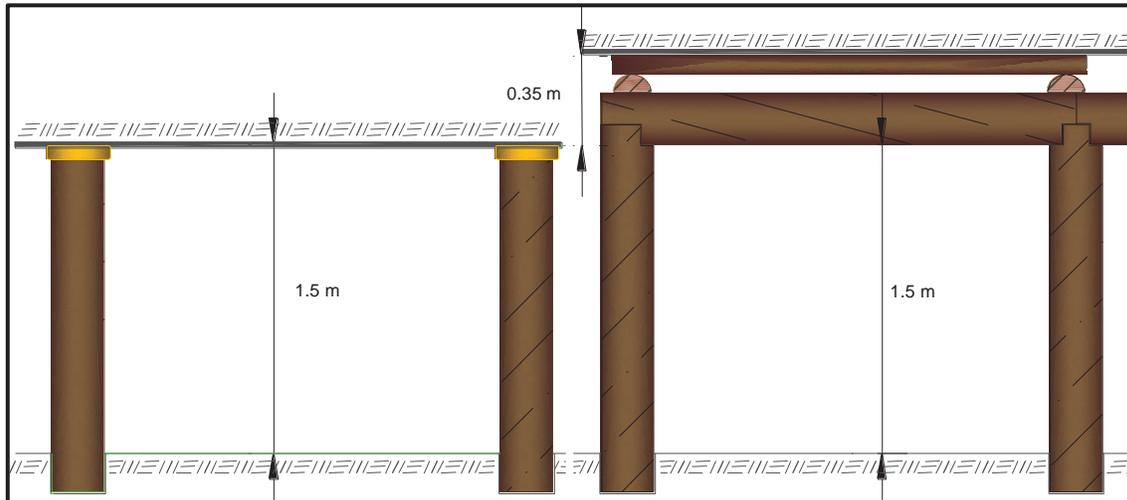
FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

**FIGURA 48. COMPARATIVO DE DILUCIÓN**



Fuente: Elaboración propia

**FIGURA 49. COMPARATIVO DE ALTURA DE MINADO METODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE**



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

## CONCLUSIONES

- ❖ Haciendo uso de diversos criterios técnico para la selección del método de explotación a aplicar, como Nicholas (1981), que hace especial énfasis en las condiciones geomecánicas del yacimiento; y determinando el factor de seguridad se determinó que se aplicara el Método de explotación Long Wall, conocido en la práctica como método de “Lonjas Largas”, reemplazando el método actual Corte y Relleno Ascendente en MARSAS.
- ❖ El método Long Wall 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.
- ❖ La producción mensual de mineral se incrementó en 120.91 Ton/mes y la producción anual se incrementó en 1450.92 Ton/Año adicionales producidas en un tajeo en la MARSAS. Lo que representa un 22.85% más de producción.
- ❖ El costo de operación se reduce de 39.00 \$/TM (Corte y Relleno Ascendente) a 25.79 \$/TM (Long Wall), representando una reducción de 13.21 \$/TM, en términos porcentuales un 33.87% menos. Lo que implica un ahorro anual por tajeo de 103,036.41 \$.
- ❖ El método de explotación Long Wall mantiene un factor de seguridad de 1.89, superior al del método de explotación Corte y Relleno Ascendente que es 1.58, representando este en términos porcentuales un 19.62% más. Estos están

reflejados en sus índices de accidentabilidad, frecuencia, severidad, históricos y actuales. El factor de seguridad de 1.89 del método Long Wall, refleja el ritmo acelerado de producción y la explotación en retirada, evitando la exposición del personal, ya que es en este punto donde se manifiesta un mayor índice de accidentabilidad.

- ❖ El porcentaje de Dilución se reduce en 46.61 % con la aplicación del método de explotación Long Wall, esto debido a la reducción de la altura de minado por el uso de puntales de Jackpot a cambio de cuadros de madera y por el mismo diseño del método.
- ❖ El factor de carga con el método de explotación Corte y relleno Ascendente es de 0.63 Kg/TM y del Método de explotación Long Wall es 0.51 Kg/TM, lo cual representa un 19.05% menos, lo que significa que se utiliza menos explosivo para extraer más mineral, eficiencia que se aproxima a lo exigido por MARSA Cia. Minera (0.35 Kg/TM).

## RECOMENDACIONES

- ❖ Generalizar la masificación del método de explotación Long Wall en la explotación de los tajos del sistema de vetas Cabana en los distintos niveles de la MARSA, utilizando los procedimientos, estándares del diseño de minado planteado y realizando un seguimiento de los ciclos de minado, para incrementar la producción de mineral, reducir los costos de operación y la dilución.
- ❖ La perforación es una actividad de mucha importancia, por lo que hay que controlar el paralelismo y espaciamiento de los taladros, de tal forma que no genere sobrerotura en las cajas de la estructura mineralizada y así no incidir en un alto porcentaje de dilución.
- ❖ 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 Long Wall, siempre el disparo debe quedar sostenido hasta el tope, para evitar el resquebrajamiento de la caja techo, y cuando se retome los trabajos correspondientes se pueda iniciar sin ningún inconveniente.

## REFERENCIA BIBLIOGRAFIA

- ❖ 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.
- ❖ FAMESA. *Sistemas de iniciación, ficha técnica productos/Fanel. pdf*.  
Disponibile en: <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2016/11/FT-Fanel.pdf>
- ❖ ZER GEOSYSTEM PERU S.A.C. *Informe Geomecanico Minera Aurifera Retamas S.A. (Septiembre 2013)*
- ❖ HERNÁNDEZ SANPIERI, Roberto, (Sexta edición), *“Metodología de la Investigación”*.
- ❖ HOECK Y BROWN, (1985), *“Excavaciones subterráneas en roca”*.
- ❖ LLANQUE, M. (1999). *“Explotación Subterránea, Métodos y Casos Prácticos – Universidad Nacional de Altiplano”, Puno, Perú.*
- ❖ LOPEZ JIMENO, Carlos, (2003), *“Manual de perforación y voladura de rocas”*. Instituto geológico y minero de España.
- ❖ 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 aurifera retamas”*.
- ❖ MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A. – AÑO 2014 - *Departamento de Planeamiento. “Costo Unitario de labores Mineras”*.
- ❖ MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A. – AÑO 2014 - *Departamento de Geología; “Geología Regional, Local, Estructural”*.

# ANEXOS

## ANEXO 1: CARTILLA GEOMECANICA MARSA



**MARSA**  
MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.  
UNIDAD SAN ANDRES

Ver.: 3

### CARTILLA GEOMECANICA

CARACTERIZACION SEGUN GSI PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO DE LABORES



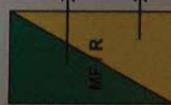
**OBLIGACIONES / RECOMENDACIONES**

- 1.- No se puede ingresar al trabajo sin portar la Cartilla Geomecánica.
- 2.- Este documento es personal e intrasferible.
- 3.- Portar la Cartilla Geomecánica, es auditable y fiscalizado por Supervisores de MARSA y Externos.
- 4.- En caso de pérdida o deterioro debe inmediatamente comunicar a su Supervisor y al Dpto. de Geomecánica de su Unidad.

#### CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

Elemento de sostenimiento	Tipo de sostenimiento	Capacidad	Unid	Consideraciones
Barra Helicoidal (perno de roca)	Activo	≥ 2	t/ple	
Perno Split Set (Perno de fricción)	Activo	≥ 1	t/ple	
Cimbras Vga 4H13 4"x4"x1/4"	Pasivo	10.5	t/m <sup>2</sup>	Diámetro de perforación de 36 mm a 30 mm
Cimbras Omega Q-N21	Pasivo	12	t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Q-N21	Pasivo	7	t/m <sup>2</sup>	Sección 3.00 m x 3.00 m
Cimbras Omega Q-N29	Pasivo	14	t/m <sup>2</sup>	Sección 3.00 m x 3.00 m
Cuadros de madera	Pasivo	≥ 10	t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Arco Noruego	Activo / Pasivo	5.8	t/m <sup>2</sup>	
Anillado de madera	Pasivo	22	t/m <sup>2</sup>	Altura máxima 3 veces el ancho de la base
Puntal de Ø 6 pulg x 1.50 m	Pasivo	30.5	t	Resistencia promedio 110 kg/cm <sup>2</sup>
Puntal de Ø 6 pulg x 1.50 m	Pasivo	16.5	t	Resistencia promedio 110 kg/cm <sup>2</sup>
Puntal de Ø 8 pulg x 2.50 m	Pasivo	56	t	Cuando la altura es mayor a 2 m
Shotcrete (concreto lanzado)	Pasivo	≥ 280	kg/cm <sup>2</sup>	Resistencia a 28 días
Red electro-soldada (cercado 4"x4")	Pasivo	1,000 - 1,300	kg	En cuatro puntos de apoyo

#### FACTORES INFLUYENTES



**MODO DE APLICACIÓN**

Franja superior: Sostenimiento sin factores influyentes

Franja inferior: Sostenimiento con factores influyentes.

#### TABLA DE REFERENCIA PARA PUENTES ESTABLES EN LABORES TEMPORALES (F.S. ≥ 1.3)

TIPO ROCA	RMR	SECCIONES		PUNTO
		Lab. Sup.	Lab. Inf.	
IV-A	31-40	≤ 2.4 x 2.7	≤ 1.5 x 1.8	5.0
		≤ 2.4 x 2.7	≤ 2.4 x 2.7	7.5
III-B	41-50	3.0 x 3.0	3.0 x 3.0	11.0
		≤ 2.4 x 2.7	≤ 2.4 x 2.7	3.0
III-A	51-60	3.0 x 3.0	3.0 x 3.0	5.0
		≤ 2.4 x 2.7	≤ 2.4 x 2.7	3.0
II-B	61-70	3.0 x 3.0	3.0 x 3.0	4.0
		≤ 2.4 x 2.7	≤ 2.4 x 2.7	3.0

APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN LONG WALL EN LA VETA CABANA 3H, NIVEL 2770, MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. PATAZ LA LIBERTAD 2016

**TABLA GEOMECÁNICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO**

**MARSA**

**TABLA GEOMECÁNICA SEGÚN GSI**

Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación entre la estructura y la condición superficial y/o resistencia de éstas.

Para estimar la clasificación del GSI, primero se tiene que determinar el tipo de estructura del macizo rocoso, el cual se determina luego se determina la condición superficial de las estructuras conadas (Resistencia).

Con esta información se hace la interpolación en esta tabla para obtener la clasificación del GSI. Si el macizo rocoso es muy frías, estas estructuras dejan una huella superficial y no existe filtración de agua, entonces esta interpolación clasificaria al macizo rocoso como Intermedias Frías / Regular (FR) y el valor del RMR = 40 - 50 (color amarillo).

**ESTRUCTURA**

**CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)**

	<b>LEVEMENTE FRACTURADA (L1)</b> (1 - 6 Fract./ metro cuadrado) Toda la Fract. (familias de discontinuidades) muy espaciadas entre sí.	SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA O SE ASTILLA CON LA BARRETILLA <b>MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (MB)</b>
	<b>MODERADAMENTE FRACTURADA (M1)</b> (7 - 12 Fract./ metro cuadrado) No distorsionadas, bloques que se auto-sostenen entre sí.	SE ROMPE CON 1-2 GOLPES DE PICOTA O SE FRACTURA CON LA BARRETILLA <b>BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B)</b>
	<b>MUY FRACTURADA (M2)</b> (13 - 20 Fract./ metro cuadrado) Parcialmente distorsionada, bloques que se auto-sostenen entre sí.	HUELLA SUPERFICIAL CON PICOTA / BARRETILLA <b>REGULAR (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) (R)</b>
	<b>MUY FRACTURADA (M3)</b> (21 - 30 Fract./ metro cuadrado) Distorsionada, bloques que se auto-sostenen entre sí.	HUELLA MAS DE 5 mm CON PICOTA / BARRETILLA <b>MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M)</b>
	<b>MUY FRACTURADA (M4)</b> (31 - 40 Fract./ metro cuadrado) Distorsionada, bloques que se auto-sostenen entre sí.	SE DISGREGA CON LA PICOTA / BARRETILLA <b>MUY MALA (EXTREMADAMENTE ALTERADA) (MM)</b>

Trabaja - Cuando existen fracturas que forman cubos que se auto-sostenen entre sí.  
Zona A - No considerar la fricción en la fricción.  
Zona B - No considerar la fricción en la fricción.

**RECOMENDACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE RMR Y TIPO DE LABOR**

RMR	CALIDAD	TIPO	LABORES DE AVANCE	LABORES DE EXPLOTACIÓN
71 - 80	BUENA "A"	I	Sin sostenimiento.	Sin sostenimiento.
61 - 70	BUENA "B"	II-B	Sostenimiento puntual.	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 07 pulg espaciados de 1.2 a 1.5 m. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies puntualmente.
51 - 60	REGULAR "A"	III-A	Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. En intersecciones usar Pernos de 7 pies. En Subniveles o Chimeneas sin sostenimiento. Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca sistemáticos de 8 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m (Ocasionalmente malla electro-soldada). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 07 pulg espaciados a 1.5 m x 1.5 m. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m.
41 - 50	REGULAR "B"	III-B	Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.0 m a 1.2 m, más malla electro-soldada en corona (ocasionalmente malla electro-soldada hasta el gradiente). En intersecciones usar Pernos de 8 pies. En Subniveles, Chimeneas o Galerías, Split set de 4 pies y/o Puntal en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 07 pulg espaciados a 1.50 m. Labores ≥ a iguales a 4.0 m x 4.0 m: Perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 07 pulg espaciados de 1.2 a 1.4 m tanto en el eje vertical como horizontal. Tajo mecanizado: Colocar perno de fricción de 5 pies, espaciados a 1.0 m a 1.2 m; más malla electro-soldada en corona.
31 - 40	MALA "A"	IV-A	Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m: Perno de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m más malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de 2 pulgadas de espesor (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 7 pies. En Subniveles, Chimeneas o Galerías, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.40 m a 1.60 m, con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 1.0 m a 1.2 m. Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m: Colocar perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada reforzado con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg, previamente lanzar una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 Kg de fibrain'. En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	Tajo convencional: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro espaciados de 1.4 a 1.6 m enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. Tajo mecanizado: Colocar pernos de fricción de 5 pies, espaciados de 1.0 m a 1.2 m más malla electro-soldada, opcionalmente shotcrete de 2 pulg de espesor.
21 - 30	MALA "B"	IV-B	Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm, topear y enrobar. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.8 m a 1.0 m. En Subniveles, Chimeneas o Galerías, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.8 m a 0.8 m. Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m: Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.3 m con planchas acanaladas topeadas con bolsas de detritus o enrobado. En intersecciones espaciar de 0.8 m a 1.0 m.	Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. Tajo mecanizado: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza.
0 - 20	MUY MALA "A"	IV-C	Labores ≤ a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm. Topear y enrobar. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibrain' o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m. En Subniveles o Chimeneas, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m: Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas topeadas con bolsas de detritus o enrobado. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibrain' y/o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.	Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 a 1.0 m enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. Tajo mecanizado: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente colocar marchavantes.

## ANEXO 2: EQUIPO DE LIMPIEZA

### ❖ WINCH ELECTRICO

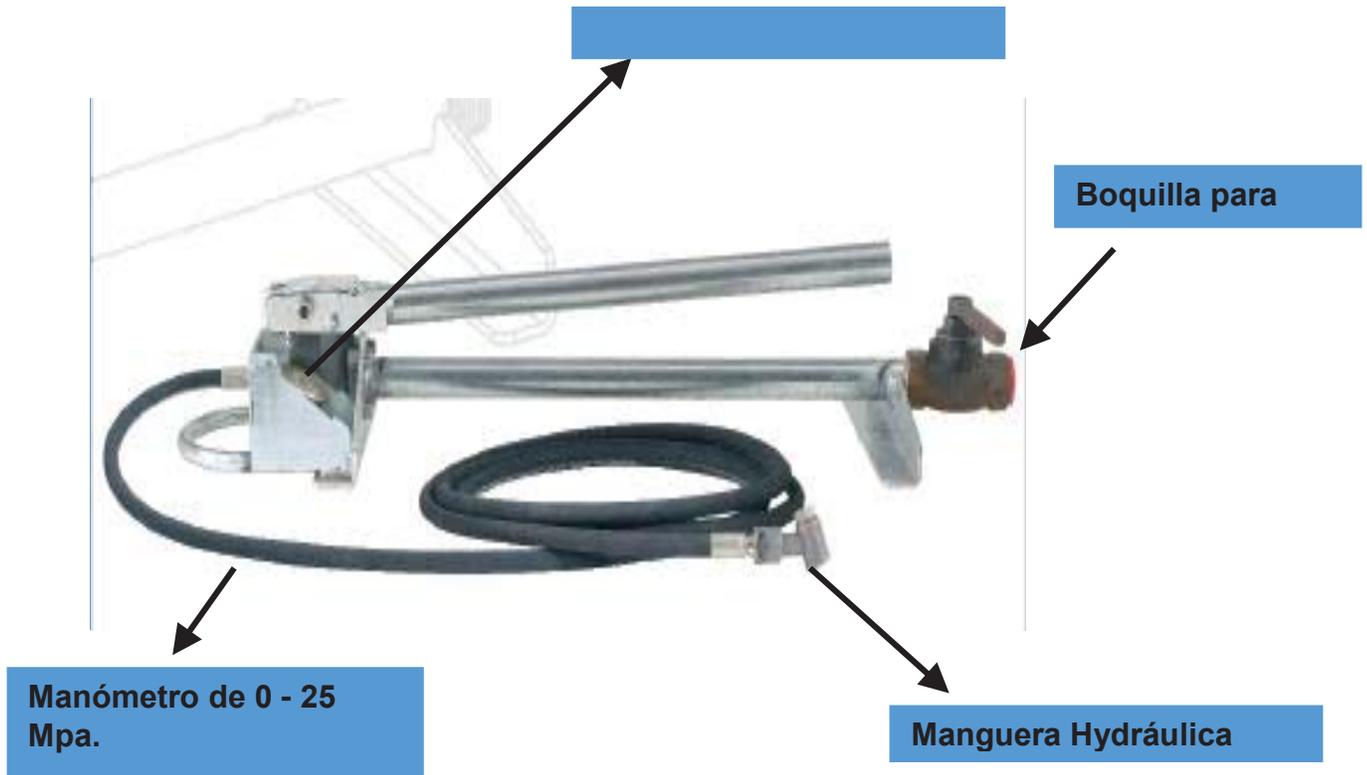


### ❖ RASTRA EN LIMPIEZA



### ANEXO 3: BOMBAS JACKPOT

#### ❖ PARTES PRINCIPALES DE LA BOMBA



#### ❖ MANOMETRO DE BOMBA



## **ANEXO 4: MEDICIONES MENSUALES**

### **❖ EQUIPO DE TOPOGRAFIA E INGENIERIA**



### **❖ CONTROL DE ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO**

