

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**MÉTODO OVERT CUT AND FILL APLICANDO VOLADURA
MASIVA Y SOPORTES RS BOLT, INCREMENTO DE LA
PRODUCCIÓN Y REDUCCIÓN DE COSTOS EN LA VETA
GUADALUPE NV. 2520 - TAJO 5960, U.P. SANTA MARIA, CIA.
PODEROSA S.A.**

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

BACH. JOHN ANDERSON SILVA VARGAS

BACH. INGRIS QUISPE SERRANO

Abancay – Noviembre del 2017

PERÚ



**MÉTODO OVERT CUT AND FILL APLICANDO VOLADURA MASIVA Y
SOPORTES RS BOLT, INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN Y REDUCCIÓN
DE COSTOS EN LA VETA GUADALUPE NV. 2520 - TAJO 5960, U.P.
SANTA MARIA, CIA. PODEROSA S.A.**

Dedicatoria:

Dedico de manera especial a mis padres que son el principal cimiento para la construcción de mi vida profesional, sentó en mi las bases de responsabilidad y deseos de superación, en ellos tengo el espejo el cual reflejan las virtudes infinitas y el gran corazón que llevo admirarlos cada día más.

Agradecimiento

A mis padres:

Que gracias a sus consejos y palabras de aliento me han ayudado a crecer como persona y a luchar por lo que quiero, gracias por enseñarme valores que me han llevado a alcanzar una gran meta.

A mis hermanos:

Gracias por su apoyo, cariño y por estar en los momentos más importantes de mi vida. Este logro también es de ustedes.

A mi asesor:

Por el tiempo dedicación y paciencia en la elaboración de nuestra tesis.

A ti:

Gracias por el apoyo, comprensión y confianza que me has dado en momentos difíciles.

AUTORIDADES DE LA UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA ABSTIDAS DE APURIMAC

Dr. Leonardo Adolfo Prado Cárdenas

Rector

Dr. Rolando Ramos Obregón

Vicerrector académico

Dra. Iris Eufemia Paredes Gonzales

Vicerrector de Investigación

Ph. D. Lucy Marisol Guanuchi Orellana

Decana de la Facultad de Ingeniería

ASESOR

 UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
DE APUJCO

Ing. José A. Cárdenas Catalán
DOCENTE

Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán

Asesor

JURADO EVALUADOR DE LA TESIS INTITULADA, MÉTODO OVERT CUT AND FILL APLICANDO VOLADURA MASIVA Y SOPORTES RS BOLT, INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN Y REDUCCIÓN DE COSTOS EN LA VETA GUADALUPE NV. 2520 - TAJO 5960, U.P. SANTA MARIA, CIA. PODEROSA S.A.

UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAEL BASTIDAS
APURIMAC

.....
Dr. Leoncio Teófilo Carnero Carnero
Presidente

UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAEL BASTIDAS
CHUSCHI

.....
Ing. Franklin Aguirre Huillcas
Primer Miembro

UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAEL BASTIDAS DE APURIMAC
Escuela Aca. Ingeniería de Minas

.....
Ing. Edgar Crispín Huacac Farfán
Segundo Miembro



01



LEGALIZACIÓN DE APERTURA DE LIBROS

LEGALIZACIÓN N° 0217.

De conformidad con lo dispuesto por el Artículo 15° de la Ley Universitaria Ley N° 23733
CERTIFICO la apertura del libro denominado:

ACTA DE REGISTRO
SUSTENTACIÓN DE TESIS

Denominación del Acta: E.A.P. ING. DE NIÑAS

De 400 ☒ Folios ☐ Páginas ☐ Libros

09 NOV 2011

Abancay,

UNIVERSIDAD NACIONAL DE LA AMAZONIA

Abog. Ever Quipe Sánchez
SECRETARIO GENERAL (e)



ACTA DE SUSTENTA CIÓN Y DEFENSA DE LA TESIS: MÉTODO OVERT CUT AND FILL APLICANDO VOLADURA MASIVA Y SOPORTES RS BOLT, INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN Y REDUCCIÓN DE COSTOS EN LA VETA GUADALUPE NV 2520-TAJO S966. U. P. SANTA MARÍA CIA PODEROSA S.A.

POR LOS TITULANDOS:

BACH. INGRIS QUISPE SERRANO

BACH. JOHN ANDERSON SILVA VARGAS



En la Biblioteca Especializada de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, ubicada en la Ciudad Universitaria sito en el Distrito de Tamburco, provincia de Abancay, región Apurímac el día Treinta de noviembre del año Dos mil Diecisiete a horas diez con treinta minutos y en cumplimiento a la Resolución Decanal N° 093-2017-DFI-UNAMBA de fecha Diecisiete de febrero del año Dos mil Diecisiete, modificando y aprobando los nuevos estatutos del jurado evaluador y la Resolución Decanal N° 282-2017-DFI-UNAMBA de fecha nueve de junio del 2017, se da de acuerdo al Proyecto de Tesis y la inscripción de la misma en el Registro de Tesis de la Facultad de Ingeniería. En concordancia al Reglamento General de Grados y Títulos vigente para obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas y en presencia física del jurado evaluador receptorante del presente Trabajo; integrada por los siguientes docentes:

1. Dr. Leoncio Teófilo Carrero Carrero (Presidente y Replicante)
2. Ing. Franklin Aguirre Huillcas (1° Dictaminante)
3. Ing. Edgar Crispin Huacac Forfán (2° Dictaminante)
4. Ing. Jose Adolfo Cárdenas Catalán (Asesor de la Tesis)
5. Ing. Oscar Eugenio Álvarez Gamarrá (Secretario)

A invitación del presidente del jurado, se dió inicio al acto académico programado, previamente el Secretario dió lectura de los artículos 54 y 55° del Reglamento General de Grados y Títulos.

Acto seguido a invitación del presidente del jurado al sustenentes. Bachilleres en Ingeniería de Minas: INGRIS QUISPE SERRANO y JOHN ANDERSON SILVA VARGAS al Trabajo de Tesis intitulado: MÉTODO OVERT AND FILL APLICANDO VOLADURA MASIVA Y SOPORTES RS BOLT,





111

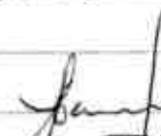
INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN Y REDUCCIÓN DE COSTOS EN LA VETA GUADALUPE NV. 2520-TAJO 5960, U.P. SANTA MARÍA CIA RODE ROSA S.A.

Concluido el acto académico de Exposición, a invitación del presidente se procedió a la etapa de RÉPLICAS O PREGUNTAS por parte de los integrantes del jurado evaluador, los mismos que fueron absueltos de manera suficiente por parte de las sustentantes.

Seguidamente y en cumplimiento al Reglamento general de grados y Títulos, se procedió a la etapa de EVALUACIÓN por parte del jurado, la que resulta APROBADO POR UNANIMIDAD, con el calificativo de BUENO con una nota vigesimal de Dieciséis (16)

Finalmente los miembros del jurado evaluador de la Sustentación y Defensa del Trabajo de Tesis, harán llegar las observaciones que vieran por conveniente para su levantamiento y posterior empaquetado del Trabajo de investigación presentado.

Dando por concluido el acto académico programada a horas trece con quince minutos del mismo día; en fe del cual firmamos:


Dr. Leoncio T. Carnero
Carnero (Presidente)

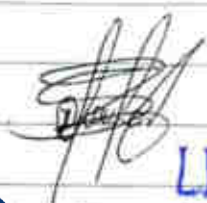



Ing. Franklin Aguirre
Huilcas (1° Jurado)


Ing. Edgar C. Huacac
Forján (2° Jurado)


Ing. José A. Cardenas
Catalán (Asesor)


Ing. Oscar E. Alvarez
Gamarra (Secretario)



LEGALIZACIÓN A LA VUELTA

Ing. Quispe
(Sustentante)



Bach. John A. Silva
(Sustentante)



ÍNDICE

Lista de figuras	
Lista de cuadros	
Lista de fotografías	
Lista de términos y abreviaturas	
Resumen	
"Abstract"	
CAPITULO I	1
1.1.INTRODUCCIÓN	1
1.2.PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2
1.2.1. Definición y formulación del problema	2
1.2.1.1. Problema general:	4
1.2.1.2. Problema específico:	4
1.3. OBJETIVOS	5
1.3.1. Objetivo general.	5
1.3.2. Objetivos específicos.	5
1.4. Justificación e importancia de la investigación	5
1.5. Formulación de hipótesis	6
1.5.1. Hipótesis general.	6
1.5.2. Hipótesis específico.	6
1.5.3. Variables y definición operacional de variables:	7
1.5.4. Indicadores.	7
CAPÍTULO II	8
2.1. Antecedentes de la investigación.	8
2.2. Generalidades.	10
2.2.1. Ubicación Geográfica.	10
2.2.2. Accesibilidad.	12
2.2.3. Clima	13
2.2.4. Vegetación.	13
2.2.5. Reseña histórica.	14
2.2.6. Unidad Poderosa Santa María.	16
2.2.7. Recursos Humanos.	16

2.2.8. Gestión estratégica.....	18
2.2.9. Seguridad y salud ocupacional.....	18
2.2.10. Geología.....	19
2.2.11. Minería.....	27
2.2.12. Sostenimiento	40
2.2.13. Perforación de taladros.....	49
2.2.14. Teoría general de voladura.....	51
CAPÍTULO III	68
GEOMECANICA	68
3.1. Descripción Geomecanica de la U.P. Santa María compañía minera PODEROSA SA.	68
3.2. Descripción geomecanica del macizo rocoso.	69
3.2.1. Calidad del macizo rocoso.....	69
3.2.2. Dominio estructural.	70
3.2.3. Condiciones del macizo rocoso.....	71
3.2.4. Resistencia de las paredes.....	72
3.3.1. Índice de la calidad de la roca – RQD.	75
3.3.2. Condición de juntas.....	76
3.3.3. Corrección por orientación.....	77
3.3.4. Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR.	78
3.4. Calidad Estructural de Macizo Rcoso (RQD).....	78
3.4.1. El índice G.S.I. Cumple con los siguientes atributos.	80
3.5. El valor del Sistema "Q" de Barton, (1989).	80
3.5.1. Clasificación Geomecanica de "Q" modificada de Barton Lien Y Lunde....	81
3.6. Clasificación Geomecanica de Protodyakonov.....	82
3.7. El criterio de rotura de Hoek-Brown.	82
3.8. Evaluación geomecanica del macizo rocoso para la veta Guadalupe Compañía minera PODEROSA S.A.	83
3.9. Tabla de clasificación G.S.I. para la Compañía minera PODEROSA S.A.	87
CAPÍTULO IV	92
ANÁLISIS DE LA PROBLEMÁTICA: EXPERIMENTACIÓN DE CAMPO.....	92
4.1. Descripción de la experimentación.....	92
4.2. Método de solución de problemas.....	92

4.3. Análisis del factor que interactuar la relación del esfuerzo uniaxial VS esfuerzo de compresión tangencial en el TJ 5960.....	96
4.3.1. Condición de pernos puntuales:	99
4.3.2. Instalación de soportes "Rs bolt"	102
4.3.3. Seguridad con Instalación de soportes "Rs bolt"	104
4.4. Mallas de perforación propuesta	107
4.4.1. Estandarización de mallas de perforación y voladura	110
CAPÍTULO V	119
RESULTADOS	119
5.1. Ciclo del Minado realizado de acuerdo al proyecto.	119
5.2. Carguío de explosivos para voladura masiva	123
5.2.1. Cálculo de la carga explosiva con emulsion y accesorios no eléctricos.	123
5.2.2. Procedimiento carguío explosivos y amarre de accesorios no eléctricos para la voladura masiva.	124
5.2.2. Determinación ondas sísmicas de voladura.....	128
5.2.3. Resultado de indicadores	131
5.2.4. Comparación de índice de seguridad año 2016 y 2017.	135
5.2.5. Ahorro logrado por la optimización.....	137
5.2.6. Prueba de hipótesis	138
CONCLUSIÓN	139
RECOMENDACIÓN	141
BIBLIOGRAFÍA	142
ANEXOS.....	

LISTA DE FIGURAS

Figura 2. 1. Ubicación y accesibilidad a la mina PODEROSA SA.....	11
Figura 2. 2. Ubicación de las unidades de la compañía minera PODEROSA SA.	11
Figura 2. 3. Organigrama compañía minera PODEROSA SA.....	17
Figura 2. 4. Columna estratigráfica del batolito de Pataz.....	22
Figura 2. 5 Preparación del Tajo 5960.....	32
Figura 2. 6. Sostenimiento con Puntales y perforación en "breasting"	32
Figura 2. 7. Limpieza con winche de Rastrillaje.....	33
Figura 2. 8. De la formal radial con que actúa el "rs bolt" en rocas muy fracturadas.	45
Figura 2. 9. Equipo para realizar el inflado con agua y aire a gran presión de lo "rs bolt" instalados en rocas.....	46
Figura 3. 1. Testigos de roca.	79
Figura 3. 2. Muestra la tabla geomecanica de evaluación del macizo rocoso y tipo de sostenimiento a usar de acuerdo a la evaluación de los parámetro se de la roca.	91
Figura 4. 1. Método de causa efecto el cual se analiza todos los problemas en proceso de minado para el tj 5960.....	94
Figura 4. 2. Método de causa efecto el cual se analiza todos los problemas en proceso de minado para el tj 5960 en sostenimiento, para emplear los soportes "rs bolt".	95
Figura 4. 3. Muestra el cálculo de probabilidad de falla según el esfuerzo de compresión. Potvin-Mathews.....	97
Figura 4. 4. Probabilidad de Falla de Potvin-Mathews.....	98
Figura 4. 5. Muestra la zona plástica de excavación en el programa "rock land".	99
Figura 4. 6. Muestra los niveles de sostenimiento a ser adoptados en el minado con pernos a nivel sistemático.....	100
Figura 4. 7. Muestra de las cuñas en la caja techo y piso.....	100

Figura 4. 8. Muestra de las cuñas con soportes "Rs bolt" en la caja techo y piso	101
Figura 4. 9. Muestra de labores con sostenimiento y sin sostenimiento	102
Figura 4. 10. Muestra diagrama del "Pull test" carga por elongacion con los "rs bolt"	105
Figura 4. 11. Malla de perforación para veta (av) de 0.60m.....	107
Figura 4. 12. Malla de perforación para veta (av) de 1.20m.....	108
Figura 4. 13. Malla de perforación para un ancho de veta (av) de 1.90m	108
Figura 4. 14. Malla de Perforación y voladura- malla Zigzag.	109
Figura 4. 15. Malla de perforación para veta angosta (av) de 0.40m	109
Figura 4. 16. Muestra curva de resistencia de las discontinuidades y el factor de volabilidad en función del RQD.....	113
Figura 4. 17. Muestra el polinomio logrado del Burden= 0.40m de acuerdo al RMR de la roca.	115
Figura 4. 18. Estándar malla de perforación en tajos para vetas <1.20m de ancho.	117
Figura 4. 19. Muestra el estándar de malla de sostenimiento con soportes Rs bolt para tajo.	118
 Figura 5. 1. Preparación del Tajo	 121
Figura 5. 2. Perforación todo el corte Desarrollo del tajo en el método "over cut and fill".....	121
Figura 5. 3. Limpieza con winche eléctrico de Rastrillaje	122
Figura 5. 4. Sostenimiento con pernos "Rs bolt"	122
Figura 5. 5. Carga de la columna de taladro con accesorios no eléctricos y explosivos tipo emulsion o emulnor de 1000 y 500.....	126
Figura 5. 6. Muestra la detonación de un explosivo con accesorios no eléctricos. Ver anexo N°017	126
Figura 5. 7. Muestra el estudio sismográfico de la voladura masiva para 110 taladros en el tajo 5960 veta Guadalupe.....	129
Figura 5. 8. Muestra el estudio sismográfico de la voladura masiva para 214 taladros en el tajo 5960 veta Guadalupe.....	130
Figura 5. 9. Muestra la reducción del consumo de explosivos.....	132
Figura 5. 10. Muestra la reducción de los pies perforados.	133

Figura 5. 11. Incrementos de cantidad de producción en un 69%.....	133
Figura 5. 12. Muestra el rendimiento a la diferencia del año 2015 e.....	134
Figura 5. 13. Disminuye el de minado.	134
Figura 5. 14. Se cumple con el objetivo meta	135
Figura 5. 15 .Estadística de frecuencia vs severidad año 2016.....	136
Figura 5. 16. Se cumple con el objetivo meta	136

LISTA DE CUADROS

Cuadro 1. 1. Variables e indicadores del proyecto.....	7
Cuadro 2. 1. Vía terrestre.....	12
Cuadro 2. 2. Vía aérea.....	12
Cuadro 2. 3. Resumen del método de explotación.....	30
Cuadro 2. 4. Análisis de indicadores de la situación y planteamiento de objetivos.....	33
Cuadro 2. 5. Data de análisis del 2015 y 2016 del ciclo de minado en el tajo 5960.....	34
Cuadro 2. 6. Descripciones de sucesos ocurridos en los tajos del nivel 2520 veta Guadalupe.....	36
Cuadro 2. 7. Estadísticas de seguridad en el año 2016. Muestra el en los primeros meses del año se tubo eventos ocurridos con más intensidad los cuales se muestran, se toma el control y se trata de bajar el índice para el final del año.....	37
Cuadro 2. 8. Costo de incidente por tiro cortado en el tajo.....	38
Cuadro 2. 9. Costo de incidente por detrito se incrusta en el ojo del ayudante al momento de la perforación.....	38
Cuadro 2. 10. Costo por golpe en el dedo con la grampa de la perforadora al momento del cambio de barreno.....	39
Cuadro 2. 11. Costo de incidente por tiro cortado en el tajo.....	39
Cuadro 2. 12. Muestra todas las características del soporte "Rs bolt".....	42
Cuadro 2. 13. Muestra el cálculo del factor de volatilidad.....	51
Cuadro 2. 14. Escala de tiempos de detonadores no eléctricos.....	57
Cuadro 2. 15. Características técnicas de las emulsiones.....	64
Cuadro 2. 16. Tipos de Emulnor y su aplicación.....	64
Cuadro 3. 1. Calidad del macizo rocoso, cohesión y ángulo de fricción.....	74
Cuadro 3. 2. (Bieniawski, 1989), Descripción de espaciamento de juntas según el tipo de roca.....	76
Cuadro 3. 3. Apertura del macizo rocoso.....	77

Cuadro 3. 4. Orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso.	78
Cuadro 3. 5. Rangos del RQD según la calidad del macizo rocoso.	79
Cuadro 3. 6. Para halla el Q (Según Barton, 1989)	81
Cuadro 3. 7. Descripción de la Resistencia de roca, Según el coeficiente "f".	82
Cuadro 3. 8. De evaluación muestras de los testigos del tajo.	85
Cuadro 3. 9. Valoración de relación rumbo diaclasa/eje del tajo.	86
Cuadro 3. 10. De valoración macizo rocoso.	87
Cuadro 3. 11. Valoración del tiempo de sostenimiento.	87
Cuadro 4. 1. Tiempo de auto soporte	98
Cuadro 4. 2. Muestra datos de la prueba de arranque con Pull Test.	105
Cuadro 4. 3. Muestra el cálculo del factor de volatilidad.	111
Cuadro 4. 4. Muestra el cálculo del RMR.	112
Cuadro 4. 5. Factor de corrección - JFS	112
Cuadro 4. 6. Calidad de roca	112
Cuadro 4. 7. Muestra l cálculo de la presión de detonación del emulnor.	113
Cuadro 4. 8. Muestra el cálculo de la resistencia a la tracción de roca.	114
Cuadro 4. 9. Aplicaciones del modelo matemático de Pearse.	114
Cuadro 4. 10 .Aplicación para el modelo matemático Abaco.	115
Cuadro 5. 1. Detalle de cantidad de cartuchos y kilogramos de explosivo.	124
Cuadro 5.2. Geomecanica para voladura de tajos, tipo de explosivo y sostenimiento ejecutada con la tabla geomecanica de PODEROSA SA. Anexo N°07.	128
Cuadro 5. 3. Data de análisis del minado en el tajo 5960 año 2017.	131
Cuadro 5. 4. De cumplimiento con las metas propuesta para optimizar el ciclo de un tajo en el método over cut and fill.	132
Cuadro 5. 5. Muestra el total de ahorro por mes, generado por el cambio de trabajo en el minado "Over cut and fill" del tajo 5960.	137
Cuadro 5. 6 .Muestra el total de ahorro por mes, en la reducción del consumo de madera en el minado "Over cut and fill" del tajo 5960.	137

LISTA DE FOTOGRAFÍAS

Fotografía 2.1. Muestra de la veta y su formación, de la compañía minera PODEROSA SA.	24
Fotografía 4.1. Evidencia de pernos "Rs bolt" tipo "L" que se instalada dado el ancho de minado (1.20 m).....	103
Fotografía 4.2. Posición de perforación dada la estreches del ancho de minado	103
Fotografía 4. 3. Instalación del perno mediante el efecto palanca:	104
Fotografía 4. 4. Pruebas de tracción de "rs bolt" corroidos.	106
Fotografía 4. 5. Pruebas de tracción de "rs bolt".	106
Fotografía 4. 6. Muestra el arranque de los soportes "Rs bolt" con el equipo "pull test" en el tajo 5960.	106
Fotografía 5. 1. De Emulnor 5000, 3000 y 1000	125
Fotografía 5. 2. Fotografía 5. 8 Prima o cebo con Emulnor 3000 el inicia toda la columna de carga explosiva en el taladro.....	125
Fotografía 5. 3. Carga de la columna de taladro con accesorios no eléctricos y explosivos tipo emulsion o emulnor de 1000 y 500.	126
Fotografía 5. 4. Conexión del fanel MS a la línea troncal formado 90° con el cordón detonate.....	126
Fotografía 5. 5. Puente para una voladura masiva secuencial con accesorios no eléctricos	127
Fotografía 5. 6. Error de amarre del fanel al cordón detonate debe ser perpendicular a la línea troncal.....	127
Fotografía 5. 7. Amarre de carmex con el cordón detonante para iniciar la voladura masiva no eléctrica.	127
Fotografía 5. 8. Muestra el chispeo o quemado de la mecha rápida para iniciar toda la voladura masiva.	128

GLOSARIO DE TERMINOS Y ABREVIACIONES

Carmex	Ensamblado de un fulminante con guía lenta más conector para iniciar una voladura no eléctrica.
Bresting	Perforación tipo horizontal en rebanada.
S.A.	Sociedad anónima.
HP	Horst power.
TM	Tonelada métrica.
Gr/Tm	Gramos por tonelada métrica.
C	Centígrados.
Winche	Equipo eléctrico que sirve para rastrillar carga rota producto de voladura.
M	Metro
GSI	Índice de seguridad geológica.
Mpa	Mega pascal.
LF	Levemente fracturado
F	Fracturado.
MF	Muy fracturado.
IF	Intensamente fracturado
Art.	Artículo.
PODEROSA	Compañía Minera Poderosa S.A.
OVER CUT AND FILL	Corte y relleno detrítico ascendente
RS BOLT".	Perno o soporte para sostenimiento haydraboltipo "L".
TAC	Tabla de aseguramiento de la calidad
PP	Pies Perforados
m.s.n.m.	Metros sobre nivel del mar.
Herramientas	Es un objeto elaborado a fin de facilitar la realización de una tarea
Proceso	Conjunto de actividades mutuamente relacionadas o que interactúan, las cuales transforman elementos de entrada en resultados.
UP S.M.	Unidad de Producción Santa María.

PETS	Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro, son documentos que detallan el paso a paso las tareas.
IPERC	Identificación de peligros, evaluación y control de Riesgos
RQD	Rock quality designation (índice de calidad de roca)
Tj	Tajo, labor de minado.
Picota	herramienta que sirve para evaluar la dureza del Macizo rocoso
Hz	Herrz
D.S.	Decreto supremo.
EM	Energía y minas.
FS	Factor de seguridad.
Haydrabol	Soporte de fricción tipo de sostenimiento activo.
Ton	Tonelada.
Rs bolt	Soporte de fricción tipo "L" de sostenimiento activo.
Fanel	Accesorio eléctrico de periodo largo.
Mininel	Accesorio eléctrico de periodo cortó.
VOD	Velocidad de detonación.
AWS	Potencia al peso absoluto.
RWS	Potencia al peso relativo.
PD	Presión de detonación.
Vpp	Velocidad del punto pico.
JASS	Junta Administradora de Servicios de Saneamiento
SIVICO	Sistema de Vigilancia Comunal
Q	Quality (calidad)
RMR	Rock Mass Rating (índice de la masa rocosa)
Veta Angosta	Estructura mineralizada con ancho no factible para su explotación.
A.M.	Ancho de Minado
A.V.	Ancho de Veta

RESUMEN

Proyecto de tesis realizado en el tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 unidad de producción Santa María, CIA. PODEROSA S.A-Pataz-La Libertad, en el minado "over cut and fill" de un block, después de un estudio detallado de años anteriores se confirma la deficiencia en la producción, el problema; se realizaba voladura convencional con carmex de 18-20 taladros y perforación en "breasting" en un tipo de roca de RMR 45-60; como producción por guardia 10-20 toneladas métricas y sostenimiento preventivo con puntales de madera anterior al relleno detritico, motivo que al mes solo se realizaba 2 cortes horizontales a lo largo del block de 50m de longitud equivalentes; entre 150 a 200 toneladas por mes con un costo de mineral roto 55 USD/TM. Después de confirmar el problema del minado se plantea mejorar la producción aplicando voladura masiva y soportes "rs bolt" para optimizar. La solución se realiza mediante herramientas de calidad con el diagrama de causa-efecto, seguidamente se plantea metas y cambios a realizar en el minado "over cut and fill" convencional el que se optimizara realizando voladura masiva no eléctrica de 100 a 250 taladros con perforación en realce y sostenimiento con rs bolt logrando un factor de seguridad de 1.5 por lo tanto la producción es equivalente 500 toneladas métricas por corte, llegando a realizar de 3 a 4 cortes por mes, con un producción de 1420 toneladas métricas de mineral roto al mes. También se reduce el consumo de madera en un 95% por el cambio con soportes rs bolt, factor de carga, pies perforados, sobre rotura, dilución, costo de rotura de mineral 45 USD/TM y los índices de seguridad.

ABSTRACT

Thesis project carried out in the 5960 block Guadalupe vein level 2520 production unit Santa María, CIA. PODEROSA SA-Pataz- La Libertad, in the over cut and fill of a block, after a detailed study of previous years the deficiency in the production was confirmed, the problem carried out conventional blasting with 18 holes drilling and drilling in breasting in A rock type of RMR 45-60 as production per guard 10 metric tons and preventive support with protrusions of wood before the detrital filling, reason that only 2 horizontal cuts were made along block of 50m of length equivalent of 150 a 200 tons per month with a cost of broken ore 52 USD / MT. After confirming the problem of mining, it is proposed to improve production by applying massive blast and "rs bolt" supports to optimize. The solution is done by means of quality tools with the cause-effect diagram, then poses goals and change to be made in the conventional over cut and fill mine which optimizes by performing massive non-electric blasting with perforation in enhancement and support with rs bolt of 100 to 250 drills equivalent to a production of 500 metric tons per cut, reaching 3 to 4 with production of 1420 metric tons of broken ore per month. It also reduces the consumption of wood by 95% by the exchange with supports rs bolt, load factor, cost of metric tons, perforated feet, on breakage, dilution, cost of breakage of mineral 45 USD / TM and safety indexes.



CAPITULO I

1.1. INTRODUCCIÓN

La investigación se realizó en la empresa minera PODEROSA S.A. Unidad Santa María, con la finalidad de incrementar la producción de mineral en el proceso de operación con el método de explotación "over cut and fill" (corte y relleno ascendente), buscando una metodología segura, productiva y de alta calidad a menor costo en el tajo 5960 de la veta Guadalupe nivel 2520, para el efecto se plantea realizar una voladura masiva no eléctrica con sostenimiento activo mediante el uso de soportes "RS bolt", antes del relleno detrítico, en todo el block en corte con un tipo de perforación en realce que permitirá reducir el tiempo del ciclo de minado aumentando la velocidad del proceso. También el proyecto tiene como finalidad disminuir el uso de madera para sostenimiento preventivo (puntales con "Jack pot"), antes de realizar el relleno detrítico procedente de labores en exploración del nivel superior. Anteriormente se hacía uso del carmex con mecha rápida para el tipo de perforación en "bresting" y sostenimiento preventivo con puntales con "Jack pot" por lo cual la producción no logra alcanzar el programa mensual. Para cambiar el proceso de voladura y sostenimiento en este tipo de minado se hizo varias sesiones de capacitación para conocimiento y variar el método de minado "over cut and fill"; se hace

estudio del macizo rocosa por el área de geomecanica, para ejecutar la voladura masiva no eléctrica y sostenimiento con "Rs bolt" adecuado de acuerdo a los parámetros del macizo rocoso para lograr factor de seguridad mayor a uno, se estandariza la malla de perforación para voladura masiva no eléctrica y malla de sostenimiento con soportes.

Los resultados son óptimos después de aplicar el cambio, mejorando la seguridad, calidad y producción durante los cortes del block de 50 m longitud horizontal, ancho de veta que varía de 0.90m hasta 2.5m con una ley de 28 onz/tn de oro, se aumenta la velocidad de minado logrando mejorar los indicadores del minado en el tajo 5960.

1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.2.1. Definición y formulación del problema.

La actividad minera depende mucho del avance y la producción de acuerdo a la cantidad y calidad del recurso existente, el cual abarca diversas fases y procesos; por lo tanto, debe ser armónicamente proyectada para una optimización.

La voladura con "carmex" y sostenimiento preventivo con madera en el ciclo de minado con tipo de perforación en "breisting" en el método de explotación "Over Cut and Fill" (corte y relleno ascendente) con relleno detritico, para vetas angostas irregulares de ancho que varia desde 0.90m a 2.50m, está sujeto a diversos factores que interrumpen el normal proceso del ciclo de minado, donde el costo de producción y riesgo de accidentabilidad es mayor por ejecutar perforación en "breisting", voladura convencional con carmex y sostenimiento preventivo

con puntales de madera antes de realizar el relleno detrítico; todo este ciclo, genera mayor costo y tiempo en el proceso de minado, como es el caso de la unidad de producción Santa María Zona Sur de la Compañía Minera PODEROSA SA, durante la indagación y análisis de los problemas que conlleva a la empresa, se encuentra la causa crítica de la producción en el minado.

Una vez identificado el problema se elabora el proyecto con el objetivo de mejorar la seguridad, calidad y producción reduciendo el costo de operación. Se identifica los siguientes problemas que se suscitan en el método explotación "Over Cut and Fill" durante todo el ciclo de minado en el tajo 5960 NV. 2520 veta Guadalupe en la empresa compañía minera PODEROSA SA. Como son:

- ❖ Producción deficiente.
- ❖ Mayor costo y tiempo en un corte del block.
- ❖ Mayor es la perturbación de las cajas del macizo rocoso a causa de la voladura con carmex.
- ❖ Dilución del mineral.
- ❖ Mayor consumo de madera.
- ❖ Mayor tiempo en movimiento e instalación de sostenimiento con puntales preventivos anterior al relleno detrítico.
- ❖ Alta posibilidad de accidentarse por el movimiento de madera para sostenimiento y perforación en "bresting" sobre plataformas de madera.

Expuesta la problemática, formulamos los problemas de la siguiente manera:

1.2.1.1. Problema general:

¿De qué manera las técnicas de voladura masiva más soportes "RS bolt" incrementaran la producción en el método de minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 y cómo influirá en los costos de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA – 2016?

1.2.1.2. Problema específico:

- ¿De qué manera la voladura masiva con accesorios no eléctricos incrementara la producción en el método de minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA – 2016?
- ¿De qué manera el sostenimiento preventivo con "RS bolt", y el relleno detrítico, incrementará la rapidez en el método de minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA – 2016?
- ¿Cómo influirá la técnica de voladura masiva más soportes "RS bolt" en los costos del minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA – 2016?
- ¿En qué medida los soportes "RS bolt" como sostenimiento preventivo anterior al relleno detrítico, incrementa el factor de seguridad en el tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA – 2016?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo general.

Determinar las técnicas de voladura masiva y soportes "RS bolt" para incrementar la producción en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 y reducir costos de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.

1.3.2. Objetivos específicos.

- Determinar la técnica de voladura masiva con accesorios no eléctricos para incrementar la producción en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520, compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.
- Proponer el sostenimiento con soportes "RS bolt", para incrementar la producción en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520, compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.
- Evaluar los costos y tiempo de minado empleando técnicas de voladura masiva más soportes "RS bolt" en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520, compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.
- Determinar el factor de seguridad con el uso de soportes "RS bolt" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520, de la empresa minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.

1.4. Justificación e importancia de la investigación.

Es justificable la investigación porque la minería convencional es un proceso muy dinámico durante la operación y presenta muchas condiciones desfavorables que requieren dar una solución inmediata para mantener la producción y cumplir con las metas con menor costo y tiempo, procurando la eficiencia y eficacia para lograr la visión y misión de la empresa, siempre de la mano con la seguridad.

Durante la operación existen intrínsecamente varias causas físicas, geomecánicas y operacionales como: (método de minado, tipo de perforación, tipo de sostenimiento, tipo de explosivos utilizados de acuerdo a la dureza de roca, diseño y estándares en mallas de perforación, voladura y sostenimiento); por lo tanto, el resultado de las operaciones es variable y se precisan decisiones inmediatas para dar solución a un problema, por lo que la investigación permitió coordinar los procesos, para obtener resultados planificados y garantizados de la demanda de producción. Por esta causa, es propósito investigar, para establecer controles y aplicar técnicas de voladura masiva no eléctrica y sostenimiento con "RS bolt", así optimizar todos los procesos de operación, logrando realizar cuatro cortes por mes en el tajo 5960 NV. 2520 veta Guadalupe; lo que permitirá mejorar técnicas de extracción en yacimientos de vetas angostas y puedan ser aplicadas en casos similares.

1.5. Formulación de hipótesis.

1.5.1. Hipótesis general.

Aplicando la técnica de voladura masiva y soportes "RS bolt" se incrementa la producción en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 y se reduce los costos de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.

1.5.2. Hipótesis específico.

- Las técnicas de voladura masiva con accesorios no eléctricos incrementa la producción en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.
- El sostenimiento con soportes "RS bolt" incrementar la operatividad en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel

2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.

- Los costos se reducen con el empleo de técnicas de voladura masiva y soportes "RS bolt" en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.
- El factor de seguridad con el uso de soportes "RS bolt" reduce los peligros y riesgos en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.

1.5.3. Variables y definición operacional de variables:

Variable independiente.

Método "Over Cut and Fill" aplicando voladura masiva y soportes "RS bolt".

Variable dependiente.

Incremento de la producción y reducción de costos.

1.5.4. Indicadores.

Cuadro 1. 1. Variables e indicadores del proyecto.

TIPOS DE VARIABLES	INDICADORES
INDEPENDIENTE (Método Over Cut and Fill)	Ancho de veta.
	Dimensión del tajo.
	Aspectos Geomecánicos del macizo rocoso.
	Buzamiento de la veta.
DEPENDIENTE (Incremento de producción y reducción costos)	Numero de taladros
	Consumo de explosivos
	Consumo de accesorios
	Consumo de soportes RS bolt
	Variables de perforación
	Espaciamiento
	Tonelaje de producción
	Costos

Fuente: Elaboración propia"

CAPÍTULO II

2. MARCO REFERENCIAL

2.1. Antecedentes de la investigación.

Se ha encontrado bibliografía que trata la Evaluación de la Voladura Basada en las Clasificaciones Geomecánicas en la compañía minera PODEROSA SA, (Sedano & Quispe, 2005), la investigación está basada en los principios de "blastability" de Kaushik Dey & Phalguni Sen (India escuela de minas). Este principio nos habla de cuán fácil o difícil es romper la roca, y está directamente ligado a la calidad del macizo rocoso. Como vemos, en la actualidad, la clasificación moderna del macizo es aplicando el índice GSI modificado, además no hay mejor manera de interpretar el grado de fracturamiento del macizo, que empleando el índice de RQD.

La investigación consistió en modificar la ecuación de Ashby (1977). En términos de GSI y RQD, esta ecuación da directamente el consumo específico de explosivo expresado en kg/m^3 . Luego se hace un análisis del cuadro presentado por Sanchidrián et al. (2002), quien calibró la constante de roca para diferentes tipos de roca y encontró una relación lineal con el consumo específico de explosivo (technical powder factor). Además de ello encuentra una relación con el factor de roca "A" de

Cunningham; según Sanchidrian et al. (2002), (Sanchidrian & Holmberg, 2003).

El trabajo toma en cuenta la metodología sueca de (Holmberg, 1983), para diseño de frentes, por ser este método más aceptado en el campo de excavación de túneles y frentes subterráneos, además involucra dos variables muy importantes que son: la constante de roca "c" que es calculado según el consumo específico de explosivo y este último a partir de la ecuación de Ashby modificado y la otra variable es la potencia relativa en peso del explosivo (RWS), el explosivo se selecciona según un criterio detallado donde destaca las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Para concluir se hace una programación en Excel para una rápida toma de decisiones al momento de diseñar la voladura.

Según (Neyra, 2005), EXSA S.A, en sus 49 años de vida institucional viene proporcionando a las industrias mineras y de construcción civil, una completa gama de productos explosivos de reconocida calidad, fabricada en sus plantas industriales de Lurín, Tacna y Trujillo con la más avanzada tecnología y bajo estrictas normas de seguridad. Asimismo, cuenta con accesorios de voladura para las diversas aplicaciones, lo cual permite a EXSA S.A. ofrecer a sus clientes un paquete completo para todo tipo de voladura; actividades complementadas con el servicio integral de voladura y el asesoramiento permanente de personal técnico especializado. La preservación del medio ambiente es una de las principales metas y preocupaciones de EXSA S.A. por el que viene desarrollando un sistema de gestión ambiental basado en la norma ISO 14000, lo cual ratifica su compromiso en el empleo de explosivos, requiere técnicas especializadas para cada condición de trabajo y tipo de roca, es necesario contar con personal idóneo, responsable y bien preparado para utilizarlos. Es en este aspecto que EXSA S.A. colabora decididamente con los usuarios mediante capacitación a sus operadores, en la mina u obra y en sus Centros

Tecnológicos de Voladura EXSA, ubicados en las ciudades de Lima, Arequipa y Trujillo.

La cuarta edición, comprende principios fundamentales de voladura y técnicas de aplicación de uso general, a fin de servir como guía para los operadores, y puedan aplicar los procedimientos más adecuados y seguros para el trabajo que realizan, poniendo énfasis en la optimización de costos. La guía recomienda que, el propio usuario deberá ajustar valores y criterios a su propia realidad, para un mejor resultado.

2.2. Generalidades.

2.2.1. Ubicación Geográfica.

Políticamente la Compañía minera PODEROSA, se encuentra ubicada en el Anexo de Vijus, Distrito y Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad a 360 Km al N.E de la ciudad de Trujillo. Geográficamente se encuentra ubicada en el flanco nororiental de la cordillera de los Andes, emplazada en el Batolito de Pataz, en el margen derecho del Río Marañón contando con los siguientes límites:

- Este : Con el Departamento de San Martín.
- Oeste : Con la Provincia de Huamachuco.
- Norte : Con la Provincia de Bolívar.
- Sur : Con la Provincia de Chahuaybambilla.

Las coordenadas geográficas son las siguientes:

- Longitud 77° 35'24" Oeste
- Latitud 07° 47'02" Sur

Las coordenadas UTM pasad WGS 84 son:

- Norte: 9,425 960
- Este: 211 367

Cota: 1 300 – 2 900 m.s.n.m.



Figura 2. 1. Ubicación y accesibilidad a la mina PODEROSA SA.

Fuente: Propia

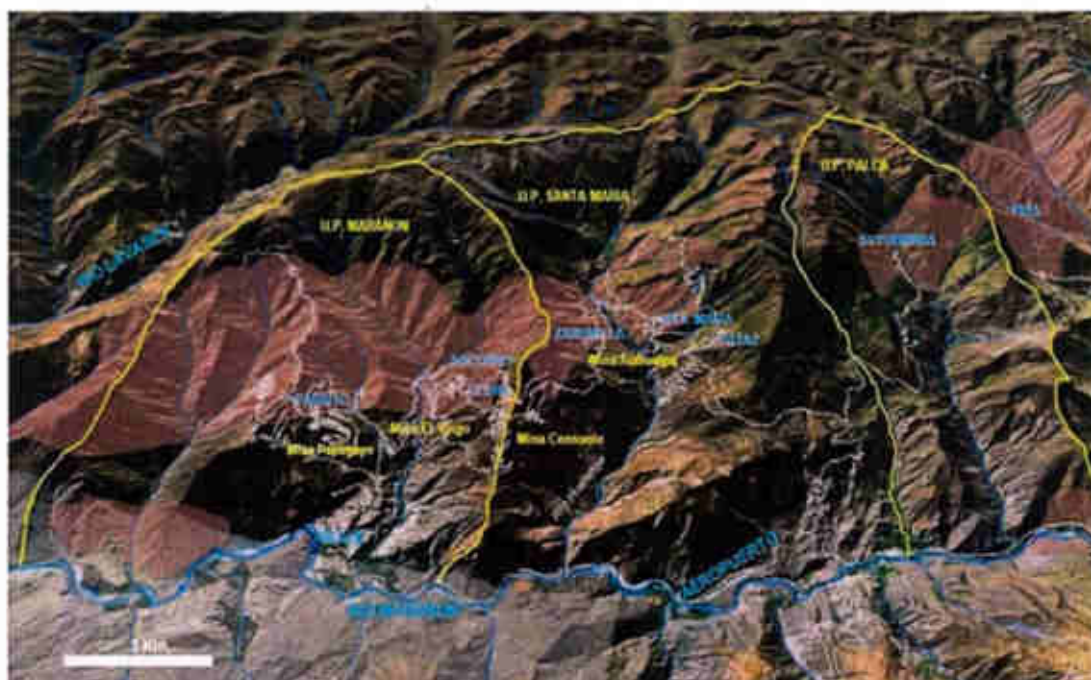


Figura 2. 2. Ubicación de las unidades de la compañía minera PODEROSA SA.

2.2.2. Accesibilidad.

El acceso a la mina se hace por vía terrestre o por vía aérea. Por vía terrestre se inicia en la ciudad de Trujillo y tiene una duración aproximada de 14 horas. El acceso por vía aérea se hace desde las ciudades de Lima es 80 min y Trujillo teniendo una duración aproximada de 45 min, hasta el aeropuerto de Chagual. La Unidad Santa María se encuentra a 46 Km del Aeropuerto Chagual, distancia que se recorre con camioneta en un tiempo de 40 minutos.

Cuadro 2. 1. Vía terrestre

DESPLAZAMIENTO	MODO	TIEMPO
Abancay – Lima	Bus	15 hr
Lima – Trujillo	Bus	8 hr
Trujillo – Huamachuco	Bus	6 hr
Huamachuco – Pataz	Bus	10 hr
Pataz – Santa María	Bus	18min

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 2. 2. Vía aérea

DESPLAZAMIENTO	MODO	TIEMPO
Lima – Trujillo	Avioneta	80min
Trujillo – Chagual	Avioneta	45min
Chagual – Pataz	Camioneta	40min
Pataz – Sta. María	Camioneta	18min

Fuente: Elaboración propia.

2.2.3. Clima

El clima donde se encuentra el proyecto de estudio es variado, debido a las altitudes que oscilan entre los 1300 y 2900 m.s.n.m; como no se cuenta con estación meteorológica, los datos de identificación climática son aproximados y referenciales a zonas cercanas de perfil similar. Así, se ha determinado que la temperatura sufre mucha variabilidad, entre 20° C y 30° C.

Asimismo, se pueden distinguir tres periodos climáticos definidas durante el año: de noviembre a abril, el periodo de lluvias intensas; entre mayo y agosto, el periodo seco, con heladas y fuertes vientos; y de setiembre a octubre, un periodo intermedio de lluvias. Sin embargo, las variaciones de las precipitaciones, debido al cambio climático que se van dando en los últimos años, resultan en años secos, intermedios y lluviosos bien diferenciados.

2.2.4. Vegetación.

La vegetación que presenta la zona son los pastos naturales constituidos por gramíneas esencialmente que son las que le confieren alguna utilidad de pastoreo a los sectores de pampas y colinas de la zona.

Entre las especies apreciadas por su mayor dominancia se tiene las agrupadas en los géneros: Festuca, Calamagrostis, Stipa, Poa, presentes en los niveles más bajos del área de la formación ecológica; mientras que en los niveles más altos de la zona de vida, se aprecian como dominantes especies herbáceas de los géneros Margiricarpus, Tetraglochin, Azorella, entre otros, que no constituyen potencial agrostológico.

2.2.5. Reseña histórica.

En 1977, los geólogos Sologuren y Samaniego, verificaron y validaron el potencial minero en Pataz. Un año después, Jesús Arias decidió invertir en el rubro de minería aurífera. En 1980, se constituyó la compañía Minera Poderosa en el Registro de Sociedades Mineras del Registro Público de Minería. Actualmente, es una de las firmas más sólidas en el sector. Hablar de Minera Poderosa no solo comprende saber a cerca de una de las mineras más importantes del Perú, sino también permite conocer sobre el desarrollo minero en la zona norte del país, como es La Libertad, región donde se ubica su operación.

La historia de la empresa inició cuando Jesús Arias Dávila envió a dos geólogos para constatar la factibilidad y riqueza de Poderosa: Walter Sologuren y Alberto Samaniego, junto a los estudiantes de geología Marco Antonio Augusto y Pablo Catteriano. Saliendo de Lima, llegan a Trujillo y pasaron luego por Huamachuco y Chagual, hasta donde llegaba la carretera. Luego, sin más camino, a pie y a veces por el río con el agua hasta el pecho o por la ribera continuaron hacia Vijus cargados con mochilas, carpas, ollas y equipamiento. En Vijus, Wilder Lozano se unió a la expedición y se organizaron en dos grupos, uno para cada zona de trabajo: Adelita (hoy La Lima) y el Tingo. Así, ambos grupos descubrieron afloramientos y estructuras de mineral que constataban la continuidad de la zona mineralizada de Pataz, comprobando la riqueza de Poderosa. Posteriormente, el 19 de diciembre de 1977 entregaron su informe concluyendo que Poderosa valía la pena. De esta manera, Compañía Minera Poderosa se constituyó en Perú el 5 de mayo de 1980 y tiene por objeto dedicarse a la explotación, extracción, precipitación y fundición de oro, actividades que realiza en la provincia de Pataz, departamento de La Libertad.

En la actualidad, Minera Poderosa continúa con sus estrategias orientadas al crecimiento, mediante el desarrollo de nuevas unidades

productivas, así como la búsqueda constante de nuevos proyectos de exploración, infraestructura, planta y equipos. Debemos destacar que Minera Poderosa continua financiando su crecimiento con recursos propios y de terceros. A continuación una síntesis de sus resultados financieros que se presentaron a la Superintendencia del Mercado de Valores (SMV) y que comprenden hasta el 31 de diciembre del 2016.

Durante el último trimestre del año pasado, la empresa realizó inversiones por US\$ 3.2 millones para obras en curso que incluyeron carreteras; US\$ 15.2 millones en exploración y desarrollo de mina y US\$ 1.92 millones en adquisición de maquinaria y equipo. También indicó que los recursos del mineral presentaron un incremento en volumen (TM); así que al cierre del mismo periodo 2016 se reportaron 1.2 millones de toneladas, superior en 7% en relación a similar periodo del 2015 y la ley (gr/tm) aumentó en 4% respecto al mismo periodo del 2015. Sobre las ventas netas durante el cuarto trimestre, las que provinieron de las operaciones de Poderosa se incrementaron en 24.7% respecto del mismo periodo del 2015, incremento debido principalmente por un aumento en la producción. "Se aprecia que el volumen de ventas de oro en el lapso de octubre-diciembre fue de 59,119 onzas; es decir, 13.1% mayor respecto al último trimestre del 2015; y para el mismo periodo la plata mostró un aumento de 19.2%", explicó Poderosa.

De igual forma, las ventas al inicio del 2017 se explicaron por la producción proveniente de las siguientes vetas, Samy (17%), Guadalupe (42%), Gloria (5%), Lola (5%), Jimena ,Julie(ambas con 3%), otras vetas (9%) y el aporte de Minería Artesanal (16%) de la producción total de la mina.

2.2.6. Unidad Poderosa Santa María.

Unidad ubicada en el distrito Santa María provincia de Pataz en la actualidad cuenta con mayor recurso minero y proyectos a realizar por su gran crecimiento en producción y recursos en los últimos años. Unidad semi mecanizada con parte convencional cuenta con una planta de tratamiento metalúrgica de 1000 toneladas métricas de capacidad por día. Esperamos tener un mayor tratamiento en el futuro por el incremento de producción y contar con una planta metalúrgica de 1600 toneladas proyecto aprobado para el 2018 de acuerdo a la vida útil de la mina y todas las reservas probadas tanto reservas en exploración. Total de capacidad en planta metalúrgica para PODEROSA será de 2400 toneladas métricas por día.

2.2.7. Recursos Humanos.

Empresa aurífera subterránea de mediana minería integrada por 2,500 personas entre contratistas y personal de planilla, todos comprometidos con una minería responsable para que la actividad continúe generando desarrollo en el país. En Poderosa estamos orgullosos de lo que hacemos, orgullosos de ser mineros.

Visión: Ser la empresa en la que te sientas orgulloso de trabajar.

Misión: Transformar responsablemente nuestra riqueza mineral en oportunidades de desarrollo.

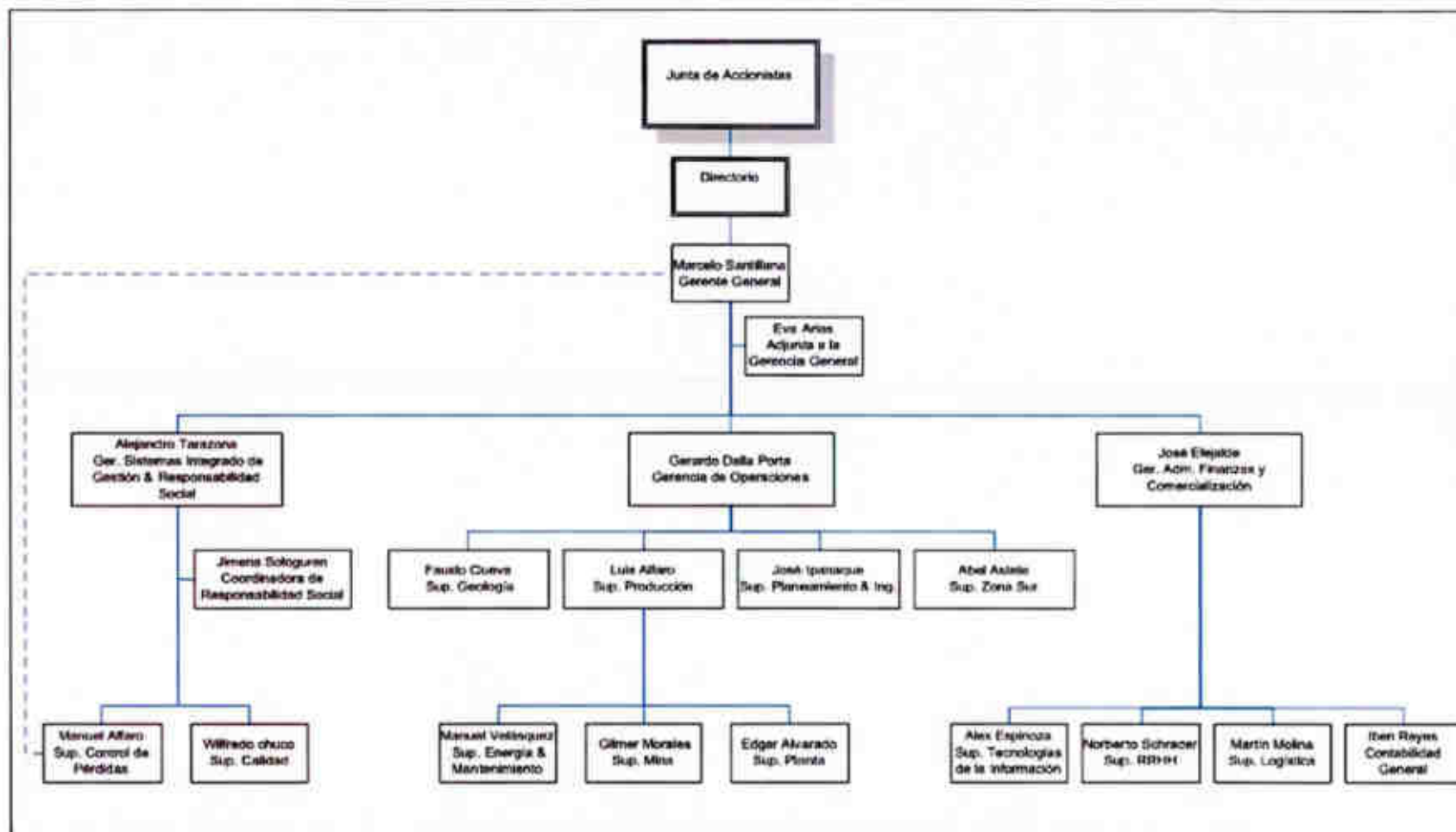


Figura 2. 3. Organigrama compañía minera PODEROSA SA.

2.2.8. Gestión estratégica

La actividad principal de la compañía es la obtención de recursos minerales, el minado y beneficio mediante la conurbación, precipitación y fundición para obtener oro bullión. Basados en la Gestión por Políticas para desarrollar y lograr los objetivos planteados año tras año, se sigue un plan de largo plazo para alcanzar la visión y misión, generando también valor agregado para trabajadores, accionistas y la sociedad peruana. Las políticas del Sistema Integrado de Gestión buscan que las operaciones sean un ejemplo en seguridad, salud ocupacional, cuidado del medio ambiente y calidad, que además de generar valor agregado a la empresa, forje desarrollo para las comunidades vecinas y el país. En Poderosa somos concientes que solo se logran las metas con un equipo de trabajadores capacitados, motivados, responsables y respetuosos. Ellos conforman nuestra gran familia Poderosa y la hacen una empresa sólida.

2.2.9. Seguridad y salud ocupacional

En PODEROSA la Seguridad y Salud Ocupacional de nuestros trabajadores, contratistas, visitantes y proveedores, son una prioridad. Estamos convencidos de que todas las lesiones y enfermedades ocupacionales se pueden prevenir y para lograrlo involucramos a todos nuestros colaboradores en la generación de ambientes de trabajo seguros, que nos permitan disminuir la exposición a los riesgos laborales. Consideramos a la Seguridad y Salud Ocupacional como un factor clave de rentabilidad y sostenibilidad, por ello, nuestros líderes, con su ejemplo, promueven el cumplimiento de las responsabilidades de la línea de mando e inspiran al resto de la compañía a realizar un trabajo seguro y bien hecho. Contamos con un Comité Central de Seguridad como autoridad máxima en esta materia, que además de cumplir con los requerimientos de ley, lidera los planes y programas

para el logro de metas, objetivos, líneas de acción y expectativas para la implantación y mejoras del Sistema de Gestión de Seguridad. Capacitamos y entrenamos a nuestro equipo para administrar los riesgos y cumplir con la legislación vigente, generando conciencia sobre los beneficios del trabajo seguro. Establecemos altos estándares de desempeño reflejados en los Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro (PETS) y aseguramos su cumplimiento a través de la Disciplina Operativa. Creemos que la Observación Preventiva del Trabajo es una importante herramienta de liderazgo que permite la modificación de comportamientos inseguros a través del refuerzo de las prácticas de trabajo seguras, la detección de actos y condiciones sub estándar, el diálogo abierto y sincero con los trabajadores, y el establecimiento de compromisos de cambio de conductas. Aprendemos de los incidentes. Aplicamos metodologías de investigación que nos permiten detectar las causas raíz que los originan e implementamos medidas efectivas para evitar la recurrencia de estos eventos no deseados.

Medimos periódicamente nuestro desempeño en seguridad a través de indicadores proactivos cuyo objetivo es encaminarnos al logro de la "META CERO". Contamos con programas de monitoreo y detección de factores de riesgo a la salud a fin de desarrollar programas de protección que nos ayuden a disminuir las posibilidades de generación de enfermedades laborales. La comunicación efectiva es parte esencial de nuestra gestión porque asegura la difusión y comprensión de información clave en seguridad por todos en la organización. Así mismo, difunde nuestros avances en Seguridad y Salud Ocupacional.

2.2.10. Geología

2.2.10.1. Geología regional.

Las características geológicas desarrolladas en la región están ligadas a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera de

los andes en su segmento oriental del sector Norte del Perú, conformado por la superposición de 3 ciclos: El Precámbrico, Hercínico y Andino. Áreas glaciadas, altiplano y valles constituyen la morfología (Wilson y Reyes, 1964). En el Precámbrico se constituye base estratigráfica denominada como "Complejo de Marañón", se compone principalmente de esquistos, filitas y secuencias variadas de rocas meta-volcánicas de tobas e ignimbritas, esta secuencia que supera los 2000 metros de espesor, son mejor y mayor apreciados en las márgenes del río Marañón (Cueva, 1987; Miranda, 1983; Rivera, 1992; Schreiber, 1989; Wilson y Reyes, 1964). En el Paleozoico: sobre el Complejo de Marañón, a fines del Precambriano, se ubican rocas volcánicas conocidas bajo el nombre de Serie Metavolcánica y, sobre ella se desarrollan el ciclo Hercínico con una secuencias turbidíticas de colores oscuros de cientos de metros (Rivera, 1992), la cual es reconocida como la Formación Contaya del Ordovícico, espacialmente se encuentran ubicadas en bordura externa del Batolito de Pataz (al Norte preferentemente en el flanco Oeste y al Sur en los dos flancos) o como secuencias colgadas (desde enclaves a xenolitos) al interior de ésta. A inicios del Carbonífero empieza una sedimentación continental, conocida como Grupo Ambo, la que se compone de lutitas, areniscas y algunos horizontes de conglomerados formando secuencias superiores a los 300 metros, de mayor expresión en el sector occidental del valle de Marañón (Rivera, 1992). A fines del Paleozoico se depositan areniscas y conglomerados de coloración rojiza, a las que se les designa como las molasas del Grupo Mitu, que se forman en una fase epirogénica (Dalmayrac, 1970) entre el Pérmico y Triásico. En el Mesozoico: la sedimentación del ciclo Andino comienza con las calizas y dolomitas de Grupo Pucará del Triásico-Jurásico, con secuencia mayor a los 500 metros, sobreyacen en discordancia

angular al Grupo Mitu. La Formación Goyllarisquizga del Cretáceo inferior se caracteriza por areniscas con intercalaciones de material pelítico con una potencia entre 100 y 300 metros (Rivera, 1992). Sobre ella con una potencia de 200 metros, continua la Formación Crisnejas compuesta de margas y calizas de color marrón grisáceo (Benavides, 1956). En discordancia angular sobre la Formación Crisnejas se deposita la Formación Chota que consiste de lutitas y siltitas (Rivera, 1992) de coloración rojiza por la que se les denomina "las capas rojas" del Cretáceo superior. Una acumulación de rocas volcánicas mayor a 1500 metros de potencia de lavas andesíticos a riolíticos ocurridas en el Terciario medio conforman la denominada Volcánicos Lavasen, los mismos que se depositan en discordancia angular sobre el Batolito de Pataz y el Complejo de Marañón (Schreiber, 1989). En el Cuaternario se forman depósitos aluviales y fluvio-glaciares. Rivera (1992) reporta depósitos morrénicos sobre los 3500 metros sobre el nivel del mar. El Batolito de Pataz es el cuerpo intrusivo dominante en la región, de forma lenticular alargada con orientación entre N330° y N340° con buzamiento entre 60 y 70°. El contacto occidental con el Complejo de Marañón es generalmente fallado (Chávez, 1990). En el capítulo II de esta memoria se describe la litología que lo compone. Intrusiones de menor talla y tardías, son reportadas a inicios del Mesozoico y Cenozoico.

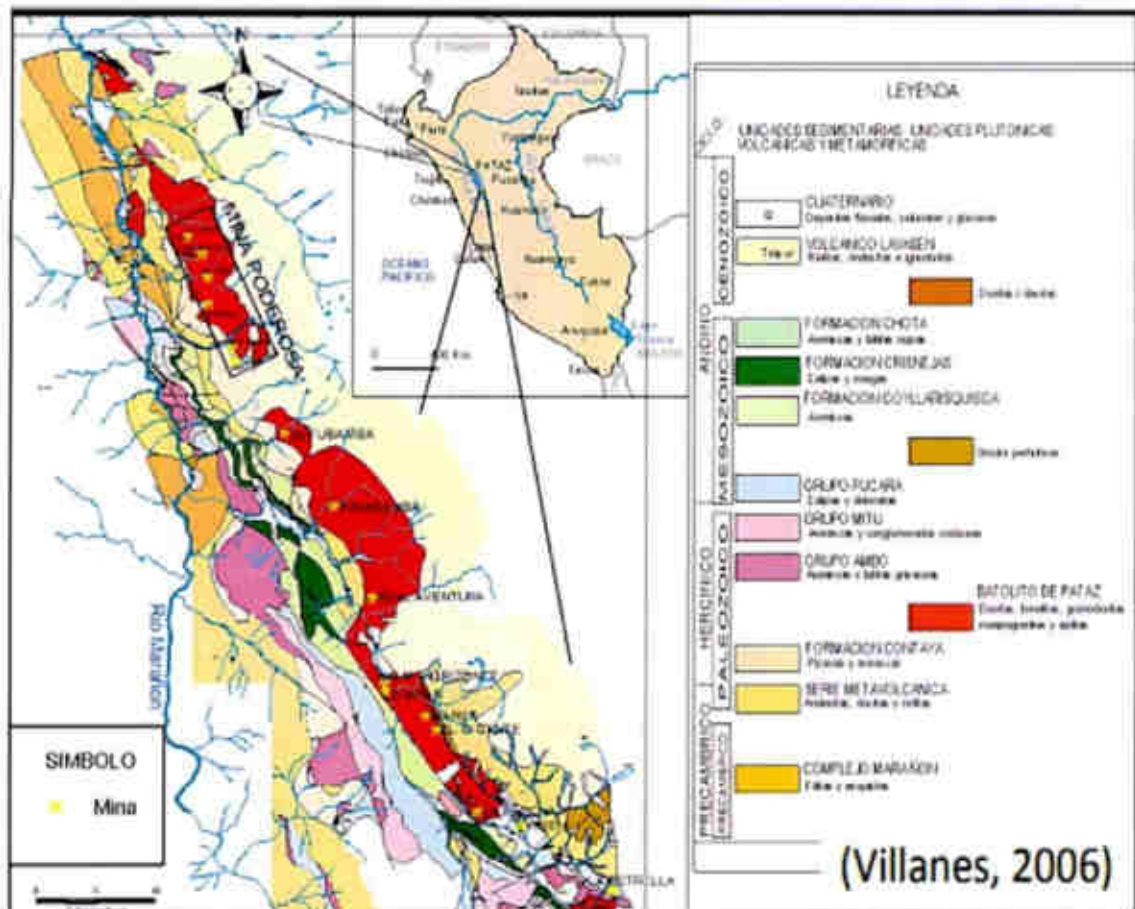


Figura 2. 4. Columna estratigráfica del batolito de Pataz.

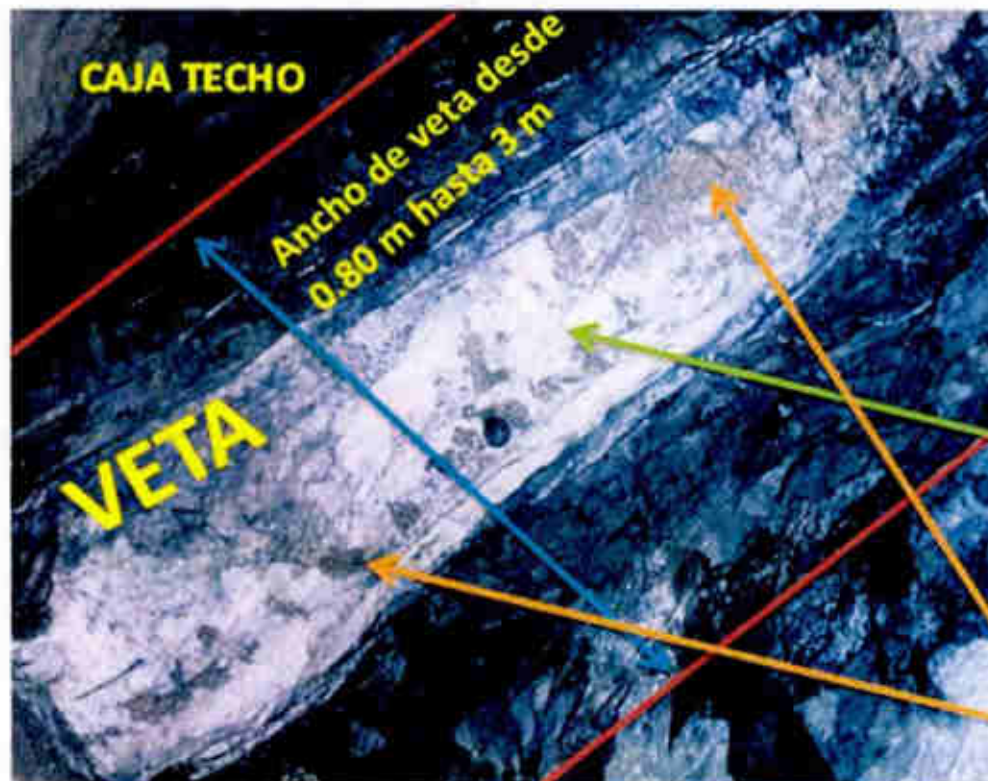
Fuente: Área de geología compañía minera PODEROSA SA.

2.2.10.2. Geología local.

La litología en la mina se constituyen de: granodioritas, monzogranitos (adamelitas), diques aplíticos y pegmatíticos que corresponden a la serie ácida, mientras que: tonalitas, dioritas (dioritas hornblendicas a hornblenditas), microdioritas, pertenecen a una serie intermedia con expresiones tardías de diques lamprófiros y de diabasa. La secuencia ácida a la que se le agrega el granito son las mayores componentes de la secuencia intrusiva de la región y de todo el Batolito de Pataz, entre éstas, las

granodioritas de mayor volumen en ocasiones se encuentran en gradación de tonalitas a granitos y monzogranitos; sin embargo, es común observar contactos nítidos entre granodioritas con monzogranitos. El desarrollo de labores mineras como en el Nivel 1937, Papagayo, permite observar la relación entre las rocas ácidas con las de composición intermedia (dioritas) el contacto es neto, en muchos casos no rectos, sino de modo irregular. El conjunto de las rocas ácidas contienen enclaves de diferentes dimensiones desde centímetros a métricos de dioritas, microdioritas, metavolcánicos, metafilitas y metagrawacas de las series pre-intrusivas (ver sección enclaves meta-sedimentarios).

La serie diorita-microdiorita que fue descrita por Miranda (1987), Schreiber (1998) y Haeberlin (2000) como la cristalización de las primeras fases del intrusivo, predominantes en el área de Consuelo que se presenta superficialmente como una estructura subcircular, mientras que el área de Papagayo-La Lima son de forma alargada sub-tabular y sub-paralelos al contacto con el Complejo del Marañón. Dentro de la diorita se encuentran enclaves de rocas pre-carboníferas y microdioritas. Diques de composición ácida y básica se emplazan paralelos y cortantes al conjunto de rocas predecesoras. La ocurrencia de rocas meta-sedimentarias y meta volcánicos pre-carboníferos se da en el flanco Oeste del batolito y de las labores mineras; mientras que una serie de derrames andesíticos a riolíticos terciarios cubren el flanco Este, una serie de diques.



Veta de oro epitermal en rocas: granodioritas, monzogranitos, metavolcánicas, hornfels; formado por grandes procesos geológicos sobre el complejo marañón.

Primer proceso después de los movimientos o procesos geológicos las cavidades se rellenan de cuarzo blanco.

Segundo proceso después de un movimiento geológico las cavidades rellenas de cuarzo se vuelven a rellenar de sulfuros, Ag, Au, Gn, Py, etc.

Fotografía 2. 1. Muestra de la veta y su formación, de la compañía minera PODEROSA SA.

2.2.10.3. Geología estructural

El entrampamiento estructural representa el lugar de la formación del depósito asociado generalmente a la caída de presión, las fallas y zonas de cizalla funcionan comúnmente como trampas. Muchos ejemplos de mineralización en rocas intrusivas son nombradas en la literatura, entre las cuales se encuentran los yacimientos arqueanos en el Canadá (Stephens et al. 2004), en Zimbabwe, en Brasil (Callan y Spooner, 1998), en Australia (Cassidy et al. 1998); en China (Yang et al. 2003; Zhou y Guxian, 1999); tanto como en la península Ibérica (Boiron et al. 1996) donde las estructuras controlan la forma, tamaño y distribución de la mineralización. Según a la profundidad con respecto a la corteza terrestre, las zonas de cizalla pueden tener un comportamiento frágil, dúctil-frágil o puramente dúctil. Cameron (1989) indica que los niveles frágiles y transicionales son los más favorables para la mineralización, en la migración de los fluidos hacia niveles estructurales superiores ocurre una precipitación de su carga metálica preferentemente en las zonas de transición de dúctil a frágil que en las zonas profundas. Las posibles disposiciones de la mineralización asociadas a zonas de cizallamiento son: las zonas de extensiones al interior o al exterior de la zona de cizallamiento, las venas sigmoides, las venas oblicuas en la zona de cizalla (Riedels), o en la vena central de la cizalla por remplazamiento de la falla (Hodgson, 1989; Robert y Brown, 1986). En zonas de ambientes frágil es caracterizada por texturas de extensión se dan en todas la anomalías posibles en los planos de fractura (en el cual se forma la veta) o de sus relaciones para con las otras sean fallas cortantes o intersecciones. Tripp y Vearncombe (2004) muestran un resumen de los controles estructurales para la mineralización en depósitos filonianos: al interior de grandes zonas de cizallamiento, en las intersecciones de fallas, en las zonas de anisotropías planares. Un

ejemplo de control estructural es la mostrada en la mina Ora Banda en Australia Tripp y Vearncombe (2004) sugieren que los controles son ejercidos por el cambio de la geometría de la falla y por la intersección de la falla con otro plano de anisotropía. En rocas encajantes homogéneas, la geometría global del yacimiento puede ser relativamente simple en una escala de algunas centenas de metros (Blenkinsop, 2004). En el estudio de yacimientos auríferos vetiformes, a menudo se asocia el fracturamiento dentro del proceso de mineralización, sin embargo estas son en su mayoría anisotropías pre-minerales que son reactivados en el proceso de mineralización.

2.2.10.4. Geología económica

La sostenibilidad de Poderosa está garantizada por las exploraciones. Por ello se invierte y se sigue trabajando, explorando y haciendo prospecciones para llegar al objetivo de producir 250 mil onzas de oro por año para el año 2021, manteniendo un nivel de reservas de por lo menos 15 años de operación. Además, con el desarrollo del proyecto hidroenergético Lavasen cubriremos nuestra creciente demanda de energía limpia eficientemente de acuerdo a nuestro plan estratégico a 12 años. La unidad Santa María cuenta con una reserva probada para 15 años con una producción de 10000 a 15000 toneladas por mes, la planta concentradora tiene una capacidad de 1000 toneladas con ley de chancado en un promedio de 16 gr/tn de oro extraído. Probablemente a futuro la vida útil de la mina será mayor por la confirmación de nuevas reservas probadas. Muestra de los taladros diamantinos de exploración y reservas probadas de la minera PODEOSA SA. Ver Anexo N°03.

2.2.10.5. Geomorfología

La geomorfología de la zona se muestra muy accidentada en forma de "V" con una cadena de montañas de 60° a 80° de inclinación, a causa del proceso de meteorización y las avenidas que suelen darse durante las etapas de estación del año.

2.2.11. Minería

2.2.11.1. Método de explotación.

La minería se realiza con métodos de minado subterráneo generalmente se aplica para determinados tipos de depósitos minerales, como vetas y mantos angostos, dependen mucho de sus parámetros como son: buzamiento, ancho de minado, tipo de roca, etc. El minado subterráneo ha sido hasta hace algunos años el método de explotación más usado en la mayor parte de minas del país, debido a que la mayoría de veces se explotaban vetas y cuerpos a gran profundidad. El método consta de las siguientes operaciones cíclicas: sostenimiento, limpieza, perforación, voladura convencionales en los diferentes métodos de minado realizados en la compañía minera PODEROSA SA. Como:

1. corte y relleno ascendente
2. Lonjas verticales.
3. Open stoping
4. Cámaras vacías
5. Cámaras y pilares

2.2.11.2. Minado subterráneo.

El método de minado subterráneo generalmente se aplica para determinados tipos de depósitos minerales, como vetas y mantos angostos, dependen mucho de sus parámetros como son: buzamiento, ancho de minado, tipo de roca, etc. También cuando

depósitos tipo cuerpos o masivos se encuentran en profundidad, de tal manera que extraerlos de forma superficial pueda resultar más costoso. El minado subterráneo ha sido hasta hace algunos años el método de explotación más usado en la mayor parte de minas del país, se explotaban vetas y cuerpos a gran profundidad.

El método consta de las siguientes operaciones cíclicas: Perforación del frente de trabajo con equipo "Jack leg", voladura y sostenimiento de la labor, puede ser sistemático o puntual, convencional o mecanizado.

2.2.11.3. Método de minado corte y relleno detritico ascendente ("Over Cut And Fill"), convencional.

Este método se realiza de la siguiente manera el mineral es cortado en tajadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. La perforación se realiza en toda la longitud del tajo y se ejecuta una voladura masiva, después de la voladura masiva el mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo con winches de rastrillaje eléctricos, cuando toda la tajada ha sido disparada, el volumen extraído es rellenado con un material estéril provenientes de nivel superior para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma para la perforación de la próxima rebanada. El relleno es material estéril proveniente de las labores de desarrollo de la mina y es distribuido mecánicamente sobre el área tajeada:

Ventajas del método.

- Potencia moderada.
- Características físico - mecánicas del mineral y roca de caja competente o incompetente se adecua.
- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- La recuperación es cercana al 100%.

- Es altamente selectivo, el cual se puede trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.

Desventajas del método.

- Costo de explotación elevado.
- Puede tener un bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno material roto estéril de nivel superior.
- Consumo elevado de materiales de fortificación.

Consideraciones para la aplicación del método

1. Disponibilidad del material de relleno.
2. Reconocimiento geológico y geotécnico de la labor.
3. Trazado de subniveles, si los niveles están muy distanciados, y la abertura de algunas labores verticales en el mineral.
4. Las operaciones geotécnicas determinan el comportamiento de la resistencia de las cajas.
5. Es un método particularmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares.
6. Las tajadas ascendentes rellenas se ajustan a distancias entre niveles de 25-50m a más, mineral pobre se deja en forma de relleno.
7. La resistencia del mineral en el techo puede ser verificada con la excavación de una cámara en el nivel mismo de la galería de base.
8. El mineral debe tener buena ley.

Cuadro 2. 3. Resumen del método de explotación

1. Geometría del yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 2.5 m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos geomecánicos	Aceptable	Optimo
Resistencia (techo)	> 30 MPa	> 50 MPa
Resistencia (mena)	s/profundidad	> 50 MPa
Fracturación (techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturación (mena)	Media-Baja	Baja
Campo Tensional In-situ (profundidad)	Cualquiera	<1000m
Comportamiento tenso-deformacional	Elástico	Elástico
3.Aspectos económicos	Aceptable	Optimo
Valor unitario de la mena	Media-Alta	Alto

Fuente. Minera PODEROSA SA.

2.2.11.4. Antecedentes del método minado "Over cut and fill" usado en el tajo 5960.

Es un método de minado que basaba en la teoría, minado de explotación corte y relleno ascendente con relleno detrítico y sostenimiento preventivo anterior al relleno con puntales de madera más Jack pot, con un tipo de perforación en brestring y voladura con carmex hasta 20 taladros según el reglamento de minería. A continuación se describe el trabajo realizado anteriormente al proyecto.

Ventilación

Después de la voladura con carmex, para el ingreso de la guardia siguiente la primera orden de trabajo a realizar es la ventilación con tercera línea y circuito de mangas para eliminar los gases tóxicos generados por el explosivo después de su reacción o voladura.

Sostenimiento

Desatado de rocas en el área de trabajo antes de realiza el sostenimiento con puntales de madera más "Jack pot", para realizar la limpieza con el equipo winche eléctrico.

Limpieza

La limpieza de mineral roto de 15 a 20 taladros en su totalidad se realiza con el equipo winche eléctrico de arrastre, también se tenía problemas para realizar la limpieza con el equipo ya que los puntales obstruían en el arrastre de mineral roto.

Perforación

La perforación en el minado se realiza de tipo brestring de 15 a 20 taladros de 6 pies a 8 pies sobre plataformas de madera.

Voladura

Después de realizar la perforación tipo brestring se proseguía a cargar los taladros perforados con explosivos y accesorios como es el carmex y mecha rápida.

Relleno detrítico

Después de realizar en su totalidad el corte se realizaba el relleno de toda el área abierto a veces no se rellenaba se proseguía a trabajar en espacios muy abiertos. Para mayor compresión se detalla en los siguientes figuras: 2.5, 2.6, 2.7 el método de minado

que se realiza antes del proyecto en el minado por el método de "over cut and fill" (corte y relleno ascendente), con un tipo de perforación en "breasting" y sostenimiento preventivo anterior al relleno con puntales más "Jack pot" con una voladura de 18 a 20 taladros, produciendo de 15- 20 TM/guardia con un costo promedio de 55 USD/TM.

Muestra el método "over cut and fill" anteriormente al proyecto piloto.

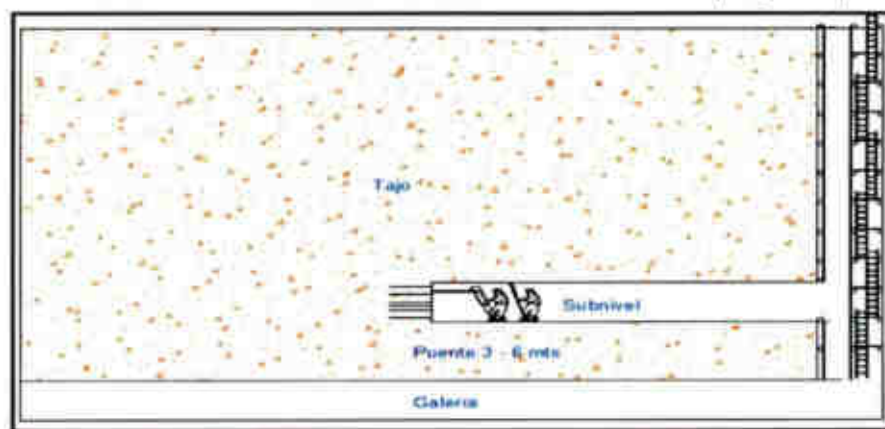


Figura 2. 5 Preparación del Tajo 5960

Fuente: propia

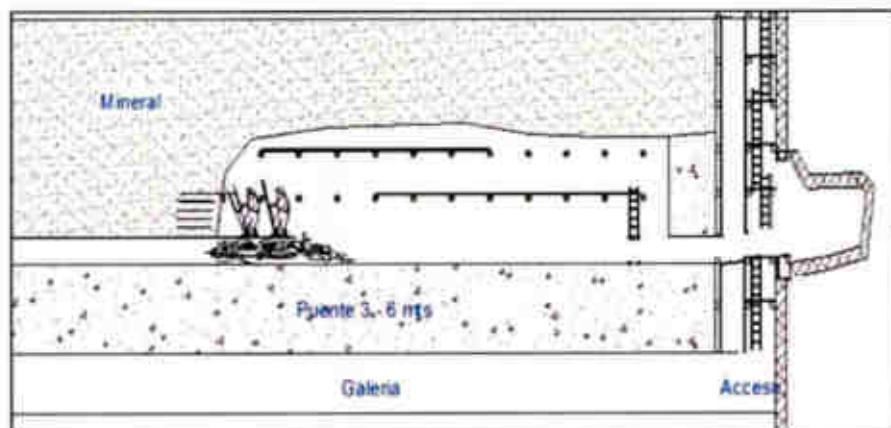


Figura 2. 6. Sostenimiento con Puntales y perforación en "breasting"

Fuente: propia

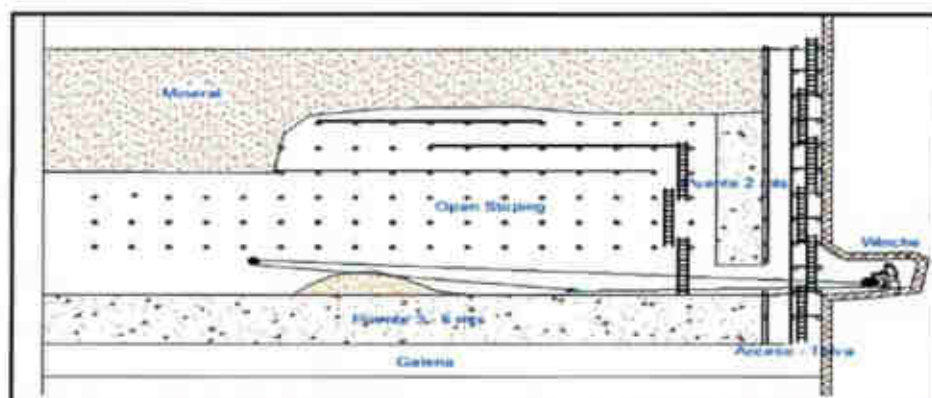


Figura 2. 7. Limpieza con winche de Rastrillaje

Fuente: propia

2.2.11.5. Análisis estadístico del ciclo de minado año 2015 y 2016.

Según el análisis del año 2015 y 2016, del tajo 5960 de la veta Guadalupe, a continuación se detalla el estudio y resultado de los indicadores para del problema por la baja producción, con estos resultados se plantean objetivos para optimizar todo el ciclo de minado y mejorar la producción y eficiencias.

Cuadro 2. 4. Análisis de indicadores de la situación y planteamiento de objetivos

Objetivo	Indicador	Unidad de Medida	Mejor Si	Situación Actual	Objetivo Meta
Productividad	Factor de Potencia	kg / TM	Baja	0.86	0.55
	Factor de Perforación	PP / TM	Baja	7.41	5.40
	Producción	TM/Mes	Sube	332	950
	Rendimiento	TM/tarea	Sube	156	3.33
Costo	Costo Producción	USD/TM	Baja	55.51	45.30
Seguridad	incidentes	Und/año	Baja	4	0
Medio Ambiente	Consumo de madera	Kg madera/TM	Baja	9.32	0

Fuente: propia

Cuadro 2. 5. Data de análisis del 2015 y 2016 del ciclo de minado en el tajo 5960.

Año	Mes	Labor	Veta	Nivel	Producción (TM/Mes)	Promedio (TM/Mes)	Factor de Potencia (kg / TM)	Promedio (kg / TM)	Factor de Perforación (PP / TM)	Promedio (PP / TM)	Rendimiento (TM/tarea)	Promedio (TM/tarea)	Costo Producción (USD/TM)	Promedio (USD/TM)	Consumo de madera (Kg madera/TM)	Promedio (Kg madera/TM)
2015	Enero	TJ 5960	Guadalupe	2520	373.00	295.83	0.56	0.70	8.57	6.32	3.18	1.59	49.90	52.05	7.76	8.45
2015	Febrero	TJ 5960	Guadalupe	2520	310.00	295.83	0.61	0.70	6.13	6.32	2.65	1.59	48.20	52.05	13.30	8.45
2015	Marzo	TJ 5960	Guadalupe	2520	490.00	295.83	0.65	0.70	8.16	6.32	1.81	1.59	46.80	52.05	9.22	8.45
2015	Abril	TJ 5960	Guadalupe	2520	411.00	295.83	1.16	0.70	10.57	6.32	2.34	1.59	47.30	52.05	1.83	8.45
2015	Mayo	TJ 5960	Guadalupe	2520	420.00	295.83	0.96	0.70	9.76	6.32	1.48	1.59	51.50	52.05	5.19	8.45
2015	Junio	TJ 5960	Guadalupe	2520	182.00	295.83	0.78	0.70	7.24	6.32	1.00	1.59	56.10	52.05	8.31	8.45
2015	Julio	TJ 5960	Guadalupe	2520	202.00	295.83	0.52	0.70	5.23	6.32	1.17	1.59	50.80	52.05	9.96	8.45
2015	Agosto	TJ 5960	Guadalupe	2520	272.00	295.83	0.69	0.70	3.16	6.32	0.82	1.59	48.60	52.05	12.16	8.45
2015	Septiembre	TJ 5960	Guadalupe	2520	245.00	295.83	0.71	0.70	2.33	6.32	1.26	1.59	53.70	52.05	4.79	8.45
2015	Octubre	TJ 5960	Guadalupe	2520	384.00	295.83	0.62	0.70	4.78	6.32	1.88	1.59	53.00	52.05	3.71	8.45
2015	Noviembre	TJ 5960	Guadalupe	2520	182.00	295.83	1.06	0.70	4.19	6.32	0.78	1.59	62.10	52.05	15.65	8.45
2015	Diciembre	TJ 5960	Guadalupe	2520	79.00	295.83	0.19	0.70	5.70	6.32	0.73	1.59	56.60	52.05	9.52	8.45
2016	Enero	TJ 5960	Guadalupe	2520	490.00	368.92	1.62	1.01	10.00	8.50	2.18	1.53	72.10	58.97	8.76	10.18
2016	Febrero	TJ 5960	Guadalupe	2520	415.00	368.92	1.28	1.01	9.41	8.50	1.65	1.53	66.60	58.97	9.16	10.18
2016	Marzo	TJ 5960	Guadalupe	2520	430.00	368.92	1.08	1.01	8.32	8.50	2.85	1.53	61.50	58.97	7.14	10.18
2016	Abril	TJ 5960	Guadalupe	2520	210.00	368.92	1.45	1.01	10.80	8.50	2.30	1.53	59.10	58.97	11.12	10.18
2016	Mayo	TJ 5960	Guadalupe	2520	190.00	368.92	1.10	1.01	10.37	8.50	2.00	1.53	58.80	58.97	9.48	10.18
2016	Junio	TJ 5960	Guadalupe	2520	272.00	368.92	0.75	1.01	6.96	8.50	1.23	1.53	55.60	58.97	8.90	10.18
2016	Julio	TJ 5960	Guadalupe	2520	245.00	368.92	0.85	1.01	8.00	8.50	2.18	1.53	61.50	58.97	10.24	10.18
2016	Agosto	TJ 5960	Guadalupe	2520	380.00	368.92	0.88	1.01	8.44	8.50	0.82	1.53	66.10	58.97	5.50	10.18
2016	Septiembre	TJ 5960	Guadalupe	2520	475.00	368.92	0.79	1.01	8.67	8.50	0.90	1.53	50.80	58.97	7.90	10.18
2016	Octubre	TJ 5960	Guadalupe	2520	390.00	368.92	0.77	1.01	7.52	8.50	0.80	1.53	48.26	58.97	10.50	10.18
2016	Noviembre	TJ 5960	Guadalupe	2520	510.00	368.92	0.98	1.01	7.46	8.50	0.56	1.53	53.10	58.97	9.80	10.18
2016	Diciembre	TJ 5960	Guadalupe	2520	420.00	368.92	0.62	1.01	6.12	8.50	0.91	1.53	54.00	58.97	8.50	10.18

Fuente propia.

Factor de producción (TM/Mes).

El dato histórico del año 2015 y 2016, muestran que las eficiencias en el factor de perforación en un promedio de 295.83 y 368.92 TM/Mes como muestra el diagrama. Ver anexo N°02.

Productividad (TM/tarea).

La productividad TM/tarea es indispensable ya que es un indicador que te permite el rendimiento por cada trabajador. Lo cual es parte del análisis para la solución del problema y aumentar la productividad que está en promedio de 1.59 y 1.53 TM/tarea, en el Año 2015 y 2016 como se muestra en el diagrama. Ver Anexo N°03.

Costo de Producción (USD/TM).

Datos históricos del Costo de Producción (USD/TM) del año 2015 y 2016, donde el costo de producción promedio es de 52.05 y 58.97 USD/TM como se muestra en la siguiente figura. Ver Anexo N°04.

Factor de Potencia (Kg/TM).

El histórico del año 2015 y 2016, muestran las eficiencias promedios mensual que es de 0.70 y 1.01 Kg/TM, como se detalla en el diagrama. Ver Anexo N°05.

Factor de Perforación (PP/TM).

El dato histórico del año 2015 y 2016, muestran que las eficiencias en el factor de perforación en un promedio de 6.32 y 8.5 PP/TM, detallando en el Diagrama. Ver Anexo N°06.

Consumo de Madera.

Por el método de minado que se realiza se utiliza como elemento de sostenimiento la madera, donde en el histórico del año 2015 y 2016 se tiene un promedio de 8.45 y 10.18 Kg. Madera/TM como se muestra el diagrama. Ver Anexo N°07.

2.2.11.6. Análisis estadístico de seguridad desde los años 2015 y 2016

En cuanto a la seguridad en los años anteriores se presentaron incidentes y accidentes como se detalle de los eventos ocurridos en tajos del nivel 2520, veta Guadalupe en el año 2015-2016.

Cuadro 2. 6. Descripciones de sucesos ocurridos en los tajos del nivel 2520 veta Guadalupe.

Me	Informe N°	Fecha	N°	Labor	TIPO LABOR	Tipo de Evento	Reporte (IA)	Descripción del suceso
ENERO	0073	13-01-15	2520	TJ 5960	TAJEO	OTROS TIPOS CORTADOS	INCIDENTE	Siendo las 11:50 a.m. del día 13-01-15 los trabajadores Villalba Carranza Hector (maestro perforista) y Flores Carranza Ramiro (Ayudante) de la ECM Maros SAC, ingresan al TJ 0965, NV 2520, Zona de Guadalupe, y al realizar la inspección del día por de la guardia noche encuentran al ingreso un filo cortado, inmediatamente bloquean el área y comunican al supervisor para su posterior eliminación.
ENERO	0177	30-01-15	2520	TJ 5960	TAJEO	ENERGIA ELÉCTRICA	INCIDENTE	Siendo las 11:00 del día 30-01-2015 los trabajadores Toledo Tumbujula Santiago Perforista Mina y Aburto Torres Jose (Ayudante >Mina) de la ECM Maros e al inspeccionar el despero de la guardia noche en el ingreso del TJ 0905 NV. 2520 Veta Guadalupe Mina Patate, cuando el trabajador Toledo Tumbujula Santiago se acerca al portal de línea en ese momento a la inducción eléctrica, observando cable eléctrico dañado por el despero, de inmediato comunica al capataz Ramirez Ticio Samuel, para que avise a mantenimiento mina para su reparación respectiva.
ABRIL	0013	14-04-15	2520	TJ 5960	TAJEO	EXPLOSIVOS	INCIDENTE	Siendo las 04:15 p.m. del día 14/04/15 los trabajadores Ticio Avila Hipólito (Perforista Mina) y Perez Lopez Matias (Ayudante Mina) de la ECM MAROSE, cuando realizan trabajos de sostenimiento con puntales de línea en el camino del TJ 5960 NV. 2520 Veta Guadalupe Mina Patate, en ese momento escuchan despero de los mineros informales cerca al SN 1040 NV. 2560, y de inmediato presencia de gas producto del despero, dichos trabajadores optan de retirarse a una zona ventilada, cabe mencionar que los mineros informales comunicaron con una labor al SN 1040 hace dos días atrás.
ABRIL	0087	15-04-15	2520	TJ 5960	TAJEO	DESPRENDIMIENTO DE ROCA	INCIDENTE	Siendo las 11:10 a.m. del día 15/04/15 los trabajadores Ticio Avila Hipólito (Perforista Mina) y Perez Lopez Matias (Ayudante Mina) de la ECM MAROSE, cuando realizan trabajos de colocado de puntales de línea de la TJ 5960 NV. 2520 Veta Guadalupe Mina Patate, y en la parte superior de la CH se encuentran el personal de acopio realizando los trabajos de taponeo haciendo caer pequeños trozos de rocas dificultando los trabajos en la parte inferior, el personal se retira del labor informando al supervisor Samuel Ramirez Ticio. El personal de acopio a fin de guardia salen desperando sin haber culminado los trabajos de hermetizado del tapón en su área de trabajo y la ECM MAROSE sin haber colocado el guardacabeza por el ingreso del Tajo 0960.
ABRIL	0094	16-04-15	2520	TJ 5960	TAJEO	OPERACIÓN DE EQUIPOS	INCIDENTE	Siendo las 5:20 p.m. Aprox. del día 16/04/15 los trabajadores Ticio Avila Hipólito (Perforista) y Pérez Lopez Matias (Ayudante Mina) de la ECM MAROSE, cuando realizan la recuperación de la restra que se encuentra semi enterrado dentro de la carga en el TJ 0960 NV. 2520 Veta Guadalupe Mina Patate, el maestro se decide en recuperar la restra con el apoyo del minero #145 sin haber culminado el bloqueo en ese momento se desplaza fuera de su ubicación dando media vuelta, golpeándose la parte trasera en los hantiles de la labor, se comunica a mantenimiento mina para su evaluación.
ABRIL	0115	20-04-16	2520	TJ 5960	TAJEO	PERFORACIÓN DE TALADROS	INCIDENTE	Siendo a las 11:20 a.m. del día 20-04-16 los trabajadores Ticio Avila Hipólito (Perforista) y Alincora Quepque Orlando (Perforista) de la ECM MAROSE, una vez culminado la nivelación del relleno cónico en el TJ 5960 NV 2520 Veta Guadalupe Mina Patate, realizan la perforación de taladros en la corona del tajo, cuando perforaban el 5° taladro, el trabajador Alincora Quepque Orlando, colocaba el barrenador de 6" a la boca de la máquina perforadora, en ese momento se resbala la máquina y por poco le presiona la mano izquierda de inmediato se reporta este incidente al hg. Florentino Lazo De la Cruz.

Fuente: Elaboración propia.

Cuadro 2. 7. Estadísticas de seguridad en el año 2016. Muestra el en los primeros meses del año se tubo eventos ocurridos con más intensidad los cuales se muestran, se toma el control y se trata de bajar el indice para el final del año.

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agos	Septiembre	Octubre	Noviem	Dici	Acumulado
N° DE TRABAJADORES	137	149	147	139	139	148	145	139	150	147	152	150	145
Accidentes Incapacitantes	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
Accidentes Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Accidentes Leves	1	2	1	1	3	3	5	1	1	2	0	0	20
Total Mes accidentes Incapacitantes + Fatales	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
Acumulado accidentes Incapacitantes + Fatales	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1
Días Perdidos	15	8	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	23
Ac. Fatales	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Total Dias Perdidos	15	8	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	23
Horas Hombre Trabajadas	22,405	22,589	26,474	23,916	24,462	25,677	25,484	23,877	25,943	26,474	26,205	26,383	299,609
Acumulado H. H Trabajadas	22,405	45,004	71,478	95,094	119,556	145,233	170,717	194,594	220,537	247,011	273,216	299,609	299,609
Indice de Frecuencia	44.6	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	3.3
Indice de Frec. Acum.	44.6	22.2	14.0	10.5	8.4	6.9	5.9	5.1	4.5	4.0	3.7	3.3	3.3
Indice de Severidad	669.5	354.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	76.8
Indice de Sev. Acum.	1026.6	511.1	321.8	241.9	192.4	158.4	134.7	118.2	104.3	93.1	84.2	76.8	76.8
Indice de Accidentabilidad	29.86	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.26
Indice de Accid. Acum.	45.82	11.36	4.50	2.54	1.61	1.09	0.79	0.61	0.47	0.38	0.31	0.26	0.26

Fuente: Elaboración propia.

2.2.11.7. Valorización de eventos ocurridos en el tajo 5960 año 2015.

Se realiza la valorización de los accidentes e incidentes ocurridos en el proceso de minado tajo 5960 del año 2015, para realizar el costeo se toma cuatro eventos como ejemplo como se muestra en los siguientes cuadros detallados.

1. Incidente N° 01: Costo/Tiro cortado.
2. Incidente N° 02: Costo/Perforación de taladros, detrito se incrusta en el ojo del ayudante al momento de la perforación.
3. Accidente leve N° 03: Costo /Perforación de taladros, golpe del dedo con la grampa de la perforadora al momento del cambio de barreno.
4. Incidente N° 04: Costo de/Tiro cortado.

Cuadro 2. 8. Costo de incidente por tiro cortado en el tajo.

Costo de incidente/Tiro cortado				
ABRIL				
Costo por Investigación de Incidente				
	Cantidad	Días	Salario	Soles
Días perdidos ayudante	1	1	132.61	S/. 132.61
Días perdidos maestro	1	1	141.89	S/. 141.89
Días perdidos Jefe Guardia	1	0.375	200.00	S/. 75.00
Días perdidos Ing. Seguridad	1	1	266.67	S/. 266.67
				S/. 616.17
Costo de producción				
	Días	M3		Total
	1.0	4.9		1734.17861
				S/. 1,734.18
SUB. TOTAL				S/. 2,350.35

Fuente: Elaboración propia

Cuadro 2. 9. Costo de incidente por detrito se incrusta en el ojo del ayudante al momento de la perforación.

Costo de accidente leve/Perforación de taladros				
MAYO				
Costo por Investigación de Incidente				
	cantidad	Días	Salario	Soles
Días perdidos ayudante	1	1	132.61	S/. 132.61
Días perdidos maestro	1	1	141.89	S/. 141.89
Días perdidos Jefe Guardia	1	0.375	200.00	S/. 75.00
Días perdidos Ing. Seguridad	1	1	266.67	S/. 266.67
				S/. 616.17
Costo de producción				
	Días	M3		Total
	1.0	5.8		2041.14816
				S/. 2,041.15
SUB. TOTAL				S/. 2,657.31

Fuente: Elaboración propia

Cuadro 2. 10. Costo por golpe en el dedo con la grampa de la perforadora al momento del cambio de barreno.

Costo de accidente leve/Perforación de taladros				
MAYO				
Costo por Investigación de Incidente				
	cantidad	Días	Salario	Soles
Días perdidos ayudante	1	1	132.61	S/. 132.61
Días perdidos maestro	1	1	141.89	S/. 141.89
Días perdidos Jefe Guardia	1	1	200.00	S/. 200.00
Días perdidos Ing. Seguridad	1	1	266.67	S/. 266.67
				S/. 741.17
Costo de producción				
	Días	M3		Total
	1.0	5.8		2041.14816
				S/. 2,041.15
SUB. TOTAL				S/. 2,782.31

Fuente: Elaboración propia

Cuadro 2. 11. Costo de incidente por tiro cortado en el tajo.

Costo de incidente/Tiro cortado				
MAYO				
Costo por Investigación de Incidente				
	cantidad	Días	Salario	Soles
Días perdidos ayudante	1	1	132.61	S/. 132.61
Días perdidos maestro	1	1	141.89	S/. 141.89
Días perdidos Jefe Guardia	1	0.375	200.00	S/. 75.00
Días perdidos Ing. Seguridad	1	1	266.67	S/. 266.67
				S/. 616.17
Costo de producción				
	Días	M3		Total
	1.0	70.4		12473.6832
				S/. 12,473.68
SUB. TOTAL				S/. 13,089.85

Fuente: Elaboración propia

Costeo realizado en el año 2015, ciclo de minado del tajo 5960.

Total costo 2015	S/. 20,879.82
-------------------------	----------------------

2.2.12. Sostenimiento

La aplicación de sostenimiento en términos usados para describir los materiales y procedimientos utilizados para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca en los bordes de una excavación subterránea.

Sostenimiento activo.

Los elementos de sostenimiento forman parte integrante del macizo rocosa. Ejemplo. Típicos de refuerzo son.

- Pernos Rs bolt.
- Pernos de anclaje
- Split set, Swellex (Hidrobolt).
- Wood Packs.
- Gatas a fricción.
- Gatas hidráulicas.
- Cimentaciones y Shotcrete

Sostenimiento pasivo.

Llamado también refuerzo de roca, en donde los elementos de sostenimiento, son externos a la roca y actúan después que la roca empieza a deformarse. Ejemplos típicos de soporte son.

- Pernos espiralados con resina.
- Pernos espiralados con cemento.
- Cable Bolting.
- Cimbras o arcos de acero.
- Cuadro de Madera.

2.2.12.1. Tipo de Sostenimiento con pernos uso en minera PODEROSA.

2.2.12.2. Sostenimiento puntual.

Se denomina así porque, se coloca los pernos en lugares aleatorios donde se considere conveniente que la roca necesita soporte, no existe un orden en distancia y cantidad entre los pernos, se instalan en zonas cuando se detectan cuñas, en la caja techo u otros, la rocas deben ser de buena a muy buena calidad.

Sostenimiento sistemático.

Se denomina así cuando se coloca los pernos con un orden establecido, distancias y cantidad fija, se colocan en casi todo el área de la labor, las rocas deben ser de buena a regular calidad.

2.2.12.3. Sostenimiento con Soportes "RS BOLT" (Hydrabolt tipo "L")

Es un perno de fricción de acero de alta calidad, hermético, de doble plegado al que se le inyecta agua a altas presiones (25 a 30Mpa) se expande de 29mm a 42mm de diámetro, cuenta con una válvula de no retorno que le permite mantener el agua en su interior, lo cual, ejerce presión constante en todo momento, generando una tensión de contacto entre el perno y la pared del taladro, actuando dos tipos de fuerzas diferentes: una presión o fuerza radial perpendicular a su eje en toda su longitud y una fuerza de rozamiento estático o fricción también en toda su longitud. Cuando interactúan entre sí ayudan a cerrar fracturas y discontinuidades del macizo rocoso previniendo que se deteriore rápidamente las cajas.

Este tipo de perno ofrece soporte inmediato, es un sostenimiento activo, ya que ejerce su acción estabilizadora desde el mismo momento de su puesta en tensión (expansión). Es así que, no espera la relajación del macizo rocoso para entrar en funcionamiento, sino más bien aporta tensiones normales adicionales al esqueleto mineral generando el efecto de confinamiento del macizo, generando un arco de auto soporte a continuación se muestra las características del soporte "Rs bolt".

Cuadro 2. 12. Muestra todas las características del soporte "Rs bolt".

TIPO	ACERO	KP / mm ²	SAE 1008
Diámetro	Pegado	mm	29
Dimensión original	Diámetro y grosor	mm	41*2
Diámetro recomendado	De taladro	mm	36-38
Diámetro óptimo	De taladro	mm	34-38
Dimensiones del casquillete	De cabeza (cintura / cuello)	mm	32.5 – 42.5
Diámetro de casquillete	Superior	mm	32.5
Presión	De inflado	Bar	250 - 250
Rendimiento	Acero (carga)	Tons	10
Longitud - y -	Orificio placa frontal	mm	34 * 42
Carga mínima	De rotura	Tm	10
Máxima carga	Acero	Tons	16
Máxima deformación	Axial (elongación)	%	21
Peso perno	Sin plato y tuerca	Kg./m	2
Longitudes	Estándares	m	0.9-3.15 cada 0.3
Longitudes	Disponibles	m	0.9-3.15
Aplicación			Toda dureza

Fuente: Según "New Concept Mining".

- a. Capacidad.** El soporte "Rs bolt" perno otorga un mínimo de 10 Ton de sostenimiento y para ello solo necesita que un pie de su longitud sea inflado correctamente. Cuando los "Rs bolt" se instalan en roca muy fracturada, las tensiones radiales incrementan las fuerzas de contacto entre los bloques de roca que rodean al perno, provocando un incremento en la resistencia de la masa rocosa. Un volar final de 13

toneladas a la destrucción fallando por rotura la cabeza del perno. Sistema de control de presión de inflado. Actualmente es el único perno de anclaje que indica si está instalado correctamente, ya que cuenta con un indicador de carga (pin de color), lo cual, determina si ha sido presurizado a las presiones correctas, así mismo, el indicador de carga esta codificada por colores de acuerdo a la longitud del perno, lo que facilita la labor del supervisor porque se puede verificar si ha sido instalado a la presión y longitud correcta. De identificarse deficiencias de inflado se pueden corregir inmediatamente re inflándolos hasta llegar a la presión recomendada. Por otra parte, la bomba que sirve para el inflado del perno cuenta con una válvula de alivio que se encarga de controlar la presión exacta de inflado. Esta se activa solo cuando el perno llegó a su capacidad de inflado que es de 25 a 30 Mpa de presión.

b. Ensayos de tracción. Se pueden realizar dos tipos de ensayos con los pernos "RS Bolt", cada uno de los cuales tiene un diferente objetivo.

- **Ensayo a tracción destructivo:** se realiza para determinar la resistencia a la extracción (tensión de rotura) de un perno instalado. (RS Bolt máximo 14 Ton).
- **Ensayo a tracción no destructivo:** se realiza para determinar el efecto de anclaje de un perno instalado. Este ensayo se realiza a menudo tras un periodo de tiempo determinado, teniendo en cuenta la influencia de las vibraciones y/o de la presión del macizo rocoso. ("RS Bolt" mínimo 10 Ton).

c. Accesorios necesarios para el sistema RS Bolt.

- (1) **Placa frontal cuadrada de RS Bolt.** La placa está diseñada para distribuir la tensión que soporta el perno en la superficie de la roca. Está fabricada de acero dulce de 3.5mm y el orificio central abovedada, permite cierta flexibilidad para los pernos que han sido colocados perpendicularmente al hastial. Tienen un orificio pasante en uno de los ángulos de la placa y su resistencia a la tracción es de 3.0 Ton.
- (2) **Bomba de aire de alta presión.** El sistema de instalación para los pernos de anclaje "RS Bolt" está constituido por una bomba de agua de alta presión con una válvula de paso en forma de pistola y una boquilla de inflado. Su peso es de aproximadamente de 12 Kilos, lo cual, reduce los riesgos de manipulación ergonómico, además, produce bajos niveles de ruido. Para su funcionamiento solo necesita 4 a 7 Bar de presión de aire y 2 Bar de presión como mínimo de agua, no utiliza sistema de lubricación. Su función es conducir flujo de agua hacia el perno y la presión es generada por la resistencia al flujo hasta llegar al rango de 250 – 300 Bar que es la especificada para una instalación perfecta. La boquilla de inflado es un sistema seguro y simple de manipular que agarra la válvula y conduce agua al interior de perno. Una vez que se ha completado el inflado, la presión es liberada automáticamente por la válvula de alivio de la pistola de seguridad.

d. Aplicaciones.

- Los pernos "RS Bolt" tienen un amplio rango de aplicación en los diferentes tipos de rocas.

- En terrenos plastificados los pernos "RS Bolt" proporcionan una consolidación inmediata alrededor del mismo, produciendo un aumento en la resistencia del material, y una mejor capacidad de sostenimiento del terreno.
- Pueden utilizarse tanto en roca dura como en roca blanda o fisurada. Cuando los pernos "RS Bolt" se instalan en roca muy fracturada las tensiones radiales incrementan las fuerzas de contacto entre los bloques de roca que rodean el perno, provocando un incremento en la resistencia de la masa rocosa. Es así que no espera la relajación del macizo rocoso para entrar en funcionamiento, sino más bien aporta tensiones normales adicionales al esqueleto mineral generando el efecto de confinamiento del macizo, generando un arco de auto soporte con la misma fragmentación de la roca.

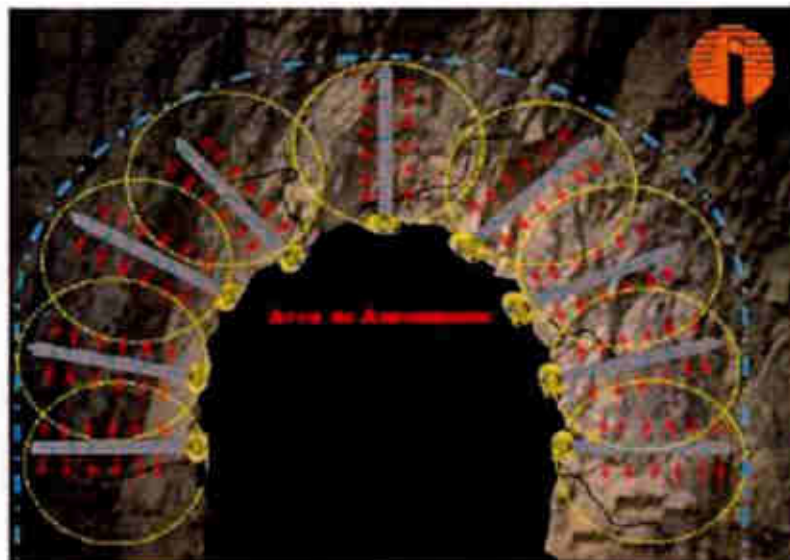


Figura 2. 8. De la forma radial con que actúa el "rs bolt" en rocas muy fracturadas.

Fuente: Según New Concept Mining.

Equipo para realizar el inflado con agua y aire del "Rs bot" después de ser instaladas manualmente el soporte en el macizo rocoso a grandes presiones de 25 a 30 Mpa.



Figura 2. 9. Equipo para realizar el inflado con agua y aire a gran presión de lo "rs bolt" instalados en rocas.

Instalación del soporte "Rs bolt" y el indicador de carga donde se muestra la instalación correcta e incorrecto cuando el pin sobre sale en la boquilla del perno este quiere decir que está instalado correctamente, por lo tanto cuando no es visible el pin está mal instalado quiere decir que fue bombeado a presión menor a los 25 Mpa. Ver anexo N°08. También se muestra el mecanismo de función del soporte "Rs bolt". Ver anexo N°09

e. Ventajas de utilizarlo.

- ❖ Por ser un elemento de expansión a altas presiones y mantener el agua dentro del perno que ejerce presión constante con las paredes del taladro, su capacidad de carga es superior frente a otros pernos de fricción. Por lo tanto, esto permite ampliar el espaciamiento de perno a perno.
- ❖ Menos taladros para sostenimiento de coronas y cajas.
- ❖ Minimizar el costo de sostenimiento por metro lineal.

- ❖ Incremento de la productividad en labores de explotación.
- ❖ Rapidez de instalación.
- ❖ Incremento de la seguridad, ya que de forma inmediata conseguimos el efecto de sostenimiento.
- ❖ Instalación simple y cómoda.
- ❖ No es susceptible a las vibraciones de la voladura.
- ❖ La carga es distribuida a lo largo de la longitud del perno.
- ❖ Sostenimiento (Activo). Debido a su acción inmediata acelera el ciclo de trabajo, por ende la productividad.
- ❖ Control de la calidad de instalación muy fácil, mediante el indicador de carga (pin de colores).

2.2.12.4. Sostenimiento con "JACK POT"

Según "New Concept Mining" el "Jack pot", 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. Consiste en un plato de acero que se coloca a uno de los extremos del puntal y luego es inflado a altas presiones con agua de mina. El "Jack pot" actúa incrementando el rendimiento de los puntales, llegando estos a trabajar entre 20 y 40 toneladas de sostenimiento. Lo que hace el "Jack pot" es presionar al puntal sobre la roca generando el efecto de bloqueo. Con su principio de expansión no necesita hacer patillas ni apuntalamientos con cuñas lo cual reduce tiempo en su instalación.

Diferentes diámetros: 140, 160, 183, 220 y 260 mm.

Accesorios para la instalación del Jack pot: Bomba Manual, Manómetro de (25 Mpa), Herramienta de regulación.

2.2.12.5. Puntales con patilla

Según "New Concept Mining" es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo (en buzamientos echados) o ambas, la caja techo y la caja piso (en buzamientos empinados), previniendo así la falla de la roca y el cierre de la excavación. Para el sostenimiento de las falsas cajas en vetas angostas, los puntales son elementos valiosos. Los puntales son compresivos con rangos de resistencia de 7 a 10 Mpa, contruidos de madera redonda de 5" a 10" de diámetro y longitudes que no deben superar los 3.5 m, para evitar su pandeo y pérdida de resistencia.

La sección circular de un puntal ofrece una mayor capacidad portante que las secciones cuadradas. Cuanto menor sea la longitud de un puntal, éstos ofrecen mayor capacidad portante. Los puntales deben ser empleados con el uso de plantillas y cuñas. La plantilla es usada para distribuir la carga en los extremos del puntal y para ayudar a mantener el extremo del puntal sin romperse cuando el peso es aplicado sobre éste. La cuña es usada para ajustar el poste contra el techo. El espaciamiento de los puntales dependerá de las características de la roca y del tamaño del puntal. En algunos casos se suele combinar el puntal con el uso de la malla metálica, para retener los bloques sueltos ubicados entre los puntales.

2.2.13. Perforación de taladros

Siendo la perforación una operación importante en la minería hay la gran necesidad de buscar técnicas confiables para la producción de la perforabilidad de las formaciones rocosas.

Es dificultoso definir el término de perforabilidad de rocas de un modo absoluto por una simple cantidad o simple ensayo, debido a que muchas variables están involucradas, la perforabilidad no solo depende de la propiedad de la roca sino también de las herramientas de perforación (tamaño, forma y material), así como las condiciones de operación, tal como la naturaleza de la aplicación de las fuerzas (estáticas o dinámicas), número de revoluciones , golpe por minuto, presión axial , la calidad y cantidad de lavado, etc.

Esto complica la clasificación de la perforabilidad de rocas, sin embargo, la perforabilidad puede denominarse al rango de penetración de un barreno dentro de la roca, la perforabilidad permite:

- Selección el tipo de broca.
- Prever alguna indicación del promedio de vida de la broca.
- Seleccionar la acción percusiva o rotativa de la perforadora requerida.

La perforabilidad de una roca depende de la dureza de los minerales y del tamaño de los granos presentes en la roca (abrasividad), es el caso que una roca silisificada es más difícil de perforar que una roca con alto contenido de calcita. *(Según famesa).*

2.2.13.1. Modelos matemáticos para hallar burden y espaciamiento para perforación de taladros.]

a. Teoría del algoritmo matemático de PEARSE año 1955.

$$B = \frac{KvD}{1000} \sqrt{\frac{P_2}{S_{td}}}$$

Dónde:

B: Burden (m)

Kv: factor de volabilidad de la roca. Varía entre (0.7- 1.0).

D: Diámetro del taladro en (mm).

P₂: Presión de detonación de la carga explosiva (Mpa).

S_{td}: Resistencia a la tracción dinámica de la roca (Mpa).

b. Calculo del factor de volabilidad Borquez

Calculo del factor de volabilidad de "Kv" en función de la calidad de roca.

$$Kv = 1.96 - 0.27 * \ln(ERQD)$$

ónde:

ERQD: Índice de calidad de la roca equivalente (%)

$$ERQD = (RQD)(JSF)$$

RQD: Índice de la calidad de la roca de acuerdo a Deer Miller.

JSF: Joint Strength Correction Factor.

Cuadro 2. 13. Muestra el cálculo del factor de volatilidad.

RQD %	PROMEDIO RQD %	JSF	ERQD	Kv
25 - 50	38	0.8	30.4	1.038
50 - 75	63	0.9	56.7	0.870
60	60	0.8	48.0	0.915
60	60	0.9	54.0	0.883
60	60	0.7	42.0	0.951
50	50	0.7	35.0	1.000
90 - 100	95	0.9	85.5	0.759
75 - 90	83	0.8	66.4	0.827

Fuente: Según Deer Miller.

2.2.14. Teoría general de voladura

Al detonar un explosivo en el interior de un taladro, la presión alcanzada por los gases se trasmite en forma dinámica a la roca, mientras que la detonación se propaga a lo larga de la columna de explosivo. Al entrar en contacto con la roca los gases a muy alta presión, comprimen violentamente el perímetro del taladro, desde su diámetro inicial hasta un diámetro para el cual la resistencia de la roca por unidad de superficie iguala a la presión. La presión cae desde su valor inicial hasta la presión de equilibrio de los gases. (Dinasol, 2002).

Teoría general de voladura, Al detonar un explosivo en el interior de un taladro, la presión alcanzada por los gases se trasmite en forma dinámica a la roca, mientras que la detonación se propaga a lo larga de la columna de explosivo. Al entrar en contacto con la roca los gases a muy alta presión, comprimen violentamente el perímetro del taladro, desde su diámetro inicial hasta un diámetro

para el cual la resistencia de la roca por unidad de superficie iguala a la presión. La presión cae desde su valor inicial hasta la presión de equilibrio de los gases, (*Según famesa*).

2.2.14.1. Interacción entre perforación y voladura.

No podemos iniciar este trabajo sin comenzar por tratar esta premisa, que aunque es por todos conocida, suele ser por lo general frecuentemente olvidada. No solo puede existir una voladura correcta que parta de una perforación mal ejecutada, sino que, lo que es casi más grave, tampoco permite sacar conclusiones que permitan un ajuste de cargas o modificaciones de cualquier tipo de parámetro. Ha de tenerse en cuenta no solamente parte de unas cantidades de explosivo, sino además de una correcta colocación de esas cargas, y la colocación de esas cargas se produce dentro de un barreno perforado.

Existe la falsa idea, de que una perforación bien ejecutada implica unas bajas de rendimiento en la velocidad de perforación. Esto será cierto en unas primeras etapas de adiestramiento de un personal nuevo, pero totalmente cuando el personal ha cubierto su etapa de adiestramiento. Por eso solo es posible planificar una voladura, juzgarla y corregirla hasta Estandarizarla, recomendándose, que el mejor laboratorio para el ingeniero en voladuras sea la ejecución en el campo para luego realizar el afinamiento correspondiente, (*según Famesa*).

2.2.14.2. Voladura masiva.

Es una actividad, parte del ciclo de minado que tiene una cantidad mayor a 100 taladros cargados de explosivos y la detonación es masiva. Se genera grandes cantidades de

material roto durante la producción de un tajo. La voladura masiva se da mediante la voladura no eléctrica es iniciada sin unos sistemas no eléctricos, los detonadores iniciados por cordones detonantes de bajo gramaje como el detonador no eléctrico con retardo: su función es prácticamente igual al eléctrico, pero se activa por medio de una manguera o tubo delgado flexible que transmite una onda de choque deflagrante desde una línea troncal de cordón detonante que distribuye la energía a los retardos según la salida a la cara libre seguidamente inicia el cebo cargado un cartucho de emulsión con fulminante N° 12 iniciando y luego por simpatía toda la columna del taladro generando gases a grandes temperaturas y alta presión el cual hace que el macizo rocosa se fractura generando deflagración y desplazamiento de toda la carga rota. *(Según famesa).*

2.2.14.3. Voladura no eléctrica.

La voladura no eléctrica es iniciada sin unos sistemas no eléctricos, los detonadores iniciados por cordones detonantes de bajo gramaje como el detonador no eléctrico con retardo: su función es prácticamente igual al eléctrico, pero se activa por medio de una manguera o tubo delgado flexible que transmite una onda de choque deflagrante desde una línea troncal de cordón detonante. El conjunto comprende al detonador, el tubo flexible transmisor y un conector plástico "j" para empalmar el cordón. También son instantáneos y de retardo (periodo corto en milisegundos y periodo largo en medios segundos) con potencia N° 10 y N° 12. Está orientado a la voladura masiva de labores convencionales en esta unidad minera se carga con "armadas" o "primas" de 6 y 8 pies. *(Según famesa).*

2.2.14.4. Accesorios de voladura no eléctrica.

(1) Cordón detonante pentacord®:

Es un accesorio de voladura, que posee características como: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. En el caso de los cordones reforzados, se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y tracción.

PENTACORD® 5 PE.-Es un Cordón Detonante reforzado de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad por lo que puede utilizarse en trabajos de minería superficial y subterránea. El uso de este accesorio está orientado a la minería superficial y minería subterránea, pues trabaja adecuadamente en voladuras primarias, secundarias y en voladuras masivas.

(2) Fulminante no eléctrico:

El Fanel®: es un sistema eficaz de iniciación para uso en minería subterránea, superficial y obras civiles, que ofrece los beneficios de sincronización sin riesgo, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas. El FANEL® está formado por los siguientes componentes:

- **Fulminante de retardo:** Consiste de un Fulminante N° 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello se ofrece al mercado dos (2) escalas: período corto y período largo.

- **Manguera fanel o tubo de choque:** Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica, la cual en su interior está uniformemente cubierta por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo. En uno de sus extremos está sellado por ultrasonido y en el otro extremo ensamblado con el Fulminante de retardo.

- ✓ Para el periodo corto la Manguera Fanel es de color rojo.

- ✓ Para el periodo largo la Manguera Fanel es de color amarillo.

- **Etiqueta:** Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos o segundos.

- **Conector plástico tipo "J":** Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la Manguera Fanel y el Cordón Detonante.

El color de la Manguera Fanel permite identificar la escala de tiempo de retardo del FANEL®, así tenemos que:

(3) El mininel®

Se fabrica con la misma tecnología del fanel® lo que proporciona una gran confiabilidad durante su rendimiento en el campo, el mininel® está compuesto por los siguientes elementos:

- ❖ **Fulminante de retardo:** Es un fulminante N° 8 que contiene en su interior un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo.

- ❖ **Manguera mininel o tubo de choque:** Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica, la cual en su interior está uniformemente cubierta por una

sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo. En uno de sus extremos está sellado por ultrasonido y en el otro extremo se encuentra ensamblado al fulminante de retardo.

- ❖ Etiqueta: Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos.
- ❖ Conector plástico tipo "J": Es un bloque plástico, especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la manguera mininel y el cordón detonante.
- ❖ El retardo fanel (ms conector) es bidireccional, provee el tiempo de retardo adecuado en milisegundos y puede indistintamente usarse en disparos con taladros retardados individualmente o en una fila de taladros. También puede usarse combinando ambos métodos de conexión.

El mininel® es la versión modificada del fanel®, su uso está orientado a realizar voladuras masivas en "tajeos" de vetas angostas y en "frentes" de secciones pequeñas.

Cuadro 2. 14. Escala de tiempos de detonadores no eléctricos.

ESCALA DE TIEMPOS DE DETONADORES NO ELÉCTRICOS					
Fanel Serie MS	Miliseg.	Fanel Serie LP	Miliseg.	Exsanel	Miliseg.
N°1	25			N°1	25
N°2	50			N°2	50
N°3	75			N°3	75
N°4	100			N°4	100
N°5	125			N°5	125
N°6	150			N°6	150
N°7	175			N°7	175
N°8	200			N°8	200
N°9	225				
N°10	250			N°10	250
N°11	300			N°12	300
N°12	350			N°14	350
N°13	400			N°16	400
N°14	450			N°18	450
N°15	500	N°1	500	N°20	500
N°16	600			N°24	600
N°17	700			N°28	700
N°18	800			N°32	800
N°19	900			N°36	900
N°20	1000	N°2	1000	N°40	1000
				N°48	1200
		N°3	1500	N°56	1400
		N°4	2000	N°72	1800
		N°5	2500	N°92	2400
		N°6	3000	N°120	3000
		N°7	3500		
		N°8	4000	N°140	3800
		N°9	4500	N°180	4600
		N°10	5000		
		N°11	5600	N°220	5500
		N°12	6200	N°240	6400
		N°13	6800		
		N°14	7400	N°288	7400
		N°15	8000		
		N°16	8600	N°340	8500
				N°400	9600

Fuente: famesa

(4) Mecha rápida

Es un accesorio y un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico. La mecha rápida produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad,

Mecha rápida Z - 18

La mecha rápida ensamblado con el conector para mecha rápida tiene como objetivos eliminar el encendido o "chispeo" individual de las "armadas" o "primas", evitar la exposición del operador a labores con presencia de humos y permitir la evacuación segura del personal ante la posibilidad de una iniciación prematura, ya que usándola adecuadamente proporciona el tiempo suficiente al operador para retirarse a un lugar seguro.

para efectuar cada conexión en las redes de encendido, la mecha rápida se inserta en la ranura del conector para mecha rápida y la base de este se presiona para asegurar un buen contacto. Dicha conexión también puede realizarse por enrollamiento o "torniquete" o utilizando el "block de sujeción" que se provee adicionalmente. *(Según famesa).*

2.2.14.5. Explosivos de voladura.

Los explosivos químicos industriales están constituidos por una mezcla de materiales combustibles y oxidantes que al ser iniciados apropiadamente dan lugar a una reacción química muy rápida. En la reacción, el explosivo libera grandes volúmenes de

gases y energía hacia la roca, causando fragmentación, fisuras y grietas (*Según famesa*).

Las propiedades básicas de un explosivo son:

1. Densidad

- a. Peso del explosivo por unidad de volumen.
- b. Expresado en gramos por centímetro cúbico (g/cc)
- c. Densidad de ANFO a granel es aprox. 0.85 g/cc.
- d. Densidad menor de 1.0 g/cc flotara en agua.
- e. Productos de densidad altas son más fácilmente presionados a muerte (detonación de bajo orden causado por la pérdida de sensibilidad a raíz de presiones muy altas pasajeras) que los de densidades más bajas.
- f. Densidad de carga son los kilogramos de explosivos por metro de barreno (kg/m).
- g. Roca masiva dura, explosivo de alta densidad y alta VOD (velocidad de detonación)
- h. Roca suave fracturada, explosivo de baja densidad y baja VOD

2. Sensibilidad.

- a. Mide la facilidad de iniciación del explosivo, o el cebo mínimo necesario.
- b. Varie desacuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura y precisión ambiental.
- c. Alto explosivo (1.1D) – sensitivo a detonador N° 8, ó cordón detonante de 10g/m
- d. Agente de voladura (1.5D) – no sensitivo a detonador N° 8 requiere de un multiplicador (booster).
- e. Algunos agentes de voladura pueden hacerse sensitivos al cordón detonante y evitar retardo secuencial adecuado dentro del barreno.

3. Resistencia al Agua.

- a. Habilidad del explosivo a resistir contacto al agua sin pérdida de sensibilidad o eficiencia expresada en términos cualitativos.
- b. Los explosivos varían mucho en resistencia al agua: ninguna resistencia al agua –emulsiones, geles de agua, buena resistencia.
- c. Humos de óxido de nitrógeno anaranjados - café de una voladura indican detonación ineficiente que puede ser causada por explosivos mojados.
- d. Resistencia al agua puede ser mejorada usando líneas de barrenos o empaquetado resistente al agua.

4. Estabilidad Química.

- a. Habilidad de mantenerse sin cambios químicos y mantener Sensibilidad cuando es almacenado bajo condiciones específicas.
- b. Explosivos menos estables tienen vida de almacenamiento más corta y se deterioran más rápido con el tiempo.
- c. Factores que afectan la estabilidad química incluyen: calor, frío, humedad, calidad de materias primas, contaminación, empaque, y condiciones de almacenaje.
- d. Señales de deterioración de producto son: cristalización, aumentos de viscosidad, y aumentos de densidad.
- e. Polvorines subterráneos pueden reducir los efectos de ciclaje de temperatura.

5. Potencia absoluta al peso (AWS).

- a. Máxima energía teórica de explosivo basada en los ingredientes (materias primas) en el explosivo.
- b. Energía por unidad de peso expresada en calorías o joules por gramo. AWS de ANFO es 3730 j/g (cuando mezclada 94 % AN, 6 % FO)

- c. Eficiencias reales de explosivos están entre 35 y 90 %.

6. Potencia al peso relativo (RWS).

- a. Es la potencia absoluta al peso (AWS) de un explosivo comparado al (AWS) de ANFO.
- b. La RWS de un explosivo es igual a su AWS (potencia absoluta al peso) dividida por el AWS de ANFO.

7. Velocidad de detonación (VOD).

- a. Velocidad a la que la onda de detonación se desplaza a través del explosivo- expresada en metros por segundo.
- b. Varía con diámetro de carga, densidad del explosivo, tamaño de partícula del explosivo, y el grado de confinamiento para explosivos no ideales.
- c. La velocidad de detonación (VOD) de ANFO puede estar entre 2,500 a 4,500 m/s dependiendo en el diámetro del barreno.
- d. Velocidad de detonación es el principal componente de la energía de choque y responsable del rompimiento de roca.
- e. La VOD del explosivo debería ser igual o exceder la velocidad sónica de la masa rocosa esto es igualando resistencias.
- f. Puede ser medida para determinar la eficiencia de un explosivo.

8. Precisión de Detonación (PD).

- a. Precisión producida en la zona de reacción del explosivo expresada en mega pascales (Mpa)
- b. Es igual a la densidad del explosivo (g/cc) multiplicado por su VOD (velocidad de detonación) (km/s) x 250.
- c. El factor principal en precisión de detonación es velocidad de detonación (VOD).

- d. ANFO con densidad de 0.85 y VOD de 3,700 m/s tiene una precisión de detonación (P_d) de 2910 Mpa (= 422,000 libras por pulgadas cuadradas, psi).

$$P_d = 250 * \rho_e * VOD^2$$

Dónde:

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cc)

VOD = Velocidad de detonación del explosivo (Km/s)

P_d = Presión de detonación (Mpa)

9. Presión dentro del Taladro

- Presión en las paredes del barreno generada por la expansión de gases de detonación.
- Normalmente aprox. 50 % de la presión de detonación.
- El volumen, y rapidez a la cual se produce el gas por el explosivo controla el movimiento de la masa rocosa.

10. Fuerza Explosiva.

- La rapidez de hacer trabajo.
- Depende en ambos: AWS y velocidad de detonación.
- Si dos explosivos tienen la misma velocidad de detonación, el que tiene AWS más alta será más potente porque más energía se producirá en el mismo periodo de tiempo.

11. Energía Efectiva.

- Energía total generada por un explosivo hasta que los gases salen a la atmósfera.

La presión de salida o presión de corte comúnmente usada es 100 Mpa.

El fenómeno de la detonación:

- Cuando se detona una carga explosiva su masa se transforma en gases a alta presión y temperatura.

- El efecto dinámico de la explosión genera una onda de choque (y no el choque se generen grandes presiones).
- La onda viajará a través de entorno, con forma cilíndrica al principio y esférica después.

2.2.14.6. Emulsiones (Emulnor).

Son explosivos tipo agua en aceite, cuya fase dispersa está constituido por un soluble y su fase continua por aceites, ceras y parafinas especiales, las que se mantienen unidas por un emulsificante y sensibilizadas por microesferas de vidrio. Estos explosivos de última generación están reemplazando a las dinamitas, en armonía con la realidad en que existen países que han proscrito el uso de éstas, a resultas de las notables ventajas medioambientales que aquellas generan.

Las burbujas de aire contenidas de micro esferas de vidrio en la emulsión al ser comprimidas adiabáticamente producen el fenómeno de puntos calientes que favorecen tanto a su iniciación como la propagación de su detonación.

(1) Ventajas del emulnor o emulsión.

- Son 100 % resistentes al agua.
- Su balance de oxígeno, genera menos gases tóxicos residuales, permitiendo el reingreso de personal en un menor tiempo.
- No provoca dolores de cabeza.
- Permite un fácil acomodo de su masa en las paredes del taladro.
- Se presenta en una diversidad de potencias y dimensiones.
- Más seguros frente a los estímulos de golpe, choque, fricción, fuego e impacto.

Cuadro 2. 15. Características técnicas de las emulsiones.

	UNID.	T I P O		
		1000	3000	5000
DENSIDAD RELATIVA	g/cm ³	1.13	1.14	1.16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN	m/s	5,800	5,700	5,500
PRESIÓN DE DETONACIÓN	Kbar	95	93	88
ENERGIA	Kcal/Kg	785	920	1,010
VOLUMEN NORMAL DE GASES	L/Kg	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO	%	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN	%	120	145	155
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		N° 8	N° 8	N° 8

Fuente: Famesa.

Aplicación de las emulsiones.

El uso de emulsor está orientado a trabajos de mina en explotación, desarrollo, canteras, tanto en taladros secos y con presencia de agua. También depende a la evaluación geomecanica de la roca.

Cuadro 2. 16. Tipos de Emulnor y su aplicación.

PRODUCTO	TIPO	APLICACIONES	OBSERVACIONES
EMULNOR® EMULSION EN CARTUCHOS DE VALERON (*1)	5 000	Para la voladura de rocas extremadamente duras. Por su alta presión de detonación, también puede ser usado como "cebos de iniciación" de cualquier NCN.	Ofrecemos EMULNOR® en longitudes de 6" ha 12" y diámetros de 1", 1 1/8" y 1 1/2" a efectos de poder controlar su incidencia económica cuando es utilizado como "cebo"
	3 000	Para la voladura de rocas intermedias a duras, las que requieren de altas velocidades de detonación.	
	1 000	Para la voladura de rocas blandas a intermedias	

Fuente: Según famesa.

Generación de Gases

Se expresa como volumen de gas por unidad de masa de explosivo (Lts /kgs, moles/gr.), los gases primarios de un explosivo con oxígeno balanceado deberían ser: H₂O, NO₂, N₂, y eventualmente sólidos y líquidos.

Todos los explosivos generan gases en la detonación, cuyos efectos sobre las personas pueden ser desde leves hasta mortales, dependiendo del nivel concentración en el ambiente y del tiempo de exposición de la persona, los más peligrosos son:

Monóxido de carbono (CO): Tóxico por la formación en sangre de carboxihemoglobina.

Dióxido de carbono (CO₂): Causa asfixia por desplazamiento del oxígeno de su sitio de unión con la hemoglobina.

Gases nitrosos (NO y NO₂): Irritantes y corrosivos, por lo que pueden destruir los alvéolos pulmonares.

Estos gases requieren tiempo y circulación de aire para disiparse.

2.2.14.7. Medidas de almacenamiento de explosivos:

- Almacenar siempre los explosivos en polvorines que se ajusten a la normativa vigente.
- Guardar los explosivos en polvorines limpios, bien ventilados, frescos, sólidamente contruidos y resistentes al fuego.
- Siempre utilizar o despachar los productos de mayor antigüedad.
- Almacenar los productos del mismo tipo y clase de tal manera que sea fácil identificarlos.
- Los envases defectuosos o rotos deben ser colocados por separado dentro del polvorín.
- Ubicar los polvorines en áreas aisladas y estratégicas, respetando la ley.
- Consultar al fabricante cuando una sustancia líquida de los explosivos deteriorados haya escurrido al piso. Eventualmente limpiar con soluciones apropiadas.
- Si aparecen goteras en el techo o paredes del polvorin reparar de inmediato.

- No abrir o re-ensayar cajas de explosivos dentro del polvorín.
- No dejar explosivos sueltos o cajas de explosivos abiertas en el polvorín.
- No almacenar detonadores y otros accesorios de iniciación con explosivos en un mismo lugar o polvorín.
- No almacenar el cordón detonante con detonadores.
- No almacenar en el polvorín ningún metal que pueda producir chispa.
- No almacenar con los explosivos aceites, gasolina o disolventes.
- No fumar o llevar fósforos o encendedores dentro del polvorín.
- No permitir la acumulación de hojas, hierbas, matorrales o basura dentro de un radio de 25 metros alrededor del polvorín.

Señalizar adecuadamente las instalaciones y los vehículos destinados al almacenamiento y transporte de explosivos. *(Según Famesa).*

2.2.14.8. Ondas sísmicas de voladura.

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

- **Desplazamiento:**

Es la distancia que una partícula del terreno se mueve desde su punto de reposo. Se mide en milímetros.
 $\text{Desplazamiento} = V/2\pi f$.

- **Velocidad:**

La rapidez con la que una partícula se mueve cuando deja su punto de reposo. Empieza en cero, se eleva a un máximo y regresa a cero. La velocidad de la partícula se mide en milímetros por segundo.

- **Aceleración:**

Es el rango al cual la velocidad de la partícula cambia. La fuerza ejercida por la partícula que vibra es proporcional a la aceleración de la partícula.

- **Frecuencia:**

El número de vibraciones u oscilaciones que ocurren en un segundo, designados como Herz (Hz).

CAPÍTULO III

GEOMECANICA

3.1. Descripción Geomecanica de la U.P. Santa Maria compañía minera PODEROSA SA.

Tomando como base la geología estructural, el área de geomecanica realiza estudios de los diferentes parámetros del macizo rocoso. Se realiza mapeo geomecanicos en varias oportunidades en el tajo para identificar todos los parámetros y comportamiento mecánico de la roca para luego analizar en programas como "software Unwedge" y "rock land", con este análisis dar una respuesta a los problemas identificados, así elegir un sostenimiento adecuado y factor de seguridad mayor a uno que permita seguir el minado del tajo sin presencia se eventos inesperados.

El análisis estructural de las fallas, diaclasa y desplazamiento que encuentran durante el proceso de minado, necesitan ser evaluados minuciosamente por lo tanto se realizan modelamientos para descubrir su presencia de inestabilidad.

El área de geomecanica de poderosa se basa a los modelos de los siguientes autores.

3.2. Descripción geomecanica del macizo rocoso.

Según Bieniawski (1989), es el proceso de designar la calidad del macizo rocoso basado en números y términos descriptivos de los rasgos que se presentan en cada una de ellas. Es reportar las cualidades particulares, propias de cada macizo rocoso. Dependiendo de las características y condiciones, la roca puede variar de una mina a otra, así como también de área en área de una misma mina. Cuando el personal de mina sea capaz de conocer la roca, va a estar con mejor capacidad de identificar los peligros potenciales que podrían causar accidentes. Permitirá tomar decisiones correctas: tamaño, tiempo de exposición, sostenimiento a utilizar y el momento adecuado.

La Geomecánica es importante porque nos conduce a:

- a) Promover y concientizar el criterio de "Trabajar en Condiciones Seguras"
- b) Difundir la aplicación y colocación correcta y oportuna de los diferentes tipos de soporte utilizados en minería subterránea.
- c) Establecer los medios de comunicación más adecuados para el mejoramiento progresivo del uso de los soportes.
- d) Incluir en el planeamiento del minado, los diseños que estén basados en las condiciones geomecánica y los requerimientos del soporte para las diferentes alternativas de producción.

3.2.1. Calidad del macizo rocoso

Se considera que un suelo o roca, blando o duro, según su resistencia a la compresión este en los siguientes rangos: (Según Bieniawski, 1989).

- Suelo blando menos de 4 Kg/cm²
- Suelo duro entre 4 - 19 Kg/cm²
- Roca blanda de 10 a 375 Kg/cm²
- Roca intermedia de 375 a 700 Kg/cm²
- Roca dura más de 700 Kg/cm²

Observación: 1MPa = 10.197 Kg/cm².

Las rocas blandas son aquellas que pueden fallar a través de material intacto a los niveles de esfuerzos existentes que se pueden dar en el área de influencia de una excavación sin que tenga sentido un valor numérico para definir la resistencia de dichas rocas, aún si se tiene en cuenta que los macizos de roca más dura pueden fallar, y fallan en las excavaciones más profundas. El comportamiento de la roca en una galería puede ser dúctil, adecuado o frágil, según las profundidades de 100, 200, y 300 metros respectivamente.

3.2.2. Dominio estructural.

Se define así, a la porción del macizo rocoso que está limitada por discontinuidades, donde todo lo que hay dentro es casi homogéneo, es decir se puede notar la presencia de diferentes sistemas o familias de discontinuidades que siguen una misma orientación. Cada uno de estos sistemas tendrán características diferentes y el más persistente controlara la inestabilidad de la excavación subterránea. (Según Bieniawski, 1989).

Principales discontinuidades geológicas presentes en el macizo rocoso

Planos de estratificación, Son estructuras en capas o estratos, mayormente horizontales.

Fallas, es la rotura de la roca más desplazamiento.

Plegamientos, Es el curvamiento de las rocas estratificadas.

Zonas de corte, Son zonas de muchas fracturas y desplazamientos.

Diaclasas, son fracturas De las Rocas y forman Sistemas o familias.

Planos de foliación, Son estructuras curvadas en las rocas Productos del metamorfismo. Se denomina foliación a la disposición en láminas que adquieren ciertas rocas cuando se ven sometidas a grandes esfuerzos. Este rasgo se da cuando se produce metamorfismo. Se distinguen varios tipos de foliación dependiendo de la mineralogía de la roca madre y del grado de metamorfismo.

Foliaciones: Estructuras planares formadas por la alineación de minerales en planos preferenciales a través de la roca. Se producen a elevadas presiones y temperaturas.

3.2.3. Condiciones del macizo rocoso.

(Según Bieniawski, 1989), Características de las discontinuidades

Orientación: Es la posición de una discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su rumbo y buzamiento. Pero también se le define por su dirección de buzamiento y buzamiento. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación, se dice que éstas forman un "sistema" o una "familia" de discontinuidades. Orientación desfavorable al avance.

Rumbo. Es el Angulo que forma una discontinuidad con respecto al norte. Se mide de 0 a 90 grados, con respecto al norte o al sur (brújula rumbera). Se mide de 0 a 360 grados iniciando del norte en sentido destral (brújula azimutal).

Buzamiento. Es el Angulo que forma el plano horizontal con el plano de la discontinuidad es de 0 a 90 grados.

Dirección de buzamiento. Es la línea de máxima pendiente en el plano de una discontinuidad, el rumbo y la dirección de buzamiento forman un ángulo de 90 grados.

Sistemas o Familias. Es un grupo de discontinuidades que tienen similar dirección y buzamiento.

Espaciamiento: Es la distancia perpendicular que existe entre dos discontinuidades de un mismo sistema de fracturamiento.

Persistencia: Es la permanencia de la discontinuidad a través del medio rocoso. Viene a ser cuán grande es la longitud de la discontinuidad, este es uno de los parámetros más importantes, ya que controla la inestabilidad de la excavación. Es la longitud de la traza de una discontinuidad en un afloramiento; cuando hay persistencia se garantiza el flujo de agua a través de la masa.

Rugosidad: Es el grado de aspereza que presenta las caras de la discontinuidad, es un parámetro importante, por que mide el grado de resistencia entre los bloques. Una alta rugosidad aumenta la resistencia a la fricción.

Apertura: Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que ésta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán buenas y a mayor apertura, las condiciones serán malas.

Relleno: son los materiales que se encuentran dentro de discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente.

Meteorización en la estabilidad del terreno. Entre los procesos geológicos que más influyen en la resistencia de las rocas, y están presentes en todos los yacimientos son, la meteorización y la alteración.

Flujo de Agua. El agua presente en la discontinuidad que se encuentra libre o en movimiento se describe por el caudal y debe evaluarse si el agua Brota o no con presión.

3.2.4. Resistencia de las paredes.

Considerándose la resistencia de la roca a romperse o indentarse con golpes de picota, la guía práctica de clasificación de roca es la siguiente: (Según Bieniawski, 1989).

- ❖ **Resistencia muy alta**
Solo se astilla con varios golpes de picota > 250 Mpa
- ❖ **Resistencia alta**
Se rompe con más de tres golpes de picota 100 – 250 Mpa
- ❖ **Resistencia media**
Se rompe con 1 a 3 golpes de picota 50 – 100 Mpa
- ❖ **Resistencia baja**
Se indenta superficialmente con la punta de la picota 25 – 50 Mpa

❖ **Resistencia muy baja**

Se indenta profundamente con la punta de la picota <25 Mpa

3.3. Clasificación Geomecánica de RMR de Bieniawski De 1976.

Según el artículo de Bieniawski (1976), hace una referencia básica para el presente análisis, se muestra los parámetros que se consideran para determinar la calidad del macizo rocoso. Que define la Clasificación Geomecánica o valoración del macizo rocoso (RMR). Para estimar el valor de utilizando la valoración del macizo rocoso (RMR) de Bieniawski (1976), con los parámetros descritos anteriormente, asumiendo que el macizo rocoso está completamente seco y al valor de la presencia de agua subterránea se le debe asignar una valoración de 10. También se deberá asumir que la orientación de juntas corresponde a una condición favorable y el valor de ajuste por orientación de juntas será (0). La valoración final, llamada RMR76, puede ser utilizada para estimar el valor de GSI.

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

- (1) Resistencia Compresiva de la roca. Índice de la Calidad de la Roca - RQD.

La resistencia compresiva de una roca se puede determinar por tres procedimientos que son:

Primer procedimiento.

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

Segundo procedimiento.

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

Tercer procedimiento.

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

- (2) Espaciamiento de Juntas.

- (3) Condición de Juntas.
- (4) Presencia de Agua.
- (5) Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

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

Bieniawski (1989), en su libro sobre clasificación geomecánica de macizos rocosos, presenta una tabla de parámetros según la clase de macizos, presenta el cuadro N° 3.1.

Cuadro 3. 1. Calidad del macizo rocoso, cohesión y ángulo de fricción.

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

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", (Bieniawski, 1989)

3.3.1. Índice de la calidad de la roca – RQD.

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

➤ Primer procedimiento.

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

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total de taladro}} * 100$$

➤ Segundo procedimiento

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

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

Dónde:

$$\lambda = N^{\circ} \text{ de fisuras/espaciamento}$$

➤ Tercer procedimiento

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera aplicando la formula matematica de Palmstrom. (Bienawiski 1989)

$$RQD = 115 - 3.3(J_v)$$

Datos:

Jv = Número de fisuras por metro cúbico.

Espaciamiento de juntas Según (Bieniawski, 1989), se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en esta disminución de resistencia. Así resulta que un material rocoso de alta resistencia de 100 a 200 MPa, que esté muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil. A continuación se presenta la clasificación de Deere de los macizos rocosos. En lo referente al espaciamiento de juntas, que es la que recomienda utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski, se presenta el cuadro N° 3.2.

Cuadro 3. 2. (Bieniawski, 1989), Descripción de espaciamiento de juntas según el tipo de roca.

DESCRIPCIÓN ESPACIAMIENTO	ESPACIO DE JUNTAS	TIPO MACIZO ROCOSO
Muy ancho	> 3 m	Sólido
Moderadamente Cerrado	1 - 3 m	Masivo
Muy cerrado	0.3 - 1 m	En bloques Fracturado machacado

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", (Bieniawski, 1989).

3.3.2. Condición de juntas.

(Bieniawski, 1989). En Este apartado se tienen en cuenta los siguientes parámetros:

Apertura

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

Cuadro 3. 3. Apertura del macizo rocoso

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

Fuente: “*Engineering Rock Mass Classifications*”,
(Bieniawski, 1989).

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

Rugosidad.

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

Dureza de las paredes de la discontinuidad.

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

Relleno.

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

3.3.3. Corrección por orientación.

Según (Bieniawski, 1989), a la hora de considerar los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea y una labor minera superficial, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar. Bieniawski ha propuesto la siguiente clasificación.

Cuadro 3. 4. Orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso.

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

Fuente: "Engineering Rock Mass Classifications", (Bieniawski, 1989).

3.3.4. Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR.

Según Bieniawski, 1989, en las siguientes tablas se detalla los parámetros de clasificación y valoración, pautas para la clasificación de las discontinuidades según el RMR del macizo rocoso. Ver cuadro: anexo N°01, anexo N°02, anexo N°03, anexo N°04, anexo N°05 y anexo N°06.

3.4. Calidad Estructural de Macizo Rcoso (RQD)

Según Deere (1962), la calidad estructural de un Macizo Rcoso pueda ser estimada a partir de la información obtenida de la recuperación de trozos intactos de los sondajes diamantinos, sobre esta base propone el Índice cuantitativo RQD (Rock Quality Designation).

$$RQD(\%) = \frac{\sum \text{Longitud total en trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total del testigo (cm)}} \cdot 100$$

Al no disponer de sondajes diamantinos, el RQD puede calcularse, definiendo un RQD superficial según la siguiente expresión:

$$RQD(\%) = 115 - 3.3 \cdot J_v$$

Dónde:

J_v = N de Juntas por metro cubico

$$J_v = J_x + J_y + J_z$$

Para $J_v < 5 \rightarrow RQD = 100$.

Basándose en rangos de valores de RQD, el medio rocoso es caracterizado según su calidad de acuerdo al siguiente.

Cuadro 3. 5. Rangos del RQD según la calidad del macizo rocoso.

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
100-90	Muy Buena
90-75	Buena
75-50	Mediana
50-25	Mala
25-0	Muy Mala

Según: Deere

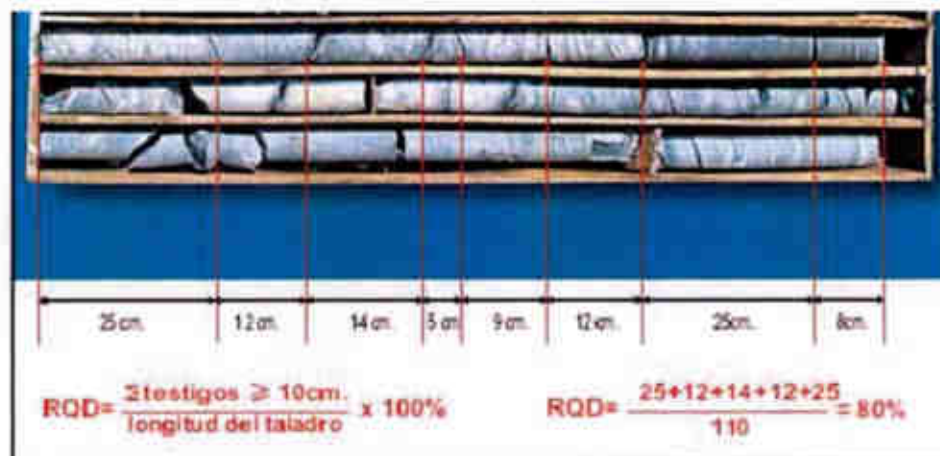


Figura 3. 1. Testigos de roca.

Fuente: Segun deere.

3.4.1. El índice G.S.I. Cumple con los siguientes atributos.

- (1) Son simples, fáciles de recordar y comprensibles.
- (2) Sus términos son claros y la terminología empleada es ampliamente aceptada.
- (3) Incluyen propiedades significativas de la masa rocosa.
- (4) Los parámetros considerados son fácilmente medibles mediante ensayos simples, adecuados y económicos.
- (5) Dependen de la ponderación individual que le asigne la persona encargada a cada uno de los parámetros considerados.
- (6) Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos).
- (7) En la determinación del G.S.I. el primer paso a seguir es, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad de la masa rocosa, basándose en las condiciones estructurales (grado de Fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno), según apreciaciones de campo.
- (8) Para efectos netamente prácticos, la aplicación del índice G.S.I. En la mina está basado en el uso de los siguientes parámetros Geomecánicos.
 - condición de las discontinuidades.
 - condición de resistencia del macizo rocoso en el campo
 - condición influyente (hidrogeológica).

3.5. El valor del Sistema "Q" de Barton, (1989).

Puede variar aproximadamente entre 0,0001 y 1000, dentro de este rango se definen nueve calidades de roca, tal como se muestra en la tabla siguiente:

Cuadro 3. 6. Para halla el Q (Según Barton, 1989)

Calidad de roca	Valor del índice Q
Excepcionalmente Mala	0.0001 – 0.01
Extremadamente Mala	0.01 – 0.1
Muy Mala	0.1 – 1.0
Mala	1.0 – 4.0
Regular	4.0 – 10.0
Buena	10.0 – 40.0
Muy Buena	40.0 – 100.0
Extremadamente Buena	100.0 – 400.0
Excepcionalmente Buena	400.0 – 1000.0

Fuente. Según Barton

3.5.1. Clasificación Geomecanica de “Q” modificada de Barton Lien Y Lunde.

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

3.6. Clasificación Geomecánica de Protodyakonov.

Mediante esta clasificación Geomecánica se define la calidad del macizo rocoso, por medio de un parámetro "f", que es el coeficiente de resistencia.

Cuadro 3. 7. Descripción de la Resistencia de roca, Según el coeficiente "f".

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

Fuente: Manual de geomecánica, (Perez M, 2008).

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

$$f = \frac{\sigma_c}{10}$$

Dónde:

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

3.7. El criterio de rotura de Hoek-Brown.

Según Hoek & Brown, (1980) introdujeron su criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de partida para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente. El criterio

se dedujo a partir de los resultados de las investigaciones de Hoek de roturas frágiles de rocas intactas y de un modelo de estudio del comportamiento de macizos rocosos de Brown. El criterio partía de las propiedades de la roca intacta y entonces se introducían factores reductores de estas propiedades sobre la base de las características de un macizo rocoso diaclasado. Los autores, intentando relacionar el criterio empírico con las observaciones geológicas, por medio de uno de los sistemas de clasificación de los macizos rocosos, eligieron para este propósito el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski. Debido a la ausencia de otras alternativas, el criterio fue pronto adoptado por la comunidad de la mecánica de rocas y su uso rápidamente extendido más allá de los límites originales utilizados en la deducción de las relaciones de reducción de la resistencia.

3.7.1. Uso de las Clasificación Geomecánica del macizo rocoso para la estimación del "GSI"

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

3.8. Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la veta Guadalupe Compañía minera PODEROSA S.A.

Se toma en cuenta la perforación diamantina de la exploración y el proceso de minado en el tajo 5960 del nivel 2520 veta Guadalupe. Durante la exploración de este tajo se logra acopiar datos de los taladros

diamantinos de 25 m de longitud, sobre un macizo de rocas ígneas; se recuperan 5 testigos de 2.30 pies de longitud, 50 con longitud promedio de 0.80 pies y 20 núcleos de 0.37 pies; el resto de material recuperado corresponde a fragmentos cuyo mayor tamaño es de 0.28 pies. Se observa además 3 Sistemas de Fracturas cuyas aberturas son discontinuas, cerradas y los bordes presentan ligera de coloración pero duros. Varias muestras inalteradas de este macizo son sometidos a Ensayos de Compresión Simple a partir de los 10m de perforación se presencia agua que fluye Agua a razón de 15 litros/minuto promedio. El distanciamiento promedio entre diaclasas se encuentra por el orden de 245 mm. La veta mineralizada se encuentra encajonada en el principal sistema de diaclasas cuyo rumbo es de N 25° E, y un echado (buzamiento) de 85° SE (la excavación se realiza paralela a este rumbo). También se recogen muestras de las cajas del tajo 5960 para realizar pruebas de compresión simple, también se realiza un mapeo geomecánico detallado. Varias muestras inalteradas de este macizo son sometidas a Ensayos de Compresión Simple Arrojando un valor de 1200kg/f-cm^2 - 2000kg/f-cm^2 la evaluación se realiza como se muestra a continuación.

1. Resistencia de la roca intacta

Observación: $1\text{MPa} = 10.197\text{ Kg/cm}^2$.

Entonces: $1200\text{Kg/cm}^2 = 117.68\text{ MPa}$.

$2000\text{Kg/cm}^2 = 196.14\text{ MPa}$.

Según la tabla; se encuentra en el rango de 80 MPa – 200 MPa
Valoración RMR = 12

2. RQD

Perforación diamantino de 25 m de longitud, en rocas ígneas; se recuperan 5 Testigos de 2.30 pies de longitud, 50 con longitud

promedio de 0.80 pies y 20 núcleos de 0.37 pies: el resto de material recuperado corresponde a fragmentos cuyo mayor tamaño es de 0.28 pies.

Observation: Pie = 0.3048 m.

10cm = 0.3281 pies

Cuadro 3. 8. De evaluación muestras de los testigos del tajo.

N ° de testigos	Longitud (pies)	Longitud (cm)	Longitud (cm) TOTAL
5	2.30	70.104	350.52
5	0.80	24.348	1219.2
2	0.37	11.2776	225.552
Resto	0.28	8.5344	NO CUENTA
			1795.272 cm

Fuente: Propia

Entonces:

Según la tabla; se encuentra en el rango de 50% – 75%
Valoración RMR =13

3. Separación entre Diaclasas (m):

El distanciamiento promedio entre diaclasas se encuentra por el orden de 245 mm.

Pero 245mm = 0.245m.

Según la tabla; se encuentra en el rango de 0.2m – 0.6m

Valoración RMR =10

4. Estado de Diaclasas:

Se observa además 3 sistemas de fracturas cuyas aberturas son discontinuas cerradas y los bordes presentan ligera de coloración pero duros según las características anteriores se tiene la siguiente:

Valoración RMR =30

5. Agua Freática:

A partir de los 10m de perforación se ha visto que fluye Agua a razón de 15 litros/minuto promedio.

Entonces el CAUDAL = 15 litros/minuto

Según la tabla; se encuentra en el rango de 10 – 25

Valoración RMR =7

6. Valoración Primaria

Luego la valoración total es: Valoración primaria RMR =72

7. Orientación de las diaclasas:

La veta mineralizada se encuentra encajonada en el principal sistema de diaclasas cuyo rumbo es de N 25° E, y un echado (buzamiento) de 85° SE (la excavación lógicamente será paralela a este rumbo). Según lo anterior el buzamiento se encuentra entre 45° – 90°.

Valoración RMR = Muy desfavorable

8. Corrección por Orientación de las Diaclasas.

Para el problema, la relación rumbo diaclasas /eje del tajo es muy desfavorable.

Valoración = - 12

Cuadro 3. 9. Valoración de relación rumbo diaclasa/eje del tajo.

Valoración primaria	72
Corrección	- 12
Valoración final (RMR)	60

Fuente: Área de Geomecanica Compañía Minera Poderosa S.A

9. Clasificación:

Se tiene de la tabla:

Cuadro 3. 10. De valoración macizo rocoso.

Valoración	Rango de Valoración	Calidad	Clase
60	60 - 41	Regular	III

Fuente: Área de Geomecanica Compañía Minera Poderosa S.A

10. Características:

Cuadro 3. 11. Valoración del tiempo de sostenimiento.

Clase	Tiempo de sostenimiento y longitud	Cohesión (KPa)	Ángulo de fricción
III	1 semana. con 3 m de altura	200 - 300	25° - 35°

Fuente: Área de Geomecanica Compañía Minera Poderosa S.A

3.9. Tabla de clasificación G.S.I. para la Compañía minera PODEROSA S.A.

A. Condición de las Discontinuidades.

Esta condición de las discontinuidades está controlada por la orientación y sistemas de las mismas más espaciamiento y persistencia.

Para esta condición se determina, tanto la cantidad de fallas en determinada longitud, como las Fracturas por metro lineal. La clasificación según su estructura o discontinuidades varía de:

- ♦ **Levemente fracturada.(LF).** Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí.(RQD 75 - 90),(2 a 6 fracturas por metro).

$(RQD = 115 - 3.3 \times Jn)$.

Jn = Índice según el número de familias de fracturas.

- ♦ **Moderadamente fracturada. (F).** Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75), (6 a 12 fracturas por metro).

$(RQD = 115 - 3.3 Jn.)$

Jn = Índice según el número de familias de fracturas.

- ♦ **Muy fracturada. (MF).** Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50), (12 a 20 fracturas por metro).

$(RQD = 115 - 3.3 Jn.)$

Jn = Índice según el número de familias de fracturas.

- ♦ **Intensamente fracturada. (IF).** Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptadas, formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 - 25), (Más de 20 fracturas por metro).

$(RQD = 115 - 3.3 Jn.)$

Jn = Índice según el número de familias de fracturas.

- ♦ **Triturada o Brechada. (T).** Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota, con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD).

B. Condición de Resistencia.

Grado de alteración de la roca, alteración y relleno de las discontinuidades, rugosidad y ondulación de las discontinuidades, y su abertura, para determinar se realizan ensayos en laboratorios, o golpes con la picota del geólogo. La clasificación según sus condiciones superficiales o resistencia varía de:

- ♦ **Muy buena (MB). (Muy resistente, fresca).**Superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas.(Rc> 250 MPa), (Se astilla con golpes de picota)
- ♦ **Buena (B) (Resistente, levemente alterada).**Discontinuidades rugosas, levemente alteradas, manchas de oxidación, ligeramente abierta. (Rc 100 a 250 MPa), (Se rompe con varios golpes de picota)
- ♦ **Regular (R) (Moderadamente resistente, leve a moderadamente alterada).**Discontinuidades lisas, moderadamente alteradas, ligeramente abiertas. (Rc 50 a 100 MPa), (Se rompe con uno o dos golpes de picota)
- ♦ **Pobre (P) (Blanda, muy alterada).**Superficie pulida o con estriaciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (Se indenta superficialmente con un golpe de picota)
- ♦ **Muy pobre (MP) (Muy blanda, extremadamente alterada).**Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas.(Rc< 25 MPa), (Se disgrega o indenta más de 5.0 mm. con un golpe de picota).Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de Abacos del G.S.I. relacionar a esa descripción con los valores aproximados de los Índices RMR por ejemplo a una descripción MF/MP, el valor del Índice RMR sería equivalente a 30.

C. Condiciones de factores influyentes.

- (1) Influencia del agua subterránea, en las rocas masivas o levemente fracturadas, la presencia del agua no tiene influencia significativa.

- (2) En roca fracturada o estratificada, la influencia del agua en las fisuras es un aspecto importante a considerar. Cuando en las fracturas hay presencia de agua, esta ejerce presión y actúa como lubricante, además puede lavar el relleno débil de las fracturas, complicando la situación de la excavación.
- (3) En rocas severamente fracturadas, la presencia del agua origina que tiendan a aflojarse con más facilidad. En ambientes de altos esfuerzos el aflojamiento de la roca será más rápido.
- (4) La observación de cambios en la humedad en el techo y paredes de la excavación ayuda en el reconocimiento de posibles fallas de la roca, como resultado de las variaciones de los esfuerzos.
- (5) Finalmente, en las rocas expansivas el agua es el detonador del hinchamiento de las mismas, con la consecuente generación de altas presiones y deformaciones que pueden llevarla a la falla o dañar los sistemas de sostenimiento.

En la elaboración de la tabla G.S.I. para definir las clasificaciones de los macizos rocosos y los sostenimientos a ser utilizados en la mina PODEROSA se tomó en cuenta las condiciones geomecánicas:

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE LA PROBLEMÁTICA: EXPERIMENTACIÓN DE CAMPO

4.1. Descripción de la experimentación.

Como proyecto denominado piloto se considera el TJ 5960 veta Guadalupe nivel 2520 Unidad Santa Maria, con la finalidad de buscar eficiencia y eficacia a menor costo, juntamente con la seguridad para la empresa. Se inicia con un estudio de tiempos y análisis estadísticos de datos tomados en campo para luego realizar un estudio adecuado juntamente con la gemecánica de rocas para el uso adecuado del explosivo en la voladura masiva y sostenimiento con pernos "RS bolt". Así poder reducir o eliminar la problemática como exceso en el consumo de madera, sobre rotura, dilución de ley, e implementar estándar de malla para voladura masiva estándar para soportes "RS bolt" el cual nos permitirá llegar a nuestro objetivo que es la optimización en el ciclo de minado corte y relleno detrítico ascendente.

4.2. Método de solución de problemas

Para el análisis de las causas del problema, se ha tomado la decisión de hacer uso de la herramienta de la calidad de Causa y Efecto para

determinar las causas secundarias y de los siguientes niveles hasta la causa raíz. Debemos tener en cuenta que si no se identifica claramente las causas probablemente se pierdan recursos tratando de utilizar planteamientos inefectivos al momento de considerar. El procedimiento empleado para la solución de la problemática existentes en el lugar de trabajo de forma científica, racional y efectiva será "La metodología de solución de problemas según el esquema de pescado o "shikahua".

Metodología Comprender toda la situación actual como se manifiesta y estaba sobreviniendo el problema de acuerdo a los análisis en gabinete como cuadros estadísticos y tomada de datos en campo para realizar una evaluación y después de esto plantear las solución inmediata de acuerdo a la investigación y las pruebas que se van a dar en campo. Planteo de las soluciones inmediatas después del análisis de causa y efecto y todo el histórico de esa forma proyectase un objetivo meta a conseguir con el proyecto y lograr optimizar todo el ciclo de tajo en la veta Guadalupe TJ 5960 nivel 2520 en la unidad PODEROSA SA.

Metodología de solución de problemas según el esquema de pescado o shikahua

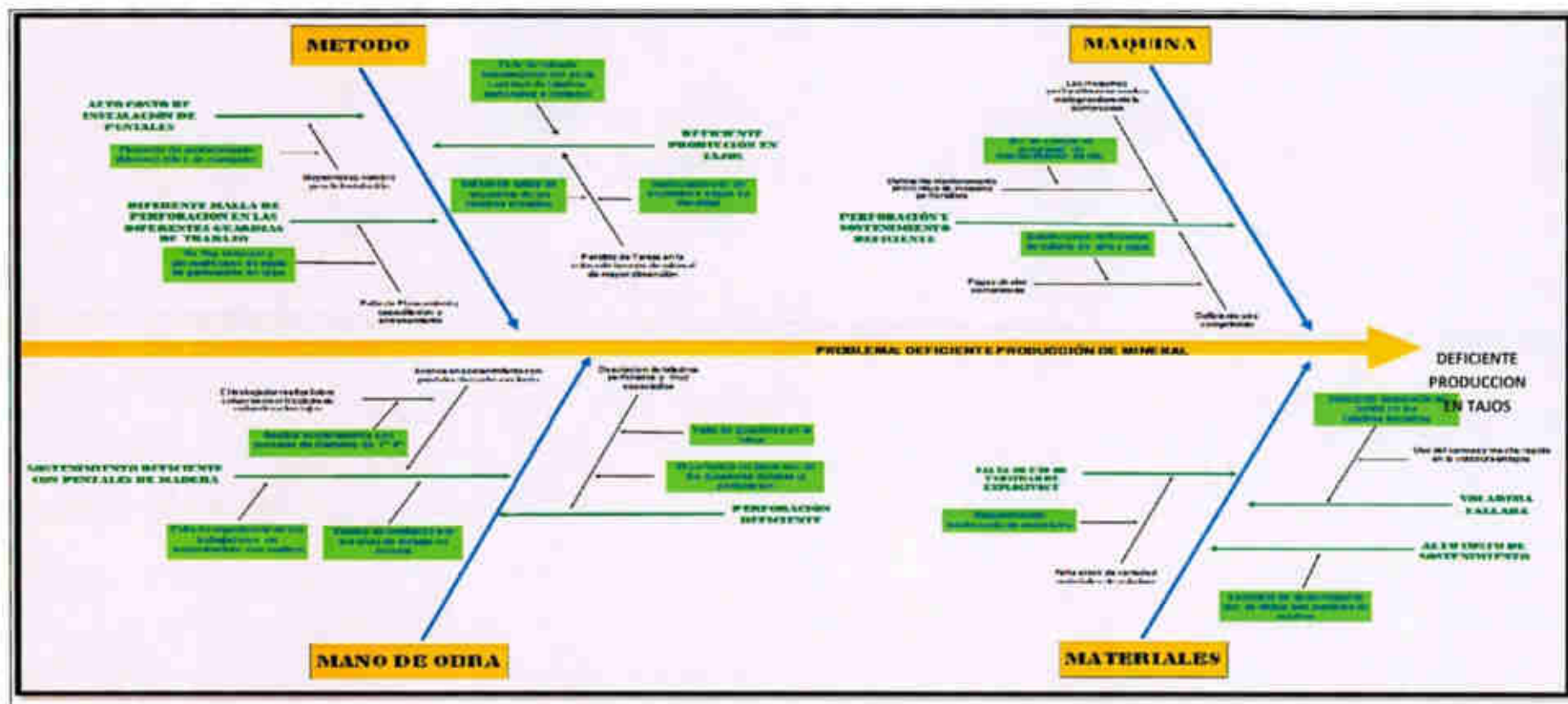


Figura 4. 1. Método de causa efecto el cual se analiza todos los problemas en proceso de minado para el tj 5960.

Fuente: Elaboración propia

Metodología de solución de problemas según el esquema de pescado o shikahua

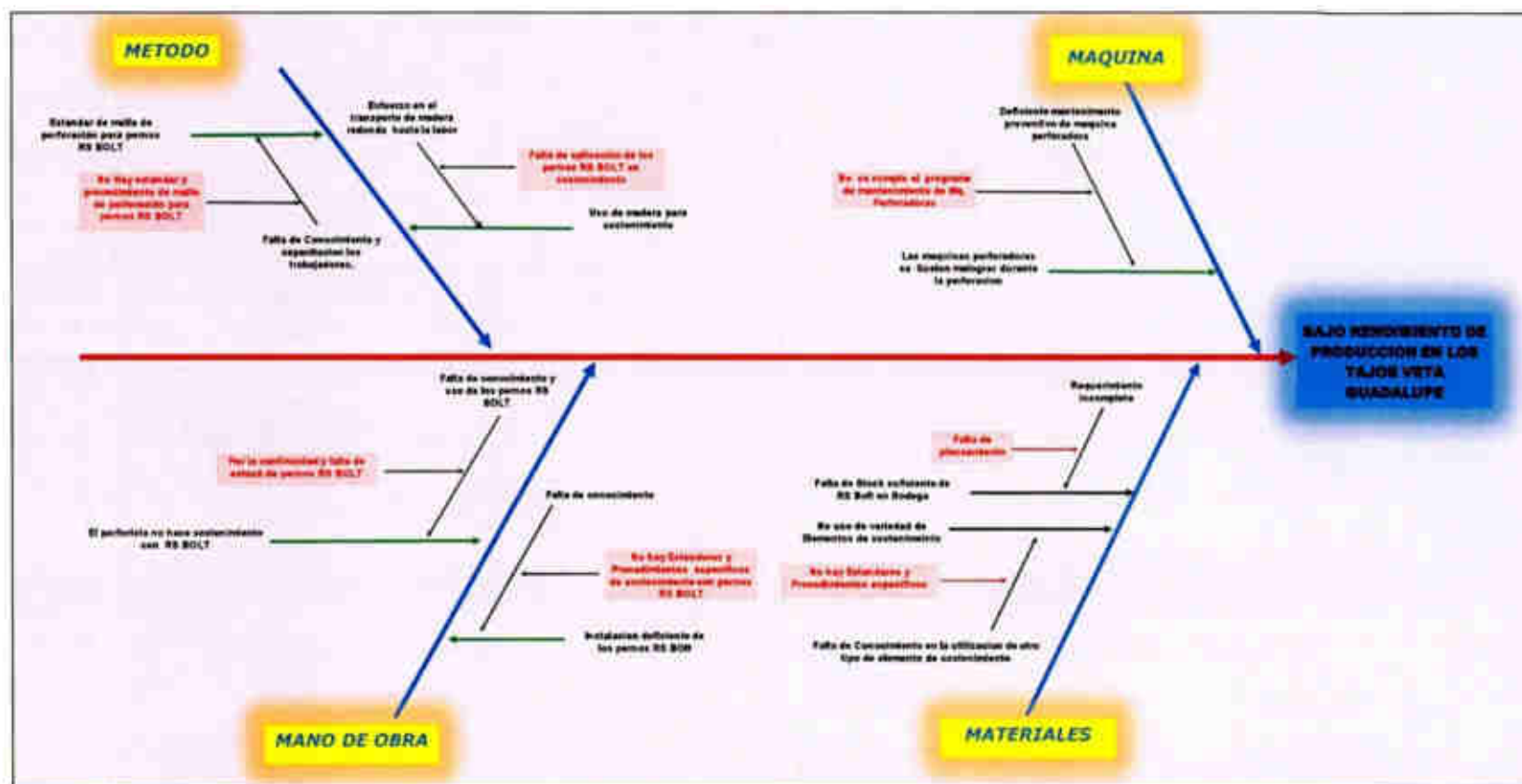


Figura 4. 2. Método de causa efecto el cual se analiza todos los problemas en proceso de minado para el tj 5960 en sostenimiento, para emplear los soportes "rs bolt".

Procedimiento

Se persigue los siguientes:

- Reducir costo de insumos y materiales.
- Incrementar la productividad.
- Trabajadores competitivos.
- Cumplimiento de las metas de la Empresa.
- Incrementar la productividad, utilizando la máxima eficiencia y eficacia de los trabajadores.
- Mejorar la efectividad en el manejo de los recursos de nuestros procesos operativos mineros.
- Mejorar la calidad de vida del trabajador en la Unidad Minera para optimizar el recurso humano en las diferentes etapas del proceso productivo.

4.3. Análisis del factor que interactuar la relación del esfuerzo uniaxial VS esfuerzo de compresión tangencial en el TJ 5960.

Para las condiciones de la mina PODEROSA se tiene $f=1.00$, responde a interactuar la relación del esfuerzo uniaxial VS Esfuerzo de Compresión tangencial; por lo calculado evidencia que existe un 96% de probabilidad de estabilidad y 4% de probabilidad de falla.

Calculo de probabilidad de falla

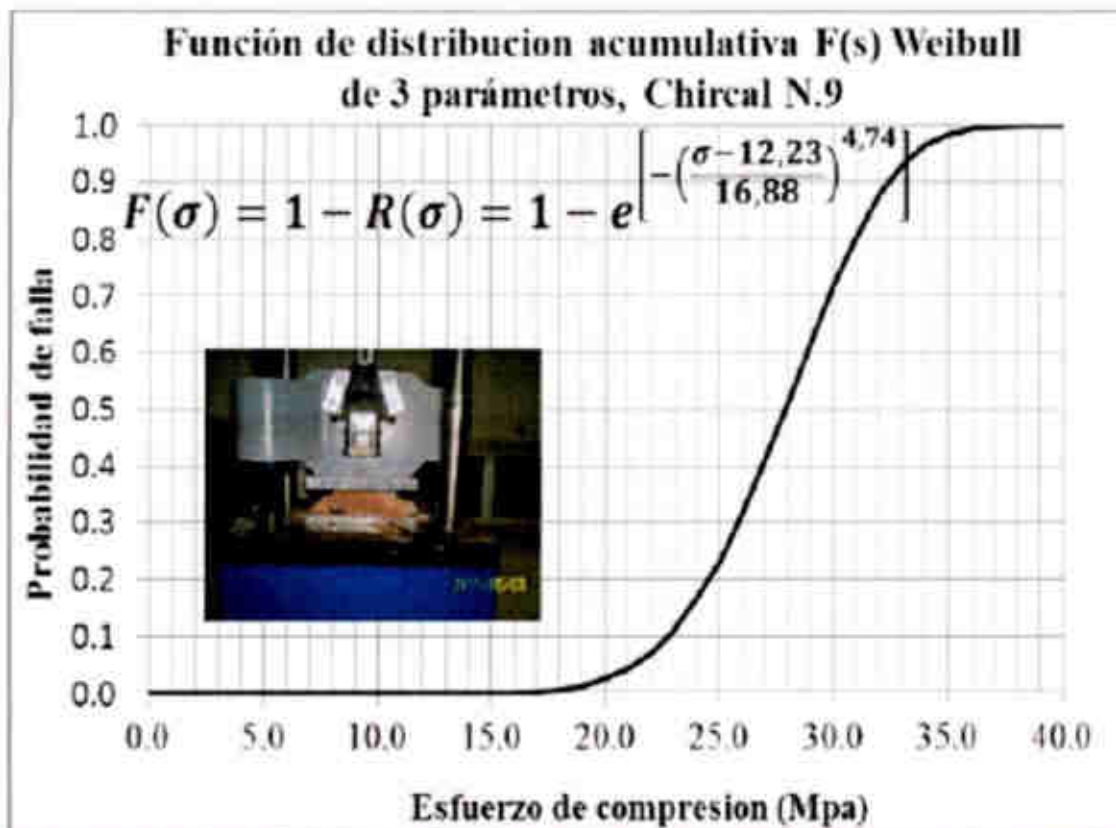


Figura 4. 3. Muestra el cálculo de probabilidad de falla según el esfuerzo de compresión, *Potvin-Mathews*.

Fuente: Área de geomecánica PODEROSA.

Las valoraciones muestran que la labor más crítica de la compañía minera PODEROSA tendrá un nivel de estabilidad de 96% (ver círculo amarillo).

Aplicando el Gráfico de Probabilidad de Falla de Potvin-Mathews, se tiene: Que de igual forma la labor bajo condiciones más críticas en PODEROSA SA, estará en una zona estable, conforme se visualiza en el grafico siguiente.

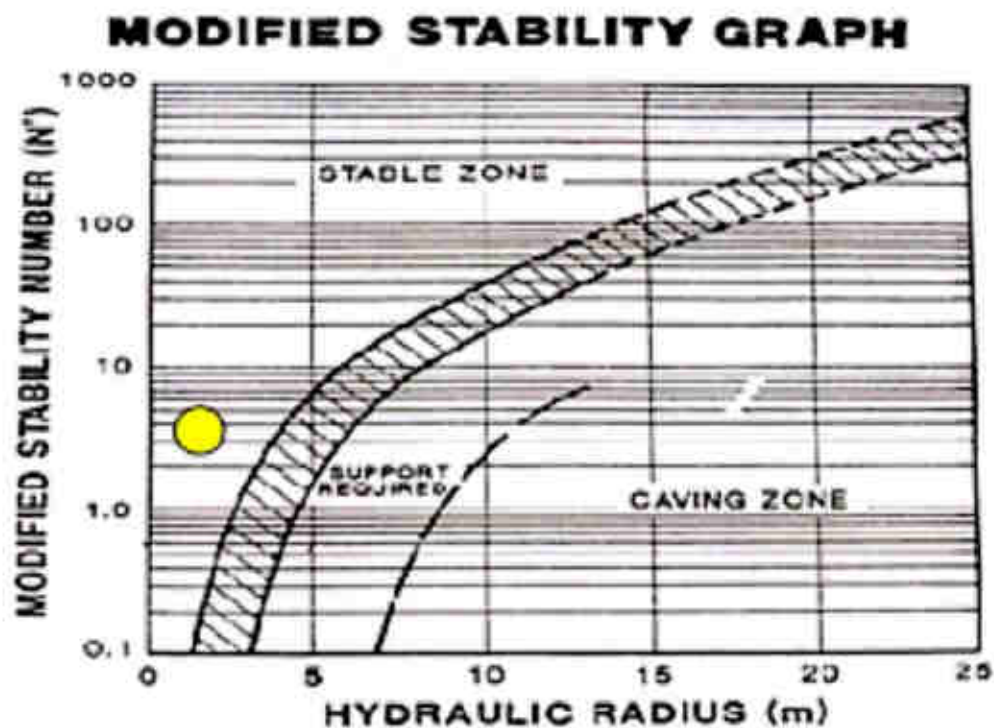


Figura 4. 4. Probabilidad de Falla de Potvin-Mathews

Fuente: Área de geomecánica PODEROSA.

Cuando se ejecuta la excavación el nivel de inestabilidad de la labor llega a índices del orden de 0.75 - 0.95 en los límites de la excavación, esto determina que se hace necesario realizar el sostenimiento dentro de los plazos que respondan a las siguientes consideraciones:

Cuadro 4. 1. Tiempo de auto soporte

RMR	TIEMPO DE AUTOSOPORTE
25 – 30	06 – 08 horas
31 – 40	09 – 18 horas
41 – 50	Hasta 24 horas

Fuente propia

Estudio de los parámetros geomecánicos y factor de seguridad de acuerdo al tipo de sostenimiento en el tajo 5960 se aplica el programa "rock land y el software Unwedge".

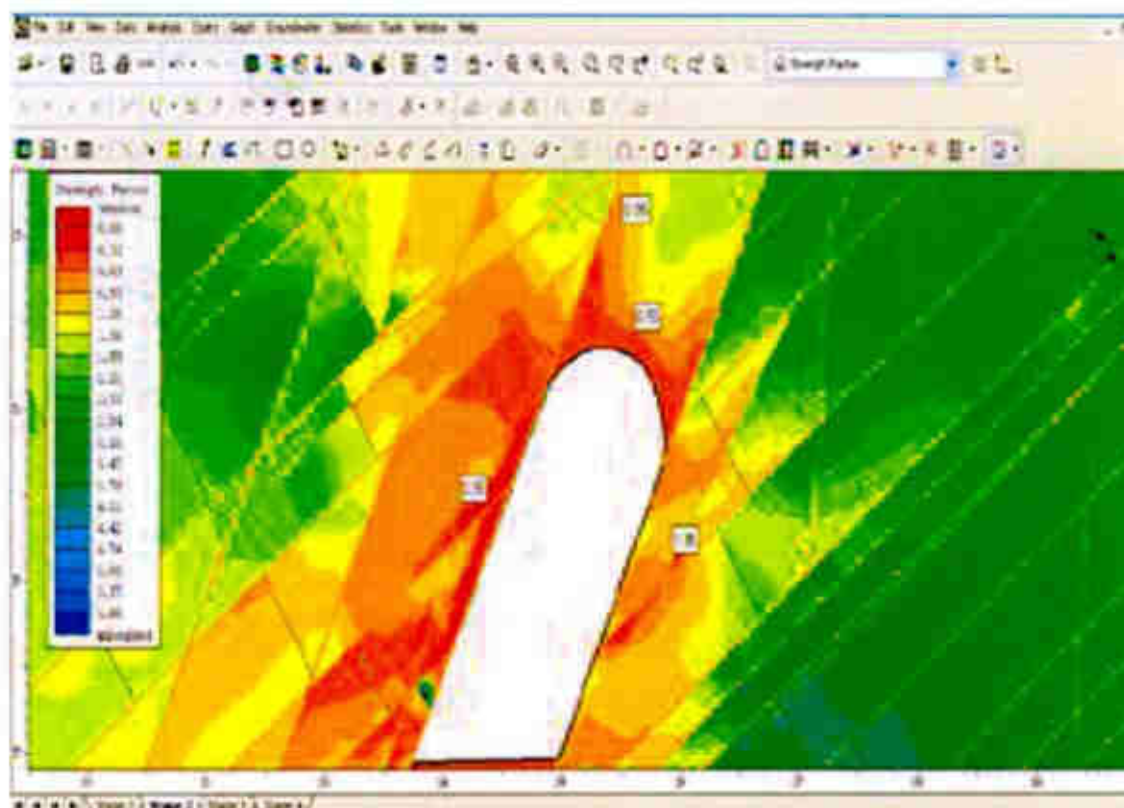


Figura 4. 5. Muestra la zona plástica de excavación en el programa "rock land".

Fuente: Área de geomecánica PODEROSA.

El esquema, muestra la generación de la zona plástica de la excavación análisis vibraciones del efecto de daño de la voladura, cual es el área plástica posible a ser generada.

4.3.1. Condición de pernos puntuales:

Con la finalidad de que en aquellos casos donde la capacidad de tracción de los pernos podemos diseñar el sostenimiento como se puede observar en el gráfico siguiente, bajo el concepto propuesto de BIRON y ARIGLU (1989)

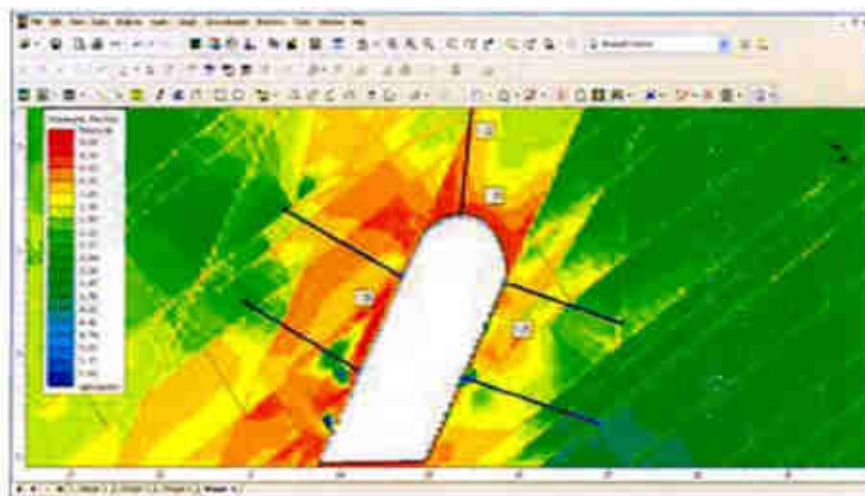


Figura 4. 6. Muestra los niveles de sostenimiento a ser adoptados en el minado con pernos a nivel sistemático.

Fuente: Área de geomecanica PODEROSA.

Adoptaremos sostener con Pernos de L=6 Pies (RS- BOLTS), con los que obtendremos un Factor de Seguridad Global de Sostenimiento equivalente a $FS=1.56$, que consideramos óptimo dentro del proceso de minado. Partimos de la condición de evaluar el F.S. más óptimo posible, bajo el siguiente esquema de diagrama de equilibrio estático tanto en los ejes X Y.



Figura 4. 7. Muestra de las cuñas en la caja techo y piso.

Fuente: Área de geomecanica PODEROSA.

La Cuña expuesta a excavación plena sin sostenimiento nos remite un $F.S=1.12$, el mismo que consideramos insuficiente, por lo que planteamos instalar Pernos de Fricción Rsbolt, con lo que la condición de estabilidad responde a:

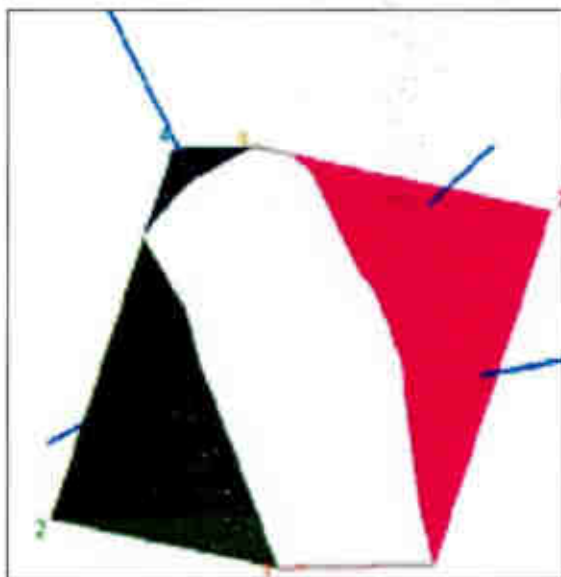


Figura 4. 8. Muestra de las cuñas con soportes "Rs bolt" en la caja techo y piso

Fuente: Área de geomecanica PODEROSA.

La Cuña expuesta a excavación plena con sostenimiento con pernos nos remite un $F.S=1.86$, el mismo que consideramos óptimo, por lo que planteamos instalar Pernos de Fricción "Rs bolt", con lo que la condición de estabilidad responde.

En el minado actual no se tuvo ningún evento, que ponga en peligro la integridad del personal, equipo o genere pérdida de mineral por colapso, resultados compatibles con los planteados en el Diseño.

Realizar modelamiento esfuerzos/deformación para los tajos de la unidad Santa María, determinar la secuencia de minado y validar los resultados obtenidos con el "software Unwedge".

LABORES PERMANENTES CON Y SIN SOSTENIMIENTO BASE.

SIN SOSTENIMIENTO: FS promedio: 1.00 - Inestable.

CON SOSTENIMIENTO: FS promedio: 1.50 - Estable.

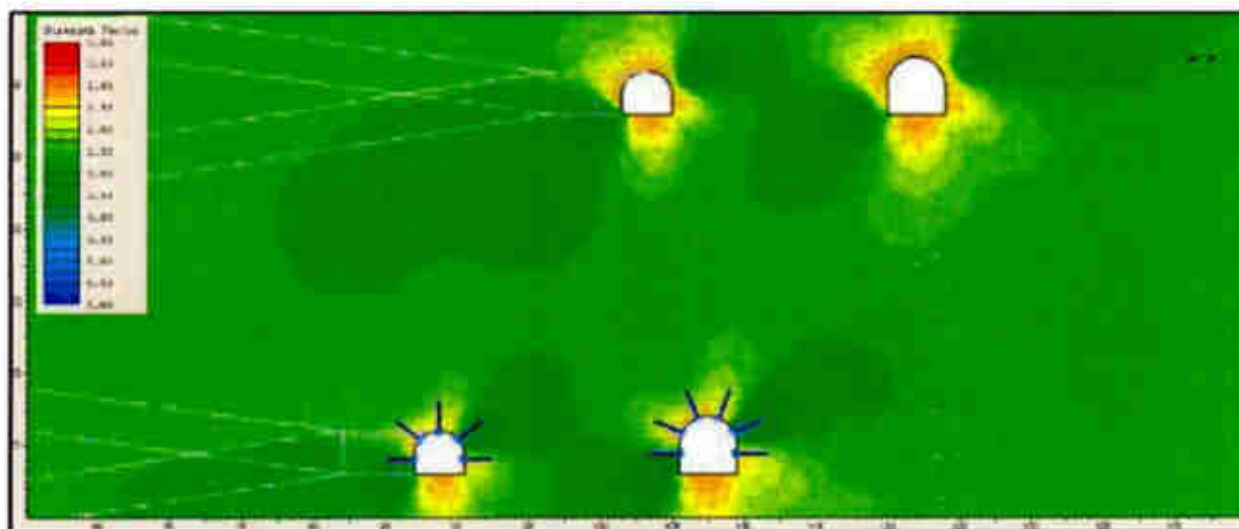


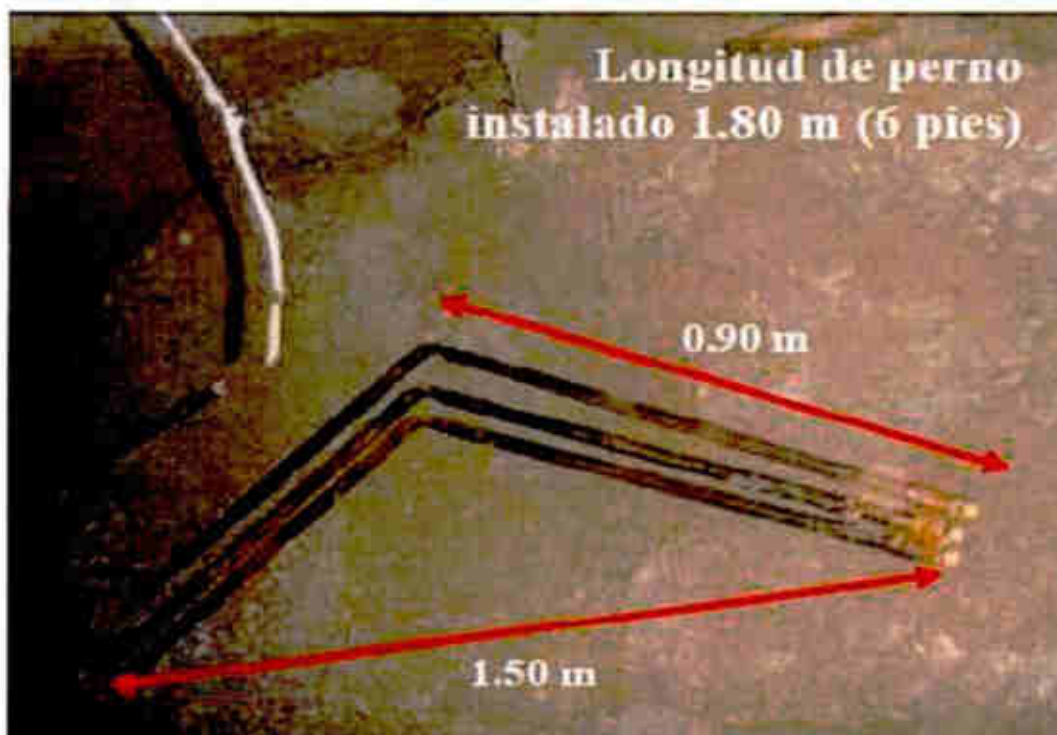
Figura 4. 9. Muestra de labores con sostenimiento y sin sostenimiento

Fuente: Área de geomecánica PODEROSA.

4.3.2. Instalación de soportes "Rs bolt".

La instalación es muy simple y cómoda y no depende de la habilidad o criterio del operario. En ella sólo se utiliza agua, con lo que no se produce contaminación con productos químicos nocivos. La instalación de los pernos puede ser: De forma manual con la bomba de aire de alta presión.

Tiempos de instalación. El perno "RS Bolt" presenta una gran rapidez en su instalación, El tiempo de inflado de un perno de 6 Pies con la bomba de aire a las presiones recomendadas es de aproximadamente 1.50 min. Con perno de 5 Pies aproximadamente 45 seg. Secuencia de instalación de los soportes "rs bolt" en el tajo 5960 en la veta Guadalupe unidad Santa Maria PODEROSA.



Fotografía 4. 1. Evidencia de pernos "Rs bolt" tipo "L" que se instalada dado el ancho de minado (1.20 m).



Fotografía 4. 2. Posición de perforación dada la estreches del ancho de minado



Fotografía 4. 3. Instalación del perno mediante el efecto palanca:

Fuente. Propia.

4.3.3. Seguridad con Instalación de soportes "Rs bolt".

La rapidez de su instalación y el hecho de que estos pernos trabajan al instante de ser colocados (el efecto de sostenimiento se consigue de forma inmediata), esto favorece la seguridad de los operarios. Por otro lado, el operario no tiene que estar debajo del perno cuando debe instalar verticalmente, ya que para ellos dispone de una manguera de 14m, que le permite situarse en una zona segura ya sostenida.

Pruebas de arranque con equipo "pull test" en el tajo 5960 en la veta Guadalupe Unidad Santa María con la empresa especializada "new concep mining".

Cuadro 4. 2. Muestra datos de la prueba de arranque con Pull Test.

Ítem	Carga (Ton)	Elongación (mm)
1	0	0
2	2	0
3	4.2	0.9
4	6.5	1.4
5	9	2
6	11.4	3.8
7	13	4.9

Fuente: "New Concep Mining".

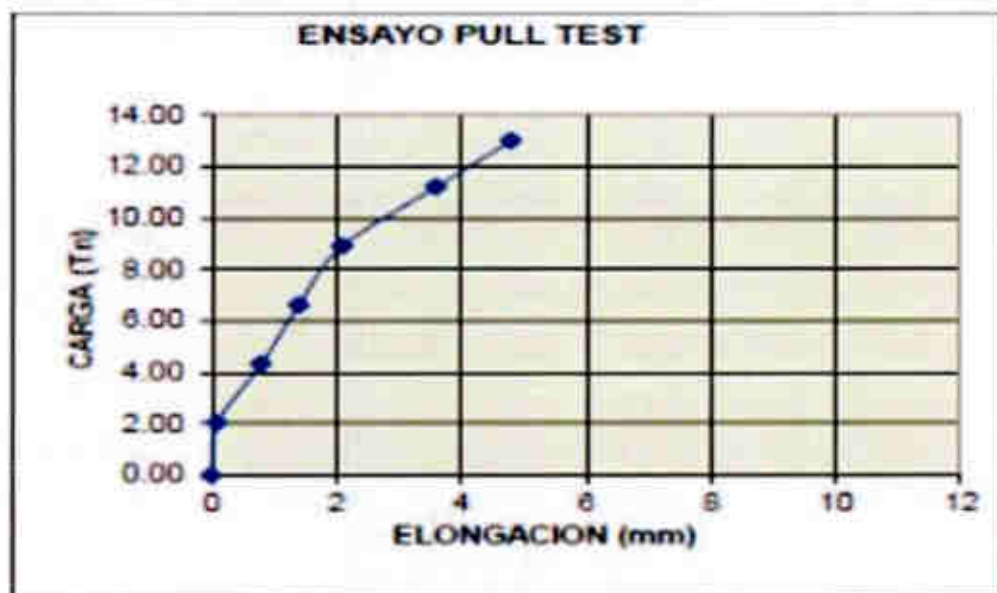


Figura 4. 10. Muestra diagrama del "Pull test" carga por elongacion con los "rs bolt".

Fuente. "New Concept Mining".

En ambientes corrosivos su aplicación del "Rs Bolt" estará relacionada con los valores de pH (medida de alcalinidad). El "Rs Bolt" se puede utilizar en valores de "pH neutro" y "pH básico" las posibilidades de oxidación internamente son

nulos debido a que el agua queda atrapada y hermetizada dentro del perno. "en un ambiente cerrado sin espacio libre, sin oxígeno no hay oxidación/corrosión".



Fotografía 4. 4. Pruebas de tracción de "rs bolt" corroídos.



Fotografía 4. 5. Pruebas de tracción de "rs bolt".



Fotografía 4. 6. Muestra el arranque de los soportes "Rs bolt" con el equipo "pull test" en el tajo 5960.

Se determina la factibilidad del uso de los pernos "RS bolt" en la Unidad Santa María, de la compañía minera PODEROSA S.A, utilizando herramienta geomecánicas como mapeo y modelamiento geomecánico con "software" los que son completados con pruebas de instalación in situ el cual nos permite calcular longitud de perno, espaciamiento entre pernos, factor de seguridad, análisis económico. Después de las pruebas. Resultado 12 Ton.

4.4. Mallas de perforación propuesta.

Correlacionando con las condiciones del macizo rocoso, también se modifica las mallas de perforación de acuerdo a los resultados del estudio geomecánica realizado en el tajo 5960, por lo tanto se proponen diferentes mallas en prueba de acuerdo al tipo de roca y veta, con los resultados se realizara una estandarización de mallas para la perforación en tipo realce.

La malla de perforación propuesta de acuerdo al ancho de veta:



Figura 4. 11. Malla de perforación para veta (av) de 0.60m.

Fuente propia

Malla de perforación para un ancho de veta (av) de 0.60m con cara libre de $B=0.40m$ y $E=0.40m$ en salida de dos a uno.



Figura 4. 12. Malla de perforación para veta (av) de 1.20m

Fuente: Propia

Malla de perforación para un ancho de veta (av) de 1.20m con cara libre de $B=0.40\text{m}$ y $E=0.40\text{m}$ en salida de tres a dos.



Figura 4. 13. Malla de perforación para un ancho de veta (av) de 1.90m

Fuente: Propia

Malla de perforación para un ancho de veta (av) de 1.90m con cara libre de B=0.40m y E= 0.50m en salida de cuatro a dos.



Figura 4. 14. Malla de Perforación y voladura- malla Zigzag.

Fuente: propia



Figura 4. 15. Malla de perforación para veta angosta (av) de 0.40m

Fuente: Propia

Detalle:

- Malla para vetas de 0.40 m de ancho: Fila de taladros intercalados con un burden de 0.20 y espaciamiento de 0.26 m salida en zigzag.

- Malla para vetas de 0.40 m de ancho: Fila de taladros intercalados con un burden de 0.20 y espaciamiento de 0.40 m salida en zigzag.
- Vetos de 0.60 m.: Fila de taladros de 2 a 1 con un burden de 0.35 a 0.40 m. y espaciamiento de 0.40 m.
- Vetos de ancho de 1.20 m.: Fila de taladros de 3 a 2 y de 4 a 3, con un burden de 0.40 m. y espaciamiento de 0.40 m. y 0.50 respectivamente.

El número de filas de taladros de la malla de perforación dependerá de la potencia de veta y la profundidad de los taladros serán de 6 pies y 8 pies se utilizará la maquina "Jack ley" para la perforación en realce con altura de perforación de 3.00m del piso a la corona del tajo para ubicar la máquina perforadora, usar guidores de madera para conservar el paralelismo de los taladros y perforar de acuerdo a la dirección del buzamiento de la veta prologada para no causar daño a la caja techo.

4.4.1. Estandarización de mallas de perforación y voladura.

Después del estudio del macizo rocoso y pruebas en el tajo se determinan la malla de perforación para la voladura con relación a los parámetros geomecánicos del macizo rocoso como:

- Resistencia de la roca intacta (IRS).
- Índice de calidad de la roca (RQD).
- Condición de discontinuidades.
- Condición de agua o humedad.

1. Aplicación del modelo matemático de (PEARSE año 1955)

$$B = \frac{KvD}{1000} \sqrt{\frac{P_2}{S_{td}}}$$

Dónde:

B: Burden (m)

Kv: factor de volabilidad de la roca. Varía entre (0.7- 1.0).

D: Diámetro del taladro en (mm).

P_2 : Presión de detonación de la carga explosiva (Mpa).

S_{1d} : Resistencia a la tracción dinámica de la roca (Mpa).

Calculo del factor de volabilidad Borquez

2. Calculo del factor de volabilidad de "Kv" en función de la calidad de roca.

$$Kv = 1.96 - 0.27 \cdot \ln(ERQD)$$

Dónde:

ERQD: Índice de calidad de la roca equivalente (%)

$$ERQD = (RQD)(JSF)$$

RQD: Índice de la calidad de la roca de acuerdo a Deer Miller.

JSF: Joint Strength Correction Factor.

Cuadro 4. 3. Muestra el cálculo del factor de volatilidad.

RQD %	PROMEDIO RQD %	JSF	ERQD	Kv
25 - 50	38	0.8	30.4	1.038
50 - 75	63	0.9	56.7	0.870
60	60	0.8	48.0	0.915
60	60	0.9	54.0	0.883
60	60	0.7	42.0	0.951
50	50	0.7	35.0	1.000
90 - 100	95	0.9	85.5	0.759
75 - 90	83	0.8	66.4	0.827

Fuente: Deer Miller

Cuadro 4. 4. Muestra el cálculo del RMR.

Tipo de Roca	I	II	III	IV	V
RQD (%)	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25
Rc (Mpa)	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	.5 - 25
RMR	81 - 90	61 - 80	41 - 60	21 - 40	00 - 20
Calificación	Muy Buena	Dura	Muy Dura	Suave	Muy Suave
Kv	0.81 - 0.77	0.91 - 0.84	0.96 - 0.91	1.10 - 0.99	1.25 - 1.14

Fuente: Deer Miller

Cuadro 4. 5. Factor de corrección - JFS

Calidad de roca	Factor de corrección - JFS
Fuerte	1
Medio	0.9
Débil	0.8
Muy débil	0.7

Fuente: Deer Miller

Cuadro 4. 6. Calidad de roca

RQD	Calidad de roca
0-25	Muy Mala
25-50	Mala
50-75	Media
75-90	Buena
90-100	Excelente

Fuente: Deer Miller

Factor de volabilidad en función del RQD

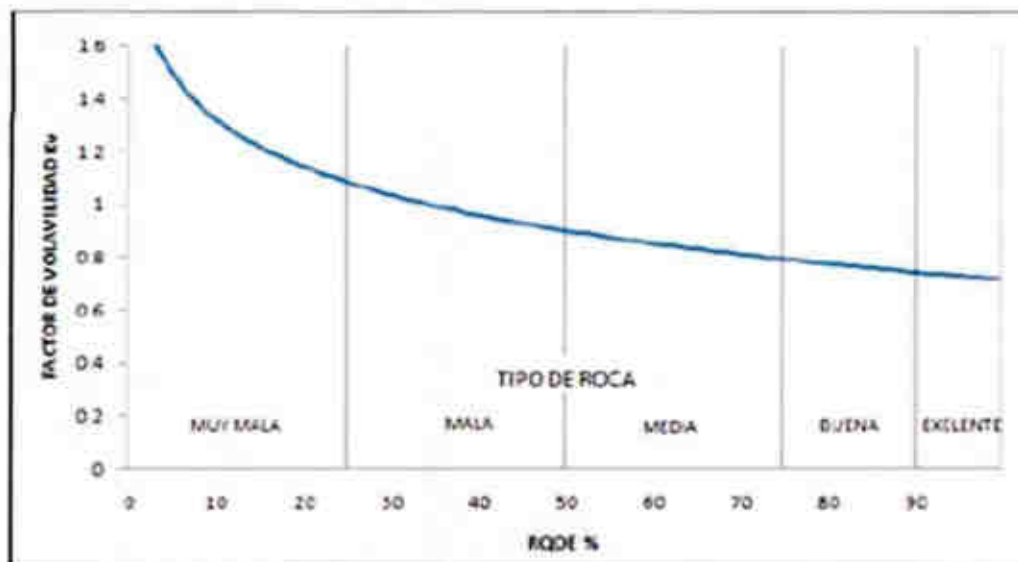


Figura 4. 16. Muestra curva de resistencia de las discontinuidades y el factor de volabilidad en función del RQD.

Fuente: propia

3. Cálculo de la Presión de Detonación

Factor de Conversión de Mpa a Kg/f-cm² = multiplicar por 10.197

Factor de Conversión de Kbar a Kg/f-cm² = multiplicar por 1/0.001016728

Cuadro 4. 7. Muestra I cálculo de la presión de detonación del emulnor.

Labor	Explosivo	Presión de Detonación (kbar)	Presión de Detonación (Kg-f/cm ²)
TAJO	Emulnor 3000	81	79667.325
TAJO	Emulnor 1000	45	44259.625
TAJO	Emulnor 5000	83	81634.419

Fuente: Propia

4. Resistencia a la tracción dinámica de la roca (Std)

Resistencia a la tracción a partir de la resistencia compresiva uniaxial.

$$St = 8\% * Sc$$

Dónde:

St: resistencia a la tracción estática (Mpa)

Sc: resistencia compresiva uniaxial del mineral (Mpa)

Std: Resistencia a la tracción dinámica Kg-f-cm²

5. constante de conservación de resistencias estáticas a dinámicas.

$$Std = 4.5 * 10.197 * St$$

Cuadro 4. 8. Muestra el cálculo de la resistencia a la tracción de roca.

LABOR	Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	Resistencia a la Tracción Estática (Mpa)	Resistencia a la Tracción dinámica (Kg-f/cm ²)
TAJO	140	11.2	513.9288
TAJO	90	7.2	330.3828
TAJO	101	8.08	370.76292
TAJO	96	7.68	352.40832

Fuente: propia

6. Evaluación de mallas de perforación y voladura.

Cuadro 4. 9. Aplicaciones del modelo matemático de Pearse.

LABOR	Kv	Diámetro del Taladro	Presión de Detonación (Kg-f/cm ²)	Resistencia a la Tracción Dinámica (Kg-f/cm ²)	Burden (m)
TAJO	1.038	36	105239.553	513.9288	0.53478586
TAJO	0.870	36	79667.325	330.3828	0.48624348
TAJO	0.915	36	44259.625	370.76292	0.35980969
TAJO	0.883	36	82617.967	352.40832	0.48670381

Fuente: propia

Después de todos los cálculos se llegó hallar el burden mediante cuadros dinámicos el cual se muestra en un diagrama.

Cuadro 4. 10 Aplicación para el modelo matemático Abaco.

FECHA	TURNO	LABOR	Diámetro Taladro (mm)	Número de Fisuras (A)	RQD	JSP	BRQD	Kv	TIPO EXPLOSIVO	PoD (Kbar)	PoD (Kg/cm ²)	Resistencia compresiva uniaxial del mineral (Mpa)	Resistencia a la Tracción Estática (Mpa)	Resistencia a la Tracción dinámica (Kg/cm ²)	RMR	Burden	RANGO (RMR)
07/11/2016	D	TJ 5960	36	13	72	0.9	65	0.85	EMULSIÓN	81	79967	120	9.6	440.5	50	0.40	41-60
08/11/2016	D	TJ 5960	36	12	75	0.9	68	0.82	EMULSIÓN	78	76717	120	9.6	440.5	55	0.39	41-60
09/11/2016	D	TJ 5960	36	10	82	1.0	82	0.77	EMULSIÓN	83	81634	120	9.6	440.5	61	0.38	61-80
10/11/2016	D	TJ 5960	36	13	72	0.9	65	0.85	EMULSIÓN	81	79967	120	9.6	440.5	50	0.40	41-60
11/11/2016	D	TJ 5960	36	12	75	0.9	68	0.82	EMULSIÓN	78	76717	120	9.6	440.5	55	0.39	41-60
12/11/2016	D	TJ 5960	36	10	82	1.0	82	0.77	EMULSIÓN	83	81634	120	9.6	440.5	61	0.38	61-80

Fuente: propia

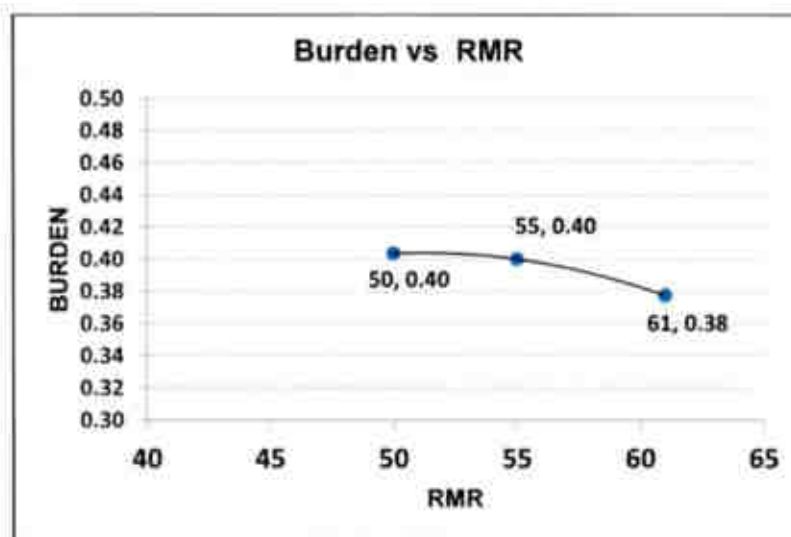


Figura 4. 17. Muestra el polinomio logrado del Burden= 0.40m de acuerdo al RMR de la roca.

Fuente: Propia

Hallando el espaciamiento que se darán entre taladros

E menor o igual a:

$$E = Dt * \frac{(Ptd + T)}{T}$$

Dónde:

E= Espaciamiento entre taladros (m)

T= Resistencia a la tracción de la roca (Kg-f/cm²)

Dt = Diámetro de taladro

Ptd = Presión de detonación (Kg-f/cm²)

Datos para hallar el espaciamiento. Que serán tres de acuerdo al ancho de veta y tipo de roca donde se realizar la perforación y voladura.

$$T = 370.76 \text{ (Kg-f /cm}^2\text{)}, T = 330.38 \text{ (Kg-f /cm}^2\text{)}, T = 352.40 \text{ (Kg-f /cm}^2\text{)}$$

$$Ptd = 44259.625 \text{ (Kg-f /cm}^2\text{)}, 79667.32 \text{ (Kg-f /cm}^2\text{)}, 82617 \text{ (Kg-f /cm}^2\text{)}.$$

$$Dt = 36 \text{ cm}$$

$$E = ?$$

$$E_1 = 0.40\text{m}$$

$$E_2 = 0.45 \text{ m}$$

$$E_3 = 0.50 \text{ m}$$

Con el cálculo de burden y espaciamiento se estandariza las mallas de perforación en realce para el tajo 5960 de la veta Guadalupe unidad santa María compañía minera PODEROSA SA. También se estandariza malla de perforación para vetas > 1.20m de ancho. Ver anexo N°10

Malla de espaciamento de instalación de soportes "Rs bolt" para el tajo 5960 veta Guadalupe unidad santa maría compañía minera PODEROSA SA.

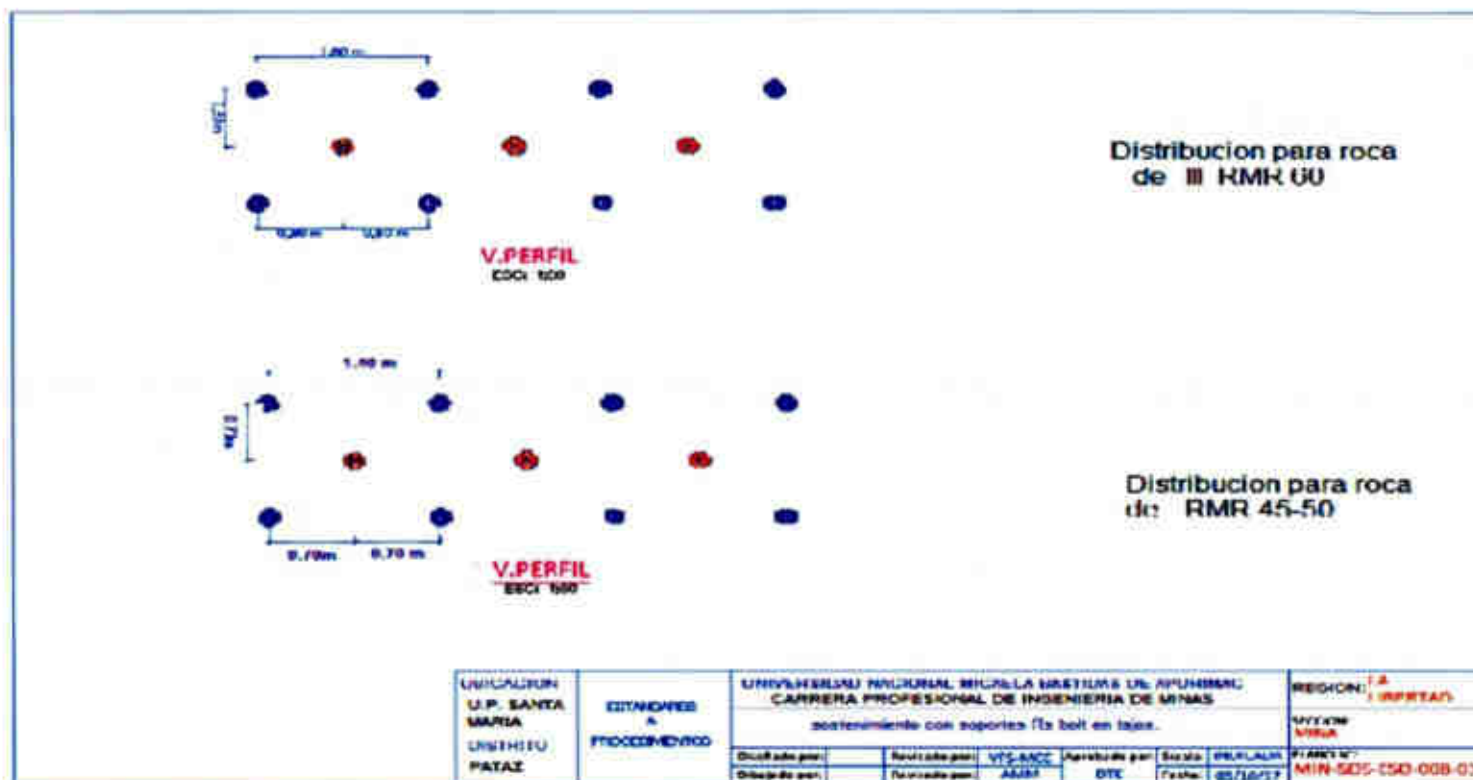


Figura 4. 19. Muestra el estándar de malla de sostenimiento con soportes Rs bolt para tajo.

Fuente: Área de geomecánica compañía minera PODEROSA SA..

CAPÍTULO V

RESULTADOS

5.1. Ciclo del Minado realizado de acuerdo al proyecto.

En el tajo piloto el ciclo actual de minado es como se detalla.

Ventilación: después de la voladura para el ingreso de la guardia siguiente la primera orden de trabajo a realizar es la ventilación con tercera línea y circuito de mangas para eliminar los gases tóxicos generados por el explosivo después de su reacción o voladura. También regar con agua la carga para eliminar el polvo de la carga de mineral roto luego de haber ventilado.

Sostenimiento: después de realizar el desatado de rocas en el área de trabajo, se realiza el sostenimiento con soportes "RS bolt" sobre carga rota de mineral nivelada, corona, caja techo y si requiere la caja piso según se va avanzando con la limpieza con el equipo winche eléctrico.

Limpieza: la limpieza de mineral roto en su totalidad se realiza con el equipo winche eléctrico de arrastre después de haber realizado el sostenimiento adecuado en las cajas y corona del tajo según el avance a lo largo del tajo el cual fue roto por una voladura masiva no eléctrica.

Relleno detrítico: después de realizar en su totalidad la limpieza de mineral roto con el winche eléctrico de rastrillaje en todo el tajo, se inicia la ventana

para realizar el siguiente corte luego se bloquea la ventana anterior en ambos extremos para después empezar con el relleno detrítico del tajo con material roto estéril proveniente del nivel superior de labores en exploración y preparación, se rellena y empampilla dejando una altura de 3 m para luego realizar la perforación después de culminar con la perforación masiva en todo el tajo vuelve a rellenar dejando una altura de 1.20m para realizar el carguio de explosivos.

Perforación: después de realizar la primera parte del relleno para dar altura de perforación para el siguiente corte se realiza una perforación masiva con taladros de 6 pies de longitud con máquinas perforaras neumáticas "Jack ley" durante 3 guardias acumulando 100 a 250 taladros en toda su longitud horizontal del tajo.

Voladura: la voladura masiva se realiza de 100 a 250 taladros cargados con explosivos y accesorios no eléctricos, iniciando con una chispa la mecha rápida pasando al carmex por medio del conector para activar la línea troncal o cordon detonate, al momento de activarse por la explosión del fulminante n°8 complemento del carmex explota todo el conector dando inicio a todos los faneles o minineles, la secuencia de salida de la voladura seda de acuerdo al número y tiempo del retardo en el fulminante n° 12 el cual activa a los explosivos de la columna del taladro iniciando una reacción química de los explosivos a gran temperatura y presión por los gases generados, fracturando la roca y desplazado.

Para mayor compresión de los resultados se detallan a continuación en los siguientes gráficos el método de explotación que se realiza después de realizar el proyecto de mejora donde se tienes indicadores eficientes:

Método de minado "Over cut and fill" aplicado perforación tipo realce y voladura masiva con accesorios no eléctricos más soportes "Rs bolt"

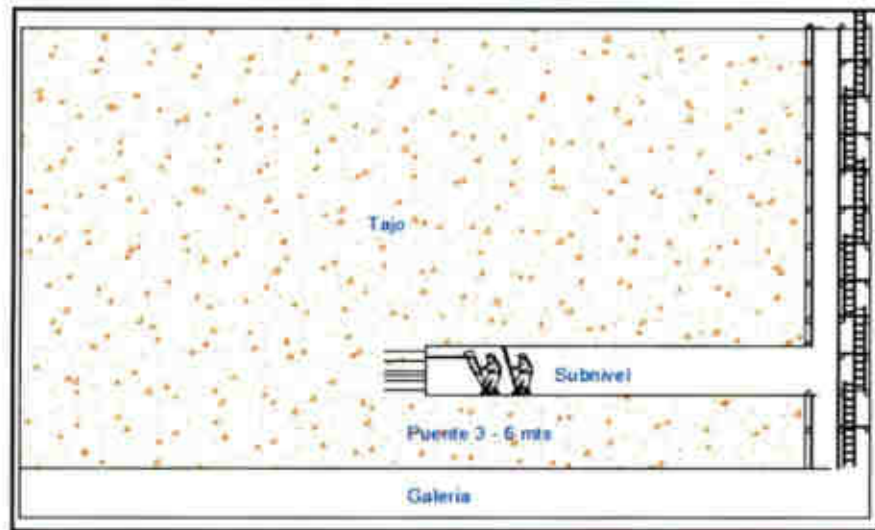


Figura 5. 1. Preparación del Tajo

Fuente: propia

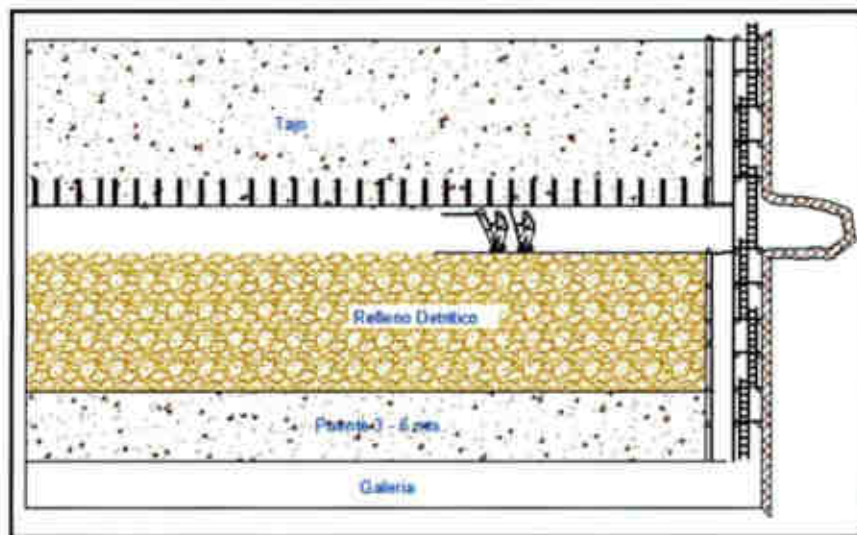


Figura 5. 2. Perforación todo el corte Desarrollo del tajo en el método "over cut and fill".

Fuente: propia

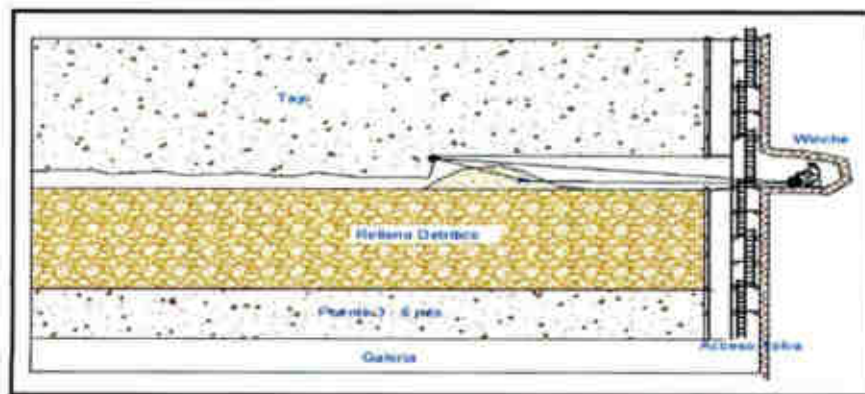


Figura 5. 3. Limpieza con winche eléctrico de Rastrillaje

Fuente: propia

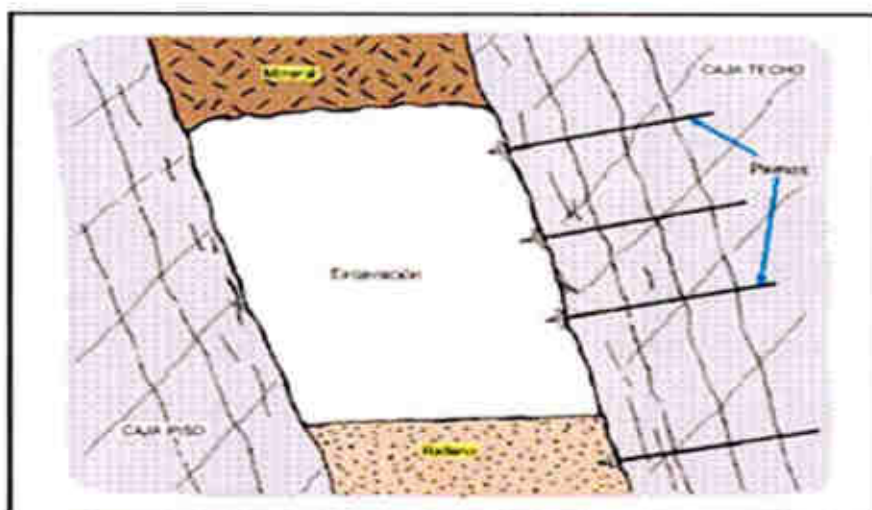


Figura 5. 4. Sostenimiento con pernos "Rs bolt"

Fuente: Compañía minera PODEROSA SA.

- Se realizaba la voladura de todo el corte del tajo utilizando accesorios no eléctricos de 100 a 300 taladros con el método corte y relleno detritico ascendente.
- Se realiza sostenimiento con pernos "Rs bolt" como sostenimiento antes de rellenar el tajo.
- Limpieza con winches de rastrillaje de 30 HP.

- La cantidad de mineral después de la voladura de todo el corte, es limitada solo por el tiempo de limpieza.

5.2. Carguío de explosivos para voladura masiva

Después de realizar la perforación masiva en toda su longitud horizontal se culmina a rellenar con material detritico estéril en su totalidad dejando una altura de 1.20m para realizar el carguío de los taladros de 6 pies cada taladro con un iniciador más 5 emulsiones de 1000, los taladros de la caja techo son cargados con emulnor de 500 toda la columna del taladro para realizar una voladura masiva controlada.

5.2.1. Cálculo de la carga explosiva con emulsion y accesorios no eléctricos.

Cálculo de carga de un taladro para voladura masiva como promedio de carga explosiva emulnor 1000 tiene una densidad de 0.095 kg/cartucho, el emulnor de 500 tiene una densidad de 0.079 kg/cartucho, la carga explosiva del taladro del medio y de la caja piso serán con 6 cartuchos emulnor de 1000 y la caja techo con emulnor de 500, según la evaluación y cálculo de factor de carga, el resultado promedio del factor de carga no debe ser mayor de 0.48 kg/TM.

Cálculo de la carga explosiva para 261 taladros.

Emulnor de 500 = 650 cartuchos*0.079 = 51.35 kg

Emulnor de 1000 = 920 cartuchos*0.095 = 87.40 kg

Total de carga explosiva = 138.75 kg

Hallamos el factor de carga

Longitud horizontal del block = 50m

Ancho de minado = 1.5 m

Longitud del taladro = 1.5 m

Densidad del material a romper = 2.85 TM/m³

$$F_c = \frac{kg(\text{explosivo})}{(\text{Area vol.} \cdot \text{ancho de minado} \cdot \text{long. tal.})m^3 \cdot \text{dens. material a romper} \frac{TM}{m^3}}$$

$$F_c = \frac{51.35kg + 87.40kg}{(50 \cdot 1.5 \cdot 1.65)m^3 \cdot 2.85 \frac{TM}{m^3}}$$

$$F_c = \frac{138.75kg}{288.5678TM}$$

$$F_c = 0.48089 \frac{kg}{TM}$$

También se hará requerimiento de:

- 261 mininel o accesorios no eléctricos.
- 110 metros de pentacord doble lineal troncal.
- Para 3 puentes 3 minineles el último número.
- 2 carmex para detonar el pentacord.
- Un pequeño trozo de mecha rápida para detonar el carmex.

Cuadro 5. 1. Detalle de cantidad de cartuchos y kilogramos de explosivo.

N° DE TALADROS PERFORADOS DE UN CORTE			
N° DE TALADROS DISPADOS DE UN CORTE			
Nomenclatura de Taladros	N° DE Cartuchos x Taladro	EMULNOR 1000	Kg de Explosivo. por Taladro
Taladros de Producción	6	0.095/L*A	0.50
Alzas	5	0.095/L*A	0.49
Piso	6	0.095/L*A	0.47
PROMEDIO			0.48

Fuente: propia

5.2.2. Procedimiento carguío explosivos y amarre de accesorios no eléctricos para la voladura masiva.

Para la voladura se hace uso de explosivos como las emulsiones de 1000 y 500 para obtener un resultado óptimo con la voladura controlada.



Fotografía 5. 1. De Emulnor 5000, 3000 y 1000

Fuente: Propia



Fotografía 5. 2. Fotografía 5. 1 Prima o cebo con Emulnor 3000 el inicia toda la columna de carga explosiva en el taladro.

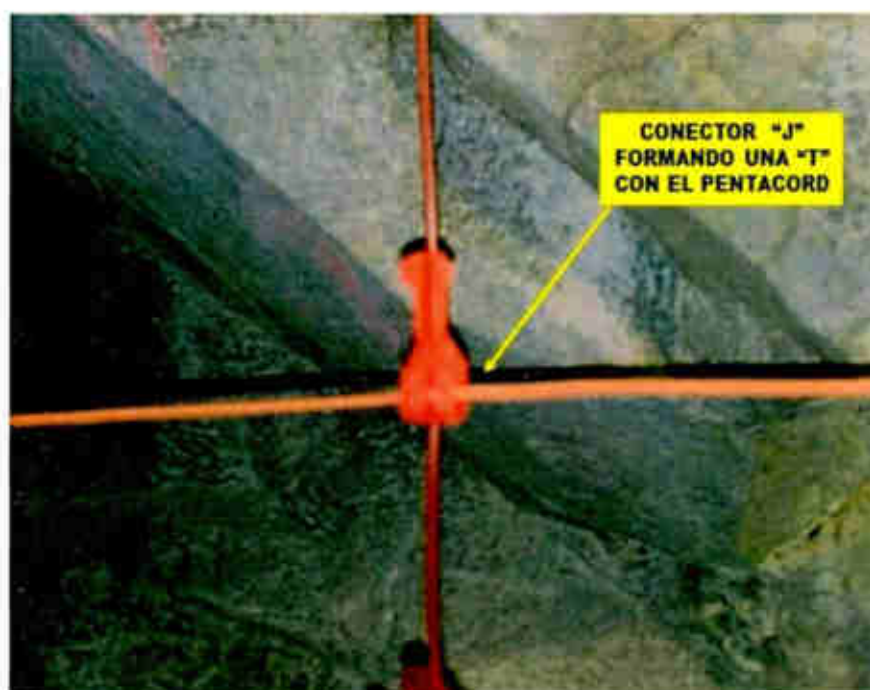
Fuente propia



Fotografía 5. 3. Carga de la columna de taladro con accesorios no eléctricos y explosivos tipo emulsion o emulnor de 1000 y 500.

Fuente: Famesa

Figura 5. 5. Muestra la detonación de un explosivo con accesorios no eléctricos. Ver anexo N°017

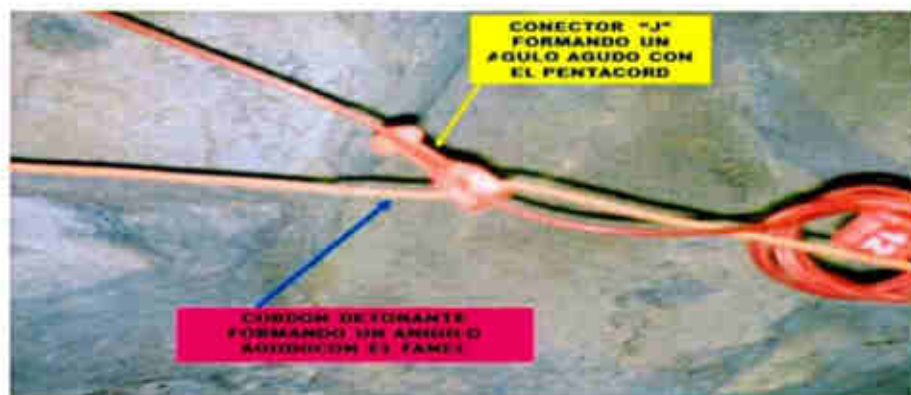


Fotografía 5. 4. Conexión del fanel MS a la línea troncal formado 90° con el cordón detonate.

Fuente: Propia



Fotografía 5. 5. Puente para una voladura masiva secuencial con accesorios no eléctricos



Fotografía 5. 6. Error de amarre del fanel al cordón detonante debe ser perpendicular a la línea troncal.

Fuente propia.



Fotografía 5. 7. Amarre de carmix con el cordón detonante para iniciar la voladura masiva no eléctrica.

Fuente: Propia



Fotografía 5. 8. Muestra el chispeo o quemado de la mecha rápida para iniciar toda la voladura masiva.

Fuente propia.

Cuadro 5. 2. Geomecanica para voladura de tajos, tipo de explosivo y sostenimiento ejecutada con la tabla geomecanica de PODEROSA SA. Anexo N°07.

5.2.2. Determinación ondas sísmicas de voladura.

Se realizó monitoreo de Vibraciones con el equipo sismógrafo instantel en el tajo piloto para analizar los diferentes parámetros de voladura y fijar la cantidad de carga explosivo a usar para un tipo de roca de RMR 45-65.

06-04-17; Tajo 5960, Nivel 2520, Veta Guadalupe, se instaló el Sismógrafo instantel a una distancia de 46 m. de la Voladura, obteniendo un vector suma de la VPP de 14.9 mm/s, de un total de 110 taladros cargados de 1.65m con Emulnor de 1000 de 1 x 8.

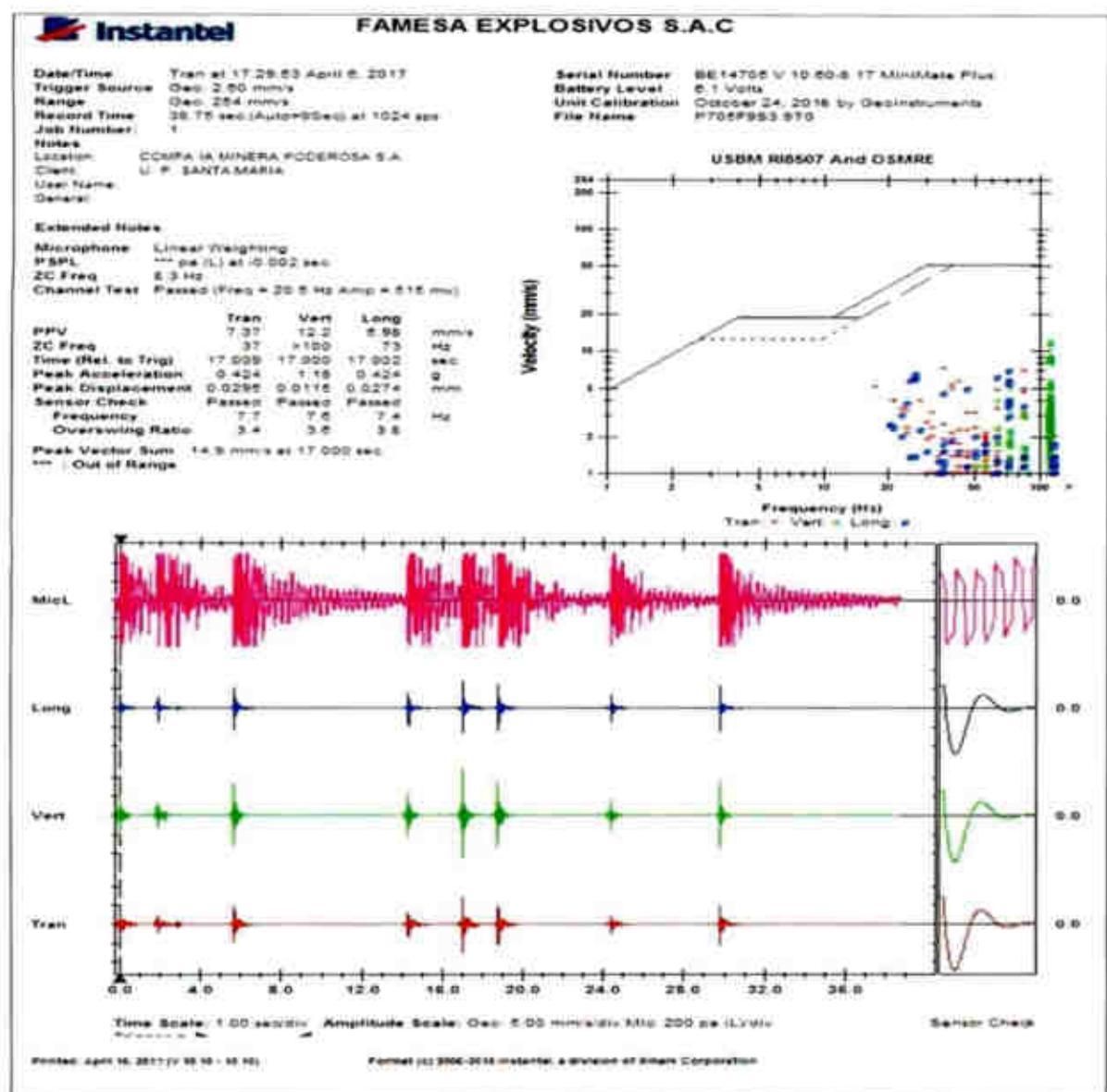


Figura 5. 6. Muestra el estudio sismográfico de la voladura masiva para 110 taladros en el tajo 5960 veta Guadalupe.

Fuente: Famesa

15-04-17; Tajo 5960, Nivel 2520, Veta Guadalupe, se instaló el Sismógrafo instantel a una distancia de 67 m. de la Voladura, obteniendo un vector suma de la VPP de 3.53 mm/s, de un total de 214 taladros cargados de 1.65m. Con Emulnor de 1000 y 500 de 1 x 8".

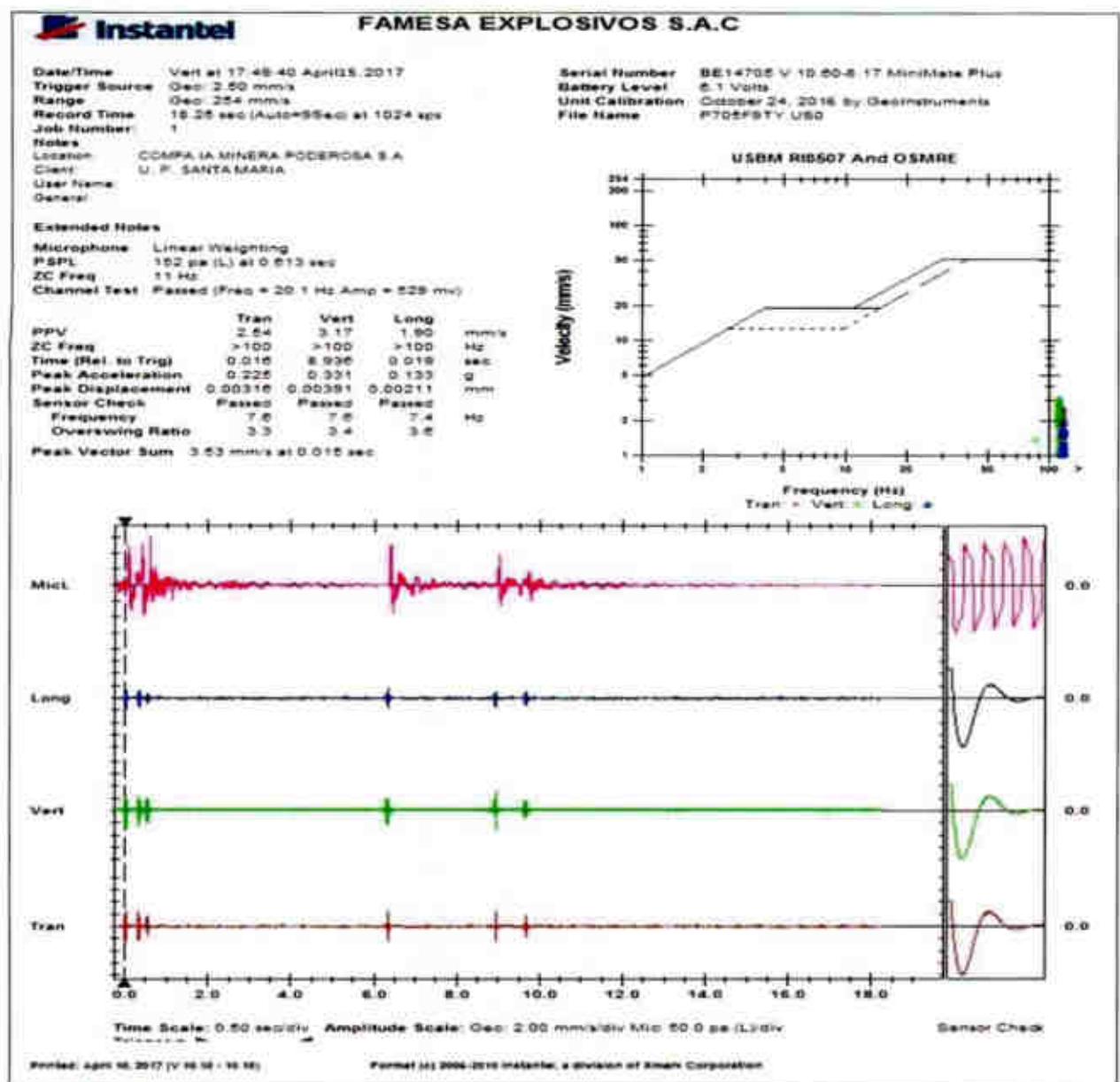


Figura 5. 7. Muestra el estudio sismográfico de la voladura masiva para 214 taladros en el tajo 5960 veta Guadalupe.

Fuente. Famesa

5.2.3. Resultado de indicadores

El proyecto de voladura masiva con accesorios no eléctricos y soportes "Rs bolt" en el método de minado "Over cut and fill" (corte y relleno ascendente), del tajo 5960 de la veta Guadalupe en el nivel 2520 de la unidad minera Santa María CIA. PODEROSA. SA. Muestra otra perspectiva en la actualidad del año 2017 los indicadores son óptimos y el costo de mineral roto redujo de 55 USD/TM a 45 USD/TM, comparación de los años anteriores 2015 y 2016, como se detalla en el siguiente cuadro estadístico. Logrando optimizar en estos 6 meses.

Cuadro 5. 3. Data de análisis del minado en el tajo 5960 año 2017.

Año	Mes	Labor	Veta	Nivel	Producción (TM/Mes)	Promedio (TM/Mes)	Factor de Potencia (kg / TM)	Promedio (kg / TM)	Factor de Perforación (PP / TM)	Promedio (PP / TM)	Rendimiento (TM/tarea)	Promedio (TM/tarea)	Costo Producción (USD/TM)	Promedio (USD/TM)	Consumo de madera (Kg madera/TN)	Promedio (Kg madera/TM)
2017	Enero	TJ 5960	Guadalupe	2520	785.00	1002.70	0.54	0.48	4.60	4.15	2.99	4.20	50.00	45.02	2.99	2.67
2017	Febrero	TJ 5960	Guadalupe	2520	826.00	1002.70	0.45	0.48	4.52	4.15	3.30	4.20	45.01	45.02	3.00	2.67
2017	Marzo	TJ 5960	Guadalupe	2520	887.00	1002.70	0.49	0.48	3.99	4.15	4.23	4.20	40.04	45.02	2.14	2.67
2017	Abril	TJ 5960	Guadalupe	2520	1019.00	1002.70	0.50	0.48	4.10	4.15	4.36	4.20	48.03	45.02	1.98	2.67
2017	Mayo	TJ 5960	Guadalupe	2520	980.00	1002.70	0.47	0.48	3.65	4.15	4.81	4.20	42.02	45.02	2.74	2.67
2017	Junio	TJ 5960	Guadalupe	2520	1102.00	1002.70	0.45	0.48	4.13	4.15	4.63	4.20	44.01	45.02	2.96	2.67
2017	Julio	TJ 5960	Guadalupe	2520	1420.00	1002.70	0.46	0.48	4.11	4.15	5.05	4.20	46.02	45.02	2.91	2.67

Fuente propia

Los resultados de los indicadores de la optimización como: Factor de Perforación (TM/MES) Año 2017. Ver anexo N°12, Factor de kilogramos explosivo (kg/TM) Año 2017. Ver anexo N°13, Factor de Perforación (PP/TM) Año 2017. Ver anexo N° 14, Factor por una tonelada cuantas tares se realiza (TM/Tarea) Año 2017. Ver anexo N°15, Factor costo por tonelada (USD/TM) Año 2017. Ver anexo N°16, Factor kilogramos de madera por una tonelada (Kg madera/TM) Año 2017. Ver anexo N°17.

Cuadro 5. 4. De cumplimiento con las metas propuesta para optimizar el ciclo de un tajo en el método over cut and fill.

Objetivo	Indicador	Unidad de Medida	Mejor SI	Situación Actual	Objetivo Meta	Cumplimiento del Objetivo
Productividad	Factor de Potencia	kg / TM	Baja	0.86	0.55	0.48
	Factor de Perforación	PP / TM	Baja	7.41	5.40	4.15
	Producción	TM/Mes	Sube	332	950	1420
	Rendimiento	TM/tarea	Sube	156	3.33	4.2
Costo	Costo Producción	USD/TM	Baja	55.51	45.30	45
Seguridad	incidentes	Und/año	Baja	4	0	0
Medio Ambiente	Consumo de madera	Kg madera/TM	Baja	9.32	0	2.67

Fuente: Propia

- Factor de potencia reduce entre 0.45 y 0.50 kilogramos por tonelada métrica mejorando el objetivo meta.

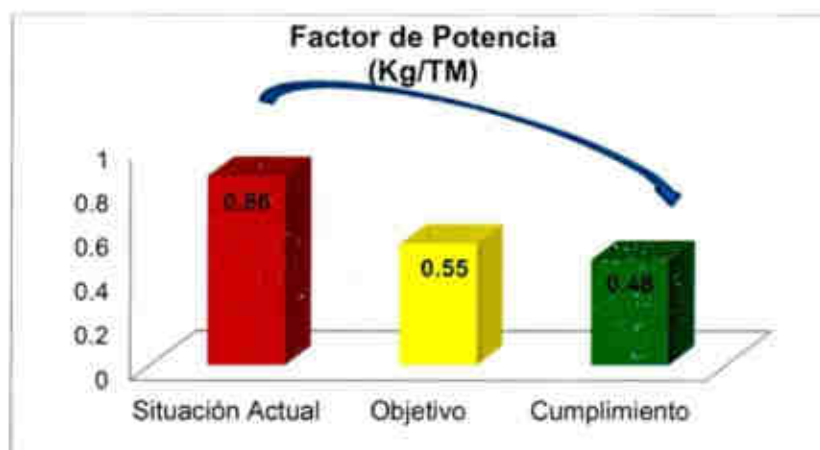


Figura 5. 8. Muestra la reducción del consumo de explosivos.

Fuente: Propia

- Factor de perforación reduce por la estandarización de mallas de perforación.



Figura 5. 9. Muestra la reducción de los pies perforados.

Fuente: Propia

- Producción actual al año 2017 julio comparación con el histórico 2015.

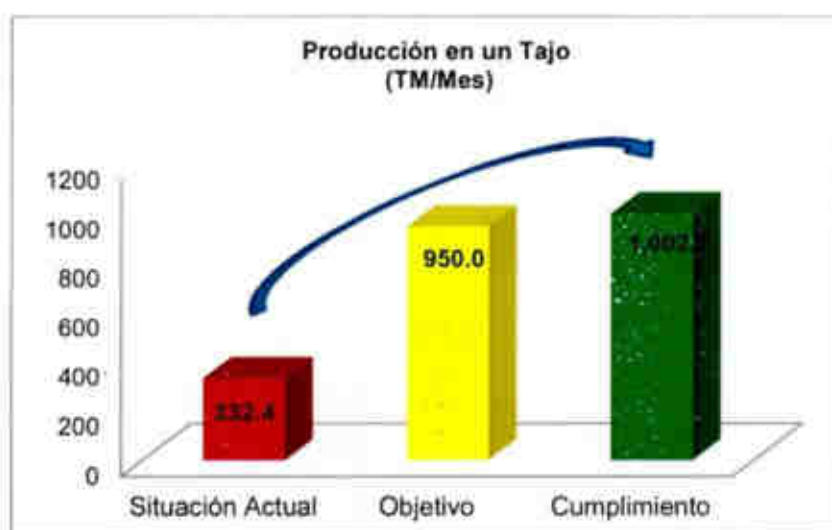


Figura 5. 10. Incrementos de cantidad de producción en un 69%.

Fuente: Propia

- El rendimiento aumenta por la cantidad de toneladas métricas rotas.

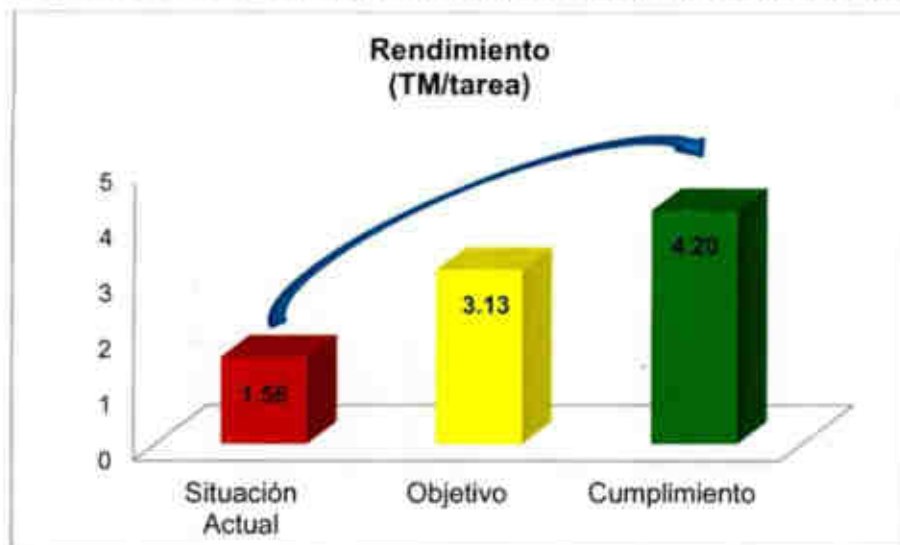


Figura 5. 11. Muestra el rendimiento a la diferencia del año 2015 e

Fuente propia.

- Costo de producción disminuye al año 2017 por una tonelada métrica.

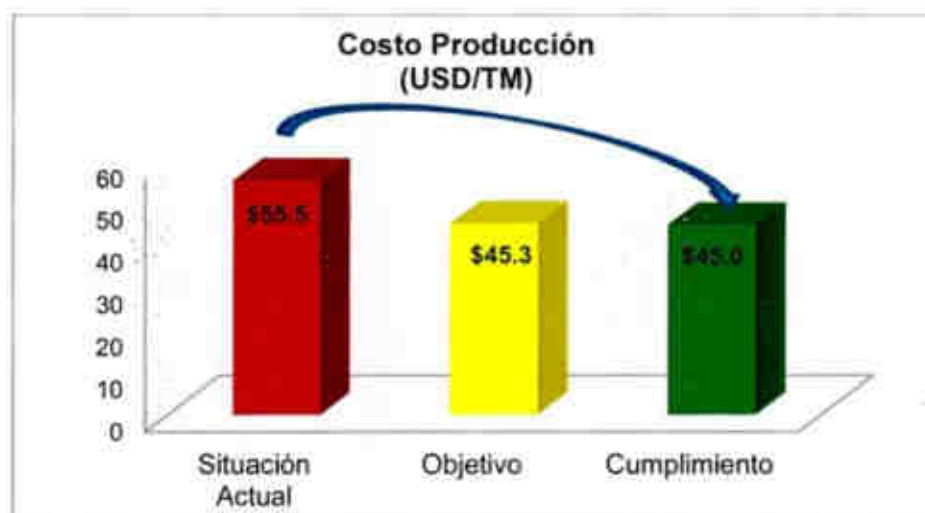


Figura 5. 12. Disminuye el de minado.

Fuente: Propia

➤ A la fecha el consumo de madera reduce a cero en tajos.

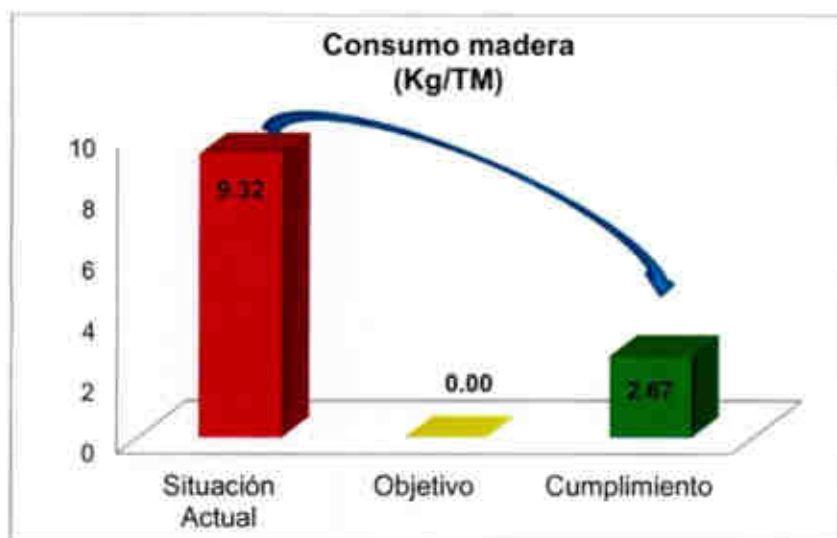


Figura 5. 13. Se cumple con el objetivo meta

Fuente: Propia

5.2.4. Comparación de índice de seguridad año 2016 y 2017.

En el año 2016 la minera poderosa muestra un cumplimiento al finalizar el año con la seguridad la figura muestra las estadísticas, línea de color azul índice de frecuencia $IF=3.3$, línea de color rojo índice de severidad $IS= 76.8$, por ultimo línea color verde el índice de accidentabilidad $IA=0.26$, en el mes de diciembre. Indica la figura que al inicio del año los índices se encuentran elevados esto indicando que el riesgo de accidentabilidad era muy alto.

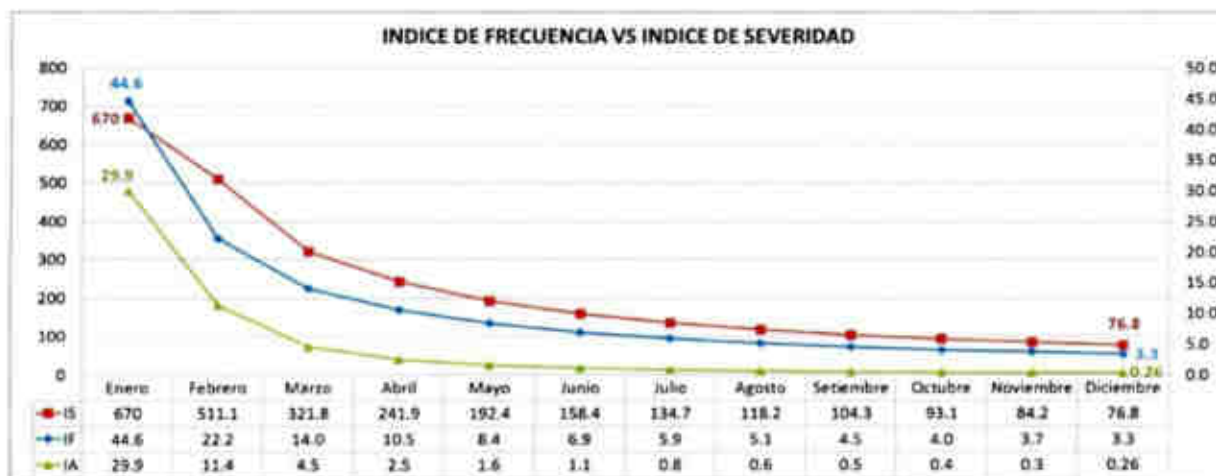


Figura 5. 14 .Estadística de frecuencia vs severidad año 2016.

Fuente: compañía minera poderosa área de seguridad.

Indice de seguridad del año 2017, muestra el cumplimiento de cero accidentes e incidente hasta julio del 2017 en el tajó 5960.

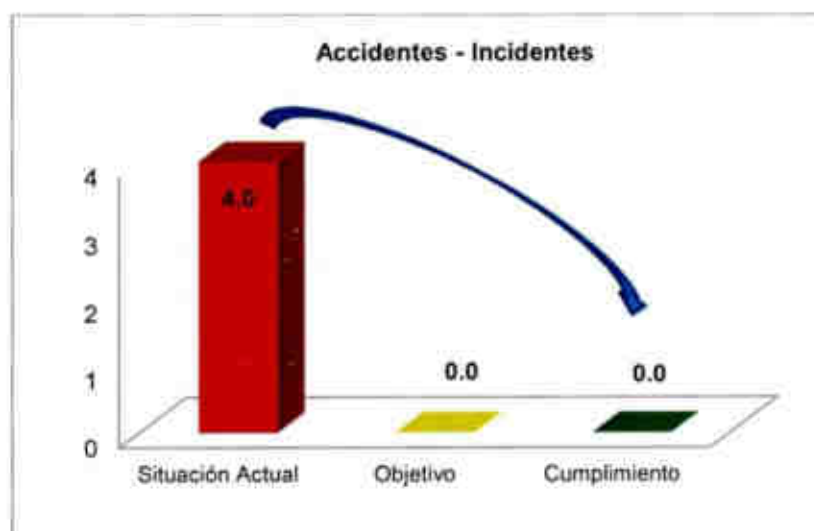


Figura 5. 15. Se cumple con el objetivo meta

Fuente: propia

5.2.5. Ahorro logrado por la optimización.

Cuadro 5. 5. Muestra el total de ahorro por mes, generado por el cambio de trabajo en el minado "Over cut and fill" del tajo 5960.

Año	Mes	Suma de TM	Ahorro (\$) por el incremento de producción.	Ahorro (\$) por Madera	Ahorro (\$) por menor rotación de personal	Ahorro por seguridad	Total ahorro (\$)
2016	Enero	785	18319.7	655.4	11733.8	1740.0	32448.8
2016	Febrero	826	17484.6	625.5	10667.1	1740.0	30517.1
2016	Marzo	887	13080.2	767.1	12800.5	1740.0	28387.7
2016	Abril	1019	21192.8	758.1	12800.5	1740.0	36491.4
2016	Mayo	980	26880.0	961.6	12800.5	1740.0	42382.1
2016	Junio	1102	30409.0	1233.8	11733.8	1740.0	45116.6
2016	Julio	1420	30155.0	1234.0	10989.0	1740.0	44118.0
Total general		7019	157521.3	6235.5	83525.0	12179.9	\$259,461.68

Fuente: fuente propia

Ahorro proyectado 2017 = \$522,695.01

Cuadro 5. 6 .Muestra el total de ahorro por mes, en la reducción del consumo de madera en el minado "Over cut and fill" del tajo 5960.

Año	Mes	Suma de TM	Kg/TM	Total KG madera que se dejó de consumir	Ahorra (\$)/ Madera
2016	ENERO	1713	2.5	4224.6	655
2016	FEBRERO	1635	2.5	4032.0	625
2016	MARZO	2005	2.5	4944.8	767
2016	ABRIL	1982	2.5	4887.1	758
2016	MAYO	2513	2.5	6198.6	962
2016	JUNIO	2651	2.5	6538.0	1014
2016	JULIO	3225	2.5	7953.6	1234
Total general		22400	2.5	55242.4	6016

Fuente: Propia

Ahorro por reducción del uso de madera en minado del tajo 5960 un total = \$ 6016

5.2.6. Prueba de hipótesis

Se ha demostrado y comprobado las hipótesis planteadas.

Hipótesis general

Las técnicas de voladura masiva con accesorios no eléctricos logra incrementar la producción en un promedio de 1002.7 TM en los últimos 6 mes del 2017, llegando a producir hasta 1420 TM/Mes, en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 tambien reduce el costo de mineral roto en diferencia de 9.98 USD/TM de la compañía minera PODEROSA SA, UNIDAD SANTA MARÍA.

Hipótesis general

- ❖ Las técnicas de voladura masiva con accesorios no eléctricos incrementa la producción hasta 1420 TM/Mes en los últimos 6 mes, en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520 de la compañía minera PODEROSA SA, U.P. SANTA MARÍA.
- ❖ El sostenimiento con soportes "RS bolt" satisfactoriamente logro resultados óptimos donde la operatividad aumenta la velocidad de minado del block realizando 3 a 4 corte horizontales por mes en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960.
- ❖ Los costos minado baja de 55 USD/TM a 45.02 USD/TM con el empleo de técnicas de voladura masiva y soportes "RS bolt" en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960.
- ❖ El factor de seguridad con el uso de soportes "RS bolt" se logró obtener un promedio de 1.5, reduciendo los peligros en los 6 meses del proyecto, no hubo ningún tipo de accidente o incidente siendo eficientes y eficaces en el minado "Over Cut and Fill" del tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520.

CONCLUSIÓN

El proyecto se concluye exitosamente con el cumplimiento de los objetivos trazados a un inicio y llegando a las hipótesis planteadas, en el minado "Over cut and fill" con los cambios realizados en el proceso de arranque de mineral del tajo 5960 del 2520 veta Guadalupe en la unidad santa maría de la compañía minera PODEROSA, con la voladura masiva y accesorios no eléctricos y soportes "Rs bolt" como sostenimiento anterior al relleno detritico se logra optimizar el minado del tajo.

El consumo de explosivos anteriormente con un promedio de 0.86 kg/TM, la meta propuesta en el proyecto es llegar a 0.55 kg/TM, con los cambios realizados en el proceso de arranque de mineral del tajo 5960 de la veta Guadalupe U.P. Santa Maria de la compañía minera PODEROSA S.A, se cumple con el objetivo de reducción de consumo de explosivos a 0.48 kg/TM, por lo tanto se mejora el objetivo meta y el proyecto es exitoso.

El factor de perforación se reduce por la estandarización de mallas de perforacion, la meta propuesta en el proyecto es llegar a 5.4 PP/m en el tajo 5960 de la veta Guadalupe U.P. Santa María de la compañía minera PODEROSA S.A el proyecto es exitoso por obtener el resultado de 4.15 pp/TM.

En el proceso de arranque de mineral del tajo 5960, nivel 2520 de la veta Guadalupe, Unidad Santa María de la compañía minera PODEROSA S.A, con el proyecto se llega a producir un promedio de 1002.7 TM en los últimos 6 mes del 2017, así también reducir los costó de 55 USD/TM a 45.02 USD/TM. y bajando en su totalidad los índices de seguridad

El consumo de madera en el tajo 5960, nivel 2520 de la veta Guadalupe, Unidad Santa Maria de la compañía minera PODEROSA S.A, la meta propuesta de 0.00 Kg/TM no se cumplió en el tajo, se sigue haciendo uso de madera para diferentes instalaciones, el consumo de madera en el proyecto se reduce a 2. 67 kg/TM, con

el uso de los soportes se elimina el sostenimiento con madera puntales y "Jack pot" en el tajo, contribuyendo con el medio ambiente y tala de los boques. Generando un ahorro proyectado al año 2017 de \$ 522,695.01 y Ahorro por reducción del uso de madera en minado del tajo 5960 un total de \$ 6016 desde enero a julio 2017.

RECOMENDACIÓN

Dentro de un proyecto tan ambicioso como lo fue la voladura masiva con accesorios no eléctricos y soportes con "Rs bolt" en el método de minado "Over cut and fill" en el tajo 5960 de la veta Guadalupe en el nivel 2590, siempre se desea una mejora continua del mismo. Por lo tanto se recomienda a futuros estudiantes que tengan interés en el proyecto, la complementación al proyecto en cuanto al sostenimiento de los echaderos de mineral deberían realizar con añillos metálicos y puentes de concreto armado para su recuperar el mineral en su totalidad así también lograr reducir del todo el uso de madera en el proceso de minado del método "Over cut and fill". Una recomendación más sería realizar las pruebas con otro tipo de explosivo con menor densidad el cual pueda conseguir optimizar aún más el costo del mineral roto.

También se recomienda la aplicación del proyecto optimo en otros tajo similares que presentes los parámetros adecuados para su empleo de la voladura masiva y soportes con "Rs bolt" en la compañía minera PODEROSA SA. Unidad de producción Santa Maria.

BIBLIOGRAFÍA

Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering Rock Mass Classifications. USA: Wiley - Interscience.

Dinasol. (2002). Manual de Explosivos. Lima: Impresión callage.

Freddy, H. (2000). Fundamentos de Ingeniería de Yacimientos. Colombia: Universidad Sur colombiana.

Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). Excavaciones Subterráneas en Roca. Nueva York: McGraw Hill.

Neyra, L. (2005). Manual Práctico de Voladura EXSA. Lima: Centro Tecnológico de Voladura EXSA.

Neyra, L. (2013). Manual Práctico de Voladura EXSA. LIMA: CENTRO TECNOLÓGICO DE VOLADURA EXSA.

Novitzky, I. A. (1975). Métodos de Explotación Subterránea y Planificación de Minas. Buenos Aires. Editorial MIR.

Sanchidrian, J. A., & Holmberg. (2003). calculation of Explosives gives useful. balkema.

Sedano, J., & Quispe, Y. (2005). Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA PODEROSA S.A. HUANCAYO UNIVERSIDAD DEL CENTRO DEL PERU.

<https://www.youtube.com/watch?v=zfCFn0Z0lhA>

https://www.google.com.pe/?qfe_rd=cr&ei=iDsAVsjLIZeYmAHlv6KgBA#q=capacitacion+en+sostenimiento+con+pernos+rs+bolt+en+tajos+neuw+concep+mining

<http://www.congresominas.co.pe/WEB/ti/2/24/24c.pdf>

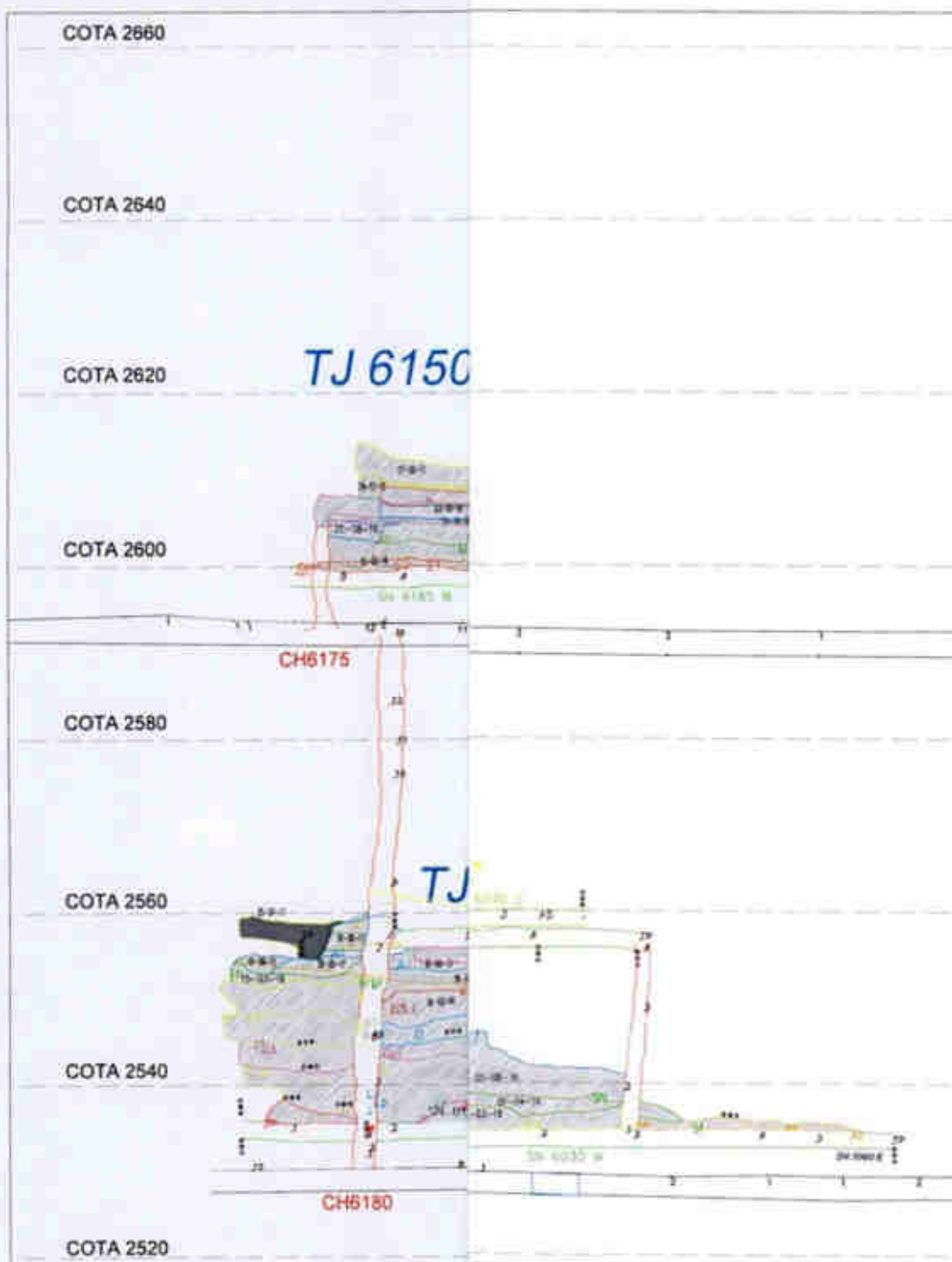
<http://myslide.es/education/hilti-ancajes.html>

<http://es.scribd.com/doc/234249301/SOSTENIMIENTO-2014#scribd>

<http://es.scribd.com/doc/190126197/Estudio-de-Mina-Poderosa-batolito-de-Pataz#scribd>

ANEXOS

ANEXO PLANOS



AD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC

ANO :

CORTE LONGITUDINAL TJ 5960

ESISTAS:

S-J.S.V

VºBº:

LAMINA N°

P-01

SCALA: INDICADA

FECHA : AGOSTO DEL 2017



ANEXO DE FIGURAS

ANEXO N° 01

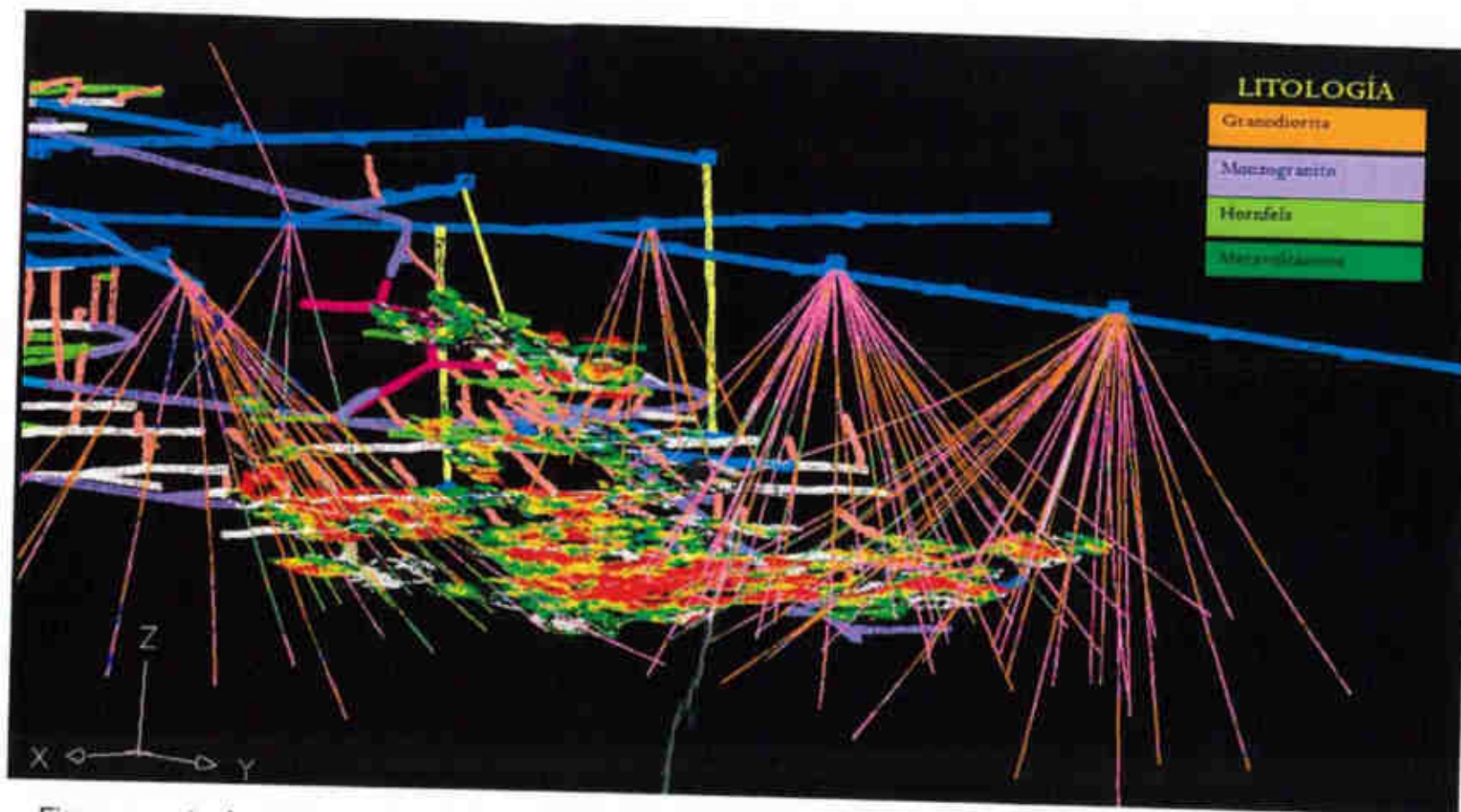


Figura muestra los taladros diamantinos de exploración y reservas probadas de la minera PODEOSA SA.
Fuente PODEROSA SA.

ANEXO N° 02

Factor de producción (TM/Mes).

El dato histórico del año 2015 y 2016, muestran que las eficiencias en el factor de perforación en un promedio de 295,83 y 368,92 TM/Mes, detallando en el Diagrama.

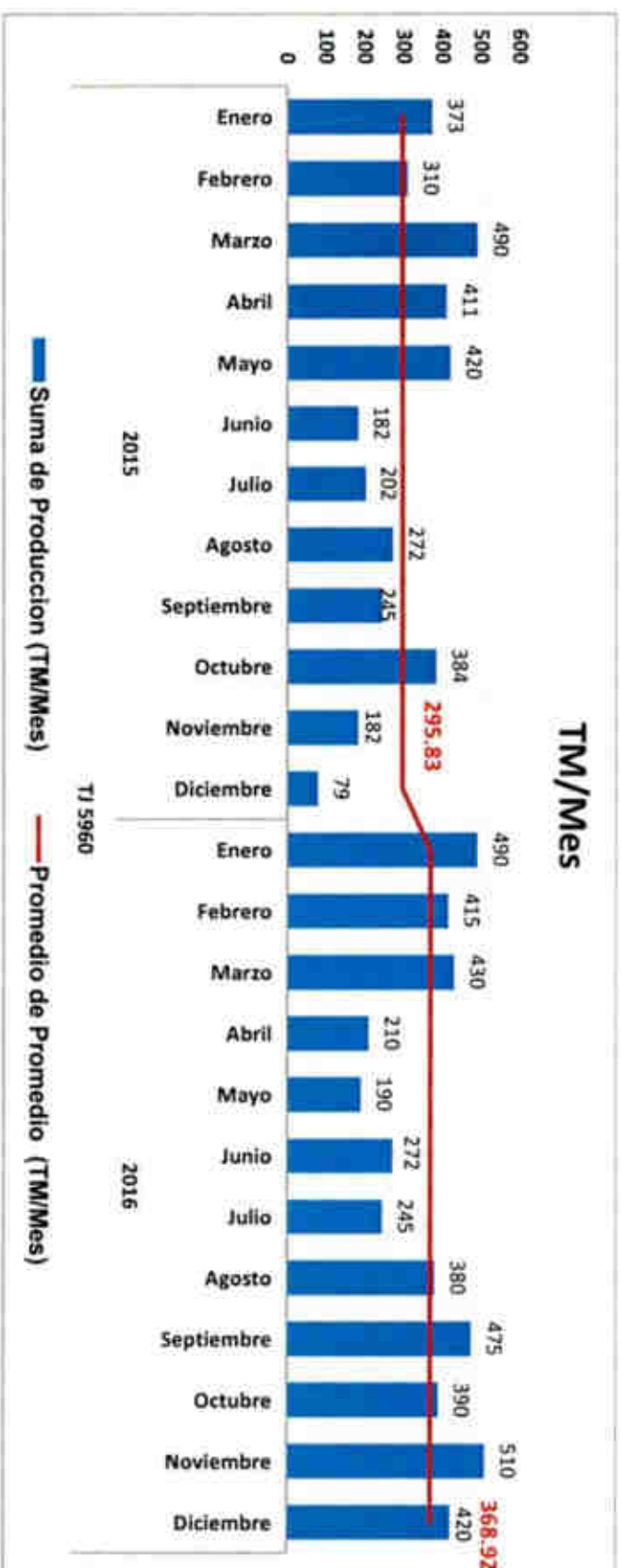


Figura muestra el histórico de producción de mineral al mes (TM/Mes) 2015 y 2016.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N° 03

Productividad: La productividad TM/tarea es indispensable ya que es un indicador que te permite el rendimiento por cada trabajador. Lo cual es parte del análisis para la solución del problema y aumentar la productividad que está en promedio de 1.59 y 1.53 TM/tarea.

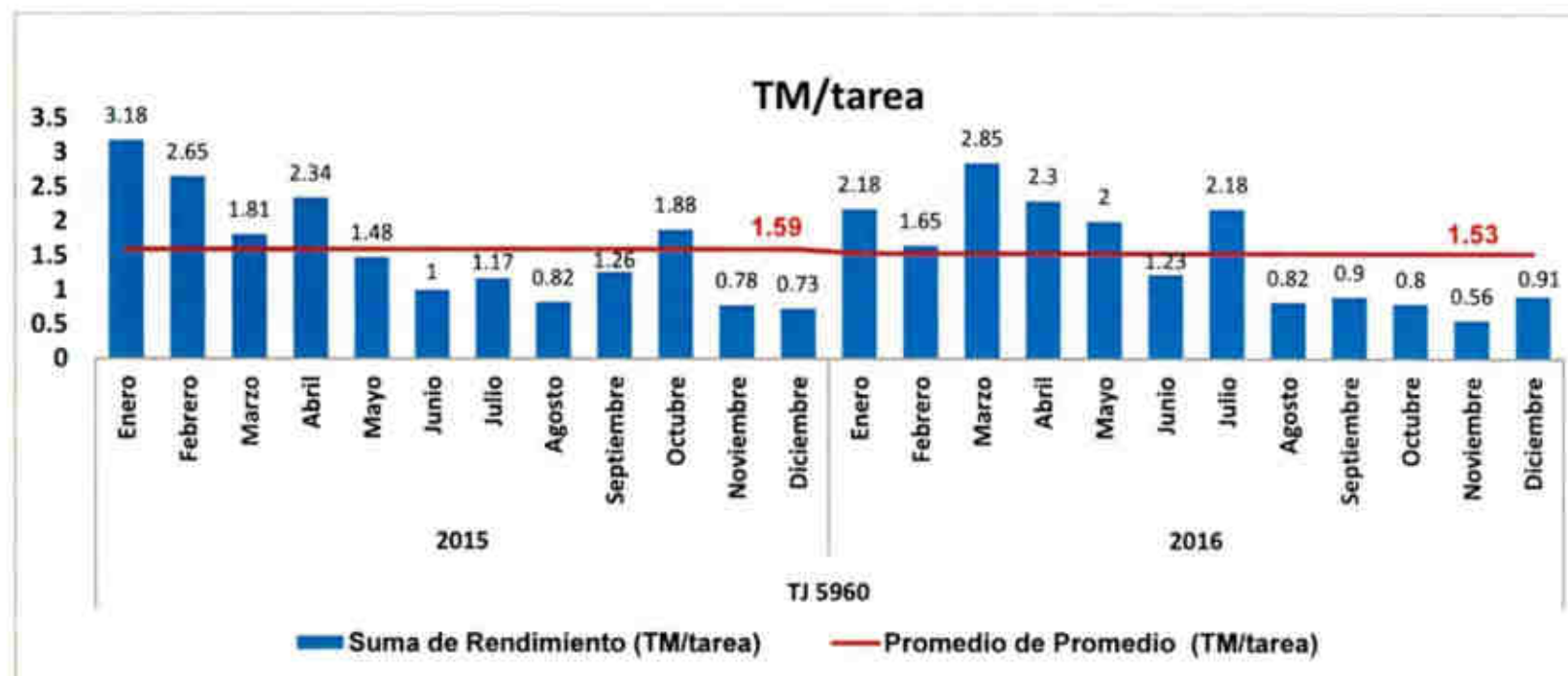


Figura muestra el histórico de TM/tarea en el Año 2015 y 2016.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 04

Costo de Producción (USD/TM): Datos históricos del Costo de Producción (USD/TM) del año 2015 y 2016, donde el costo de producción promedio es de 52.05 y 58.97 USD/TM como se muestra en el detalle en el siguiente.

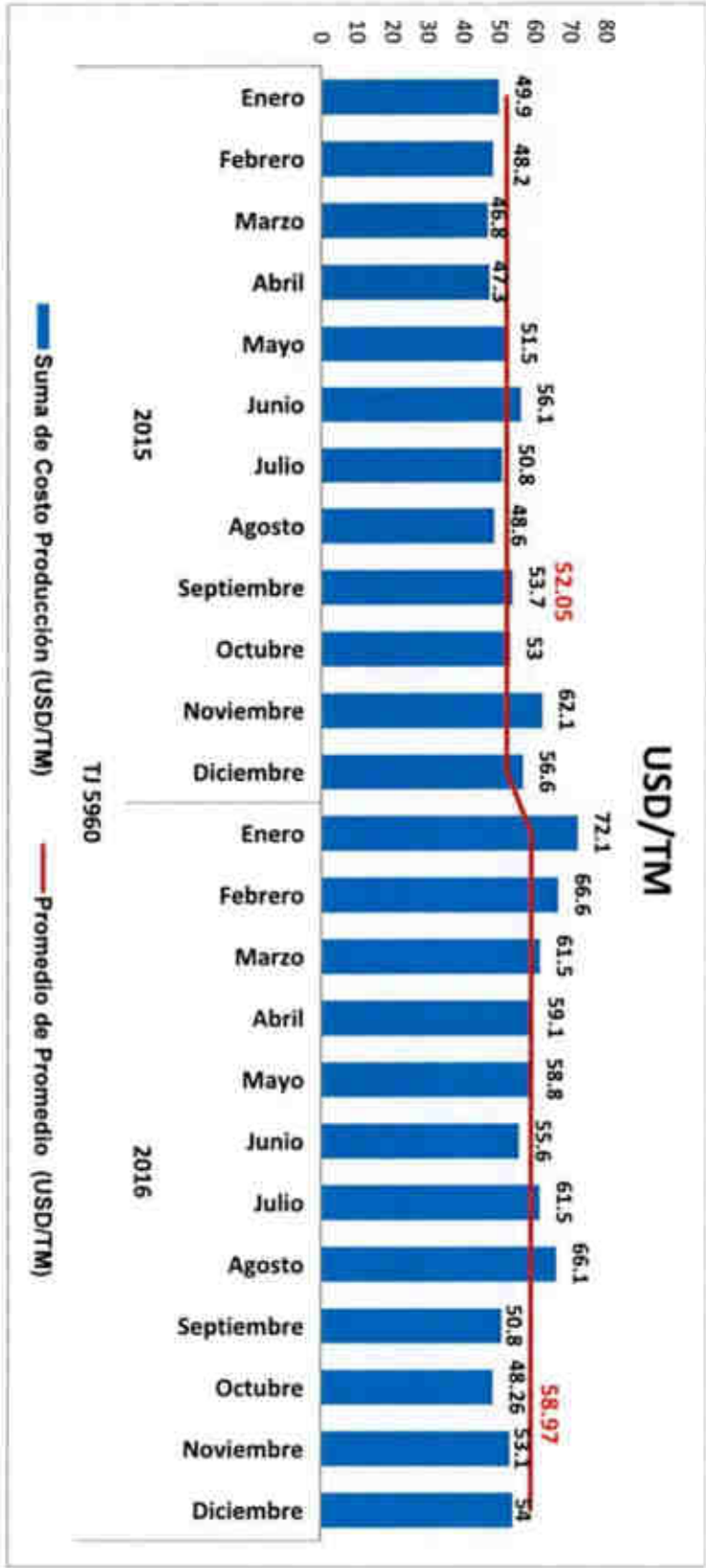


Figura muestra histórico USD/TM en el Año 2015 y 2016.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N° 05

Factor de Potencia (Kg/TM).

El histórico del año 2015 y 2016, muestran las eficiencias promedios mensual que es de 0.70 y 1.01 Kg/TM, como se detalla en el diagrama, donde este promedio está por encima de la Tabla de Aseguramiento de la Calidad (TAC) en tajos.

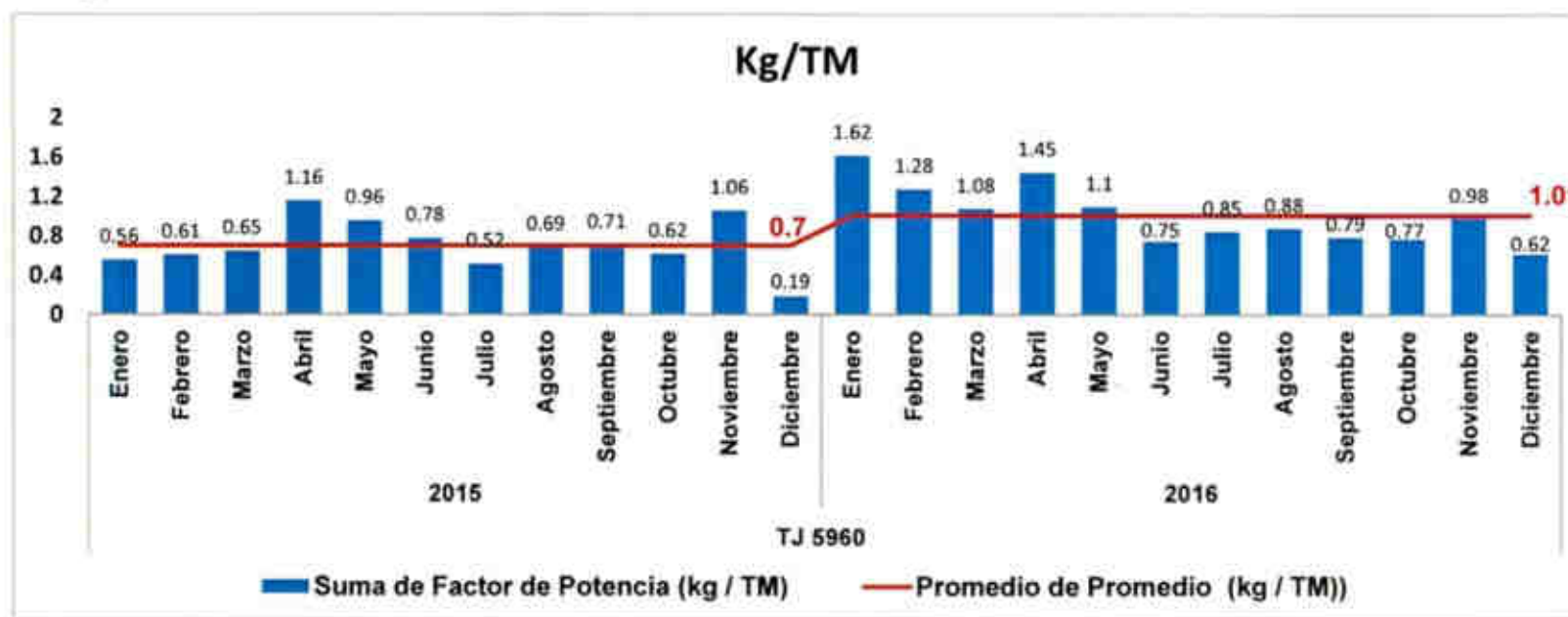


Figura muestra el factor de Potencia (Kg/TM) Año 2015 y 2016.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N° 06

Factor de Perforación (PP/TM).

El dato histórico del año 2015 y 2016, muestran que las eficiencias en el factor de perforación en un promedio de 6.32 y 8.5 PP/TM, detallando en el Diagrama.

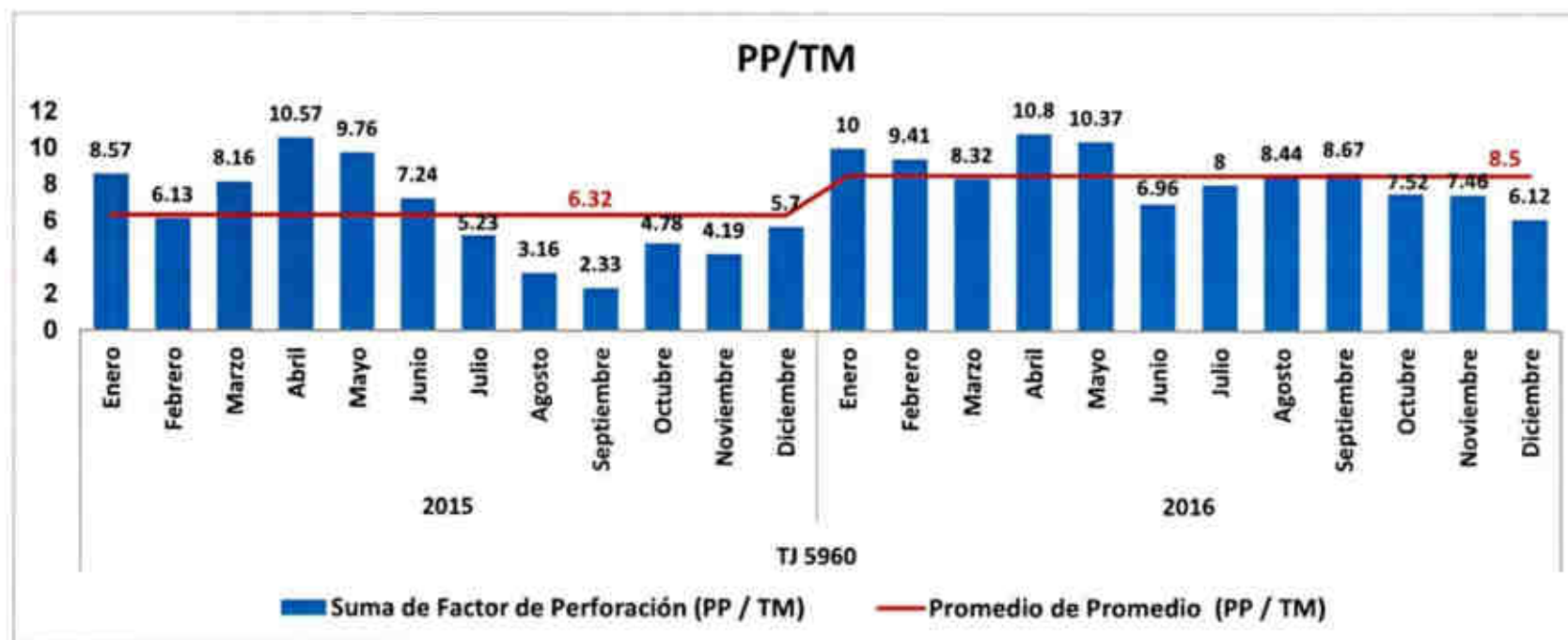


Figura presenta el Histórico Factor de Perforación (PP/TM) Año 2015 y 2016.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 07

Consumo de Madera: Por el método de minado que se realiza se utiliza como elemento de sostenimiento la madera, donde en el histórico del año 2015 y 2016 se tiene un promedio de 8.45 y 10.18 Kg. Madera/TM.

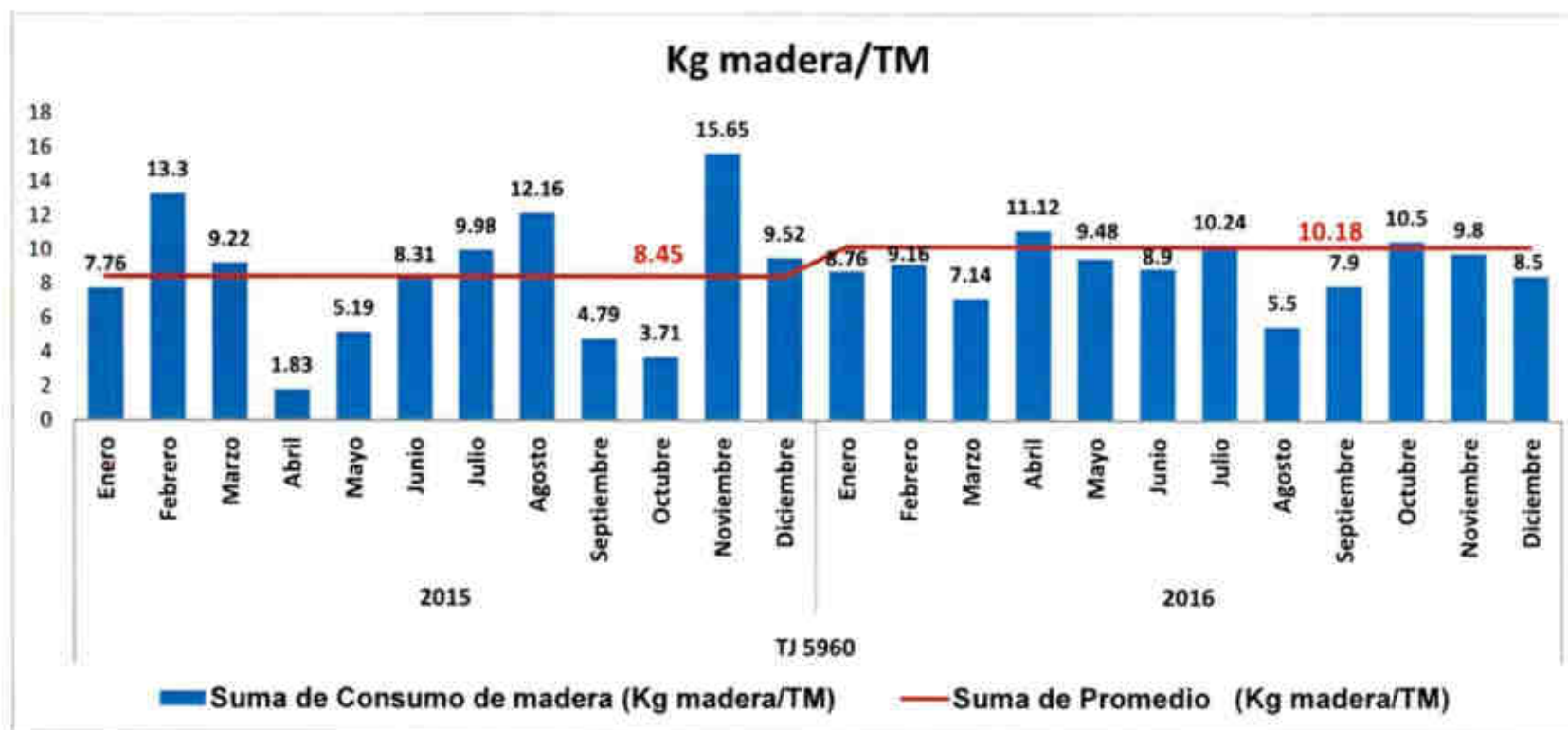


Figura muestra consumo de madera por Tonelada métrica.

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO N° 08

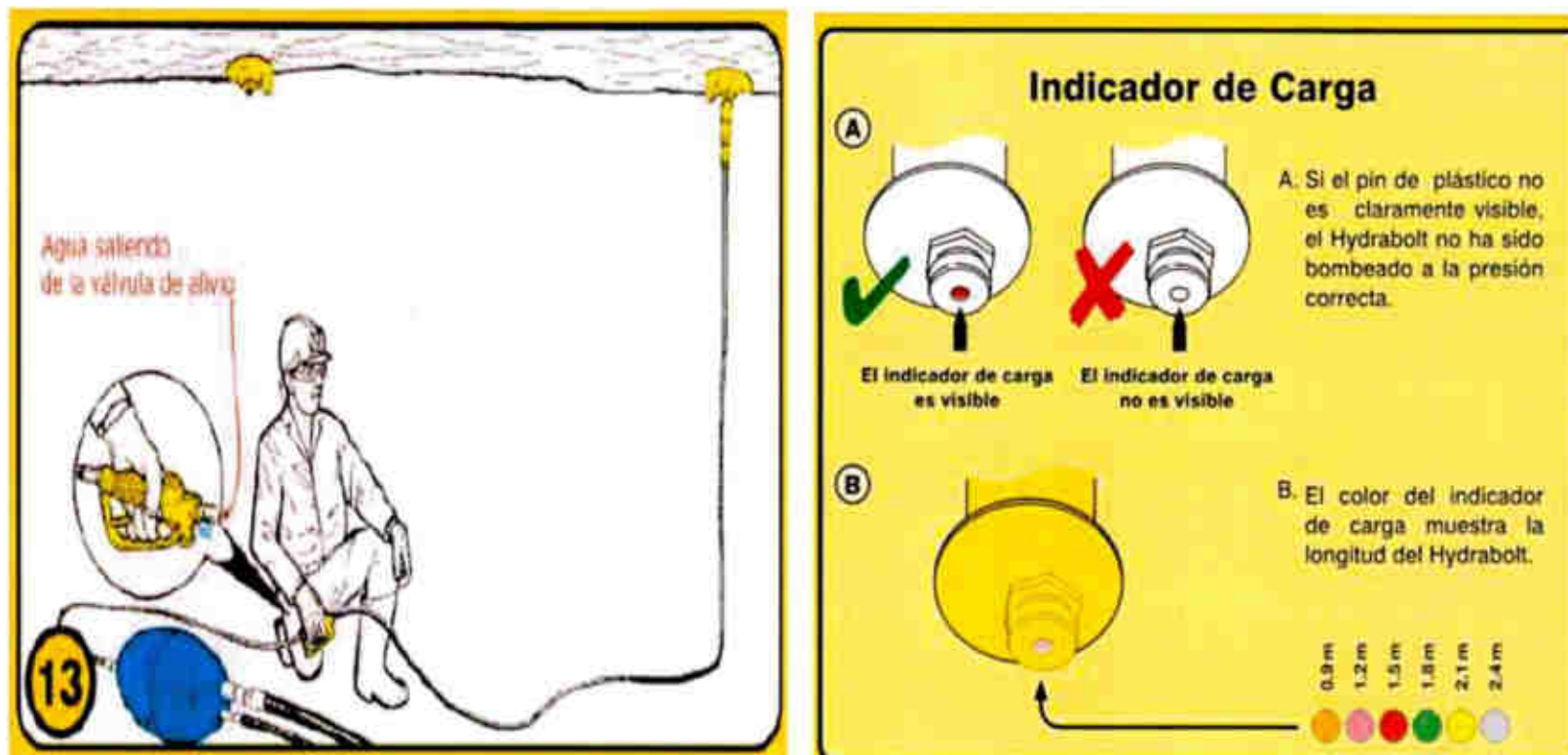


Figura muestra instalación del soporte "Rs bolt" y el indicador de carga donde se muestra la instalación correcta e incorrecta cuando el pin sobre sale en la boquilla del perno este quiere decir que está instalado correctamente, por lo tanto cuando no es visible el pin está mal instalado quiere decir que fue bombeado a presión menor a los 30 Mpa.

ANEXO N° 09



"Rs bolt" inyectado se muestra el trabajo que realiza en el macizo rocoso, presión es radial en todo el diámetro del perno por el contenido de agua en interior, el inflado se realiza con una bomba de presión a 30 Mpa "Rs bolt".



Estructura de "Rs bolt"

Pin indicador de inyección de agua y aire con la bomba a presión del "Rs bolt" a 30 Mpa sobresale el pin.



Perno "Rs bolt"

Figura muestra el mecanismo de función del soporte "Rs bolt".

Fuente niuw concept mining.

ANEXO N°10.

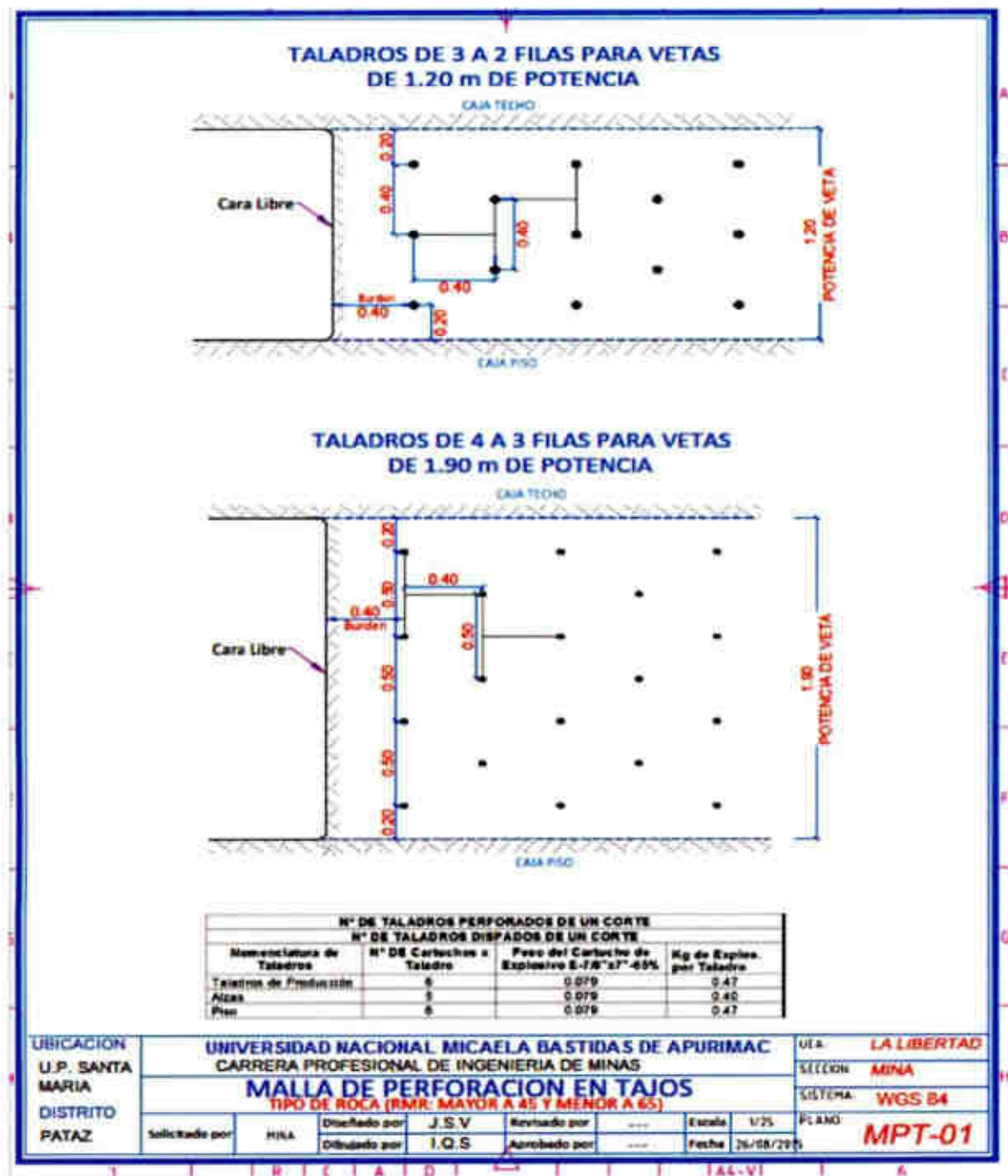


Figura muestra estándar malla de perforación en tajos para vetas >1.20m de ancho.

Fuente: Propia

ANEXO N° 11

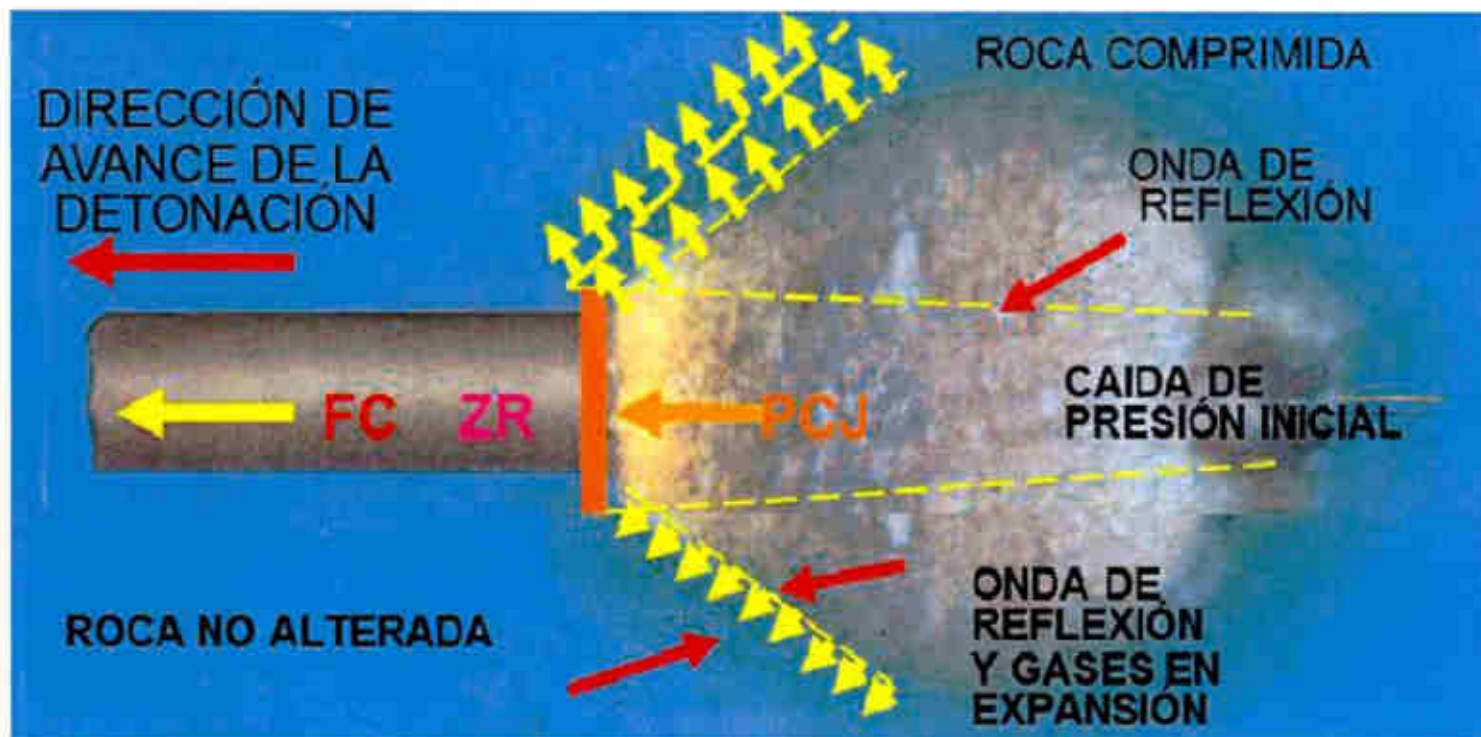


Figura muestra la detonación de un explosivo con accesorios no eléctricos.

Fuente. Propia

ANEXO N°12

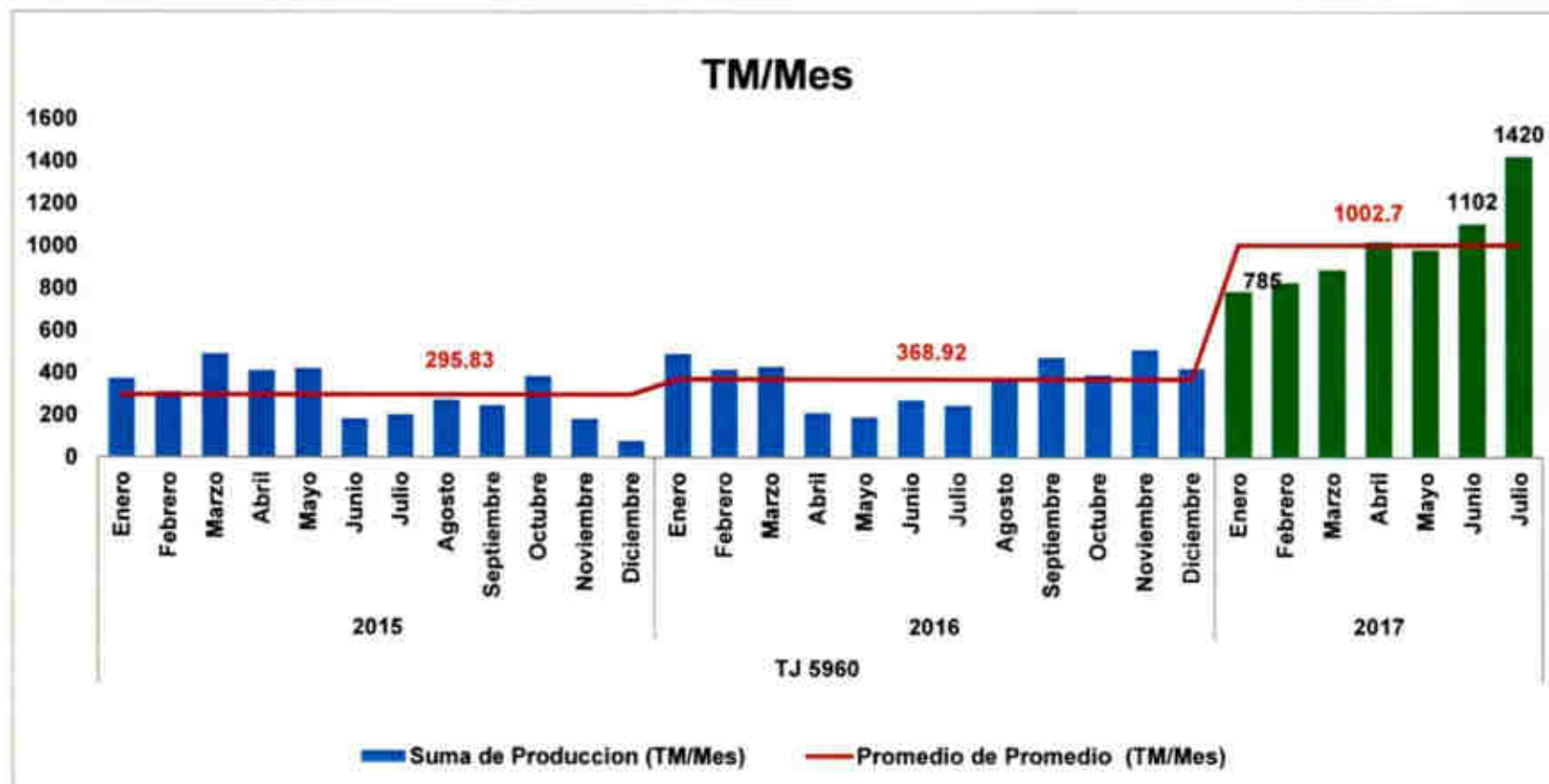


Figura muestra el incremento de factor de Perforación (TM/MES) Año 2017.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N°13

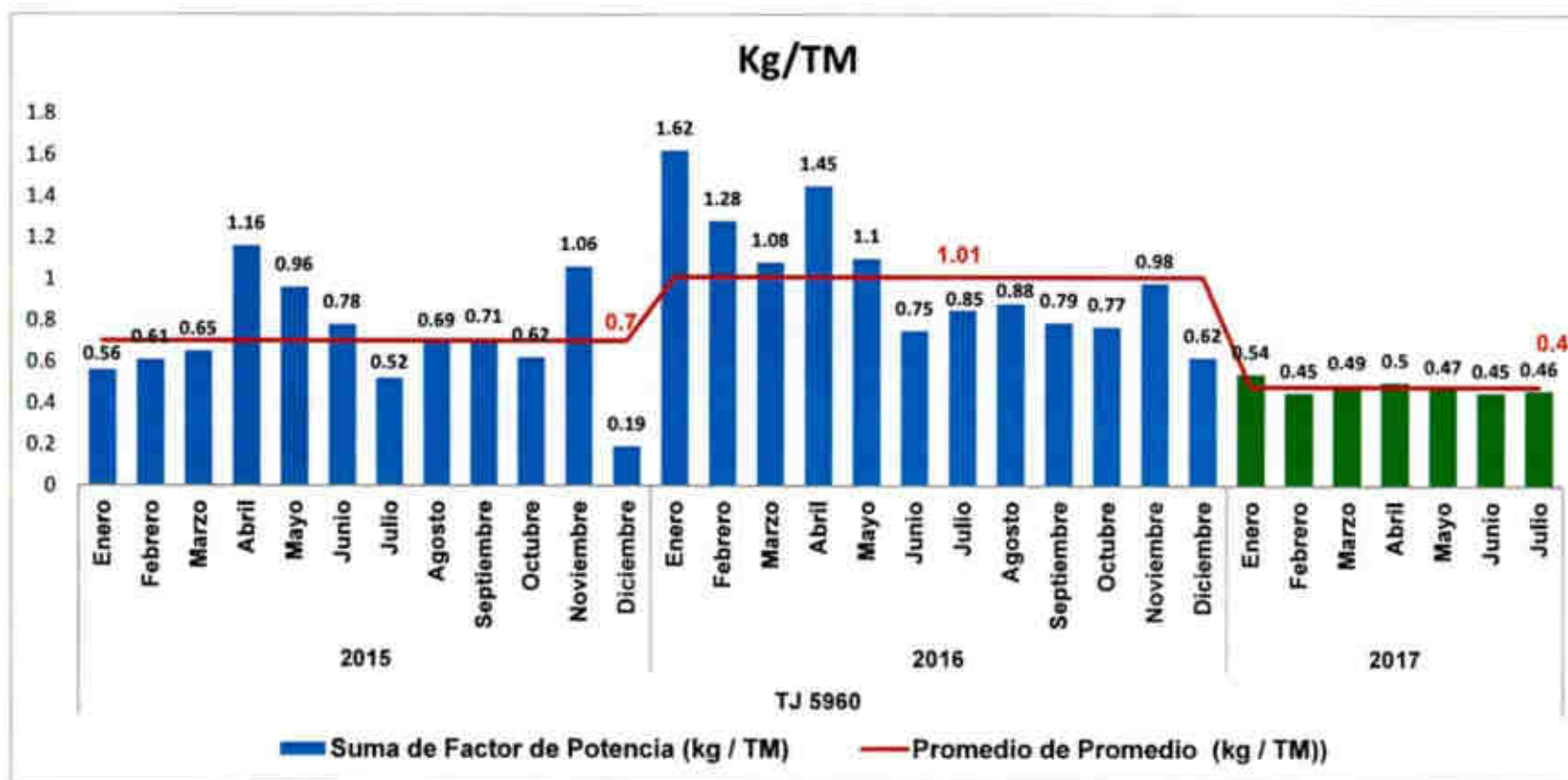


Figura muestra como disminuye el factor de kilogramos explosivo (kg/TM) Año 2017.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N°14.

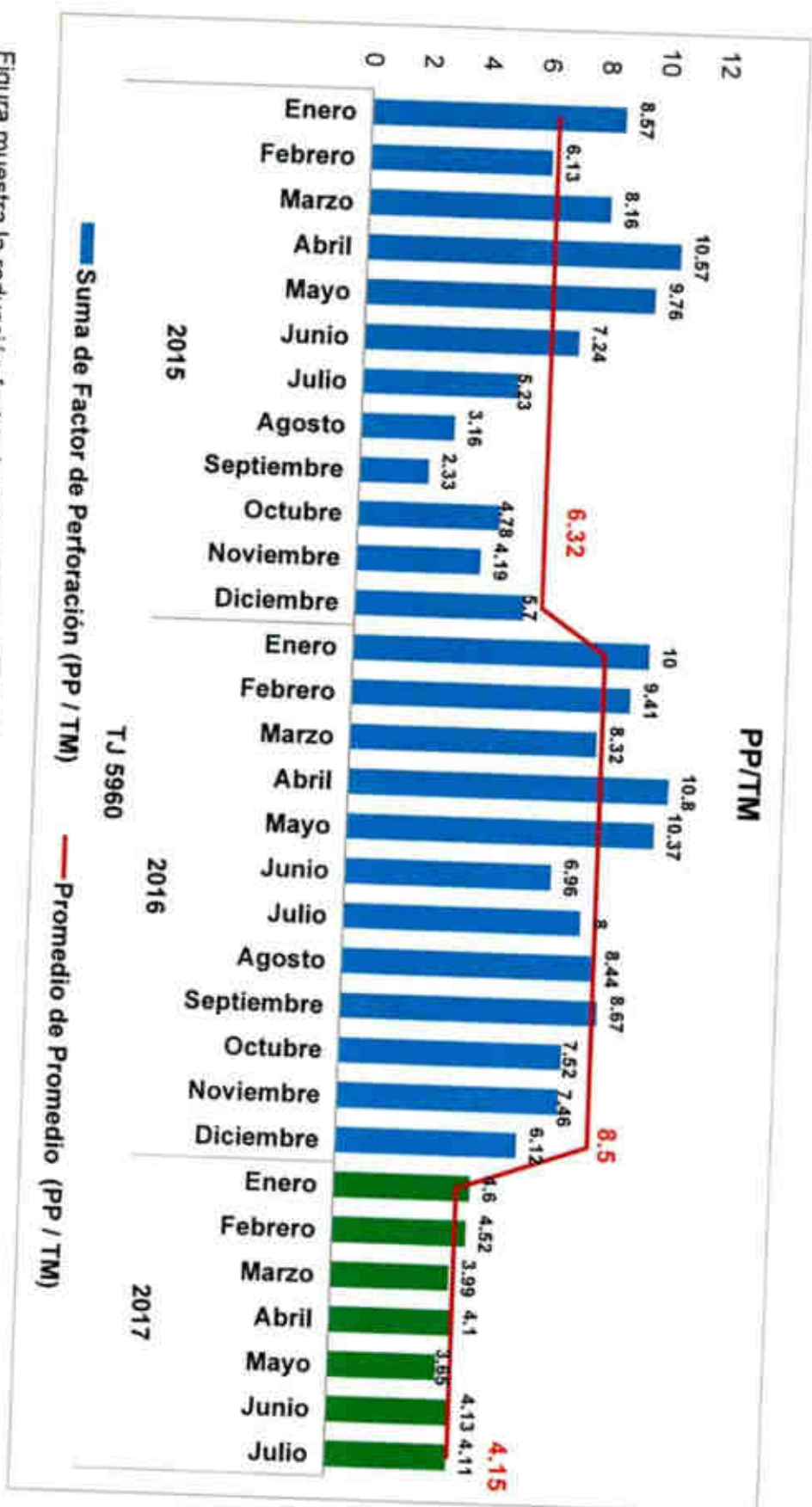


Figura muestra la reducción factor de perforación (PP/TM) Año 2017.
Fuente: propia

ANEXO N°15.

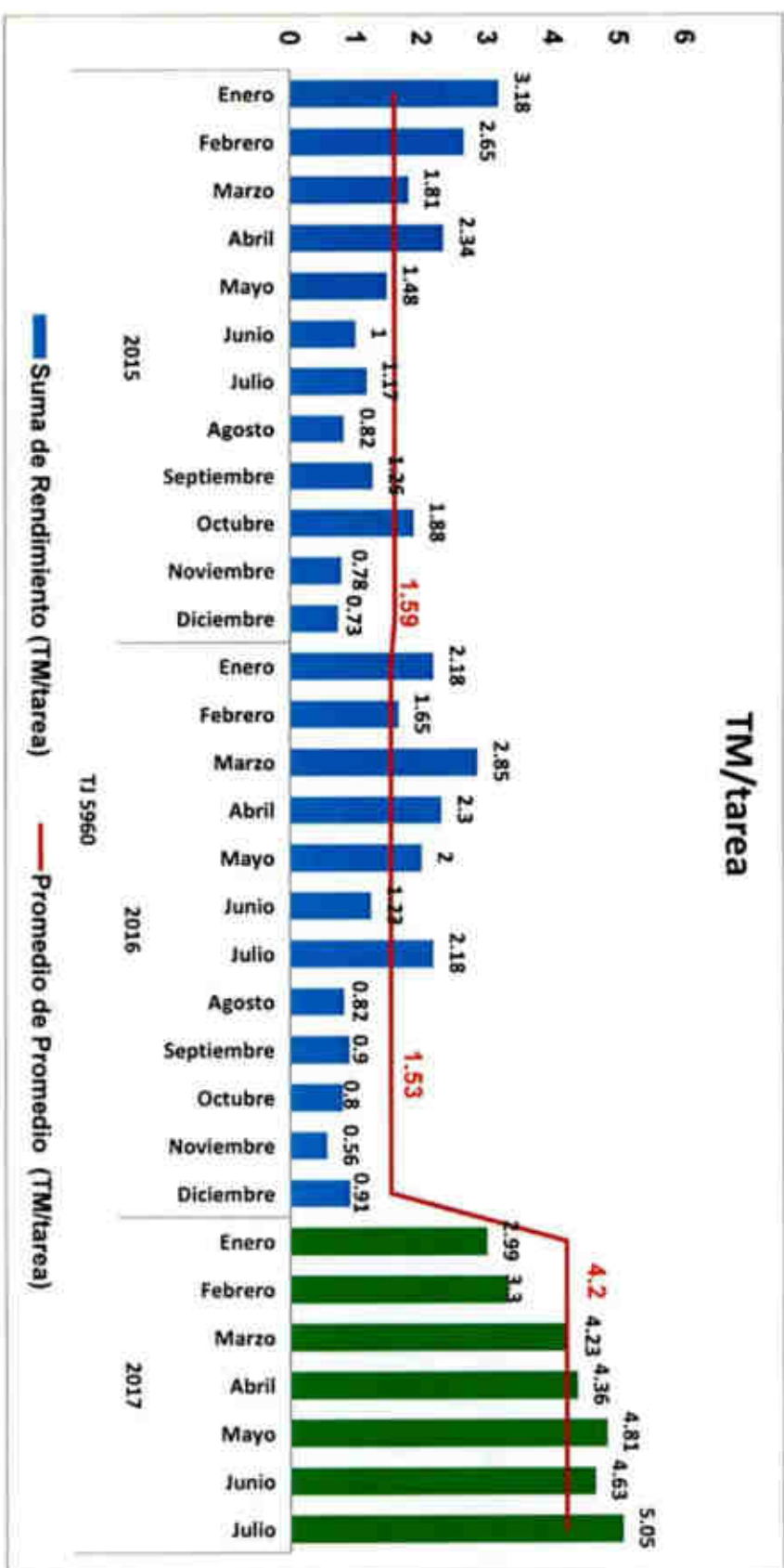


Figura muestra el aumenta factor por una tonelada cuantas tares se realiza (TM/Tarea) Año 2017.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N°16.

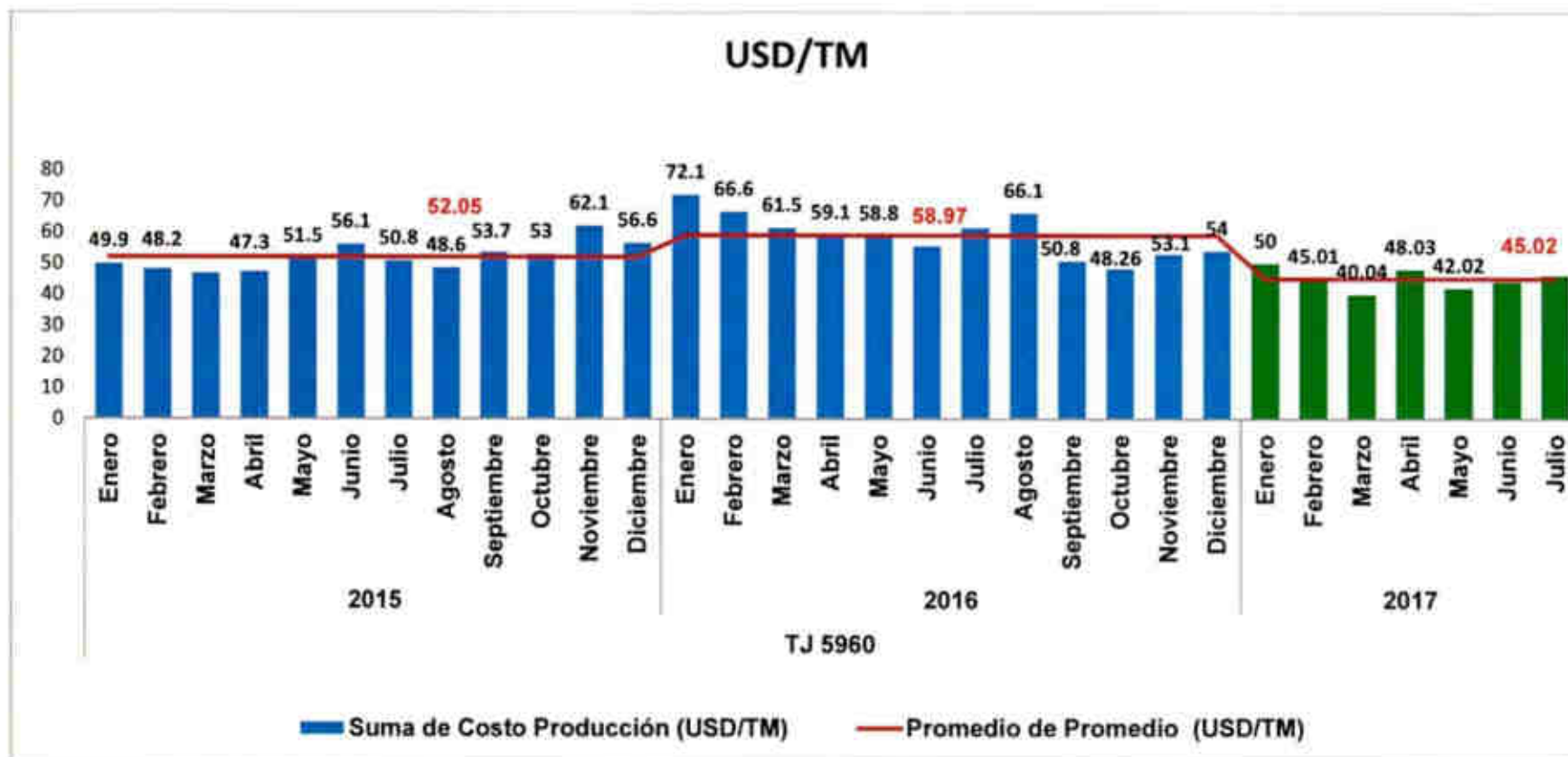


Figura muestra la reducción del factor de costo por tonelada (USD/TM) Año 2017.

Fuente: propia

ANEXO N°17.

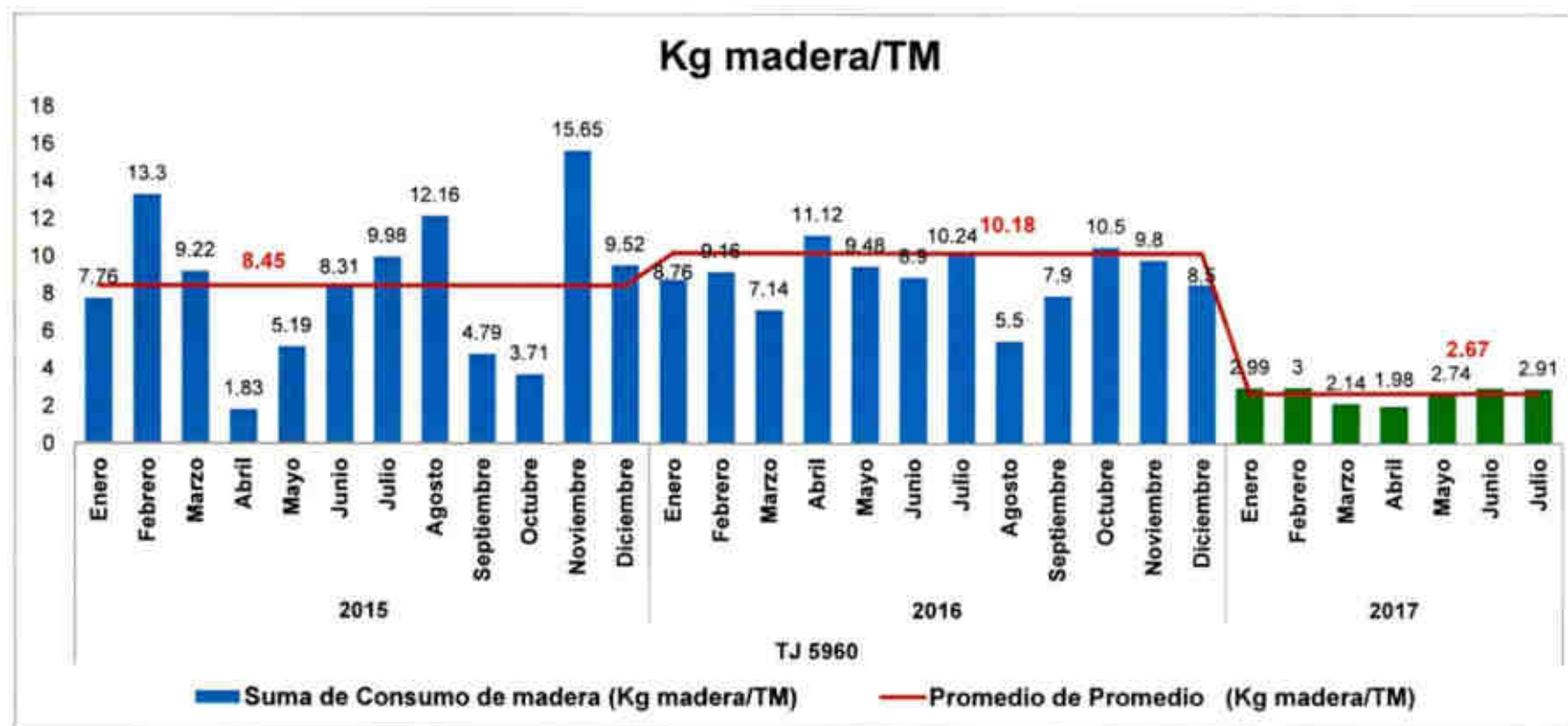


Figura muestra reducción del factor kilogramos de madera por una tonelada (Kg madera/TM) Año 2017.

Fuente: propia

ANEXO CUADROS

ANEXO N°01: Cuadro de valoración según parámetro y rango. (Según Bieniawski, 1989).

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES						
Parámetro		Rango de valores				
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa
		Resistencia compresiva uniaxial	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa
	Valoración		15	12	7	4
2	Calidad de testigo de perforación RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%
	Valoración		20	17	13	8
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm
	Valoración		20	15	10	8
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas no continuas	Superficies ligeram. rugosas	Superficies ligeram. rugosas	Espejo de falla o panizo < 5 mm de espesor	Panizo suave > 5 mm de espesor o apertura > 5 mm
		Cerradas, sin apertura	Apertura < 1 mm	Apertura < 1 mm	Apertura de 1 - 5 mm	Juntas continuas
		Paredes rocosas sanas	Paredes ligeramente intemperizadas	Paredes altamente intemperizadas	Juntas continuas	
	Valoración		30	25	20	10
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (lit)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125
		Presión de agua / principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo
		Valoración	15	10	7	4

ANEXO N°02. Cuadro, clasificación de las condiciones y discontinuidades. (Según Bieniawski, 1989).

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					
Longitud de discontinuidades (persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeram. rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperiz.	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0

ANEXO N°03. Cuadro, clasificación de las condiciones de las discontinuidades. (Según Bieniawski, 1989).

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					
Longitud de discontinuidades (persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeram. rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperiz.	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0

ANEXO N°04. Cuadro, Orientación de las diaclasas y corrección. (Según Bieniawski, 1989).

Orientación de las Diaclasas						
Rumbo Perpendicular al eje del Túnel				Rumbo Paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° cualquier dirección
Excavación con buzamiento		Excavación contra				
buzamiento 45°-90°	buzamiento 20°-45°	buzamiento 45°-90°	buzamiento 20°-45°	buzamiento 45°-90°	buzamiento 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable
Corrección por orientación de las diaclasas						
Relación rumbo diaclasa/eje túnel		Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable
Valoración	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

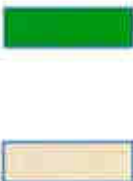
ANEXO N°05. Cuadro, determinación de la clase del macizo rocoso

Valor total del RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

ANEXO N°06. Cuadro, significado de las clases de macizos rocosos

Clase Número	I	II	III	IV	V
Tiempo de Mantenimiento	10 años para 5m.	6 meses para 4 m.	1 semana para 3 m.	5 horas para 1.5 m.	10 minutos para 0.5 m.
Cohesión	> 3 Kg/cm ²	2-3 Kg/cm ²	1.5-2 Kg/cm ²	1-1.5 Kg/cm ²	< 1 Kg/cm ²
Angulo de fricción	> 45°	40°-45°	30°-40°	30°-35°	< 30°

ANEXO N°07. Cuadro, Geomecanica para voladura de tajos, tipo de explosivo y sostenimiento ejecutada con la tabla geomecanica de PODEROSA SA.

TIPO DE ROCA	INDICE DE CALIDAD DE ROCA RMR	TIPO DE EXPLOSIVO EN LA VOLADURA	SISTEMA DE SOSTENIMIENTO INMEDIATO	N° DE CORTES	COLOR
BUENA	> 50	Emulnor de 3000 Emulnor de 1000 Emulnor de 500	<u>REFUERZO PUNTUAL</u> Para potencia menor a 2.4 metros. • perno RS bolt de 6 pies para potencia de menor de 2.4m.	02	
REGULAR	30 –50	Emulnor de 1000 Emulnor de 500	<u>EMPERNADO SISTEMATICO</u> • tipo de perno : perno RS bolt de 6 pies para potencia de menor de 2.4m largo de perno : 6 pies • espaciamento : 1.2 metros Para potencias menores a 2.0 metros instalar puntales de madera y plantillas. • Diámetro de puntales : 6 Pulgadas • Espaciamento : 1.5 metros	RMR=41-50 02 Cortes RMR=30-40 01 Cortes	
MALA Y MUY MALA	< 30	Emulnor de 500	<u>EMPERNADO SISTEMATICO</u> • tipo de perno : split set más plantilla de madera y malla • largo de perno : 6 pies • espaciamento : 1.0 metros Para potencias menores a 2.0 metros instalar puntales de madera y plantillas. • Diámetro de puntales : 6 Pulgadas • Espaciamento : 1.2 metros	01	

ANEXO DE FOTOGRAFIAS

ANEXO N° 01

Ciclo de trabajo en el tajo 5960 veta Guadalupe nivel 2520, unidad Santa María minera PODEROSA SA.

Marcado de malla de perforación de acuerdo el estándar.



Fuente propia

ANEXO N° 02

Con una altura de perforación de 3 m, para manipuleo del equipo de perforación y cambio del juego y barrenos se da inicio a la perforación de 253 taladros en tipo realce con maquina Jack ley.



Fuente propia

ANEXO N°03.

Concluida la perforación se termina rellenar y poner plataforma sobre el relleno con mangas y madera asegurada para evitar que se junte el mineral con el relleno así dejando una altura de 1.10 a 1.20m para realizar el carguio de explosivos y accesorios al taladro.



Fotografía muestra parte donde se termina de rellenar el tajo para realizar el carguio de explosivos y voladura



Fotografía muestra el piso con mangas y tablas para realizar el carguio de explosivos y voladura

Fuente propia

ANEXO N° 04



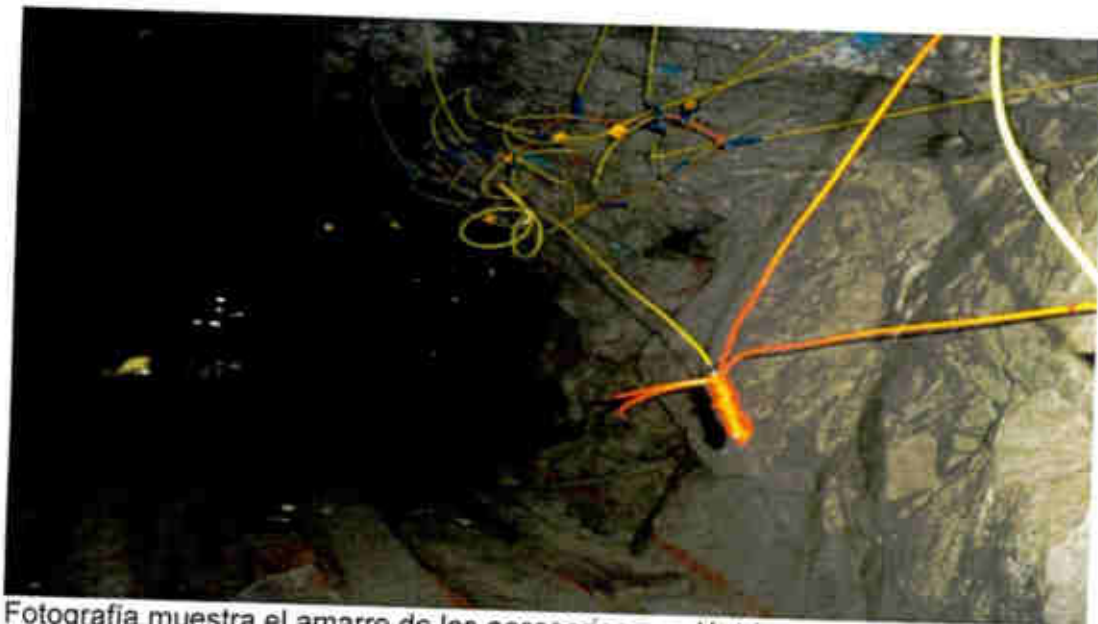
La fotografía muestra selección de los accesorios no eléctricos de acuerdo a su numeración, tiempo en detonar más encendido de la prima, para luego realizar el carguío del explosivo a los taladros.



Fotografía muestra el carguío carguío del explosivo a los taladros.

Fuente propia

ANEXO N° 05



Fotografía muestra el amarre de los accesorios no eléctricos con exanel.

Fuente propia



Fotografía muestra el amarre de los accesorios no eléctricos con faneles periodo corto (mininel).

ANEXO N° 06

Fuente propia



Fotografía muestra el amarre de los accesorios no eléctricos con faneles periodo corto (mininel).

Fuente propia



Fotografía muestra el chispeo al carmex para iniciar la voladura masiva con accesorios no eléctricos.

Fuente propia.

ANEXO N° 07



Fotografía muestra la carga rota después de la voladura masiva no eléctrica
Fuente propia.



Fotografía muestra la carga rota después de la voladura masiva no eléctrica
Fuente propia.

ANEXO N° 08



Fotografía muestra cómo se realiza la limpieza de carga rota mineralizada con el equipo, winche eléctrico de rastrillaje de 30 HP. Limpieza se realiza por partes para color el sostenimiento con "Rs bolt".

Fuente propia



Fotografía Winche eléctrico de rastilla de 30 HP

Fuente propia

ANEXO N° 09



Fotografía muestra soporte" Rs bolt "instalado en la caja techo del tajo 5960.

Fuente propia



Se rellena para dar altura de perforación de 2.80 a 3 metros es por esto que se rellena una parte para dar altura de

Fuente propia

ANEXO DE PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO

Anexo N° 01

	PETS		
	PERFORACION EN TAJOS		
	Área: Mina	Revisión: 00	U. E. A
	Código:	Página	La Libertad

1. Objetivo

Establecer los parámetros y requisitos mínimos aceptables, la perforación en tajos, minimizando los riesgos de seguridad y salud ocupacional.

Alcance

A la supervisión y trabajadores de la Contrata Marose y Compañía, donde se ejecutan tareas de perforación y voladura en los tajos en CMPSA.

Referencias legales y otras normas: Reglamento de Seguridad y Salud ocupacional en Minería D.S N° 055-2010-EM (Artículos 257 al 269). Ley N° 29783 de Seguridad y Salud en el Trabajo (Artículo 21)

Especificaciones del estándar: Antes de iniciar la tarea se debe ventilar, regar, desatar las rocas sueltas, limpiar la carga y sostener la labor.

- Delimitar la veta (caja piso y caja techo) y marcar la malla de perforación de acuerdo a la potencia de veta: Vetas de 0.40 m.: Fila de taladros intercalados con un burden de 0.20 y espaciamiento de 0.10 m. Vetas de 0.60 m.: Fila de taladros de 2 a 1 con un burden de 0.35 a 0.40 m. y espaciamiento de 0.40 m. Vetas de 1.20 m.: Fila de taladros de 3 a 2 y de 4 a 3, con un burden de 0.40 m. y espaciamiento de 0.40 m. y 0.50 respectivamente.
- El número de filas de taladros de la malla de perforación dependerá de la potencia de veta.
- Revisar la labor para ver si hay tiros fallados. Si hubiese, se debe recargar los taladros y dispararlos tomando todas las medidas de seguridad del caso.
- La profundidad de los taladros serán de 6 pies y se utilizará la maquina Jack ley para la perforación.

- e. Usar 3 guidores de madera para conservar el paralelismo de los taladros.
- f. Se realizara la perforación en dirección al buzamiento de la veta sin dañar la caja techo del tajo.

1. Responsables:

a. Superintendente de mina :

- Coordinar con los supervisores para que el presente estándar sea de conocimiento y cumplimiento de los trabajadores.

b. Superintendente de Seguridad/Jefes de Seguridad:

- Auditar el cumplimiento del estándar, coordinando su aplicación con las áreas involucradas.

c. Jefe de Zona Mina / Residentes de Contratas:

- Verificar el cumplimiento del presente estándar mediante un seguimiento periódico.

d. Jefes Turno y Supervisores de Compañía y Contratas:

- Establecer controles adecuados para asegurar el cumplimiento del estándar.
- Velar que todo el personal ejecute el presente estándar, sea debidamente capacitado.
- Paralizar las operaciones que no cumplan con las especificaciones del estándar, priorizando la corrección inmediata de las desviaciones.

e. Trabajador Minero:

- Realizar el IPERC continuo.
- Cumplir con el presente estándar.

- Cumplir con sus obligaciones de acuerdo al Art. 44-49 (Obligaciones del trabajador) del D.S. 055-2011-EM.

2. Registros, controles y documentación

3.1. Formatos

- Plano geomecánico de la labor
- IPERC Continuo

3.2. Estándares, Procedimientos y PETS, Manuales y Guías

- PETS de perforación y voladura
- Planos de mallas de perforación para tajos

3. Frecuencia de inspecciones

¿Qué?	¿Quién?	¿Cuándo?
Pintado de la malla de perforación Paralelismo de los taladros	- Supervisores, Jefe de Turno de Mina de Compañía y Contratistas	Diario
Mallas de perforación	- Residentes - Jefes de Zona Mina	Semanal

4. Equipo de trabajo

- 6.1 Jefe de Zona Mina
- 6.2 Jefe de Turno
- 6.3 Capataces
- 6.4 Perforista y ayudante

5. Revisión y mejoramiento continuo

- 5.1. Anualmente, cuando se publiquen cambios de la normativa legal o según necesidad.

Anexo N° 02

	PETS VOLADURA MASIVA EN TAJOS		
	Área: Mina	Revisión: 00	U. E. A La Libertad
	Código:	Página	

1. Personal

Este procedimiento es de aplicación a todo trabajador que labora en la tarea de Voladura Convencional, Supervisores de Operación Mina y Jefes de Turno. Es de conocimiento del Jefe de Mina Senior, Superintendente de Mina, Superintendente de Control de Pérdidas, Superintendente de Geología, Superintendente Planeamiento e Ingeniería, Superintendente de Energía y Mantenimiento, Superintendente de Producción, Gerente del Sistema Integrado de Gestión y Responsabilidad Social y Gerente de Operaciones.

2. Equipos de protección personal

Casco con portalámparas y barbiquejo, correa portalámparas, lámpara a batería, ropa de trabajo con cintas reflectivas, respiradores contra polvo, botas de jebe con punta de acero, guantes de cuero, tapones de oído y lentes de seguridad de malla.

3. Equipos/herramientas/materiales e insumos:

- 3.1 Punzón de cobre, PVC o madera.
- 3.2 Fósforo o encendedor.
- 3.3 02 Juegos completo de barretillas 4, 6, 8, 10 y 12 pies.
- 3.4 Tacos de arcilla y/o detritus (opcional)
- 3.5 Espaciadores /tubos PVC, cañas (para uso de dinamita)
- 3.6 Cintas auto-adhesivas (para uso en espaciadores)
- 3.7 Atacadores
- 3.8 Fulminantes no eléctricos con retardos (exanel).
- 3.9 Emulsión.
- 3.10 Dinamita.

3.11 Detonador ensamblado (carmex).

3.12 Mecha rápida.

3.13 Pentacord

4. Procedimiento

- 4.1 El trabajador debe verificar sus EPP's antes de ingresar al turno de trabajo.
- 4.2 Inspeccionar el área de trabajo y registrar en el formato de IPERC continuo.
- 4.3 Verificar la ventilación, regar la carga, los hastiales, techo y frente de la labor.
- 4.4 Desatar todas las rocas sueltas antes de iniciar el carguío de los taladros, de acuerdo al PETS de Desatado de Rocas.
- 4.5 Trasladar el explosivo y accesorios a la labor según el procedimiento y colocarlos en un lugar seguro separados los explosivos a diez (10) metros de los accesorios.
- 4.6 Preparar los cebos, usando el punzón, introduciendo el fulminante (exanel) en el centro del cartucho
- 4.7 Introducir los cebos en los taladros con el atacador, sin golpear o atacar
- 4.8 Cargar los taladros con los cartuchos de explosivos, atacando cada 4 cartuchos).
- 4.9 Enganchar los conectores de retardos al pentacord.
- 4.10 Retirar las herramientas y equipos utilizados a un lugar lejano y seguro.
- 4.11 Coordinar con los trabajadores de las labores cercanas para dar inicio al chispeo dentro del horario de disparo establecido.
- 4.12 Apagar el ventilador antes del disparo (en caso hubiera)
- 4.13 Prender la mecha rápida. y retirarse de la labor inmediatamente.
- 4.14 Devolver explosivos o accesorios sobrantes al polvorín auxiliar, en caso hubiera.
- 4.15 Prender el ventilador o dejar abierta la válvula de la tercera línea.
- 4.16 Colocar letrero PELIGRO DISPARO o vigías para que no ingrese ninguna persona al lugar de disparo.

5. Restricciones

- 5.1 Si hay eventos de relajamiento de roca, el trabajador debe retirarse a un lugar seguro y comunicar al supervisor.
- 5.2 Los trabajadores que realicen la tarea, debe tener vigente la autorización de la SUCAMEC.

Anexo N° 03

	PETS. Transporte y manipuleo de explosivos		
	Área: Mina	Revisión: 01	U. E. A La Libertad
	Código: MAR_MIN_PE_016	Página	

1. Personal

Este procedimiento es de aplicación de todo trabajador minero calificado en el transporte y manipuleo de explosivos a labores y su supervisor.

2. Equipos de protección personal (E.P.P.)

Casco con portalámparas y barbiquejo, correa portalámparas, lámpara a batería, ropa de trabajo con cintas reflectivas, respiradores contra polvo, botas de jebe con punta de acero, guantes de cuero o nitrilo, protectores auditivos y lentes de seguridad de malla.

3. Equipo/herramientas/materiales

- 3.1 Mochilas con cinta reflectivas.
- 3.2 Vehículo autorizado por la SCP para transporte, si es mayor de 25 Kg.
- 3.3 Depósito de madera o plástico cuando se utilice vehículo.
- 3.4 Dos (02) Extintores de incendio de polvo químico seco multipropósito cuando se utilice vehículo. (Art. 252 inciso c de RSSOM)

4. Procedimiento

- 4.1 El trabajador debe verificar sus EPP, antes de ingresar al turno de trabajo.
- 4.2 Inspeccionar el área de trabajo y registrar en el formato de IPERC continuo.

- 4.3 El personal autorizado, (supervisores) recaban el vale de salida de explosivos y accesorios de voladura con su respectiva autorización de parte del Jefe de Turno.
- 4.4 El personal autorizado se traslada al polvorín auxiliar, en el horario establecido.
- 4.5 Llegando al polvorín, entrega los vales de salida al personal de Logística (Bodeguero).
- 4.6 El personal de Logística (Bodeguero) atiende el material explosivo y accesorio verificando la cantidad solicitada en el vale.
- 4.7 El personal que va trasladar los explosivos coloca en las mochilas, por separado, los explosivos y accesorios, llevando uno de ellos los explosivos y el otro los accesorios. En caso de traslado manual, la cantidad transportada no debe exceder de veinticinco (25) kilos.
- 4.8 El personal que traslada los explosivos y accesorios hacia la labor conservan una distancia mínima de diez (10) metros entre ambos.

5. Restricciones

- a. Si el trabajador no posee la autorización de SUCAMEC no podrá trasladar ni manipular los explosivos.
- b. Si el conductor del vehículo no posee la autorización de SUCAMEC, no podrá conducir el vehículo que transporta explosivos.