

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Diseño de malla de perforación para reducción de costos en labores de sección 8'x8', Gal  
9169—S y Xc 10564—SW del nivel 2870, U. P. San Andrés - La Libertad, 2018

Presentado por:

Marco Antonio Pérez Urrutia

Marcos Abel Ortiz López

Para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2022

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC  
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES  
DE SECCIÓN 8´X8´, GAL 9169—S Y XC 10564—SW DEL NIVEL 2870, U. P. SAN  
ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018”**

Presentado por **Marco Antonio Pérez Urrutia** y **Marcos Abel Ortiz López**, para optar el  
Título de:

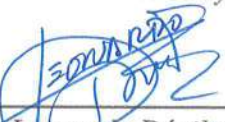
**INGENIERO DE MINAS**

Sustentado y aprobado el 28 de junio del 2022, ante el jurado:

**Presidente:**

  
\_\_\_\_\_  
*Ing. Darwin Duhamel Loayza Encalada*

**Primer Miembro:**

  
\_\_\_\_\_  
*Lic. Juan Leonardo Dávila Huacoto*

**Segundo Miembro:**

  
\_\_\_\_\_  
*Dr. Nelson Palemon Meza Peña*

**Asesor:**

  
\_\_\_\_\_  
*Dr. Leoncio Teófilo Carnero Carnero*

### ***Agradecimiento***

*A Dios por tener a nuestra familia unida, por haberme ayudado a llegar hasta este punto dentro de lo planeado, darme fe, la fortaleza, la salud y la sabiduría que fueron totalmente indispensables para lograr mi objetivo. A la universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.*

*A los catedráticos de la escuela de Ingeniería de Minas quienes me apoyaron y me encaminaron por las buenas sendas de la vida, compartiéndome incondicionalmente sus saberes para ser un profesional de exitoso.*

*A la empresa Comiluz S.A.C. por brindarme la oportunidad de desenvolverme profesionalmente sin su apoyo no hubiera sido posible el presente trabajo y así mismo a los ingenieros de compañía minera Marsa S.A. por haber compartido con nosotros sus conocimientos, experiencias, dado nos apoyaron con todo lo que estaba a su alcance.*

***Marco Antonio Perez Urrutia***

## ***Agradecimiento***

*Muy orgulloso de poder hacer mención de todos a quienes agradezco el poder llegar al cumplimiento de esta meta tan anhelada que mi es título profesional a través de este trabajo de tesis, en honor a tal orgullo deseo expresar mi agradecimiento a todas las personas quienes me apoyaron directa o indirectamente, a mi familia, a mis compañeros de trabajo y amigos.*

*A mi alma mater la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, por haberme permitido formarme en ella, a la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas y a todos los profesionales que desempeñan la docencia en esta casa de estudios, por haber compartido sus conocimientos, experiencias y buenos consejos quedo eternamente agradecido.*

*A la Minera Aurífera Retamas S.A. – Unidad Minera San Andrés, quien me dio la oportunidad de desenvolverme y crecer profesionalmente, en especial a todo el equipo de profesionales de la empresa contratista Mincotral S.R.L. al Ing. Javier Quispe Pari, Ing. Abraham Sagua, Ing. Hugo Cutipa, ing. Hernán Aburto, Ing. Percy Zacarías, Ing. Percy Ruiz, Ing. Jorge Ríos quienes me dieron las facilidades e impartieron sus conocimientos, gracias a cada uno de ellos por su apoyo incondicional y amistad.*

*A mi asesor de tesis Dr. Leoncio Teófilo Carnero Canero, por su tiempo y dedicación en orientarnos, a los miembros del jurado evaluador, gracias a todos ellos por su orientación y apoyo incondicional en cada momento de la realización de la presente tesis.*

***Marcos Abel Ortiz López***



## **Dedicatoria**

*A Dios, por darme más de lo que merezco., que es mi sustento, mi fuerza y mi guía en el camino de mi vida.*

*A mis queridos padres don Teófilo y doña Josefina quienes son el mejor ejemplo en mi vida; por su apoyo incondicional y desinteresado que en todo momento impartieron para poder lograr mis objetivos en mi formación profesional. A mis hermanos por su constante apoyo moral.*

**Marco Antonio Perez Urrutia**

## **Dedicatoria**

*A mi madre Celestina López, que sin saber escribir ni leer supo inculcarme los valores de la vida y apoyarme incondicionalmente a lo largo de mi formación personal y profesional.*

*A mis hermanos(as) Carmen, Gloria, Silvia, José, Ever, Olinda, William, Jaime y Nelson, quienes con sus consejos han sabido guiarme para ser mejor cada día, por haber fomentado en mí el deseo de superación y el anhelo de triunfo en la vida*

*A mi esposa Yeny Farfán, por su apoyo incondicional y desinteresado que me fortalece día a día para alcanzar nuevas metas, tanto profesionales como personales, gracias a sus consejos y alientos pude culminar esta tesis.*

**Marcos Abel Ortiz López**

Diseño de malla de perforación para reducción de costos en labores de sección 8´x8´, gal  
9169—s y xc 10564—sw del nivel 2870, u. p. San Andrés - La Libertad, 2018

Línea de investigación: Perforación y voladura de rocas

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



## ÍNDICE

	<b>Pág.</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	<b>1</b>
<b>RESUMEN</b> .....	<b>4</b>
<b>ABSTRACT</b> .....	<b>5</b>
<b>CAPÍTULO I</b>	
<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</b> .....	<b>6</b>
1.1    Descripción del problema.....	6
1.2    Enunciado del Problema.....	7
1.2.1    Problema general.....	7
1.2.2    Problemas específicos .....	7
1.3    Justificación de la investigación.....	8
1.4    Delimitación .....	9
1.4.1    Delimitación espacial .....	9
1.4.2    Delimitación social.....	9
1.4.3    Delimitación temporal.....	9
1.4.4    Delimitación conceptual.....	10
<b>CAPÍTULO II</b>	
<b>OBJETIVOS E HIPÓTESIS</b> .....	<b>11</b>
2.1    Objetivos de la investigación .....	11
2.2.1    Objetivo general .....	11
2.2.2    Objetivos específicos.....	11
2.2    Hipótesis de la investigación.....	12
2.2.3    Hipótesis general .....	12
2.2.4    Hipótesis específicas .....	12
2.3    Definición de variables.....	12
2.2.5    Variable independiente.....	13
2.2.6    Variable dependiente.....	13
2.4    Operacionalización de variables.....	13
<b>CAPÍTULO III</b>	
<b>MARCO TEÓRICO REFERENCIAL</b> .....	<b>14</b>
3.1    Antecedentes .....	14
3.1.1    Antecedentes internacionales .....	14
3.1.2    Antecedentes nacionales .....	15
3.2    Generalidades de la zona de estudio .....	17
3.2.1    Ubicación y accesibilidad.....	17
3.2.2    Geología regional .....	18
3.2.3    Geología local .....	19

3.2.4	Geología estructural .....	20
3.2.5	Geología económica.....	23
3.2.6	Paragénesis .....	25
3.2.7	Operaciones mina.....	25
3.2.8	Planta de beneficio .....	26
3.3	Marco teórico .....	27
3.3.1	Geología del yacimiento.....	27
3.3.2	Mecánica de rocas .....	27
3.3.3	Perforación y voladura .....	33
3.3.4	Equipos y accesorios de perforación.....	38
3.3.5	Explosivos y accesorios utilizados.....	39
3.3.6	Parámetros de diseño de malla de perforación.....	42
3.3.7	Diseño de malla de perforación y voladura (método de Holmberg).....	44
3.3.8	Teoría de área de influencias para calcular el burden .....	57
3.3.9	Costos.....	72
3.3.9.1	Clasificación de costos .....	72
3.3.9.2	Productividad .....	80
3.3.9.3	Efectividad, eficiencia y eficacia .....	80
3.3.9.4	Producción.....	81
3.3.9.5	Costos de producción .....	82
3.3.10	Voladura de rocas.....	82
3.3.10.1	Tipos de voladura de rocas.....	83
3.3.11	Sostenimiento.....	86
3.4	Marco conceptual .....	90

## **CAPÍTULO IV**

### **METODOLOGÍA..... 97**

4.1	Tipo y nivel de investigación .....	97
4.2	Diseño de la investigación.....	97
4.3	Población y muestra .....	97
4.4	Procedimiento.....	97
4.5	Técnica e instrumentos.....	97
4.6	Análisis estadístico.....	98

## **CAPÍTULO V**

### **RESULTADOS Y DISCUSIONES ..... 99**

5.1	Análisis de resultados.....	99
5.1.1	Evaluación geomecánica para el control de la inestabilidad de la roca .....	99
5.1.1.1	Evaluación geomecánica para la Galería 9169—S .....	99
5.1.1.2	Evaluación geomecánica para el Crucero 10564—SW .....	106
5.1.1.3	Tiempo de autosostenimiento y diseño de sostenimiento .....	113

5.1.2	Diseño de malla de perforación para reducción de costos .....	116
5.1.2.1	Diseño de malla de perforación para para la Galería 9169—S .....	123
5.1.2.2	Diseño de malla de perforación para el Crucero 10564—SW .....	141
5.1.3	Cálculo de carga explosiva para reducción de costos .....	158
5.1.4	Relación entre diseño de malla de perforación y su efecto en la reducción de costos .....	160
5.1.4.1	Costos de perforación voladura.....	164
5.2	Discusiones.....	181
<b>CAPÍTULO VI</b>		
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....</b>		<b>185</b>
6.1	Conclusiones .....	185
6.2	Recomendaciones.....	187
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>		<b>188</b>
<b>ANEXOS .....</b>		<b>192</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
<b>Tabla 1</b> — Variables de entrada y salida .....	13
<b>Tabla 2</b> — Recorrido de Abancay a la empresa Minera Aurífera Retamas S.A .....	17
<b>Tabla 3</b> — Aeródromo desvió Pías.....	17
<b>Tabla 4</b> — Clasificación y dureza de la roca.....	28
<b>Tabla 5</b> — Calidades de los macizos rocosos con respecto a su valor de RMR .....	28
<b>Tabla 6</b> — Parámetros de la clasificación geomecánica RMR.....	29
<b>Tabla 7</b> — Clasificación del grado de fracturamiento del macizo rocoso.....	30
<b>Tabla 8</b> — Condición superficial de la roca .....	30
<b>Tabla 9</b> — Espaciamiento de juntas del macizo rocoso .....	33
<b>Tabla 10</b> — Especificaciones técnicas RN-250X Jack Leg .....	39
<b>Tabla 11</b> — Distancia entre taladros .....	42
<b>Tabla 12</b> — Coeficiente de roca .....	42
<b>Tabla 13</b> — Fórmulas para calcular el burden y sección.....	43
<b>Tabla 14</b> — Cantidad de carga explosiva.....	44
<b>Tabla 15</b> — Factor de fijación y relación entre burden y espaciamiento .....	55
<b>Tabla 16</b> — Propiedades mecánicas de la roca .....	67
<b>Tabla 17</b> — Factor de seguridad.....	68
<b>Tabla 18</b> — Estimación de la resistencia compresiva según su comportamiento frente al martillo de geólogo en la Galería 9169—S .....	99
<b>Tabla 19</b> — Correcciones para reducir el rebote (R) del martillo de Shimidt para distintos ángulos .....	100
<b>Tabla 20</b> — Índice de rebote medido con matillo de Shimidt en la Galería 9169—S .....	101
<b>Tabla 21</b> — Conteo de fisuras por metro cuadrado en la Galería 9169—S .....	103
<b>Tabla 22</b> — Valoración de los parámetros geomecánicos en la Galería 9169—S .....	104
<b>Tabla 23</b> — Estimación de la resistencia compresiva según su comportamiento frente al martillo de geólogo en el Crucero 10564—SW .....	107
<b>Tabla 24</b> — Índice de rebote medido con matillo de Shimidt en el Crucero 10564—SW ....	108
<b>Tabla 25</b> — Conteo de fisuras por metro cuadrado en el Crucero 10564—SW .....	110
<b>Tabla 26</b> — Valoración de los parámetros geomecánicos en el Crucero 10564—SW .....	111
<b>Tabla 27</b> — Parámetros para el cálculo de tiempo de autosostenimiento .....	114
<b>Tabla 28</b> — Estimación del tipo de sostenimiento teórico y práctico .....	115
<b>Tabla 29</b> — Resumen de número de taladros con las fórmulas clásicos.....	117

<b>Tabla 30</b> — Resumen de reporte de perforación y eficiencias de la Galería 9169—S anterior a lo propuesto por la nueva malla de perforación .....	117
<b>Tabla 31</b> — Resumen de reporte de perforación y eficiencias del Crucero 10564—SW anterior a lo propuesto por la nueva malla de perforación .....	118
<b>Tabla 32</b> — Datos requeridos para calcular la malla de perforación .....	118
<b>Tabla 33</b> — Especificaciones técnicas de explosivos a utilizar .....	119
<b>Tabla 34</b> — Factor de seguridad para la distribución de los taladros.....	119
<b>Tabla 35</b> — Explosivos utilizados en la U. P. San Andrés Marsa S.A. y las características técnicas .....	120
<b>Tabla 36</b> — Resultados de los burden de los taladros de frente de perforación.....	121
<b>Tabla 37</b> — Resultados de taco mínimo de los taladros.....	121
<b>Tabla 38</b> — Resultados de factor de carguío “Fc” .....	121
<b>Tabla 39</b> — Carga explosiva para tipo de roca buena de 6 pies.....	122
<b>Tabla 40</b> — Datos generales de la Galería 9169—S .....	124
<b>Tabla 41</b> — Longitud efectiva de perforación (L') obtenido de las mediciones directas de los taladros de varias guardias Galería 9169—S.....	125
<b>Tabla 42</b> — Parámetros geomecánicos de la roca Galería 9169—S .....	125
<b>Tabla 43</b> — Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades .....	127
<b>Tabla 44</b> — Concentración lineal de carga explosiva (utilizando los tipos de explosivos) ..	128
<b>Tabla 45</b> — Distribución de la energía explosiva (DE) .....	134
<b>Tabla 46</b> — Resultados del cálculo para el diseño de malla de perforación y voladura .....	139
<b>Tabla 47</b> — Factor de carga/disparo.....	140
<b>Tabla 48</b> — Ajustes de los resultados obtenidos .....	140
<b>Tabla 49</b> — Datos para diseñar la malla de perforación .....	141
<b>Tabla 50</b> — Datos generales de la Crucero 10564—SW .....	141
<b>Tabla 51</b> — Resumen de longitud efectiva de perforación (L') obtenido de las mediciones directas de los taladros de varias guardias Crucero 10564—SW.....	142
<b>Tabla 52</b> — Parámetros geomecánicos de la roca Crucero 10564—SW .....	142
<b>Tabla 53</b> — Resultados del cálculo para el diseño de malla de perforación y voladura del Crucero 10564—SW .....	156
<b>Tabla 54</b> — Factor de carga/disparo.....	156
<b>Tabla 55</b> — Ajustes de los resultados obtenidos .....	157
<b>Tabla 56</b> — Datos para diseñar la malla de perforación .....	157
<b>Tabla 57</b> — Resumen del consumo diario de explosivos mostrado de la tabla 109 de la Galería 9169—S .....	158



<b>Tabla 58</b> — Cálculo y distribución de carga explosiva de la Galería 9169—S .....	158
<b>Tabla 59</b> — Resumen del consumo diario de explosivos de la tabla 110 del Crucero 10564—SW .....	159
<b>Tabla 60</b> — Cálculo y distribución de carga explosiva del Crucero 10564—SW .....	159
<b>Tabla 61</b> — Comparación de consumo de explosivos antes y después.....	160
<b>Tabla 62</b> — Comparación de rendimientos de perforación y voladura en la Galería 9169—S .....	161
<b>Tabla 63</b> — Comparación de rendimientos de perforación y voladura en el Crucero 10564—SW .....	163
<b>Tabla 64</b> — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo .....	164
<b>Tabla 65</b> — Costos de mano de obra.....	165
<b>Tabla 66</b> — Costos de implementos de protección personal.....	165
<b>Tabla 67</b> — Costos de herramientas .....	166
<b>Tabla 68</b> — Costos de perforación .....	166
<b>Tabla 69</b> — Costos de voladura .....	166
<b>Tabla 70</b> — Costos de equipos .....	167
<b>Tabla 71</b> — Costos indirectos.....	167
<b>Tabla 72</b> — Resumen de costos de P&V anterior a lo propuesto en la Galería 9169—S.....	167
<b>Tabla 73</b> — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo .....	168
<b>Tabla 74</b> — Costos de mano de obra.....	168
<b>Tabla 75</b> — Costos de implementos de protección personal.....	169
<b>Tabla 76</b> — Costos de herramientas .....	169
<b>Tabla 77</b> — Costos de perforación .....	170
<b>Tabla 78</b> — Costos de voladura .....	170
<b>Tabla 79</b> — Costos de equipos .....	170
<b>Tabla 80</b> — Costos indirectos.....	171
<b>Tabla 81</b> — Resumen de costos de P&V optimizado en la Galería 9169—S.....	171
<b>Tabla 82</b> — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo .....	171
<b>Tabla 83</b> — Costos de mano de obra.....	172
<b>Tabla 84</b> — Costos de implementos de protección personal.....	172
<b>Tabla 85</b> — Costos de herramientas .....	173
<b>Tabla 86</b> — Costos de perforación .....	173
<b>Tabla 87</b> — Costos de voladura .....	174
<b>Tabla 88</b> — 67 Costos de equipos .....	174
<b>Tabla 89</b> — Costos indirectos.....	174

<b>Tabla 90</b> — Resumen de costos de P&V anterior a lo propuesto del Crucero 10564—SW..	174
<b>Tabla 91</b> — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo .....	175
<b>Tabla 92</b> — Costos de mano de obra.....	175
<b>Tabla 93</b> — Costos de implementos de protección personal.....	176
<b>Tabla 94</b> — Costos de herramientas .....	176
<b>Tabla 95</b> — Costos de perforación .....	177
<b>Tabla 96</b> — Costos de voladura .....	177
<b>Tabla 97</b> — Costos de equipos .....	177
<b>Tabla 98</b> — Costos indirectos.....	178
<b>Tabla 99</b> — Comparación de costos antes y después de la Galería 9169—S .....	178
<b>Tabla 100</b> — Comparación de costos antes y después Crucero 10564—SW .....	179
<b>Tabla 101</b> — Reporte de operación de volumen nominal real y sobre rotura posterior a lo propuesto en la Galería 9169—S.....	193
<b>Tabla 102</b> — Reporte de operación de volumen nominal real y sobre rotura posterior a lo propuesto en el Crucero 10564—SW .....	194
<b>Tabla 103</b> — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura anterior a lo propuesto de la Galería 9169—S .....	196
<b>Tabla 104</b> — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura anterior a lo propuesto de la Galería 9169—S Crucero 10564—SW .....	198
<b>Tabla 105</b> — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura propuesto de la Galería 9169—S.....	200
<b>Tabla 106</b> — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura propuesto del Crucero 10564—SW .....	202
<b>Tabla 107</b> — Consumo diario de explosivos anterior al propuesto por la nueva malla de perforación de la Galería 9169—S .....	204
<b>Tabla 108</b> — Consumo diario de explosivos anterior al propuesto por la nueva malla de perforación del Crucero 10564—SW .....	206
<b>Tabla 109</b> — Consumo diario de explosivos propuesto por la nueva malla de perforación de la Galería 9169—S .....	208
<b>Tabla 110</b> — Consumo diario de explosivos propuesto por la nueva malla de perforación del Crucero 10564—SW .....	210
<b>Tabla 111</b> — Reporte diario de sobre rotura ejecutado anterior al propuesto de la Galería 9169—S.....	212
<b>Tabla 112</b> — Reporte diario de sobre rotura ejecutado anterior al propuesto de la Crucero 10564—SW .....	214

<b>Tabla 113</b> — Reporte diario de sobre rotura ejecutado propuesto por la nueva malla de perforación y voladura de la Galería 9169—S .....	216
<b>Tabla 114</b> — Reporte diario de sobre rotura ejecutado propuesto por la nueva malla de perforación y voladura de la Crucero 10564—SW .....	218
<b>Tabla 115</b> — Reporte diario de longitud efectiva de perforación obtenida de las mediciones directas de los taladros de la Galería 9169—S propuesta por la nueva malla de perforación .....	220
<b>Tabla 116</b> — Reporte diario de longitud efectiva de perforación obtenida de las mediciones directas de los taladros del Crucero 10564—SW propuesta por la nueva malla de perforación .....	222

## ÍNDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
<b>Figura 1</b> — Ubicación de la zona de estudio.....	18
<b>Figura 2</b> — Edades aproximadas de la mineralización y del batolito de Pataz.....	19
<b>Figura 3</b> — Sistema de fallas del cerro El Gigante .....	22
<b>Figura 4</b> — Vista microscópica del oro y minerales asociados.....	24
<b>Figura 5</b> — Paragénesis de minerales del batolito de Pataz.....	25
<b>Figura 6</b> — Tipo sostenimiento recomendado .....	31
<b>Figura 7</b> — Corte angular pirámide y cuña .....	37
<b>Figura 8</b> — Corte en paralelo .....	37
<b>Figura 9</b> — Perforadora Jack Leg RNP 250 X.....	38
<b>Figura 10</b> — Carmex y sus componentes.....	41
<b>Figura 11</b> — Distribución básica de los taladros .....	43
<b>Figura 12</b> — Sistemas de avances en galerías y túneles .....	45
<b>Figura 13</b> — Secciones de corte de un túnel establecidos por Roger Holmberg .....	46
<b>Figura 14</b> — Corte de cuatro secciones: Bi representa el burden práctico para el cuadrángulo .....	48
<b>Figura 15</b> — Burden en función al diámetro de taladro vacío .....	48
<b>Figura 16</b> — Concentración lineal de carga en relación al burden máximo para diversos diámetros de broca .....	50
<b>Figura 17</b> — Influencia en la desviación de los taladros.....	51
<b>Figura 18</b> — Disposición geometría de los taladros en la zapatera .....	54
<b>Figura 19</b> — Esquema de malla de perforación sueca con sección 4,5 m x 4,5 m .....	57
<b>Figura 20</b> — Área de influencia de un taladro después de la voladura.....	57
<b>Figura 21</b> — Representación gráfica del área de influencia de un taladro.....	58
<b>Figura 22</b> — Descomposición de fuerzas en la sección de corte A—A.....	59
<b>Figura 23</b> — Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento.....	60
<b>Figura 24</b> — Nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008) .....	63
<b>Figura 25</b> — Representación gráfica del taladro con carga de columna y fondo.....	65
<b>Figura 26</b> — Análisis diferencial para estimar la longitud del taco .....	65
<b>Figura 27</b> — Índice de calidad de roca y bloque del macizo rocoso.....	66
<b>Figura 28</b> — Área de influencia del taladro, burden con respecto a la cara libre .....	68
<b>Figura 29</b> — Curva de desviación en la perforación con barrenos integrales o cónicos.....	69
<b>Figura 30</b> — Curva de desviación con estabilizadores de perforación .....	70
<b>Figura 31</b> — Curva de desviación en perforaciones con martillos de fondo .....	70

<b>Figura 32</b> — Curvas de desviación de perforación según herramientas utilizadas.....	71
<b>Figura 33</b> — Desviación de taladros en frentes subterráneos .....	71
<b>Figura 34</b> — Clasificación de costos.....	73
<b>Figura 35</b> — Distribución de las áreas de voladura en la sección de un túnel.....	84
<b>Figura 36</b> — Métodos de ejecución de pozos .....	85
<b>Figura 37</b> — Excavación manual de chimeneas con perforación ascendente.....	86
<b>Figura 38</b> — Disposición del Split set en el taladro.....	87
<b>Figura 39</b> — Disposición del perno helicoidal en el taladro .....	87
<b>Figura 40</b> — Detalle de perno de roca.....	88
<b>Figura 41</b> — Detalles de traslape de la malla electrosoldada con pernos .....	88
<b>Figura 42</b> — Cuadro de madera con todos sus elementos .....	89
<b>Figura 43</b> — Interpolación de $R$ y $\gamma$ en la ecuación de Barton y Choubey para obtener $\sigma_c$ en la Galería 9169—S.....	102
<b>Figura 44</b> — Interpolación del número de fracturas/metro y la condición superficial en la Galería 9169—S.....	105
<b>Figura 45</b> — Interpolación de $R$ y $\gamma$ en la ecuación de Barton y Choubey para obtener la resistencia a la compresión de la superficie de la roca en el Crucero 10564—SW.....	109
<b>Figura 46</b> — Interpolación del número de fracturas/metro y la condición superficial en el Crucero 10564—SW.....	112
<b>Figura 47</b> — Tiempo de auto soporte usando la clasificación RMR .....	114
<b>Figura 48</b> — Diseño de sostenimiento para la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW .....	116
<b>Figura 49</b> — Relación de burden y espaciamiento áreas de influencia.....	120
<b>Figura 50</b> — Diseño de malla de perforación propuesto por U. P. San Andrés.....	122
<b>Figura 51</b> — Secciones de perforación y voladura .....	123
<b>Figura 52</b> — Especificaciones técnicas de explosivos a utilizar.....	123
<b>Figura 53</b> — Esquema geométrico de burden cuatro secciones para taladros de corte .....	126
<b>Figura 54</b> — Influencia en la desviación de los barrenos .....	129
<b>Figura 55</b> — Comparación de consumo de explosivos y accesorios antes y después de la malla de perforación propuesta en la Galería 9169—S .....	160
<b>Figura 56</b> — Comparación de consumo de explosivos y accesorios antes y después de la malla de perforación propuesta en el Crucero 10564—SW .....	161
<b>Figura 57</b> — Comparación de rendimientos antes y después de la malla de perforación propuesta para la Galería 9169—S .....	162

<b>Figura 58</b> — Comparación de eficiencias de perforación y voladura antes y después de la mala de perforación propuesta para la Galería 9169—S .....	162
<b>Figura 59</b> — Comparación de rendimientos antes y después de la malla de perforación propuesta para el Crucero 10564—SW .....	163
<b>Figura 60</b> — Comparación de eficiencias de perforación y voladura antes y después de la mala de perforación propuesta para el Crucero 10564—SW .....	164
<b>Figura 61</b> — Comparación de costos antes y después de la Galería 9169—S.....	179
<b>Figura 62</b> — Comparación de costos antes y después Crucero 10564—SW.....	180
<b>Figura 63</b> — Comparación de costos unitarios antes y después de la malla de perforación propuesta para cada labor.....	180
<b>Figura 64</b> — Tipos de roca en la U. P. San Andrés.....	224
<b>Figura 65</b> — Pintado de malla de perforación.....	224
<b>Figura 66</b> — Cambios en el diseño de malla de perforación .....	225
<b>Figura 67</b> — Perforación del frente de avance .....	225
<b>Figura 68</b> — Proceso de carguío de taladros.....	226
<b>Figura 69</b> — Distribución geométrica de taladros luego de la perforación .....	226
<b>Figura 70</b> — Uso de cojines de agua como espaciador en taladros de corona.....	227
<b>Figura 71</b> — Uso de bolsas de detrito para el atacado .....	227
<b>Figura 72</b> — Resultados de la voladura y control de la bóveda.....	228
<b>Figura 73</b> — Capacitación del personal en temas de perforación y voladura.....	228
<b>Figura 74</b> — Clasificación geomecánica de la roca .....	229
<b>Figura 75</b> — Tiempo de auto soporte usando la clasificación de RMR.....	230
<b>Figura 76</b> — Diseño de sostenimiento en minería subterránea.....	2301
<b>Figura 77</b> — Estándar de instalación de cuadros de madera 8'x8' .....	2302
<b>Figura 78</b> — Columna lito-estratigráfica de la región Pataz.....	2303

## INTRODUCCIÓN

La perforación y voladura es la actividad más importante en el ciclo del minado del cual se originan diversas actividades unitarias, a consecuencia de la profundización de la mina con evidentes variaciones estructurales y litológicos que obliga a cambiar el diseño de malla de perforación y voladura en la U. P. San Andrés, actualmente se tiene dificultades con el cumplimiento del programa de avances asignado por el área de planeamiento debido a problemas operativos en la perforación y voladura que como resultado conllevan a costos elevados por disparo y pago de penalidades por consumo de explosivo que va más allá del estándar de diseño de malla de perforación y voladura propuestos por área de Geomecánica de la U. P. San Andrés, a raíz de estos problemas nos permite plantear la tesis intitulada “Diseño de malla de perforación para reducción de costos en labores de sección 8´x8´, Gal 9169—S y Xc 10564—SW del nivel 2870, U. P. San Andrés - La Libertad, 2018”.

Los resultados de la investigación realizada sobre el diseño de malla de perforación y reducción de costos beneficiarán a las empresas contratistas mineras de la U. P. San Andrés, de modo que les permitirá replantear los programas de avance mensual y reducir los costos en perforación y voladura, así mismo será un aporte importante para la revisión bibliográfica del público interesado. Esta tesis es viable debido a que los investigadores laboran en la unidad minera y tienen acceso a la información de las empresas contratistas, así mismo se cuenta con el apoyo de docentes designados por la universidad, quienes están dispuestos a colaborar, también se cuenta con los recursos económicos y materiales propios para el desarrollo del proyecto.

Para obtener la fragmentación y tamaño adecuado es necesario buscar un factor de voladura específica para reducir costos y obtener buenos resultados, así mismo determinar los parámetros geomecánicos para un buen diseño de malla, explosivos adecuados y uso de taladros de alivio es fundamental e indispensable como diámetro mayor al de los de producción y el uso de explosivos de alta potencia, la granulometría de la fragmentación se puede estimar tomando fotografías de los disparos después de cada tronadura, para evaluar el porcentaje acumulado de fragmentos de roca que pasa por un tamiz de malla determinado, utilizando el programa WipFrag, un diseño óptimo de malla de perforación puede generar ahorros de hasta US\$ 85,12 en cada voladura debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas.

En la empresa Minera Aurífera Retamas S.A. se implementó el modelo Holmberg para incrementar la eficiencia en el ciclo de minado de perforación y voladura en Consorcio Minero

Horizonte se propuso voladura basada en las clasificaciones geomecánicas para litologías homogéneas al implementar un nuevo diseño de malla de perforación es posible reducir el número de taladros y con ello la reducción de costos en explosivos para el éxito de perforación y voladura es el seguimiento y control operativo, la capacitación y creación de conciencia de los trabajos la eficiencia de voladura está relacionada con la desviación de taladros porque a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa, debido a las alteraciones del burden y espaciamiento al diseño original de malla de perforación.

En el primer capítulo describimos el planteamiento del problema; el problema de investigación, los enunciados de investigación, objetivos, justificación y delimitaciones. En el segundo capítulo abarcamos el marco teórico; antecedentes, las bases teóricas y la definición de términos empleados en la investigación. En el tercer capítulo desarrollamos el diseño metodológico; variable, hipótesis, tipo y diseño de investigación, procedimientos y materiales de investigación. En el cuarto capítulo de descripción de los resultados, comparamos el diseño de malla de perforación antes y después de la malla propuesta por el algoritmo de Holmberg, discusiones de los resultados. Finalmente, conclusiones y recomendaciones del trabajo de investigación.

El objetivo principal es demostrar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva más óptima para reducir los costos por metro lineal de avance con el apoyo del área de geomecánica, así mismo determinar la carga explosiva adecuada y su efecto con malla propuesta, dado que se busca probar la hipótesis previamente establecida que con la determinación del diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada se reducirá los costos en labores lineales de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, U. P. San Andrés. El tipo de investigación según su propósito es aplicada, con enfoque cuantitativo, el nivel de investigación es explicativa de causa — efecto, se emplea técnicas de muestreo no probabilístico de tipo intencional, las técnicas de recolección de datos es la observación directa utilizando instrumentos como las guías de observación y cuestionarios para su posterior análisis estadístico con el apoyo del Excel.

La selección y revisión bibliográfica en torno al tema de investigación ha sido analizado para el desarrollo del proyecto, para el diseño de malla de perforación se han considerado las teorías de Person, Holmberg y Lee, Hoek y Brown, López J. Cruzate y otros, así mismo hay estudios relacionados propuestos por Garrido, Sánchez, Jáuregui, Zapata, Loza y para el diseño metodológico de desarrolla de acuerdo a los investigadores Hernández, Christensen.



Luego se hace la comparación de la evaluación económica antes y después del diseño de malla de perforación utilizando el algoritmo de Holmberg de modo que se reduce de costos en perforación y voladura, por otro lado, es indispensable la evaluación geomecánica previo a un diseño malla de perforación.

## RESUMEN

La presente tesis intitulada, “Diseño de malla de perforación y voladura para reducción de costos en labores de sección 8´ x 8´, Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, U. P. San Andrés – La Libertad, 2018” tiene como principal objetivo determinar el diseño de malla de perforación y la distribución de la carga explosiva para reducir los costos operativos en la perforación y voladura, explicando a detalle los modelos matemáticos como la teoría de Holmberg, y la teoría de áreas de influencia para calcular burden en el diseño de la malla de perforación y voladura . El diseño propuesto de malla de perforación y voladura contempla la reducción de taladros perforados en el frente y una mejor distribución de carga explosiva, optimizando nuestros índices de avance, reduciendo los costos operacionales, minimizando el daño al macizo rocoso y reduciendo el número de incidencia de disparos fallados en los frentes de perforación. Al realizar pruebas “in situ” se analizaron minuciosamente las deficiencias en la distribución de taladros teniendo en cuenta las características del macizo rocoso, diseño de arranque, paralelismo, burden y espaciamiento, eficiencia de perforación y carguío de explosivos. etc. que afectan la calidad de la voladura; los errores en las variables mencionadas tienen como resultado la deficiencia en el avance por disparo afectando directamente en el avance mensual programado, además la sobre excavación, disparos fallados; asimismo podría producir una deformación plástica en los taladros del arranque, situación defectuosa para crear una cara libre, los resultados afectan los costos unitarios de perforación y voladura. En ese sentido, se encontró que los factores más resaltantes son las características del macizo rocoso, la geometría del diseño de malla y los tipos de explosivos utilizados, entre otros para el logro del objetivo propuesto en la investigación. Con la estimación de costos unitarios en cada actividad de perforación y voladura se determinó los KPI’s y se obtuvo cuadros comparativos donde se hace una evaluación de los resultados de la voladura y la reducción de costos de laboreo.

***Palabras clave:*** *Diseño, perforación, voladura, costos, geomecánica, optimización.*

## ABSTRACT

This thesis entitled, "Drilling and blasting mesh design for cost reduction in 8' x 8' section work, Gallery 9169—S and Cruise 10564—SW of level 2870, U. P. San Andrés - La Libertad, 2018" has The main objective is to determine the design of the perforation mesh and the distribution of the explosive charge to reduce operating costs in drilling and blasting, explaining in detail the mathematical models such as Holmberg's theory, and the theory of areas of influence to calculate burden. in the design of the drill and blast mesh. The proposed drill and blast mesh design contemplates the reduction of holes drilled in the face and a better distribution of explosive charge, optimizing our advance rates, reducing operating costs, minimizing damage to the rock mass and reducing the number of incidences of Missed shots on drilling faces. When carrying out "in situ" tests, the deficiencies in the distribution of drills were carefully analyzed, taking into account the characteristics of the rock mass, starting design, parallelism, burden and spacing, drilling efficiency and loading of explosives. etc. that affect the quality of the blast; the errors in the mentioned variables result in the deficiency in the advance per shot, directly affecting the scheduled monthly advance, in addition to over excavation, failed shots; It could also produce a plastic deformation in the starting holes, a defective situation to create a free face, the results affect the unit costs of drilling and blasting. In this sense, it was found that the most outstanding factors are the characteristics of the rock mass, the geometry of the mesh design and the types of explosives used, among others, to achieve the objective proposed in the investigation. With the estimation of unit costs in each drilling and blasting activity, the KPI's were determined and comparative tables were obtained where an evaluation of the results of the blasting and the reduction of labor costs is made.

**Keywords:** *Design, Drilling, Blasting, costs, geomechanics, optimization.*

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1 Descripción del problema

Las exigencias del cumplimiento mensual de los programas de avance lineal en la U. P. San Andrés - Minera Aurífera Retamas S.A., en las labores de preparación, desarrollo, exploración y operación, planificados a ejecutar con eficiencia, tomando en cuenta sus costes y seguridad; ha obligado evaluar los puntos críticos del ciclo de minado, considerando que la perforación y voladura es la tarea más importante del minado del que derivan diversas actividades, a medida que la mina se viene profundizando con evidentes cambios estructurales y litológicos que obligan cambiar los diseños de malla de perforación y voladura en la U. P. San Andrés - Minera Aurífera Retamas S.A.

Actualmente la E.C.M Comiluz S.A.C, cumple con dificultades el programa de avances asignado por el Área de planeamiento de San Andrés de la Minera Aurífera Retamas S.A., y todo esto se debe a problemas operativos en la perforación y voladura alcanzando costos por disparo de US\$ 409,98/metro y pago de penalidades de hasta S/. 23,000 soles por mes debido al excesivo consumo de explosivo que va más allá del estándar de diseño de malla de perforación y voladura propuestos por área de geomecánica de U. P. San Andrés - Minera Aurífera Retamas S.A. Así mismo, cabe resaltar que los maestros perforistas no realizan un eficiente trabajo en el diseño de la malla de perforación, por las condiciones del macizo rocoso, lo que genera un retraso del 10% en el avance lineal y un consumo de explosivo de 5,4 % que está por encima del estándar establecido; el incremento del costo se debe a problemas hallados en las operaciones unitarias de perforación y voladura en los frentes de avance, que reporta la empresa especializada Comiluz S.A.C, así tenemos:

- **Falta de diseño de malla de perforación y modelo matemático**

El diseño de malla de perforación para diferentes tipos de roca en la cual se ha realizado y propuesto en sección 2,40 m x 2,40 m.

- **Deficiencias durante la perforación de taladros**

La falta de paralelismo de los taladros, longitud incompleta de perforación, variaciones en la inclinación de los taladros, espaciamiento y burden inadecuado, deficiencias en la delineación y marcado de malla de perforación según el tipo de macizo rocoso.

- **Falta de cálculo matemático del factor de carga**

Se evidencia el carguío con explosivos a más de 75% e incluso al 100% de la longitud del taladro, por la errada idea de que así se asegura obtener un buen disparo, se suma a ello la falta de compromiso de los supervisores e ingenieros encargados.

- **Pedido de carga explosiva en exceso**

El problema comienza desde que el supervisor realiza el vale de pedido de explosivos siempre con las mismas cantidades en cada guardia, sin evaluación previa de las condiciones del macizo rocoso en el frente de trabajo.

- **Voladura secundaria**

Se realiza voladuras secundarias producto de la presencia de tiros cortados y soplados, fragmentación de gran dimensión que generan condiciones sub estándares, en consecuencia, los costos unitarios de perforación y voladura se incrementan.

## 1.2 Enunciado del Problema

### 1.2.1 Problema general

¿Cuál es el diseño de malla de perforación y carga explosiva más óptima para la reducción de costos en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018?

### 1.2.2 Problemas específicos

- ¿De qué manera la geomecánica contribuye a determinar la inestabilidad de la roca circundante a la excavación en las operaciones de perforación y voladura en la Galería 9169—S y Crucero 10654—SW de nivel 2870, en la Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018?
- ¿Qué diseño de malla de perforación es el más adecuado para reducir los costos de labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018?
- ¿Cuál es la carga explosiva adecuada para la eficiencia de la voladura por metro lineal de avance de labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y

Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018?

- ¿Qué relación hay en el diseño de malla de perforación y la voladura para la reducción de costos de labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870 Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018?

### **1.3 Justificación de la investigación**

El desarrollo de este trabajo expone la situación de la Minera Aurífera Retamas S.A. en la U. P. San Andrés donde tiene dificultades con el cumplimiento del programa de avances en labores lineales de exploración, preparación y desarrollo debido a problemas operativos en la perforación y voladura que como resultado conllevan a elevados costos por disparo y pago de penalidades a las empresas contratistas por consumo de explosivos que va más allá del estándar de diseño de malla de perforación propuestos por el área de geomecánica de la U. P. San Andrés, la falta de implementación de una malla de perforación adecuado a las características del macizo rocoso conlleva a errores operativos, la mala distribución de taladros, marcado inadecuado de malla de perforación, deficiencias en la perforación, falta de paralelismo, baja eficiencia de perforación y otros factores que afectan la voladura, estos factores influyen en la productividad, mayores gastos operativos, mayor consumo de aceros de perforación y retrasos en el avance programado.

El presente trabajo de investigación demuestra que mediante el diseño de mallas de perforación se logra optimizar los costos en perforación y voladura en labores lineales de sección 8´x8´ en la Minera Aurífera Retamas S.A. de la U. P. San Andrés, la implementación y proposición de un diseño de mallas de perforación es muy importante para realizar un determinado análisis de costos y evaluar alternativas de solución para cumplir los programas mensuales de producción en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870.

La presente investigación surge de la necesidad reducir los costos de perforación y voladura a partir de un diseño adecuado de malla de perforación acorde a las características litológicas y modelos matemáticos, así como la comparación, áreas de influencia y algoritmo Holmberg.

La investigación busca proporcionar un diseño de malla de perforación óptima en beneficio de las empresas contratistas mineras de la U. P. San Andrés, de modo que les permitirá tener mayores utilidades, así como replantear los programas de avance mensual y reducir los costos en perforación y voladura, además servirá al personal obrero como capacitación y adquisición de nuevos conocimientos en temas de diseño de malla y la aplicación en frentes similares, así mismo pretende contribuir con otros estudios que se realizan en la U. P. San Andrés, sobre la importancia del diseño de malla de perforación en los frentes de avance lineal como una actividad principal de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella.

El trabajo tiene una utilidad metodológica, ya que se podría realizarse en futuras investigaciones que utilicen metodologías compatibles, de manera que posibilitarán un análisis en conjunto, comparaciones entre otros diseños similares para poder llegar a conclusiones concretas de acuerdo a las características del macizo rocoso.

#### **1.4 Delimitación**

##### **1.4.1 Delimitación espacial**

La investigación fue desarrollada en la zona Valeria II en la Galería 9169-S y Xc 10564-SW, nivel 2870 en la Unidad de Producción San Andrés de la Minera Aurífera Retamas S.A., que tiene las siguientes coordenadas U.T.M. - WGS-84 Norte: 9109632; Este:229747; altitud: 4000 m.s.n.m.

##### **1.4.2 Delimitación social**

La población beneficiada con la investigación serán los trabajadores de las empresas contratistas mineras Comiluz S.A.C, Tauro S.A.C, Cáncer E.I.R.L, Alfa S.A, Mincotrall S.R.L. por el aumento en la producción del programa mensual y minimizar la tasa de penalidad por consumo excesivo de explosivos en las empresas contratistas mineras.

##### **1.4.3 Delimitación temporal**

Es una problemática de actualidad la que involucrará en el estudio los meses comprendidos entre julio, agosto, septiembre y octubre del año 2018 en este periodo se pretende realizar pruebas de campo, recolección de información, revisión de modelos matemáticas basadas en el diseño de mallas de perforación y reducción de costos.

#### 1.4.4 Delimitación conceptual

Los temas que engloban al diseño de malla de perforación y carga explosiva más óptima para la reducción de costos son las que se mencionan a continuación:

- **Diseño de malla de perforación:** Es el diagrama que muestra la distribución de los taladros con detalles del espaciado, cargas de explosivo y secuencia de encendido que se aplicara.
- **Costo:** “Valor monetario de los recursos que se entregan o prometen entregar a cambio de bienes o servicios que se adquieren” (GARCÍA, 2008).
- **Optimización de costos:** Es forma de minimizar los costos o maximizar los beneficios o ingresos en una determinada empresa, también de define como la búsqueda de la mejor solución entre las posibles a un problema determinado.
- **Modelo matemático:** Un modelo matemático es el resultado de una abstracción de un sistema real, eliminando la complejidad al hacer suposiciones relevantes, una técnica matemática aplicada y una representación simbólica consta de al menos tres elementos básicos: parámetros, restricciones y metas.
- **Operaciones mineras:** Diversas actividades realizadas en el proceso productivo para obtener el producto minero con rendimiento económico.
- **Perforación:** “Es la operación que se realiza con la finalidad de abrir huecos en el macizo rocoso, con una distribución y geometría adecuada, en donde se alojaran cargas explosivas” (ENAMI, 2017).
- **Labor:** “Una labor minera es cualquier hueco excavado para explotar un yacimiento” (DE LA CRUZ, 2004).
- **Galería:** Son labores horizontales al interior de una mina subterránea que sigue el rumbo del cuerpo mineralizado (MEM, 2003).
- **Crucero:** “Son labores horizontales, perpendiculares al rumbo del cuerpo mineralizado” (MEM, 2003).



## **CAPÍTULO II**

### **OBJETIVOS E HIPÓTESIS**

#### **2.1 Objetivos de la investigación**

##### **2.2.1 Objetivo general**

Demostrar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva más óptima para reducir los costos en labores de secciones de 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018

##### **2.2.2 Objetivos específicos**

- Mostrar que el estudio de la geomecánica es necesario para el control de la inestabilidad de la roca circundante a la excavación y control de la perforación y voladura en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, en la Unidad de Producción, San Andrés - La Libertad, 2018.
  
- Determinar la malla de perforación adecuado que permita la reducción de costos de perforación en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, de la Unidad de Producción San - La Libertad, 2018.
  
- Calcular la carga explosiva adecuada para reducir los costos de voladura por metro lineal de avance en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018.
  
- Determinar la relación entre el diseño de malla de perforación y voladura y su efecto en la reducción de costos en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad de Producción San Andrés - La Libertad, 2018.

## 2.2 Hipótesis de la investigación

### 2.2.3 Hipótesis general

Con la determinación del diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada se reducirá los costos en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad Producción San Andrés - La Libertad, 2018.

### 2.2.4 Hipótesis específicas

- La geomecánica permite controlar de la inestabilidad de la roca circundante en la perforación y voladura en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad Producción San Andrés - La Libertad, 2018.
- El diseño de malla de perforación adecuada reduce los costos en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad Producción San Andrés - La Libertad, 2018.
- La carga explosiva adecuada reduce los costos de voladura por metro lineal de avance en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad Producción San Andrés - La Libertad, 2018.
- La relación entre el diseño de malla de perforación y voladura reduce los costos en labores de secciones 8´x8´ en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW del nivel 2870, Unidad Producción San Andrés - La Libertad, 2018.

## 2.3 Definición de variables

“Una variable es una propiedad que puede fluctuar y cuya variación es susceptible de medirse u observarse” (HERNÁNDEZ, y otros, 2008). También se puede definir como aquel objeto de estudio que se puede manipular, medir y/o controlar para poder responder las preguntas de investigación. El concepto de variable se aplica a fenómenos, hechos, objetos y personas u otros seres vivos, las cuales toman diferentes valores respecto de la variable referida.

### 2.2.5 Variable independiente

X= Diseño de malla de perforación

### 2.2.6 Variable dependiente

Y= Reducción de costos

## 2.4 Operacionalización de variables

Tabla 1 — Variables de entrada y salida

Variables	Definición conceptual de variables	Dimensiones	Indicador
Variable Independiente (X)  Diseño de malla de perforación.	Es el esquema de distribución de taladros a perforar en el frente de trabajo, que tiene una relación de burden y espaciamiento en el diseño previo de acuerdo a la evaluación geomecánica, las cuales serán cargadas con explosivos para luego ser iniciados en un orden secuencial de salida en la voladura (LÓPEZ, y otros, 2003).	Evaluación geomecánica	RMR, RQD, GSI
			Tipo de roca
			Tipo de sostenimiento
		Malla de perforación	Diámetro de taladro
			Longitud de perforación
			Diámetro de explosivo
			Sección de la labor
			Número de taladros
			Burden
		Voladura	Espaciamiento
			Factor de carga
			Factor de carga lineal
			Consumo de explosivo
			Avance lineal
			Volumen roto
Variable Dependiente (Y)  Reducción de costos.	Es la optimización de los costos en los recursos, procesos, productos, servicios, humanos, etc. con el objetivo de minimizar los gastos e incrementar las ganancias, es decir, elevar la rentabilidad y productividad, empleando estrategias y toma de decisiones enfocadas en impactar positivamente a la producción (OLAVARRIETA, 1999).	Costo directo	Sobre rotura
			Costo de mano de obra
			Costo de implementos de seguridad
			Costo herramientas
			Costo de perforación
			Costo de voladura
		Costo indirecto	Costo de equipos de perforación
			Costo de artículos de dormir
			Costo de medicinas
			Imprevistos
		Utilidades	

## CAPÍTULO III

### MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

#### 3.1 Antecedentes

##### 3.1.1 Antecedentes internacionales

- a) Según GARRIDO (2007), en su investigación “Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal mina el Teniente”, tuvo como objetivo general efectuar una evaluación de ingeniería en la “Mina Reservas Norte” División el Teniente Codelco Chile particularmente en el nivel de producción (Teniente Sub-6), donde se diagnosticó estudios técnicos de las operaciones de perforación y tronadura para la investigación se tomaron fotografías de los disparos antes y después de cada voladura, luego procesar en software 2DFace y para controlar las vibraciones se realizó monitorios producto de la voladura. Se redujo por número de taladros por disparo en 10%, se redujo la sobre rotura de un 24% a un 6%, reducción de caída de rocas y desprendimientos, reducción de costos directos de perforación y voladura.
  
- b) Según SÁNCHEZ (2012), en su investigación “Optimización en los procesos de perforación y tronadura en el avance de rampas en la mina Bethzabeth”, presentada en la Universidad Central del Ecuador Quito; su principal objetivo fue optimizar los procesos de perforación y voladura en la ejecución de la rampa de la mina Bethzabeth, así mismo conseguir un factor de explosión específico para reducir costos mínimos en la actividad minera, así mismo un buen resultado de la voladura a partir de parámetros geomecánicos hallados, un diseño óptimo y uso de explosivos adecuados.
  
- c) Según LASTRA (2014), en su investigación “Efectos en el macizo rocoso y en la fragmentación inducidos por tronadura en túneles” Universidad de Chile, la investigación busca diseñar un modelo que tenga como finalidad la predicción de la granulometría de la voladura en túneles, en relación con las propiedades físicas de la roca y parámetros de diseño de perforación y voladura. El modelo elaborado tiene un error promedio de 7.8%, y es apropiado para parámetros con rangos menores las cuáles fueron ajustados. La utilización directa del modelo es la capacidad predictiva de la voladura, la cual permitió hacer un diseño de malla

de perforación para las galerías del nivel de acarreo, teniendo como finalidad redistribuir los taladros sin que esta comprometa un incremento considerable en la granulometría de la voladura resultante.

- d) Según GUAMÁN (2013), en su investigación “Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la cantera de materiales de construcción las victorias”, Universidad de Cuenca, Ecuador, su propósito de investigación fue hacer una evaluación del macizo rocoso de la cantera Las Victorias, cuyo objetivo principal fue estudiar la calidad del macizo rocoso y sus características geológicas de la cantera Las Victorias, donde los estudios se basaron en los sistemas de clasificación geomecánica: RMR, SMR, Q, GSI y RQD, la calidad del macizo rocoso está en función a las características litológicas, grado de meteorización, esfuerzos “in situ”, resistencia a la compresión uniaxial, orientación y número de las discontinuidades.

### **3.1.2 Antecedentes nacionales**

- a) Según JÁUREGUI (2009), cita en su investigación: “Reducción de los costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”, presentada en la Pontificia Universidad Católica del Perú. Se logró reducir los costos operativos de ciclo de minado de la unidad minera, aplicando altos estándares de trabajo en las operaciones unitarias de perforación y tronadura, la investigación fue experimental donde se plantea optimizar los estándares de perforación y tronadura, los supervisores deben hacer seguimiento, capacitaciones y concientizar a los trabajadores en temas de perforación, tronadura, sostenimiento, reducción de costos y optimización de materiales. La optimización de costos respecto al total en cada actividad unitaria fue la siguiente: en la perforación 0,37 \$/TM (21,76%), en la voladura 0,28 \$/TM (16,47%), en la limpieza y acarreo 0,09 \$/TM (5,3%) y en sostenimiento 0,96 \$/TM (56%).
- b) Según ZAPATA (2003), en la investigación “Control de costos de una operación minera mediante el método del resultado operativo” presentado a la Universidad Nacional Mayor de San Marcos; investigación dirigida a incrementar la productividad a través de la mejora continua de la eficiencia y

efectividad operacional. Se utilizó como herramienta de investigación el programa de actividades, curvas “S”, los resultados económicos, su conclusión es: los resultados de desempeño permiten conocer si una actividad avanza o se retrasa en el tiempo, para medir la ganancia o pérdida por qué el método de desempeño es una herramienta de control que nos permite identificar y evaluar los costos, costos operación ales en el proceso productivo.

- c) Según CHAHUARES (2012), en la investigación “Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo mina El Cofre” presentada como tesis de grado a la Universidad Nacional del Altiplano Puno. Determina que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de 41 taladros a 36 taladros siendo la profundidad del taladro 1,45 metros. En la voladura se ha reducido el consumo de explosivos de 18 kg/disparo a 15 kg/disparo con respecto al costo de explosivos se reduce US\$ 57,89 a US\$ 50,1 por disparo.
- d) Según CARREÓN (2001), en la investigación “Optimización de perforación y voladura en la rampa principal 523 sistema mecanizado mina San Rafael” presentada a la Universidad Nacional del Altiplano Puno; concluye que el número de taladros de 60 (antes de optimizar) se reduce a 48 (en la etapa final de la optimización) y taladros cargados 56 a 44 respectivamente. En consecuencia, del consumo de explosivos también se reduce a 132,72 a 103,70 kg/disparo.
- e) Según LOZA (2013), en su trabajo “Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A.” logró implementar el modelo Holmberg para incrementar la eficiencia en el ciclo de minado de perforación y voladura, permitiendo optimizar la distribución de la energía.
- f) Según OJEDA (1998), en la investigación “Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia”, nos menciona que las desviaciones de perforación afectan; el diseño de mallas de perforación, la fragmentación, avance de disparo debido a que la eficiencia

de voladura está relacionada con la desviación a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.

- g) Según LLANCO, y otros (2012), en el estudio “Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cia Consorcio Minero Horizonte – U7P Culebrillas” determinan para la aplicación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas sean aceptable para realizar estudio geomecánica constante en los laboreos mineros.

### 3.2 Generalidades de la zona de estudio

#### 3.2.1 Ubicación y accesibilidad

Minera Aurífera Retamas S.A. y la U. P. San Andrés se ubican en el departamento de La Libertad, provincia de Pataz, distrito de Parcoy y anexo de Llacuabamba, (ver figura 1 y plano de ubicación en anexos); entre el origen de las quebradas Yanaracra y Pomachoy, cuyos cursos discurren en el flanco occidental de la cordillera central que pertenece a la cuenca hidrográfica del Marañón, a una altitud de 3900 m.s.n.m (campamento San Andrés).

**Tabla 2 — Recorrido de Abancay a la empresa Minera Aurífera Retamas S.A**

Tramo	Distancia	Tiempo	Tipo de carretera
Abancay — Lima	1050 Km	16 Hr	Asfaltada
Lima — Trujillo	350 Km	9 Hr	Asfaltada
Trujillo — Huamachuco	185 Km	6 Hr	Asfaltada
Huamachuco — Llacuabamba	220 Km	10 Hr	Trocha
<b>Total</b>	<b>1805 Km</b>	<b>41 Hr</b>	

**Tabla 3 — Aeródromo desvió Pías**

De:	A:	Tiempo
Lima	Aeródromo desvió Pías	1Hr. 25 min
Trujillo	Aeródromo desvió Pías	30 min

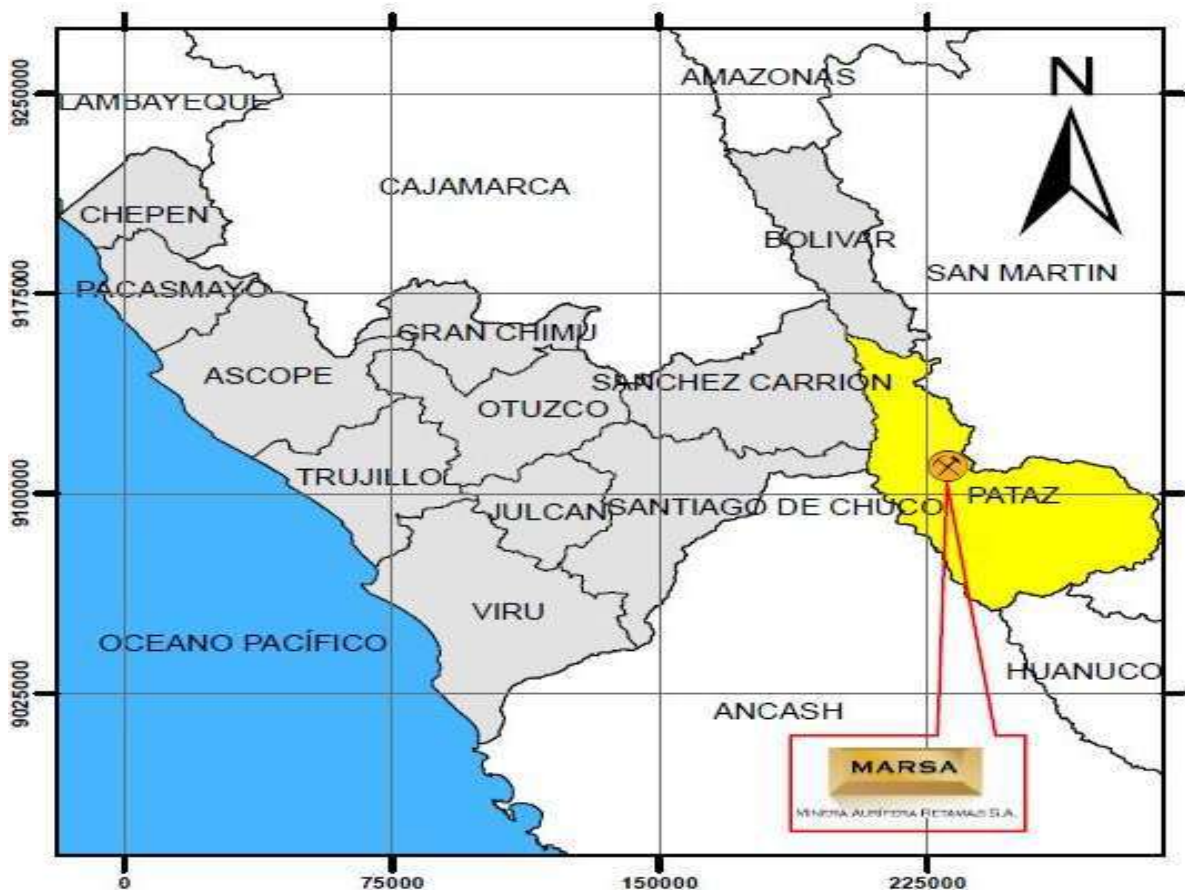


Figura 1 — Ubicación de la zona de estudio

### 3.2.2 Geología regional

La zona Aurífera de Parcoy–Gigante Buldibuyo está emplazada a una franja de rocas ígneas intrusivas denominadas como “Batolito de Patáz” que atraviesan a pizarras, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas del Complejo Marañón (ver mapa geológico regional en anexos).

Comprende aproximadamente 50 Km entre Buldibuyo al sur y Vijus al norte en un ancho promedio de 2 km. Limitado al NE por volcánicos Lavasen y complejo Marañón y por el WSW de la Formación Crisnejas con rocas sedimentarias mesozoicas.

Los magmatismos y el tectonismos ocurridos en el periodo del Carbonífero, produjeron gran sutura tectónica en la secuencia metavolcánica y sedimentos del Proterozoico Carbonífero de la cuenca del Marañón que valió para la formación del batolito de Pataz.

Esta roca intrusiva se halla muy fracturado, por lo que valieron como medios de desplazamiento a las soluciones mineralizantes que facilitaron el origen de la



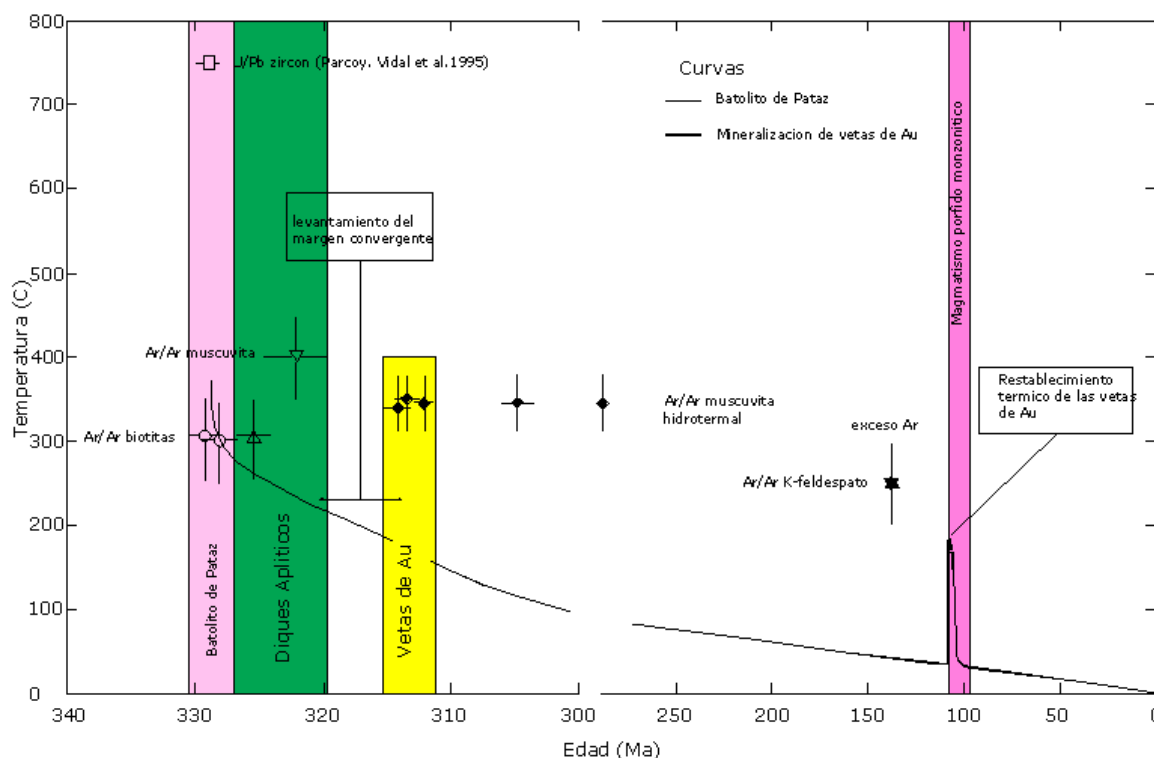
formación de estructuras o vetas filonianas con dirección NW – SE, la que se muestra en la columna estratigráfica del cuadrángulo de Pataz adjunto en el anexo de figuras.

### 3.2.3 Geología local

#### a) Rocas intrusivas

**Batolito de Pataz:** Es una franja Intrusiva que corta las rocas del Complejo Marañón (Filitas, Pizarras). Tiene una extensión aproximada de 50 km entre Buldibuyo y Vijus con un ancho promedio que oscila entre 2 km es de forma lenticular alargada se debe a su emplazamiento a lo largo de una fractura regional de dirección (NW-SE).

Este intrusivo está compuesto principalmente por una serie de rocas calcoalcalinas como granitos, granodioritas, tonalitas, dioritas, monzonitas y rocas meta volcánicas de composición ácida a intermedia, las cuales fueron datadas mediante el método K/Ar – U/Pb en 330 M.a. (Haeberlin, 2000), ubicándolas en el Carbonífero inferior (Figura 2).



**Figura 2 — Edades aproximadas de la mineralización y del batolito de Pataz**

Extraído de Departamento de Geología Minera Aurífera Retamas S.A

**Stocks porfiríticos:** Este tipo de rocas se encuentran en distintos sectores de la zona en forma de stocks pequeños. Varios de ellos son de composición granodiorítica a monzonítica; algunos de ellos son tonalíticos. La datación realizada por  $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ , a pesar de la probable excedencia de argón junto con la observación de campo revelan una edad Cretácica de los stocks porfiríticos (Haberlin y otros, 2002).

**b) Rocas metamórficas**

Se sitúan en el Complejo del Marañón, conformado por filitas grisáceas y pizarras oscuras, intercaladas con pequeños estratos de metavolcánicos y esquistos cloritizados y que se encuentran expuestos en el lado NE del “Batolito de Pataz” en los valles: San Vicente, Mushmush, Ventanas, Molinetes y los Loros; encontrándose plegadas y falladas, y/o perturbadas por varios sucesos metamórficos dinámicos e ígneos. Integrados a este fallamiento se formaron ciertas estructuras auríferas de características idénticas y/o distintos a las estructuras formadas en el intrusivo.

La edad asignada a las rocas del Complejo del Marañón es la precambriana.

**c) Rocas sedimentarias**

Contrastadas por las secuencias sedimentarias del Mesozoico y Paleozoico y que afloran al SW del "Batolito de Pataz", desde Cáchica por el norte hasta Alaska por el sur (que corresponde a nuestra área de estudio). Estas secuencias están conformadas por la unidad vulcano sedimentaria (limolitas, areniscas, conglomerados a microconglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de dacitas y riolitas), y calizas del Grupo Pucará (Jurásico-Triásico).

**d) Depósitos cuaternarios**

La edad de los depósitos cuaternarios es del Cenozoico, conformados por materiales coluviales, aluviales y fluvio-glaciares, cubriendo con espesores que varían de 1m a 50 m, conformando relieves abruptos con vegetación de Puna.

### **3.2.4 Geología estructural**

Localmente las características más resaltantes que se observan son: fracturamiento, plegamientos y fallamientos, en rocas metamórficas, sedimentarias e intrusivas.

**Plegamiento:** Con expansión regional, de ejes con dirección SE a NW; se muestran en las formaciones metamórficas y sedimentarias. La posible dirección de los esfuerzos de compresión que causaron los pliegues han sido los de SW a NE y viceversa. Las formaciones mineralizadas conocidas como Esperanza, Natasha, Gigante Uno, Yanaracra Sur, Cachaco, etc., se muestran pliegues locales, que dificultan la explotación y exploración.

**Fracturamiento:** Los cuerpos intrusivos del “Batolito de Pataz” y el Complejo del Marañón se encuentran intensamente fracturadas, a causa de ciertos sucesos tectónicos. Este fracturamiento siguió un patrón estructural proveniente de la orientación de esfuerzos tectónicos. Conformado por sistemas de fracturamiento local, de manera paralela a los sistemas de fallas paralelos o diagonales, longitudinales y a los esfuerzos de compresión que a la vez causaron microfallas. Las estructuras mineralizadas generalmente están craqueladas y/o fracturadas.

**Fallamiento:** En la zona se presenta plegamientos y fallamientos muy perturbados, en la cual se han distinguido tres sistemas fundamentales de fallas:

- **Sistema de fallamiento NW SE (Longitudinales)**

De origen post-mineralización, con rumbo paralelo y/o subparalelo a las vetas, que causaron el cabalgamiento (ensanche), discontinuidad y acuñaientos local de los cuerpos mineralizados; varios de éstos son de fallamiento inversa dextral y normal sinextral, de poco a varios metros de desplazamiento, se evidencia este tipo de fallas en labores ejecutadas sobre estructuras mineralizadas como Yanaracra Sur, Gigante Uno, Cachaco, Esperanza, Yanaracra, Mano de Dios, etc.

- **Sistema de fallamiento NE SW a N S (Diagonales)**

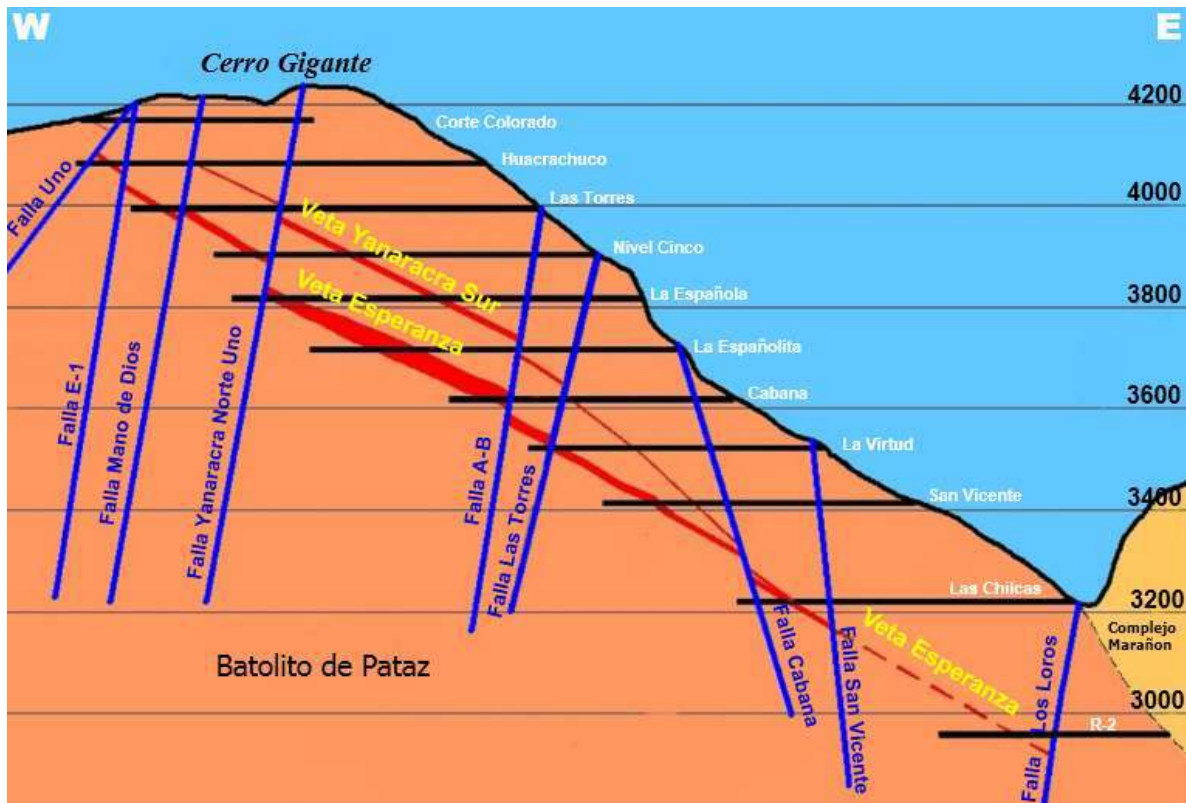
Tiene un buzamiento elevado al oeste y rumbo promedio de norte a noreste. Estas fallas están agrupadas en bloques denominados fallamientos gravitacionales, en ocasiones como estructuras separadas correlativamente. Generalmente las vetas se encuentran perturbadas por este tipo de fallamientos ya sea normal, inverso, sinextral o dextral. Estas fallas evidencian en: Oeste Cinco, Uno, Cabana Cuatro, etc., con desplazamientos normal sinextral. Cuando los fallamientos son de ángulo bajo se representan como sobre-escurrimientos particulares.

- **Sistema de fallamientos transversales principales E-W o fallas mayores**

Con alto buzamiento al sur o norte y rumbo promedio E-W. Dentro de este sistema podemos citar a: San Vicente, Cabana, Cinco, A-B, Yanaracra Norte Uno, Falla Veta Pumas Uno, E 1, Falla Uno, etc. Las cuales extienden hasta 300 m. en la

componente horizontal (sinextral) y 100 m. en la componente vertical siendo el bloque norte el que hunde o cae (ver figura 3).

La Falla Uno es una estructura conocida por su extensión y persistencia. Por las observaciones de campo se deduce que es de movimiento inicial inverso – sinextral.



**Figura 3 — Sistema de fallas del cerro El Gigante**

Extraído de Departamento de Geología Minera Aurífera Retamas S.A

**Sistema de vetas:** Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusivo de Pataz, agrupadas dentro del Sistema NW SE (Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Cabana, Garfio, Daniela etc.) y en el Sistema N S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco Las Torres, Valeria, etc.), este último sistema posee estructuras tensionales del primero. Las vetas del Sistema NW-SE tienen rumbo N 20° - 50°W, con buzamiento de 10° a 40° en dirección NE; pero por ejemplo la veta Garfio buza entre 55° y 70° NE. Con esto se evidencia que las variaciones del rumbo y buzamiento son consecuencia de los esfuerzos tensionales y compresivos que causaron plegamientos y fallamientos.

### 3.2.5 Geología económica

El emplazamiento principal de los minerales está en rocas dioritas-microdioritas y granitos-granodioritas en menor porcentaje, cuyos rasgos tectónicos y litológicos provienen del desarrollo de la metalogenia de la Cordillera Central.

A través de fracturas preexistentes circularon las soluciones mineralizantes dentro del “Batolito de Pataz”, donde las aberturas fueron depositadas formando vetas. El contacto de las rocas encajonantes causó alteraciones hidrotermales provocando cambios químicos y físicos que prevalecieron en un medio deposicional.

#### **Geometría del yacimiento**

El tipo de depósito de Gigante es filoniano; originado por relleno de fracturas, por flujo de las soluciones hidrotermales mineralizantes, con temperaturas de formación de facies mesotermal a epitermal y de carácter primario la formación hipógena.

Los cuerpos mineralizados muestran una relación de curvas cimoidales y cimoides múltiples-compuestos. La mineralización económica en términos estructurales se presenta a manera de ore shoots alargados, de longitudes métricas a hectométricas.

El origen del depósito puede relacionarse de carácter magmatogénico de las soluciones mineralizantes hidrotermales, que dieron origen con asociaciones mineralógicas de forma epitermal-mesotermal.

#### **Controles de mineralización**

De acuerdo a la cartografía geológica subterránea y superficial, y su respectiva interpretación se determinó los siguientes controles:

- **Control Estructural:** En general las estructuras, como las fracturas y fallas, son un control fundamental, por donde se emplazaron y/o circularon las soluciones del mineral. Actúan como entrampamientos en muchos casos de las soluciones mineralizantes, dando origen a los clavos mineralizados, siendo esta un control fundamental del depósito mineral.
- **Control Litológico:** Siendo favorables para la formación de estructuras mineralizadas las dioritas y microdioritas, en cambio los granitos y granodioritas son menos favorables para la formación de depósitos minerales, sin embargo, no se considera un control litológico riguroso, este puede ser cambiante.
- **Control Mineralógico:** El mineral principal utilizado como guía en la exploración es el cuarzo lechoso; asociadas al cuarzo se presentan arsenopirita y

pirita, generalmente la esfalerita, galena y marmatita son indicativos de incremento de leyes de oro, siempre y cuando estén asociados a la pirita.

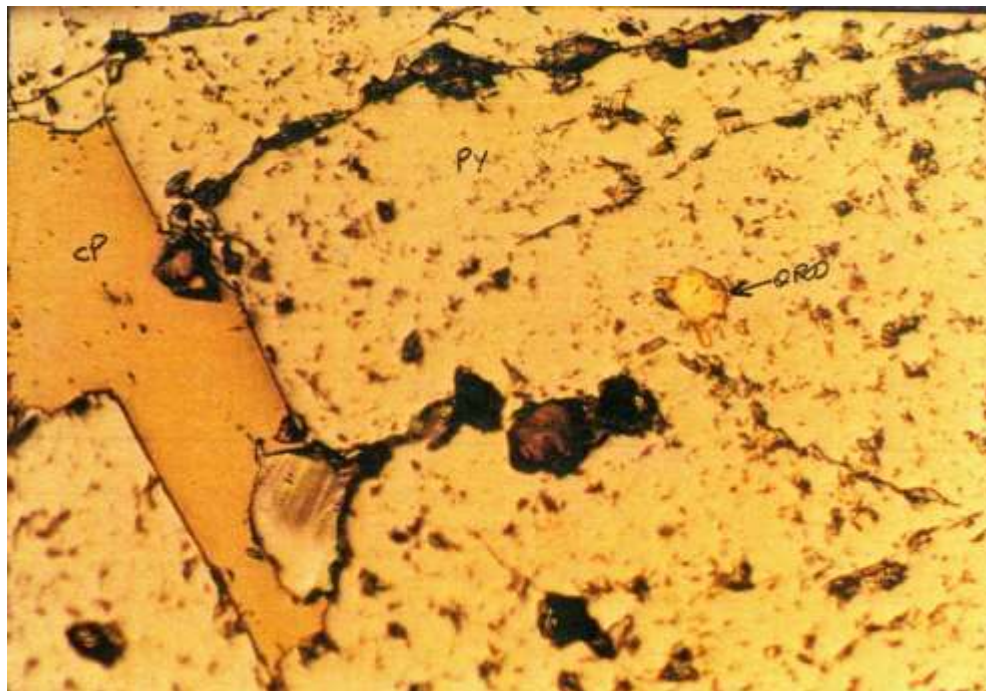
### **Alteración de cajas**

La cloritización, sericitización y silicificación son las principales alteraciones hidrotermales asociadas a la ocurrencia del oro, la cloritización está asociado al oro libre. El área de influencia y el grado de las alteraciones en ocasiones tiene cierta concordancia con la potencia de los cuerpos mineralizados y disminuye conforme al alejamiento de los rellenos mineralizados.

### **Mineralogía**

La variedad de minerales agrupados en "mena" y "ganga" que constituyen el yacimiento minero "El Gigante" que se manifiestan en las estructuras mineralizadas a manera de parches, lentes, hilos y venas.

- **Mineral de mena:** La pirita aurífera es el mineral de mena principal, que se presenta asociada de galena, arsenopirita, marmatita-esfalerita (ver figura 4), en concentraciones menores. El cuarzo sacaroide también es considerado como mineral de mena por alojar oro libre.



**Figura 4 — Vista microscópica del oro y minerales asociados**

Extraído de departamento de geología Minera Aurífera Retamas S.A

- **Minerales de ganga:** Los minerales asociados a la mena se presentan en concentraciones variables, siendo no metálicos y metálicos los minerales constituyentes como impurezas o ganga, de modo que no son económicamente aprovechables. Entre estos minerales tenemos: calcopirita, caolín, calcita, cuarzo lechoso (primer estadio), etc.

### 3.2.6 Paragénesis

La paragénesis del yacimiento minero "El Gigante" está relacionado a tres pulsos mineralizantes posteriores al emplazamiento del batolito de Pataz, originándose un gran y único evento mineralizador; la mineralogía tiene un orden paragenético de las siguientes secuencias (ver figura 5):

- Cuarzo – pirita – arsenopirita (paragénesis general; trazas de sulfuros básicos y probablemente escasa cantidad de oro)
- Pirita - esfalerita – galena – oro – cobres grises
- Pirita – calcopirita – oro – galena

MINERAL \ SECUENCIA	I SECUENCIA	II SECUENCIA	III SECUENCIA	IV SECUENCIA
CUARZO	-----	-----	-----	-----
PIRITA	-----	-----	-----	-----
ARSENOPIRITA	-----	-----	-----	-----
ESFALERITA	-----	-----	-----	-----
CALCOPIRITA	-----	-----	-----	-----
GALENA	-----	-----	-----	-----
ORO-ELECTRUM	-----	-----	-----	-----
ESTIBINA	-----	-----	-----	-----
BOULAGERITA	-----	-----	-----	-----
PIRROTITA	-----	-----	-----	-----
COBRES GRISES	-----	-----	-----	-----

**Figura 5 — Paragénesis de minerales del batolito de Pataz**

Extraído de departamento de geología Minera Aurífera Retamas S.A

### 3.2.7 Operaciones mina

La mina produce 1650 TMSD, siendo la ley de corte (Cut-off) de 6,50 g. de Au/TMS, según informe de geología analizando vemos que la ley de cabeza promedio es 14 g. de Au/TMS, esta ley es favorable con respecto al cut-off, el mineral proveniente de la explotación, preparación y desarrollo. Los principales métodos de explotación son

Cámaras y Pilares Mecanizados con rendimientos de 8 tm/h-g, Corte y Relleno Ascendente y el Long Wall (convencional), en perforación se utiliza perforadoras tipo jackleg, y para la limpieza winches eléctricos de arrastre en las labores convencionales y scoop en los tajos mecanizados, y para restablecer el macizo rocoso se usa el relleno hidráulico de alta densidad. Para desarrollar las labores de exploración, preparación se utilizan jumbos de electrohidráulicos de un brazo, scoops desde 1.5 yd<sup>3</sup> hasta 4.5 yd<sup>3</sup> de capacidad y palas neumáticas de 10 pies<sup>3</sup>. En todas las labores se emplea los ventiladores auxiliares desde 5,000 cfm hasta 18,000 cfm para expulsar el aire viciado hasta los tres circuitos principales de ventilación que está conformado por cruceros y chimeneas raise boring de 6' y 8' de diámetro, en los extremos de los circuitos se tienen instalados extractores que suman 420,000 cfm.

MARSA, decidió profundizar la mina de manera mecanizada construyendo la Rampa Patrick de 4.0 m por 4.5 m, que tiene un recorrido de 5500 m. y se viene ejecutando la profundización de la rampa II etapa, que tendrá una longitud de 4000 m. En la construcción de la Rampa se está utilizando jumbos electrohidráulicos de dos brazos, scoop de 6 yd<sup>3</sup>, volquetes de 20 m<sup>3</sup> de capacidad, para el desagüe de las aguas subterráneas se viene empleando bombas de 300 hp de potencia y 50 l/s, y se está construyendo una cámara principal de bombeo donde se instalará la bomba de 400Hp y 150 l/s de capacidad como medida de contingencia.

Tenemos una casa fuerza de energía neumática 16,000 cfm, y la red troncal de 22,000 m. para minimizar las caídas de presión el aire es conducido por tuberías de metálica de 16", 12", 10" y 8" de diámetro.

La mina trabaja en dos turnos y en MARSA damos una importancia especial a la seguridad en el trabajo, por ello los implementos de seguridad que se usan en la mina cumplen con los estándares internacionales y su cambio o reemplazo obedecen a la frecuencia de uso y el estado del EPP establecido en el estándar de la mina.

### **3.2.8 Planta de beneficio**

La Planta de Beneficio cuenta con una capacidad de procesamiento de mineral de 1800 TMS/día, procesa el mineral ininterrumpidamente 24 horas al día, 365 días al año.

El mineral antes de ser chancado es sometido a una clasificación previa para separar el producto de -1/2" que acompañará al mineral de tolva de gruesos proveniente de la mina, el rechazo de la clasificación, es decir el material mayor a 1/2" se tritura en una



chancadora primaria de quijadas de 15"x24" y luego se complementa el chancado en dos chancadoras cónicas de 48 FC y 36 FC hasta obtener un producto fino que pasa la malla -1/2".

En el beneficio del mineral se aplican cuatro procesos metalúrgicos importantes:

- Concentración de los minerales auríferos (mayormente sulfuros).
- Cianuración de los concentrados auríferos.
- Precipitación de los valores disueltos mediante el uso del polvo de zinc (Proceso Merrill-Crowe).
- Deposition separada de los relaves de flotación y cianuración.

### **3.3 Marco teórico**

#### **3.3.1 Geología del yacimiento**

Corresponde a la formación geológica en la litósfera o corteza terrestre que concentran los depósitos de minerales valiosos. Los yacimientos mineros se definen como aquellos depósitos que contienen minerales en cantidad y calidad que amerita un estudio profundo con el propósito de definir la geometría del yacimiento, es decir, las dimensiones y su profundización para realizar actividades de desarrollo minero con miras hacia el futuro, de modo que la extracción del yacimiento tiene que ser económicamente rentable utilizando tecnologías adecuadas (LÓPEZ, y otros, 2003).

#### **3.3.2 Mecánica de rocas**

La definición propuesta por el comité americano en el año 1974, define como aquella ciencia teórica y aplicada que se dedica al estudio del macizo rocoso y del comportamiento mecánico de éstas, también se define como la rama de la ingeniería encargada de estudiar macizos rocosos, al ámbito de esfuerzos que interactúan en sus entornos, la mecánica de rocas es fundamental para el desarrollo de la minería, a medida que se realiza excavaciones en el macizo rocoso se modifican los campos de los esfuerzos que actúan en su entorno físico (RAMÍREZ, y otros, 2004).

El área de geomecánica es la encargada de la obtención de información como, densidad, resistencia a compresión, resistencia a la tracción, tipo y calidad de roca. Los parámetros geomecánicos son esenciales para el cálculo del diseño de voladuras, así como para la selección de un sostenimiento, elección de aceros y brocas de perforación a fin llevar un control de vida útil de éstas.

La clasificación de las rocas en función de la resistencia a la compresión y su dureza, se expone en la tabla 4.

**Tabla 4 — Clasificación y dureza de la roca**

<b>Clasificación</b>	<b>Dureza (Escala de Mohs)</b>	<b>Resistencia a la compresión (MPa)</b>
Muy dura	7 (Cuarzo)	200 a más
Dura	6 (Ortosa) — 7 (Cuarzo)	120 — 200
Media dura	4 (Fluorita) — 6 (Ortosa)	60 — 120
Media Blanda	3 (Calcita) — 5 (Apatito)	30 — 60
Blanda	2 (Yeso) — 3 (Calcita)	10 — 30
Muy Blanda	1 (Talco) — 2 (Yeso)	≤ 10

Extraído de manual de perforación y voladura (LÓPEZ, y otros, 2003)

**a) Clasificación geomecánica RMR**

La clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating) fue desarrollado por Z. T. Bieniawski entre los años 1972 – 1973, siendo modificada en 1976 y 1979, basándose en más de 300 casos reales entre taludes, cimentaciones, túneles y cavernas.

Los valores del RMR oscilan entre 0 y 100, cuanto mayor sean los valores del RMR significa que son rocas de mejor calidad.

Bienawski diferencia en cinco clases o tipos de roca de acuerdo al rango de valores del RMR como se observa en la tabla 5.

**Tabla 5 — Calidades de los macizos rocosos con respecto a su valor de RMR**

<b>Clase</b>	<b>Calidad</b>	<b>RMR</b>
I	Muy buena	81-100
II	Buena	61-80
III	Regular	41-60
IV	Mala	21-40
V	Muy mala	0-20

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

Para determinar el RMR primero se logra estimar los puntajes que se representan con valores numéricos en para cada uno de los 6 parámetros (ver tabla 6):

- (1) Resistencia a la compresión simple (ensayo de compresión simple o carga puntual)
  - (2) R.Q.D
  - (3) Espaciamiento de discontinuidades
  - (4) Condición de las discontinuidades
  - (5) Acción del agua
  - (6) Orientación relativa de las discontinuidades/excavación
- RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) + (6)

**Tabla 6 — Parámetros de la clasificación geomecánica RMR**

Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Compresión simple	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%			
	valor	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las discontinuidades	> 2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	6-20 cm	< 6 cm			
	Valor	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Valor	6	4	2	2	0		
Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				
Valor	6	5	3	1	0				
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua / Pprinc	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	valor	15	10	7	4	0			
6	Orientación de las discontinuidades	Muy desfavorable	Desfavorable	Regular	Favorable	Muy favorable			
	Valor	-12	-10	-5	-2	0			

Extraído de clasificación geomecánica (BIENIAWSKI, 1989)

**b) Índice de resistencia geológica GSI**

El índice de resistencia geológica GSI (Geological Strength Index) por sus siglas en inglés, fue realizado por Hoek en 1994, para corregir los defectos encontrados en la utilización del índice RMR en la estimación de la resistencia del macizo rocoso según criterios generalizados por Hoek (HOEK, y otros, 1985).

Para poder estimar el grado de fracturamiento del macizo rocoso o cuantificar la cantidad de fracturas (discontinuidades) en un metro lineal, se han considerado cinco categorías del grado de fracturamiento las que se muestran en la tabla 7.

**Tabla 7 — Clasificación del grado de fracturamiento del macizo rocoso**

<b>Grado de fracturamiento</b>	<b>Símbolo</b>
Masivo o levemente fracturado	LF
Moderadamente fracturado	F
Muy fracturada	MF
Intensamente fracturado	IF
Triturada o brechada	T

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

El estado o condición de la superficie del macizo rocoso influye en la resistencia de la roca intacta y a sus propiedades de las discontinuidades que se consideran en 5 categorías (relleno, rugosidad, apertura, persistencia, y la meteorización) que se clasifican como se muestra en la tabla 8.

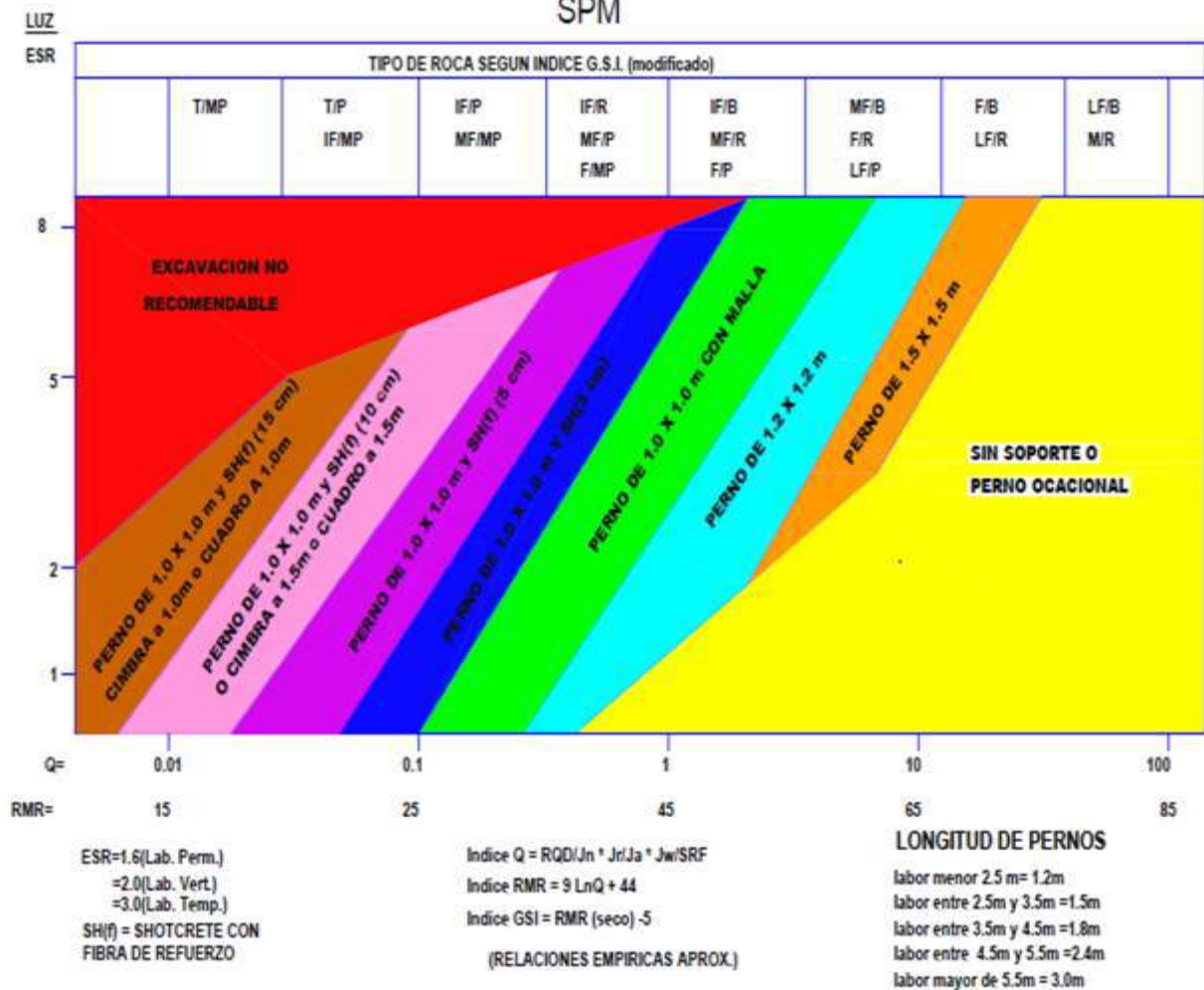
**Tabla 8 — Condición superficial de la roca**

<b>Condición superficial</b>	<b>Símbolo</b>
Buena	MB
Regular	B
Regular moderada	R
Mala	M
Muy mala	MM

Extraído de departamento geomecánica U. P. San Andrés

La recomendación del uso de un tipo de sostenimiento de acuerdo al diseño preestablecido se basa en los factores, o sea, ancho de la excavación o luz de la labor, relación soporte excavación (ESR), y calidad del macizo rocoso, que se muestra en la siguiente figura 6 y anexo de figuras.

## DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRANEAS SPM



**Figura 6 — Tipo sostenimiento recomendado**

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

### c) Propiedades físicas del macizo rocoso

Es fundamental tener de conocimiento las propiedades físicas de los macizos rocosos, por lo que a continuación desarrollaremos brevemente:

- **Dureza:** Indica la resistencia a superar durante la perforación, las rocas duras requieren explosivos densos e instantáneos para fragmentar.
- **Densidad:** Es la relación que guarda la cantidad de masa respecto a su volumen que generalmente varía en promedio de  $1,0 \text{ gr/cm}^3$  a  $4,5 \text{ gr/cm}^3$ .
- **Tenacidad:** Se define como la dificultad o facilidad de fragmentarse a la acción de esfuerzos de tensión, compresión e impacto, que se clasifica como friable fácil, intermedia tenaz difícil.
- **Porosidad:** Indica pequeños espacios abiertos existentes de poros u oquedades y la capacidad de contener soluciones aguosas.

- **Textura:** Son las características morfológicas de su estructura y las relaciones intergranulares o cristales que conforman el macizo rocoso y su grado de cohesión o cementación, así mismo relacionado con la facilidad de rotura.
- **Variabilidad:** Indica que tiene un índice alto de heterogeneidad o anisotropía. En su textura y composición las rocas no son homogéneas.

**d) Grado de alteración**

Es el deterioro producido en las rocas producto de la meteorización y contacto aguas del nivel freáticas, así mismo de cambios o fenómenos geológicos que transforman o modifican a la roca primigenia (EXSA, S.A, 2008).

**e) Resistencia de la roca**

Esta en función directa a la resistencia de la roca intacta y la resistencia de sus discontinuidades, siendo la limitante de la profundidad de los taladros, ésta es una verdad comprobada por lo que es fundamental usar explosivos de alto poder rompedor en cantidades necesarias, para alcanzar buenos resultados de la fragmentación.

**f) Espaciamiento de juntas**

Se corroboró que la distancias entre juntas influyen en la conformación de los macizos rocosos. La disminución de la resistencia del macizo rocoso es proporcional a la medida que aumenta la cantidad de juntas, la separación de juntas es el factor más influyente en la reducción de la resistencia en el macizo rocoso.

Los valores de la resistencia del macizo rocoso entre 100 a 200 MPa, con un grado de fracturamiento catalogado como muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, nos indica que es un macizo rocoso débil (BIENIAWSKI, 1989), en cuanto al espaciado de juntas se recomienda utilizar la clasificación geomecánica de Bieniawski que se detalla en la tabla 9.

**Tabla 9 — Espaciamiento de juntas del macizo rocoso**

Descripción del Espaciamiento	Espaciamiento de Juntas	Tipo de Macizo Rocosos
Muy Ancho	> 3m	Solido
Ancho	1 — 3 m	Masivo
Moderadamente	0,3 — 1 m	En bloques
Cerrado	50 — 300	Fracturado
Muy Cerrado	< 50 mm	Machacado

Extraído de clasificación geomecánica - Bieniawski, (1989)

### 3.3.3 Perforación y voladura

#### a) Proceso de fracturamiento

En esta etapa de fragmentación y voladura de rocas se entiende a la acción del explosivo y al resultado de la masa de roca adyacente, donde incluye factores de tiempo, ondas de presión, energías termodinámicas, mecánica de rocas y otros (ALONSO, y otros, 2013). Explica con coherencia, y es admitida que los procesos ocurren en diferentes etapas de desarrollo casi simultáneamente en un periodo extremadamente corto, expresado en milisegundos, en el transcurso del cual ocurre la detonación completa de la carga confinada, comprendido desde el comienzo de la fragmentación hasta el desplazamiento total de voladura (BERNAOLA, y otros, 2013), estas etapas de reacción se mencionan a continuación:

- Detonación de la masa explosiva y la generación de ondas de choque.
- Transmisión de ondas de choque a la masa rocosa dando inicio de su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a altas presiones y temperaturas que ocasionan el fracturamiento y movimiento de la masa rocosa.
- Desplazamiento de la masa rocosa triturada para conformar el cúmulo de escombros o material volado.

#### b) Fragmentación de la roca

Existen varias teorías que explican el mecanismo de fragmentación de la roca, pero aún no está plenamente definido (MAYTA, 2020) entre estas teorías tenemos:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de gases.

- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de caracterización.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Teoría de liberación súbita de cargas.

**c) Método mecánico de perforación utilizado**

La etapa de perforación es la primera operación del proceso voladura de rocas. El objetivo es generar en la superficie rocosa orificios cilíndricos para su posterior carguío con explosivo y sus accesorios iniciadores las que se denominan como barrenos, taladro, hoyo, blasthole. Existen métodos de mecanismo de perforación los métodos rotopercutivos y rotativos (EXSA, S.A, 2008).

**d) Perforación roto-percutiva**

La perforación roto- percutiva es el sistema más clásico de perforación empleada en diferentes tipos de roca, desde suaves hasta duras. El principio de perforación se basa en el impacto de pistón que golpea a un útil que a su vez transmite la energía al fondo del taladro por medio de la broca que hace movimientos de rotación produciendo impactos sobre la roca, consta de una gama de diámetros de perforación, los equipos son versátiles empleados en minería subterránea, minería superficial, carreteras, autopistas, excavaciones industriales, cavernas de centrales hidroeléctricas y otros (LÓPEZ, y otros, 2003).

**e) Condiciones de perforación**

Para lograr una voladura exitosa el proceso de perforación es muy importante, así como la elección de un tipo de explosivo, por lo que esta labor debe realizarse con sumo cuidado y criterio. La supervisión del proceso de perforación lamentablemente no es controlada apropiadamente en muchas actividades mineras, lo que ocasiona que haya errores y deficiencias en la calidad de perforación, desviación de taladros, espaciamientos inadecuados, desigualdad de longitudes etc., que ocasionan pérdidas de energía explosiva haciendo bajar su eficiencia, básicamente la determinación de la calidad de los taladros perforados está en función de cuatro condiciones fundamentales: longitud, diámetro, estabilidad y rectitud.



- **Diámetro:** Está sujeto a la finalidad de aplicación que se le dará al taladro y de la disposición de explosivos con las que se cuenta para el tamaño de diámetro de perforación como regla general se cumple que a menor diámetro perforado la inversión económica realizada será menor.
- **Longitud:** La profundidad de los taladros está en función al diseño de malla de perforación, a la capacidad del equipo de perforación y al avance que se desea lograr luego de la voladura.
- **Rectitud:** Esa variable por las condiciones geológicas, método de perforación y características de la máquina perforadora, debiendo ser lo más recto posible y alineado para que la carga explosiva sea adecuadamente distribuida, es de vital importancia el paralelismo de los taladros de arranque para la interacción y trabajo eficiente de la carga explosiva en toda la voladura.
- **Estabilidad:** El taladro debe permanecer libre y abierto hasta el momento del carguío, en terrenos inestables tienden a taparse por desmoronamiento, siendo necesario en ocasiones revestirlos interiormente con tubos especiales para realizar el carguío, incluso se pueden utilizar técnicas de revestimiento a través del uso de arcillas especiales como la bentonita, cemento con aditivos y otros que se emplean en la perforación diamantina, pozos petroleros y otros fines.
- **Casos particulares:** En ciertos proyectos especiales de voladura ameritan taladros con un paralelismo preciso, es indispensable que el personal perforista u operadores perforistas sepan a profundidad acerca de su máquina, sus limitaciones y posibilidades, teniendo en cuenta con claridad el diseño de malla planificado y finalidad de la voladura a realizarse.
- **Velocidad de penetración:** La rapidez de la perforación no solamente está sujeto a la magnitud de carga aplicada; también depende dureza o resistencia de la roca, velocidad de rotación, velocidad y caudal del fluido de barrido de detritus, diámetro de perforación y el desgaste de brocas. Los factores más importantes que condicionan a la velocidad de penetración son la abrasividad y dureza de la roca, siendo determinante la elección del sistema de perforación a emplear por rotación simple o roto-percutiva (LÓPEZ, y otros, 2003).

**f) Orientación de los taladros de perforación**

Es vital interés hacer la orientación los taladros de forma paralela a la superficie de la cara libre, con el propósito de apoyar el desplazamiento de la roca con orientación hacia la superficie libre; siendo de utilidad el efecto perpendicular en la acumulación del material volado hacia la dirección del taladro. Los factores influyen en la orientación de los taladros son: número de caras libres disponibles, características geológicas del terreno, grado de fragmentación que se desea obtener y otros (LÓPEZ, y otros, 2003).

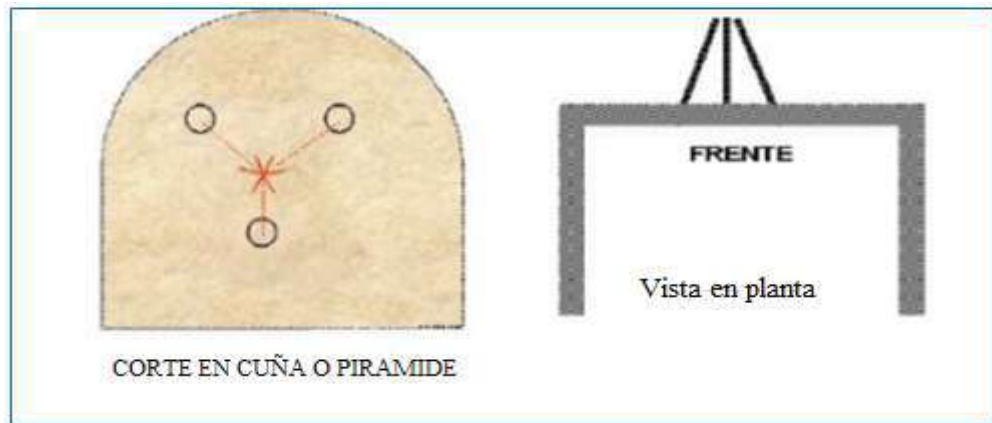
**g) Numero de taladros**

La cantidad de taladros necesarios para una tanda de voladura subterránea está en función al tipo de roca a romper, del tamaño de fragmentos que se desea obtener, de las dimensiones de la labor, de la longitud de perforación, del diámetro de brocas disponibles para la perforación; particularmente hay factores que pueden forzar a variar la malla de perforación, en consecuencia se aumentan o reducen la cantidad de taladros calculados teóricamente, además son influyentes la clase de explosivos a usar y el tipo de iniciación a utilizarse (EXSA, S.A, 2008).

**h) Tipos de arranque o trazo**

Existen diferentes tipos arranque que reciben diversos nombres de acuerdo a su forma o el lugar donde se le ha empleado primero, a grandes rasgos los tipos de cortes podemos agrupar en tres:

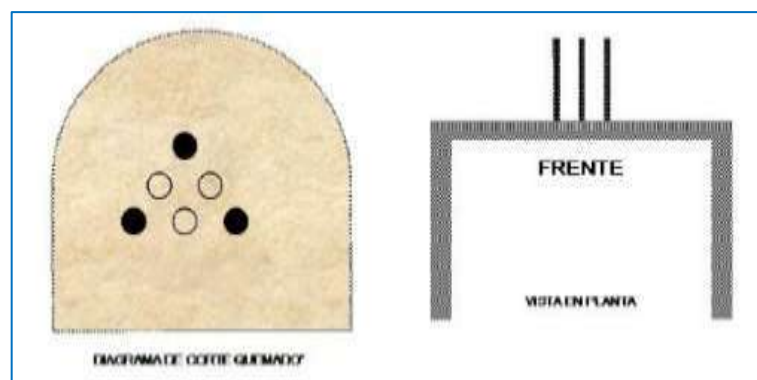
- **Arranque o trazo angular:** La terminación de los taladros son direccionados al taladro adyacente conformando ángulos con el frente de perforación, con el objetivo de que al momento de la detonación se forme un cono como segunda cara libre de profundidad moderada para el resto de los taladros, la apertura de este espacio depende del tipo de la masa rocosa. Los cortes angulares resaltantes son: Corte en “V” o cuña y corte piramidal como se aprecia en la figura 7.



**Figura 7 — Corte angular pirámide y cuña**

Extraído de manual de perforación y voladura (LÓPEZ, y otros, 2003)

- **Arranque o trazo paralelo:** Se trata de la distribución de taladros en posición horizontal, que mantienen el paralelismo entre sí y al eje de la labor; la cantidad y espaciado de estos taladros está en función directa a la calidad del macizo rocoso. No todos los taladros que conforman el corte son cargados, uno o más se excluyen del carguío (taladros de alivio), con el objetivo de generar cara libre favoreciendo la salida de los otros que contienen carga explosiva. Los taladros de alivio influyen mucho en los resultados de la voladura y el logro de un avance óptimo, es decir, cuanto mayor sea el diámetro de los taladros de alivio mayor cara libre disponible se tendrá para los taladros de la primera salida, estos esquemas se muestran en la figura 8.



**Figura 8 — Corte en paralelo**

Extraído de manual de perforación y voladura (LÓPEZ, y otros, 2003)

- **Arranque combinado:** Está dado por la combinación de cortes en pirámide y cortes en “V”. El corte escalonado y el corte crack son las variaciones del corte quemado.

**i) Calidad de perforación del arranque**

La perforación de los taladros de arranque se debe realizar con sumo cuidado, posterior a ello se realizan los taladros de alivio usando brocas rimadoras de mayor diámetro, la cantidad aproximada entre ambos normalmente es alrededor de 14 taladros como mínimo incluyendo los taladros de la primera y segunda ayuda del cuele (PARÍ, 2019).

### **3.3.4 Equipos y accesorios de perforación**

#### **Perforadora Jack Leg RNP 250 X**

Son máquinas perforadoras neumáticas que sirven para la realizar taladros, cuyos diámetros de perforación varían entre 30 a 45 mm, ideal para taladros horizontales o inclinados, aunque se puede utilizar para taladros verticales ascendentes para realizar taladros para pernos de roca.



**Figura 9 — Perforadora Jack Leg RNP 250 X**

Extraído de RNP México – Perfomex Perú

En la U. P. San Andrés de la empresa Minera Aurífera Retamas S.A. del nivel 2870, para realizar la perforación en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW se emplean máquinas perforadoras tipo Jack Leg de la marca RNP y modelo RN-250X, esta máquina trabaja con energía neumática, la cual se transmite desde la perforadora a la roca por medio de un barrote que finaliza en el inserto de carburo o elemento de corte que es el encargado de triturar. Estos equipos normalmente son usados en labores de regular a pequeña sección principalmente en labores de desarrollo como en

construcciones de chimeneas, galerías de acceso y tajos, las especificaciones técnicas se muestran en la tabla 8.

**Tabla 10 — Especificaciones técnicas RN-250X Jack Leg**

<b>Especificaciones</b>	<b>Métrico</b>	<b>US/IMP</b>
Diámetro del cilindro	79.38 mm.	3.125"
Carrera del pistón	73.03 mm.	2.875"
Frecuencia de impacto	2200 gpm.	2 200 bpm
Long. de la perforadora	711 mm.	28"
Torque	122 Nm	90 Lbs-ft
Revoluciones	225 rpm	225 rpm
Consumo de aire (90 psi)	80 Lit. /seg.	170 CFM
Peso de la perforadora (incluye el empujador standard)	52.20 Kg.	115.1 Lbs
Peso de la perforadora (incluye el empujador modificado)	55.00 Kg	121.25 Lbs
Peso de la perforadora	36.10 Kg.	79.59 Lbs
Peso del empujador standard	17.00 Kg	37.48 Lbs
Peso del empujador modificado	18.70 Kg	41,23
Long. del empujador contraído (standard)	1714.5 mm.	67.50"
Long. del empujador extendido (standard)	2997 mm.	118"
Dimensiones del barreno	22 X 108 mm.	0.866" X 4.25"

Extraído de RNP México – Perfomex Perú

### **3.3.5 Explosivos y accesorios utilizados**

Los explosivos empleados en la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW son dinamita semigelatina (Semexsa 65%), dinamita pulverulenta (Exadit 45%) y accesorios de voladura como Carmex y mecha rápida (Igniter cord) que se desarrollan a continuación:

#### **a) Dinamita Semexsa 65**

Son dinamitas semigelatinas encartuchadas en envolturas de papel parafinado, ofrecen muy buena resistencia al agua, tiene una alta velocidad de detonación, densidad media, alta presión de detonación, proporcionando altos niveles de energía para su empleo en galerías túneles de minas subterráneas. El apropiado

retacado proporciona un excelente acoplamiento, también es utilizado para hacer voladuras superficiales en obras viales, excavaciones de zanja y canteras.

**b) Dinamita Exsadit 45**

Son dinamitas pulverulentas que tienen una mezcla básica de nitrato amónico, un combustible que corrige su exceso de oxígeno y una pequeña cantidad (generalmente próxima a un 10%) de un sensibilizador, que puede ser nitroglicerina, trinitrotolueno o una combinación de ambos, están diseñadas para optimizar la eficiencia de la voladura para rocas suaves a semiduras, siendo excelente su poder rompedor y alto empuje para realizar voladuras controlada, presenta una consistencia granular fina, adecuado para rocas friables, blandas, en taladros secos.

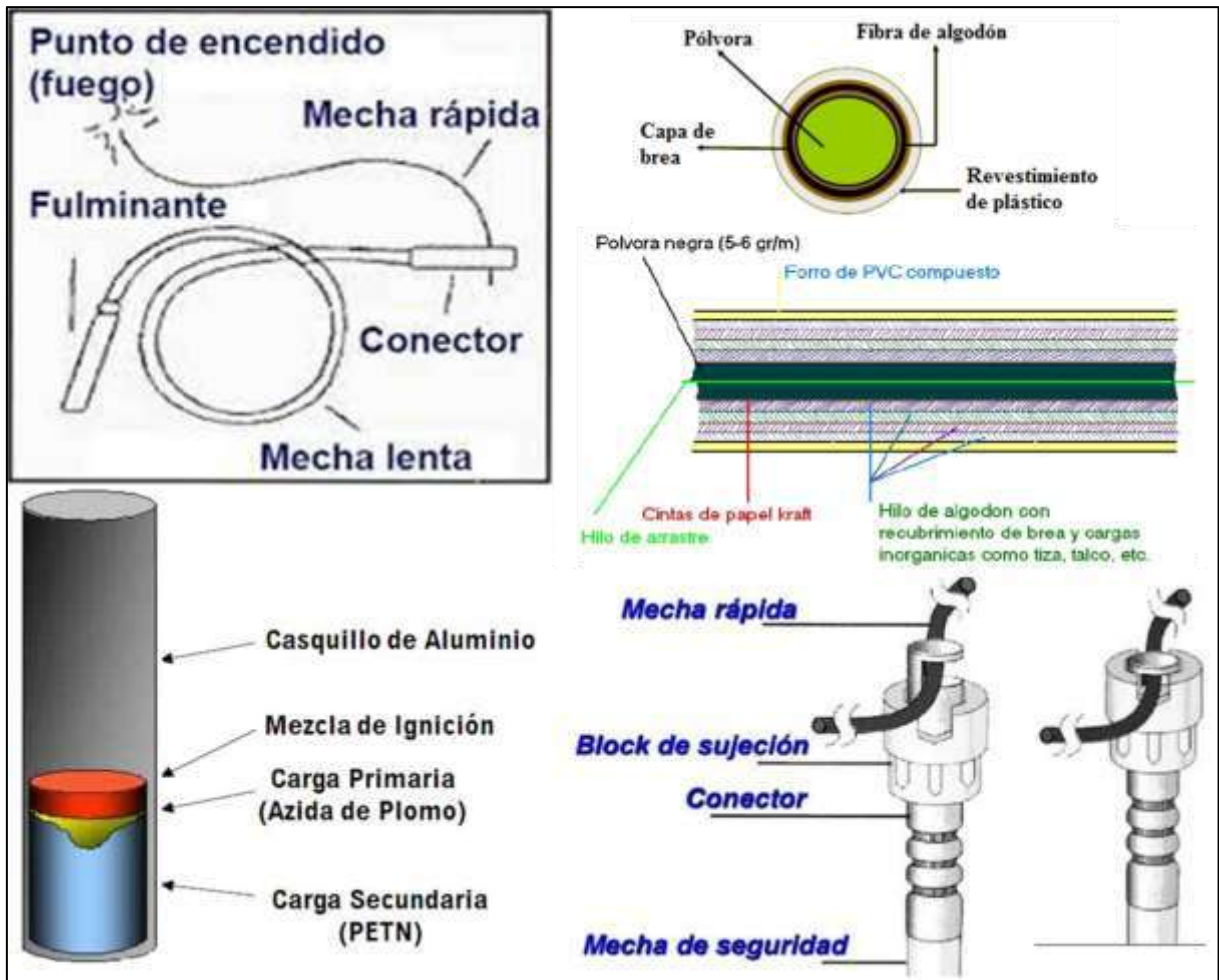
**c) Carmex**

Es un sistema de iniciación convencional de explosivos, que está compuesto de accesorios, y su engargolado que se realiza con máquinas fijadoras neumáticas de precisión, garantizando con ello la preparación de herméticos, ensambles de fulminantes/mecha de seguridad/conector, que permitirán minimizar la ocurrencia de tiros cortados (ver figura 10).

De otro lado, el Carmex ha sido fabricado y desarrollado como un sistema de iniciación eficiente y segura de las columnas de carga explosiva sensibles al fulminante común, que se emplea para realizar voladuras convencionales.

El sistema del Carmex está compuesto por:

- Un tramo de mecha de seguridad
- Un fulminante común N°8
- Un conector para mecha rápida
- Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la mecha rápida al conector.



**Figura 10 — Carmex y sus componentes**

Extraído de manual práctico de voladura EXSA

**d) Mecha rápida (Igniter cord)**

El empleo de la mecha rápida en conexión con el conector para mecha rápida tiene como objetivo principal sustituir la iniciación individual por un chispeo general y único, de modo que evite la exposición a humos al personal y le permita hacer una evaluación segura ante la probabilidad de un tiro prematuro, con una manipulación adecuada proporciona suficiente tiempo al operador para alejarse a un lugar seguro. Para realizar la conexión con mecha rápida se inserta a través de la ranura del block de sujeción haciendo presión en la base para asegurar un buen contacto, también se puede realizar el conexionado por torniquete o enrollamiento en el block de sujeción. La combustión de la mecha rápida genera una llama de fuego a una temperatura suficiente para iniciar la masa pírca del conector, asegurando el inicio de la deflagración eficiente de la mecha de seguridad, las especificaciones técnicas del producto se muestran en los anexos adjuntos.

### 3.3.6 Parámetros de diseño de malla de perforación

#### a) Numero de taladros

Para estimar la cantidad de taladros a perforar en un frente se pueden emplear fórmulas matemáticas que resultan aproximados a la cantidad de taladros perforados en campo, entre las cuales podemos citar a continuación:

- **Formula empírica**

$$N^{\circ}\text{tal} = 10\sqrt{A * H}$$

Dónde:

A: Ancho de túnel (m)

H: Altura del túnel (m)

- **Por el perímetro**

$$N^{\circ}\text{ tal} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c * S)$$

Dónde:

S: Dimensiones de la sección de la galería en m<sup>2</sup> (cara libre)

P: Perímetro o circunferencia de la sección de la galería, en m, que es obtenido de la fórmula:

$$P = 4\sqrt{A}$$

dt: Espaciamiento entre los taladros del contorno o circunferencia que varía de acuerdo la dureza de la roca como se detalla en la tabla 11.

**Tabla 11 — Distancia entre taladros**

Dureza de Roca	Distancia entre Taladros (m)
Tenaz	0,50 — 0,55
Intermedia	0,60 — 0,65
Friable	0,70 — 0,75

Extraído de manual práctico de perforación y voladura (EXSA, S.A, 2008)

**Tabla 12 — Coeficiente de roca**

Dureza de roca	C: Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2
Intermedia	1,5
Friable	1

Extraído de manual práctico de perforación y voladura (ENAE S.A, 2010)



• **Fórmula del geólogo**

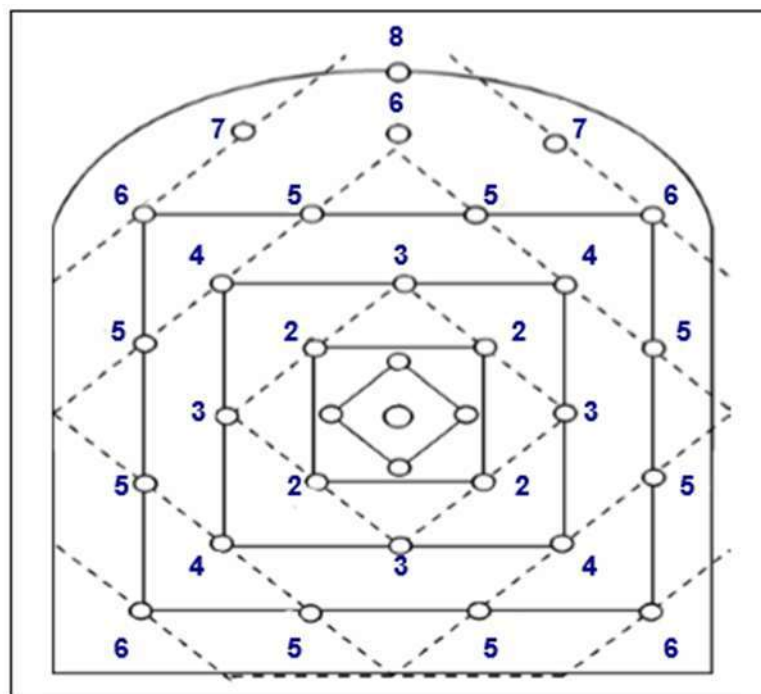
$$N^{\circ}\text{tal} = 2,7 * \sqrt{\frac{RC}{S}} * S$$

RC: Resistencia a la compresión (kg /cm<sup>2</sup>)

S: Sección del túnel (m<sup>2</sup>)

**b) Cálculo de burden**

Para calcular el burden de manera práctica y sencilla para voladuras en túneles se emplea los cortes de taladros paralelos de cuatro secciones ideales de rotura de la masa rocosa, se puede aplicar las fórmulas resumidas como regla práctica como se detalla en la tabla 13 y figura 11.



**Figura 11 — Distribución básica de los taladros**

Extraído de manual práctico de perforación y voladura (EXSA, S.A, 2008)

**Tabla 13 — Fórmulas para calcular el burden y sección**

Sección de corte	Valor de burden	Lado de la sección
Primera	$B_1 = 1,5 D_1$	$B_1\sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$1,5B_2\sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5 B\sqrt{2}$	$1,5B_3\sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5 B_3\sqrt{2}$	$1,5B_4\sqrt{2}$

Extraído de manual práctico de perforación y voladura (EXSA, S.A, 2008)

**c) Cantidad de carga explosiva**

La cantidad de carga está en función de la resistencia de la roca y de las dimensiones del frente a volar, dependiendo del número, diámetro y longitud de perforación y el tipo de carga explosiva e iniciadores a utilizarse. El criterio a tener en cuenta que la cantidad de carga explosiva por metro cuadrado a fragmentar tiende a reducirse cuanto más grande sea la sección de la excavación, asimismo, se incrementa cuanto más resistente sea la masa rocosa (EXSA, S.A, 2008).

En líneas generales podemos considerar un factor de carga en kilogramos de explosivos por metro cúbico, dependiendo de la resistencia que ofrecen cada tipo de roca, tal como se puede ver en la tabla 14.

**Tabla 14 — Cantidad de carga explosiva**

Tipo de roca	Factor de carga (kg/m <sup>3</sup> )
Muy difíciles	1,5 — 1,8
Difíciles	1,3 — 1,5
Fáciles	1,1 — 1,3
Muy fáciles	1,0 — 1,2

Extraído de manual práctico de perforación y voladura (EXSA, S.A, 2008)

Para los taladros de arranque la concentración lineal de carga se estima con el siguiente modelo matemático:

$$q_1 = 55 * \phi_1 * \left(\frac{B}{\phi_2}\right) * 1,5 * \left(\frac{B - \phi_2}{2}\right) * \left(\frac{c}{0,4}\right) * \left(\frac{1}{RSW_{ANFO}}\right)$$

Donde:

$q_1$ : Concentración lineal de carga, en kg/m

$\phi_1$ : Diámetro del taladro de producción, en m

$\phi_2$ : Diámetro del taladro de alivio, en m

B: Longitud del burden, en m

C: Constante de la roca

$RSW_{ANFO}$ : Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO

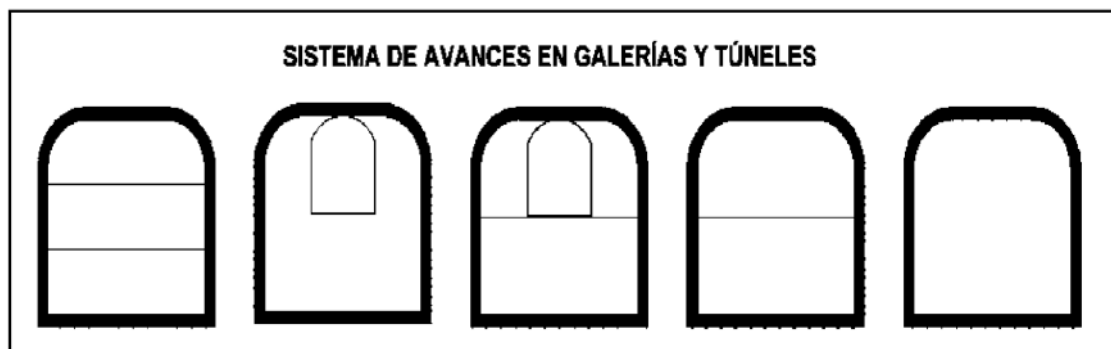
**3.3.7 Diseño de malla de perforación y voladura (método de Holmberg)**

**a) Sistema de avance**

El método de excavación según el cual ejecuta el avance en los frentes bajo los esquemas de diseño depende de varios factores:

- Calidad del macizo rocoso
- Equipos de perforación utilizado
- Tipos de sostenimiento empleado
- Sistemas de ventilación
- Tiempo de ejecución programado

Las labores de excavación con secciones inferiores a 100 m<sup>2</sup> en rocas competentes se pueden excavar con perforación y voladura en un solo disparo a sección completa, la apertura de túneles de grandes secciones se ejecuta por fases o etapas, de modo que resulta demasiado grande para los equipos de perforación limitando a cubrir toda la sección del túnel, otro limitante de la rotura a sección completa son las características geomecánicas del macizo rocoso, la excavación con labores piloto se muestra en la figura 12.



**Figura 12 — Sistemas de avances en galerías y túneles**

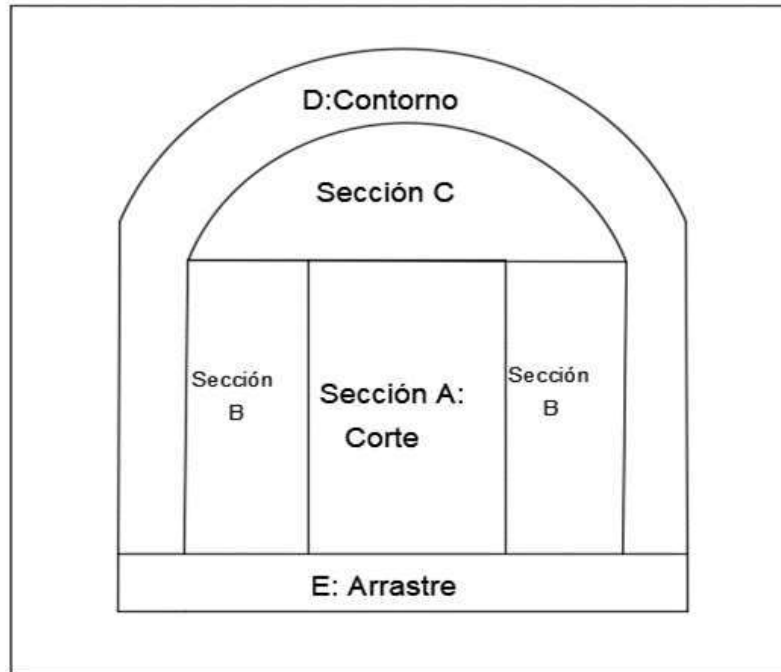
Extraído de manual práctico de perforación y voladura (EXSA, S.A, 2008)

#### **b) Esquema de voladura**

En labores subterráneas la voladura se caracteriza por la inexistencia de caras libres más que sólo la propia superficie del frente de ataque. El sustento del principio de abrir caras libres se basa en ejecutar orificios con los taladros de arranque dando rotura a la sección restantes por las cargas adyacentes. Dichos orificios tienen generalmente superficies de 1 a 2 m<sup>2</sup>. Sin embargo, con grandes diámetros de perforación se alcanza hasta los 4 m<sup>2</sup>. En los taladros de arranque en forma de abanico se llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

Las secciones de corte B y C llamados núcleo, tienen similitud geométrica con el diseño voladuras en banco, por lo que necesita un consumo específico de explosivos (kilogramos de explosivo por metro cúbico de roca) entre 4 a 10 veces superiores, por la propia existencia de errores en la perforación, orificio reducido

e inclinación con respecto al eje de la galería, menor apoyo de energías por las cargas adyacentes y la existencia de algunas áreas con acción negativa gravitatoria, tal es el caso de las zapateras (sección E) o taladros de piso según la figura 13.



**Figura 13 — Secciones de corte de un túnel establecidos por Roger Holmberg**

Extraído de Rock Blasting and Explosives Engineering (PERSSON, y otros, 1995)

Las alzas o taladros de contorno definen la forma final del túnel, y son distribuidos con espaciamentos reducidos y orientados hacia la parte interna de la masa rocosa para dejar espacios que faciliten el emboquillado y avance de la siguiente perforación.

En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la acumulación proyectada del material fragmentado y también en número de taladros. La posición del arranque se sitúa de acuerdo a las características geológicas del frente de perforación, se opta normalmente en la parte central superior, como también en la parte central inferior o en su defecto en los flancos inferiores del túnel, la primera evita la caída libre del material, menos compacto, más tendido el perfil del escombros y mejor fragmentación (PIÑAS, y otros, 2007).

**c) Cálculo de perforación y voladura**

- **Avance por disparo**

El avance por disparo está en función al diámetro del taladro de alivio en el arranque y la desviación de los taladros cargados. Si la desviación de los taladros se mantiene por debajo del 2% los avances promedios “X” pueden alcanzar hasta un 95% de la longitud perforación “L” (LÓPEZ, y otros, 2003).

$$X = 0,95 * L$$

La longitud máxima de perforación para los taladros de arranques de cuatro secciones se puede calcular con el siguiente modelo matemático:

$$L = 0,15 + 34,1 * \phi_2 - 39,4 * \phi_2^2$$

Dónde:

$\phi_2$  = Diámetro del taladro de alivio o vacío (m)

Cuando se emplea arranques de “NB” taladros vacíos (sin usar rimadoras) en vez de uno solo con mayor diámetro (LÓPEZ, y otros, 2003), la expresión anterior mantiene su validez sustituyendo:

$$\phi_2 = \phi'_2 * \sqrt{NB}$$

Dónde:

$\phi'_2$  = Diámetro del taladro vacíos de menor diámetro

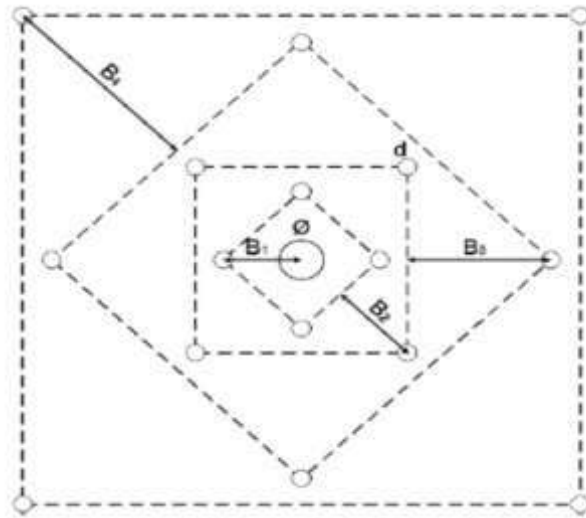
$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío equivalente

**d) Arranque de cuatro secciones**

- **Cálculo del primer cuadrante**

Distribución geométrica de taladros en paralelo para un área de corte “A” con cuatro secciones que se muestra en la figura 14.

La longitud entre el taladro de alivio o central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “ $1,7 \phi'_2$ ” para la obtención de una fragmentación y rotura satisfactoria de la masa rocosa (LANGFORS, y otros, 1963), los factores influyentes en la fragmentación dependen del tipo de explosivo, de las características geomecánicas de la roca y longitudes entre el taladro vacío y cargado.

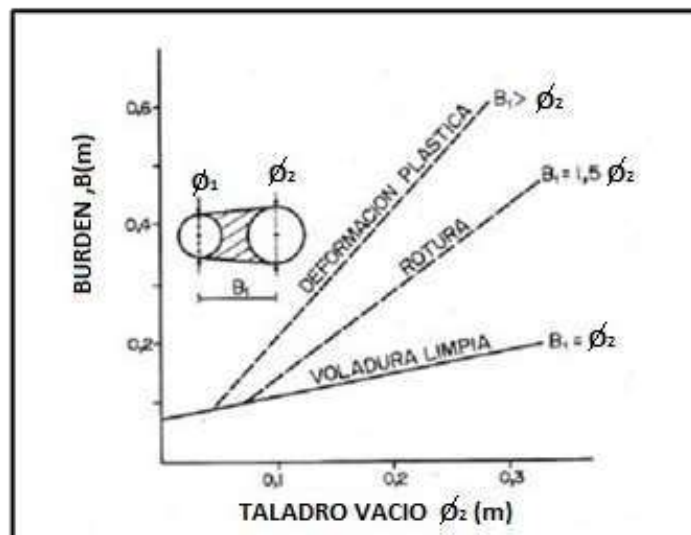


**Figura 14 — Corte de cuatro secciones:  $B_1$  representa el burden práctico para el cuadrángulo**

Extraído de Rock Blasting and Explosives Engineering (PERSSON, y otros, 1995)

Para distancias de burden mayores a “ $2 \phi'_2$ ” el ángulo de salida es demasiado pequeño y se genera una deformación plástica de la masa rocosa entre el taladro cargado y vacío. Incluso si el burden es menor a “ $\phi'_2$ ”, si la concentración de carga es muy alta se producirá la sinterización de la masa rocosa fragmentada y como consecuencia el fallo del arranque (LÓPEZ, y otros, 2003), la longitud recomendable del burden calcularse a base de:

$B_1 = 1,5\phi_2$  que se muestra en la figura 15.



**Figura 15 — Burden en función al diámetro de taladro vacío**

Extraído de Rock Blasting and Explosives Engineering (PERSSON, y otros, 1995)

### Desviación total en la perforación

$$R = [1 + 1,3 * L^2 + 0,64 * L^3]^{1/2}$$

### Avance medio de la perforación

$$\phi = \frac{R}{L}$$

La condición principal para alcanzar avance del 95%:  $\phi \leq 0,02$  m/m, cuando el error de perforación supera al 1%, el burden práctico se estima a partir de la siguiente expresión (LÓPEZ, y otros, 2003):

$$B_1 = 1,7 * \phi_2$$

$$B_{1P} = B_1 - E_P = 1,7 * \phi_2 - (\alpha * L + \varepsilon)$$

Dónde:

$E_P$  = Error de perforación (m)

$\alpha$  = Desviación angular (m/m)

$L$  = Longitud del taladro (m)

$\varepsilon$  = Error de emboquille (m)

**La concentración lineal de carga en el primer cuadrante se calcula de la siguiente expresión:**

$$q_1 = 55 * \phi_1 \left( \frac{B}{\phi_2} \right)^{1,5} * \left( B - \frac{\phi_2}{2} \right) * \left( \frac{C}{0,4} \right) * \left( \frac{1}{RWS_{ANFO}} \right)$$

Dónde:

$\phi_1$  = Diámetro de perforación (m)

$B$  = Burden (m)

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

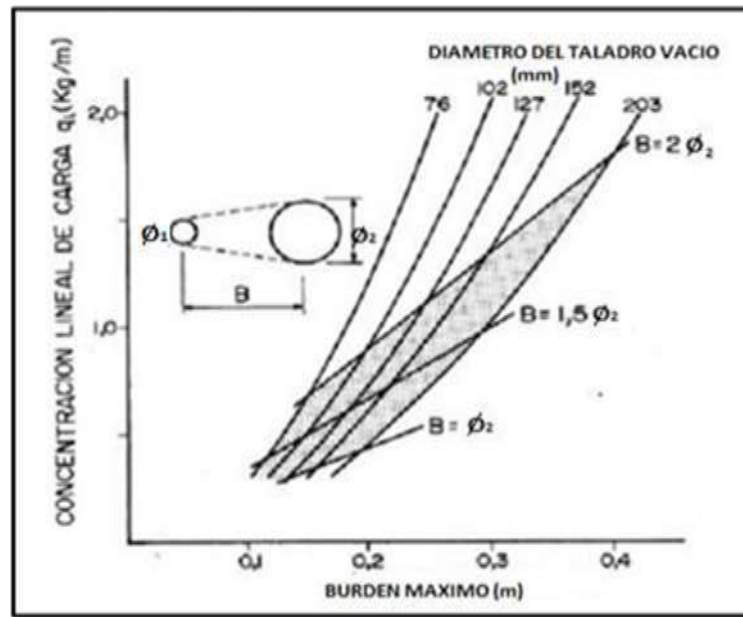
$\phi_2$  = Diámetro del taladro de alivio o vacío (m)

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

$C$  = Constante de roca

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Con frecuencia están bastante limitadas los posibles valores de la concentración lineal de carga, por la poca existencia de una amplia gama de variedades de explosivos encartuchados. Esto quiere decir que, para una concentración lineal establecido previamente, se puede determinar la longitud del burden a partir de la expresión citada anteriormente, aunque resulta más compleja el cálculo (LÓPEZ, y otros, 2003), también se puede estimar a partir a partir de la figura 16 para diferentes diámetros de taladros vacíos o escareados.



**Figura 16 — Concentración lineal de carga en relación al burden máximo para diversos diámetros de broca**

Extraído de Rock Blasting and Explosives Engineering (PERSSON, y otros, 1995)

**Distancia entre taladros**

$$A'_{h1} = \sqrt{2 * B_{1P}}$$

Donde:

$B_{1P}$ : Burden practico (m)

**Longitude de taco**

$$T_1 = 10 * \phi_1$$

**Numero de taladros en el primer cuadrante**

$$N^\circ = \frac{(L - T_1) * q_1}{\text{Peso cartucho}}$$

Cargar de explosivo por taladro

$$Q_t = (L - T) * q_1$$

- **Segundo cuadrante**

Para estimar el burden de las secciones que aún quedan se considera que ya hay unos orificios rectangulares de ancho “ $A_h$ ” y que ya se saben las



concentraciones lineales de carga “ $q_1$ ” (LÓPEZ, y otros, 2003), la longitud del burden se estima a partir de la siguiente expresión:

$$B_2 = 8,8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

Si existiese errores en la perforación tal como se visualiza en la figura 17, la superficie libre “ $A_h$ ” varia su longitud “ $A'_h$ ” respecto a la primera sección, de modo que:

**Apertura rectangular de la segunda sección**

$$A_2 = \sqrt{(B_{1P} - E_p)}$$

Reemplazando este valor en la expresión anterior, se tiene:

**Burden máximo de la segunda sección**

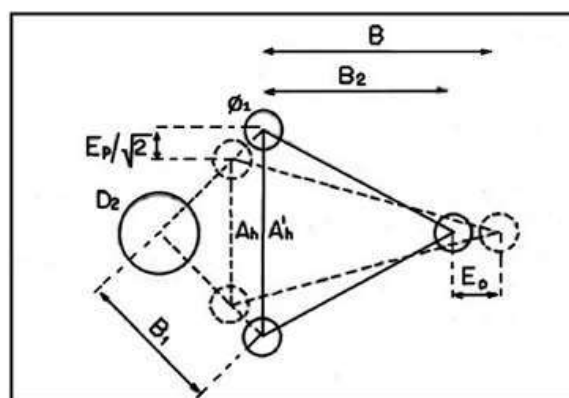
$$B_2 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_2 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

Este valor tiende a disminuir por los errores en la desviación de taladros en la perforación (ver figura 17) para calcular el burden práctico, se tiene:

$$B_{2P} = B_2 - E_p$$

**Distancia entre taladros**

$$A_{h2'} = \sqrt{(B_{2P} - \frac{A_{h1'}}{2})}$$



**Figura 17 — Influencia en la desviación de los taladros**

Extraído de Rock Blasting and Explosives Engineering (PERSSON, y otros, 1995)

En cuanto a “B<sub>2P</sub>” existen algunas restricciones, por lo que debe satisfacer la desigualdad  $B_{2P} \leq 2A_2$ ; para evitar se produzca deformaciones plásticas. El incumplimiento de esta hará modificar la concentración lineal de carga, la que se estimará con la siguiente expresión:

$$q_2 = \frac{540 * \phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}}$$

Si las restricciones de la deformación plástica no son satisfactorias, será mejor generalmente escoger un explosivo de menor potencia, con el propósito de optimizar la fragmentación de la roca.

También es importante indicar que el ángulo de rotura debe inferior a 90° ó “ $\pi/2$  rad”, de lo contrario el cuele pierde su carácter de arranque conformado por las cuatro áreas de rotura, esto quiere decir que:

$$B_{2P} < 0,5 * A_2$$

Gustafsson (1973), recomienda que el burden para cada área de las cuatro secciones se estime con:

$$B_2 = 0,7 * B$$

Para determinar el número de secciones existe una restricción, que la distancia del lado de la última sección “B” (ver figura 13) no debe ser inferior a la raíz cuadrada de la longitud de avance. La metodología para la estimación del burden del resto de las secciones es la misma que se emplea para la segunda sección (LÓPEZ, y otros, 2003).

La distancia del taco es posible estimar con la siguiente expresión matemática:

$$T = 10 * \phi_1$$

- **Tercera sección**

**Apertura rectangular**

$$A_3 = \sqrt{B_2 + \frac{A_{h1'}}{2} - E_P}$$

**Burden máximo**

$$B_2 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

**Burden practico**

$$B_{AP} = B_a - E_P$$

El burden practico debe satisfacer:  $B_{3p} \leq 2 * A_3$

**Distancia entre taladros**

$$A_{ha'} = \sqrt{B_{ap} + \frac{A_{h2'}}{2}}$$

• **Cuarta sección**

**Apertura rectangular**

$$A_4 = \sqrt{B_{3p} + \frac{A_{h2}}{2}} - E_p$$

**Burden máximo**

$$B_4 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_4 * q * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

**Burden práctico**

$$B_{4p} = B_4 - E_p$$

El burden practico debe satisfacer:  $B_{4p} \leq 2 * A_4$

**Distancia entre taladros**

$$A_{h4'} = \sqrt{B_{4p} + \frac{A_{h3'}}{2}}$$

Si  $A_{h4'} \leq \sqrt{L}$ , entonces no se necesita más secciones.

**e) Cálculo de arrastres**

La estimación del burden de los taladros de zapatera distribuidos linealmente en una fila, será tratado de la misma forma que una voladura en banco, por lo que se utiliza la misma fórmula, teniendo en cuenta que la longitud de la altura sea equivalente al avance de la voladura (LÓPEZ, y otros, 2003).

$$B = 0,9 * \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

$\left(\frac{S}{B}\right)$  = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1

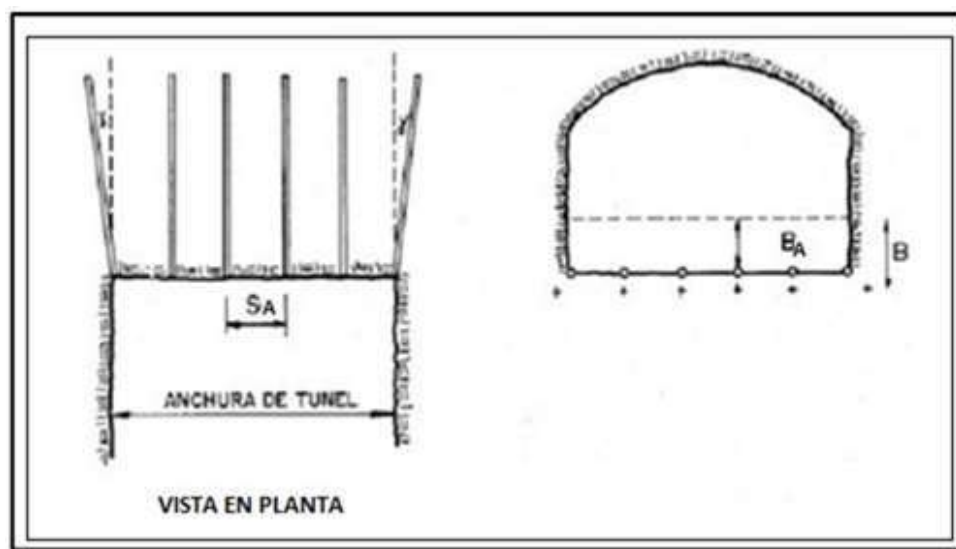
$\bar{C}$  = Constante de roca corregida, tiene 2 condiciones

$\bar{C} = C + 0,05$  para burden  $\geq 1,4$  m, condición (1)

$\bar{C} = C + \frac{0,07}{B}$  para burden  $< 1,4$  m, condición (2)

En las zapateras o taladros de arrastre es necesario tomar en cuenta el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un espacio idóneo a la máquina perforadora para efectuar del emboquillado de la próxima perforación como se aprecia en la figura 18. Para una longitud de avance de 10 pies con un ángulo de  $3^\circ$ , equivalente a una desviación de 0,05 m/m, es suficiente, no obstante, depende indudablemente de las características de la máquina perforadora (LÓPEZ, y otros, 2003).

La cantidad de taladros en la zapatera dado por la siguiente expresión matemática:



**Figura 18 — Disposición geometría de los taladros en la zapatera**

Extraído de manual de perforación y voladura (LÓPEZ, y otros, 2003)

**Numero de taladros en la zapatera definido por:**

$$N^{\circ}\text{tal} = \frac{w + 2 * L * \text{sen}\gamma}{B} + 2$$

Dónde:

w = Anchura de la galería (m)

**El espaciamiento de los taladros de la zapatera se calcula con la siguiente expresión:**

$$S_a = \frac{w + 2 * l * \text{sen}\gamma}{B}$$

**El espaciamiento práctico para los taladros de la zapatera será:**

$$S_{a'} = S_a - L * \text{sen}\gamma$$

**El burden práctico “B<sub>AP</sub>” se calcula a partir de:**

$$B_{AP} = B - L * \text{sen}\gamma - E_p$$

Las Longitudes de carga de fondo “L<sub>f</sub>” y de la carga de columna “L<sub>c</sub>” están dados por:

$$L_f = 1,25 - B_{AP}$$

$$L_c = L - L_f * \phi_1$$

Generalmente se sugiere utilizar cargas de columna de 70% de la carga de fondo en casos prácticos, por lo general, se emplea longitudes de carga de fondo igual al de columna, sin embargo, debe cumplir la condición:  $B \leq 0,6 * L$  (LÓPEZ, y otros, 2003).

**Longitud de taco en los taladros de zapatera**

$$T_A = 10 * \phi_1$$

**Numero de cartuchos por taladro**

$$N_t = \frac{(L - T_A) * (q_c + q_f)}{\text{Peso cartucho}}$$

**f) Cálculo del núcleo**

La metodología para estimar los parámetros de diseño de los taladros del núcleo es idéntica al utilizado para los taladros de zapatera, distinguiendo únicamente en la aplicación de distintos valores del factor de fijación y relación entre espaciamiento y burden (LÓPEZ, y otros, 2003) ver tabla 15.

**Tabla 15 — Factor de fijación y relación entre burden y espaciamiento**

Orientación de salida de los taladros	Factor de fijación “f”	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
Hacia abajo	1,20	1,25

Extraído de manual de perforación y voladura (LÓPEZ, y otros, 2003)

La concentración lineal de carga de columna, para taladros con dirección en ambos sentidos, debe ser equivalente al 50% de la concentración lineal de la carga de fondo.

**g) Cálculo en contorno en voladura controlada**

En las excavaciones donde no se realice voladura controlada, los parámetros de diseño se estiman de acuerdo con lo establecido para los taladros de la zapatera como se aprecia en la figura 19 con los valores recomendados del factor de fijación y relación de burden y espaciamiento (LÓPEZ, y otros, 2003):

Factor de fijación:  $f = 1,2$

Relación:  $S/B = 1,25$

Concentración lineal de la carga de columna:  $q_c = 0,5 * q_f$

Donde “ $q_f$ ” es la concentración lineal de carga de fondo.

En las excavaciones donde se tenga que hacer voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se estima con la siguiente expresión matemática:

$$S_{ct} = K * \phi_1$$

Dónde:

$K$  = Constante [15 — 16]

$\phi_1$  = Diámetro de taladro de producción (se expresa en metros) para calcular el burden de los taladros de alza:

$S_{ct}/B$  = Relación entre burden y espaciamiento debe ser ( $S_{ct}/B = 0,8$ )

$$B_{ct} = \frac{S_{ct}}{0,8}$$

Para calcular el burden práctico

$$B_{ctp} = B_{ct} - L * \text{sen} \gamma - E_p$$

LÓPEZ, y otros, (2003), la concentración lineal de carga mínima se calcula en relación del diámetro de taladros de producción. Para diámetros de taladro menores a 150 mm se utiliza la siguiente expresión matemática:

$$q = 90 * \phi_1^2$$

La estimación de la cantidad de taladros de alza se utiliza la siguiente expresión matemática:

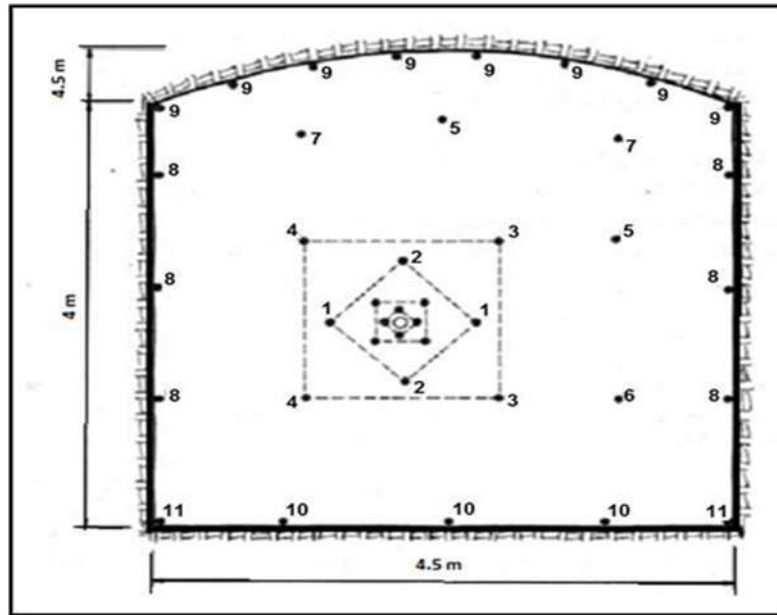
$$N_{ct} = \text{Entero} \left( \frac{Ag + 2 * l * \text{sen} \gamma - E_p}{S_{ct}} + 2 \right)$$

Para calcular el espaciamiento práctico

$$S_{ctp} = \frac{w + 2 * l * \text{sen} \gamma - E_p}{N_t - 1}$$

Donde:

$W$ : Longitud del ancho de la sección de la galería (m)

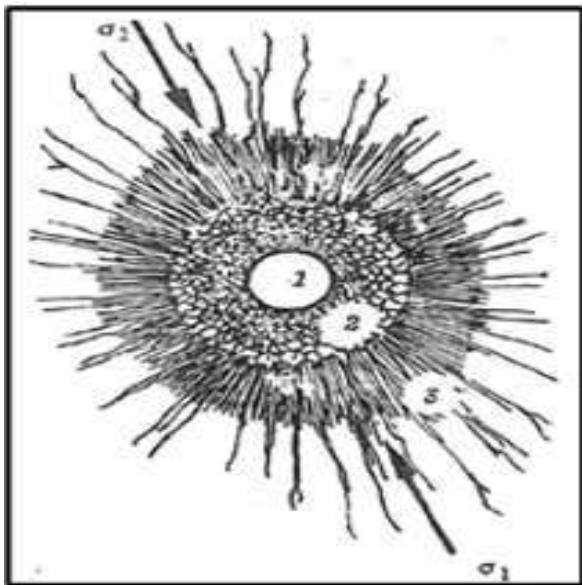


**Figura 19** — Esquema de malla de perforación sueca con sección 4,5 m x 4,5 m

Extraído de manual de perforación y voladura (LÓPEZ, y otros, 2003)

### 3.3.8 Teoría de área de influencias para calcular el burden

El origen de esta investigación de diseño de mallas de perforación y voladura subterránea, surge en un análisis de área de influencia de un taladro, que se genera en la voladura (figura 20). Es un modelo matemático para diseñar malla de perforación y voladura, calculando el área de influencia por taladro y fue desarrollada de la siguiente manera:



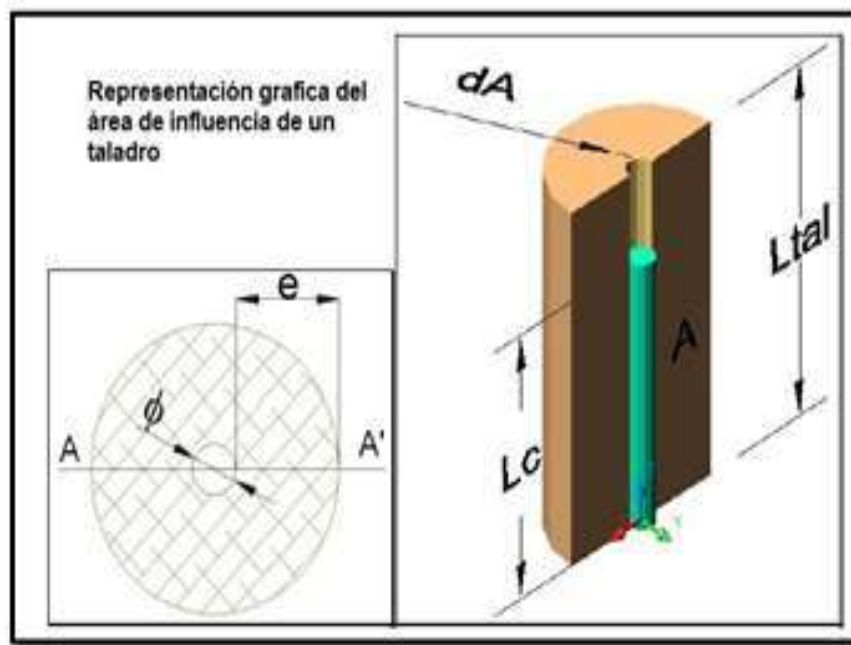
**Figura 20** — Área de influencia de un taladro después de la voladura

Extraído de excavaciones subterránea en roca (HOEK, y otros, 1985)

- En donde el área 1; representa al diámetro del taladro, el área 2 representa a la zona triturada por la carga explosiva y el área 3 representa la zona de influencia del taladro luego de la detonación.
- La teoría estima un espesor fragmentado por un tipo carga explosiva que posteriormente por medio de un análisis de factores que intervienen en la voladura es calculado el burden.
- Esta teoría está desarrollada con criterios de mecánica de materiales, mecánica de rocas y acción de explosivos a lo largo del taladro.

**a) Reformulación del modelo matemático**

El nuevo modelo matemático de áreas de influencia reformula la distribución de carga de fondo y de columna de un taladro, para el cálculo del área de influencia se considera dos tipos de carga explosiva, una de fondo y otra de columna (figura 21).



**Figura 21 — Representación gráfica del área de influencia de un taladro**

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)

$$\sum Fv = 0, \text{ luego se tiene : } -2F_1 + F_2 = 0$$

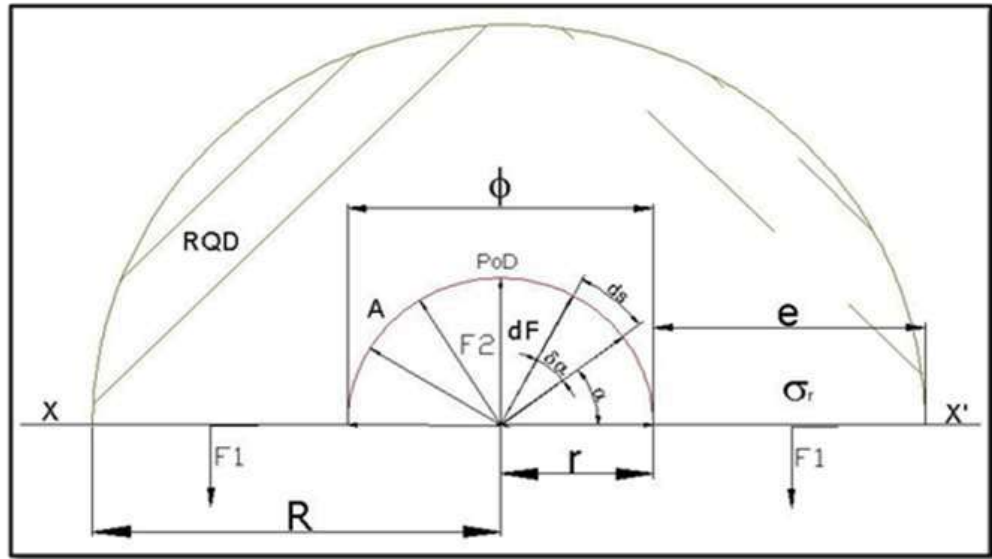
$$\Rightarrow F_2 = 2F_1$$

Dónde:

Calculando  $F_2$ ; se realizará la descomposición del vector  $F_2$  en sus dos ejes cartesianos:



$$dF_2 = dF_2 \sin \alpha + 2dF_2 \cos \alpha$$



**Figura 22 — Descomposición de fuerzas en la sección de corte A—A**

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)

En el diagrama anterior (figura 22) se observa que el diferencial de (F2) está en función de la presión de detonación (PoD), del factor de carguío (Fc) de la masa explosiva y un diferencial del área, del diagrama de cuerpo libre se deduce que:

$$dF_2 = PoD * F_c * dA$$

$$\therefore dF_2 = PoD * dA$$

“El diferencial de área (dA) está en relación a la longitud de taladro y un diferencial de arco (dS) que se forma por el diámetro del taladro”

$$dA = L_{tal} * ds$$

“El diferencial de arco (dS) está en función al radio del explosivo (r) y un diferencial de ángulo alpha (dα)”

$$ds = r * d\alpha$$

Reemplazando se tiene un F2:

$$\int dF_2 = \int_0^\pi PoD_{tal} * L_{tal} * r * \sin \alpha + \int_0^\pi PoD_{tal} * L_{tal} * r * \cos \alpha$$

$$\therefore F_2 = 2 * PoD_{tal} * L_{tal} * r$$

Determinando F1: la Fuerza 1, depende de la resistencia a la compresión de la roca o mineral (σc), RQD y el área de rotura (A).

$$F_1 = \sigma_c * RQD * A$$

$$\text{Donde } A = e * L_{tal}$$

$$F_1 = \sigma_c * RQD * e * L_{tal}$$

$$e = \frac{PoD_{tal} * \phi}{2\sigma_c * RQD}$$

Burden para un factor de seguridad “Fs”

$$B_n = \frac{2e}{Fs} + \phi$$

Burden nominal “Bn” (formula general), reemplazando en las ecuaciones anteriores y simplificando, se tiene:

$$B_n = \phi * \left( \frac{PoD_{tal}}{Fs * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

Burden Ideal “Bi”

$$B_i = B_n - D_p$$

Dónde:

Bn = Burden nominal (m)

Dp = Desviación de perforación.

$\phi$  = Diámetro del taladro (m)

Sn = Espaciamiento nominal (m)

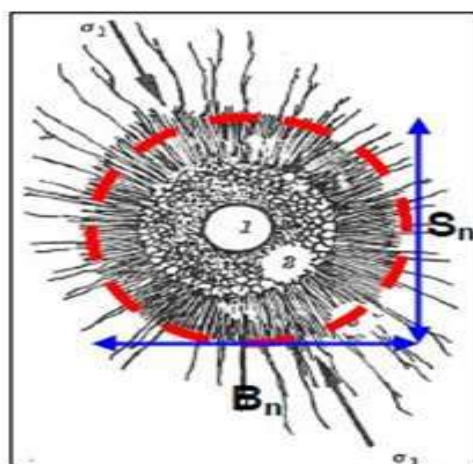
RQD = Índice de calidad de la roca.

$\sigma_c$  = Resistencia a la compresión de la roca, (kg/cm<sup>2</sup>)

PoDtal = Presión de detonación en el taladro (kg/cm<sup>2</sup>)

Fs = Factor de seguridad.

El burden y espaciamiento se consideran equivalentes en esta teoría, como se observa en la figura 23.



**Figura 23 — Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento**

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)

**b) Análisis de parámetros que influyen en el diseño de malla de perforación**

- **Diámetro del taladro “Ø”**

La variación del diámetro de taladro respecto al diámetro de la broca se desprecia por lo que se consideran iguales, que puede elegir desde 2,5 cm a 45 cm, de acuerdo al uso que se le destine.

- **Presión de detonación del explosivo “PoD”**

La presión de detonación difiere de acuerdo el tipo de explosivo a emplearse en la voladura que puede variar desde los 30 Kbar a 202 Kbar, (EXSA, S.A, 2008)

$$P_{oD} = 0,25 * 10^{-5} * \delta * V_oD^2$$

Dónde:

$V_oD$  = Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

$\delta$  = Densidad del explosivo (g/cc)

- **Factor de carguío “Fc”**

El volumen del explosivo dentro del taladro en relación volumen del taladro determina el factor de carguío, donde se cumple que:  $F_c \leq 1$

$$F_c = \frac{V_e}{V_{tal}} + \frac{\pi * \varnothing^2_e * L_e * N_{cartuchos}}{\pi_{tal} * L_{tal}} = \frac{\varnothing^2_e * L_e * N_{cartuchos}}{\varnothing^2_{tal} * L_{tal}}$$

- **Acoplamiento del explosivo “Ae”**

Determinado como la relación entre el diámetro del explosivo “Øe” respecto al diámetro del taladro “Øtal”, donde se cumple que:  $A_e \leq 1$

$$A_e = \frac{\varnothing_e}{\varnothing_{tal}}$$

- **Longitud de carga explosiva “Lc”**

Determinado por la longitud del taladro que se carga con explosivos que depende de las características del explosivo como: diámetro de explosivo “Øe”, cantidad de cartuchos por taladro “N°c/tal”, acoplamiento “Ae” y longitud del explosivo “Le” donde se cumple que:  $L_C \leq 3/4 * L_{tal}$ .

- **Volumen del explosivo desacoplado dentro del taladro**

$$V_e = \frac{\pi \times \phi_e^2}{4} * L_e * N^{\circ}_{\text{cart}/\text{tal}}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{cart}/\text{Tal}}$  = Número de cartuchos por taladro.

$L_e$  = Longitud del explosivo.

$\phi_e$  = Diámetro del explosivo.

$V_e$  = Volumen del explosivo.

- **Volumen del explosivo acoplado dentro del taladro**

$$V_e = \frac{\pi * \phi_{Ae}^2}{4} * L_C$$

Dónde:

$$\phi_{Ae} = A_e * \phi_{\text{tal}}$$

Dónde:

$A_e$  = Acoplamiento del explosivo.

$L_C$  = Longitud carga.

$\phi_{\text{tal}}$  = Diámetro del taladro.

$\phi_{Ae}$  = Diámetro del acoplamiento del explosivo.

Sustituyendo las expresiones matemáticas anteriores para determinar la longitud de carga “ $L_C$ ”

$$\frac{\pi * \phi_{Ae}^2}{4} * L_C = \frac{\pi * \phi_e^2}{4} * L_e * N^{\circ}_{\text{cart}/\text{tal}}$$

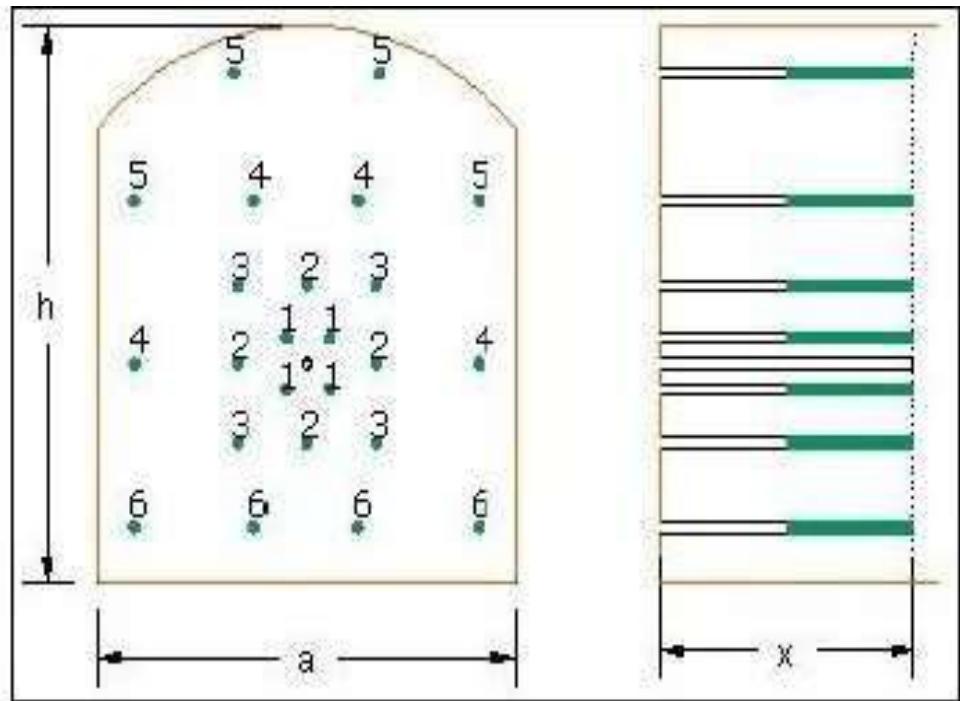
$$L_C = \frac{\phi_e^2}{\phi_{Ae}^2} * L_e * N^{\circ}_{\text{cart}/\text{tal}}$$

$$L_C = \left( \frac{\phi_e^2}{\phi_{Ae}^2} \right) * L_e * N^{\circ}_{\text{cart}/\text{tal}}$$

$$L_C = \left( \frac{\phi_e}{A_e * \phi_{\text{tal}}} \right)^2 * L_e * N^{\circ}_{\text{cart}/\text{tal}}$$

- **Longitud del taladro “ $L_{\text{tal}}$ ”**

En túneles y obras subterráneas la longitud de perforación de taladros varía de acuerdo a la dimensión de la barra de perforación “ $L_b$ ” y logro eficiente perforación “ $E_p$ ” que se muestra en la figura 24.



**Figura 24 — Nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)**

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)

$$L_{\text{tal}} = L_b * E_p$$

Dónde:

$L_{\text{tal}}$  = Longitud de taladro (m)

$L_b$  = Longitud de la barra de perforación (m)

$E_p$  = Eficiencia de perforación (%)

La longitud máxima de perforación en túneles, cruceros, galerías subniveles, chimeneas y rampas, está definido por la siguiente expresión matemática:

$$L_{\text{tal}} \leq \sqrt{A_s}$$

Dónde:

$A_s$  = Superficie de la sección de la galería

- **Presión de detonación del taladro “PoDtal”**

La presión detonación del taladro se plantea realizando un análisis a partir de la longitud de carga “ $L_c$ ” (ver figura 18) que está definido en la siguiente expresión matemática:

$$L_c = L_{cc} + L_{cf}$$

Dónde:

$L_c$  = Longitud total de carga en el taladro (m)

$L_{cc}$  = Longitud de carga de columna (m)

$L_{cf}$  = Longitud de carga de fondo (m)

La presión de detonación de la carga explosiva en el taladro será determinada por la ecuación universal de los gases “Ley de Dalton o de las Presiones Parciales” y la “Ley de Boyle y Mariotte” para calcular las presiones parciales.

$$P_{OD_{tal}} = P_{CC} + P_{Cf}$$

Se sabe que:

$$P_1 * V_1 = P_2 * V_2$$

$$P_{CC} * V_{tal} = P_{OD_{CC}} * V_{CC}$$

$$P_{CC} = P_{OD_{CC}} * \frac{V_{CC}}{V_{tal}}$$

$$P_{CC} = P_{OD_{CC}} * F_{CC} \text{ y}$$

$$P_{Cf} = P_{OD_{Cf}} * F_{CC}$$

$F_{CC}$ : Factor de carguío de la carga de columna

$$F_{CC} = \frac{V_{CC}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ec}^2 * L_{CC} * N_{cart}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

$F_{Cf}$ : Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{Cf} = \frac{V_{Cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{Cf}^2 * L_{Cf} * N_{cart}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

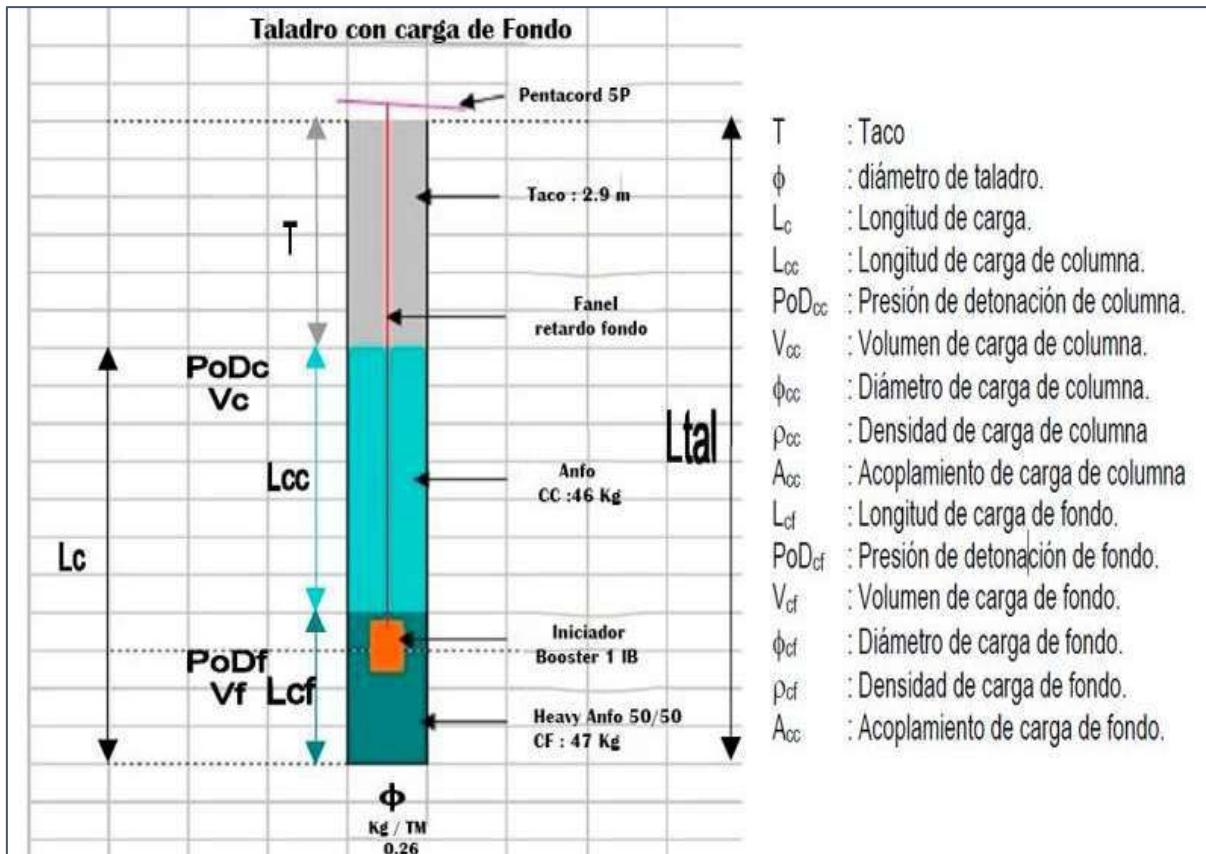


Figura 25 — Representación gráfica del taladro con carga de columna y fondo

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)

- **Determinación del taco mínimo “Tmin”**

El taco mínimo “Tmin” se puede estimar analizando la figura 19, donde la longitud del taco está en función al área de influencia de radio “e” efecto de la voladura y un factor de seguridad “Fs”.

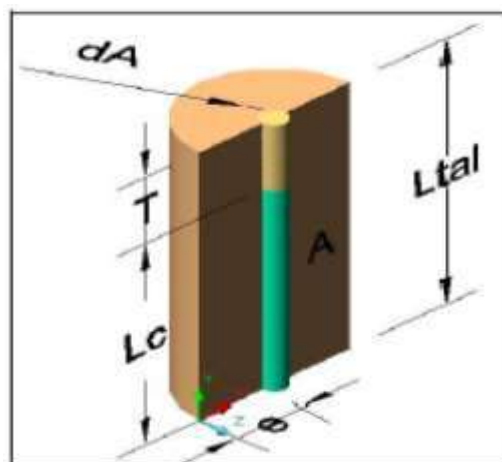


Figura 26 — Análisis diferencial para estimar la longitud del taco

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)

$$T_{min} = \frac{e}{F_s}$$

$$e = \frac{POD_{tal} * \phi}{2\sigma_c * RQD}$$

$$T_{min} = \frac{POD_{tal} * \phi}{2F_s * \sigma_c * RQD}$$

La variación del taco mínimo “Tmin” se expresa como:  $L_c + T_{min} \leq L_{tal}$

• **Índice de calidad de la roca “RQD”**

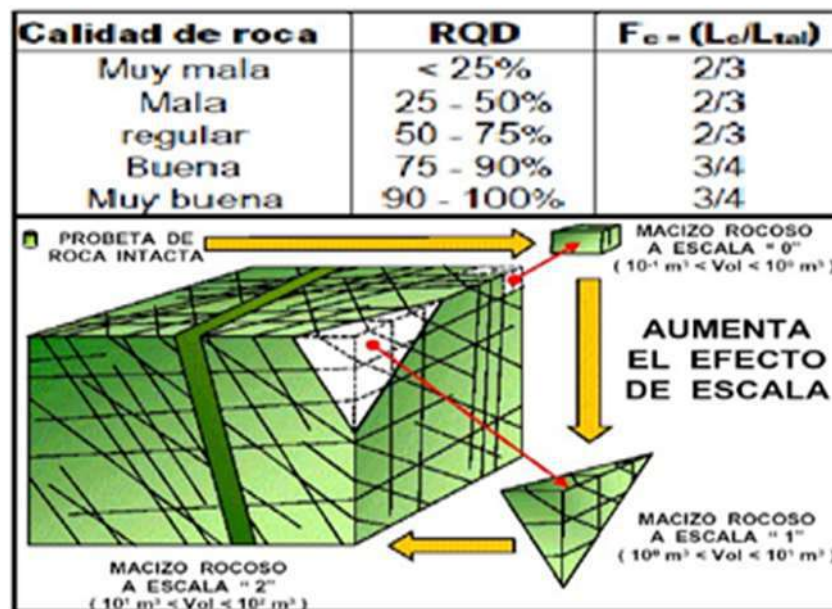
El índice de calidad de la roca RQD por sus siglas en inglés (Rock Quality Designation) fue propuesto por Deere en 1963, a partir de la recuperación de un testigo de roca se estima cuantitativamente la calidad del macizo rocoso (ver figura 20). La calidad de roca depende indirectamente del grado de meteorización y la cantidad de fracturas por metro cúbico o lineal (DEERE, 1963).

$$RQD = 115 - 3,3 * J_v \rightarrow J_v > 4,5$$

$$J_v = J_{vx} + J_{vy} + J_{vz}$$

Donde:

$$J_v = N^\circ \text{ de fracturas} / m^3$$



**Figura 27 — Índice de calidad de roca y bloque del macizo rocoso**

Extraído de estimación de la resistencia de macizos rocosos en la práctica geomecánica (HOEK, y otros, 1985).



- **Resistencia a la compresión simple “ $\sigma_c$ ”**

La variación de la resistencia a la compresión simple en ensayo es de 0,25 Mpa hasta 250 Mpa y superiores a ésta, según el tipo mineral o roca, como se detalla en la siguiente tabla 16.

**Tabla 16 — Propiedades mecánicas de la roca**

Litología	Densidad (MN/ m <sup>2</sup> )	Resistencia compresiva (MPa)	Módulo de deformación (GPa)	Relación de Poisson
Intrusivo	0,0265	117 – 161	57 - 83	0,27 – 0,35
Mineral	0,0409 – 0,0485	73 – 84	39 - 84	0,17 – 0,49
Pizarra	0,0276 – 0,0281	52 – 114	72 - 117	0,12 – 0,39

Extraído de Pontificia Universidad Católica del Perú ensayos de laboratorio efectuados el año 1999 sobre muestras de roca y testigos diamantinos

- **Factor de seguridad “ $F_s$ ”**

A partir de pruebas de campo se determinará las constantes del factor de seguridad, dependiendo la finalidad de su aplicación en voladuras subterráneas o superficiales.

Si:

$$B_n = \emptyset * \left( \frac{P_0 D_{tal}}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

Despejando “ $F_s$ ”

$$F_s = \frac{P_0 D_{tal}}{\left( \frac{B_n}{\emptyset} - 1 \right) * \sigma_c * RQD}$$

- **Factor de seguridad en voladura subterránea**

La base de una voladura subterránea exitosa en el diseño de malla de perforación porque el burden de arranque es el más crítico. Por medio de pruebas de campo se estimará el factor de seguridad del burden de arranque. El resto del burden de corte, contorno, arrastre, y núcleo son crecientes correlativamente al burden de arranque, en consecuencia, el factor de seguridad de cada área de rotura es decreciente correlativamente al factor de seguridad del arranque  $\sigma_c$  (CRUZATE, 2004) ver tabla 17.

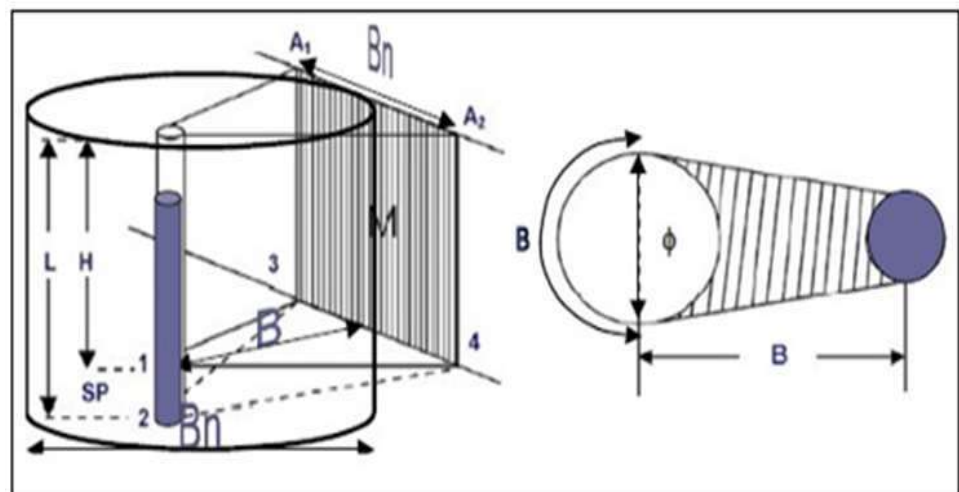
**Tabla 17 — Factor de seguridad**

Fs	Aplicación
2	Núcleo
3	Contorno
4	Arrastre
5	Corte
6	Arranque

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (ISEE, 2008)

- **Diámetro del taladro de alivio**

A partir de las variables expuestas en la figura 28 se planteará una ecuación matemática para calcular el diámetro del taladro de alivio máximo, expresado como:



**Figura 28 — Área de influencia del taladro, burden con respecto a la cara libre**

Extraído de manual práctico de voladura (EXSA, S.A, 2008)

De acuerdo al principio de longitud de arco de la circunferencia, se cumple:

$$B = \frac{\pi * \phi}{2}$$

$$\phi_{\max} = \frac{2 * B}{\pi}$$

$$SI \rightarrow B_n = 2 * B$$

$$\therefore \phi_{\max} = \frac{B_n}{\pi}$$

- **Desviación de perforación “Dp”**

Los diseños de malla de perforación se ven afectadas por las desviaciones en la perforación, de modo que el burden de diseño varía en el proceso perforación por lo que influye mucho en el avance y fragmentación del disparo, el grado de desviación condiciona a la eficiencia de voladura, cuanto mayor sea la desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa. La desviación de perforación se produce por el uso de diferentes sistemas de perforación tales como: desviación de perforación con barra, desviación de perforación con estabilizador, desviación de perforación con D.T.H.

- **Desviación de perforación con barra**

Para calcular la desviación aproximada de perforaciones con barra se interpolará la longitud de perforación con la desviación determinada por la ecuación de la curva que se muestra en la figura 29.



**Figura 29 — Curva de desviación en la perforación con barrenos integrales o cónicos**

Extraído de simposium de taladros largos (ATLAS COPCO, 2005)

Eje Y: Representa la desviación del taladro para una longitud (m)

Eje X: Longitud del taladro perforado (m)

$$\text{Desv}_b = 0,0031 * L_{\text{perf}}^2 + 0,0063 * L_{\text{perf}} + 0,0007$$

Dónde:

$\text{Desv}_b$  = Desviación de perforación con barra (m).

$L_{\text{perf}}$  = Longitud de perforación (m).

- **Desviación de perforación con estabilizador**

La desviación aproximada cuando se perfora con estabilizador, se estimará interpolando la longitud de perforación con la desviación, determinada por la ecuación de la curva que se muestra en la figura 30.



**Figura 30 — Curva de desviación con estabilizadores de perforación**

Extraído de simposium de taladros largos (ATLAS COPCO, 2005)

Se tiene la siguiente ecuación de la curva:

$$\text{Desv}_{\text{estab}} = 0,0013 * L_{\text{perf}}^2 + 0,0078 * L_{\text{perf}} + 0,0014$$

Siendo  $\text{Desv}_{\text{DTH}}$  = desviación de taladro con estabilizador (m)

- **Desviación de perforación con D.T.H**

Para calcular la desviación aproximada al perforar con equipos D.T.H. se interpolará la longitud de perforación con la desviación determinada por la ecuación de la curva que se muestra en la figura 31.



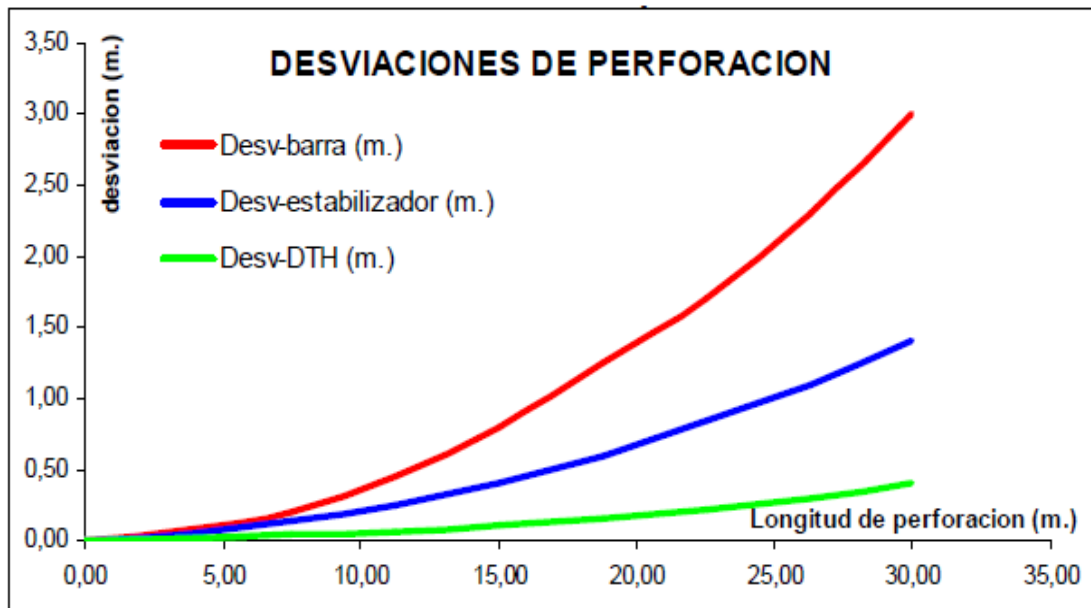
**Figura 31 — Curva de desviación en perforaciones con martillos de fondo**

Extraído de simposium de taladros largos (ATLAS COPCO, 2005)

La representación de la curva está expresada por la siguiente ecuación:

$$\text{Desv}_{\text{DTH}} = 0,0004 \times L_{\text{perf}}^2 + 0,0007L_{\text{perf}} + 0,007$$

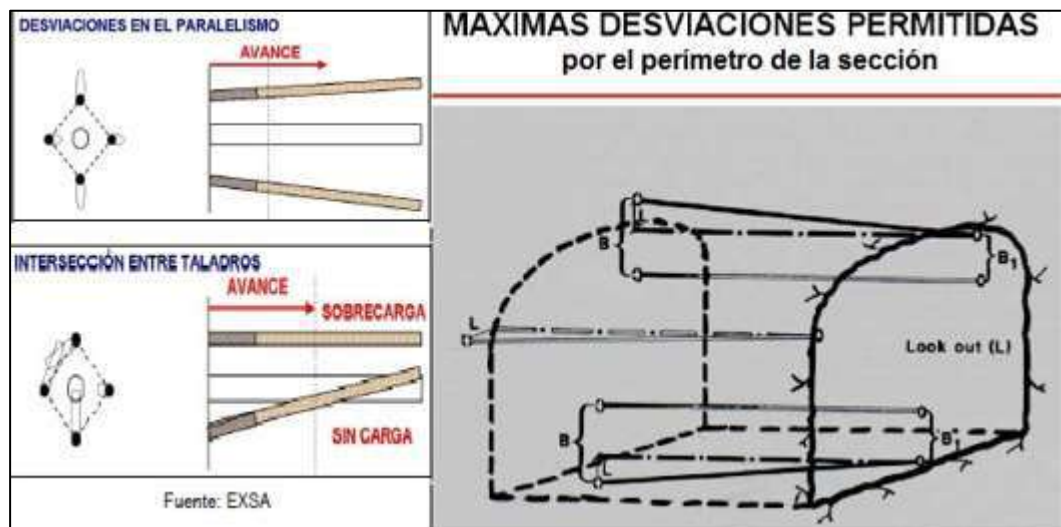
$\text{Desv}_{\text{DTH}}$  = Desviación de taladros don DTH (m)



**Figura 32 — Curvas de desviación de perforación según herramientas utilizadas**

Extraído de simposium de taladros largos (ATLAS COPCO, 2005)

A través de una comparación visual de las desviaciones expuesta en la figura 32, las perforaciones con D.T.H. tienen menor desviación, de la misma forma se puede comparar las desviaciones en la perforación subterránea (ver figura 33), para evitar estas desviaciones de utiliza guidores para mantener el paralelismo y dirección de los taladros.



**Figura 33 — Desviación de taladros en frentes subterráneos**

Extraído de simposium de taladros largos (ATLAS COPCO, 2005)

### 3.3.9 Costos

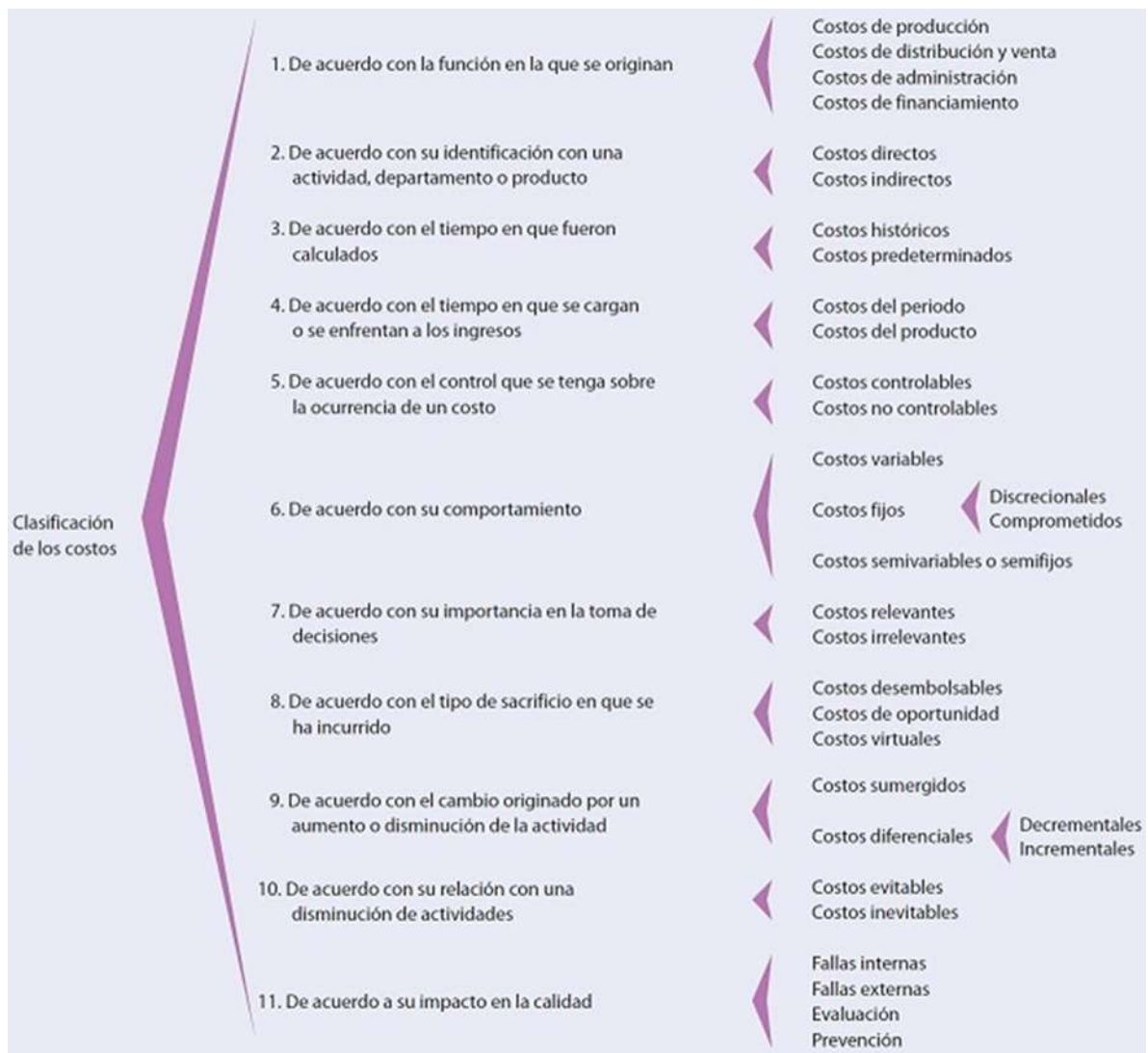
El costo se puede definir como la valoración en términos monetarios de los recursos que son utilizados para algún propósito u ofrecen entregar a cambio de bienes o servicios que se consiguen (GARCÍA, 2008), también se puede entender como el equivalente monetario de los bienes o servicios consumidos en el proceso productivo, pudiendo originar beneficios presentes o futuros. Los costos tienen diferentes características de acuerdo a las circunstancias, según el resultado que se obtiene.

- **Costo-activo:** Es aquel costo cuya incurrencia potencial de ingresos o ganancias va más allá del potencial de un determinado tiempo consiguen (GARCÍA, 2008), por ejemplo, la adquisición de una camioneta, maquinaria minera, vacunas para Covid-19, etcétera.
- **Costo-gasto:** Se define como aquella fracción del activo o la cancelación de efectivo que contribuye al esfuerzo benéfico de una etapa, que al comparar con los ingresos que se genera da por resultado la utilidad efectuada en aquel costo (GARCÍA, 2008), por ejemplo, la remuneración del personal obrero, o bien la depreciación de una máquina perforadora correspondiente a ese año.
- **Costo-pérdida:** Se define como el total de salida de dinero que se ejecutó, pero que no ha sido capaz de producir ingresos proyectados, por lo que no se halla un ingreso con el cual se puede comparar la inversión realizada (GARCÍA, 2008), por ejemplo, al incendiarse una camioneta que no estaba asegurado.

#### 3.3.9.1 Clasificación de costos

Como se hizo mención, los costos son fundamentales para saber si estamos ganando o perdemos con el negocio o actividad que realizamos, así mismo para evaluar los efectos en las distintas etapas productivas de la empresa o proyecto (planeamiento, cambio de procesos operacionales, ejecución de obras).

Según RAMÍREZ, (2008) los costos se pueden clasificar de diferentes formas dependiendo del tipo de proceso productivo que se desarrolle y el enfoque que se le dé para la mejor toma de decisiones. En la figura 34 se ilustra la clasificación de los costos que serán desarrollados más adelante cada uno de ellos.



**Figura 34 — Clasificación de costos**

Extraído de contabilidad de costos (RAMÍREZ, 2008)

**a) De acuerdo con la función en la que se incurren**

- **Costos de producción:** Se define como aquellos costos que se originan en el desarrollo de transformación del componente principal en recursos finales (RAMÍREZ, 2008). Se subdivide en costo de materia prima, costo de mano de obra y gasto indirecto de fabricación:

**Costos de materia prima:** Es el costo del componente material o bienes de origen natural integrados al producto (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, la madera se utiliza para hacer papel, los minerales preciosos para transformar en joyas, etc.

**Costos de mano de obra:** Se define como el costo que influye directamente en la transformación de un recurso (RAMÍREZ, 2008).

Por ejemplo, la remuneración del personal obrero, de los empleados, del mecánico, etc.

**Gastos indirectos de fabricación:** Se define como aquellos costos que sirven o son involucrados para transformar los recursos naturales, con exclusión de la mano de obra directa y de materia prima (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, energéticos, el salario del ingeniero, depreciación, mantenimiento, etc.

- **Costos de distribución o venta:** Se define como aquel costo que influye en el ámbito encargado de hacer llegar el bien producido final desde la fábrica hasta los últimos consumidores (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, marketing, flete, comisiones, etc.
- **Costos de administración:** Se define como aquellos costos que son producidos en el aspecto administrativo (impresoras, internet, oficinas técnicas, etc.). El objetivo de esta clasificación es agrupar los costos por funciones, las cuales facilitan cualquier investigación que se requiera realizar sobre ellos (RAMÍREZ, 2008).
- **Costos de financiamiento:** Se define como aquellos costos originados por el uso de recursos impropios, que permiten financiar el crecimiento y desarrollo de la compañía (RAMÍREZ, 2008).

**b) De acuerdo con su identificación con una actividad, departamento o producto**

- **Costos directo:** Son aquel costo que se relaciona directamente con la actividad productiva o servicios que ofrece una empresa. En esta definición se considera el salario de la secretaria, del jefe de operaciones, siendo considerado como un costo directo para el área de operaciones; la materia prima está determinado como un costo directo para para la transformación de productos, etc. (RAMÍREZ, 2008).
- **Costo indirecto:** Se define como aquel costo que no se puede asignar directamente a una sola actividad sin utilizar un criterio de asignación, es decir, se relacionan de forma tangencial a las actividades productivas (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, el salario del gerente general de la mina respecto a la producción, la depreciación de los equipos de perforación. Sin embargo, en algunas



veces los costos son duales; o sea, son directos e indirectos a la par. Los honorarios de gerente general de la mina es un costo directo para el área de producción, no obstante, indirecto para la producción. Como se puede notar que todo obedece de cómo se analice la actividad productiva.

**c) De acuerdo con el tiempo en que fueron calculados**

- **Costos históricos:** Es aquel costo que se produjo en un determinado periodo, el costo de los productos que se encuentra en proceso de venta y los vendidos es de suma importancia para pronosticar el comportamiento de los costos preestablecidos (RAMÍREZ, 2008).
- **Costos predeterminados:** Es aquel costo que se valora en función a la estadística y se emplea para hacer presupuestos (RAMÍREZ, 2008).

**d) De acuerdo con el tiempo en que se cargan o se enfrentan a los ingresos**

- **Costos de periodo:** Es aquel costo que se identifica con un intervalo de tiempo y no con el producto o servicio; por ejemplo, el alquiler de una oficina de la empresa, cuyo costo se identifica en el periodo en que se dan uso a las oficinas, sin importar de cuándo se vendan los productos (RAMÍREZ, 2008).
- **Costos del producto:** Es aquel costo que se lleva contra el ingreso principalmente cuando ha contribuido a generar de manera directa; en otras palabras, es el costo del producto que se ha vendido, sin tomar importar a la forma de venta, de tal manera que el costo que no contribuyó a generar ingresos en un determinado periodo queda inventariado (RAMÍREZ, 2008).

**e) De acuerdo con el control que se tenga sobre la ocurrencia de un costo**

- **Costos controlables:** Es aquel costo sobre la cual una persona de un determinado nivel, tiene el consentimiento para llevarlo a cabo o es denegado (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, el salario de la secretaria es controlado por su jefe inmediato, el sueldo de los supervisores de seguridad es controlables por el ingeniero de seguridad, etc. Es fundamental resaltar que, en definitiva, todos los costos en uno u otro

nivel de la empresa son controlables; sin duda alguna es evidente que a medida que aumenta el nivel organización, los costos son mejor controlados. También se afirma que en los niveles inferiores de la organización los costos no son controlables. El costo controlable no necesariamente es igual al costo directo. Por ejemplo, el salario del ingeniero de operaciones es directo respecto a la compañía, sin embargo, no es controlado por él.

- **Costos no controlables:** Es aquel costo donde no se tiene autorización o manejo sobre la incurrencia de ellos (RAMÍREZ, 2008); como el caso de la depreciación de una maquinaria minera, ya que la alta gerencia tomó esa decisión de ese gasto.

**f) De acuerdo con su comportamiento**

- **Costos variables:** Es aquel costo que cambia o fluctúa en razón directa producción o comercialización o nivel de actividad, el costo de materia prima varía en función al incremento o disminución de la producción, y las comisiones dependen de la velocidad de ventas (RAMÍREZ, 2008).
- **Costos fijos:** Es aquel costo que permanece constante durante un periodo notable duración de la actividad productiva, sin efecto en el cambio el volumen (RAMÍREZ, 2008), como es el caso de los honorarios, el alquiler de un equipo de perforación, la depreciación de equipos es en línea recta. Los costos fijos se subdividen en dos categorías. Por un lado, encontramos los costos fijos discrecionales, que vienen a ser aquellos costos probables a ser cambiados, como por ejemplo los salarios y sueldos; por otro lado, están los costos fijos comprometidos, que son aquellos que no permiten cambios, por el cual también son denominados costos sumergidos. En esta última jerarquía encajaría la depreciación de los equipos de perforación, convenios y firmas de contrato a largo plazo de alquiler.
- **Costos semivARIABLES:** Es aquel costo denominado como semifijo o mixto, este costo tiene como propiedad que está englobado una parte por un costo fijo y la otra parte por un costo variable (RAMÍREZ, 2008). El ejemplo clásico son los servicios públicos como agua, energía eléctrica e internet, que cobran un costo fijo por servicio,

adicionalmente un costo variable por la utilización del servicio (metros cúbicos consumidos, kilowatts).

**g) De acuerdo con su importancia para la toma de decisiones**

- **Costos relevantes:** Es aquel costo que se modifica o cambia de acuerdo con la opción que se adopte; también se le denomina como costo (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, cuando se ocasiona la demanda de un producto, existe un exceso de capacidad; en esta situación los únicos costos que varían, si se admite el pedido, son de materias primas, fletes, energéticos, etc. La depreciación de la infraestructura se mantiene constante, por lo que los primeros son relevantes, y el segundo irrelevante para determinar una decisión.
- **Costos irrelevantes:** Es aquel costo que permanece inmutable, es decir, no se verán perjudicados por la admisión de una determinada decisión, sin importar la acción de la alternativa elegida (RAMÍREZ, 2008). Esta distinción admite distinguir los costos relevantes e irrelevante en el desarrollo para la toma de decisiones.

**h) De acuerdo con el tipo de sacrificio en que se ha incurrido**

- **Costos desembolsables:** Es aquel costo que implica una salida de efectivo, la cual admite que pueda registrar en la información originada por la contabilidad. Estos costos se transformarán más adelante en costos históricos; los costos desembolsables pueden alcanzar o no a ser relevantes al tomar decisiones del ámbito administrativo (RAMÍREZ, 2008). Un ejemplo de un costo desembolsable son los sueldos de la fuerza laboral.
- **Costo de oportunidad:** Es costo que ocasiona al tomar una decisión oportuna que provoca la renuncia a otra como alternativa en la que prioriza su inversión con urgencia (RAMÍREZ, 2008). Un ejemplo de costo de oportunidad es el siguiente: cuando un minero artesanal informal decide formalizarle para tener mayores oportunidades de crédito y bienestar social.
- **Costos virtuales:** Es el Costos que impacta a la utilidad en el transcurso de un periodo contable, pero que no trae consigo una salida de efectivo, vale decir, los costos que no necesitan (tanto en el

periodo actual como en el futuro) del pago de una cantidad de efectivo RAMÍREZ, (2008). Ejemplo: Cargos por depreciación y amortización.

**i) De acuerdo con el cambio originado por un aumento o disminución de la actividad**

- **Costos diferenciales:** Es el aumento o disminución del costo total o una variación en cualquier componente del costo, etc. Estos costos se subdividen en costos decrementales y costos incrementales. Los costos decrementales se generan cuando los costos diferenciales disminuyen por reducciones del volumen de producción, tal es el caso de los ahorros que tendrían las empresas por la eliminación de sus líneas de producto. Por otro lado, los costos incrementales se definen como la variación entre los costos totales de una actividad alternativa con los costos de una actividad básica que generan los mismos ingresos, es decir, aquellos costos que ocasionan un aumento por las propias actividades productivas de la compañía (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, Cuando se requiere contratar nuevos trabajadores para incrementar la producción se incurrirá en costos adicionales en materia prima o energéticos.
- **Costos sumergidos:** Es aquel costo que, independientemente de la línea de evaluación que se opte, no se verán afectados; es decir, van a mantenerse inalterables ante cualquier variación. Esta definición tiene estrecha relación con lo que ya se ha desarrollado sobre los costos pasados o históricos, las cuales no se emplean en una determinada decisión (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, la depreciación de la máquina perforadora. Si se trata de analizar la opción la comercialización de cierto volumen de artículos con exceso de capacidad al valor inferior de lo habitual, entonces es intrascendente tomar en consideración de la depreciación.

**j) De acuerdo con la relación en la disminución de actividades**

- **Costos evitables:** Es aquel costo relacionado enteramente con un servicio o departamento de la empresa, de manera que, si se excluyen a los productos o a los departamentos, dichos costos se suprimen

(RAMÍREZ, 2008); por ejemplo, será eliminado del mercado el abastecimiento de insumos directos de un proveedor.

- **Costos inevitables:** Es aquel costo que no se puede eliminar, aun cuando el producto o el departamento sean eliminados por la compañía (RAMÍREZ, 2008); por ejemplo, si se excluye el área de geomecánica, el salario del superintendente de mina no se verá alterado.

**k) De acuerdo con su impacto en la calidad**

- **Costos por fallas internas:** Es el costo que podría ser evitado si no existiera defecto en el servicio o producto antes de ser entregado al consumidor (RAMÍREZ, 2008).
- **Costos por fallas externas:** Es el costo relacionado con entrega de productos terminados con defectos a los consumidores que podría ser evitados si no tuvieran defectos los productos o servicios, estos gastos aparecen cuando las imperfecciones son detectadas luego de que el producto es entregado al consumidor (RAMÍREZ, 2008). Por ejemplo, reparaciones por garantía, devoluciones, demandas legales, etc.
- **Costos de evaluación:** Es aquel costo que se incurre en la inspección y control del producto o servicio para determinar si cumplen ciertos especificaciones técnicas y requerimientos (RAMÍREZ, 2008).
- **Costos de prevención:** Es el costo que incurre la compañía antes de empezar el proceso con el propósito de evitar los costos de productos defectuosos en los procesos de producción (RAMÍREZ, 2008).

La clasificación de costos es diversa; no obstante, puede existir otras que dependen de la forma como se enfoque para una nueva clasificación. Son importantes todos los enfoques de clasificación, indudablemente la clasificación más importante es de acuerdo a su comportamiento, puesto que no se podría hacer planeamiento ni controles administrativos ni tomar decisiones si se ignora el comportamiento de los costos.

### 3.3.9.2 Productividad

Se define como un indicador que evidencia que tan eficiente se están utilizando los bienes o recursos económicamente de una empresa en la generación de bienes y servicios; interpretada en una razón entre recursos utilizados y resultados alcanzados, indicando también la eficiencia con que los recursos humanos, energía, conocimientos, capital, etc. se utilizó para generar bienes y servicios para el mercado, otra manera de definir es como una relación entre la producción obtenida por un mecanismo de producción o servicios y los recursos utilizados para conseguirla Martínez, (2007).

Cuanto mayor sea la productividad quiere decir que para conseguir de la misma cantidad con menos recursos o el objetivo de una producción superior en cantidad y calidad con los mismos recursos.

La productividad se distingue en tres tipos:

- **Productividad de la mano de obra:** Se refiere esfuerzo físico y mental para producir una cantidad de bienes o servicios en un determinado tiempo, generalmente se considera una hora.
- **Productividad del capital:** Se define como la cantidad producida por los bienes o servicios en cada unidad de insumo de capital físico (instalaciones, equipos y maquinarias) estimado por lo general en un periodo de un año.
- **Productividad total de los factores:** Se define como la productividad que integra ambas, vale decir, a la productividad del capital más la productividad de la mano de obra, multiplicada por un coeficiente técnico en ambas, siendo un factor que representa la participación del producto final.

### 3.3.9.3 Efectividad, eficiencia y eficacia

- **Eficacia:** Es el grado en que se logran los objetivos y metas planificados, o sea, que tanto de los resultados deseados se logró. La eficacia significa reunir los esfuerzos de una organización en las tareas y procedimientos que verdaderamente puedan llevarse a concretar para el logro de los objetivos planteados.
- **Eficiencia:** Se define como capacidad de una organización para el cumplimiento de un objetivo al costo más bajo posible. Para este caso

se busca un uso óptimo de materiales y recursos con las que se cuenta para lograr los objetivos deseados.

- **Efectividad:** En esta definición se engloba la eficiencia y la eficacia, vale decir, es el logro de los objetivos programados en un periodo de tiempo al más razonable costo posible. Considera realizar lo apropiado con gran precisión y sin cometer algún despilfarro de dinero o tiempo.

En consecuencia, quien es eficiente y es eficaz, en esencia decimos que es efectivo. Esto es lo que, en el fondo, todos deseamos para nuestra compañía, que sean efectivas.

#### **3.3.9.4 Producción**

Se denomina producción al tipo de actividad destinada a la adquisición de bienes y servicios, dicho de otro modo, son procedimientos complejos que necesitan de diferentes factores productivos que pueden clasificarse en tres grupos enlazados: el trabajo, el capital y la tierra. La tierra viene a ser el factor de producción que abarca a la materia prima o riquezas naturales; el trabajo es un conjunto de actividades realizadas con esfuerzo por el ser humano con el objetivo de obtener beneficios; por último, el capital es un factor que deriva de las anteriores mencionadas, y representa a los bienes en conjunto que además de poder ser utilizado de forma directa, del mismo modo es útil para incrementar la producción de otras actividades. La producción unifica los componentes citados para dejar satisfechos de necesidad a la población, partiendo del reconocimiento de la cantidad y calidad de bienes y servicios.

La producción puede cuantificarse en una determinada actividad de la empresa. Para distinguir la cantidad entre lo producido en términos monetarios con relación a los bienes consumidos que obedece al valor que se ha incrementado a esos recursos. De esta manera, según la distinción que se produzca de la aplicación de los factores de producción con referencia al valor de producción terminada se tendrá relación con el beneficio o rentabilidad de la compañía. Toda compañía está constantemente evaluando, cambiando y reorganizando estos factores de tal forma que cada vez sea más actualizado a efectos de bajar los costos o tener información a la mano sobre los bienes o servicios cuya alta demanda ofrezca a un costo superior y por consiguiente mejores beneficios.

Las compañías son directos encargados en producir, o sea, la oferta de bienes y servicios en el mercado. El principal objetivo de la producción es transformar los recursos naturales, y productos semielaborados en bienes, a través del capital, el empleo del trabajo y otros factores.

Se consideran actividades productivas no solo a la producción de bienes materiales (alimentos, vestimenta, minerales, etc.), sino también la prestación de servicios (mantenimiento, asesoramiento, trabajos profesionales, trabajos informáticos, etc.)

#### **3.3.9.5 Costos de producción**

El costo de producción también denominado costo de operación viene a ser el gasto necesario para sostener una actividad productiva, fabrica en funcionamiento o una maquinaria operativa. En una empresa ideal, la variación entre los beneficios (por demandas de producción y otras ganancias) y el costo de producción resulta el ingreso total.

Esto quiere decir que el fin económico de una compañía está asociada con: el beneficio (los bienes comerciados en el mercado y el valor conseguido) y el valor invertido en la producción de materias comercializadas. Por otro lado, los beneficios principalmente el beneficio por ventas, está integrado a la parte del comercio de la compañía, el coste de para producir está extensamente vinculado con los sectores tecnológicos; en conclusión, es fundamental que el especialista en minería tenga conocimientos sólidos acerca de costos de producción.

#### **3.3.10 Voladura de rocas**

La voladura de rocas es un método que se utiliza para la explotación de yacimientos mineros donde el uso de un medio mecánico no resulta económico. Este método consta en hacer perforación en la roca, para que luego se alojen sustancias explosivas para el disparo. La transmisión de energía hacia la roca ocasiona la esperada fragmentación de rocas que contienen minerales u otros recursos aprovechables. Resulta un factor condicionante la calidad de perforación que sin la cual resulta imposible alcanzar una exitosa voladura de rocas.



### 3.3.10.1 Tipos de voladura de rocas

Los tipos de voladura de roca en actividades subterráneas se caracterizan porque son mucho más confinadas respecto a voladuras a tajo abierto. Asimismo, la voladura del macizo rocoso debe hacerse de manera más estricta. La determinación del diseño de mallas de perforación es condicionada por estos factores en la voladura subterránea de galerías y túneles, por lo peculiar que presenta el cálculo, así como las dimensiones de los explosivos encartuchados que deben adecuarse a las características del terreno y los tipos de explotación.

La principal dificultad que hay que desafiar en este tipo de voladura de roca en minas subterráneas es la no disponibilidad de caras libres, de esta manera la detonación debe hacerse en un orden tal que vaya abriendo secuencialmente caras libres.

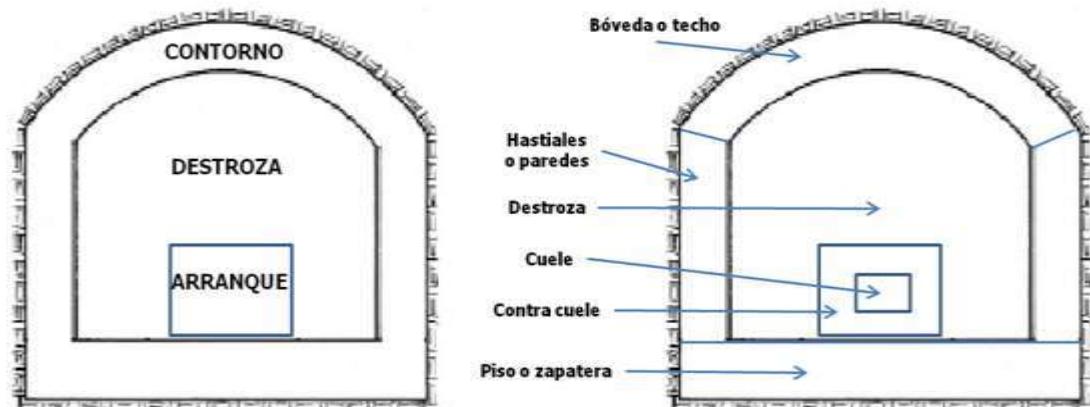
#### a) Voladura de túneles y galerías

La voladura en los frentes de galerías y túnel pueden ser de secciones pequeñas a medianas dependiendo de la envergadura del proyecto, estas secciones de corte se dividen en tres secciones básicas: el arranque o cuele, contorno y destroza. Estas se detonan en tres fases, primero se dispara la sección de corte, luego la destroza y finalmente el contorno, en intervalos de tiempo muy cortas, de tal forma que actúen como uno solo, es decir, aparentemente de manera instantánea, con un orden salida secuencial que permita el movimiento de la roca o material volado.

En comparación de las voladuras a cielo abierto, donde se tiene al menos dos o más superficies como cara libre para la salida del material fragmentado, en galerías o túneles solo se dispone de una cara libre en el frente de avance, siendo la única área accesible para realizar la perforación, bajo estas condiciones se realiza un gran confinamiento. Cuanto más reducida sea la sección del frente, el macizo rocoso será más confinada, en consecuencia, se necesitará mayor carga específica de explosivos por metro cúbico a fragmentar.

El fundamento de la voladura se basa en realizar un orificio libre, en la sección del cuele, con los taladros de arranque y ayudas de arranque hacia el cual desplazaran los cuerpos restantes del área total (ver figura 35). Dicho orificio tiene, por lo general, superficies de 1 a 2 m<sup>2</sup>, sin

embargo, con grandes diámetros de perforación se logra llegar hasta los 4 m<sup>2</sup>.



**Figura 35 — Distribución de las áreas de voladura en la sección de un túnel**

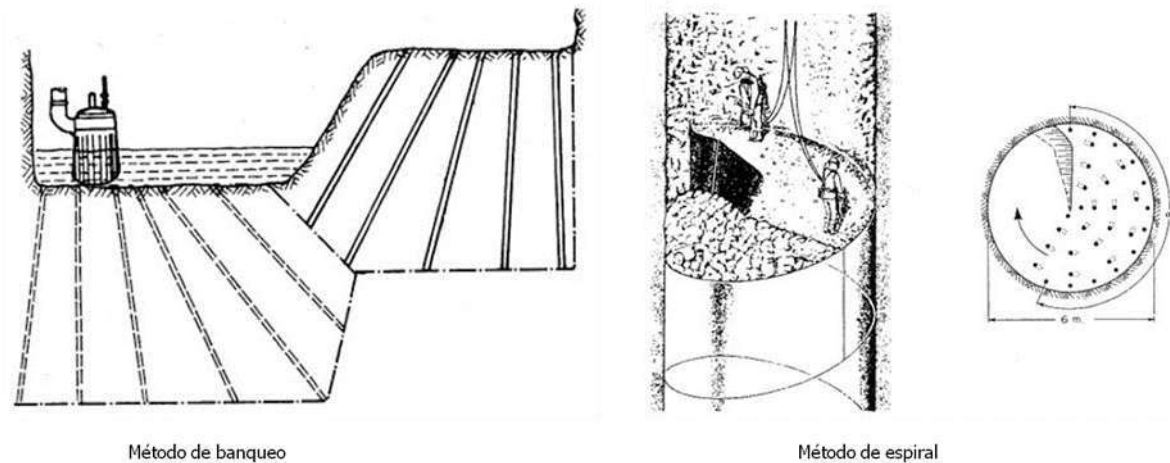
Extraído de manual de perforación y voladura de rocas (GIL, 2012)

#### **b) Voladura de pozo**

Además de la excavación para la explotación de un yacimiento o para abrir cámaras de gran dimensión, en un proyecto subterráneo se construyen piques y chimeneas que pueden ser verticales o inclinadas que se distinguen de las otras por el trazado lineal y las complicaciones que representa en la perforación. Los estudios de las últimas décadas, han desarrollado diferentes métodos (ver figura 36) que tienden a la mecanización de las actividades, a través de la aplicación de técnicas y equipos de perforación específicos, y al incremento de los avances y rendimientos, contribuyendo con las condiciones de seguridad.

Los métodos de ejecución de pozos pueden dividirse en tres grupos:

- Método de banqueo
- Método de espiral
- Métodos de sección completa



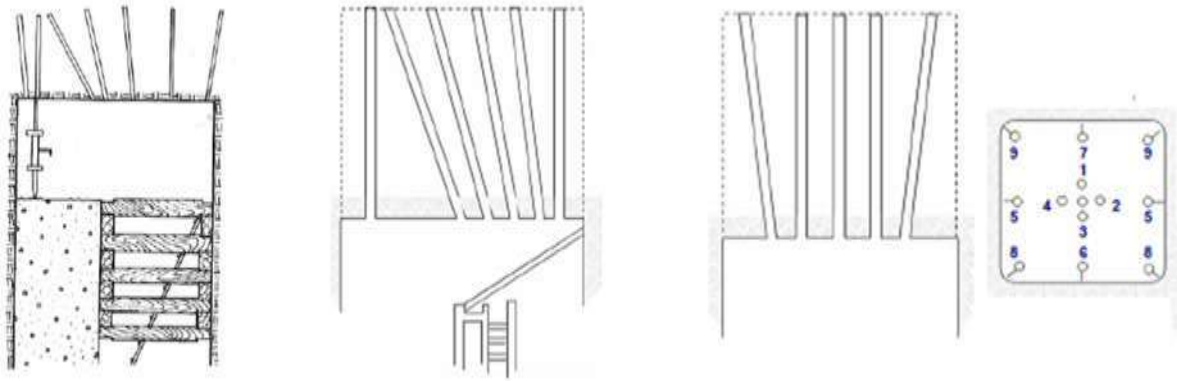
**Figura 36 — Métodos de ejecución de pozos**

Extraído de manual de perforación y voladura de rocas (GIL, 2012)

### c) Voladura de chimeneas

Se llama chimeneas a aquellas labores con secciones reducidas y una inclinación mayor o igual a  $45^\circ$ . La longitud de estas excavaciones, que son características en minería subterránea, son variantes y pueden alcanzar a sobrepasar los 100 m. El propósito de su construcción es para comunicar galerías a diferentes niveles cerrando los circuitos de ventilación, para la extracción de mineral, estéril, equipos y personal; como labores de preparación en el método de explotación por subniveles, etc. La excavación en obras civiles también son actividades que se hacen a menudo, especialmente en las centrales hidroeléctricas y depósitos de almacenamiento subterráneos. La excavación de chimeneas ha conformado hasta épocas actuales una de las actividades que muestran considerables inconvenientes en el arranque con perforación y tronadura, hasta la aplicación de los métodos como taladros largos. La clasificación de los métodos para la ejecución de chimeneas se agrupa en dos (ver figura 37):

- **Perforación ascendente:** Manualmente, con plataforma Alimak o jaula Jora.
- **Perforación descendente:** Taladros largos con arranque de taladros vacíos, con arranque tipo cráter, tronaduras “VCR” y método mixto.



Excavación manual de chimeneas con perforación ascendente

**Figura 37 — Excavación manual de chimeneas con perforación ascendente**

Manual de perforación y voladura de rocas (GIL, 2012)

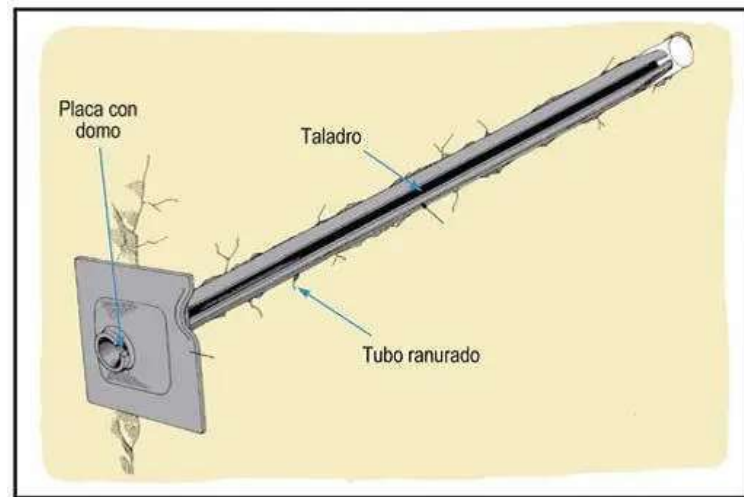
### 3.3.11 Sostenimiento

Es un sistema que se emplea para estabilizar o soportar las cargas que actúan en la roca, con el propósito de impedir el desprendimiento del contorno de la excavación, dando seguridad al personal, equipos y procesos, además de mantener abiertas las labores durante el desarrollo o explotación, en la galería 9169—S el sostenimiento es con mallas electrosoldadas anclados con pernos helicoidales y Splitt set, mientras que en el crucero 10564—SW el sostenimiento es con cuadros de madera.

Se tiene dos tipos de sostenimiento pasivo y activo, el sostenimiento pasivo es el de soporte este no ejerce esfuerzos sobre el macizo rocoso, desarrollando su capacidad resistente a medida que la roca se deforma (cables bolting, barra helicoidal, pernos de anclaje, swellex, Splitt set, hydrabolt, etc.), mientras que el sostenimiento activo o de refuerzo si ejerce esfuerzos predeterminados al macizo rocoso, asimilando esfuerzos ocasionados por el terreno (puntales, paquetes de madera o wood pack, cuadros de madera, arcos noruegos, concreto lanzado o shotcrete, malla metálica electrosoldada, cimbras, gatas mecánicas, etc.)

#### a) Split set

Es un sostenimiento activo metálico considerado provisional que trabaja por fricción, haciendo compresión a lo largo del taladro y evitando el deslizamiento, la forma del Splitt set consta de un tubo metálico ranurado en toda su dimensión, en un extremo dispone de un aro soldada para contener la platina y el otro extremo es ahusado tal como muestra en la figura 38.

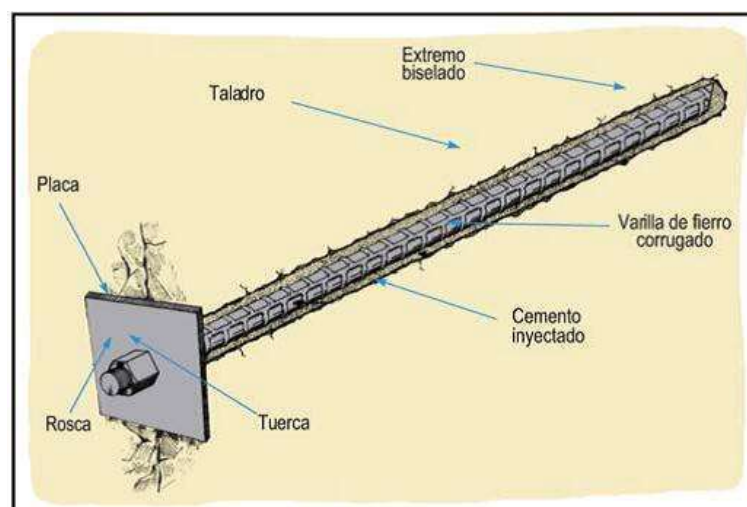


**Figura 38 — Disposición del Split set en el taladro**

Extraído de ISEM revista de seguridad minera

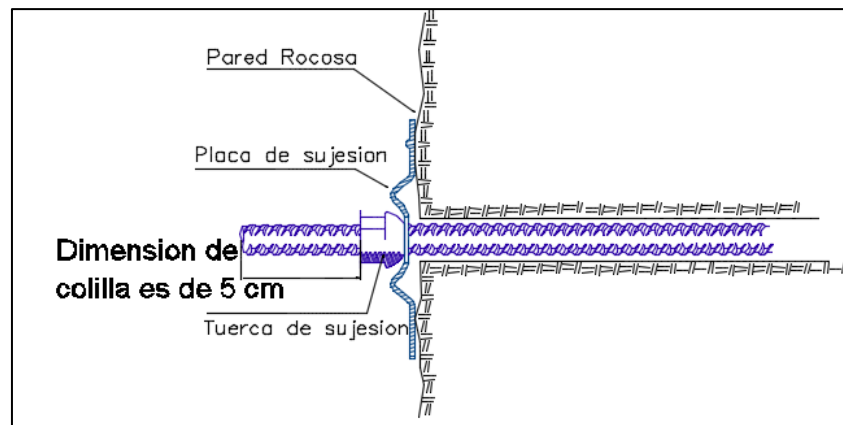
**b) Sostenimiento con pernos helicoidales**

Es un sostenimiento activo en forma de barra laminada en caliente con resaltes en forma de rosca espiral de amplio paso, una vez instalado en la roca actúa en conjunto con una placa y una tuerca para fortificar y mantener los esfuerzos naturales que presentan los bloques de roca, taludes o suelos. La instalación del perno helicoidal inyectado con mortero o resina y de concreto le proporciona nuevas propiedades de resistencia la roca existente, el enroscado por los resaltes con la platina es para impedir el desplazamiento de la barra (ver figura 39).



**Figura 39 — Disposición del perno helicoidal en el taladro**

Extraído de ISEM revista de seguridad minera

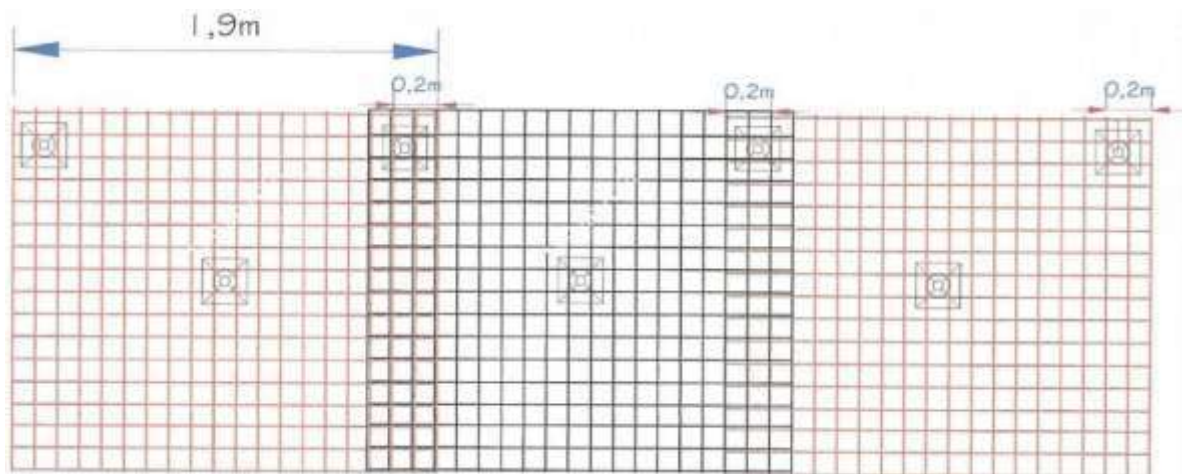


**Figura 40 — Detalle de perno de roca**

Extraído de departamento de geomecánica de la U. P. San Andrés

**c) Malla electrosoldada**

Es una estructura de acero formada por barras dispuestas en forma cuadradas u ortogonales electrosoldadas por fusión, es decir, sin aporte de material en todos los puntos del encuentro, la tensión de fluencia o resistencia a la tracción característica es de 500 MPa, hay una amplia variedad presentaciones dependiendo de la ampliación final con variaciones en la sección, diámetros de alambre y cuadrículas.



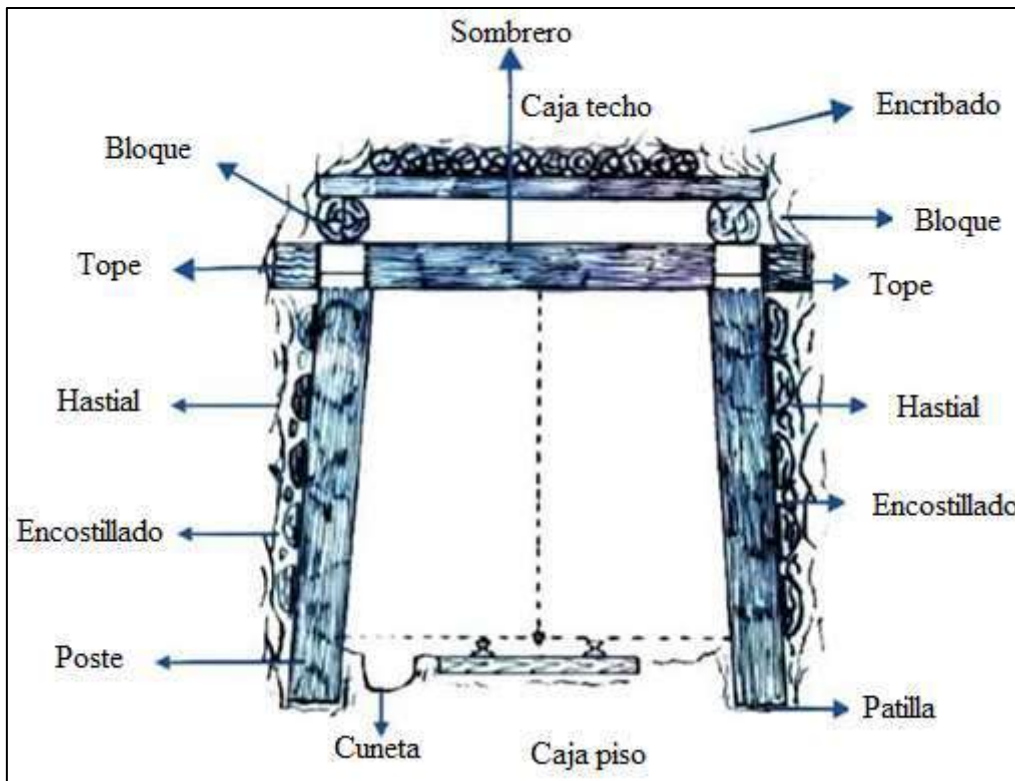
**Figura 41 — Detalles de traslape de la malla electrosoldada con pernos**

Extraído de departamento de geomecánica de la U. P. San Andrés

**d) Sostenimiento con cuadros de madera**

Es un sostenimiento pasivo en minería subterránea, donde se emplea cuadros de madera con todos sus elementos de soporte, evitando el riesgo de derrumbes, desprendimientos que podrían causar eventos no deseados u

accidentes, este sostenimiento tiene como finalidad mantener abierta las labores, evitando la caída de rocas durante el desarrollo o explotación y dar seguridad al personal que labora en ella.



**Figura 42 — Cuadro de madera con todos sus elementos**

Extraído de departamento de geomecánica de la U. P. San Andrés

- **Solera:** Se utiliza cuando los terrenos presentan esfuerzos en el piso o poco resistentes, y cuando las alzas de un frente de avance se realizan, es necesario la utilización de soleras para instalar cuadros y sobre cuadros. Estos elementos están sometidos a cargas compresivas en sus extremos en forma ortogonal a la dirección de las fibras por recibir los esfuerzos de la corona a través de los postes y los esfuerzos de reacción del piso, cuando el terreno es arcilloso o molido, la solera trabaja a esfuerzo flexión o alargamiento en contacto con los postes.
- **Postes:** Son elementos de madera utilizados como pilares de soporte de las cargas transmitidas por la roca; que generalmente están sometidos a cargas compresivas paralelas a las fibras debido a que reciben cargas de la corona y la reacción proveniente de la caja piso del frente de avance.

- **Sombrero:** Es un elemento de madera utilizado como viga para soportar la corona que están sometidos a cargas compresivas paralelo a las fibras por adoptar cargas laterales o de los hastiales de un frente de avance.
- **Tirantes:** Se utiliza para conservar la longitud entre cuadros y dar mayor estabilidad a la estructura, se coloca por medio de los destajes de los sombreros y postes cada cuadro. Los tirantes son de menor o igual diámetro respecto a los otros elementos de un cuadro, estando sujeto a pequeñas cargas compresivas paralela a las fibras de la madera por la presión lateral.  
El tirante debe cubrir el extremo del destaje tanto del sombrero como del poste para fijar a ambos elementos conservando un ángulo recto.

#### **Elementos auxiliares de un cuadro**

- **Bloques:** Son pedazos de madera que se instalan encima del sombrero formando parte del eje del poste transmitiendo las cargas compresivas de la corona entregando mayor fijación en la estructura del sostenimiento.
- **Topes:** Es el componente que generalmente está ubicado en la unión entre el sombrero y poste en el extremo empotrado a la roca, manteniendo fijamente la estabilidad de los elementos del sostenimiento que otorgan las cargas compresivas paralela de los hastiales.
- **Encostillados o enrejados:** Está constituido por maderas redondas 4” a 5” de diámetro, tablas o confeccionados de redondos partidos por la mitad (rajados) que tienen por finalidad impedir el desprendimiento de rocas de los hastiales o paredes que se colocan por detrás de los postes manteniendo una separación de 3” a 4”.
- **Encribado:** Está conformado por redondos de distintos diámetros que van dispuestos sobre el sombrero de los cuadros, se colocan las vueltas necesarias hasta topear el techo en forma de anillado.

### **3.4 Marco conceptual**

- a) **Estándar de trabajo.** “Son los modelo, pautas y patrones que contienen los parámetros establecidos por el titular de la actividad minera y los requisitos mínimos aceptables de medida, cantidad, valor, peso y extensión establecidos por estudios experimentales, investigación, legislación vigente y/o resultado del avance tecnológico, con los cuales



es posible comparar las actividades de trabajo, desempeño y comportamiento industrial. Es un parámetro que indica la forma correcta y segura de hacer las cosas.

El estándar satisface las siguientes preguntas: ¿Qué hacer?, ¿Quién lo hará?, ¿Cuándo se hará? y ¿Quién es el responsable de que el trabajo sea seguro?" (DS 024-2016-EM).

b) **Tiros fallados.** Según EXSA S.A, (2008), define como aquellas voladuras que fueron ineficientes e improductivos entre las cuales se tiene:

**Tiro prematuro.** Es aquella detonación adelantada de uno o más taladros de una voladura, esto se debe a fallas de fábrica en el explosivo y almacenamiento.

**Tiro retardado.** Es aquel tiro que no sale junto con el resto de taladros sino después de la voladura, debido a fallas del iniciador y accesorios.

**Tiro cortado.** El tiro cortado es el que salió parcialmente, pero que no logro a denotar por falla del iniciador, manipulación o defectos del explosivo.

**Tiro soplado.** Es el que sale sin romper la roca ni dejar restos de explosivo, es debido errores en el diseño de la malla de perforación y cálculo de carga explosiva.

**Tiro anillado.** Es aquel tiro cuyo efecto no logro fragmentar la roca, dejando fisurado grietas radiales en el interior de los taladros, en ocasiones estos llegan a comunicarse entre taladros adyacentes.

c) **Distribución de la carga explosiva.** Es la cantidad de carga explosiva cargado en un taladro que se divide en carga de fondo y carga de columna, esta cantidad puede variar según el diseño de la malla de perforación y ubicación de taladros (EXSA, S.A, 2008).

d) **Factor de carga.** Es la relación entre la cantidad de explosivos empleados en una determinada voladura expresada en kilogramos (Kg) y el volumen de material a romper expresado en metros cúbicos ( $m^3$ ), es decir, el factor de carga se expresa en  $kg/m^3$  (ENAEX S.A, 2010).

e) **Factor de potencia.** Es la relación entre la cantidad de explosivos empleados en una determinada voladura expresada en kilogramos (Kg) y las toneladas a rotas de mineral (TM), esta relación es más empleada en la extracción de mineral ya que incluye la densidad de mineral y con ella se puede estimar la cantidad de metal puro, el valor de esta relación se expresa en  $kg/TM$  (ENAEX S.A, 2010).

- f) **La perforación tipo breasting.** Es una perforación de producción en mineral que se perfora con dirección horizontal donde la cara libre se ubica en la parte inferior de la malla de perforación, es una técnica de perforación utilizada en el método de explotación subterránea Shrinkage convencional (EXSA, S.A, 2008).
- g) **Exploración.** Es la primera etapa del ciclo minero cuyo objetivo es la ubicación de nuevas estructuras mineralizadas y determinar su continuidad y valor económico para su posterior desarrollo, en este periodo se ejecutan labores verticales y horizontales (cruceros, calicatas, cortadas, chimeneas y estocadas).
- h) **Desarrollo.** Comprende aquellas labores mineras que se llevan a cabo luego de haber corroborado la importancia de la existencia de un depósito mineralizado con el propósito de limitarlo de manera que permita estimar las reservas de mineral, confirmar leyes y potencias de la veta.
- i) **Preparación.** Son aquellas labores que se desarrollan previa limitación del yacimiento, cuyo propósito es la extracción sistemática del mineral, es decir, los trabajos son de acuerdo a un método de extracción optado, que permite la preparación de blocks de mineral que integra una zona de explotación.
- j) **Galería.** Labor horizontal o casi horizontal en el interior de una mina subterránea que se desarrolla sobre la estructura mineralizada o en alguna de sus cajas, siguiendo la dirección de veta, entre sus funciones es delimitar el block mineralizado, sirve de acceso al depósito mineralizado, como acceso para el personal, herramientas, equipos, materiales y otros.
- k) **Crucero.** Son labores mineras subterráneas casi horizontales que se desarrollan en roca estéril con el propósito de interceptar o atravesar perpendicularmente a la dirección de una o varias vetas dispuestas de forma paralela.
- l) **Perforación.** “Es una operación mecánica que consiste en hacer taladros en mineral o roca con la finalidad que en su interior se pueda depositar carga explosiva, que al detonar sean capaces de arrancar del seno de estas materiales porciones de roca o mineral” (CÁMAC , 1991).

- m) **Explotación.** Es el conjunto de trabajos socioeconómicos de manera sostenible en el tiempo que se llevan a cabo con el fin de extraer minerales de los frentes de explotación. La clasificación genérica de las explotaciones mineras se divide en dos grupos: tajo abierto y subterráneas. También existen explotaciones mixtas donde se adopta técnicas propias de cada grupo o particularidades en la explotación de un yacimiento minero (LÓPEZ, y otros, 2003).
  
- n) **Malla de perforación.** Es la forma geométrica en la que se distribuye los taladros de perforación en una zona determinada, la malla de perforación contiene la siguiente información básica: zona, burden, espaciamiento, número de taladros, profundidad de taladro y diámetro de perforación (LÓPEZ, y otros, 2003).
  
- o) **Frente.** Zona o área de trabajo donde el personal se sitúa para realizar un ciclo de trabajo en labores de avance como galerías, túneles, cruceros, chimeneas, etc. que comprende actividades de ventilación, acarreo, sostenimiento, perforación y voladura.
  
- p) **Subterráneo.** Excavación natural o artificial por debajo de la tierra realizado por el hombre que tiene salida a la superficie.
  
- q) **Parámetros.** Es aquella información particular o característica propia de datos o factores necesarios para analizar o valorar por medio de magnitudes físicas. Es denominado parámetro a las diferentes ratios adquiridos en la práctica, por medio de observaciones en el área de trabajo (COATES, y otros, 1973).
  
- r) **Burden.** Es la dimensión lineal más cercano entre el taladro y la cara libre de la roca y se mide perpendicular eje de taladro de alivio. El termino burden también denominado piedra, bordo es dimensión lineal más cercano hacia la cara libre, distancia perpendicular más cercana del eje del taladro hacia cara libre (ISEE, 2008).
  
- s) **Explosivos.** Los explosivos son sustancias químicas que son capaces de transformarse violentamente en gases y tienen poca estabilidad química. Es la combinación de materiales oxidantes y combustibles en proporciones adecuadas, que reaccionan bajo una iniciación generando presiones elevadas y gases a altas temperaturas que reacción y son capaces de fragmentar y mover la roca. Son elaborados con distintas, dimensiones, potencias y resistencia al agua, según su propósito (EXSA, S.A, 2008).

“Cualquier compuesto químico, mezcla o dispositivo, cuyo propósito primario o común es el de funcionar a través de una explosión” (ISEE, 2008).

- t) **Diámetro crítico.** “El diámetro mínimo para la propagación de una onda de detonación a una velocidad estable. El diámetro crítico se ve afectado por factores como el confinamiento, la temperatura y la presión en el explosivo” (ISEE, 2008).
- u) **Arranque o cueles.** Son aquellos taladros diseñados para formar la cavidad inicial ubicada generalmente en el centro del frente de la labor, la que de detona primero, creando así una segunda cara libre para la salida de los demás taladros, generando un banco anular. El carguío generalmente se realiza de 1,3 a 1,5 veces más que los demás (CÁMAC, 1991).
- v) **Stemming (taco).** “Material inerte que se coloca en el taladro, ya sea encima de éste o entre cargas separadas de material explosivo. Se emplea con el propósito de confinar materiales explosivos o separar cargas de material explosivo en el mismo taladro” (ISEE, 2008).
- w) **Sensibilidad.** Propiedad que engloba diversos significados que depende del tipo de acción externa que se aplique sobre la masa explosiva.  
**Acción incontrolada.** La sensibilidad es definida como una propiedad de los explosivos como la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por impacto, calor, choque o fricción.  
**Acción controlada.** Equivalente a decir que la sensibilidad es la capacidad de detonar bajo la acción de un fulminante o iniciador (LÓPEZ, y otros, 2003).
- x) **Macizo rocoso.** Es el conjunto de los bloques de roca tal como se encuentra en la naturaleza que comprende de roca intacta, discontinuidades y presencia de agua.
- y) **Voladura.** Proceso de fragmentar o fracturar provocando desplazamiento de la masa rocosa o mineral mediante el empleo de cargas explosivas (EXSA, S.A, 2008).  
“El disparo de materiales explosivos con el propósito de romper la roca u otro material, mover material, o generar ondas sísmicas” (ISEE, 2008).

- z) **Dinamita.** Se define como “Alto explosivo utilizado en la voladura que consiste esencialmente en una mezcla de nitroglicerina, nitrocelulosa, nitrato de amonio, nitrato de sodio y materiales carbonoso, pero sin limitarse a éstos” (ISEE, 2008).
- aa) **Costos operativos o de producción mina.** Se define como ciertos costos ocasionados continuamente durante la operación o funcionamiento de una actividad minera relacionada directamente con la producción (RAMÍREZ, 2008).
- bb) **Costos directos.** También llamados costos variables, definidos como costos primarios que intervienen directamente en el proceso productivo de una actividad minera como: acarreo, perforación, voladura y actividades auxiliares, además comprende los costos en personal de producción, equipos, materiales e insumos (RAMÍREZ, 2008).
- cc) **Costos indirectos.** También llamados costos fijos, definidos como costos independientes de la actividad productiva. Estos tipos de costos pueden variar por lo que depende del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción alcanzada (RAMÍREZ, 2008).
- dd) **Rendimiento.** En el sector minero, el rendimiento se define como el resultado proyectado es el resultado deseado respecto de lo alcanzado efectivamente por cada unidad que realiza la actividad en un determinado tiempo, entiéndase por unidad a un equipo, individuo, una organización o un departamento (LÓPEZ, y otros, 2003).
- ee) **Mecha lenta o mecha de seguridad.** Cordón flexible que contiene materiales inflamables solidos a través de los cuales se transporta fuego o una llama a una velocidad uniforme y continua, del punto de encendido a un extremo del mismo. Generalmente, se une a dicho extremo un detonador de mecha, aunque la mecha de seguridad puede usarse sin un detonador para iniciar materiales tales como los explosivos de deflagración.
- ff) **Mecha rápida (Igniter Cord).** Cordón pirotécnico de diámetro pequeño que arde a una velocidad uniforme con una llama externa y que se emplea para encender una serie de mechas de seguridad (ISEE, 2008).
- gg) **Detonador.** Cualquier dispositivo que contenga un explosivo primario, o de iniciación, que se emplea para iniciar la detonación en otro material explosivo. Un detonador no

puede contener más de 10 gramos de explosivo en peso, excluyendo las cargas de retardo o encendido. El termino incluye, pero no se limita a: detonadores eléctricos del tipo instantáneo y de retardo, detonadores eléctricos para su uso con mecha de seguridad, conectores de retardo de cordón detonante y detonadores no eléctricos de retardo e instantáneos que emplean cordón detonante, manguera Nonel o cualquier otro elemento que reemplace a los alambres del detonador (ISEE, 2008).

hh) **Densidad de carguío (densidad de cargado, carga por metro).** El peso del explosivo cargado por unidad de longitud del taladro ocupada por el explosivo, y que se expresa en libreas/pie o kilogramos/metro de taladro (ISEE, 2008).

ii) **Carga explosiva.** La cantidad de material explosivo utilizado en un taladro, túnel de voladura coyote o dispositivo explosivo.

## **CAPÍTULO IV**

### **METODOLOGÍA**

#### **4.1 Tipo y nivel de investigación**

Según su propósito el tipo de investigación es aplicada con enfoque cuantitativo, el nivel de investigación es explicativa de causa — efecto.

#### **4.2 Diseño de la investigación**

El diseño de investigación es transeccional de tipo correlacional — causal.

#### **4.3 Población y muestra**

En este trabajo no hay población ni muestra por ser una investigación intencional no probabilística, es decir, los elementos objetos de estudio Galería 9169—S y Crucero 10564—SW fueron seleccionados a criterio de los investigadores de la presente tesis.

#### **4.4 Procedimiento**

Para el procedimiento de la investigación se planificó hacer seguimiento durante un mes por cada guardia a las labores objeto de estudio para detectar los problemas que causan los costos elevados en perforación y volara, una vez recolectada la información necesaria se evalúa las posibles causas, a partir de ahí hace un nuevo diseño de malla para cada labor en función a las características de la roca, en coordinación con producción mina se aprueba el diseño alternativo para poner en prueba bajo un seguimiento estricto en cada guardia y evaluar los resultados obtenidos con la finalidad de hacer ajustes y optimizar los costos, el tiempo de prueba con el nuevo diseño de malla fue de un mes completo bajo supervisión constante de los ejecutores del proyecto de tesis, finalmente se hace análisis de costos — beneficio.

#### **4.5 Técnica e instrumentos**

Las técnicas que se emplearon son la observación directa, medición de datos, controles operacionales, trabajos de gabinete y capacitación constante del personal obrero. Los instrumentos utilizados para poder adquirir información y desarrollar el proyecto son: softwares (AutoCAD, ArcGIS y Excel), tablas dinámicas, formularios de cálculo, datos estadísticos, datos de campo (mediciones in situ), cartillas de labor (geomecánicas, PETS estándares de perforación y voladura), reporte de perforación y voladura, medios

electrónicos (cámara digital, calculadora, celular, laptop, impresoras), flexómetro, libreta de apuntes, planos de mina (geomecánicos, geológicos, de labor), materiales de escritorio y bibliografía consultada.

#### **4.6 Análisis estadístico**

Se utilizó la base de datos propios recaudados de cada guardia durante un mes antes y después del nuevo diseño de malla de perforación en la galería y crucero para calcular los KPIs, además se utilizó la base de datos actualizados de costos en formato Excel proporcionados por la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. para la estimación de costos de perforación y voladura.

Para el análisis descriptivo se utilizó la hoja de cálculo Excel mediante tablas de doble entrada, para estimar los costos por metro lineal de avance y KPIs de perforación y voladura, finalmente se resume en tablas dinámicas los promedios y totales para ser representados mediante gráficos estadísticos para hacer comparaciones antes y después del nuevo diseño de malla de perforación y voladura propuesta.



## CAPÍTULO V

### RESULTADOS Y DISCUSIONES

#### 5.1 Análisis de resultados

##### 5.1.1 Evaluación geomecánica para el control de la inestabilidad de la roca

##### 5.1.1.1 Evaluación geomecánica para la Galería 9169—S

##### a) Estimación de la resistencia a la compresión simple con el martillo del geólogo

**Tabla 18 — Estimación de la resistencia compresiva según su comportamiento frente al martillo de geólogo en la Galería 9169—S**

Grado	Descripción	Identificación de campo	Rango aprox. de $\sigma_c$ (Mpa)
R1	Roca muy débil	Desmenuzable bajo golpes firmes con la punta de un martillo de geólogo, puede desconcharse con una navaja.	1,0 – 5,0
R2	Roca débil	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.	5,0 – 25
R3	Roca media	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme del martillo de geólogo.	25 – 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	50 – 100
R5	Roca muy dura	Se requiere varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	100 – 225
R6	Roca extremadamente dura	Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.	>225

Extraído de mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes

De acuerdo a la estimación práctica de la resistencia a la compresión simple con el martillo de geólogo, corresponde a una roca dura (ver tabla 18), es decir, el valor de la resistencia a la compresión esta entre 50 a 100 Mpa, las características de reacción al golpe del martillo de geólogo en la Galería 9169—S, en la que se evidenció que para romper la roca se con el martillo de geólogo se requiere más de un golpe.

**b) Cálculo de la resistencia a la compresión simple**

Barton y Choubey han propuesto la siguiente fórmula para calcular la resistencia a compresión simple de la roca, partiendo del índice de rebote:

$$\text{Log}(\sigma_c) = 0,00088\gamma R + 1.01 \text{ , donde:}$$

$\sigma_c$  = resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca (MN/m<sup>2</sup>).

$\gamma$  = peso específico de la roca seca (KN/m<sup>3</sup>).

R = índice de rebote.

Para la utilización correcta de esta fórmula, el martillo debe colocarse verticalmente hacia abajo sobre una superficie horizontal, es decir, en la condición de rebote mínimo.

**Tabla 19 — Correcciones para reducir el rebote (R) del martillo de Schimidt para distintos ángulos**

Rebote "R"	Hacia abajo		Hacia arriba		Horizontal
	$\alpha = -90^\circ$	$\alpha = -45^\circ$	$\alpha = +90^\circ$	$\alpha = +45^\circ$	$\alpha = 0^\circ$
10	0	-0.8	-	-	-3.2
20	0	-0.9	-8.8	-6.9	-3.4
30	0	-0.8	-7.8	-6.2	-3.1
40	0	-0.7	-6.6	-5.3	-2.7
50	0	-0.6	-5.3	-4.3	-2.2
60	0	-0.4	-4.0	-3.3	-1.7

Extraído de mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea (OYANGUREN, y otros, 1984)

**Tabla 20 — Índice de rebote medido con matillo de Shimidt en la Galería 9169—S**

N° Prueba	Rebote "R"	Promedio de rebote "R"	Factor de corrección (a = 0°)	Rebote corregido "R <sub>L</sub> "
1	43	40,50	-2,7	37,80
2	40			
3	38			
4	42			
5	41			
6	37			
7	40			
8	39			
9	38			
10	42			

Siendo la densidad promedio de la Diorita  $\rho = 2,80 \text{ g/cm}^3$  en toda la Unidad de Producción San Andrés, considerando la gravedad de tierra ( $g = 9,81 \text{ m/s}^2$ ) el peso específico de la Diorita es:

$$\gamma = \rho * g = 2,80 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} * \frac{10^6\text{cm}^3}{1\text{m}^3} * 9,81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} = 27,47 \text{ KN/m}^3$$

Reemplazando los valores obtenidos, se tiene:

$$\text{Log}(\sigma_c) = 0,00088 * 27,47 * 37,80 + 1,01 = 1,92376208$$

$$\sigma_c = 83,90 \text{ Mpa}$$

Este valor es corroborado con el ábaco de Miller, donde se interpola los valores obtenidos para estimar la resistencia a la compresión (ver figura 43).

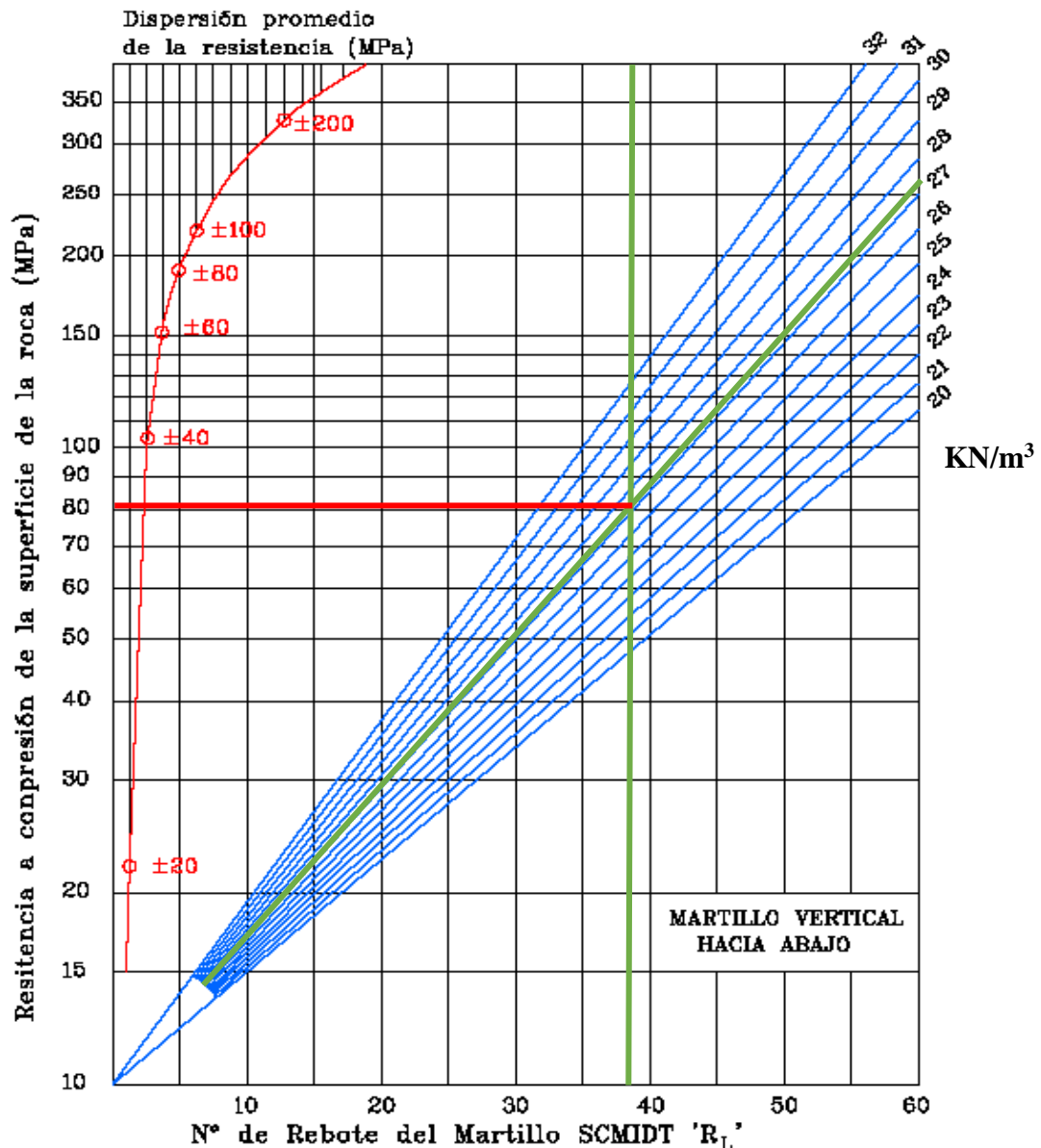


Figura 43 — Interpolación de R y  $\gamma$  en la ecuación de Barton y Choubey para obtener  $\sigma_c$  en la Galería 9169—S

Para el cálculo y estimación de la resistencia a la compresión simple se ha considerado el número de rebote “R”, como la media aritmética de los diez valores o índices más altos de todos los ensayos ejecutados en campo con el martillo de Schmidt de dureza, además se ha corregido este valor con un factor que depende de la inclinación con que se hizo el ensayo (ver tabla 19 y 20), considerando que a mayor cantidad de ensayos mayor es el grado de confiabilidad en los resultados en un mismo tipo de roca, por otro lado se ha calculado el peso específico de la roca con la densidad proporcionada por la Unidad de Producción San Andrés, finalmente se calculó la resistencia a la compresión simple en la ecuación de Barton y Choubey, así mismo, se graficó en la cartilla de

correlación para el martillo Schimidt, relacionando el peso específico de la roca, resistencia a la compresión y el número de rebote (basado en Miller, 1996).

**c) Cálculo de RQD (Rock Quality Designation)**

Para determinar el RQD en función del número de fisuras por metro lineal (ver tabla 21), en la Galería 9169–S se ha utilizado la siguiente fórmula matemática propuesta por Priest y Houston, 1967.

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

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{ de Fisuras}}{\text{SPAN}}$$

**Tabla 21 — Conteo de fisuras por metro cuadrado en la Galería 9169–S**

Nº Muestra	Punto topográfico	Número de fisuras por metro cuadrado ( $\lambda$ )
1	1S + 4,00 m	16
2	1S + 8,00 m	15
3	1S + 12,00 m	12
4	2S + 8,00 m	13
5	1S + 11,00 m	14
<b>Promedio</b>		<b>14</b>

Reemplazando en la fórmula matemática se obtiene:

$$RQD = 100e^{-0,1*14} * (0.1 * 14 + 1) = 100e^{-1,4} * (2,4)$$

$$RQD = 59,18 \%$$

Este valor se encuentra en el rango de 50 – 75, por tanto, es catalogado con una calidad de roca regular.

**d) Estimación del RMR (Rock Mass Rating)**

**Tabla 22 — Valoración de los parámetros geomecánicos en la Galería 9169—S**

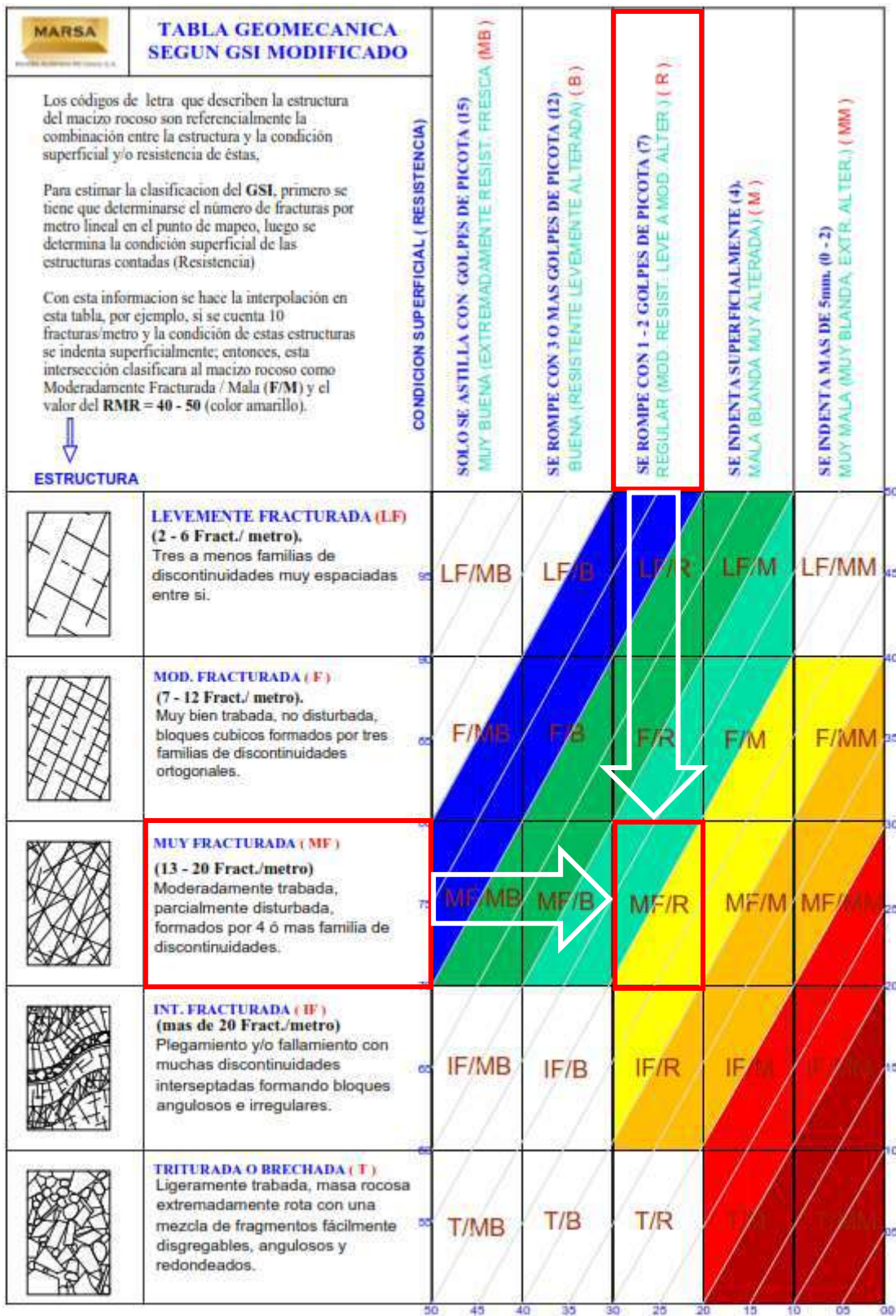
Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Compresión simple	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%			
	Valor	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las discontinuidades	> 2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	6-20 cm	< 6 cm			
	Valor	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm			
	Valor	6	5	3	1	0			
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
	Valor	6	5	3	1	0			
	Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm			
	Valor	6	4	2	2	0			
Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				
Valor	6	5	3	1	0				
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua / Pprinc	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	Valor	15	10	7	4	0			
6	Orientación de las discontinuidades	Muy desfavorable	Desfavorable	Regular	Favorable	Muy favorable			
		Valor	-12	-10	-5	-2	0		

Para calcular el valor del RMR se hace la sumatoria de los valores estimados en cada parámetro geomecánico (ver tabla 22), es decir:

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) + (6)$$

$$RMR = (7) + (13) + (8) + ([4 + 1 + 3 + 2 + 5]) + (4) + (-2)$$

$$RMR = 45$$



**Figura 44 — Interpolación del número de fracturas/metro y la condición superficial en la Galería 9169—S**

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

**e) Interpretación**

Se encuentra en roca tipo Diorita, presencia cuñas en el techo y hastiales, moderada argilización, con graniorita silicificada con alto contenido de sílice (ver plano geológico local en anexos), presencia de fallas sub vertical a la labor vertical a la labor, poca agua (húmedo), su resistencia a la compresión varía entre 50 – 100 MPa, según el mapeo de labores aledañas se obtuvo un RMR 41- 50, catalogado de acuerdo al GSI como un macizo rocoso muy fracturado regular (MF/R) tal como se observa en el figura 44 con presencia de la veta Cabana 3.

**f) Recomendación geomecánica**

De acuerdo al estudio geomecánico (ver anexo 5) se recomienda realizar desate minucioso de hastiales y corana. Sostenimiento con barra helicoidal de 5 pies de longitud de manera sistemática espaciados a 1,00 m x 1,20 m intermediado con Split set de 5 pies (distribución en la cocada) con malla no galvanizada. Controlar la voladura para evitar daño excesivo al macizo rocos. De cambiar las condiciones Geomecánicas del macizo rocoso se reevaluará el sostenimiento.

**5.1.1.2 Evaluación geomecánica para el Crucero 10564—SW**

**a) Estimación de la resistencia a la compresión simple con el martillo del geólogo**

La estimación de la resistencia a la compresión simple de las rocas se puede calcular en campo utilizando el martillo de geólogo y una navaja, aunque con menor precisión respecto al martillo de Schmidt. En la tabla 20 se describe las reacciones de la roca al impacto con el martillo de geólogo y la resistencia que ofrece al ser rayado con una navaja.

De acuerdo a la estimación práctica de la resistencia a la compresión simple con el martillo de geólogo, corresponde a una roca media a dura (ver tabla 23), es decir, el valor de la resistencia a la compresión simple oscila alrededor de 50 Mpa, las características de reacción al golpe del martillo de geólogo en el Crucero 10564—SW, en la que se evidenció



que para romper la roca con el martillo de geólogo se requiere de uno o dos golpes firmes para partirlo.

**Tabla 23 — Estimación de la resistencia compresiva según su comportamiento frente al martillo de geólogo en el Crucero 10564—SW**

Grado	Descripción	Identificación de campo	Rango aprox. de $\sigma_c$ (Mpa)
R1	Roca muy débil	Desmenuzable bajo golpes firmes con la punta de un martillo de geólogo, puede desconcharse con una navaja.	1,0 – 5,0
R2	Roca débil	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.	5,0 – 25
R3	Roca media	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme del martillo de geólogo.	25 – 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	50 –100
R5	Roca muy dura	Se requiere varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	100 – 225
R6	Roca extremadamente dura	Solo se puede romper esquivlas de la muestra con el martillo de geólogo.	>225

**b) Cálculo de la resistencia a la compresión simple**

Barton y Choubey han propuesto la siguiente fórmula para calcular la resistencia a compresión simple de la roca, partiendo del índice de rebote:

$$\text{Log}(\sigma_c) = 0,00088\gamma R + 1,01 , \text{ donde:}$$

$\sigma_c$  = resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca (MN/m<sup>2</sup>).

$\gamma$  = peso específico de la roca seca (KN/m<sup>3</sup>).

R = índice de rebote.

Para la utilización correcta de esta fórmula, el martillo debe colocarse verticalmente hacia abajo sobre una superficie horizontal, es decir, en la condición de rebote mínimo o utilizar un factor de corrección con diferentes ángulos de inclinación, ver tabla 19.

**Tabla 24 — Índice de rebote medido con matillo de Shimidt en el Crucero 10564—SW**

N° Prueba	Rebote “R”	Promedio de rebote “R”	Factor de corrección (a = 0°)	Rebote corregido “R <sub>L</sub> ”
1	34	36,20	-3,1	33,10
2	37			
3	35			
4	39			
5	38			
6	35			
7	37			
8	36			
9	34			
10	37			

Siendo la densidad promedio del pórfido Granodiorita  $\rho = 2,70 \text{ g/cm}^3$  en toda la Unidad de Producción San Andrés, considerando la gravedad de tierra ( $g = 9,81 \text{ m/s}^2$ ) el peso específico de la Diorita es:

$$\gamma = \rho * g = 2,70 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} * \frac{1\text{Kg}}{1000\text{g}} * \frac{10^6\text{cm}^3}{1\text{m}^3} * 9,81 \frac{\text{m}}{\text{s}^2} = 26,487 \text{ KN/m}^3$$

Reemplazando los valores obtenidos en la tabla 24, se tiene:

$$\text{Log}(\sigma_c) = 0,00088 * 26,487 * 33,10 + 1,01 = 1,781513336$$

$$\sigma_c = 60,46 \text{ Mpa}$$

Este valor es corroborado con el ábaco de Miller, donde se interpola los valores obtenidos para estimar la resistencia a la compresión (ver figura 45).

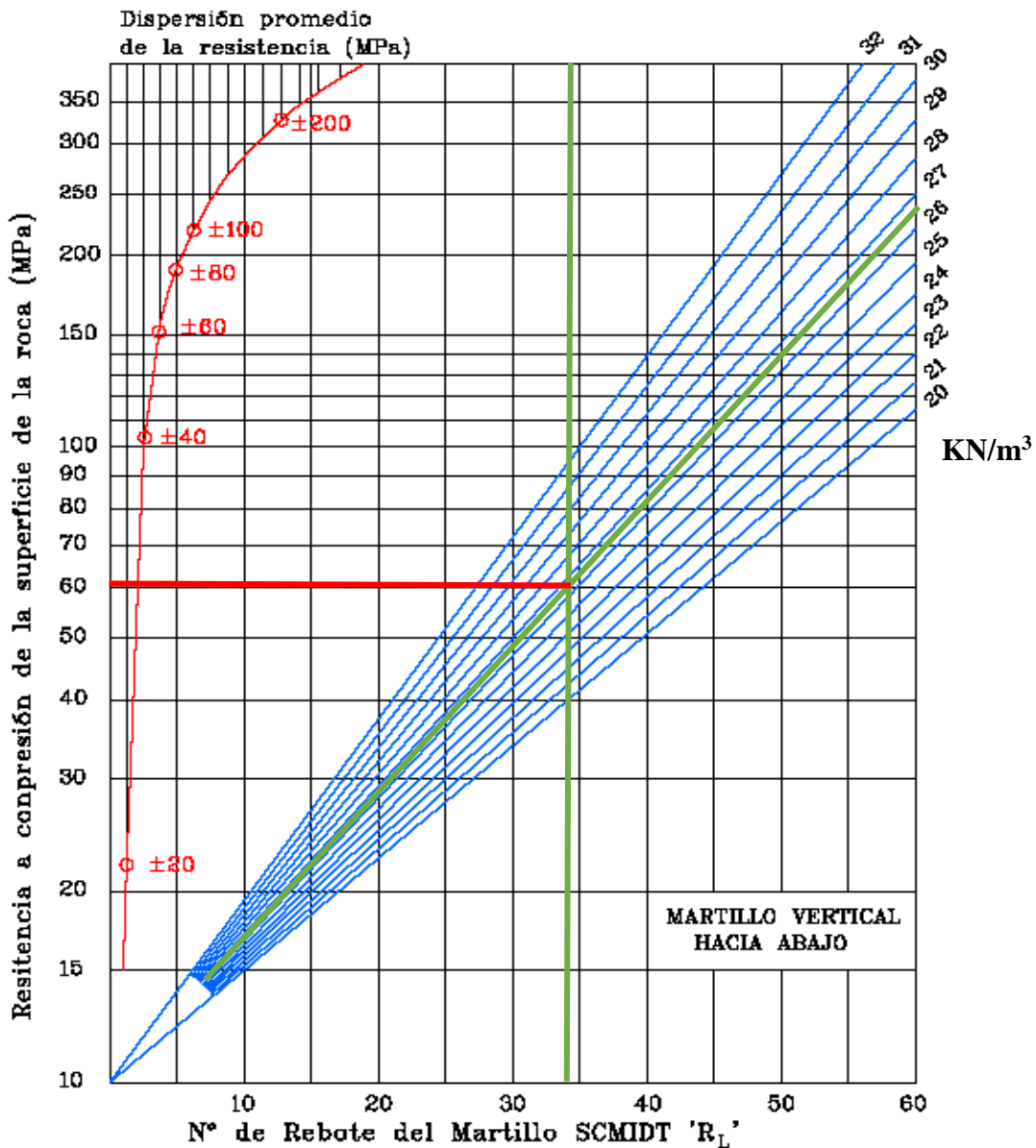


Figura 45 — Interpolación de R y  $\gamma$  en la ecuación de Barton y Choubey para obtener la resistencia a la compresión de la superficie de la roca en el Crucero 10564—SW

### c) Cálculo de RQD (Rock Quality Designation)

Para determinar el RQD en función del número de fisuras por metro lineal, en el Crucero 10564—SW se ha utilizado la siguiente fórmula matemática propuesta por Priest, y otros, (1967).

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

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{Nº de Fisuras}}{\text{SPAN}}$$

**Tabla 25 — Conteo de fisuras por metro cuadrado en el Crucero 10564—SW**

<b>N° Muestra</b>	<b>Punto topográfico</b>	<b>Numero de fisuras por metro cuadrado (<math>\lambda</math>)</b>
1	3G + 1,00 m	20
2	3G + 5,00 m	21
3	6E + 2,00 m	19
4	6E + 7,00 m	18
5	6E + 12,00 m	22
<b>Promedio</b>		<b>20</b>

Reemplazando en la fórmula matemática los valores obtenidos en la tabla 25, se obtiene:

$$RQD = 100e^{-0,1*20} * (0,1 * 20 + 1) = 100e^{-2} * (3)$$

$$RQD = 40,60 \%$$

Este valor se encuentra en el rango de 25 – 50, por tanto, es catalogado con una calidad de roca mala.

**d) Estimación del RMR (Rock Mass Rating)**

**Tabla 26 — Valoración de los parámetros geomecánicos en el Crucero 10564—SW**

Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Compresión simple	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%		
	Valor	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las discontinuidades		> 2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	6-20 cm	< 6 cm		
	Valor	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Valor	6	4	2	2	0		
Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta				
Valor	6	5	3	1	0				
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua / Pprinc	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	Valor	15	10	7	4	0			
6	Orientación de las discontinuidades		Muy desfavorable	Desfavorable	Regular	Favorable	Muy favorable		
	Valor	-12	-10	-5	-2	0			

Para calcular el valor del RMR con la tabla 26 se hace la sumatoria de los valores estimados en cada parámetro geomecánico, es decir:

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) + (6)$$

$$RMR = (7) + (8) + (10) + [(6 + 3 + 1 + 2 + 3)] + (7) + (-10)$$

$$RMR = 37$$

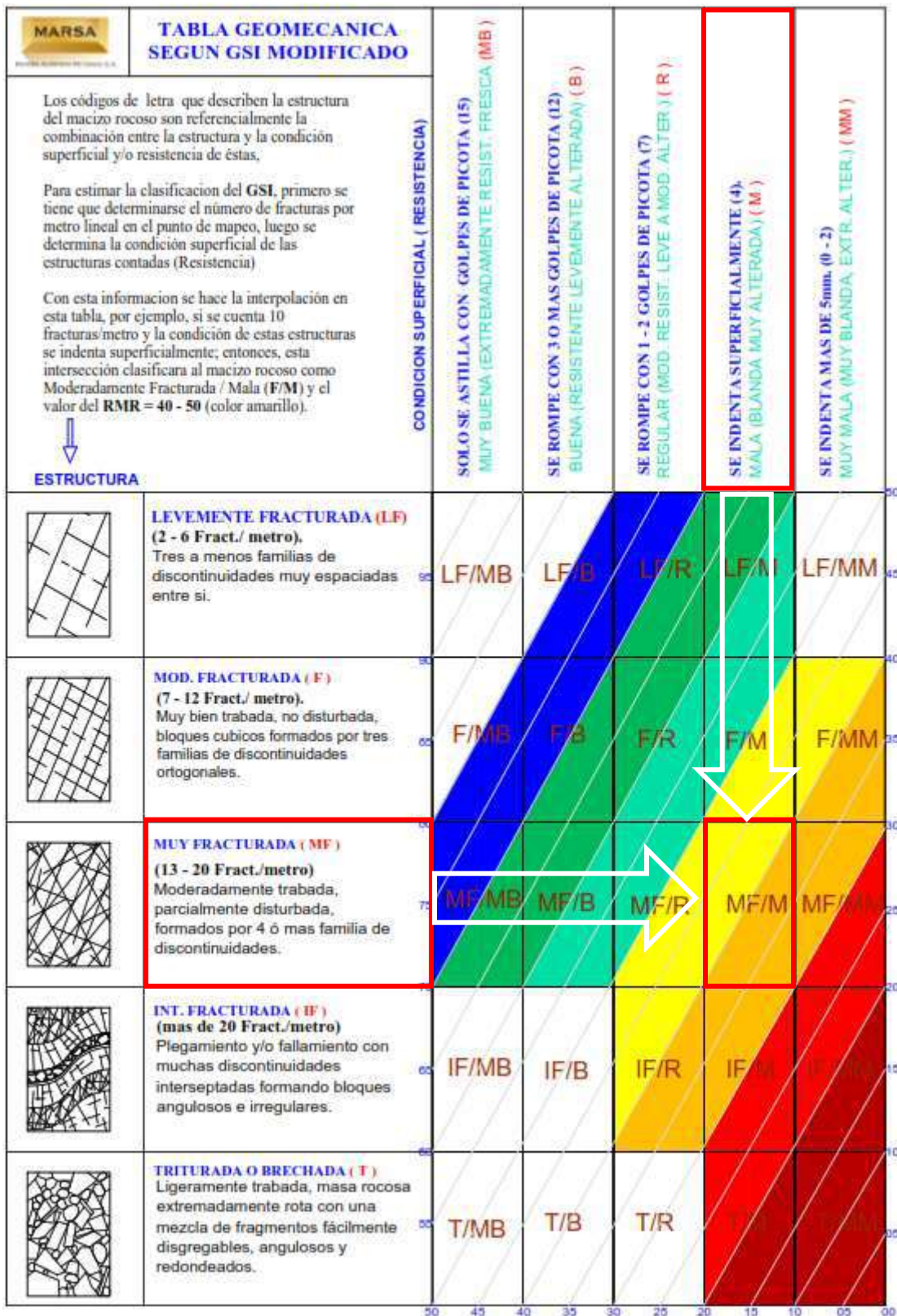


Figura 46 — Interpolación del número de fracturas/metro y la condición superficial en el Crucero 10564—SW

**e) Interpretación**

Se encuentra en roca tipo Pórfido Granodiorita, presencia cuñas en techo y hastiales, moderada argilización, con granodiorita silicificada con alto contenido de sílice (ver plano geológico local en anexos), presencia de fallas sub vertical a la labor, poca agua (húmedo), su resistencia a la compresión varía entre 50-100 MPa, según el mapeo de labores aledañas se obtuvo un RMR 31-41, catalogado de acuerdo al GSI como un macizo rocoso muy fractura mala (MF/M) como se observa en la figura 46 con presencia de la veta esperanza.

**f) Recomendación geomecánica**

De acuerdo al estudio geomecánico (ver anexo 6) se recomienda realizar desate minucioso de hastiales y corona. Colocar guarda cabeza para el armado de cuadro como pre-sostenimiento. Sostener con cuadro de madera de 8” de diámetro con todos sus elementos de soporte correspondientes, espaciados de 1,4 m a 1,50 m de luz, según estándar. Controlar voladura para evitar daño excesivo al macizo rocoso. De cambiar las condiciones Geomecánicas del macizo rocoso se reevaluará el sostenimiento.

**5.1.1.3 Tiempo de autosostenimiento y diseño de sostenimiento**

**a) Tiempo de autosostenimiento**

Un parámetro importante en la evaluación geomecánica del macizo rocoso en las excavaciones subterráneas es el tiempo de auto soporte o tiempo de autosostenimiento, la que deberá realizarse antes que se cumpla el tiempo del autosostenimiento, ésta se ve reducida cuando no se aplica voladura controlada, por lo que es necesario optimizar el proceso de voladura a fin de minimizar el daño por caída de rocas, el tiempo de auto soporte se puede estimar a partir de la figura 47, calculando previamente los siguientes parámetros.

$$\text{SPAN} = 2 * \text{ESR} * Q^{0,4}$$

Dónde:

SPAN: Luz o ancho de excavación (m)

ESR: Excavation Support Ratio (Relación de soporte de excavación)

ESR = 1,6 Para labores permanentes



ESR = 3,0 Para labores temporales

RMR = 9 ln Q + 44, Despejando Q se tiene:

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}}$$

Para la Galería 9169—S se tiene:

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}} = e^{\frac{45-44}{9}} = 1,12$$

$$SPAN = 2 * ESR * Q^{0,4} = 2 * 1,6 * 1,12^{0,4} = 3,35 \text{ m}$$

Para el Crucero 10564—SW se tiene:

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}} = e^{\frac{37-44}{9}} = 0,46$$

$$SPAN = 2 * ESR * Q^{0,4} = 2 * 1,6 * 0,46^{0,4} = 2,35 \text{ m}$$

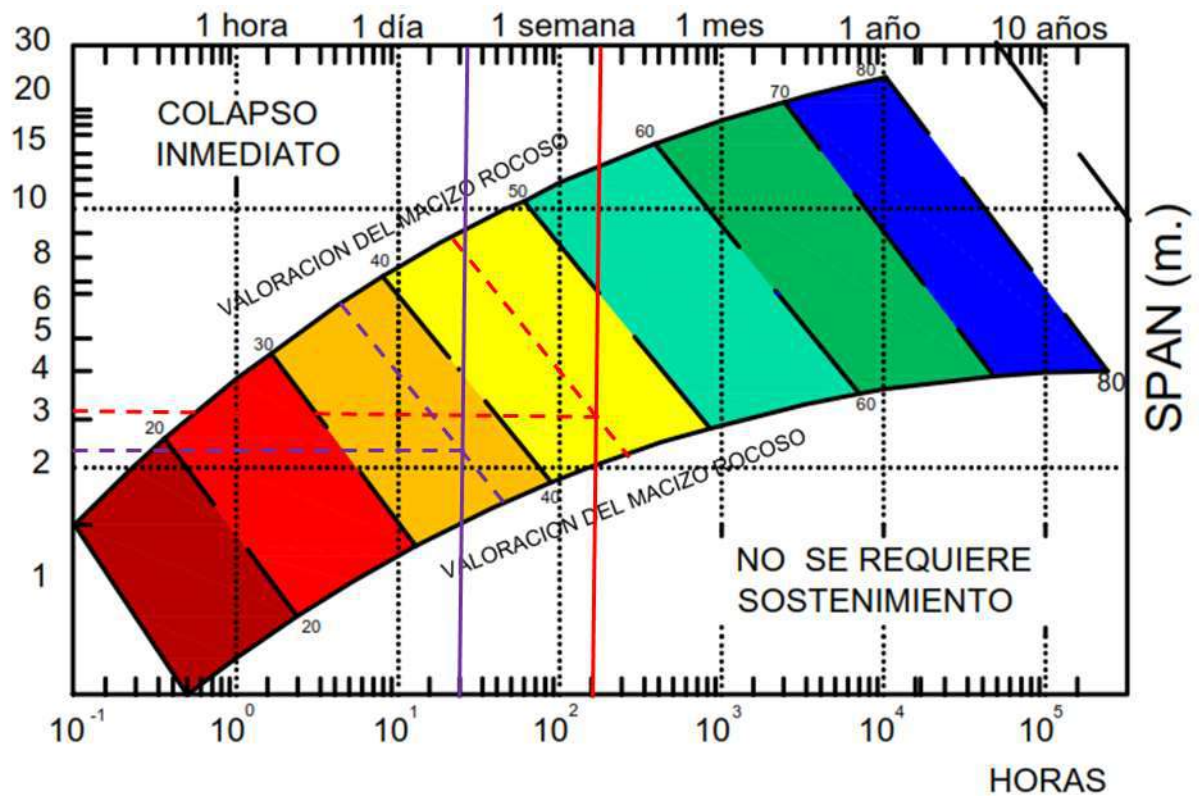


Figura 47 — Tiempo de auto soporte usando la clasificación RMR

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

Tabla 27 — Parámetros para el cálculo de tiempo de autosostenimiento

Labor	Parámetros de entrada				Tiempo de autosostenimiento
	RMR	ESR	Q	SPAN	
Gal 9169S	45	1,6	1,12	3,35	08 días y 8 horas
Xc 10564—SW	37	1,6	0,46	2,35	01 día y 5 horas



Con los resultados obtenidos en la tabla 27 se procede a interpolar los valores del RMR y SPAN para obtener el tiempo de auto soporte tanto para la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW tal como se muestra en la figura 47.

**b) Diseño de sostenimiento**

De acuerdo al DS N°024-2016-EM establece que “En la ejecución de las labores mineras horizontales, inclinadas o verticales y otras, se procederá a su sostenimiento sistemático inmediato, sobre la base de los estudios geomecánicos, antes de continuar las perforaciones en el frente de avance, aplicando el principio de labor avanzada, labor sostenida, en lo que sea aplicable”. Para tal fin es necesario estimar un tipo de sostenimiento a partir de la figura 48, para lo cual se tiene que determinar la dimensión equivalente (DE), luego de haber calculado este parámetro se efectúa las interpolaciones con los datos de la tabla 28.

$$DE = \frac{\text{Luz (ancho o altura)}}{\text{ESR}}$$

Para la Galería 9169—S se tiene:

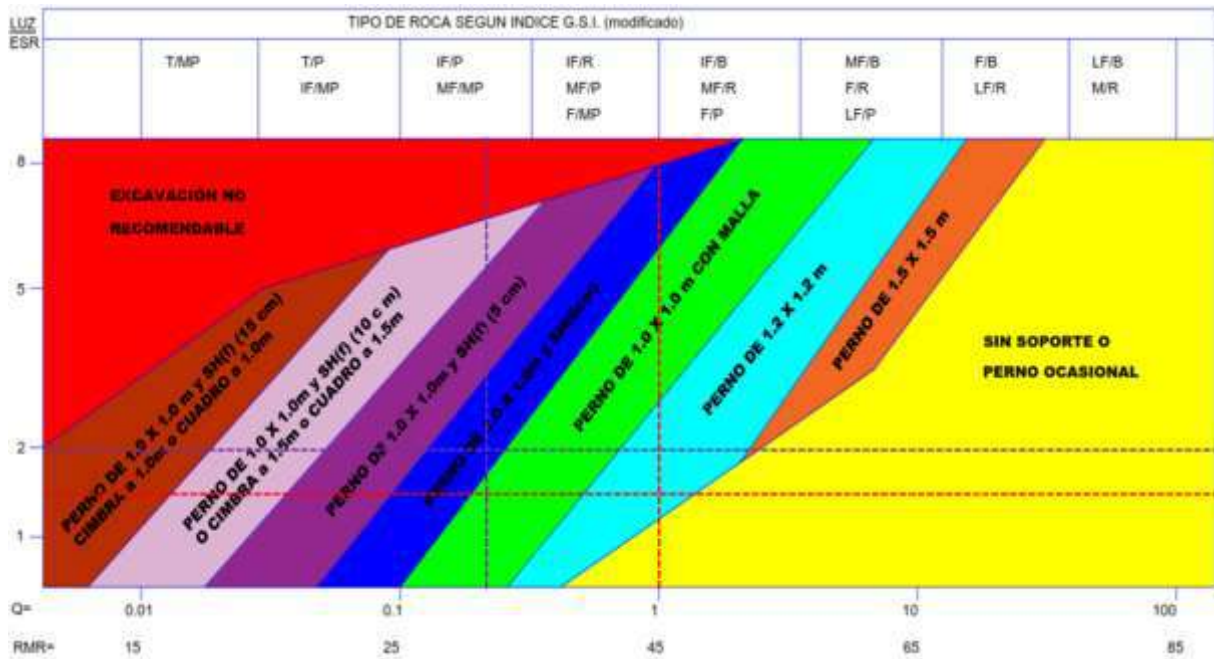
$$DE = \frac{\text{Luz (ancho o altura)}}{\text{ESR}} = \frac{2,40 \text{ m}}{1,6} = 1,50 \text{ m}$$

Para el Crucero 10564—SW se tiene:

$$DE = \frac{\text{Luz (ancho o altura)}}{\text{ESR}} = \frac{3,0 \text{ m}}{1,6} = 1,90 \text{ m}$$

**Tabla 28 — Estimación del tipo de sostenimiento teórico y práctico**

Labor	Parámetros de entrada			Sostenimiento teórico	Sostenimiento en la práctica
	RMR	ESR	DE		
Gal 9169—S	45	1,6	1,5	Perno de 1,20 m x 1,20 m	Perno de 1,0 m x 1,20 m con mala
Xc 10564—SW	37	1,6	1,9	Perno de 1,0 m x 1,0 m y shocrete de 5 cm	Cuadros de madera de 1,40 m a 1,50 m de luz



**Figura 48 — Diseño de sostenimiento para la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW**

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

### 5.1.2 Diseño de malla de perforación para reducción de costos

#### c) Cálculo de número de taladros y eficiencias de perforación

- **Formula empírica**

$$N^{\circ} \text{tal} = 10\sqrt{A * H}$$

$$N^{\circ} \text{tal} = 10\sqrt{2,4 * 2,4} = 24$$

- **Por el perímetro**

$$N^{\circ} \text{tal} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c * S)$$

Dónde:

S: dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup> (cara libre)

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = 4\sqrt{S}$$

$$P = 9,76 \text{ m}$$

dt: Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos, según la tabla 2.6 para roca intermedia es 0,6

c: coeficiente o factor de roca, para roca intermedia según tabla 2.7 es 1,5

$$N^{\circ} \text{tal} = \left(\frac{9,76}{0,6}\right) + (1,5 * 5,954)$$

$$N^{\circ} \text{tal} = 25$$

**Fórmula del geólogo**

RC: Resistencia a la compresión (kg /cm<sup>2</sup>)

S: Sección del túnel (m<sup>2</sup>)

$$N^{\circ}\text{tal} = 2,7 * \sqrt{\frac{1019,79}{2,40*2,40}}$$

$$N^{\circ}\text{tal} = 36$$

**Tabla 29 — Resumen de número de taladros con las fórmulas clásicos**

Teorías clásicas	N° Taladros	Observación
Forma empírica	24	No se adecúa a la realidad
Por el perímetro	25	No se adecúa a la realidad
Formula de geólogo	36	Adecuado al tipo de terreno en investigación

**Tabla 30 — Resumen de reporte de perforación y eficiencias de la Galería 9169—S anterior a lo propuesto por la nueva malla de perforación**

Semana	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. Perf. Promedio	Ef. Perforación real	Avance real (m)	Ef. Voladura
Semana I	Día	42,60	39,80	1,83	1,64	89,63%	1,49	90,79%
	Noche	44,00	41,00	1,83	1,63	89,20%	1,46	89,41%
Semana II	Día	43,17	40,17	1,83	1,64	89,71%	1,49	90,55%
	Noche	43,40	40,40	1,83	1,65	90,46%	1,46	88,25%
Semana III	Día	43,14	40,43	1,83	1,65	90,18%	1,43	86,90%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,39%	1,44	86,81%
Semana IV	Día	42,83	39,83	1,83	1,66	90,61%	1,43	86,10%
	Noche	42,38	39,50	1,83	1,65	90,36%	1,42	85,78%
<b>Promedio general</b>		<b>43,04</b>	<b>40,13</b>	<b>1,83</b>	<b>1,65</b>	<b>90,07%</b>	<b>1,45</b>	<b>87,94%</b>

**Tabla 31 — Resumen de reporte de perforación y eficiencias del Crucero 10564—SW anterior a lo propuesto por la nueva malla de perforación**

Semana	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. perf. Promedio	Ef. Perforación real (%)	Avance real (m)	Ef. Voladura (%)
Semana I	Día	43,33	40,67	1,83	1,64	89,42%	1,49	91,11%
	Noche	43,25	41,25	1,83	1,64	89,65%	1,48	90,41%
Semana II	Día	42,50	40,25	1,83	1,65	90,06%	1,53	92,59%
	Noche	44,50	41,83	1,83	1,65	90,10%	1,52	92,25%
Semana III	Día	43,00	41,00	1,83	1,65	90,48%	1,49	89,83%
	Noche	42,71	40,86	1,83	1,64	89,91%	1,48	90,20%
Semana IV	Día	42,33	40,33	1,83	1,64	89,90%	1,52	92,25%
	Noche	43,22	41,00	1,83	1,65	90,33%	1,50	90,53%
<b>Promedio general</b>		<b>43,13</b>	<b>40,91</b>	<b>1,83</b>	<b>1,65</b>	<b>89,98%</b>	<b>1,50</b>	<b>91,14%</b>

**d) Cálculo de burden por teoría de área de influencias**

**Tabla 32 — Datos requeridos para calcular la malla de perforación**

Parámetros	Valor	Unidad
Tipo de roca	Regular III B	-
Resistencia a la compresión de la roca ( $\sigma_c$ )	1019,79	Kg/cm <sup>2</sup>
RQD	58	-
Longitud de barra de perforación (L)	1,83	m
Longitud efectiva de perforación (L')	1,68	m
Diámetro del taladro ( $\phi_{tal}$ )	0,038	m
Eficiencia de perforación	92	%
Ancho de la galería	2,44	m
Alto de la galería	2,44	m

**Tabla 33 — Especificaciones técnicas de explosivos a utilizar**

Explosivo	RWS (%)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	Medidas (Pulgadas)	Peso/cartucho (Kg)	Velocidad de detonación (m/s)
Semexsa 65	92	1,12	7/8" x 7"	0,081	4200
Exsadit 45	46	1,02	7/8" x 7"	0,076	3400

Extraído de Ficha técnica de productos EXSA

- **Factor de seguridad (Fs)**

Los burden de ayuda, arrastre, contorno y núcleo son correlativamente crecientes al burden de arranque (ver tabla 29), por consiguiente, el factor de seguridad de cada uno de estos burden es correlativamente decreciente al factor de seguridad del arranque.

**Tabla 34 — Factor de seguridad para la distribución de los taladros**

Fs	Aplicación
2	Núcleos
3	Contornos
4	Arrastre
5	Ayuda
6	Arranque

Extraído de Nueva teoría para calcular el Burden (OJEDA, 1998)

- **Burden (Bn)**

Según el análisis de la fuerza que experimentan el taladro cargado y las fuerzas que se oponen a esta en el instante de la explosión tal como se observa en las figuras 21 y 22, resulta la siguiente expresión:

$$B_n = \phi_{tal} * \left( \frac{P_0 D_{TAL}}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

Dónde:

B<sub>n</sub> = Burden nominal (m)

S<sub>n</sub> = Espaciamiento nominal (m)

ϕ<sub>tal</sub> = Diámetro del taladro (m)

P<sub>0</sub>D<sub>tal</sub> = Presión de detonación en el taladro (Kg/cm<sup>2</sup>)

RQD = Índice de calidad de la roca

σ<sub>c</sub> = Resistencia a la compresión de la roca o mineral, (Kg/cm<sup>2</sup>)

Fs = Factor de seguridad

Bi=Bn-Dp

Bi: Burden ideal

Dp: Desviación de perforación (0,06 m)

**Tabla 35 — Explosivos utilizados en la U. P. San Andrés Marsa S.A. y las características técnicas**

Explosivo	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	Medidas (pulgadas)	Peso/cartucho (kg)	VOD m/s)	PoD Mpa	PoD Kg/cm <sup>2</sup> )
Semexa 65	1,12	7/8X7"	0,081	4200	4939,20	50366,00
Exadit 45	1,02	7/8X7"	0,0762	3400	10436,25	30059,31

Extraído de Ficha técnica de productos EXSA

$$B_n (\text{Arranque}) = \phi_{\text{tal}} * \left( \frac{P_0 D_{\text{TAL}}}{F_s * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

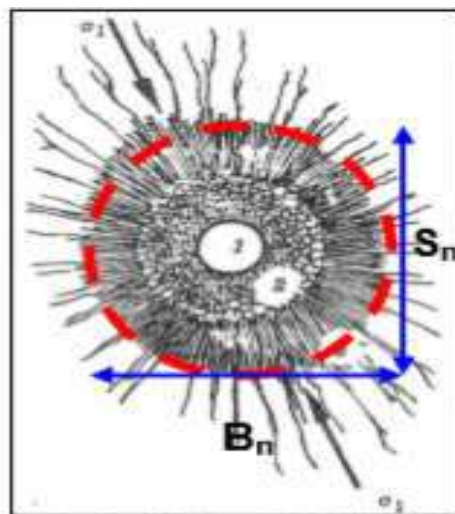
$$= 0,038 * \left( \frac{50366,00}{6 * 1019,79 * 0,58} + 1 \right)$$

$$B_n (\text{Arranque}) = 0,58 \text{ m}$$

$$B_1 = 0,58 - 0,08 = 0,50 \text{ m}$$

- **Espaciamiento (Sn)**

Según el modelo de áreas de influencia el burden es igual al espaciamiento "S" como se observa en la siguiente figura 49.



**Figura 49 — Relación de burden y espaciamiento áreas de influencia**

Extraído de nueva teoría para calcular el burden (OJEDA, 1998)

**Tabla 36 — Resultados de los burden de los taladros de frente de perforación**

Taladros	Fs	Dp (m)	Explosivos	Bn (m)	Bi (m)	Si (m)
arranque	6	0,06	Semexa 65%	0,58	0,50	0,50
Ayuda	5	0,06	Semexa 65%	0,68	0,60	0,60
Arrastre	4	0,06	Semexa 65%	0,84	0,70	0,70
Contorno	3	0,06	Exadit 45%	0,68	0,60	0,60
Núcleo	2	0,06	Semexa 65%	1,65	1,57	1,57

- **Taco mínimo “Tmin”**

$$T_{min} = \frac{e}{F_s}$$

$$e = \frac{POD_{tal} * \phi_{tal}}{2\sigma_c * RQD}$$

$$T_{min} = \frac{POD_{tal} * \phi_{tal}}{2F_s * \sigma_c * RQD}$$

**Tabla 37 — Resultados de taco mínimo de los taladros**

Taladros	Explosivos	Taco mínimo (m)
Arranque	Semexa 65%	0,27
Ayudas	Semexa 65%	0,32
Arrastre	Semexa 65%	0,40
Contorno	Exadit 45%	0,32
Núcleo	Semexa 65%	0,80
<b>Promedio</b>		<b>0,42</b>

- **Factor de carguío “Fc”**

El factor de carguío está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro,  $F_c \leq 1$

$$F_c = \frac{V_e}{V_{TAL}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cart}}{\pi * \phi_{tal}^2 * Ltal}$$

$$= \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cart}}{\phi_{tal}^2 * Ltal}$$

**Tabla 38 — Resultados de factor de carguío “Fc”**

Tipo de explosivo	Nc/tal	Ltal (m)	$\phi_{tal}$ (m)	Le (cm)	$\phi_e$ (cm)	Fc
Semexa 65%	7	1,68	0,038	0,18	0,022	0,26
Exadit 45%	4			0,18	0,022	0,14

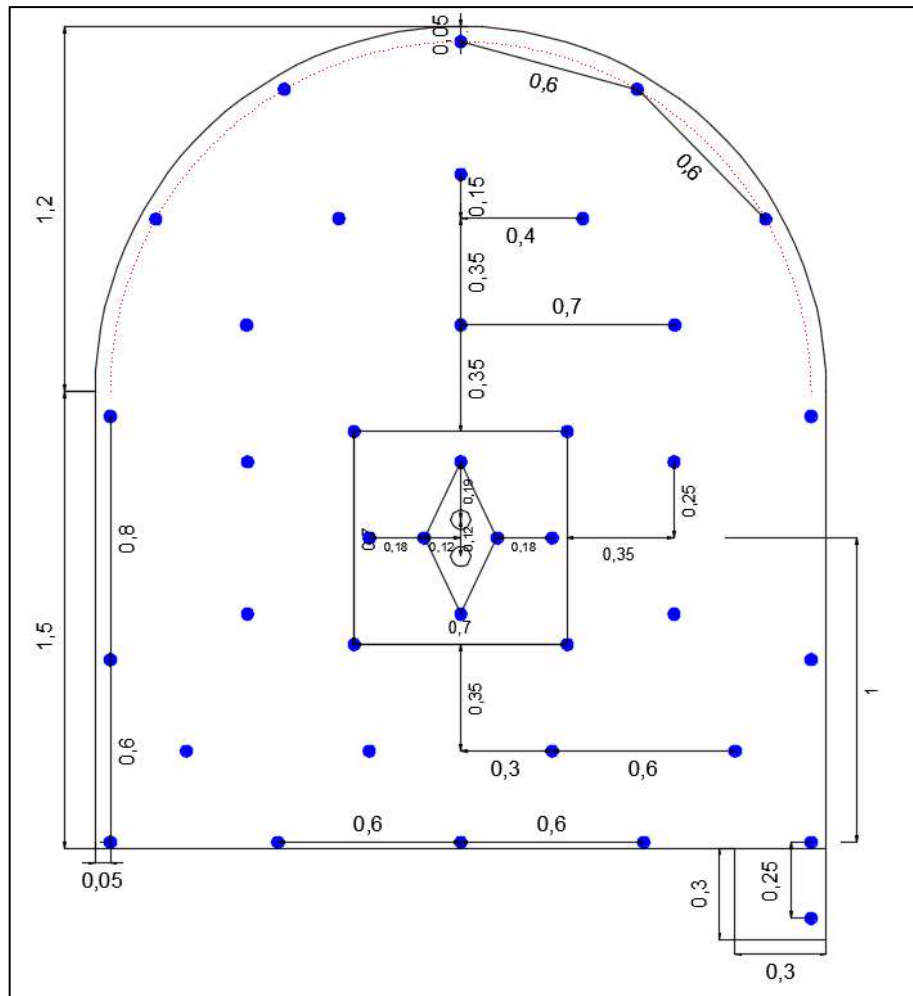


Figura 50 — Diseño de malla de perforación propuesto por U. P. San Andrés

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

Tabla 39 — Carga explosiva para tipo de roca buena de 6 pies

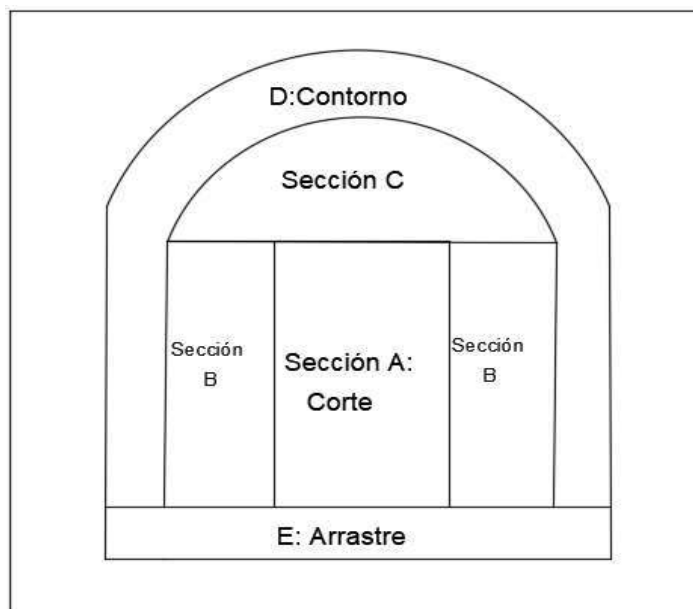
TIPO DE ROCA BUENA 6 pies							
<b>DATOS GENERALES</b>		<b>DISTRIBUCION DE CARGA</b>	<b>Nº TAL.</b>	<b>CEBO</b>		<b>COLUMNA</b>	
				<b>Cant.</b>	<b>Tipo</b>	<b>Cant.</b>	<b>Tipo</b>
SECCION (pies):	8' x 9'	ARRANQUE.	6	1	S	7	S
TIPO DE ROCA:	Buena	AYUD. ARRANQUE.	4	1	S	6	S
LONG. PERF:	6'	PRODUCCION.	5	1	S	6	S
F.P. (kg/m3):	1.86	CUADRADORES.	4	1	S	5	S
Nº TALADROS:	41	AYUD. ARRASTRE.	4	1	S	6	S
TAL. CARGADOS:	39	ARRASTRE.	5	1	S	6	S
Ø DE TALADRO:	38 mm.	AYUD. CORONA.	5	1	S	6	S
Ø DE TALADRO ALIVIO:	64 mm.	CORONA.	5	1	S	5	Ex
<b>ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS</b>		CUENTA.	1	1	S	6	S
Mecha Rapida	15 mts.						
Carmex	39 und.						
Semexsa 65% (S)	245 cart.						
Exsadit 45% (Ex)	25 cart.						
Exsablock (Eb)	0 cart.						
Nº CART.	270 cart.						

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés



### 5.1.2.1 Diseño de malla de perforación para para la Galería 9169—S

La aplicación del método de Holmberg modificado para el mejoramiento de la malla de perforación y voladura en la unidad Minera Aurífera Retamas S.A. se representa en el esquema geométrico general como se indica en la figura 51.



**Figura 51 — Secciones de perforación y voladura**

Extraído de manual de perforación y voladura de rocas (LÓPEZ, y otros, 2003)

Explosivo	RWS (%)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	Dimensiones (pulgadas)	Peso/cartucho (kg)	Velocidad de detonación (m/s)
Semexa 65	92%	1,12	7/8 x 7"	0,081	3500—4500
Exadit 45	86 %	1,02	7/8 x 7"	0,0762	3400—3600

**Figura 52 — Especificaciones técnicas de explosivos a utilizar**

Extraído de ficha técnica de productos EXSA

#### a) Avance por disparo

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0,15 + 34,1\phi_2 - 39,4\phi_2^2$$

$$L = 0,15 + 34,1(0,064) - 39,4(0,064)^2$$

$$L = 2,22 \text{ m}$$

Para determinar la longitud máxima de perforación en: Galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, se utiliza la siguiente expresión:

$$L \leq \sqrt{S}$$

Donde:

S = Área de la sección del frente

$$L \leq \sqrt{2,44 * 2,44} \text{ m}$$

$$L \leq 2,44 \text{ m}$$

Los resultados antes obtenidos permiten planificar la longitud de los taladros hasta 2,4 metros, sin embargo, la longitud de los taladros que se aplican en la presente tesis es 1,83 metros

los avances medios “X” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

$$X = 0,95 * L$$

L: Profundidad de los taladros

$$X = 1,74 \text{ m}$$

**b) Parámetros operativos obtenidos de la operación mina**

Los datos presentados en los siguientes cuadros permitirán hacer los cálculos correspondientes en el presente capítulo.

**Tabla 40 — Datos generales de la Galería 9169—S**

<b>Parámetro</b>	<b>Datos</b>	<b>Unidad</b>
Ancho (A)	2,4	m
Altura (H)	2,4	m
Desviación angular ( $\alpha$ )	0,02	(m/m)
Error de emboquille (e)	0,02	m
Desviación de los taladros de contorno ( $\delta$ )	3	grados
Longitud de barreno (L)	1,83	m
Longitud efectiva de perforación (L')	1,68	m
Diámetro de taladros de alivio ( $\phi_2$ )	64	mm
Diámetro de taladro de producción ( $\phi_1$ )	38	mm
Diámetro equivalente del taladro de alivio ( $\phi_e$ )	110	mm

Extraído de perforación y voladura – E.C.M Comiluz S.A.C en la U. P. San Andrés

**Tabla 41 — Longitud efectiva de perforación (L') obtenido de las mediciones directas de los taladros de varias guardias Galería 9169—S**

Semana	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. Perf. Promedio (m)	Ef. Perforación real (%)	Avance real (m)	Ef. Voladura (%)
Semana I	Día	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,60	95,10%
	Noche	38	36	1,83	1,68	92,11%	1,60	94,98%
Semana II	Día	38	36	1,83	1,68	92,05%	1,59	94,65%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,14%	1,60	94,66%
Semana III	Día	37	35	1,83	1,69	92,17%	1,60	94,80%
	Noche	39	36	1,83	1,68	92,12%	1,59	94,38%
Semana IV	Día	37	35	1,83	1,68	92,07%	1,61	95,56%
	Noche	37	35	1,83	1,68	92,07%	1,61	95,32%
<b>Promedio general</b>		<b>37</b>	<b>35</b>	<b>1,83</b>	<b>1,68</b>	<b>92,11%</b>	<b>1,60</b>	<b>95,01%</b>

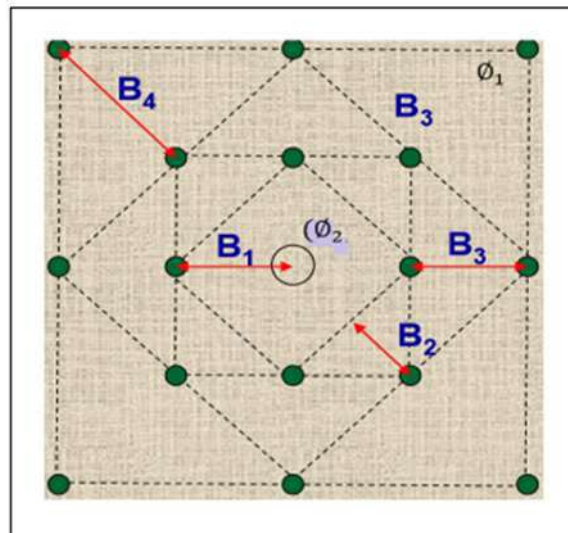
**Tabla 42 — Parámetros geomecánicos de la roca Galería 9169—S**

Propiedades	Datos
Tipo de roca	Regular (III B)
Resistencia a la compresión simple (Mp)	50 – 100
Densidad de roca (Tn/m <sup>3</sup> )	2,7
Índice de calidad de roca (RQD)	58
RQD equivalente (ERQD)	54
Rock Mass Rating (RMR)	45
Factor de volabilidad (Kv)	0,91
Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades de la roca (JSF)	0,9 (Roca regular)

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

**c) Cálculo de los taladros de la sección A (corte)**

Se calcula el burden (B<sub>1</sub>, B<sub>2</sub>, B<sub>3</sub> y B<sub>4</sub>) de las cuatro secciones como se ilustra en la figura 53.



**Figura 53 — Esquema geométrico de burden cuatro secciones para taladros de corte**

Extraído de manual perforación y voladura de rocas (LÓPEZ, y otros, 2003)

### Sección I

- **Cálculo de burden (B1)**

$$B1 = 1,7\phi_2 - EP = 1,7\phi_2 - (\alpha * L + e)$$

Dónde:

EP= Error de perforación (m).

$\alpha$  = Desviación angular (m/m).

L = Profundidad de los taladros (m).

e = Error de emboquille (m).

La longitud máxima de perforación para una sección de 8x8 (pies) es 2,44 m, la longitud de la barra de perforación que se utiliza es de 6 pies que equivale a 1,83 m. En el cual se produce el error de perforación.

$$E_p = 0,02 * 1,83 + 0,02 = 0,06 \text{ m}$$

Para calcular el burden (B1) se necesita ajustar con factor de volabilidad ( $K_v$ ) determinado para cada tipo de roca. Por lo tanto, la nueva fórmula para calcular burden es:

$$B_1 = 1,7\phi_2(K_v + 1) - E_p$$

(BORQUEZ , 1981), determina el factor de volabilidad  $K_v$  de la fórmula de Pearce para calcular la piedra a partir de RQD corregido por un constante de alteración que tiene en cuenta la resistencia de

las discontinuidades en función de apertura de estas y el tipo de relleno. La ERQD se calcula con la siguiente expresión.

$$ERQD = JSF * RQD$$

El valor de JSF es 0,9 para una roca regular o media según la tabla 43

**Tabla 43 — Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades**

Estimación de calidad de roca	JSF
Alta	1,0
Media	0,9
Baja	0,8
Muy baja	0,7

Extraído de manual de perforación y voladura de rocas (LÓPEZ, y otros, 2003)

$$ERQD = JSF * RQD$$

$$ERQD = 0,9 * 63 = 32$$

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(ERQD)$$

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(57) = 0,86$$

$$B_1 = 1,7\phi_2(K_v + 1) - E_p$$

$$B_1 = 1,7 * 0,064(0,86 + 1) - 0,06$$

$$B_1 = 0,14 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de carga explosiva ( $q_1$ )**

$$q_1 = 55\phi_1 \left[ \frac{B}{\phi_2} \right]^{1.5} * \left[ B - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[ \frac{C}{0,4} \right] * \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\phi_1$  = Diámetro de perforación de producción (m)

$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden (m)

C = Constante de roca (referido para el consumo de explosivo, Kg/m<sup>3</sup>). (LÓPEZ, y otros, 2003). el valor de C = 0,2 – 0,3 Kg/m<sup>3</sup>.

Para un índice de volabilidad de 80 — 85, para calcular  $q_1$  se utiliza el promedio de ambos que es de  $0,25 \text{ Kg/m}^3$

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO, utilizaremos Semexsa de 65%,  $RWS_{ANFO} = 0,92$  como se indica en la tabla 44

$$q_1 = 55 * 0,038 \left[ \frac{0,14}{0,066} \right]^{1,5} * \left[ 0,14 - \frac{0,066}{2} \right] * \left[ \frac{0,25}{0,4} \right] * \frac{1}{0,92}$$

$$q_1 = 0,47 \text{ Kg/m}$$

**Tabla 44 — Concentración lineal de carga explosiva (utilizando los tipos de explosivos)**

Tipo de explosivo	q (kg/m)
Gelatinas 75%	0,46
Semigelatina 65%	0,47
Pulverulento 45%	0,50

- **Longitud de taco (T)**

$T = 10 * \phi_p$  Según Carlos y Emilio López Jimeno, voladura en túneles y galerías

$$T = 10 * 0,038 = 0,38 \text{ m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_C$ )**

$$L_C = q_1 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_C = 0,47 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,55 \text{ Kg/tal}$$

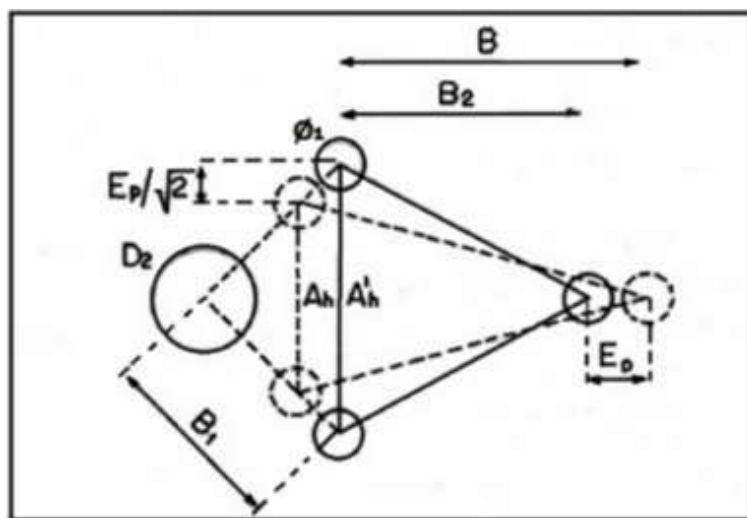
- **Número de cartuchos/taladro ( $N_C$ )**

$$N_C = L_C / \text{peso del explosivo por cartucho}$$

$$N_C = \frac{0,55 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 6,79 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 7 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

## Sección II

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “Ah” (ver figura 54) y que se conocen las concentraciones lineales de carga “ $q_1$ ”



**Figura 54 — Influencia en la desviación de los barrenos**

Extraído de manual de perforación y voladura de rocas (LÓPEZ, y otros, 2003)

- El valor del burden ( $B_2$ ) se calculará a partir de la siguiente expresión

$$B_2 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_h * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 54 la superficie libre “ $A_h$ ” difiere de la distancia “ $A'h$ ” en la primera sección, por lo que:

$$A_h = \sqrt{2} * (B_1 - E_p)$$

Sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B_2 = 10,5 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

Donde:

$B_2$  = Burden

$B_1$  = Burden inicial

$\phi_1$  = Diámetro de taladros de producción

$C$  = Constante de roca (referido para el consumo de explosivo,  $kg/m^3$ )

$E_p$  = Error de perforación

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico ( $B'_2$ ).

$$B'_2(\text{práctico}) = B - E_p$$

$$B_2 = 10,5 * 10^{-2} \sqrt{\frac{(0,14 - 0,06) * 0,47 * 0,92}{0,038 * 0,3}}$$

$$B_2 = 0,18 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_2$ )**

$$q_2 = \frac{540\phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_2 = \frac{540 * 0,038 * 0,2 * A_h}{0,92}$$

$$A_h = \sqrt{2} * (B_1 - E_p)$$

$$A_h = \sqrt{2} * (0,14 - 0,06) = 0,11 \text{ m}$$

$$q_2 = 0,49 \text{ kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_C$ )**

$$L_C = q_2 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_C = 0,49 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,57 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos/taladro ( $N_C$ )**

$$N_C = L_C / \text{peso del explosivo por cartucho}$$

$$N_C = \frac{0,57 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 7,03 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 7 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

### Sección III

- **Burden en el tercer cuadrante ( $B_3$ )**

$$B_3 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

Para esta sección el valor de C utilizado es 0,3

$$A'_3 = A_2 - E_p$$

$$A_2 = \sqrt{2} * \left( B_2 + \frac{A_1}{2} \right)$$

$A_2$  : Apertura del segundo cuadrante (m)

$$A_1 = B_1 * \sqrt{2} \text{ Manual práctico de voladura (EXSA, S.A, 2008)}$$

$A_1$  : Apertura del primer cuadrante (m)

$$A_1 = B_1 * \sqrt{2} = 0,14 * \sqrt{2} = 0,198 \text{ m}$$

$$A_2 = \sqrt{2} * \left( B_2 + \frac{A_1}{2} \right) = \sqrt{2} * \left( 0,18 + \frac{0,198}{2} \right) = 0,38 \text{ m}$$

$$A'_3 = A_2 - E_p = 0,38 - 0,06 = 0,30 \text{ m}$$



$$B_3 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * C}}$$

$$= 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0,30 * 0,47 * 0,92}{0,038 * 0,3}}$$

$$B_3 = 0,30 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_3$ )**

Se considera el mismo que el  $q_2$

$$q_3 = 0,49 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_C$ )**

$$L_C = q_3 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_C = 0,49 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,57 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos/taladro ( $N_C$ )**

$N_C = L_C / \text{peso del explosivo por cartucho}$

$$N_C = \frac{0,57 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 7,03 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 7 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

- **Apertura del tercer cuadrángulo ( $A_3$ )**

$$A_3 = \sqrt{2} * \left( B_3 + \frac{A_2}{2} \right)$$

$$A_3 = \sqrt{2} * \left( B_3 + \frac{A_2}{2} \right) = \sqrt{2} * \left( 0,30 + \frac{0,38}{2} \right) = 0,69 \text{ m}$$

#### Sección IV

- **Burden en el cuarto cuadrante ( $B_4$ )**

$$B_4 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_4 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * C}}$$

$$A'_4 = A_3 - E_P$$

$$A'_4 = A_3 - E_P = 0,69 - 0,06 = 0,63 \text{ m}$$

$$B_4 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_4 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * C}}$$

$$= 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0,63 * 0,47 * 0,92}{0,038 * 0,3}}$$

$$B_4 = 0,43 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_4$ )**

Se considera el mismo que el  $q_2$

$$q_4 = 0,49 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_c$ )**

$$L_c = q_4 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_c = 0,49 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,57 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos/taladro ( $N_c$ )**

$$N_c = \frac{0,57 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 7,03 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 7 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

- **Apertura del cuarto cuadrángulo**

$$A_4 = \sqrt{2} * \left( B_4 + \frac{A_3}{2} \right)$$

$$A_4 = \sqrt{2} * \left( B_4 + \frac{A_3}{2} \right) = \sqrt{2} * \left( 0,43 + \frac{0,69}{2} \right) = 1,09 \text{ m}$$

Observación: En la sección A, para calcular el burden y concentración lineal de explosivo se ha utilizado el valor de C igual a 0,3 y 0,2 respectivamente.

**d) Cálculo de los taladros de arrastre**

- **Burden de arrastres ( $B_a$ )**

$$B_a = 0,9 * \sqrt{\frac{q_a * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

Dónde:

$f$  = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

$\left(\frac{S}{B}\right)$  = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida, tiene 2 condiciones

$$\bar{C} = C + 0,05 \text{ para burden } \geq 1,4 \text{ m, condición (1)}$$

$$\bar{C} = C + \frac{0,05}{B} \text{ para burden } < 1,4 \text{ m, condición (2)}$$

$$C = 0,3$$

NOTA: La condición que debe cumplir el burden es que:

$$B \leq 0,6 * L, L = 1,83 \text{ m, entonces:}$$

$$B \leq 0,6 * 1,83 = 1,1 \text{ m}$$

$B \leq 1,1 \text{ m} < 1,4 \text{ m}$ , sujeto a la segunda condición

$$\bar{C} = C + \frac{0,05}{B} = 0,30 + \frac{0,05}{1,1} = 0,35$$

### Concentración lineal de cargar $q_a$

Para calcular la concentración lineal del explosivo se propone utilizar Semexsa 65%. Y con la siguiente expresión matemática:

$$q_a = \frac{540\phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_a = \frac{540 * 0,038 * 0,2 * 0,11}{0,92}$$

$$q_a = 0,49 \text{ Kg/m}$$

$$B_a = 0,9 * \sqrt{\frac{q_a * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}} = 0,9 * \sqrt{\frac{0,49 * 0,92}{0,35 * 1,45 * 1}}$$

$$B_a = 0,80 \text{ m}$$

- **Número de taladros (N° tal.)**

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \frac{A_t + 2L' * \text{sen } \delta}{B_{\text{max}}} + 2$$

Donde:

$A_t$  = Ancho de túnel (m)

$L'$  = Longitud efectiva de perforación (m)

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \frac{A_t + 2L' * \text{sen } \delta}{B_{\text{max}}} + 2$$

$$= \frac{2,44 + 2 * 1,68 * \text{sen } 3^{\circ}}{0,80} + 2 = 5,26 \approx 5$$

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = 5 \text{ tal.}$$

- **Espaciamiento ( $S_A$ )**

$$S_A = \frac{4 + 2L' * \text{sen } \delta}{N^{\circ}_{\text{tal.}} - 1}$$

$$S_A = \frac{4 + 2 * 1,68 * \text{sen } 3^{\circ}}{5 - 1} = 1,04 \text{ m}$$

- **Espaciamiento práctico en las esquinas ( $S'_A$ )**

$$S'_A = S_A - L' * \text{sen } \delta$$

$$S'_A = 1,04 - 1,68 * \text{sen } 3^{\circ} = 0,95 \text{ m}$$

- **El burden práctico “ $B'_a$ ”**

Se obtiene a partir de:

$$B'_a = B_a - L' * \text{sen}\delta - E_p$$

$$B'_a = 0,80 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ - 0,06 = 0,65 \text{ m}$$

- **Longitud de carga (Lc)**

$$L_C = L' - T$$

$$L_C = 1,68 - 0,38 = 1,30 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos por taladro**

$$N^{\circ}_{\text{cart.}} = \frac{q * L_c}{\text{peso de un cart.}} * 0,80$$

$$= \frac{0,49 * 1,30}{0,081} * 0,80 = 6,29 \approx 6$$

$$N^{\circ}_{\text{cart.}} = 6$$

e) **Cálculo de los taladros de contorno**

Se debe tomar en consideración la distribución de la energía para cada sección de rotura expuesta en la tabla 45

**Tabla 45 — Distribución de la energía explosiva (DE)**

Usando el concepto de la distribución de energía (DE)		
DE	90-95 %	Taladros de arranque
DE	80-85 %	Taladros de ayuda
DE	70-75 %	Otros taladros
DE	80%	Taladros de piso
DE	50%	Taladros en corona y hastiales

Extraído de manual de perforación y voladura de rocas (LÓPEZ, y otros, 2003)

**Techo**

- **Espaciamiento (S)**

$$S = k * \varnothing_1 \quad (\text{m})$$

$$k = 15 \text{ a } 16$$

$$\varnothing_1 = 0,038 \text{ mm}$$

Factor de fijación (f): Generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

Si en la excavación no se precisa una voladura de contorno o de recorte, entonces  $\left(\frac{S}{B}\right)$  debe ser 1,25

$$S = 15 * 0,038 = 0,61 \text{ m}$$

- **Burden (Bt)**

$$B_t = \frac{S}{1,25}$$

$$B_t = \frac{0,60}{1,25} = 0,50 \text{ m}$$

- **Burden práctico (B't)**

$$B'_t = B_t - L' * \text{sen}\delta - E_p$$

$$B'_t = 0,50 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ - 0,06 = 0,35 \text{ m}$$

- **Número de taladros**

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \left(\frac{A_t}{S} + 2\right) * 0,7$$

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \left(\frac{2,44}{0,60} + 2\right) * 0,7 = 4,25 \approx 5 \text{ tal}$$

- **Concentración de carga mínima en voladura controlada**

$$q_t = 90 * \varnothing_1^2$$

$$q_t = 90 * 0,038^2 = 0,13 \text{ Kg/m}$$

Otra expresión matemática para calcular la concentración lineal de explosivo es la siguiente:

$$q_t = \frac{540 * \varnothing_1 * C * A_h}{RWS_{\text{ANFO}}}$$

$$q_t = \frac{540 * 0,038 * 0,2 * 0,11}{0,86}$$

$$q_t = 0,52 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro (Lc)**

$$L_c = q_2 * (L' - T) * 0,5$$

$$L_c = 0,52 * (1,68 - 0,38) * 0,5 = 0,34 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos por taladro (Nc)**

$$N_c = \frac{L_c}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,34}{0,076} = 4,47 \approx 4$$

$$N_c = 4 \text{ cart.}$$

### Hastiales

- **Burden ( $B_h$ )**

Con la siguiente fórmula matemática se calcula el burden máximo

$$B_h = 0,9 * \sqrt{\frac{q_h * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

$$f = 1,45$$

$$\frac{S}{B} = 1,25$$

La potencia relativa en peso referido al ANFO de Semexsa 65 % es 0,92

$$q_t = \frac{540 * \phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}} = \frac{540 * 0,038 * 0,2 * 0,11}{0,92}$$

$$q_t = 0,49 \text{ Kg/m}$$

$$B_h = 0,9 * \sqrt{\frac{q_h * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}} = 0,9 * \sqrt{\frac{0,49 * 0,92}{0,35 * 1,45 * 1,25}}$$

$$B_h = 0,76 \text{ m}$$

- **Burden práctico ( $B'_h$ )**

$$B'_h = B_h - L' * \text{sen}\delta - E_p$$

$$B'_h = 0,76 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ - 0,06 = 0,61 \text{ m}$$

$$B'_h = 0,61 \text{ m}$$

- **Número de taladros**

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \left( \frac{A_d}{B_h * \frac{S}{B}} + 2 \right) * DE$$

$$A_d = H_d - B'_h - B'_t$$

Donde:

$B'_h$  = Burden práctico del hastial

$B'_t$  = Burden práctico del techo

$A_d$  = Área disponible para la perforación, para calcular el  $A_d$  es importante conocer la altura de arco de la labor, en la U. P. San Andrés esta entre 0,9 a 1,0 metros.

Altura disponible:  $H_d = H - \text{altura del arco}$

$$H_d = 2,44 - 0,9 = 1,54 \text{ m}$$

$$A_d = H_d - B'_h - B'_t = 1,54 - 0,61 - 0,35 = 0,58 \text{ m}$$

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \left( \frac{A_d}{B_h * \frac{S}{B}} + 2 \right) * DE = \left( \frac{0,58}{0,76 * 1,25} + 2 \right) * 0,50$$

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = 2$$

En tanto será 4 taladros para ambos hastiales

- **Espaciamiento (S)**

$$S_h = \frac{A_d}{N^{\circ}_{\text{tal.}}} = \frac{0,58}{2}$$

$$S_h = 0,3 \text{ m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro (L<sub>C</sub>)**

$$L_C = q_2 * (L' - T) * 0,7$$

$$L_C = 0,49 * (1,68 - 0,38) * 0,7 = 0,45 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos por taladro (N<sub>C</sub>)**

$$N_C = \frac{L_C}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,45}{0,081} = 5,55 \approx 6$$

$$N_C = 6 \text{ cart.}$$

**f) Cálculo de los taladros de núcleo**

**Sección "B"**

Datos requeridos:

Apertura del cuarto cuadrante = 1,09m

Burden práctico de los taladros de hastiales (B'h) = 0,61 m

Ancho de la labor = 2,44 m

- **Burden máximo (B<sub>max</sub>)**

$$B_{\text{max}} = 0,9 * \sqrt{\frac{q_B * RWS_{\text{ANFO}}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

$$f = 1,45$$

$$\frac{S}{B} = 1,25$$

$$q_B = 0,47 \text{ Kg /m}$$

$$B_{\text{max}} = 0,9 * \sqrt{\frac{q_B * RWS_{\text{ANFO}}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}} = 0,9 * \sqrt{\frac{0,47 * 0,92}{0,35 * 1,45 * 1,25}}$$

$$B_{\text{max}} = 0,70 \text{ m}$$

- **Burden práctico ( $B'_B$ )**

$$B'_B = B_{\max} - L' * \text{sen} \delta - E_p$$

$$B'_B = 0,70 - 1,68 * \text{sen} 3^\circ - 0,06 = 0,55 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_B$ )**

$$q_B = 0,47 \text{ Kg /m}$$

- **Número de taladros ( $N^\circ \text{ tal.}$ )**

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \frac{A_t + 2L' * \text{sen} \delta}{B_{\max}} + 2$$

$$A_t = \text{Ancho del túnel (m)}$$

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \frac{A_t + 2L' * \text{sen} \delta}{B_{\max}} + 2$$

$$= \frac{2,44 + 2 * 1,68 * \text{sen} 3^\circ}{0,70} + 2 = 5,74 \approx 6$$

$$N^\circ_{\text{tal.}} = 6 \text{ tal.}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_c$ )**

$$L_c = q_B * (L' - T) * 0,7$$

$$L_c = 0,47 * (1,68 - 0,38) * 0,7 = 0,43 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos por taladro ( $N_c$ )**

$$N_c = \frac{L_c}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,43}{0,081} = 5,31 \approx 6$$

$$N_c = 6 \text{ cart.}$$

### Sección “C”

Se calcula igual que la sección “B”

- **Burden máximo ( $B_{\max}$ )**

$$B_{\max} = 0,70 \text{ m}$$

- **Burden práctico ( $B'_C$ )**

$$B'_C = 0,55 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_C$ )**

$$q_C = 0,47 \text{ Kg /m}$$

- **Número de taladros ( $N^\circ \text{ tal.}$ )**

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \left( \frac{A_d}{B_{\max} * \frac{S}{B}} + 2 \right) * 0,9$$



**Área disponible (A<sub>d</sub>)**

$$A_d = H - A_4 - B_a - B_t \text{ (m)}$$

$$H = 2,44 \text{ m (Altura de la labor)}$$

$$A_4 = 1,04 \text{ m (Apertura del cuarto cuadrante)}$$

$$B_a = 0,50 \text{ m (Burden práctico de arrastre)}$$

$$B_t = 0,30 \text{ m (Burden práctico del techo)}$$

$$A_d = 2,44 - 1,09 - 0,65 - 0,35 = 0,4 \text{ m}$$

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \left( \frac{A_d}{B_{\text{max}} * \frac{S}{B}} + 2 \right) * 0,9 = \left( \frac{0,44}{0,70 * 1} + 2 \right) * 0,9$$

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = 3$$

• **Número de cartuchos por taladro (N<sub>c</sub>)**

$$L_c = q_B * (L' - T) * 0,7$$

$$L_c = 0,47 * (1,68 - 0,38) * 0,7 = 0,43 \text{ Kg/tal}$$

$$N_c = \frac{L_c}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,43}{0,081} = 5,31 \approx 5$$

$$N_c = 5 \text{ cart.}$$

**Tabla 46 — Resultados del cálculo para el diseño de malla de perforación y voladura**

Secciones		B' (m)	S(m)	N° tal.	Nc/tal.	Explosivos
Sección A	Sección I	0,14		4	7	Semexsa 65 %
	Sección II	0,18		4	7	Semexsa 65 %
	Sección III	0,30		4	7	Semexsa 65 %
	Sección IV	0,43		4	7	Semexsa 65%
Arrastres		0,65	0,9	4	6	Semexsa 65%
Contorno	Techo	0,35	0,6	5	4	Exadit 45%
	Hastiales	0,61	0,3	4	6	Semexsa 65%
Núcleo	Sección B	0,55		2	6	Semexsa 65%
	Sección C	0,55		3	5	Semexsa 65%
Taladro para cuneta				1	6	Semexsa 65%

**Nota:** Se incluye 6 cartuchos de explosivo para la cuneta

**g) Factor de carga (FC)**

**Tabla 47 — Factor de carga/disparo**

<b>Explosivo</b>	<b>Nc/Disparo</b>	<b>Peso. (kg)</b>	<b>Consumo (kg)</b>	<b>Volumen</b>	<b>FC (kg/m<sup>3</sup>)</b>
Semexsa 65%	223	0,081	18,06	10 m <sup>3</sup>	1,96
Exadit 45%	20	0,0762	1,52		
Consumo total			19,10		

El diseño de la malla de perforación es la distribución espacial de los taladros dentro de la sección transversal de una labor de 8x8 pies, el diseño se realiza en base a los parámetros calculados por el método de Holmberg como: Burden, espaciamiento, número de taladros, concentración lineal de los explosivos y el número de cartuchos por taladro en las secciones correspondientes.

En este contexto es importante señalar algunas variaciones permisibles con respecto a los parámetros calculados y la distribución de los taladros en la parte de práctica, quiere decir en la presente tesis se ha realizado algunos ajustes con la finalidad de ubicar los taladros en la sección completa de la labor y su respectiva carga de explosivo, estos ajustes se aclaran en el siguiente cuadro:

**Tabla 48 — Ajustes de los resultados obtenidos**

<b>Parámetros que se realizó los ajustes</b>		<b>Consideración para el diseño</b>	<b>Justificación</b>
Techo	Espaciamiento	0,7 m	Criterio de distribución
	Burden	0,5 m	Burden teórico
Espaciamiento en arrastre		0,8 m	Criterio de distribución
Burden de sección C		0,6 m	Promedio de burden máximo y práctico (0,55 – 0,7)

**Tabla 49 — Datos para diseñar la malla de perforación**

<b>Tipo de roca</b>	<b>Regular IIB</b>
Sección (pies)	8 x 8
Número de taladros perforados	38
N°. Taladros cargados (38 mm)	35
N°. Taladros de alivio (64 mm)	03

El diseño de malla de perforación propuesto para la Galería 9169–S se muestra anexo de planos adjuntos donde se detalla el diseño geométrico con la distribución de taladros con los datos obtenidos.

**5.1.2.2 Diseño de malla de perforación para el Crucero 10564–SW**

**a) Parámetros operativos obtenidos de la operación mina**

**Tabla 50 — Datos generales de la Crucero 10564–SW**

<b>Parámetro</b>	<b>Datos</b>	<b>Unidad</b>
Ancho (A)	2,40	m
Altura (H)	2,40	m
Desviación angular ( $\alpha$ )	0,03	m/m
Error de emboquille (e)	0,03	m
Desviación de los taladros de contorno ( $\delta$ )	3	grados
Longitud de barreno (L)	1,83	m
Longitud efectiva de perforación (L')	1,68	m
Diámetro de taladro de alivio ( $\varnothing 2$ )	64	mm
Diámetro de taladro de producción ( $\varnothing 1$ )	38	mm
Diámetro equivalente del taladro de alivio ( $\varnothing e$ )	110	mm

Extraído de perforación y voladura – E.C.M Comiluz S.A.C en la U. P. San Andrés

**Tabla 51 — Resumen de longitud efectiva de perforación (L') obtenido de las mediciones directas de los taladros de varias guardias Crucero 10564—SW**

Semana	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. Perf. Promedio	Ef. perforación real (%)	Avance real (m)	Ef. Voladura (%)
Semana I	Día	38	36	1,83	1,69	92,16%	1,63	96,72%
	Noche	38	36	1,83	1,68	91,91%	1,60	95,02%
Semana II	Día	38	36	1,83	1,68	92,06%	1,60	94,93%
	Noche	38	36	1,83	1,68	92,03%	1,59	94,32%
Semana III	Día	37	35	1,83	1,69	92,14%	1,61	95,55%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,60	94,66%
Semana IV	Día	38	36	1,83	1,68	91,96%	1,60	94,97%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,24%	1,60	94,85%
<b>Promedio general</b>		<b>38</b>	<b>36</b>	<b>1,83</b>	<b>1,68</b>	<b>92,07%</b>	<b>1,60</b>	<b>95,03%</b>

**Tabla 52 — Parámetros geomecánicos de la roca Crucero 10564—SW**

Propiedades	Datos
Tipo de roca	Mala (IV A)
Resistencia a la compresión simple (Mp)	50 - 100
Densidad de roca (Tn/m <sup>3</sup> )	2,70
Índice de calidad de roca (RQD)	40
RQD equivalente (ERQD)	32
Rock Mass Rating (RMR)	37
GSI (Geological Strength Index)	30
Factor de volabilidad (Kv)	1,10 - 0,99
Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades de la roca (JSF)	0,8 (roca mala)

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés

**b) Cálculo del burden de la sección A**

Al igual que para la Galería 9169—S se calcula el burden de las cuatro secciones (B<sub>1</sub>, B<sub>2</sub>, B<sub>3</sub> y B<sub>4</sub>).

## Sección I

- **Cálculo de burden ( $B_1$ )**

$$B_1 = 1,7\phi_2(K_v + 1) - (\alpha * L + e)$$

$$B_1 = 1,7\phi_2(K_v + 1) - E_p = 1,7\phi_2(K_v + 1) - (\alpha * L + e)$$

Donde:

$E_p$  = Error de perforación (m).

$\alpha$  = Desviación angular = 0,03 mm/m

$L$  = Profundidad de los taladros = 1,83 m

$e$  = Error de emboquille = 0,02m

La longitud máxima de perforación para una sección de 8x8 (pies) es 2,44 m, la longitud de la barra de perforación que se utiliza es de 6 pies que equivale a 1,83 m. En el cual se produce el error de perforación.

$$E_p = \alpha * L + e$$

$$E_p = 0,03 * 1,83 + 0,03 = 0,08$$

Para calcular el burden ( $B_1$ ) se necesita ajustar con factor de volabilidad ( $K_v$ ) determinado para cada tipo de roca. Por lo tanto, la nueva fórmula para calcular burden es:

$$B_1 = 1,7\phi_2(K_v + 1) - E_p$$

(BORQUEZ , 1981), determina el factor de volabilidad  $K_v$  de la fórmula de Pearce para calcular la piedra a partir de RQD corregido por un constante de alteración que tiene en cuenta la resistencia de las discontinuidades en función de apertura de estas y el tipo de relleno. La ERQD se calcula con la siguiente expresión.

$$ERQD = JSF * RQD$$

El valor de JSF es 0,8 para una roca mala o baja según la tabla 4.24

$$ERQD = JSF * RQD$$

$$ERQD = 0,8 * 40 = 32$$

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(ERQD)$$

$$K_v = 1,96 - 0,27 * \ln(32) = 1,02$$

$$B_1 = 1,7\phi_2(K_v + 1) - E_p$$

$$B_1 = 1,7 * 0,064(1,02 + 1) - 0,08$$

$$B_1 = 0,14 \text{ m}$$

• **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_1$ )**

$$q_1 = 55\phi_1 \left[ \frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} * \left[ B - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[ \frac{C}{0,4} \right] * \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$q_1$  = Concentración lineal de carga (kg/m)

$\phi_1$  = Diámetro de perforación de producción (m)

$\phi_2$  = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden (m)

C = Constante de roca

$RWS_{ANFO}$  = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO

**Determinación de la constante de roca "C"**

$$C = 0,8784 * CE + 0,0052$$

Donde:

CE = consumo específico Kg/m<sup>3</sup>

El consumo específico está determinado por la siguiente ecuación mejorada de Ashby:

$$CE = \frac{0,56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3,3}}}$$

Donde:

$$\rho_r = 2,70 \text{ g/cm}^3$$

$$GSI = 30$$

$$RQD = 40$$

Reemplazando estos valores en la anterior ecuación se obtiene:

$$CE = \frac{0,56 * 2,70 * \tan\left(\frac{30 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 40}{3,3}}}$$

$$CE = 0,3948 \text{ Kg/m}^3$$

Luego reemplazamos en la ecuación:

$$C = 0,8784 * CE + 0,0052 = 0,8784 * 0,3948 + 0,0052$$

$$C = 0,35$$

Cálculo de la potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO " $RWS_{ANFO}$ " de dinamita Semexsa 65

$$RWS_{ANFO} = \sqrt[3]{\frac{d * V_d^2}{d_{ANFO} * V_{ANFO}^2}}$$

Donde:

$d$  = Densidad del explosivo ( $g/cm^3$ )

$V_d^2$  = Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

$d_{ANFO}$  = Densidad del ANFO ( $g/cm^3$ )

$V_{ANFO}$  = Velocidad de detonación del ANFO (m/s)

**Los datos extraídos de fichas técnicas son:**

$d = 1,12 g/cm^3$  (Dinamita Semexsa 65% de Exsa)

$V_d^2 = 4200 m/s$  (Dinamita Semexsa 65% de Exsa)

$d_{ANFO} = 0,80 g/cm^3$  (ANFO Superfam dos de Famesa)

$V_{ANFO} = 3000 m/s$  (ANFO Superfam dos de Famesa)

Reemplazando estos valores se tiene:

$$RWS_{ANFO} = \sqrt[3]{\frac{d * V_d^2}{d_{ANFO} * V_{ANFO}^2}} = \sqrt[3]{\frac{1,12 * 4200^2}{0,80 * 3000^2}}$$

$$RWS_{ANFO} = 1,40$$

Finalmente, reemplazamos los valores obtenidos en la siguiente fórmula para obtener la concentración lineal de carga.

$$q_1 = 55 \phi_1 \left[ \frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} * \left[ B - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[ \frac{C}{0,4} \right] * \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_1 = 55 * 0,038 \left[ \frac{0,14}{0,064} \right]^{1,5} * \left[ 0,14 - \frac{0,064}{2} \right] * \left[ \frac{0,35}{0,4} \right] * \frac{1}{1,40}$$

$$q_1 = 0,456 \text{ Kg/m}$$

- **Longitud del taco (T)**

$T = 10 * \phi_p$  Manual de perforación y voladura de rocas (LÓPEZ, y otros, 2003)

$$T = 10 * 0,038 = 0,38 \text{ m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro (Lc)**

$$L_c = q_1 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_c = 0,456 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,533 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos/taladro (Nc)**

$$N_c = L_c / \text{peso del explosivo por cartucho}$$

$$N_c = \frac{0,533 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 6,58 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 7 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

## Sección II

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “Ah” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “q<sub>1</sub>”

- **El valor del burden (B<sub>2</sub>)**

Se calculará a partir de la siguiente expresión:

$$B_2 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_h * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 54 la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “A’h” en la primera sección, por lo que:

$$A_h = \sqrt{2} * (B_1 - E_p)$$

Sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B_2 = 10,5 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

Donde:

B<sub>2</sub> = Burden

B<sub>1</sub> = Burden inicial

φ<sub>1</sub> = Diámetro de taladros de producción

C = Constante de roca (referido para el consumo de explosivo, kg/m<sup>3</sup>)

E<sub>p</sub> = Error de perforación

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico (B'<sub>2</sub>).

$$B'_2(\text{práctico}) = B - E_p$$

$$B_2 = 10,5 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0,14 - 0,04) * 0,456 * 1,40}{0,038 * 0,35}}$$

$$B_2 = 0,23 \text{ m}$$

Luego calculamos el burden practico:

$$B'_2(\text{práctico}) = B - E_p$$



$$B'_2 = 0,23 \text{ m} - 0,04 \text{ m}$$

$$B'_2 = 0,19 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_2$ )**

$$q_2 = \frac{540 * \phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}}$$

$$A_h = \sqrt{2} * (B_1 - E_p)$$

$$A_h = \sqrt{2} * (0,14 - 0,08) = 0,08 \text{ m}$$

$$q_2 = \frac{540 * 0,038 * 0,35 * 0,08}{1,40}$$

$$q_2 = 0,410 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_c$ )**

$$L_c = q_2 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_c = 0,410 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,480 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos/taladro ( $N_c$ )**

$$N_c = L_c / \text{peso del explosivo por cartucho}$$

$$N_c = \frac{0,480 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 5,93 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 6 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

### Sección III

- **Burden en el tercer cuadrante ( $B_3$ )**

$$B_3 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

$$A'_3 = A_2 - E_p$$

$$A_2 = \sqrt{2} * \left( B_2 + \frac{A_1}{2} \right)$$

$A_2$  : Apertura del segundo cuadrante (m)

$$A_1 = B_1 * \sqrt{2} \quad \text{Manual práctico de voladura (EXSA, S.A, 2008)}$$

$A_1$  : Apertura del primer cuadrante (m)

$$A_1 = B_1 * \sqrt{2} = 0,14 * \sqrt{2} = 0,20 \text{ m}$$

$$A_2 = \sqrt{2} * \left( B_2 + \frac{A_1}{2} \right) = \sqrt{2} * \left( 0,23 + \frac{0,20}{2} \right) = 0,47 \text{ m}$$

$$A'_3 = A_2 - E_p = 0,47 - 0,08 = 0,39 \text{ m}$$

$$B_3 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_3 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

$$= 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0,39 * 0,456 * 1,40}{0,038 * 0,35}}$$

$$B_3 = 0,38 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_3$ )**

Se considera el mismo que el  $q_2$

$$q_3 = 0,410 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_C$ )**

$$L_C = q_3 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_C = 0,410 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,480 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos/taladro ( $N_C$ )**

$N_C = L_C / \text{peso del explosivo por cartucho}$

$$N_C = \frac{0,480 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 5,93 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 6 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

- **Apertura del tercer cuadrángulo ( $A_3$ )**

$$A_3 = \sqrt{2} * \left( B_3 + \frac{A_2}{2} \right)$$

$$A_3 = \sqrt{2} * \left( B_3 + \frac{A_2}{2} \right) = \sqrt{2} * \left( 0,38 + \frac{0,47}{2} \right) = 0,87 \text{ m}$$

#### Sección IV

- **Burden en el cuarto cuadrante ( $B_4$ )**

$$B_4 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_4 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

$$A'_4 = A_3 - E_p$$

$$A'_4 = A_3 - E_p = 0,87 - 0,08 = 0,79 \text{ m}$$

$$B_4 = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A'_4 * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}}$$

$$= 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0,79 * 0,456 * 1,40}{0,038 * 0,35}}$$

$$B_4 = 0,54 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo ( $q_4$ )**

Se considera el mismo que el  $q_2$

$$q_4 = 0,410 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro ( $L_c$ )**

$$L_c = q_4 * (L' - T) * 0,9$$

$$L_c = 0,410 * (1,68 - 0,38) * 0,9 = 0,480 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos/taladro ( $N_c$ )**

$$N_c = \frac{0,480 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}}{0,081 \frac{\text{Kg}}{\text{Cart}}} = 5,93 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}} \approx 6 \frac{\text{Cart}}{\text{tal}}$$

- **Apertura del cuarto cuadrángulo**

$$A_4 = \sqrt{2} * \left( B_4 + \frac{A_3}{2} \right)$$

$$A_4 = \sqrt{2} * \left( B_4 + \frac{A_3}{2} \right) = \sqrt{2} * \left( 0,54 + \frac{0,87}{2} \right) = 1,38 \text{ m}$$

c) **Cálculo de los taladros de arrastre**

- **Burden de arrastres ( $B_a$ )**

$$B_a = 0,9 * \sqrt{\frac{q_a * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

Dónde:

$f$  = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

$\left(\frac{S}{B}\right)$  = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1

$\bar{C}$  = Constante de roca corregida, tiene 2 condiciones

$$\bar{C} = C + 0,05 \text{ para burden } \geq 1,4 \text{ m, condición (1)}$$

$$\bar{C} = C + \frac{0,05}{B} \text{ para burden } < 1,4 \text{ m, condición (2)}$$

$$C = 0,35$$

Nota: La condición que debe cumplir el burden es que:

$$B \leq 0,6 * L, L = 1,83 \text{ m, entonces:}$$

$$B \leq 0,6 * 1,83 = 1,1 \text{ m}$$

$$B \leq 1,1 \text{ m} < 1,4 \text{ m, sujeto a la segunda condición}$$

$$\bar{C} = C + \frac{0,05}{B} = 0,35 + \frac{0,05}{1,1} = 0,40$$

- **Calculando  $q_a$ :**

Para calcular la concentración lineal del explosivo se propone utilizar Semexsa 65%. Y con la siguiente expresión matemática:

$$q_a = \frac{540 * \phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_a = \frac{540 * 0,038 * 0,35 * 0,08}{1,40}$$

$$q_a = 0,41 \text{ Kg/m}$$

$$B_a = 0,9 * \sqrt{\frac{q_a * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}} = 0,9 * \sqrt{\frac{0,41 * 1,40}{0,40 * 1,45 * 1}}$$

$$B_a = 0,90 \text{ m}$$

- **Número de taladros ( $N^\circ \text{ tal.}$ )**

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \frac{A_t + 2L' * \text{sen } \delta}{B_{\text{max}}} + 2$$

Donde:

$A_t$  = Ancho de túnel (m)

$L'$  = Longitud efectiva de perforación (m)

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \frac{A_t + 2L' * \text{sen } \delta}{B_{\text{max}}} + 2$$

$$= \frac{2,44 + 2 * 1,68 * \text{sen } 3^\circ}{0,90} + 2 = 4,91 \approx 5$$

$$N^\circ_{\text{tal.}} = 5 \text{ tal.}$$

- **Espaciamiento ( $S_A$ )**

$$S_A = \frac{4 + 2L' * \text{sen } \delta}{N^\circ_{\text{tal.}} - 1}$$

$$S_A = \frac{4 + 2 * 1,68 * \text{sen } 3^\circ}{5 - 1} = 1,04 \text{ m}$$

- **Espaciamiento práctico en las esquinas ( $S'_A$ )**

$$S'_A = S_A - L' * \text{sen } \delta$$

$$S'_A = 1,04 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ = 0,95 \text{ m}$$

- **El burden práctico " $B'_a$ "**

Se obtiene a partir de:

$$B'_a = B_a - L' * \text{sen } \delta - E_p$$

$$B'_a = 0,90 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ - 0,08 = 0,73 \text{ m}$$

- **Longitud de carga ( $L_C$ )**

$$L_C = L' - T$$

$$L_C = 1,68 - 0,38 = 1,30 \text{ m}$$

- **Número de cartuchos por taladro**

$$N^{\circ}_{\text{cart.}} = \frac{q * L_C}{\text{peso de un cart.}} * 0,80$$

$$= \frac{0,41 * 1,30}{0,081} * 0,80 = 5,26 \approx 6$$

$$N^{\circ}_{\text{cart.}} = 6$$

#### d) **Cálculo de los taladros de contorno**

Se debe tomar en consideración la distribución de energía (DE) citada en la tabla 4.14.

##### **Techo**

- **Espaciamiento (S)**

$$S = k * \varnothing_1 \quad (\text{m})$$

$$k = 15 \text{ a } 16$$

$$\varnothing_1 = 0,038 \text{ mm}$$

Factor de fijación (f): Generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros).

Si en la excavación no se precisa una voladura de contorno o de recorte, entonces  $\left(\frac{S}{B}\right)$  debe ser 1,25

$$S = 15 * 0,038 = 0,60 \text{ m}$$

- **Burden ( $B_t$ )**

$$B_t = \frac{S}{1,25}$$

$$B_t = \frac{0,60}{1,25} = 0,50 \text{ m}$$

- **Burden práctico ( $B'_t$ )**

$$B'_t = B_t - L' * \text{sen} \delta - E_p$$

$$B'_t = 0,50 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ - 0,08 = 0,35 \text{ m}$$

- **Número de taladros**

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \left(\frac{A_t}{S} + 2\right) * 0,7$$

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \left(\frac{2,44}{0,60} + 2\right) * 0,7 = 4,25 \approx 5 \text{ tal}$$

- **Concentración de carga mínima en voladura controlada**

$$q_t = 90 * \phi_1^2$$

$$q_t = 90 * 0,038^2 = 0,13 \text{ Kg/m}$$

Otra expresión matemática para calcular la concentración lineal de explosivo es la siguiente:

$$q_t = \frac{540 * \phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}}$$

Cálculo de la potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO "RWS<sub>ANFO</sub>" de dinamita Exsadit 45

$$RWS_{ANFO} = \sqrt[3]{\frac{d * V_d^2}{d_{ANFO} * V_{ANFO}^2}}$$

$$d = 1,02 \text{ g/cm}^3 \text{ (Dinamita Semexsa 65\% de Exsa)}$$

$$V_d^2 = 3400 \text{ m/s (Dinamita Semexsa 65\% de Exsa)}$$

$$d_{ANFO} = 0,80 \text{ g/cm}^3 \text{ (ANFO Superfam dos de Famesa)}$$

$$V_{ANFO} = 3000 \text{ m/s (ANFO Superfam dos de Famesa)}$$

Reemplazando estos valores se tiene:

$$RWS_{ANFO} = \sqrt[3]{\frac{d * V_d^2}{d_{ANFO} * V_{ANFO}^2}} = \sqrt[3]{\frac{1,02 * 3400^2}{0,80 * 3000^2}}$$

$$RWS_{ANFO} = 1,18$$

Finalmente, reemplazamos los valores obtenidos en la siguiente fórmula para obtener la concentración lineal de carga.

$$q_t = \frac{540 * \phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}} = \frac{540 * 0,038 * 0,35 * 0,08}{1,18}$$

$$q_t = 0,487 \text{ Kg/m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro (Lc)**

$$L_c = q_2 * (L' - T) * 0,5$$

$$L_c = 0,487 * (1,68 - 0,38) * 0,5 = 0,317 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos por taladro (Nc)**

$$N_c = \frac{L_c}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,317}{0,076} = 4,17 \approx 5$$

$$N_c = 5 \text{ cart.}$$

### Hastiales

- **Burden (B<sub>h</sub>):**

Con la siguiente fórmula matemática se calcula el burden máximo

$$B_h = 0,9 * \sqrt{\frac{q_h * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

$$f = 1,45$$

$$\frac{S}{B} = 1,25$$

$$q_t = \frac{540 * \phi_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}} = \frac{540 * 0,038 * 0,35 * 0,08}{1,40}$$

$$q_t = 0,41 \text{ Kg/m}$$

$$B_h = 0,9 * \sqrt{\frac{q_h * RWS_{ANFO}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}} = 0,9 * \sqrt{\frac{0,41 * 1,40}{0,40 * 1,45 * 1,25}}$$

$$B_h = 0,80 \text{ m}$$

- **Burden práctico (B'h)**

$$B'_h = B_h - L' * \text{sen}\delta - E_p$$

$$B'_h = 0,80 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ - 0,08 = 0,63 \text{ m}$$

$$B'_h = 0,63 \text{ m}$$

- **Número de taladros**

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \frac{A_d}{B_h * \frac{S}{B}} + 2$$

$$A_d = H_d - B'_h - B'_t$$

Donde:

$B'_h$  = Burden práctico del hastial

$B'_t$  = Burden práctico del techo

$A_d$  = Área disponible para la perforación, para calcular el  $A_d$  es importante tener en cuenta la forma geométrica de la excavación y el tipo de sostenimiento que se va a colocar, para este caso se va a instalar cuadros de madera.

Altura disponible:  $H_d = H = 2,44 \text{ m}$ , altura de labor

$$H_d = 2,44 \text{ m}$$

$$A_d = H_d - B'_h - B'_t = 2,44 - 0,63 - 0,35 = 1,46 \text{ m}$$

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \frac{A_d}{B_h * \frac{S}{B}} + 2 = \frac{1,46}{0,80 * 1,25} + 2 = 3$$

En tanto será 6 taladros para ambos hastiales

- **Espaciamento (S)**

$$S_h = \frac{A_d}{N^{\circ}_{\text{tal.}}} = \frac{1,46}{3}$$

$$S_h = 0,49 \text{ m}$$

- **Concentración de explosivo por taladro (L<sub>c</sub>)**

$$L_c = q_2 * (L' - T) * 0,7$$

$$L_c = 0,410 * (1,68 - 0,38) * 0,7 = 0,373 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos por taladro (N<sub>c</sub>)**

$$N_c = \frac{L_c}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,373}{0,081} = 4,60 \approx 5$$

$$N_c = 5 \text{ cart.}$$

e) **Cálculo de los taladros de núcleo**

**Sección "B"**

Datos requeridos:

Apertura del cuarto cuadrante = 1,38 m

Burden práctico de los taladros de hastiales B'h = 0,61 m

Ancho de la labor = 2,44 m

- **Burden máximo (B<sub>max</sub>)**

$$B_{\text{max}} = 0,9 * \sqrt{\frac{q_B * RWS_{\text{ANFO}}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

$$f = 1,45$$

$$\frac{S}{B} = 1,25$$

$$q_B = 0,47 \text{ Kg /m (tabla 4.25)}$$

$$B_{\text{max}} = 0,9 * \sqrt{\frac{q_B * RWS_{\text{ANFO}}}{\bar{C} * f * \frac{S}{B}}} = 0,9 * \sqrt{\frac{0,47 * 1,40}{0,40 * 1,45 * 1,25}}$$

$$B_{\text{max}} = 0,85 \text{ m}$$

- **Burden práctico (B'<sub>B</sub>)**

$$B'_B = B_{\text{max}} - L' * \text{sen} \delta - E_p$$

$$B'_B = 0,85 - 1,68 * \text{sen } 3^\circ - 0,08 = 0,68 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo (q<sub>B</sub>)**

$$q_B = 0,47 \text{ Kg /m}$$



- **Número de taladros (N° tal.)**

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \frac{A_t + 2L' * \text{sen } \delta}{B_{\text{max}}} + 2$$
$$= \frac{2,44 + 2 * 1,68 * \text{sen } 3^{\circ}}{0,85} + 2 = 5,07 \approx 5$$

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = 5 \text{ tal.}$$

- **Concentración de explosivo por taladro (L<sub>c</sub>)**

$$L_c = q_B * (L' - T) * 0,7$$

$$L_c = 0,47 * (1,68 - 0,38) * 0,7 = 0,428 \text{ Kg/tal}$$

- **Número de cartuchos por taladro (N<sub>c</sub>)**

$$N_c = \frac{L_c}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,428}{0,081} = 5,28 \approx 6$$

$$N_c = 6 \text{ cart.}$$

### Sección “C”

Se calcula igual que la sección “B”

- **Burden máximo (B<sub>max</sub>)**

$$B_{\text{max}} = 0,85 \text{ m}$$

- **Burden práctico (B'<sub>c</sub>)**

$$B'_c = 0,68 \text{ m}$$

- **Concentración lineal de la carga de explosivo (q<sub>c</sub>)**

$$q_c = 0,47 \text{ Kg /m}$$

- **Número de taladros (N° tal)**

$$N^{\circ}_{\text{tal.}} = \frac{A_d}{B_{\text{max}} * \frac{S}{B}} + 2$$

#### Área disponible (A<sub>d</sub>)

$$A_d = H - A_4 - B_a - B_t \text{ (m)}$$

$$H = 2,44 \text{ m (Altura de la labor)}$$

$$A_4 = 1,38 \text{ m (Apertura del cuarto cuadrante)}$$

$$B_a = 0,90 \text{ m (Burden práctico de arrastre)}$$

$$B_t = 0,50 \text{ m (Burden práctico del techo)}$$

$$A_d = 2,44 - 1,38 - 0,90 - 0,50 = -0,34 \text{ m} < 0$$

Observación: A falta del área disponible para los taladros de la sección “C” y a efectos de tener una malla con distribución simétrica de taladros se obviaré la cuarta apertura de la sección “A” y en su

lugar se distribuirán los taladros de ayuda de corona alineados horizontalmente, luego el área disponible se reformula de la siguiente manera:

$$A_d = H - A_3 - B'_a - B'_t = 2,44 - 0,87 - 0,73 - 0,35 = 0,49 \text{ m}$$

$$N^\circ_{\text{tal.}} = \frac{A_d}{B_{\text{max}} * \frac{S}{B}} + 2 = \frac{0,49}{0,85 * 1} + 2 = 2,58 \approx 3$$

$$N^\circ_{\text{tal.}} = 3 \text{ tal.}$$

- **Número de cartuchos por taladro (N<sub>c</sub>)**

$$L_c = q_B * (L' - T) * 0,7$$

$$L_c = 0,47 * (1,68 - 0,38) * 0,7 = 0,428 \text{ Kg/tal}$$

$$N_c = \frac{L_c}{\text{peso de un cart.}} = \frac{0,428}{0,081} = 5,28 \approx 5$$

$$N_c = 5 \text{ cart.}$$

**Tabla 53 — Resultados del cálculo para el diseño de malla de perforación y voladura del Crucero 10564—SW**

Secciones		B' (m)	S(m)	N° tal.	Nc/tal.	Explosivos
Sección A	Sección I	0,14		3	7	Semexa 65 %
	Sección II	0,23		4	7	Semexa 65 %
	Sección III	0,38		4	7	Semexa 65 %
Arrastres		0,73	0,95	5	6	Semexa 65%
Contorno	Techo	0,35	0,7	4	4	Exadit 45%
	Hastiales	0,63	0,49	6	6	Semexa 65%
Núcleo	Sección B	0,68		4	6	Semexa 65%
	Sección C	0,68		3	5	Semexa 65%
Taladro para cuneta				2	6	Semexa 65%

Se incluye 6 cartuchos de explosivo para la cuneta

**f) Factor de carga (FC)**

**Tabla 54 — Factor de carga/disparo**

Explosivo	Nc/Disparo	Peso. (kg)	Consumo (kg)	Volumen	FC (kg/m <sup>3</sup> )
Semexsa 65%	189	0,081	15,309	14,4 m <sup>3</sup>	1,15
Exadit 45%	16	0,0762	1,216		
Consumo total			16,525		

El diseño de la malla de perforación es la distribución espacial de los taladros dentro de la sección transversal de una labor de 8x8 pies, el diseño se realiza en base a los parámetros calculados por el método de Holmberg como: Burden, esparcimiento, número de taladros, concentración lineal de los explosivos y el número de cartuchos por taladro en las secciones correspondientes.

En este contexto es importante señalar algunas variaciones permisibles con respecto a los parámetros calculados y la distribución de los taladros en la parte de práctica, quiere decir en la presente tesis se ha realizado algunos ajustes con la finalidad de ubicar los taladros en la sección completa de la labor y su respectiva carga de explosivo, estos ajustes se muestran en la tabla 50.

**Tabla 55 — Ajustes de los resultados obtenidos**

Parámetros que se realizó los ajustes		Consideración para el diseño	Justificación
Techo	Espaciamiento	0,70 m	Criterio de distribución
	Burden	0,40 m	Burden teórico
Espaciamiento en arrastre		0,65 m	Criterio de distribución
Burden de sección C		0,64 m	Criterio de distribución

**Tabla 56 — Datos para diseñar la malla de perforación**

Parámetro de diseño	Cantidad
Tipo de roca	Regular IV A
Sección (pies)	8 x 8
Número de taladros perforados	38
N°. Taladros vacíos (38 mm)	36
N°. Taladros de alivio (64 mm)	02

### 5.1.3 Cálculo de carga explosiva para reducción de costos

**Tabla 57 — Resumen del consumo diario de explosivos mostrado de la tabla 109 de la Galería 9169—S**

Semana	Gdia	Tal. Carg.	Semexsa 65% de 7/8" X 7"	Exsadit 45% de 7/8" X 7"	Explosivo (Kg)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	FC (Kg/m)	FC (Kg/m <sup>3</sup> )	Rendimiento m/H-Gdia
Semana I	Día	35	194	20	17,23	9,24	10,75	1,87	0,53
	Noche	36	198	20	17,52	9,22	10,95	1,90	0,53
Semana II	Día	36	197	20	17,49	9,18	10,98	1,91	0,53
	Noche	36	197	20	17,48	9,19	10,96	1,90	0,53
Semana III	Día	35	194	20	17,23	9,20	10,79	1,87	0,53
	Noche	36	199	20	17,64	9,16	11,09	1,93	0,53
Semana IV	Día	35	193	20	17,19	9,27	10,68	1,85	0,54
	Noche	35	195	20	17,29	9,24	10,78	1,87	0,54
<b>Promedio</b>		<b>35</b>	<b>196</b>	<b>20</b>	<b>17,37</b>	<b>9,22</b>	<b>10,85</b>	<b>1,88</b>	<b>0,53</b>

**Tabla 58 — Cálculo y distribución de carga explosiva de la Galería 9169—S**

Secciones		Taladros	N° Tal.	Car /tal	Semexsa 65% 7/8"X7" Cart	Exsadit 45% 7/8"X7" Cart	Total Kg
Sección A	Sección I	Arranque	4	7	28		2,268
	Sección II	Primera Ayuda	4	6	24		1,944
	Sección III	Segunda Ayuda	4	6	24		1,944
	Sección IV	Tercera ayuda	4	6	24		1,944
Sección B	Núcleo	Ayuda cuadrador	2	6	24		1,944
Sección C		Ayuda corona	3	5	15		1,215
Sección D	Techo	Alza o Corana	5	5	5	20	1,925
	Hastiales	Cuadradores	4	5	20		1,620
Sección E	Arrastre		4	6	24		1,925
	Cuneta		1	6	6		0,486
<b>Total</b>			<b>35</b>		<b>19</b>	<b>20</b>	<b>17,234</b>

**Tabla 59 — Resumen del consumo diario de explosivos de la tabla 110 del Crucero 10564—SW**

Semana	Guardia	Tal. Carg.	Semexsa 65% 7/8"X7"	Exsadit 45% 7/8"X7"	Expl. (Kg)	Vol. Nom. (m <sup>3</sup> )	FC (Kg/m)	FC (Kg/m <sup>3</sup> )	Rend. m/H-Gdia
Semana I	Día	36	188	16	16,42	14,67	10,07	1,12	0,54
	Noche	36	192	16	16,80	14,37	10,52	1,17	0,53
Semana II	Día	36	188	16	16,44	14,39	10,29	1,14	0,53
	Noche	36	188	16	16,40	14,29	10,33	1,15	0,53
Semana III	Día	35	185	16	16,16	14,49	10,04	1,12	0,54
	Noche	36	188	16	16,43	14,36	10,30	1,14	0,53
Semana IV	Día	36	189	16	16,53	14,37	10,35	1,15	0,53
	Noche	36	186	16	16,32	14,40	10,20	1,13	0,53
<b>Promedio general</b>		<b>36</b>	<b>188</b>	<b>16</b>	<b>16,46</b>	<b>14,40</b>	<b>10,29</b>	<b>1,14</b>	<b>0,53</b>

**Tabla 60 — Cálculo y distribución de carga explosiva del Crucero 10564—SW**

Secciones		Taladros	N° Tal.	Car /tal	Semexsa 65% 7/8"X7" Cart	Exsadit 45%	Total Kg
Sección A	Sección I	Arranque	4	7	28		2,268
	Sección II	Primera Ayuda	4	6	24		1,944
	Sección III	Segunda Ayuda	4	6	24		1,944
Sección B	Núcleo	Ayuda cuadrador	4	6	24		1,944
Sección C		Ayuda corona	3	5	15		1,215
Sección D	Techo	Alza o Corana	4	5	4	16	1,925
	Hastiales	Cuadradores	6	5	30		1,620
Sección E	Arrastre		5	6	30		1,925
	Cuneta y patilla		2	5	10		0,486
<b>Total</b>			<b>36</b>		<b>189</b>	<b>16</b>	<b>17,234</b>

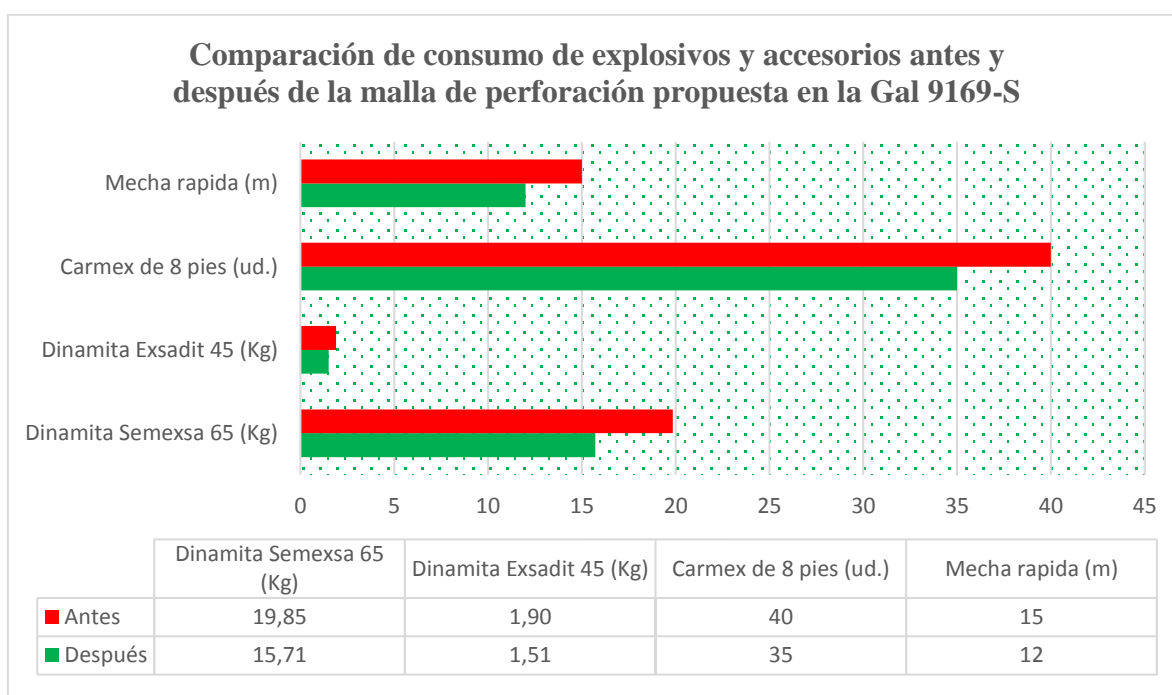
### 5.1.4 Relación entre diseño de malla de perforación y su efecto en la reducción de costos

#### a) Efectos en la reducción de explosivos y accesorios

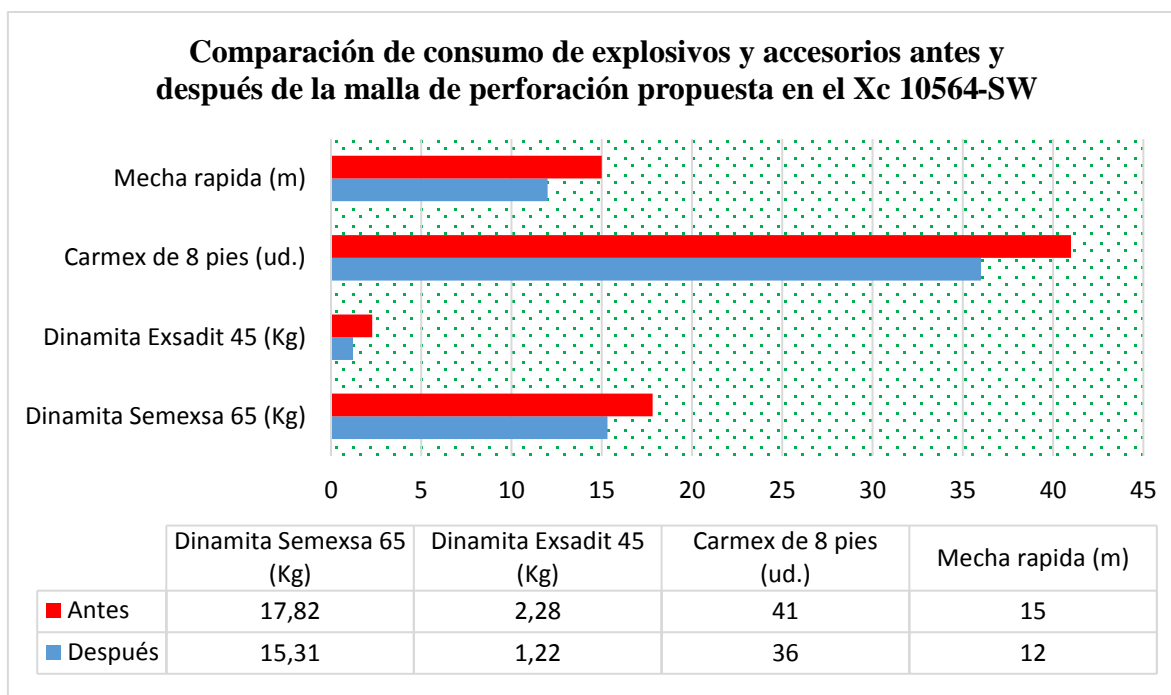
Para contrastar los efectos en la reducción de explosivos y accesorios se hacen comparaciones de los resultados evaluados durante un mes completo para cada caso antes y después de la implementación de la malla de perforación propuesta para la Galería 9169—S y Crucero 10564—SW, estos resultados se muestran en las tablas 107, 108, 109 y 110, también se muestra el resumen de promedios comparativos en la tabla 61 que se muestra a continuación.

**Tabla 61 — Comparación de consumo de explosivos antes y después**

Labor	Explosivos	Antes	Después	Diferencia	Porcentaje de reducción
Galería 9169—S	Dinamita Semexsa 65 (Kg)	1,9	1,51	0,39	20,53%
	Dinamita Exsadit 45 (Kg)	19,845	15,714	4,131	20,82%
	Carmex de 8 pies (Ud.)	40	35	5	12,50%
	Mecha rápida (m)	15	12	3	20,00%
Crucero 10564—SW	Dinamita Semexsa 65 (Kg)	17,82	15,309	2,511	14,09%
	Dinamita Exsadit 45 (Kg)	2,28	1,216	1,064	46,67%
	Carmex de 8 pies (ud.)	41	36	5	12,20%
	Mecha rápida (m)	15	12	3	20,00%



**Figura 55 — Comparación de consumo de explosivos y accesorios antes y después de la malla de perforación propuesta en la Galería 9169—S**



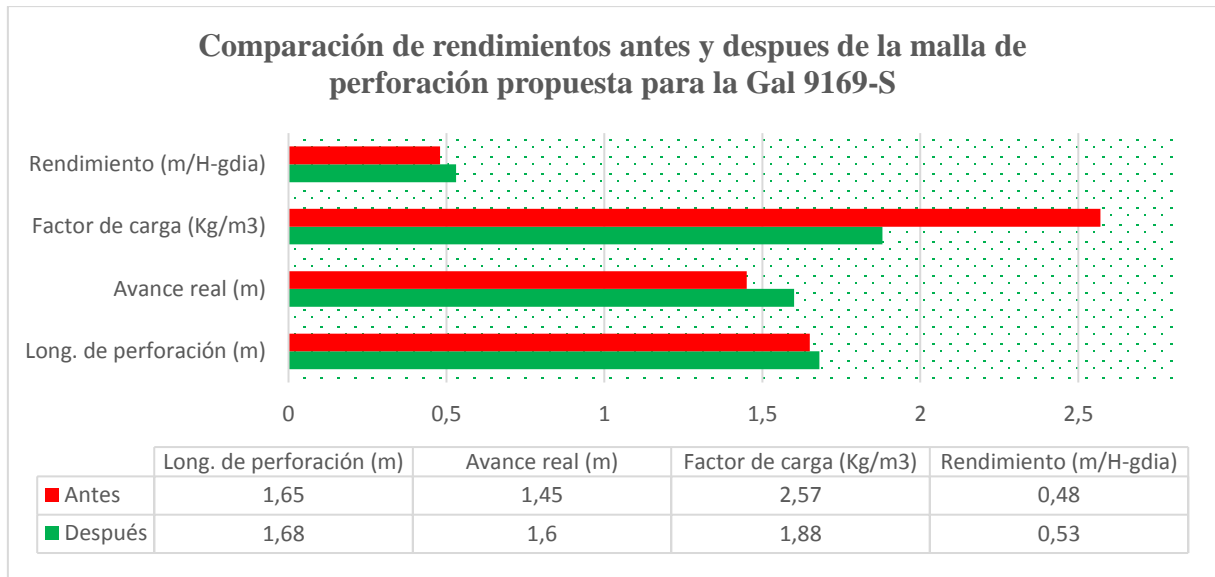
**Figura 56 — Comparación de consumo de explosivos y accesorios antes y después de la malla de perforación propuesta en el Crucero 10564–SW**

**b) Efectos en el rendimiento de perforación y voladura**

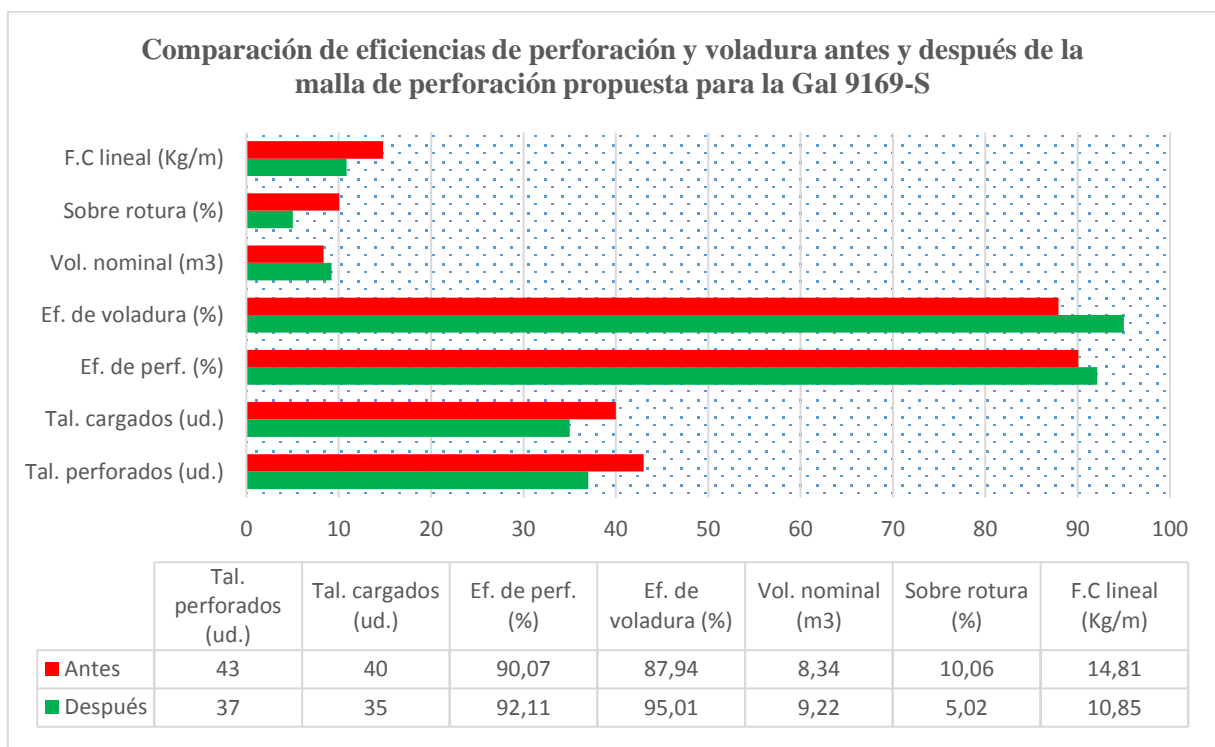
Los efectos en el rendimiento de perforación y voladura se visualizan en la data general de la Galería 9169–S y Crucero 10564–SW donde se muestran los resultados los reportes diarios antes y después de la implementación de la malla de perforación propuesta, estos resultados son contrastados en las tablas 101, 102, 103, 104, 105, 106, 111, 112, 113, 114, 115 y 116, también se muestra el resumen de promedios comparativos en la tabla 62 que se detalla a continuación.

**Tabla 62 — Comparación de rendimientos de perforación y voladura en la Galería 9169–S**

<b>Rendimientos en comparación</b>	<b>Antes</b>	<b>Después</b>	<b>Diferencia</b>	<b>%</b>	<b>Observación</b>
Taladros perforados (Ud.)	43	37	6	13,95%	Se redujo
Taladros cargados (Ud.)	40	35	5	12,50%	Se redujo
Longitud de perforación (m)	1,65	1,68	0,03	1,82%	Incrementó
Eficiencia de perforación real (%)	90,07	92,11	2,04	2,26%	Incrementó
Avance real (m)	1,45	1,6	0,15	10,34%	Incrementó
Eficiencia de voladura (%)	87,94	95,01	7,07	8,04%	Incrementó
Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	8,34	9,22	0,88	10,55%	Incrementó
Sobre rotura ejecutado (%)	10,06	5,02	5,04	50,10%	Se redujo
Factor de carga lineal (Kg/m)	14,81	10,85	3,96	26,74%	Se redujo
Factor de carga (Kg/m <sup>3</sup> )	2,57	1,88	0,69	26,85%	Se redujo
Rendimiento (m/H-gdia)	0,48	0,53	0,05	10,42%	Incrementó



**Figura 57** — Comparación de rendimientos antes y después de la malla de perforación propuesta para la Galería 9169—S

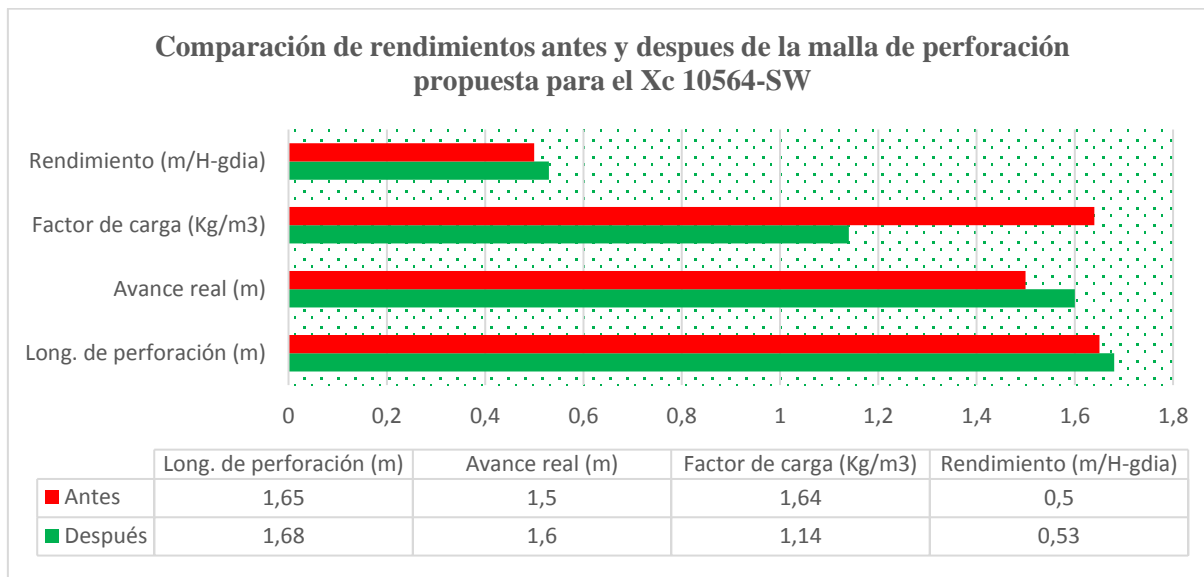


**Figura 58** — Comparación de eficiencias de perforación y voladura antes y después de la mala de perforación propuesta para la Galería 9169—S

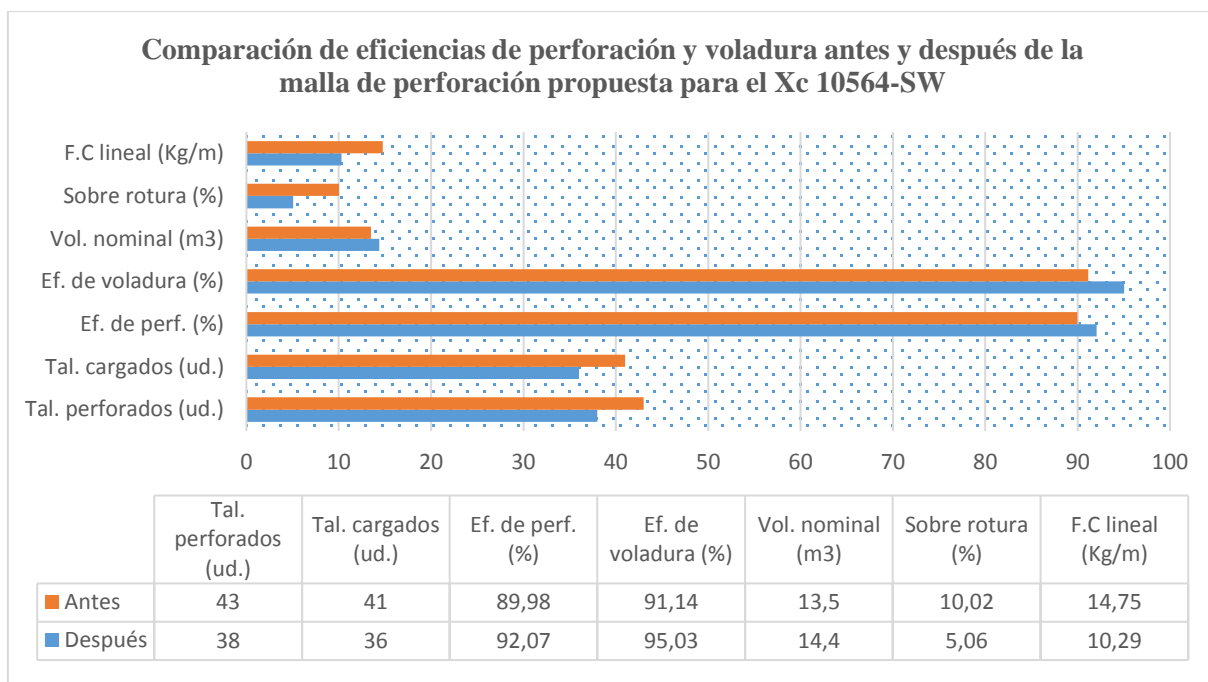


**Tabla 63 — Comparación de rendimientos de perforación y voladura en el Crucero 10564—SW**

Rendimientos en comparación	Antes	Después	Diferencia	%	Observación
Taladros perforados (Ud.)	43	38	5	11,63%	Se redujo
Taladros cargados (Ud.)	41	36	5	12,20%	Se redujo
Long. perforación promedio (m)	1,65	1,68	0,03	1,82%	Incrementó
Eficiencia de perforación real (%)	89,98	92,07	2,09	2,32%	Incrementó
Avance real (m)	1,5	1,6	0,1	6,67%	Incrementó
Eficiencia de voladura (%)	91,14	95,03	3,89	4,27%	Incrementó
Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	13,5	14,4	0,9	6,67%	Incrementó
Sobre rotura ejecutado (%)	10,02	5,06	4,96	49,50%	Se redujo
Factor de carga lineal (Kg/m)	14,75	10,29	4,46	30,24%	Se redujo
Factor de carga (Kg/m <sup>3</sup> )	1,64	1,14	0,5	30,49%	Se redujo
Rendimiento (m/H-gdia)	0,5	0,53	0,03	6,00%	Incrementó



**Figura 59 — Comparación de rendimientos antes y después de la malla de perforación propuesta para el Crucero 10564—SW**



**Figura 60 — Comparación de eficiencias de perforación y voladura antes y después de la mala de perforación propuesta para el Crucero 10564—SW**

#### 5.1.4.1 Costos de perforación voladura

##### a) Costos de perforación y voladura anterior al propuesto en la Galería 9169—S

**Tabla 64 — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo**

<b>Estructura de costos de la Galería 9169—S, sección 8' x 8' convencional, limpieza con pala neumática</b>					
Sección de la galería	2,40x2,40	m <sup>2</sup>			
Longitud de Barra	6	Pies	Tipo de roca	III B	
Longitud de perforación	1,55	m	Pies perforados	258	Pies
Taladros Perforados.	43	Tal	Eficiencia de perf.	92	%
Taladros de alivio	3	Tal	Eficiencia de voladura	92	%
Taladros de servicio	2	Tal	Peso especifico	3,15	Ton/m <sup>3</sup>
Taladros Cargados	40	Tal	Volumen disparado	8,93	m <sup>3</sup>
Longitud Efectiva Avance	1,55	m	Tanelas por disparo	28,12	TMS
Leyes sociales Obreros	136,38	%	Factor de carga	2,436	Kg/m <sup>3</sup>
Leyes Sociales Empleados	0	%	Factor de carga lineal	14,03	Kg/m

**Tabla 65 — Costos de mano de obra**

Mano de obra	Cant	Salario (S/.)	B+BB+SS	Inc. (%)	S/. X DISP.	S./m
Maestro perforista - 1	1	64,03	87,32	100%	151,35	
Maestro perforista - 2	1	56,67	77,29	100%	133,96	
Ayudante perforista - 1	1	54,65	74,53	100%	129,18	
<b>Total mano de obra</b>					<b>414,49</b>	<b>267,41</b>

**Tabla 66 — Costos de implementos de protección personal**

Implementos de seguridad	U.d	Cant. /Tareas	P.U. S./	Rend. /Tareas	S/. X DISP.	S./m
Mameluco	Pza.	3	52,3	180	0,87	
Ropa de agua	Jgo.	3	150	60	7,5	
Bota de jebe	Par	3	58,89	90	1,96	
Correa seguridad	Pza.	3	6,62	360	0,06	
Guante de Neoprene 14" p/perforista	Par	3	8,06	15	1,61	
Casco minero T/sombrero color rojo	Pza.	3	29,33	360	0,24	
Protector auditivo min 25 db reusable 3M 1270	Pza.	3	2,52	30	0,25	
Correa de barbilla (Barbiquejo)	Pza.	3	2,83	90	0,09	
Tafilete para protector	Pza.	3	9,11	180	0,15	
Lentes de seguridad Malla	Pza.	3	4,57	180	0,08	
Cartucho para respirador	Pza.	3	8,02	12	2,01	
Respirador Media Cara de Silicona 3M	Pza.	3	58,19	180	0,97	
Cartuchos contra Gases y vapores orgánicos	Pza.	3	24,74	30	2,47	
Cargador de Lámpara Minera (+ 30% manto)	Pza.	3	51,68	730	0,21	
Lámpara	Pza.	3	172,28	730	0,71	
<b>Total implementos de seguridad</b>					<b>19,19</b>	<b>12,38</b>

**Tabla 67 — Costos de herramientas**

Herramientas	Unidad	Cant.	P.U. S./	Rend.(# disp)	S/. X DISP.	S./m
Abrazadera de 1"	Pza.	1	6,30	30	0,21	
Abrazadera de 1/2"	Pza.	1	4,70	30	0,16	
Atacador	Pza.	1	10,50	60	0,18	
Barretilla (6, 8, 10 pies)	Jgo.	2	144,00	180	1,60	
Comba	Pza.	2	17,26	180	0,19	
Cucharilla	Pza.	1	3,00	200	0,02	
Flexómetro metálico de 5m	Pza.	1	10,11	45	0,22	
Llave 14"	Pza.	1	80,00	360	0,22	
Pico de Acero de dos puntas	Pza.	1	29,15	180	0,16	
Pintura Spray Rojo	Lat.	1	7,84	7	1,12	
Punzón cebo	Pza.	1	5,34	180	0,03	
Saca barreno	Pza.	1	7,00	200	0,04	
Soplete	Pza.	1	120,00	360	0,33	
Lampa Minera tipo cuchara	Pza.	2	15,84	60	0,53	
Guiador	Pza.	3	10,50	60	0,53	
Encendedor	Pza.	1	1,00	45	0,02	
<b>Total herramientas</b>					<b>5,55</b>	<b>3,58</b>

**Tabla 68 — Costos de perforación**

Perforación	Ud	P.U. S./	V.U. (pies)	Pies Perf	S/. X DISP.	S./m
Broca Cónica 11° de 36 MM N/P 90509968	PP	63,93	350	258	18,85	
Broca Cónica 11° de 38 MM N/P 90509966	PP	67,48	350	258	29,85	
Broca Rimadora 64 MM N/P 90510459	PP	644,24	400	18	28,99	
Barra Cónica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	PP	217,52	1200	258	28,06	
Barra Cónica H22 x 11" x 3' N/P 90504864	PP	193,03	1200	6	0,97	
Barra Cónica H22 x 11" x 6' N/P 90504868	PP	284,79	1200	258	24,49	
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	PP	438,1	1500	18	3,15	
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300	PP	460,64	1500	18	2,21	
Manguera 1" (25 m)	m	156,25	90	1	1,74	
Manguera 1/2" (25 m)	m	71,25	90	1	0,79	
Aceite perforación	Gln.	24,79	500	258	12,79	
<b>Total perforación</b>					<b>151,89</b>	<b>97,99</b>

**Tabla 69 — Costos de voladura**

Voladura	Ud.	S/. /Unid.	Unid. /Tal.	S/. /Tal	S/. x DISP.	S./m
Dinamita exadit Al 45% de 7/8" x 7"	Car	0,6	25	15,06	15,06	
Dinamita semexsa Al 65% de 7/8" x 7"	Car	0,7	245	171,6	171,6	
Carmex de 8" (2.40 m)	Pza	2,35	40	93,86	93,86	
Mecha rápida	Pza	1,5	15	22,49	22,49	
<b>Total voladura</b>					<b>303,01</b>	<b>195,49</b>

**Tabla 70 — Costos de equipos**

Equipos	Ud.	Cant.	Precio	Rend. (# disp)	S/. X Disp.	S./m
Perforadora	PP	12436,59	100000	258	32,09	
Mantenimiento Perforadora (70%)	PP	8705,61	100000	258	22,46	
<b>Total materiales</b>					<b>54,5</b>	<b>35,19</b>

**Tabla 71 — Costos indirectos**

Costos indirectos		Precios generales S/.	S/. X Disp.	S./m
Artículos de Dormir	3	0,499	1,5	0,97
Medicinas	2%	414,5	8,29	5,35
Imprevistos	5%	948,7	47,43	30,6
Utilidad	10%			61,2
<b>Total de costos indirectos</b>				<b>98,12</b>

**Tabla 72 — Resumen de costos de P&V anterior a lo propuesto en la Galería 9169—S**

Descripción de costos		S/. X Disp.	S./m
Costos directos	Costo de mano de obra - obreros	414,49	267,41
	Implementos de seguridad	19,19	12,38
	Voladura	5,55	3,58
	Perforación	151,89	97,99
	Herramientas	303,01	195,49
	Equipos	54,5	35,19
Costos indirectos		152,086	98,12
<b>Total costo unitario s/. m</b>			<b>710,17</b>

**b) Optimización de costos de perforación y voladura en la Galería 9169—S**

**Tabla 73 — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo**

<b>Estructura de costos de la Galería 9169—S, sección 8' x 8' convencional, limpieza con pala neumática</b>					
Sección de Crucero	8' x 8'	m <sup>2</sup>			
Longitud de Barra	6	Pies	Tipo de roca	III B	
Longitud de perforación	1,68	m	Pies perforados	222	Pies
Taladros Perforados.	37	Tal	Eficiencia de perforación	92	%
Taladros de alivio	2	Tal	Eficiencia de voladura	95	%
Taladros de servicio	2	Tal	Densidad de mineral	3,15	Ton/m <sup>3</sup>
Taladros Cargados	35	Tal	Volumen disparado	9,22	m <sup>3</sup>
Longitud Efectiva Avance	1,6	m	Toneladas por disparo	29,03	TMS
Leyes sociales Obreros	136,38	%	Factor de carga	1,78	Kg/m <sup>3</sup>
Leyes Sociales Empleados	0	%	Factor de carga lineal	10,77	Kg/m

**Tabla 74 — Costos de mano de obra**

<b>Mano de obra</b>	<b>Cant.</b>	<b>Salario (S/.)</b>	<b>B+BB+SS</b>	<b>Inc.(%)</b>	<b>S/. X Disp.</b>	<b>S./m</b>
Maestro perforista - 1	1	64,03	87,32	100%	151,35	
Maestro perforista - 2	1	56,67	77,29	100%	133,96	
Ayudante perforista - 1	1	54,65	74,53	100%	129,18	
<b>Mano de obra</b>					<b>414,49</b>	<b>259,06</b>

**Tabla 75 — Costos de implementos de protección personal**

Implementos de seguridad	Ud.	Cant. /Tareas	P.U S./	Rend /Tareas	S/. X Disp.	S./m
Mameluco	Pza.	3	52,3	180	0,87	
Ropa de agua	Jgo.	3	150	60	7,5	
Bota de jebe	Par	3	58,89	90	1,96	
Correa seguridad	Pza.	3	6,62	360	0,06	
Guante de Neoprene 14" p/perforista	Par	3	8,06	15	1,61	
Casco minero T/ sombrero color rojo	Pza.	3	29,33	360	0,24	
Protector auditivo min 25 db reusable 3M 1270	Pza.	3	2,52	30	0,25	
Correa de barbilla (Barbiquejo)	Pza.	3	2,83	90	0,09	
Tafilete para protector	Pza.	3	9,11	180	0,15	
Lentes de seguridad Malla	Pza.	3	4,57	180	0,08	
Cartucho para respirador	Pza.	3	8,02	12	2,01	
Respirador Media Cara de Silicona 3M	Pza.	3	58,19	180	0,97	
Cartuchos contra Gases y vapores orgánicos	Pza.	3	24,74	30	2,47	
Cargador de Lámpara Minera (+ 30% mantto)	Pza.	3	51,68	730	0,21	
Lámpara	Pza.	3	172,3	730	0,71	
<b>Total implementos de seguridad</b>					<b>19,19</b>	<b>11,99</b>

**Tabla 76 — Costos de herramientas**

Herramientas	Unidad	Cant.	P.U. S./	Rend.(# disp)	S/. X Disp.	S./m
Abrazadera de 1"	Pza.	1	6,30	30	0,21	
Abrazadera de 1/2"	Pza.	1	4,70	30	0,16	
Atacador	Pza.	1	10,50	60	0,18	
Barretilla (6, 8, 10 pies)	Jgo.	2	144,00	180	1,60	
Comba	Pza.	2	17,26	180	0,19	
Cucharilla	Pza.	1	3,00	200	0,02	
Flexómetro metálico de 5m	Pza.	1	10,11	45	0,22	
Llave 14"	Pza.	1	80,00	360	0,22	
Pico de Acero de dos puntas	Pza.	1	29,15	180	0,16	
Pintura Spray Rojo	Lat.	1	7,84	7	1,12	
punzón cebo	Pza.	1	5,34	180	0,03	
Saca barreno	Pza.	1	7,00	200	0,04	
Soplete	Pza.	1	120,00	360	0,33	
Lampa Minera tipo cuchara	Pza	2	15,84	60	0,53	
Guiador	Pza.	3	10,50	60	0,53	
Encendedor	Pza.	1	1,00	45	0,02	
<b>Total herramientas</b>					<b>5,55</b>	<b>3,47</b>

**Tabla 77 — Costos de perforación**

Perforación	Ud.	P.U. S./	V.U. (pies)	P. Perf	S/. X Disp.	S./m
Broca Cónica 11° de 36 MM N/P 90509968	PP	63,93	350	222	16,22	
Broca Cónica 11° de 38 MM N/P 90509966	PP	67,48	350	222	25,68	
Broca Rimadora 6 64MM N/P 90510459	PP	644,24	400	18	28,99	
Barra Cónica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	PP	217,52	1200	222	24,15	
Barra Cónica H22 x 11" x 3' N/P 90504864	PP	193,03	1200	6	0,97	
Barra Cónica H22 x 11" x 6' N/P 90504868	PP	284,79	1200	222	21,07	
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	PP	438,1	1500	18	3,15	
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300	PP	460,64	1500	18	2,21	
Manguera 1" (25 m)	m	156,25	90	1	1,74	
Manguera 1/2" (25 m)	m	71,25	90	1	0,79	
Aceite perforación	Gln.	24,79	500	222	11,01	
<b>Total perforación</b>					<b>135,97</b>	<b>84,98</b>

**Tabla 78 — Costos de voladura**

Voladura	Ud.	S/. /Unid.	Unid. /Tal.	S/. /Tal	S/. x Disp.	S./m
Dinamita Exadit al 45% de 7/8" x 7"	Car.	0,60	20	12,05	12,05	
Dinamita Semexsa al 65% de 7/8" x 7"	Car.	0,70	194	135,88	135,88	
Carmex de 8" (2,40 m)	Pza.	2,35	35	82,12	82,12	
Mecha rápida	Pza.	1,50	12	18,00	18,00	
<b>Total voladura</b>					<b>165,92</b>	<b>103,70</b>

**Tabla 79 — Costos de equipos**

Equipos	Ud.	Cant	Precio	Rend. (# disp)	S/. X Disp.	S./m
Perforadora	PP	12436,59	100000	222	27,61	
Mantenimiento Perforadora (70%)	PP	8705,61	100000	222	19,33	
<b>Total materiales</b>					<b>46,9</b>	<b>29,33</b>



**Tabla 80 — Costos indirectos**

Costos indirectos		Precios generales S/.	S/. X Disp.	S./m
Artículos de Dormir	3	0,499	1,5	0,94
Medicinas	2%	414,5	8,29	5,18
Imprevistos	5%	788,1	39,4	24,63
Utilidad	10%			49,25
<b>Total de costos indirectos</b>				<b>80,00</b>

**Tabla 81 — Resumen de costos de P&V optimizado en la Galería 9169—S**

Descripción de costos		S/. X Disp.	S/.m
Costos directos	Costo de mano de obra - obreros	414,49	259,06
	Implementos de seguridad	19,19	11,99
	Voladura	165,92	103,7
	Perforación	135,97	84,98
	Herramientas	5,55	3,47
	Equipos	46,9	29,33
Costos indirectos		128	80
<b>Total costo unitario s/. m</b>			<b>572,54</b>

**c) Costos de perforación y voladura anterior al propuesto en el  
Crucero 10564—SW**

**Tabla 82 — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo**

<b>Estructura de costos del Crucero 10564—SW, sección 8' x 8' convencional, limpieza con pala neumática</b>					
Sección de Crucero	2,40 x 2,40	m <sup>2</sup>			
Longitud de Barra	6	Pies	Tipo de roca	IV A	
Longitud de perforación	1,55	m	Pies perforados	258	Pies
Taladros Perforados.	43	Tal	Eficiencia de perforación	92	%
Taladros de alivio	3	Tal	Eficiencia de voladura	92	%
Taladros de servicio	2	Tal	Peso específico	2,7	Ton/m <sup>3</sup>
Taladros Cargados	41	Tal	Volumen disparado	13,95	m <sup>3</sup>
Longitud Efectiva Avance	1,55	m	Toneladas por disparo	37,67	TMS
Leyes sociales Obreros	136,38	%	Factor de carga	1,441	Kg/m <sup>3</sup>
Leyes Sociales Empleados	0	%	Factor de carga lineal	12,97	Kg/m

**Tabla 83 — Costos de mano de obra**

Mano de obra	Cant	Salario (s/.)	B+bb+ss	Inc.(%)	S/. X disp.	S./m
Maestro perforista - 1	1	64,03	87,32	100%	151,35	
Maestro perforista - 2	1	56,67	77,29	100%	133,96	
Ayudante perforista - 1	1	54,65	74,53	100%	129,18	
<b>Total mano de obra</b>					<b>414,49</b>	<b>267,41</b>

**Tabla 84 — Costos de implementos de protección personal**

Implementos de seguridad	Ud.	Cant/ Tareas	P.U S/	Rend/ Tareas	S/. X Disp.	S./m
Mameluco	Pza.	3	52	180	0,87	
Ropa de agua	Jgo.	3	150	60	7,5	
Bota de jebe	par	3	59	90	1,96	
Correa seguridad	Pza.	3	6,6	360	0,06	
Guante de Neoprene 14" p/perforista	Par	3	8,1	15	1,61	
Casco minero T/ sombrero color rojo	Pza.	3	29	360	0,24	
Protector auditivo min 25 db reusable 3m 1270	Pza.	3	2,5	30	0,25	
Correa de barbilla (Barbiquejo)	Pza.	3	2,8	90	0,09	
Tafilete para protector	Pza.	3	9,1	180	0,15	
Lentes de seguridad Malla	Pza.	3	4,6	180	0,08	
Cartucho para respirador	Pza.	3	8	12	2,01	
Respirador Media Cara de Silicona 3M	Pza.	3	58	180	0,97	
Cartuchos contra Gases y vapores orgánicos	Pza.	3	25	30	2,47	
Cargador de lámpara Minera (+ 30% mantto)	Pza.	3	52	730	0,21	
Lampara	Pza.	3	172	730	0,71	
<b>Total implementos de seguridad</b>					<b>19,19</b>	<b>12,38</b>

**Tabla 85 — Costos de herramientas**

Herramientas	Unidad	Cant.	P.U. S./	Rend.(# disp)	S/. X disp.	S./m
Abrazadera de 1"	Pza.	1	6,30	30	0,21	
Abrazadera de 1/2"	Pza.	1	4,70	30	0,16	
Atacador	Pza.	1	10,50	60	0,18	
Barretilla (6, 8, 10 pies)	Jgo.	2	144,00	180	1,60	
Comba	Pza.	2	17,26	180	0,19	
Cucharilla	Pza.	1	3,00	200	0,02	
Flexómetro metálico de 5m	Pza.	1	10,11	45	0,22	
Llave 14"	Pza.	1	80,00	360	0,22	
Pico de Acero de dos puntas	Pza.	1	29,15	180	0,16	
Pintura Spray Rojo	Lat.	1	7,84	7	1,12	
Punzón cebo	Pza.	1	5,34	180	0,03	
Saca barreno	Pza.	1	7,00	200	0,04	
Soplete	Pza.	1	120,00	360	0,33	
Lampa Minera tipo cuchara	Pza.	2	15,84	60	0,53	
Guiador	Pza.	3	10,50	60	0,53	
Encendedor	Pza.	1	1,00	45	0,02	
<b>Total herramientas</b>					<b>5,55</b>	<b>3,58</b>

**Tabla 86 — Costos de perforación**

Perforación	Ud.	P.U. S./	V.U. (pies)	P. Perf	S/. X Disp.	S./m
Broca Cónica 11° de 36 MM N/P 90509968	PP	63,93	350	258	18,85	
Broca Cónica 11° de 38 MM N/P 90509966	PP	67,48	350	258	29,85	
Broca Rimadora 6 64MM N/P 90510459	PP	644,24	400	18	28,99	
Barra Cónica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	PP	217,52	1200	258	28,06	
Barra Cónica H22 x 11" x 3' N/P 90504864	PP	193,03	1200	6	0,97	
Barra Cónica H22 x 11" x 6' N/P 90504868	PP	284,79	1200	258	24,49	
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	PP	438,1	1500	18	3,15	
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300	PP	460,64	1500	18	2,21	
Manguera 1" (25 m)	m	156,25	90	1	1,74	
Manguera 1/2" (25 m)	m	71,25	90	1	0,79	
Aceite perforación	Gln.	24,79	500	258	12,79	
<b>Total perforación</b>					<b>151,89</b>	<b>97,99</b>

**Tabla 87 — Costos de voladura**

<b>Voladura</b>	<b>Ud.</b>	<b>S/. /Unid.</b>	<b>Unid. /Tal.</b>	<b>S/. /Tal</b>	<b>S/. x Disp.</b>	<b>S./m</b>
dinamita Exadit al 45% de 7/8" x 7"	Car	0,60	30	18,07	18,07	
Dinamita Semexsa al 65% de 7/8" x 7"	Car	0,70	220	154,09	154,09	
Carmex de 8" (2,40 m)	Pza.	2,35	40	93,86	93,86	
Mecha rápida	Pza.	1,50	15	22,49	22,49	
<b>Total voladura</b>					<b>288,51</b>	<b>186,14</b>

**Tabla 88 — 67 Costos de equipos**

<b>Equipos</b>	<b>Ud.</b>	<b>Cant</b>	<b>Precio</b>	<b>Rend. (# disp)</b>	<b>S/. X disp.</b>	<b>S./m</b>
Perforadora	PP	12436,59	100000	258	32,09	
Mantenimiento Perforadora (70%)	PP	8705,61	100000	258	22,46	
<b>Total materiales</b>					<b>54,5</b>	<b>35,19</b>

**Tabla 89 — Costos indirectos**

<b>Costos indirectos</b>		<b>Precios generales S/.</b>	<b>S/. X Disp.</b>	<b>S./m</b>
Artículos de Dormir	3	0,499	1,5	0,97
Medicinas	2%	414,5	8,29	5,35
Imprevistos	5%	934,2	46,71	30,13
Utilidad	10%		93,42	60,27
<b>Total de costos indirectos</b>			<b>149,92</b>	<b>96,72</b>

**Tabla 90 — Resumen de costos de P&V anterior a lo propuesto del Crucero 10564–SW**

<b>Descripción de costos</b>		<b>S/. X Disp.</b>	<b>S./m</b>
Costos directos	Costo de mano de obra - obreros	414,49	267,41
	Implementos de seguridad	19,19	12,38
	Voladura	288,51	186,14
	Perforación	151,89	97,99
	Herramientas	5,55	3,58
	Equipos	54,5	35,19
Costos indirectos		149,92	96,72
<b>Total costo unitario s/. m</b>			<b>699,41</b>

**d) Optimización de costos de perforación y voladura en el Crucero  
10564—SW**

**Tabla 91 — Datos para el cálculo de costos de perforación y voladura por disparo**

<b>Estructura de costos del Crucero 10564—SW, sección 8' x 8' convencional limpieza con pala neumática</b>					
Sección de Crucero	2,4x2,4				
Longitud de Barra	6	Pies	Tipo de roca	IV A	
Longitud de perforación	1,68	Pies	Pies perforados	228	Pies
Taladros Perforados.	38	Tal	Eficiencia de perforación	92	%
Taladros de alivio	2	Tal	Eficiencia de voladura	95	%
Taladros de servicio	2	Tal	Peso específico	2,7	Ton/m <sup>3</sup>
Taladros Cargados	36	Tal	Volumen disparado	14	m <sup>3</sup>
Longitud Efectiva Avance	1,6	m	Toneladas por disparo	39	TMS
Leyes sociales Obreros	136,4	%	Factor de carga	1,2	Kg/m <sup>3</sup>
Leyes Sociales Empleados	0	%	Factor de carga lineal	10	Kg/m <sup>3</sup>

**Tabla 92 — Costos de mano de obra**

<b>Mano de obra</b>	<b>Cant</b>	<b>Salario (S/.)</b>	<b>B+BB+SS</b>	<b>Inci..(%)</b>	<b>S/. X Disp.</b>	<b>S./m</b>
Maestro perforista - 1	1	64,03	87,32	100%	151,35	
Maestro perforista - 2	1	56,67	77,29	100%	133,96	
Ayudante perforista - 1	1	54,65	74,53	100%	129,18	
<b>Mano de obra</b>					<b>414,49</b>	<b>259,06</b>

**Tabla 93 — Costos de implementos de protección personal**

<b>Implementos de seguridad</b>	<b>Ud.</b>	<b>Cant. /Tar.</b>	<b>P.U S./</b>	<b>Rend /Tar.</b>	<b>S/. X Disp.</b>	<b>S./m</b>
Mameluco	Pza.	3	52,30	180	0,87	
Ropa de agua	Jgo.	3	150,00	60	7,50	
Bota de jebe	Par	3	58,89	90	1,96	
Correa seguridad	Pza.	3	6,62	360	0,06	
Guante de Neoprene 14" p/perforista	Par	3	8,06	15	1,61	
Casco minero T/ sombrero color rojo	Pza.	3	29,33	360	0,24	
Protector auditivo min 25 db reusable 3m 1270	Pza.	3	2,52	30	0,25	
Correa de barbilla (Barbiquejo)	Pza.	3	2,83	90	0,09	
Tafilete para protector	Pza.	3	9,11	180	0,15	
Lentes de seguridad Malla	Pza.	3	4,57	180	0,08	
Cartucho para respirador	Pza.	3	8,02	12	2,01	
Respirador Media Cara de Silicona 3M	Pza.	3	58,19	180	0,97	
Cartuchos contra Gases y vapores orgánicos	Pza.	3	24,74	30	2,47	
Cargador de Lampara Minera (+ 30% mantto)	Pza.	3	51,68	730	0,21	
Lámpara	Pza.	3	172,28	730	0,71	
<b>Total implementos de seguridad</b>					<b>19,19</b>	<b>11,99</b>

**Tabla 94 — Costos de herramientas**

<b>HERRAMIENTAS</b>	<b>Ud.</b>	<b>Cant.</b>	<b>P.U. S./</b>	<b>Rend. (# disp)</b>	<b>S/. X disp.</b>	<b>S./m</b>
Abrazadera de 1"	Pza.	1	6,30	30	0,21	
Abrazadera de 1/2"	Pza.	1	4,70	30	0,16	
Atacador	Pza.	1	10,50	60	0,18	
Barretilla (6, 8, 10 pies)	Jgo.	2	144,00	180	1,60	
Comba	Pza.	2	17,26	180	0,19	
Cucharilla	Pza.	1	3,00	200	0,02	
Flexómetro metálico de 5m	Pza.	1	10,11	45	0,22	
Llave 14"	Pza.	1	80,00	360	0,22	
Pico de Acero de dos puntas	Pza.	1	29,15	180	0,16	
Pintura Spray Rojo	Lat.	1	7,84	7	1,12	
punzón cebo	Pza.	1	5,34	180	0,03	
Saca barreno	Pza.	1	7,00	200	0,04	
Soplete	Pza.	1	120,00	360	0,33	
Lampa Minera tipo cuchara	Pza.	2	15,84	60	0,53	
Guiador	Pza.	3	10,50	60	0,53	
Encendedor	Pza.	1	1,00	45	0,02	
<b>Total herramientas</b>					<b>5,55</b>	<b>3,47</b>

**Tabla 95 — Costos de perforación**

Perforación	Ud.	P.U. S./	V.U. (pies)	P. Perf	S/. X Disp.	S./m
Broca Cónica 11° de 36 MM N/P 90509968	PP	63,93	350	228	16,66	
Broca Cónica 11° de 38 MM N/P 90509966	PP	67,48	350	228	26,37	
Broca Rimadora 6 64MM N/P 90510459	PP	644,24	400	18	28,99	
Barra Cónica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	PP	217,52	1200	228	24,8	
Barra Cónica H22 x 11" x 3' N/P 90504864	PP	193,03	1200	6	0,97	
Barra Cónica H22 x 11" x 6' N/P 90504868	PP	284,79	1200	228	21,64	
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	PP	438,1	1500	18	3,15	
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300	PP	460,64	1500	18	2,21	
Manguera 1" (25 m)	m	156,25	90	1	1,74	
Manguera 1/2" (25 m)	m	71,25	90	1	0,79	
Aceite perforación	Gln.	24,79	500	228	11,3	
<b>Total perforación</b>					<b>138,6</b>	<b>86,6</b>

**Tabla 96 — Costos de voladura**

Voladura	Ud.	S./ Unid.	Unid. /Tal.	S/. /Tal	S/. x Disp.	S./m
Dinamita Exadit al 45% de 7/8" x 7"	Car	0,60	16	9,64	9,64	
Dinamita Semexsa al 65% de 7/8" x 7"	Car	0,70	189	132,38	132,38	
Carmex de 8" (2,40 m)	Pza.	2,35	36	84,47	84,47	
Mecha rápida	Pza.	1,50	12	18,00	18,00	
<b>Total voladura</b>					<b>160,01</b>	<b>100,01</b>

**Tabla 97 — Costos de equipos**

Equipos	Ud.	Cant	Precio	Rend. (# disp)	S/. X Disp.	S./m
Perforadora	PP	12436,59	100000	228	28,36	
Mantenimiento Perforadora (70%)	PP	8705,61	100000	228	19,85	
<b>Total materiales</b>					<b>48,2</b>	<b>30,13</b>

**Tabla 98 — Costos indirectos**

Costos indirectos		Precios generales S/.	S/. X Disp.	S./m
Artículos de Dormir	3	0,499	1,5	0,94
Medicinas	2%	414,5	8,29	5,18
Imprevistos	5%	786,1	39,3	24,56
Utilidad	10%		78,61	49,13
<b>Total de costos indirectos</b>			<b>127,70</b>	<b>79,81</b>

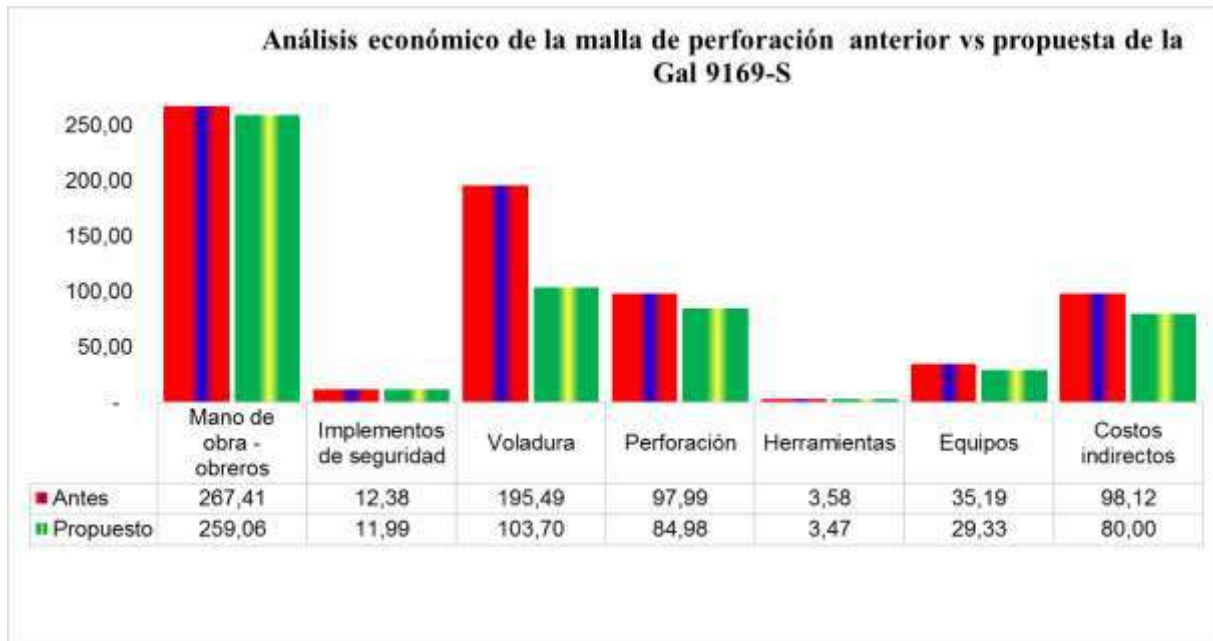
Descripción de costos		S/. X Disp.	S./m
Costos directos	Costo de mano de obra - obreros	414,49	259,06
	Implementos de seguridad	19,19	11,99
	Voladura	160,01	100,01
	Perforación	138,6	86,6
	Herramientas	5,55	3,47
	Equipos	48,2	30,13
Costos indirectos		127,70	79,81
<b>Total costo unitario s/. m</b>			<b>571,11</b>

**e) Comparación de perforación y voladura antes y después**

**Tabla 99 — Comparación de costos antes y después de la Galería 9169—S**

Descripción	Antes	Propuesto	Diferencia	%
Mano de obra - obreros	267,41	259,06	8,36	3%
Implementos de seguridad	12,38	11,99	0,39	3%
Voladura	195,49	103,7	91,79	47%
Perforación	97,99	84,98	13,01	13%
Herramientas	3,58	3,47	0,11	3%
Equipos	35,19	29,33	5,86	17%
Costos indirectos	98,12	80	18,12	18%
<b>Total costo unitario s/. m</b>	<b>710,170</b>	<b>572,539</b>	<b>137,63</b>	<b>19%</b>

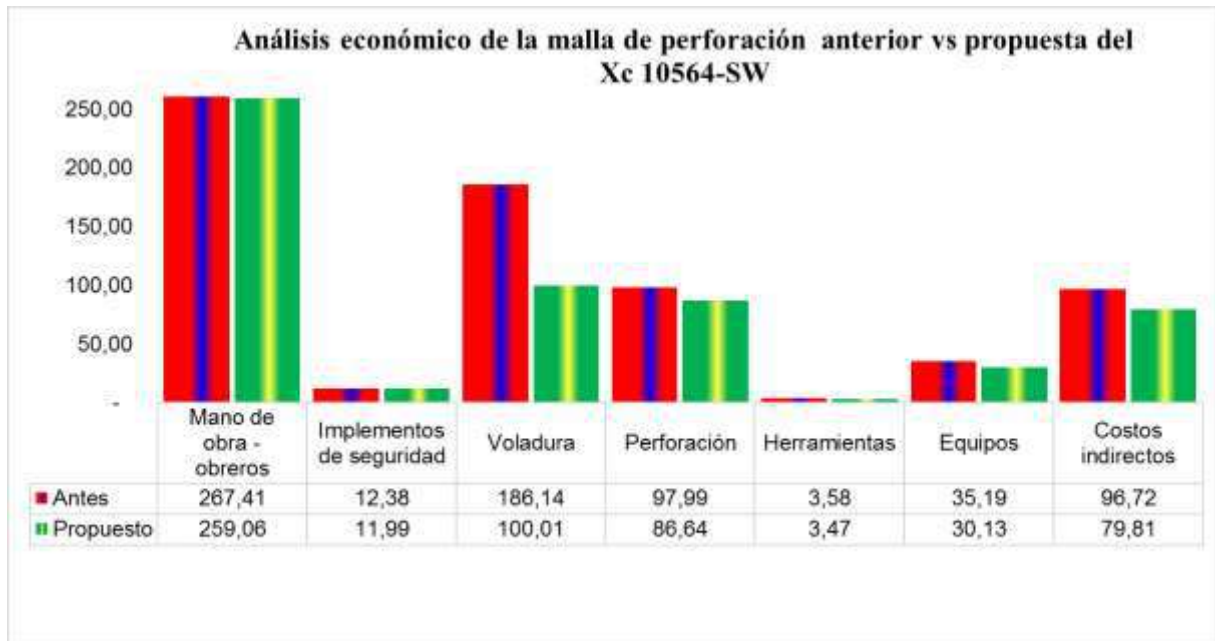




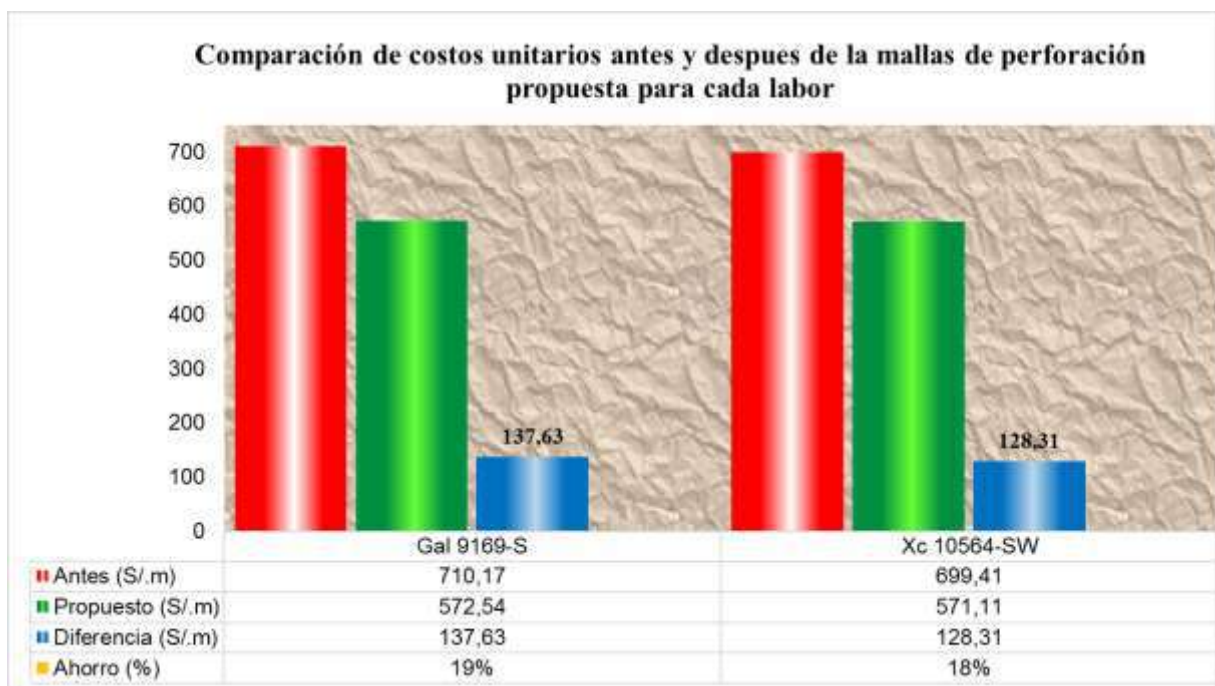
**Figura 61 — Comparación de costos antes y después de la Galería 9169—S**

**Tabla 100 — Comparación de costos antes y después Crucero 10564—SW**

Descripción	Antes	Propuesto	Diferencia	%
Mano de obra - obreros	267,41	259,06	8,36	3%
Implementos de seguridad	12,38	11,99	0,39	3%
Voladura	186,14	100,01	86,13	46%
Perforación	97,99	86,64	11,35	12%
Herramientas	3,58	3,47	0,11	3%
Equipos	35,19	30,13	5,06	14%
Costos indirectos	96,72	79,81	16,91	17%
<b>Total costo unitario s/. m</b>	<b>699,414</b>	<b>571,108</b>	<b>128,31</b>	<b>18%</b>



**Figura 62 — Comparación de costos antes y después Crucero 10564—SW**



**Figura 63 — Comparación de costos unitarios antes y después de la malla de perforación propuesta para cada labor**

## 5.2 Discusiones

- Una vez obtenido los resultados se pudo demostrar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva más óptima para reducir los costos de perforación y voladura en la U. P. San Andrés, un diseño óptimo de malla de perforación a partir de parámetros de diseño y modelos matemáticos adecuados al estudio geomecánico y el control de estabilidad del macizo rocoso influye significativamente en la reducción de los costos de perforación y voladura, esto es corroborado por Llanco y Sicus (2012), para el nuevo diseño de malla de perforación propuesto para la Galería 9169—S se pudo reducir de 40 a 35 taladros cargados, el consumo de explosivos disminuyó de 21,745 Kg/disparo a 17,745 Kg/disparo, el costo de perforación y voladura se redujo de S/. 710,17 a S/. 512,54, de la misma forma para el Crucero 10564—SW se pudo reducir de 41 a 36 taladros cargados, el consumo de explosivos disminuyó de 20,100 Kg/disparo a 16,525 Kg/disparo, el costo de perforación y voladura se redujo de S/. 699,41 a S/. 571,11; estos resultados guardan relación con los resultados de Chahuares (2012) donde determinó un nuevo diseño de malla de perforación reduciendo el número de taladros de 41 a 36, en la voladura pudo reducir el consumo de explosivos de 18 Kg/disparo a 15 Kg/disparo y con respecto al costo de explosivo redujo de US\$ 57,89 a US\$ 50,1 por disparo. En tal sentido bajo lo referido anteriormente y al analizar estos resultados, afirmamos que es posible reajustar los costos de perforación y voladura a partir de un diseño óptimo de malla que garantice una voladura exitosa bajo una evaluación geomecánica y aplicación de modelos matemáticos adecuados.
- Luego de haber mostrado que el estudio de la geomecánica es necesario para el control de la inestabilidad de la roca circundante a la excavación y control de la perforación y voladura en la U. P. San Andrés, se ha logrado determinar para la Galería 9169—S los parámetros geomecánicos como el RMR de 45 calificado como roca regular III B con RQD 58, litológicamente se encuentra en dioritas con moderada argilización y granodioritas silisificadas, para el control de la inestabilidad de la excavación la recomendación geomecánica indica hacer sostenimiento con barra helicoidal de 5 pies intermediado con Split set de 5 pies y malla no galvanizada de 4”x4”, del mismo modo se pudo determinar para el Crucero 10564—SW sus parámetros geomecánicos como el RMR de 37 con RQD 40, GSI 30, se encuentra en roca tipo pórfido granodiorita con moderada argilización y granodiorita silisificada, para el control de la inestabilidad se recomienda sostener con cuadros de madera de 8 pulgadas de diámetro con todos sus

elementos de soporte espaciados de 1,40m a 1,50m de luz. Estos parámetros geomecánicos (RMR, RQD, GSI) son necesarios para poder calcular el consumo específico de explosivos en la ecuación de Ashby, la aplicación de las clasificaciones geomecánicas nos permiten evaluar el frente de trabajo y realizar una mejor distribución de los taladros a perforar en cada voladura, esto guarda relación con las conclusiones de Llanco y Sicus (2012), al respecto respaldamos estas conclusiones ya que la estabilidad de las excavaciones depende del control del factor de carga para cada tipo de macizo rocoso y su elección del tipo de sostenimiento que garantice su estabilidad en el tiempo.

- Al haber podido determinar la malla de perforación adecuado que permite la reducción de costos de perforación en la U. P. San Andrés, para ambas labores pilotos objeto de estudio se obtuvo resultados similares, para la Galería 9169—S se ha podido lograr reducir el número de taladros perforados de 43 a 37, taladros cargados de 40 a 35, de la misma forma para el Crucero 10564—SW se logró reducir el número de taladros perforados de 43 a 38, taladros cargados de 41 a 36, en consecuencia el consumo de explosivos también se redujo en ambos casos, para la optimización de los costos y cumplimiento de estándares de perforación y voladura los supervisores hacen seguimiento, capacitaciones in situ a manera de concientizar a los trabajadores, con este apoyo técnico se logró alcanzar la eficiencia de perforación de 90% a 92%, estos resultados son compartidos con Lauregui (2009) quien afirma haber logrado reducir los costos operativos del ciclo de minado aplicando altos estándares de trabajo en las operaciones unitarias de perforación y tronadura, para los cálculos de diseño de malla de perforación se ha optado seguir el algoritmo de Holmberg por ser un modelo más utilizado y ordenado cuyos resultados se ajustan a la realidad del trabajo, la aplicación de este modelo permite optimizar y distribuir con precisión la energía en cada taladro, esto concuerda con lo expuesto por Loza (2013) donde afirma que al aplicar el algoritmo de Holmberg se logra optimizar la distribución de energía que empleando otros modelos matemáticos, además de alcanzar un 95% de efectividad en el disparo, sin embargo, objetamos con Ojeda (2008) quien sugiere utilizar el modelo matemático de áreas de influencia, los resultados obtenidos por esta última teoría no se ajustan a la realidad en el diseño de malla de perforación para la Galería 9169—S ni para el Crucero 10564—SW, aun así, se ha utilizado para calcular el burden de los taladros de producción una vez aperturada la sección de corte A (ver figura 13).

- Una vez determinada la cantidad de taladros se pudo calcular la carga explosiva adecuada para reducir los costos de voladura por metro lineal de avance en la U. P. San Andrés, los resultados alcanzados muestran variaciones uno del otro dependiendo de las características geomecánicas, así mismo la elección de explosivos de baja potencia en los taladros de contorno para evitar la sobre excavación, en los taladros de corona y hastiales son cargados con dinamita Exsadit 45 de 5 cartuchos por taladro siendo la carga de 0,38 Kg/taladro, los otros taladros son cargados con dinamita Semexsa 65 de 6 cartuchos por taladro siendo la carga de 0,48 Kg/taladro, el factor de carga lineal para la Galería 9169—S es de 10,77 Kg/m y en el Crucero 10564—SW es de 10,33 Kg/m lineal de avance, la cantidad de taladros se redujo en un 12% y el consumo de explosivos bajo en un 20%, estos resultados guardan relación con los datos obtenidos por Garrido (2007) quien afirma haber reducido el número de taladros en un 10%, así mismo, Chuahuares (2012) indica haber reducido la carga explosiva de 18 Kg/disparo a 15 Kg/disparo, por su parte Carreón (2001) sostiene haber reducido la carga explosiva de 132,72 a 103,70 Kg/disparo, la cantidad de carga explosiva tiene que ver mucho con la distribución de energía y las características geomecánicas del macizo rocoso, por otro lado, se tiene que garantizar una voladura exitosa con granulometría aceptable y que no genere demoras operativas en la limpieza y su posterior procesamiento.
- A través de los cálculos y análisis se pudo determinar la relación entre el diseño de malla de perforación y voladura y su efecto en la reducción de costos en la U. P. San Andrés, para este efecto se tuvo que comparar cómo se venía trabajando anteriormente con lo propuesto y hacer una comparación de los resultados, para el caso de la Galería 9169—S en un inicio se cargaba 40 taladros de 6 pies a un 90% de eficiencia de perforación, logrando un avance promedio de 1,45m y el costo unitario por metro de avance ascendían a S/.710,17, con la nueva malla de perforación propuesta se cargan 35 taladros de 6 pies con una eficiencia de perforación al 92%, alcanzando un avance 1,60m y reduciendo el costo unitario por metro de avance a S/.572,54, del mismo modo para el Crucero 10564—SW en un inicio se cargaba 41 taladros de 6 pies a un 90% de eficiencia de perforación, alcanzando un avance promedio de 1,50m y el costo unitario de por metro de avance ascendía a S/.699,41, con la nueva malla de perforación propuesta se cargan 36 taladros de 6 pies con una eficiencia de perforación al 92%, alcanzando un avance de 1,60m y reduciendo el costo unitario por metro de avance a S/.571,11, la sobre rotura se redujo de 10% a 5% en ambos casos, la optimización de estos costos tiene relación con los resultados obtenidos por Sánchez (2012) quien afirma haber logrado un

ahorro de US\$ 85,12 en cada voladura debido a la reducción de carga explosiva y con ello la disminución del costo de explotación, también Chahuares (2012) indica haber disminuido el costo de explosivos de US\$ 57,89 a US\$ 50,10 en cada voladura, por su parte Lauregui (2009) menciona haber reducido el costo de perforación en un 21,76% y un 16,47% en la voladura, además Garrido (2007) afirma haber reducido el número de taladros en un 10% y disminución de robre rotura de 24% a 6%, todo cambio tiene efectos positivos y negativos, sin embargo, con el compromiso de todos los involucrados es posible mejorar la productividad y optimizar los procesos productivos.

## CAPÍTULO VI

### CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

#### 6.1 Conclusiones

- El diseño de malla y la carga explosiva más óptima para reducir los costos de perforación y voladura en la U. P. San Andrés siguiendo los pasos del algoritmo de Holmberg, para la Galería 9169—S se pudo reducir de 40 a 35 taladros cargados, el consumo de explosivos disminuyó de 21,745 Kg/disparo a 17,745 Kg/disparo, el costo de perforación y voladura se redujo de S/. 710,17 a S/. 512,54, del mismo modo para el Crucero 10564—SW se pudo reducir de 41 a 36 taladros cargados, el consumo de explosivos disminuyó de 20,100 Kg/disparo a 16,525 Kg/disparo, el costo de perforación y voladura se redujo de S/. 699,41 a S/. 571,11.
  
- El estudio de la geomecánica es indispensable para el control de la inestabilidad de la roca circundante a la excavación y control de la perforación y voladura en la U. P San Andrés, los parámetros geomecánicos que se han utilizado para el diseño de malla de perforación fueron la Resistencia a la compresión simple de la roca ( $\sigma_c$ ), Índice de calidad de roca (RQD), RQD equivalente (ERQD), Rock mass rating (RMR), Factor de corrección para resistencia de discontinuidades de la roca (JSF). Para el control de la inestabilidad es fundamental determinar el tipo de roca empleando los sistemas de clasificación geomecánica e indicar la instalación de un sostenimiento apropiado que garantice la seguridad del proceso minero, la Galería 9169—S se encuentra en rocas dioritas con moderada argilización y granodioritas silisificadas calificado como roca regular III B y el Crucero 10564—SW se encuentra en roca tipo pórfido granodiorita con moderada argilización y granodiorita silisificada calificado como roca mala IV A.
  
- La malla de perforación adecuada que permite la reducción de costos de perforación en la U. P. San Andrés, en la Galería 9169—S en la que se diseñó un amalla de perforación con 35 taladros cargados y 2 taladros de alivio, reduciendo 5 taladros respecto a la anterior malla, siendo el factor de carga 1,78 Kg/m<sup>3</sup>, para un sostenimiento con barra helicoidal y malla no galvanizada, de la misma forma para el Crucero 10564—SW se diseñó un amalla de perforación con 36 taladros cargados y 2 taladros de alivio, reduciendo 5 taladros respecto a la anterior malla, siendo el factor de carga 1,15 Kg/m<sup>3</sup>, el sostenimiento es con cuadros de madera de 8 pulgadas de diámetro, por esta razón la sección de corte es de 10'x10', sin embargo, la sección de luz es de 8'x8', además se

consideró en el diseño de malla de perforación dos taladros adicionales en los extremos del piso con los hastiales (cuneta y patilla) para dar facilidades en la instalación de sostenimiento con cuadros de madera, la longitud de barra de perforación en ambos casos es de 6´ alcanzando una eficiencia de perforación del 92% y avances de 1,65m que representa el 95% de eficiencia de voladura.

- La carga explosiva adecuada para reducir los costos de voladura por metro lineal de avance U. P. San Andrés, los taladros de corona son cargados con explosivos dinamita Exsadit 45 de baja potencia con 5 cartuchos los otros taladros son cargados con dinamita Semexsa 65 con 7 cartuchos en el arranque, 5 cartuchos en los hastiales y el resto con 6 cartuchos por taladros, la carga explosiva total para la Galería 9169—S es 17,234 Kg/disparo con factor de carga de 1,78 Kg/m<sup>3</sup>, factor de carga lineal 10,77 Kg/m y en el Crucero 10564—SW la carga explosiva total es 16,525 Kg/disparo con factor de carga 1,15 Kg/m<sup>3</sup>, factor de carga lineal 10,33 Kg/m, la cantidad de taladros se redujo en un 12% y el consumo de explosivos bajo en un 20%.
- La relación entre el diseño de malla de perforación y voladura y su efecto en la reducción de costos en la U. P. San Andrés, para el caso de la Galería 9169—S en la que en un inicio se cargaba 40 taladros de 6 pies a un 90% de eficiencia de perforación, logrando un avance promedio de 1,45m y el costo unitario por metro de avance ascendían a S/.710,17, con la nueva malla de perforación propuesta se cargan 35 taladros de 6 pies con una eficiencia de perforación al 92%, alcanzando un avance 1,60m y reduciendo el costo unitario por metro de avance a S/.572,54, del mismo modo para el Crucero 10564—SW en un inicio se cargaba 41 taladros de 6 pies a un 90% de eficiencia de perforación, alcanzando un avance promedio de 1,50m y el costo unitario de por metro de avance ascendía a S/.699,41, con la nueva malla de perforación propuesta se cargan 36 taladros de 6 pies con una eficiencia de perforación al 92%, alcanzando un avance de 1,60m y reduciendo el costo unitario por metro de avance a S/.571,11, la sobre rotura se redujo de 10% a 5% en ambos casos.



## 6.2 Recomendaciones

- Se recomienda utilizar otros modelos matemáticos y hacer un análisis comparativo para optar por el más idóneo, los diseños de malla de perforación propuestos para la Galería 9169—S y el Crucero 10564—SW deben emplearse en otras labores con características geomecánicas y técnicas similares, así mismo, capacitar y concientizar al personal que realiza la actividad y a la supervisión hacer cumplir los PETS y estándares además de dar facilidades al personal para el cumplimiento de los objetivos.
- Para investigaciones futuras se recomienda utilizar sismógrafos para estimar el nivel de vibraciones que puedan causar probables daños al macizo rocoso remanente, por otro lado, se sugiere analizar los parámetros geomecánicos utilizando la clasificación de Q de Barton.
- Se recomienda incluir en el diseño de malla de perforación propuesto para la Galería 9169—S y el Crucero 10564—SW los taladros de alivio en la corona para tener una sección de corte más definido, capacitar al personal en el pintado de malla de perforación y distribución de taladros a perforar, llevar un control de KPI's a fin de mejorar los rendimientos y optimizar los trabajos de perforación y voladura.
- En la actividad del carguío de taladros se recomienda utilizar espaciadores en los taladros de corona, también utilizar stemming de material adecuado para el atacado, de esta forma aprovechar toda la energía del explosivo y optimizar la carga explosiva, usar cordón detonante en los taladros de arranque donde haya presencia de fallas geológicas, panizos o taladros inundados a fin de garantizar una voladura exitosa.
- En la aplicación de la malla de perforación propuesta se recomienda evaluar la optimización de costos en las actividades unitarias como limpieza y sostenimiento, así mismo, analizar el consumo de explosivos en otras labores lineales con diferentes características geomecánicas y técnicas a fin de optimizar los costos operativos, por otra parte, evaluar la vida útil de los equipos y aceros de perforación luego de su aplicación de la malla propuesta.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

**ALONSO, Bernaola, GÓMEZ, Jorge y HERBERT, Juan.** Perforación y voladura de rocas en minería. Editor. Juan Herrera y Jorge Castilla. España: Universidad Politécnica de Madrid. 2013. s.n.

**ATLAS COPCO.** Achieve es una publicación anual del Grupo Atlas Copco. Editor. Annika Berglund. Suecia: Ljunglofs. 2005.

**BERNAOLA, José, CASTILLA, Jorge y HERRERA, Juan.** Perforación y Voladura de Rocas en Minería. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterránea. 2013. s.n.

**BIENIAWSKI, Zdzisław Tadeusz.** Clasificaciones de macizos rocosos de ingeniería: un manual completo para ingenieros y geólogos en ingeniería minera, civil y petrolera. s.l. : John Wiley e hijos, 1989. ISBN: 0471601721.

**BORQUEZ, G.V.** Estimación de costos de perforación y voladura: un modelo de análisis y predicción. Eng and Mining J. 1981. s.n.

**CÁMAC, Eugenio.** Impacto técnico económico de la aplicación del método VCRM empleando cargas esféricas en minería subterránea en el Perú. Tesis (Maestría en ciencias con mención en Ingeniería de minas). Lima - Perú: Universidad Nacional de Ingeniería, 1991.

**CARREÓN, Juvenal.** Optimización de perforación y voladura en la rampa principal 523 sistema mecanizado mina San Rafael. Tesis (Ingeniero de minas). Puno - Perú: Universidad Nacional del Altiplano de Puno, 2001.

**CHAHUARES, Felix.** Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, mina El Cofre. Tesis (Ingeniero de minas). Puno - Perú: Universidad Nacional del Altiplano de Puno, 2012.

**CHRISTENSEN.** El Diseño de Investigación es el plan o estrategia concebida para responder a las preguntas de investigación. Bogotá: McGraw Hill. 1980. s.n.

**COATES, D. F y BRAVO, Benito.** Fundamentos de mecánica de rocas. Madrid: Litoprint s.n., 1973.

**DEERE, Don.** Technical Description of Rock Core Tecnical Purposes. University of Illinois. USA: Urbana. [1962], 1963. s.n.

**DS 024-2016-EM.** y su modificatoria D.S. N° 023-2017-EM. Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería. Lima: MINEM. 2016.

**ENAEX S.A.** Manual de tronadura, Chile: Enaex. 2010.

**EXSA, S.A.** Manual Práctica de Voladura. Lima: Exsa. 2008.

**GARCÍA, Juan.** Contabilidad de costos. 3ra Ed. Mexico: Mc Graw Hill. 2008. ISBN: 1397897066164.

**GARRIDO, Andrés.** Diagnostico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina El Teniente. Tesis (Ingeniero de civil de minas). Santiago - Chile: Universidad de Chile, 2007.

**GIL, Miguel.** Manual de perforación y voladura de rocas. 2012.

**GUAMÁN, Vladimir y MENDIETA, Francisco.** Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la cantera de materiales de construcción Las Victorias. Tesina (Ingeniero civil). Cuenca - Ecuador: Universidad de Cuenca, 2013.

**HERNÁNDEZ, Hernández , FERNÁNDEZ , Carlos y BAPTISTA , Pilar.** Metodología de la Investigacion. Editor. Noé Islas López. 4ta Ed. 2008. ISBN: 9701057538.

**HOEK, Evert y BROWN, Edwin.** Excavaciones Subterranas en Rocas por Hoek Brown. México: Mc Graw Hill, 1985. ISBN: 9684516975.

**HOLMBERG, Roger, PERSSON , Per-Anders y JAIMIN , Lee.** Ingeniería de voladuras y explosivos. USA: CRC Press. 1993. ISBN: 9780849389788.

**ISEE.** Manuel del especialista en voladura. Editor. Hopler Robert B. 17a Ed. USA: Internacional Society of Explovives Engineers. 2008. ISBN: 1892396173.

**JÁUREGUI, Oscar.** Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Tesis (Ingeniero de minas). Lima - Perú: Pontificia Universidad Católica del Perú. Facultad de Ciencias e Ingeniería, 2009.

**LASTRA, Cristóbal.** Efectos en el macizo rocoso y en la fragmentación inducidos por tronadura en túneles. Tesis (Ingeniero civil de minas). Santiago-Chile: Universidad de Chile, 2014.

**LLANCO, James y SICUS, Yasser.** Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cia Consorcio Minero Horizonte- U/P Culebrillas. Tesis (Ingeniero de minas). Huancavelica - Perú :Universidad Nacional de Huancavelica, 2012.

**LÓPEZ, Carlos, LOPÉZ, Emilio y GARCÍA, Pilar.** Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: E.T.S.I. Minas, 2003. ISBN: 8496140032.

**LOZA, Robert .** Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A. Tesis (Ingeniero de minas). Tacna - Perú: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann - Facultad de Ingeniería, 2013.

**MAYTA, Nilo Armando.** Nuevos desarrollos de innovación en productos explosivos que afianza el dominio del mercado minero del Perú, caso exclusivo EXSA S.A. Lima: 2020. s.n.

**OJEDA, Rene.** Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea aplicando un Modelo Matemático de Áreas de Influencia. Lima: 1998. s.n.

**OLAVARRIETA, Jorge.** Conceptos generales de productividad, sistemas, normalización y competitividad para la pequeña y mediana empresa. 1ra. Ed. México: Universidad Iberoamericana. 1999. ISBN: 9688593656.

**OYANGUREN, Pedro, [et al.].** Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España. 1984.

**PIÑAS, Esteban y YURI, Alberth.** Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica, Minera Aurífera Retamas S.A. - Yacimiento El Gigante- La Libertad. Tesis (Ingeniero de minas). Lima - Perú: Universidad Nacional de Ingeniería, 2007.

**RAMÍREZ, Pedro y ALEJANO, Leandro.** Mecánica de rocas: fundamentos e ingeniería de taludes. España: Universidad Politécnica Madrid. 2004. s.n.

**RAMÍREZ, David.** Contabilidad administrativa. 8va Ed. México: Mc Graw Hill. 2008. pp. 37-39. ISBN:139789701066300.

**SÁNCHEZ, Yadira y GUZMÁN, Adán.** Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. Tesis (Ingeniero de minas). Quito - Ecuador: Universidad Central del Ecuador, 2012.

**ZAPATA, Monica.** Control de costos de una operación minera mediante el método del resultado operativo. Tesis (Ingeniero de minas). Lima - Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos - Facultad de Ingeniería Industrial, 2003.

# **ANEXOS**

ANEXO 1 — Tablas

Tabla 101 — Reporte de operación de volumen nominal real y sobre rotura posterior a lo propuesto en la Galería 9169—S

Fecha 2019	Guardia	Ancho labor	Altura labor	Ancho labor	Altura labor	Avance real (m)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Volumen real (m <sup>3</sup> )	Volumen Nominal (+10% permitido)(m <sup>3</sup> )	Diferencia (m <sup>3</sup> )	Sobre Rotura Ejecutado
1-Ago	Día	2,4	2,4	3	3,1	1,58	9,10	14,69	10,01	4,68	46,78%
2-Ago	Día	2,4	2,4	2,95	3,05	1,60	9,22	14,40	10,14	4,26	42,01%
3-Ago	Día	2,4	2,4	2,98	3,08	1,55	8,93	14,23	9,82	4,41	44,86%
4-Ago	Día	2,4	2,4	3,03	3,05	1,57	9,04	14,51	9,95	4,56	45,86%
5-Ago	Noche	2,40	2,40	3,05	3,10	1,52	8,76	14,37	9,63	4,74	49,23%
6-Ago	Noche	2,40	2,40	3,00	3,05	1,59	9,16	14,55	10,07	4,47	44,41%
7-Ago	Noche	2,40	2,40	3,02	3,06	1,50	8,64	13,86	9,50	4,36	45,85%
8-Ago	Noche	2,40	2,40	3,08	3,05	1,60	9,22	15,03	10,14	4,89	48,26%
9-Ago	Noche	2,40	2,40	3,02	3,11	1,55	8,93	14,56	9,82	4,74	48,24%
11-Ago	Día	2,40	2,40	2,98	3,07	1,58	9,10	14,45	10,01	4,44	44,39%
12-Ago	Día	2,40	2,40	2,95	3,12	1,58	9,10	14,54	10,01	4,53	45,27%
13-Ago	Día	2,40	2,40	3,02	3,04	1,53	8,81	14,05	9,69	4,35	44,90%
14-Ago	Día	2,40	2,40	3,00	3,06	1,54	8,87	14,14	9,76	4,38	44,89%
15-Ago	Día	2,40	2,40	3,02	3,08	1,58	9,10	14,70	10,01	4,69	46,81%
16-Ago	Día	2,40	2,40	3,00	3,10	1,54	8,87	14,32	9,76	4,56	46,78%
17-Ago	Noche	2,40	2,40	2,98	3,10	1,60	9,22	14,78	10,14	4,64	45,80%
18-Ago	Noche	2,40	2,40	3,05	3,10	1,50	8,64	14,18	9,50	4,68	49,23%
20-Ago	Día	2,40	2,40	3,00	3,05	1,54	8,87	14,09	9,76	4,33	44,41%
21-Ago	Día	2,40	2,40	3,04	3,04	1,55	8,93	14,32	9,82	4,50	45,86%
22-Ago	Día	2,40	2,40	3,00	3,10	1,51	8,70	14,04	9,57	4,48	46,78%
23-Ago	Día	2,40	2,40	2,96	3,05	1,58	9,10	14,26	10,01	4,25	42,49%
24-Ago	Día	2,40	2,40	2,98	3,04	1,55	8,93	14,04	9,82	4,22	42,98%
25-Ago	Día	2,40	2,40	3,00	3,07	1,60	9,22	14,74	10,14	4,60	45,36%
26-Ago	Día	2,40	2,40	3,04	3,10	1,57	9,04	14,80	9,95	4,85	48,74%
27-Ago	Día	2,40	2,40	2,98	3,05	1,62	9,33	14,72	10,26	4,46	43,45%
28-Ago	Día	2,40	2,40	3,02	3,08	1,55	8,93	14,42	9,82	4,60	46,81%
29-Ago	Noche	2,40	2,40	2,97	3,12	1,57	9,04	14,55	9,95	4,60	46,25%
30-Ago	Noche	2,40	2,40	3,00	3,05	1,55	8,93	14,18	9,82	4,36	44,41%
31-Ago	Noche	2,40	2,40	3,04	3,10	1,61	9,27	15,17	10,20	4,97	48,74%
<b>Promedio</b>				<b>3,01</b>	<b>3,07</b>	<b>1,56</b>	<b>9,00</b>	<b>14,44</b>	<b>9,90</b>	<b>4,54</b>	<b>45,85%</b>

**Tabla 102 — Reporte de operación de volumen nominal real y sobre rotura posterior a lo propuesto en el Crucero 10564—SW**

Fecha	Guardia	Ancho labor	Altura labor	Ancho labor	Altura labor	Avance real (m)	Volumen Nominal (m <sup>3</sup> )	Volumen Real (m <sup>3</sup> )	Volumen Nominal (+10% permitido)(m <sup>3</sup> )	Diferencia (m <sup>3</sup> )	Sobre Rotura ejecutado
1-Ago	Día	2,4	2,4	2,45	2,47	1,55	8,93	9,38	9,82	-0,44	-4,49%
1-Ago	Noche	2,4	2,4	2,4	2,45	1,60	9,22	9,41	10,14	-0,73	-7,20%
2-Ago	Noche	2,4	2,4	2,4	2,49	1,58	9,10	9,44	10,01	-0,57	-5,68%
3-Ago	Día	2,4	2,4	2,45	2,46	1,62	9,33	9,76	10,26	-0,50	-4,88%
3-Ago	Noche	2,4	2,4	2,41	2,43	1,60	9,22	9,37	10,14	-0,77	-7,57%
4-Ago	Noche	2,4	2,4	2,4	2,43	1,61	9,27	9,39	10,20	-0,81	-7,95%
5-Ago	Noche	2,4	2,4	2,41	2,45	1,57	9,04	9,27	9,95	-0,68	-6,81%
6-Ago	Noche	2,40	2,40	2,46	2,43	1,55	8,93	9,27	9,82	-0,56	-5,65%
7-Ago	Día	2,40	2,40	2,45	2,47	1,56	8,99	9,44	9,88	-0,44	-4,49%
7-Ago	Noche	2,40	2,40	2,48	2,45	1,53	8,81	9,30	9,69	-0,40	-4,10%
8-Ago	Día	2,40	2,40	2,41	2,43	1,59	9,16	9,31	10,07	-0,76	-7,57%
8-Ago	Noche	2,40	2,40	2,40	2,46	1,58	9,10	9,33	10,01	-0,68	-6,82%
9-Ago	Noche	2,40	2,40	2,43	2,45	1,61	9,27	9,59	10,20	-0,62	-6,04%
10-Ago	Día	2,40	2,40	2,46	2,48	1,55	8,93	9,46	9,82	-0,36	-3,71%
11-Ago	Día	2,40	2,40	2,43	2,45	1,55	8,93	9,23	9,82	-0,59	-6,04%
12-Ago	Día	2,40	2,40	2,40	2,43	1,58	9,10	9,21	10,01	-0,80	-7,95%
12-Ago	Noche	2,40	2,40	2,43	2,45	1,58	9,10	9,41	10,01	-0,60	-6,04%
13-Ago	Día	2,40	2,40	2,41	2,47	1,58	9,10	9,41	10,01	-0,61	-6,05%
14-Ago	Día	2,40	2,40	2,50	2,43	1,62	9,33	9,84	10,26	-0,42	-4,12%
14-Ago	Noche	2,40	2,40	2,47	2,42	1,57	9,04	9,38	9,95	-0,56	-5,66%
15-Ago	Noche	2,40	2,40	2,42	2,47	1,59	9,16	9,50	10,07	-0,57	-5,66%
16-Ago	Noche	2,40	2,40	2,45	2,46	1,57	9,04	9,46	9,95	-0,49	-4,88%
17-Ago	Día	2,40	2,40	2,44	2,43	1,55	8,93	9,19	9,82	-0,63	-6,42%
17-Ago	Noche	2,40	2,40	2,40	2,45	1,58	9,10	9,29	10,01	-0,72	-7,20%
18-Ago	Día	2,40	2,40	2,42	2,43	1,60	9,22	9,41	10,14	-0,73	-7,19%
19-Ago	Día	2,40	2,40	2,47	2,48	1,61	9,27	9,86	10,20	-0,34	-3,32%
19-Ago	Noche	2,40	2,40	2,43	2,45	1,55	8,93	9,23	9,82	-0,59	-6,04%
21-Ago	Día	2,40	2,40	2,40	2,43	1,60	9,22	9,33	10,14	-0,81	-7,95%
21-Ago	Noche	2,40	2,40	2,47	2,41	1,56	8,99	9,29	9,88	-0,60	-6,05%
22-Ago	Día	2,40	2,40	2,43	2,46	1,58	9,10	9,44	10,01	-0,57	-5,65%
23-Ago	Día	2,40	2,40	2,41	2,46	1,55	8,93	9,19	9,82	-0,63	-6,43%
24-Ago	Día	2,40	2,40	2,48	2,48	1,59	9,16	9,78	10,07	-0,30	-2,93%
24-Ago	Noche	2,40	2,40	2,45	2,40	1,54	8,87	9,06	9,76	-0,70	-7,20%
25-Ago	Noche	2,40	2,40	2,43	2,44	1,60	9,22	9,49	10,14	-0,65	-6,42%
26-Ago	Día	2,40	2,40	2,47	2,49	1,56	8,99	9,59	9,88	-0,29	-2,93%



26-Ago	Noche	2,40	2,40	2,42	2,40	1,59	9,16	9,23	10,07	-0,84	-8,33%
27-Ago	Día	2,40	2,40	2,47	2,43	1,62	9,33	9,72	10,26	-0,54	-5,27%
28-Ago	Día	2,40	2,40	2,40	2,41	1,55	8,93	8,97	9,82	-0,86	-8,71%
28-Ago	Noche	2,40	2,40	2,48	2,40	1,63	9,39	9,70	10,33	-0,63	-6,06%
29-Ago	Noche	2,40	2,40	2,48	2,45	1,57	9,04	9,54	9,95	-0,41	-4,10%
30-Ago	Noche	2,40	2,40	2,40	2,46	1,60	9,22	9,45	10,14	-0,69	-6,82%
31-Ago	Día	2,40	2,40	2,44	2,45	1,54	8,87	9,21	9,76	-0,55	-5,65%
31-Ago	Noche	2,40	2,40	2,45	2,41	1,59	9,16	9,39	10,07	-0,69	-6,81%
<b>Promedio</b>				<b>2,44</b>	<b>2,45</b>	<b>1,58</b>	<b>9,10</b>	<b>9,41</b>	<b>10,00</b>	<b>-0,60</b>	<b>-5,98%</b>

**Tabla 103 — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura anterior a lo propuesto de la Galería 9169—S**

Fecha	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. Perf. Promedio	Ef. Perforacion real (%)	Avance real (m)	Ef. Voladura (%)
1-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,47	89,31%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,65	90,11%	1,42	86,17%
2-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,53	92,95%
3-Jul	Día	41,00	39,00	1,83	1,57	85,96%	1,45	92,24%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,50	91,13%
4-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,67	91,10%	1,52	91,24%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,58	86,61%	1,45	91,54%
5-Jul	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,44%	1,54	93,11%
6-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,67	91,10%	1,47	88,24%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,61	88,04%	1,45	90,06%
7-Jul	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,39	84,45%
8-Jul	Día	42,00	39,00	1,83	1,61	88,15%	1,55	96,15%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,33%	1,45	87,77%
9-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,63	89,02%	1,56	95,82%
10-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,22%	1,43	86,67%
	Noche	41,00	38,00	1,83	1,66	90,77%	1,48	89,16%
11-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,66	90,99%	1,40	84,13%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,65	90,33%	1,50	90,80%
12-Jul	Noche	43,00	40,00	1,83	1,66	90,88%	1,45	87,24%
13-Jul	Día	45,00	42,00	1,83	1,64	89,79%	1,47	89,52%
14-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,11%	1,50	91,02%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,65	90,00%	1,42	86,27%
15-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,67	91,21%	1,45	86,93%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,11%	1,39	84,34%
16-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,11%	1,40	84,95%
17-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,63	89,02%	1,48	90,91%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,33%	1,56	94,43%
18-Jul	Día	44,00	41,00	1,83	1,65	90,11%	1,46	88,59%
19-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,64	89,46%	1,45	88,63%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,39	84,45%
20-Jul	Día	43,00	42,00	1,83	1,67	91,32%	1,40	83,83%
21-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,39	84,45%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,67	91,10%	1,40	84,03%
22-Jul	Noche	41,00	38,00	1,83	1,65	90,00%	1,39	84,45%
23-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,22%	1,45	87,88%
	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,41	85,66%
24-Jul	Día	42,00	39,00	1,83	1,66	90,66%	1,52	91,68%
25-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,67	91,21%	1,40	83,93%

26-Jul	Noche	41,00	39,00	1,83	1,67	91,21%	1,46	87,53%
27-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,66	90,88%	1,39	83,63%
	Noche	41,00	38,00	1,83	1,67	91,10%	1,42	85,23%
28-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,65	90,11%	1,40	84,95%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,66	90,55%	1,45	87,56%
29-Jul	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,33%	1,39	84,14%
30-Jul	Noche	44,00	41,00	1,83	1,64	89,90%	1,40	85,16%
31-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,66	90,55%	1,40	84,54%
	Noche	41,00	38,00	1,83	1,64	89,79%	1,42	86,48%
<b>Promedio general</b>		<b>43,04</b>	<b>40,13</b>	<b>1,83</b>	<b>1,65</b>	<b>90,07%</b>	<b>1,45</b>	<b>87,94%</b>

**Tabla 104 — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura anterior a lo propuesto de la Galería 9169—S Crucero 10564—SW**

Fecha	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. perf. Promedio	Ef. Perforación real (%)	Avance real (m)	Ef. Voladura (%)
1-Jul	Día	45,00	42,00	1,83	1,63	89,24%	1,50	91,91%
	Noche	43,00	41,00	1,83	1,65	90,11%	1,48	89,81%
2-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,63	89,35%	1,45	88,74%
3-Jul	Día	44,00	42,00	1,83	1,65	90,33%	1,50	90,80%
4-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,63	89,35%	1,47	89,96%
	Noche	43,00	41,00	1,83	1,67	91,21%	1,55	92,93%
5-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,63	89,13%	1,52	93,25%
	Noche	44,00	42,00	1,83	1,63	89,24%	1,45	88,85%
6-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,63	89,13%	1,50	92,02%
	Noche	43,00	41,00	1,83	1,61	88,04%	1,45	90,06%
8-Jul	Día	43,00	40,00	1,83	1,64	89,90%	1,52	92,46%
	Noche	44,00	42,00	1,83	1,64	89,90%	1,52	92,46%
9-Jul	Noche	45,00	42,00	1,83	1,65	90,00%	1,46	88,70%
10-Jul	Día	43,00	41,00	1,83	1,65	90,00%	1,50	91,13%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,65	90,00%	1,57	95,38%
11-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,65	90,33%	1,50	90,80%
12-Jul	Noche	45,00	42,00	1,83	1,65	90,00%	1,51	91,74%
13-Jul	Noche	43,00	41,00	1,83	1,66	90,66%	1,52	91,68%
14-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,58	95,99%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,65	90,00%	1,54	93,56%
15-Jul	Noche	43,00	41,00	1,83	1,61	88,25%	1,50	92,94%
16-Jul	Día	43,00	41,00	1,83	1,65	90,11%	1,47	89,20%
	Noche	43,00	42,00	1,83	1,63	89,02%	1,50	92,14%
17-Jul	Noche	42,00	40,00	1,83	1,66	90,55%	1,52	91,79%
18-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,65	90,00%	1,42	86,27%
	Noche	42,00	40,00	1,83	1,64	89,46%	1,45	88,63%
19-Jul	Noche	44,00	42,00	1,83	1,67	91,32%	1,45	86,83%
20-Jul	Día	44,00	42,00	1,83	1,67	91,32%	1,57	94,01%
	Noche	43,00	41,00	1,83	1,66	90,55%	1,50	90,58%
21-Jul	Noche	42,00	40,00	1,83	1,65	90,22%	1,46	88,48%
22-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,65	90,11%	1,50	91,02%
	Noche	44,00	42,00	1,83	1,66	90,77%	1,54	92,77%
23-Jul	Noche	43,00	41,00	1,83	1,67	91,32%	1,49	89,22%
24-Jul	Noche	43,00	41,00	1,83	1,66	90,99%	1,56	93,75%
25-Jul	Día	43,00	41,00	1,83	1,64	89,57%	1,50	91,58%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,64	89,68%	1,51	92,07%

26-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,64	89,68%	1,50	91,46%
27-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,65	90,33%	1,52	92,01%
	Noche	42,00	40,00	1,83	1,64	89,90%	1,50	91,24%
28-Jul	Noche	43,00	41,00	1,83	1,65	90,11%	1,45	87,99%
29-Jul	Día	42,00	40,00	1,83	1,64	89,46%	1,53	93,52%
	Noche	41,00	40,00	1,83	1,63	89,13%	1,50	92,02%
30-Jul	Día	43,00	41,00	1,83	1,65	90,22%	1,55	93,94%
	Noche	45,00	42,00	1,83	1,66	90,88%	1,46	87,85%
31-Jul	Noche	43,00	40,00	1,83	1,65	90,22%	1,45	87,88%
<b>Promedio general</b>		<b>43,13</b>	<b>40,91</b>	<b>1,83</b>	<b>1,65</b>	<b>89,98%</b>	<b>1,50</b>	<b>91,14%</b>

**Tabla 105 — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura propuesto de la Galería 9169—S**

Fecha	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. Perf. Promedio (m)	Ef. Perforación real (%)	Avance real (m)	Ef. Voladura (%)
1-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,30%	1,61	95,38%
	Noche	38	36	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
2-Ago	Día	36	34	1,83	1,68	91,97%	1,60	95,12%
	Noche	39	37	1,83	1,68	92,08%	1,62	96,20%
3-Ago	Día	36	35	1,83	1,69	92,41%	1,61	95,27%
	Noche	37	35	1,83	1,69	92,30%	1,61	95,38%
4-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,59	94,31%
	Noche	38	36	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
5-Ago	Noche	36	34	1,83	1,68	91,97%	1,58	93,94%
6-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
	Noche	38	36	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
7-Ago	Día	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,62	96,09%
	Noche	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,59	94,31%
8-Ago	Noche	39	36	1,83	1,69	92,19%	1,63	96,68%
9-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
	Noche	36	35	1,83	1,68	92,08%	1,58	93,82%
10-Ago	Día	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,58	93,71%
11-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	91,97%	1,60	95,12%
	Noche	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
12-Ago	Día	37	34	1,83	1,68	91,86%	1,58	94,05%
13-Ago	Día	39	37	1,83	1,68	92,08%	1,62	96,20%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,58	93,71%
14-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
15-Ago	Día	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,58	93,71%
16-Ago	Día	36	34	1,83	1,69	92,19%	1,61	95,49%
	Noche	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,59	94,31%
17-Ago	Noche	39	36	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
18-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,59	94,31%
	Noche	39	36	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
19-Ago	Noche	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,58	93,71%
20-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,30%	1,62	95,97%
	Noche	39	36	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
21-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	91,97%	1,59	94,53%
	Noche	39	36	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
22-Ago	Día	36	34	1,83	1,68	92,08%	1,63	96,79%
	Noche	37	35	1,83	1,68	91,97%	1,59	94,53%
23-Ago	Día	38	36	1,83	1,67	91,43%	1,60	95,69%
24-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,63	96,79%

	Noche	37	35	1,83	1,68	91,97%	1,59	94,53%
25-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
	Noche	39	36	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
26-Ago	Día	36	34	1,83	1,68	91,97%	1,58	93,94%
	Noche	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,63	96,79%
27-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,62	96,09%
28-Ago	Día	38	35	1,83	1,69	92,30%	1,63	96,56%
	Noche	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,62	96,09%
29-Ago	Día	36	34	1,83	1,68	91,97%	1,58	93,94%
	Noche	36	34	1,83	1,69	92,19%	1,60	94,90%
30-Ago	Día	38	36	1,83	1,69	92,41%	1,62	95,86%
	Noche	37	35	1,83	1,68	91,64%	1,59	94,87%
31-Ago	Día	36	34	1,83	1,69	92,19%	1,60	94,90%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,41%	1,62	95,86%
<b>Promedio general</b>		<b>37</b>	<b>35</b>	<b>1,83</b>	<b>1,68</b>	<b>92,11%</b>	<b>1,60</b>	<b>95,01%</b>

**Tabla 106 — Reporte diario de eficiencias de perforación y voladura propuesto del Crucero 10564—SW**

Fecha	Guardia	Tal. Perforados	Tal. Cargados	Barra de perforación (m)	Long. Perf. Promedio	Ef. perforación real (%)	Avance real (m)	Ef. Voladura (%)
1-Ago	Día	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,63	96,68%
	Noche	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
2-Ago	Noche	39	37	1,83	1,69	92,30%	1,62	95,97%
3-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	92,08%	1,62	96,20%
	Noche	38	36	1,83	1,68	91,64%	1,60	95,47%
4-Ago	Noche	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,61	95,49%
5-Ago	Noche	39	37	1,83	1,66	90,99%	1,58	94,95%
6-Ago	Noche	38	36	1,83	1,68	91,86%	1,60	95,24%
7-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,64	97,27%
	Noche	37	35	1,83	1,69	92,30%	1,57	93,01%
8-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	92,08%	1,59	94,42%
	Noche	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,60	94,90%
9-Ago	Noche	38	36	1,83	1,69	92,30%	1,61	95,38%
10-Ago	Día	39	37	1,83	1,68	92,08%	1,57	93,23%
11-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	91,86%	1,63	97,02%
12-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	91,97%	1,58	93,94%
	Noche	37	35	1,83	1,68	91,75%	1,56	92,97%
13-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	91,86%	1,60	95,24%
14-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,52%	1,62	95,74%
	Noche	39	37	1,83	1,68	91,86%	1,58	94,05%
15-Ago	Noche	37	35	1,83	1,68	91,86%	1,59	94,64%
16-Ago	Noche	38	36	1,83	1,69	92,52%	1,57	92,79%
17-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,19%	1,63	96,68%
	Noche	38	36	1,83	1,68	92,08%	1,61	95,61%
18-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	91,86%	1,60	95,24%
19-Ago	Día	37	35	1,83	1,69	92,41%	1,61	95,27%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,19%	1,64	97,27%
21-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	92,08%	1,60	95,01%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,30%	1,57	93,01%
22-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	91,86%	1,58	94,05%
23-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	91,97%	1,62	96,31%
24-Ago	Día	39	37	1,83	1,68	91,97%	1,60	95,12%
	Noche	38	36	1,83	1,67	91,43%	1,57	93,90%
25-Ago	Noche	37	35	1,83	1,69	92,52%	1,60	94,56%
26-Ago	Día	38	36	1,83	1,69	92,30%	1,58	93,60%
	Noche	38	36	1,83	1,69	92,63%	1,59	93,86%
27-Ago	Día	37	35	1,83	1,68	91,64%	1,62	96,66%
28-Ago	Día	38	36	1,83	1,68	91,97%	1,59	94,53%



	Noche	37	35	1,83	1,69	92,30%	1,62	95,97%
29-Ago	Noche	38	36	1,83	1,69	92,30%	1,60	94,79%
30-Ago	Noche	37	35	1,83	1,69	92,52%	1,60	94,56%
31-Ago	Día	39	37	1,83	1,68	91,97%	1,59	94,53%
	Noche	38	36	1,83	1,68	91,97%	1,62	96,31%
<b>Promedio general</b>		<b>38</b>	<b>36</b>	<b>1,83</b>	<b>1,68</b>	<b>92,07%</b>	<b>1,60</b>	<b>95,03%</b>

**Tabla 107 — Consumo diario de explosivos anterior al propuesto por la nueva malla de perforación de la Galería 9169—S**

Fecha	Guardia	Tal. Cargados	Semexsa 65% de 7/8" X 7"	Exsadit 45% de 7/8" X 7"	Explosivo (Kg)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Factor de carga lineal (Kg/m)	Factor de carga (Kg/m <sup>3</sup> )	Rendimiento m/H-Gdia
1-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,47	14,53	2,52	0,49
	Noche	42,00	255,00	20,00	22,18	8,18	15,62	2,71	0,47
2-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,81	13,96	2,42	0,51
3-Jul	Día	39,00	240,00	20,00	20,96	8,35	14,46	2,51	0,48
	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,64	14,24	2,47	0,50
4-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,76	14,06	2,44	0,51
	Noche	42,00	255,00	20,00	22,18	8,35	15,29	2,66	0,48
5-Jul	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,87	13,87	2,41	0,51
6-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,47	14,53	2,52	0,49
	Noche	42,00	255,00	20,00	22,18	8,35	15,29	2,66	0,48
7-Jul	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,01	15,37	2,67	0,46
8-Jul	Día	39,00	240,00	20,00	20,96	8,93	13,52	2,35	0,52
	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,35	14,73	2,56	0,48
9-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,99	13,70	2,38	0,52
10-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,24	14,94	2,59	0,48
	Noche	38,00	235,00	20,00	20,56	8,52	13,89	2,41	0,49
11-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,06	15,26	2,65	0,47
	Noche	42,00	255,00	20,00	22,18	8,64	14,78	2,57	0,50
12-Jul	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,35	14,73	2,56	0,48
13-Jul	Día	42,00	255,00	20,00	22,18	8,47	15,09	2,62	0,49
14-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,64	14,24	2,47	0,50
	Noche	42,00	255,00	20,00	22,18	8,18	15,62	2,71	0,47
15-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,35	14,73	2,56	0,48
	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,01	15,37	2,67	0,46
16-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,06	15,26	2,65	0,47
17-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,52	14,44	2,51	0,49
	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,99	13,70	2,38	0,52
18-Jul	Día	41,00	250,00	20,00	21,77	8,41	14,91	2,59	0,49
19-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,35	14,73	2,56	0,48
	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,01	15,37	2,67	0,46
20-Jul	Día	42,00	255,00	20,00	22,18	8,06	15,84	2,75	0,47
21-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,01	15,37	2,67	0,46
	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,06	15,26	2,65	0,47
22-Jul	Noche	38,00	235,00	20,00	20,56	8,01	14,79	2,57	0,46
23-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,35	14,73	2,56	0,48
	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,12	15,15	2,63	0,47
24-Jul	Día	39,00	240,00	20,00	20,96	8,76	13,79	2,39	0,51

25-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,06	15,26	2,65	0,47
26-Jul	Noche	39,00	240,00	20,00	20,96	8,41	14,36	2,49	0,49
27-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,01	15,37	2,67	0,46
	Noche	38,00	235,00	20,00	20,56	8,18	14,48	2,51	0,47
28-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,06	15,26	2,65	0,47
	Noche	42,00	255,00	20,00	22,18	8,35	15,29	2,66	0,48
29-Jul	Noche	40,00	245,00	20,00	21,37	8,01	15,37	2,67	0,46
30-Jul	Noche	41,00	250,00	20,00	21,77	8,06	15,55	2,70	0,47
31-Jul	Día	40,00	245,00	20,00	21,37	8,06	15,26	2,65	0,47
	Noche	38,00	235,00	20,00	20,56	8,18	14,48	2,51	0,47
<b>Promedio general</b>		<b>40,13</b>	<b>245,64</b>	<b>20,00</b>	<b>21,42</b>	<b>8,34</b>	<b>14,81</b>	<b>2,57</b>	<b>0,48</b>

**Tabla 108 — Consumo diario de explosivos anterior al propuesto por la nueva malla de perforación del Crucero 10564—SW**

Fecha	Guardia	Tal. Cargados	Semexsa 65% de 7/8" X 7"	Exsadit 45% de 7/8" X 7"	Explosivo (Kg)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Factor de carga lineal (Kg/m)	Factor de carga (Kg/m <sup>3</sup> )	Rendimiento m/H-Gdia
1-Jul	Día	42,00	255	25	22,56	13,50	15,04	1,67	0,50
	Noche	41,00	250	25	22,15	13,32	14,97	1,66	0,49
2-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,05	15,00	1,67	0,48
3-Jul	Día	42,00	255	25	22,56	13,50	15,04	1,67	0,50
4-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,23	14,79	1,64	0,49
	Noche	41,00	250	25	22,15	13,95	14,29	1,59	0,52
5-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,68	14,31	1,59	0,51
	Noche	42,00	255	25	22,56	13,05	15,56	1,73	0,48
6-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,50	14,50	1,61	0,50
	Noche	41,00	250	25	22,15	13,05	15,28	1,70	0,48
8-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,68	14,31	1,59	0,51
	Noche	42,00	255	25	22,56	13,68	14,84	1,65	0,51
9-Jul	Noche	42,00	255	25	22,56	13,14	15,45	1,72	0,49
10-Jul	Día	41,00	250	25	22,15	13,50	14,77	1,64	0,50
	Noche	42,00	255	25	22,56	14,13	14,37	1,60	0,52
11-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,50	14,50	1,61	0,50
12-Jul	Noche	42,00	255	25	22,56	13,59	14,94	1,66	0,50
13-Jul	Noche	41,00	250	25	22,15	13,68	14,57	1,62	0,51
14-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	14,22	13,76	1,53	0,53
	Noche	42,00	255	25	22,56	13,86	14,65	1,63	0,51
15-Jul	Noche	41,00	250	25	22,15	13,50	14,77	1,64	0,50
16-Jul	Día	41,00	250	25	22,15	13,23	15,07	1,67	0,49
	Noche	42,00	255	25	22,56	13,50	15,04	1,67	0,50
17-Jul	Noche	40,00	245	25	21,75	13,68	14,31	1,59	0,51
18-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	12,78	15,31	1,70	0,47
	Noche	40,00	245	25	21,75	13,05	15,00	1,67	0,48
19-Jul	Noche	42,00	255	25	22,56	13,05	15,56	1,73	0,48
20-Jul	Día	42,00	255	25	22,56	14,13	14,37	1,60	0,52
	Noche	41,00	250	25	22,15	13,50	14,77	1,64	0,50
21-Jul	Noche	40,00	245	25	21,75	13,14	14,89	1,65	0,49
22-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,50	14,50	1,61	0,50
	Noche	42,00	255	25	22,56	13,86	14,65	1,63	0,51
23-Jul	Noche	41,00	250	25	22,15	13,41	14,87	1,65	0,50
24-Jul	Noche	41,00	250	25	22,15	14,04	14,20	1,58	0,52
25-Jul	Día	41,00	250	25	22,15	13,50	14,77	1,64	0,50
	Noche	42,00	255	25	22,56	13,59	14,94	1,66	0,50
26-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,50	14,50	1,61	0,50

27-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,68	14,31	1,59	0,51
	Noche	40,00	245	25	21,75	13,50	14,50	1,61	0,50
28-Jul	Noche	41,00	250	25	22,15	13,05	15,28	1,70	0,48
29-Jul	Día	40,00	245	25	21,75	13,77	14,21	1,58	0,51
	Noche	40,00	245	25	21,75	13,50	14,50	1,61	0,50
30-Jul	Día	41,00	250	25	22,15	13,95	14,29	1,59	0,52
	Noche	42,00	255	25	22,56	13,14	15,45	1,72	0,49
31-Jul	Noche	40,00	245	25	21,75	13,05	15,00	1,67	0,48
<b>Promedio general</b>		<b>40,91</b>	<b>250</b>	<b>25</b>	<b>22,11</b>	<b>13,50</b>	<b>14,75</b>	<b>1,64</b>	<b>0,50</b>

**Tabla 109 — Consumo diario de explosivos propuesto por la nueva malla de perforación de la Galería 9169—S**

Fecha	Guardia	Tal. Cargados	Semexsa 65% de 7/8" X 7"	Exsadit 45% de 7/8" X 7"	Explosivo (Kg)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Factor de carga lineal (Kg/m)	Factor de carga (Kg/m <sup>3</sup> )	Rendimiento m/H-Gdia
1-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,27	10,70	1,86	0,54
	Noche	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53
2-Ago	Día	34	188	20	16,75	9,22	10,47	1,82	0,53
	Noche	37	207	20	18,29	9,33	11,29	1,96	0,54
3-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,27	10,70	1,86	0,54
	Noche	35	194	20	17,23	9,27	10,70	1,86	0,54
4-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
	Noche	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53
5-Ago	Noche	34	188	20	16,75	9,10	10,60	1,84	0,53
6-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
	Noche	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53
7-Ago	Día	36	200	20	17,72	9,33	10,94	1,90	0,54
	Noche	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
8-Ago	Noche	36	200	20	17,72	9,39	10,87	1,89	0,54
9-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
	Noche	35	194	20	17,23	9,10	10,91	1,89	0,53
10-Ago	Día	36	200	20	17,72	9,10	11,22	1,95	0,53
11-Ago	Día	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53
	Noche	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
12-Ago	Día	34	188	20	16,75	9,10	10,60	1,84	0,53
13-Ago	Día	37	207	20	18,29	9,33	11,29	1,96	0,54
	Noche	36	200	20	17,72	9,10	11,22	1,95	0,53
14-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
15-Ago	Día	36	200	20	17,72	9,10	11,22	1,95	0,53
16-Ago	Día	34	188	20	16,75	9,27	10,40	1,81	0,54
	Noche	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
17-Ago	Noche	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53
18-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
	Noche	36	200	20	17,72	9,16	11,14	1,93	0,53
19-Ago	Noche	36	200	20	17,72	9,10	11,22	1,95	0,53
20-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,33	10,64	1,85	0,54
	Noche	36	200	20	17,72	9,16	11,14	1,93	0,53
21-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
	Noche	36	200	20	17,72	9,16	11,14	1,93	0,53
22-Ago	Día	34	188	20	16,75	9,39	10,27	1,78	0,54
	Noche	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
23-Ago	Día	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53

24-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,39	10,57	1,84	0,54
	Noche	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
25-Ago	Día	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53
	Noche	36	200	20	17,72	9,22	11,08	1,92	0,53
26-Ago	Día	34	188	20	16,75	9,10	10,60	1,84	0,53
	Noche	35	194	20	17,23	9,39	10,57	1,84	0,54
27-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,33	10,64	1,85	0,54
28-Ago	Día	35	194	20	17,23	9,39	10,57	1,84	0,54
	Noche	35	194	20	17,23	9,33	10,64	1,85	0,54
29-Ago	Día	34	188	20	16,75	9,10	10,60	1,84	0,53
	Noche	34	188	20	16,75	9,22	10,47	1,82	0,53
30-Ago	Día	36	200	20	17,72	9,33	10,94	1,90	0,54
	Noche	35	194	20	17,23	9,16	10,84	1,88	0,53
31-Ago	Día	34	188	20	16,75	9,22	10,47	1,82	0,53
	Noche	36	200	20	17,72	9,33	10,94	1,90	0,54
<b>Promedio general</b>		<b>35</b>	<b>196</b>	<b>20</b>	<b>17,37</b>	<b>9,22</b>	<b>10,85</b>	<b>1,88</b>	<b>0,53</b>

**Tabla 110 — Consumo diario de explosivos propuesto por la nueva malla de perforación del Crucero 10564—SW**

Fecha	Guardia	Tal. Cargados	Semexsa 65% de 7/8" X 7"	Exsadit 45% de 7/8" X 7"	Explosivo (Kg)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Factor de carga lineal (Kg/m)	Factor de carga (Kg/m <sup>3</sup> )	Rendimiento m/H-Gdia
1-Ago	Día	36	180	16	15,80	14,67	9,69	1,08	0,54
	Noche	35	200	16	17,42	14,40	10,89	1,21	0,53
2-Ago	Noche	37	180	16	15,80	14,58	9,75	1,08	0,54
3-Ago	Día	36	200	16	17,42	14,58	10,75	1,19	0,54
	Noche	36	200	16	17,42	14,40	10,89	1,21	0,53
4-Ago	Noche	35	200	16	17,42	14,49	10,82	1,20	0,54
5-Ago	Noche	37	195	16	17,01	14,22	10,77	1,20	0,53
6-Ago	Noche	36	189	16	16,53	14,40	10,33	1,15	0,53
7-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,76	9,78	1,09	0,55
	Noche	35	183	16	16,04	14,13	10,22	1,14	0,52
8-Ago	Día	36	189	16	16,53	14,31	10,39	1,15	0,53
	Noche	35	183	16	16,04	14,40	10,02	1,11	0,53
9-Ago	Noche	36	189	16	16,53	14,49	10,26	1,14	0,54
10-Ago	Día	37	195	16	17,01	14,13	10,84	1,20	0,52
11-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,67	9,84	1,09	0,54
12-Ago	Día	36	189	16	16,53	14,22	10,46	1,16	0,53
	Noche	35	183	16	16,04	14,04	10,28	1,14	0,52
13-Ago	Día	36	189	16	16,53	14,40	10,33	1,15	0,53
14-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,58	9,90	1,10	0,54
	Noche	37	195	16	17,01	14,22	10,77	1,20	0,53
15-Ago	Noche	35	183	16	16,04	14,31	10,09	1,12	0,53
16-Ago	Noche	36	189	16	16,53	14,13	10,53	1,17	0,52
17-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,67	9,84	1,09	0,54
	Noche	36	189	16	16,53	14,49	10,26	1,14	0,54
18-Ago	Día	36	189	16	16,53	14,40	10,33	1,15	0,53
19-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,49	9,96	1,11	0,54
	Noche	36	189	16	16,53	14,76	10,08	1,12	0,55
21-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,40	10,02	1,11	0,53
	Noche	36	189	16	16,53	14,13	10,53	1,17	0,52
22-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,22	10,15	1,13	0,53
23-Ago	Día	36	189	16	16,53	14,58	10,20	1,13	0,54
24-Ago	Día	37	195	16	17,01	14,40	10,63	1,18	0,53
	Noche	36	189	16	16,53	14,13	10,53	1,17	0,52
25-Ago	Noche	35	183	16	16,04	14,40	10,02	1,11	0,53
26-Ago	Día	36	189	16	16,53	14,22	10,46	1,16	0,53



	Noche	36	189	16	16,53	14,31	10,39	1,15	0,53
27-Ago	Día	35	183	16	16,04	14,58	9,90	1,10	0,54
28-Ago	Día	36	189	16	16,53	14,31	10,39	1,15	0,53
	Noche	35	183	16	16,04	14,58	9,90	1,10	0,54
29-Ago	Noche	36	189	16	16,53	14,40	10,33	1,15	0,53
30-Ago	Noche	35	183	16	16,04	14,40	10,02	1,11	0,53
31-Ago	Día	37	195	16	17,01	14,31	10,70	1,19	0,53
	Noche	36	189	16	16,53	14,58	10,20	1,13	0,54
<b>Promedio general</b>		<b>36</b>	<b>188</b>	<b>16</b>	<b>16,46</b>	<b>14,40</b>	<b>10,29</b>	<b>1,14</b>	<b>0,53</b>

**Tabla 111 — Reporte diario de sobre rotura ejecutado anterior al propuesto de la Galería 9169—S**

Fecha	Guardia	Ancho prog.	Altura prog.	Ancho real	Altura real	Avance real (m)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Volumen real (m <sup>3</sup> )	Volumen Nominal m <sup>3</sup> (+10% permitido)	Diferencia (m <sup>3</sup> )	Sobre rotura ejecutado
1-Jul	Día	2,40	2,40	2,65	2,65	1,47	8,47	10,32	9,31	1,01	10,83%
	Noche	2,40	2,40	2,60	2,65	1,42	8,18	9,78	9,00	0,79	8,74%
2-Jul	Día	2,40	2,40	2,66	2,56	1,53	8,81	10,42	9,69	0,72	7,47%
3-Jul	Día	2,40	2,40	2,57	2,65	1,45	8,35	9,88	9,19	0,69	7,49%
	Noche	2,40	2,40	2,75	2,57	1,50	8,64	10,60	9,50	1,10	11,55%
4-Jul	Día	2,40	2,40	2,67	2,70	1,52	8,76	10,96	9,63	1,33	13,78%
	Noche	2,40	2,40	2,70	2,65	1,45	8,35	10,37	9,19	1,19	12,93%
5-Jul	Noche	2,40	2,40	2,58	2,66	1,54	8,87	10,57	9,76	0,81	8,31%
6-Jul	Día	2,40	2,40	2,65	2,65	1,47	8,47	10,32	9,31	1,01	10,83%
	Noche	2,40	2,40	2,71	2,56	1,45	8,35	10,06	9,19	0,87	9,49%
7-Jul	Noche	2,40	2,40	2,69	2,64	1,39	8,01	9,87	8,81	1,06	12,08%
8-Jul	Día	2,40	2,40	2,70	2,59	1,55	8,93	10,84	9,82	1,02	10,37%
	Noche	2,40	2,40	2,64	2,65	1,45	8,35	10,14	9,19	0,96	10,42%
9-Jul	Día	2,40	2,40	2,70	2,68	1,56	8,99	11,29	9,88	1,40	14,20%
10-Jul	Día	2,40	2,40	2,67	2,57	1,43	8,24	9,81	9,06	0,75	8,30%
	Noche	2,40	2,40	2,64	2,60	1,48	8,52	10,16	9,38	0,78	8,33%
11-Jul	Día	2,40	2,40	2,66	2,72	1,40	8,06	10,13	8,87	1,26	14,19%
	Noche	2,40	2,40	2,70	2,59	1,50	8,64	10,49	9,50	0,99	10,37%
12-Jul	Noche	2,40	2,40	2,65	2,65	1,45	8,35	10,18	9,19	1,00	10,83%
13-Jul	Día	2,40	2,40	2,67	2,64	1,47	8,47	10,36	9,31	1,05	11,25%
14-Jul	Día	2,40	2,40	2,65	2,66	1,50	8,64	10,57	9,50	1,07	11,25%
	Noche	2,40	2,40	2,70	2,60	1,42	8,18	9,97	9,00	0,97	10,80%
15-Jul	Día	2,40	2,40	2,60	2,59	1,45	8,35	9,76	9,19	0,58	6,28%
	Noche	2,40	2,40	2,70	2,66	1,39	8,01	9,98	8,81	1,18	13,35%
16-Jul	Día	2,40	2,40	2,75	2,55	1,40	8,06	9,82	8,87	0,95	10,68%
17-Jul	Día	2,40	2,40	2,65	2,57	1,48	8,52	10,08	9,38	0,70	7,49%
	Noche	2,40	2,40	2,63	2,56	1,56	8,99	10,50	9,88	0,62	6,26%
18-Jul	Día	2,40	2,40	2,65	2,55	1,46	8,41	9,87	9,25	0,62	6,65%
19-Jul	Día	2,40	2,40	2,67	2,54	1,45	8,35	9,83	9,19	0,65	7,04%
	Noche	2,40	2,40	2,60	2,55	1,39	8,01	9,22	8,81	0,41	4,64%
20-Jul	Día	2,40	2,40	2,64	2,65	1,40	8,06	9,79	8,87	0,92	10,42%
21-Jul	Día	2,40	2,40	2,65	2,60	1,39	8,01	9,58	8,81	0,77	8,74%
	Noche	2,40	2,40	2,72	2,60	1,40	8,06	9,90	8,87	1,03	11,62%
22-Jul	Noche	2,40	2,40	2,54	2,62	1,39	8,01	9,25	8,81	0,44	5,03%
23-Jul	Día	2,40	2,40	2,72	2,66	1,45	8,35	10,49	9,19	1,30	14,19%
	Noche	2,40	2,40	2,65	2,66	1,41	8,12	9,94	8,93	1,01	11,25%

24-Jul	Día	2,40	2,40	2,70	2,62	1,52	8,76	10,75	9,63	1,12	11,65%
25-Jul	Día	2,40	2,40	2,64	2,55	1,40	8,06	9,42	8,87	0,55	6,25%
26-Jul	Noche	2,40	2,40	2,72	2,58	1,46	8,41	10,25	9,25	1,00	10,76%
27-Jul	Día	2,40	2,40	2,68	2,62	1,39	8,01	9,76	8,81	0,95	10,82%
	Noche	2,40	2,40	2,70	2,55	1,42	8,18	9,78	9,00	0,78	8,66%
28-Jul	Día	2,40	2,40	2,67	2,65	1,40	8,06	9,91	8,87	1,04	11,67%
	Noche	2,40	2,40	2,68	2,60	1,45	8,35	10,10	9,19	0,92	9,97%
29-Jul	Noche	2,40	2,40	2,72	2,67	1,39	8,01	10,09	8,81	1,29	14,62%
30-Jul	Noche	2,40	2,40	2,57	2,65	1,40	8,06	9,53	8,87	0,66	7,49%
31-Jul	Día	2,40	2,40	2,70	2,64	1,40	8,06	9,98	8,87	1,11	12,50%
	Noche	2,40	2,40	2,65	2,65	1,42	8,18	9,97	9,00	0,97	10,83%
<b>Promedio general</b>		<b>2,40</b>	<b>2,40</b>	<b>2,66</b>	<b>2,62</b>	<b>1,45</b>	<b>8,34</b>	<b>10,10</b>	<b>9,18</b>	<b>0,92</b>	<b>10,06%</b>

**Tabla 112 — Reporte diario de sobre rotura ejecutado anterior al propuesto de la Crucero 10564—SW**

Fecha	Guardia	Ancho prog. (m)	Altura prog. (m)	Ancho real (m)	Altura real (m)	Avance real (m)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Volumen real (m <sup>3</sup> )	Volumen nominal m <sup>3</sup> (+10% permitido)	Diferencia (m <sup>3</sup> )	sobre rotura ejecutado (%)
1-Jul	Día	3,00	3,00	3,30	3,35	1,50	13,50	16,58	14,85	1,73	11,67%
	Noche	3,00	3,00	3,32	3,28	1,48	13,32	16,12	14,65	1,46	10,00%
2-Jul	Día	3,00	3,00	3,34	3,20	1,45	13,05	15,50	14,36	1,14	7,96%
3-Jul	Día	3,00	3,00	3,35	3,35	1,50	13,50	16,83	14,85	1,98	13,36%
4-Jul	Día	3,00	3,00	3,30	3,38	1,47	13,23	16,40	14,55	1,84	12,67%
	Noche	3,00	3,00	3,28	3,35	1,55	13,95	17,03	15,35	1,69	10,99%
5-Jul	Día	3,00	3,00	3,37	3,30	1,52	13,68	16,90	15,05	1,86	12,33%
	Noche	3,00	3,00	3,32	3,39	1,45	13,05	16,32	14,36	1,96	13,68%
6-Jul	Día	3,00	3,00	3,20	3,30	1,50	13,50	15,84	14,85	0,99	6,67%
	Noche	3,00	3,00	3,32	3,34	1,45	13,05	16,08	14,36	1,72	12,01%
8-Jul	Día	3,00	3,00	3,30	3,31	1,52	13,68	16,60	15,05	1,55	10,33%
	Noche	3,00	3,00	3,26	3,35	1,52	13,68	16,60	15,05	1,55	10,31%
9-Jul	Noche	3,00	3,00	3,30	3,20	1,46	13,14	15,42	14,45	0,96	6,67%
10-Jul	Día	3,00	3,00	3,32	3,37	1,50	13,50	16,78	14,85	1,93	13,01%
	Noche	3,00	3,00	3,20	3,30	1,57	14,13	16,58	15,54	1,04	6,67%
11-Jul	Día	3,00	3,00	3,26	3,40	1,50	13,50	16,63	14,85	1,78	11,96%
12-Jul	Noche	3,00	3,00	3,37	3,35	1,51	13,59	17,05	14,95	2,10	14,04%
13-Jul	Noche	3,00	3,00	3,30	3,40	1,52	13,68	17,05	15,05	2,01	13,33%
14-Jul	Día	3,00	3,00	3,35	3,25	1,58	14,22	17,20	15,64	1,56	9,97%
	Noche	3,00	3,00	3,20	3,30	1,54	13,86	16,26	15,25	1,02	6,67%
15-Jul	Noche	3,00	3,00	3,36	3,30	1,50	13,50	16,63	14,85	1,78	12,00%
16-Jul	Día	3,00	3,00	3,31	3,37	1,47	13,23	16,40	14,55	1,84	12,67%
	Noche	3,00	3,00	3,20	3,27	1,50	13,50	15,70	14,85	0,85	5,70%
17-Jul	Noche	3,00	3,00	3,35	3,24	1,52	13,68	16,50	15,05	1,45	9,64%
18-Jul	Día	3,00	3,00	3,26	3,25	1,42	12,78	15,04	14,06	0,99	7,02%
	Noche	3,00	3,00	3,28	3,35	1,45	13,05	15,93	14,36	1,58	10,99%
19-Jul	Noche	3,00	3,00	3,26	3,40	1,45	13,05	16,07	14,36	1,72	11,96%
20-Jul	Día	3,00	3,00	3,20	3,30	1,57	14,13	16,58	15,54	1,04	6,67%
	Noche	3,00	3,00	3,26	3,27	1,50	13,50	15,99	14,85	1,14	7,68%
21-Jul	Noche	3,00	3,00	3,20	3,40	1,46	13,14	15,88	14,45	1,43	9,90%
22-Jul	Día	3,00	3,00	3,35	3,25	1,50	13,50	16,33	14,85	1,48	9,97%
	Noche	3,00	3,00	3,29	3,27	1,54	13,86	16,57	15,25	1,32	8,67%
23-Jul	Noche	3,00	3,00	3,26	3,36	1,49	13,41	16,32	14,75	1,57	10,64%
24-Jul	Noche	3,00	3,00	3,25	3,20	1,56	14,04	16,22	15,44	0,78	5,05%
25-Jul	Día	3,00	3,00	3,32	3,30	1,50	13,50	16,43	14,85	1,58	10,67%
	Noche	3,00	3,00	3,30	3,35	1,51	13,59	16,69	14,95	1,74	11,67%

26-Jul	Día	3,00	3,00	3,30	3,35	1,50	13,50	16,58	14,85	1,73	11,67%
27-Jul	Día	3,00	3,00	3,32	3,27	1,52	13,68	16,50	15,05	1,45	9,66%
	Noche	3,00	3,00	3,25	3,25	1,50	13,50	15,84	14,85	0,99	6,69%
28-Jul	Noche	3,00	3,00	3,30	3,35	1,45	13,05	16,03	14,36	1,67	11,67%
29-Jul	Día	3,00	3,00	3,30	3,34	1,53	13,77	16,86	15,15	1,72	11,33%
	Noche	3,00	3,00	3,20	3,30	1,50	13,50	15,84	14,85	0,99	6,67%
30-Jul	Día	3,00	3,00	3,20	3,34	1,55	13,95	16,57	15,35	1,22	7,96%
	Noche	3,00	3,00	3,33	3,32	1,46	13,14	16,14	14,45	1,69	11,67%
31-Jul	Noche	3,00	3,00	3,25	3,30	1,45	13,05	15,55	14,36	1,20	8,33%
<b>Promedio general</b>		<b>3,00</b>	<b>3,00</b>	<b>3,29</b>	<b>3,31</b>	<b>1,50</b>	<b>13,50</b>	<b>16,33</b>	<b>14,85</b>	<b>1,49</b>	<b>10,02%</b>

**Tabla 113 — Reporte diario de sobre rotura ejecutado propuesto por la nueva malla de perforación y voladura de la Galería 9169—S**

Fecha	Guardia	Ancho prog. (m)	Altura prog. (m)	Ancho real (m)	Altura real (m)	Avance real (m)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Volumen real (m <sup>3</sup> )	Volumen nominal m <sup>3</sup> (+10% permitido)	Diferencia (m <sup>3</sup> )	Sobre rotura ejecutado (%)
1-Ago	Día	2,40	2,40	2,52	2,60	1,61	9,27	10,55	10,20	0,35	3,41%
	Noche	2,40	2,40	2,63	2,50	1,60	9,22	10,52	10,14	0,38	3,77%
2-Ago	Día	2,40	2,40	2,62	2,50	1,60	9,22	10,48	10,14	0,34	3,38%
	Noche	2,40	2,40	2,53	2,58	1,62	9,33	10,57	10,26	0,31	3,02%
3-Ago	Día	2,40	2,40	2,55	2,60	1,61	9,27	10,67	10,20	0,47	4,64%
	Noche	2,40	2,40	2,52	2,60	1,61	9,27	10,55	10,20	0,35	3,41%
4-Ago	Día	2,40	2,40	2,57	2,56	1,59	9,16	10,46	10,07	0,39	3,84%
	Noche	2,40	2,40	2,63	2,50	1,60	9,22	10,52	10,14	0,38	3,77%
5-Ago	Noche	2,40	2,40	2,51	2,63	1,58	9,10	10,43	10,01	0,42	4,19%
6-Ago	Día	2,40	2,40	2,55	2,55	1,59	9,16	10,34	10,07	0,26	2,63%
	Noche	2,40	2,40	2,63	2,50	1,60	9,22	10,52	10,14	0,38	3,77%
7-Ago	Día	2,40	2,40	2,53	2,65	1,62	9,33	10,86	10,26	0,60	5,82%
	Noche	2,40	2,40	2,56	2,64	1,59	9,16	10,75	10,07	0,67	6,67%
8-Ago	Noche	2,40	2,40	2,67	2,53	1,63	9,39	11,01	10,33	0,68	6,61%
9-Ago	Día	2,40	2,40	2,56	2,50	1,59	9,16	10,18	10,07	0,10	1,01%
	Noche	2,40	2,40	2,60	2,52	1,58	9,10	10,35	10,01	0,34	3,41%
10-Ago	Día	2,40	2,40	2,53	2,65	1,58	9,10	10,59	10,01	0,58	5,82%
11-Ago	Día	2,40	2,40	2,50	2,60	1,60	9,22	10,40	10,14	0,26	2,59%
	Noche	2,40	2,40	2,66	2,55	1,59	9,16	10,78	10,07	0,71	7,05%
12-Ago	Día	2,40	2,40	2,62	2,54	1,58	9,10	10,51	10,01	0,50	5,03%
13-Ago	Día	2,40	2,40	2,53	2,58	1,62	9,33	10,57	10,26	0,31	3,02%
	Noche	2,40	2,40	2,53	2,65	1,58	9,10	10,59	10,01	0,58	5,82%
14-Ago	Día	2,40	2,40	2,66	2,55	1,59	9,16	10,78	10,07	0,71	7,05%
15-Ago	Día	2,40	2,40	2,53	2,65	1,58	9,10	10,59	10,01	0,58	5,82%
16-Ago	Día	2,40	2,40	2,60	2,55	1,61	9,27	10,67	10,20	0,47	4,64%
	Noche	2,40	2,40	2,57	2,56	1,59	9,16	10,46	10,07	0,39	3,84%
17-Ago	Noche	2,40	2,40	2,51	2,64	1,60	9,22	10,60	10,14	0,46	4,58%
18-Ago	Día	2,40	2,40	2,57	2,56	1,59	9,16	10,46	10,07	0,39	3,84%
	Noche	2,40	2,40	2,65	2,58	1,59	9,16	10,87	10,07	0,80	7,91%
19-Ago	Noche	2,40	2,40	2,53	2,65	1,58	9,10	10,59	10,01	0,58	5,82%
20-Ago	Día	2,40	2,40	2,56	2,59	1,62	9,33	10,74	10,26	0,48	4,65%
	Noche	2,40	2,40	2,65	2,58	1,59	9,16	10,87	10,07	0,80	7,91%
21-Ago	Día	2,40	2,40	2,67	2,54	1,59	9,16	10,78	10,07	0,71	7,04%
	Noche	2,40	2,40	2,65	2,58	1,59	9,16	10,87	10,07	0,80	7,91%
22-Ago	Día	2,40	2,40	2,62	2,55	1,63	9,39	10,89	10,33	0,56	5,45%
	Noche	2,40	2,40	2,67	2,54	1,59	9,16	10,78	10,07	0,71	7,04%

23-Ago	Día	2,40	2,40	2,58	2,52	1,60	9,22	10,40	10,14	0,26	2,61%
24-Ago	Día	2,40	2,40	2,63	2,53	1,63	9,39	10,85	10,33	0,52	5,02%
	Noche	2,40	2,40	2,67	2,54	1,59	9,16	10,78	10,07	0,71	7,04%
25-Ago	Día	2,40	2,40	2,55	2,65	1,60	9,22	10,81	10,14	0,67	6,65%
	Noche	2,40	2,40	2,51	2,64	1,60	9,22	10,60	10,14	0,46	4,58%
26-Ago	Día	2,40	2,40	2,63	2,50	1,58	9,10	10,39	10,01	0,38	3,77%
	Noche	2,40	2,40	2,63	2,53	1,63	9,39	10,85	10,33	0,52	5,02%
27-Ago	Día	2,40	2,40	2,70	2,50	1,62	9,33	10,94	10,26	0,67	6,53%
28-Ago	Día	2,40	2,40	2,62	2,57	1,63	9,39	10,98	10,33	0,65	6,27%
	Noche	2,40	2,40	2,70	2,50	1,62	9,33	10,94	10,26	0,67	6,53%
29-Ago	Día	2,40	2,40	2,63	2,50	1,58	9,10	10,39	10,01	0,38	3,77%
	Noche	2,40	2,40	2,60	2,55	1,60	9,22	10,61	10,14	0,47	4,64%
30-Ago	Día	2,40	2,40	2,65	2,54	1,62	9,33	10,90	10,26	0,64	6,23%
	Noche	2,40	2,40	2,56	2,61	1,59	9,16	10,62	10,07	0,55	5,45%
31-Ago	Día	2,40	2,40	2,60	2,55	1,60	9,22	10,61	10,14	0,47	4,64%
	Noche	2,40	2,40	2,65	2,54	1,62	9,33	10,90	10,26	0,64	6,23%
<b>Promedio general</b>		<b>2,40</b>	<b>2,40</b>	<b>2,59</b>	<b>2,57</b>	<b>1,60</b>	<b>9,22</b>	<b>10,65</b>	<b>10,14</b>	<b>0,51</b>	<b>5,02%</b>

**Tabla 114 — Reporte diario de sobre rotura ejecutado propuesto por la nueva malla de perforación y voladura de la Crucero 10564—SW**

Fecha	Guardia	Ancho prog. (m)	Altura prog. (m)	Ancho real (m)	Altura real (m)	Avance real (m)	Volumen nominal (m <sup>3</sup> )	Volumen real (m <sup>3</sup> )	Volumen nominal m <sup>3</sup> (+10% permitido)	Diferencia (m <sup>3</sup> )	Sobre rotura ejecutado (%)
1-Ago	Día	3,00	3,00	3,28	3,21	1,63	14,67	17,16	16,14	1,02	6,35%
	Noche	3,00	3,00	3,25	3,18	1,60	14,40	16,54	15,84	0,70	4,39%
2-Ago	Noche	3,00	3,00	3,16	3,28	1,62	14,58	16,79	16,04	0,75	4,69%
3-Ago	Día	3,00	3,00	3,22	3,20	1,62	14,58	16,69	16,04	0,65	4,08%
	Noche	3,00	3,00	3,16	3,27	1,60	14,40	16,53	15,84	0,69	4,38%
4-Ago	Noche	3,00	3,00	3,25	3,19	1,61	14,49	16,69	15,94	0,75	4,72%
5-Ago	Noche	3,00	3,00	3,24	3,18	1,58	14,22	16,28	15,64	0,64	4,07%
6-Ago	Noche	3,00	3,00	3,27	3,23	1,60	14,40	16,90	15,84	1,06	6,69%
7-Ago	Día	3,00	3,00	3,16	3,25	1,64	14,76	16,84	16,24	0,61	3,74%
	Noche	3,00	3,00	3,27	3,22	1,57	14,13	16,53	15,54	0,99	6,36%
8-Ago	Día	3,00	3,00	3,20	3,30	1,59	14,31	16,79	15,74	1,05	6,67%
	Noche	3,00	3,00	3,24	3,28	1,60	14,40	17,00	15,84	1,16	7,35%
9-Ago	Noche	3,00	3,00	3,17	3,26	1,61	14,49	16,64	15,94	0,70	4,39%
10-Ago	Día	3,00	3,00	3,28	3,21	1,57	14,13	16,53	15,54	0,99	6,35%
11-Ago	Día	3,00	3,00	3,25	3,26	1,63	14,67	17,27	16,14	1,13	7,02%
12-Ago	Día	3,00	3,00	3,26	3,27	1,58	14,22	16,84	15,64	1,20	7,68%
	Noche	3,00	3,00	3,19	3,15	1,56	14,04	15,68	15,44	0,23	1,50%
13-Ago	Día	3,00	3,00	3,17	3,30	1,60	14,40	16,74	15,84	0,90	5,67%
14-Ago	Día	3,00	3,00	3,18	3,29	1,62	14,58	16,95	16,04	0,91	5,68%
	Noche	3,00	3,00	3,18	3,25	1,58	14,22	16,33	15,64	0,69	4,39%
15-Ago	Noche	3,00	3,00	3,30	3,21	1,59	14,31	16,84	15,74	1,10	7,00%
16-Ago	Noche	3,00	3,00	3,25	3,23	1,57	14,13	16,48	15,54	0,94	6,04%
17-Ago	Día	3,00	3,00	3,26	3,18	1,63	14,67	16,90	16,14	0,76	4,72%
	Noche	3,00	3,00	3,16	3,26	1,61	14,49	16,59	15,94	0,65	4,06%
18-Ago	Día	3,00	3,00	3,17	3,24	1,60	14,40	16,43	15,84	0,59	3,75%
19-Ago	Día	3,00	3,00	3,26	3,16	1,61	14,49	16,59	15,94	0,65	4,06%
	Noche	3,00	3,00	3,22	3,17	1,64	14,76	16,74	16,24	0,50	3,11%
21-Ago	Día	3,00	3,00	3,18	3,27	1,60	14,40	16,64	15,84	0,80	5,04%
	Noche	3,00	3,00	3,15	3,30	1,57	14,13	16,32	15,54	0,78	5,00%
22-Ago	Día	3,00	3,00	3,16	3,27	1,58	14,22	16,33	15,64	0,68	4,38%
23-Ago	Día	3,00	3,00	3,24	3,25	1,62	14,58	17,06	16,04	1,02	6,36%
24-Ago	Día	3,00	3,00	3,26	3,29	1,60	14,40	17,16	15,84	1,32	8,34%
	Noche	3,00	3,00	3,16	3,27	1,57	14,13	16,22	15,54	0,68	4,38%
25-Ago	Noche	3,00	3,00	3,25	3,30	1,60	14,40	17,16	15,84	1,32	8,33%
26-Ago	Día	3,00	3,00	3,23	3,20	1,58	14,22	16,33	15,64	0,69	4,40%
	Noche	3,00	3,00	3,25	3,20	1,59	14,31	16,54	15,74	0,80	5,05%



27-Ago	Día	3,00	3,00	3,23	3,18	1,62	14,58	16,64	16,04	0,60	3,75%
28-Ago	Día	3,00	3,00	3,26	3,15	1,59	14,31	16,33	15,74	0,59	3,73%
	Noche	3,00	3,00	3,14	3,25	1,62	14,58	16,53	16,04	0,49	3,08%
29-Ago	Noche	3,00	3,00	3,28	3,17	1,60	14,40	16,64	15,84	0,80	5,03%
30-Ago	Noche	3,00	3,00	3,29	3,16	1,60	14,40	16,63	15,84	0,79	5,01%
31-Ago	Día	3,00	3,00	3,18	3,19	1,59	14,31	16,13	15,74	0,39	2,47%
	Noche	3,00	3,00	3,15	3,28	1,62	14,58	16,74	16,04	0,70	4,36%
<b>Promedio general</b>		<b>3,00</b>	<b>3,00</b>	<b>3,22</b>	<b>3,23</b>	<b>1,60</b>	<b>14,40</b>	<b>16,64</b>	<b>15,84</b>	<b>0,80</b>	<b>5,06%</b>

**Tabla 115 — Reporte diario de longitud efectiva de perforación obtenida de las mediciones directas de los taladros de la Galería 9169—S propuesta por la nueva malla de perforación**

Fecha	Guardia	Barra de perforación (m)	Long. perf. teórica 92% (m)	Tal. 1 (m)	Tal. 2 (m)	Tal. 3 (m)	Tal. 4 (m)	Tal. 5 (m)	Long. Perf. Promedio (m)	Ef. Perforación real (%)
1-Ago	Día	1,83	1,68	1,69	1,68	1,70	1,67	1,70	1,69	92,30%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,68	1,69	1,66	1,69	1,68	92,08%
2-Ago	Día	1,83	1,68	1,66	1,68	1,69	1,66	1,72	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,68	1,67	1,69	1,66	1,72	1,68	92,08%
3-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,69	1,70	1,71	1,68	1,69	92,41%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,68	1,70	1,67	1,70	1,69	92,30%
4-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,66	1,72	1,68	1,69	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,68	1,69	1,66	1,69	1,68	92,08%
5-Ago	Noche	1,83	1,68	1,68	1,71	1,66	1,68	1,68	1,68	91,97%
6-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,68	1,68	1,70	1,69	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,68	1,69	1,66	1,69	1,68	92,08%
7-Ago	Día	1,83	1,68	1,72	1,68	1,68	1,66	1,69	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,70	1,69	1,68	1,67	1,69	92,19%
8-Ago	Noche	1,83	1,68	1,67	1,69	1,71	1,70	1,66	1,69	92,19%
9-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,68	1,68	1,70	1,69	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,66	1,68	1,69	1,70	1,69	1,68	92,08%
10-Ago	Día	1,83	1,68	1,72	1,68	1,68	1,66	1,69	1,69	92,19%
11-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,66	1,67	1,68	1,72	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,67	1,68	1,68	1,70	1,69	1,68	92,08%
12-Ago	Día	1,83	1,68	1,70	1,69	1,66	1,68	1,67	1,68	91,86%
13-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,67	1,69	1,66	1,72	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,72	1,68	1,68	1,66	1,69	1,69	92,19%
14-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,68	1,68	1,70	1,69	1,68	92,08%
15-Ago	Día	1,83	1,68	1,72	1,68	1,68	1,66	1,69	1,69	92,19%
16-Ago	Día	1,83	1,68	1,69	1,68	1,70	1,69	1,67	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,68	1,66	1,72	1,68	1,69	1,69	92,19%
17-Ago	Noche	1,83	1,68	1,70	1,66	1,69	1,68	1,69	1,68	92,08%
18-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,66	1,72	1,68	1,69	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,67	1,73	1,66	1,67	1,68	92,08%
19-Ago	Noche	1,83	1,68	1,72	1,68	1,68	1,66	1,69	1,69	92,19%
20-Ago	Día	1,83	1,68	1,72	1,68	1,66	1,70	1,68	1,69	92,30%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,67	1,73	1,66	1,67	1,68	92,08%
21-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,68	1,69	1,66	1,71	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,67	1,73	1,66	1,67	1,68	92,08%
22-Ago	Día	1,83	1,68	1,69	1,66	1,72	1,68	1,67	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,67	1,68	1,69	1,66	1,71	1,68	91,97%
23-Ago	Día	1,83	1,68	1,66	1,68	1,68	1,67	1,67	1,67	91,43%

24-Ago	Día	1,83	1,68	1,65	1,69	1,70	1,70	1,68	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,67	1,68	1,69	1,66	1,71	1,68	91,97%
25-Ago	Día	1,83	1,68	1,71	1,66	1,69	1,66	1,70	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,66	1,69	1,68	1,69	1,68	92,08%
26-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,66	1,67	1,72	1,68	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,65	1,69	1,70	1,70	1,68	1,68	92,08%
27-Ago	Día	1,83	1,68	1,69	1,66	1,68	1,71	1,69	1,69	92,19%
28-Ago	Día	1,83	1,68	1,72	1,68	1,66	1,68	1,70	1,69	92,30%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,66	1,68	1,71	1,69	1,69	92,19%
29-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,66	1,67	1,72	1,68	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,66	1,68	1,72	1,67	1,70	1,69	92,19%
30-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,72	1,67	1,68	1,70	1,69	92,41%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,66	1,67	1,68	1,68	1,68	91,64%
31-Ago	Día	1,83	1,68	1,66	1,68	1,72	1,67	1,70	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,68	1,72	1,67	1,68	1,70	1,69	92,41%
<b>Promedio general</b>		<b>1,83</b>	<b>1,68</b>	<b>1,69</b>	<b>1,68</b>	<b>1,69</b>	<b>1,68</b>	<b>1,69</b>	<b>1,68</b>	<b>92,11%</b>

**Tabla 116 — Reporte diario de longitud efectiva de perforación obtenida de las mediciones directas de los taladros del Crucero 10564—SW propuesta por la nueva malla de perforación**

Fecha	Guardia	Barra de perforación (m)	Long perf teorica 92% (m)	Tal. 1 (m)	Tal. 2 (m)	Tal. 3 (m)	Tal. 4 (m)	Tal. 5 (m)	Long. Perf. Promedio	Ef. perforación real (%)
1-Ago	Día	1,83	1,68	1,72	1,67	1,66	1,68	1,70	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,66	1,69	1,70	1,67	1,70	1,68	92,08%
2-Ago	Noche	1,83	1,68	1,68	1,67	1,69	1,70	1,70	1,69	92,30%
3-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,68	1,70	1,69	1,68	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,70	1,66	1,67	1,66	1,68	91,64%
4-Ago	Noche	1,83	1,68	1,66	1,69	1,71	1,67	1,70	1,69	92,19%
5-Ago	Noche	1,83	1,68	1,70	1,66	1,65	1,66	1,65	1,66	90,99%
6-Ago	Noche	1,83	1,68	1,68	1,66	1,69	1,67	1,70	1,68	91,86%
7-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,68	1,69	1,67	1,72	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,69	1,70	1,65	1,70	1,69	92,30%
8-Ago	Día	1,83	1,68	1,66	1,68	1,71	1,70	1,67	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,67	1,72	1,67	1,67	1,69	92,19%
9-Ago	Noche	1,83	1,68	1,69	1,67	1,68	1,68	1,72	1,69	92,30%
10-Ago	Día	1,83	1,68	1,66	1,72	1,68	1,67	1,69	1,68	92,08%
11-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,67	1,70	1,66	1,69	1,68	91,86%
12-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,67	1,72	1,68	1,67	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,66	1,69	1,68	1,70	1,66	1,68	91,75%
13-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,67	1,71	1,65	1,69	1,68	91,86%
14-Ago	Día	1,83	1,68	1,72	1,66	1,69	1,70	1,69	1,69	92,52%
	Noche	1,83	1,68	1,66	1,69	1,68	1,67	1,70	1,68	91,86%
15-Ago	Noche	1,83	1,68	1,69	1,66	1,68	1,70	1,67	1,68	91,86%
16-Ago	Noche	1,83	1,68	1,70	1,68	1,70	1,69	1,69	1,69	92,52%
17-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,69	1,69	1,68	1,70	1,69	92,19%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,66	1,68	1,68	1,70	1,68	92,08%
18-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,66	1,70	1,69	1,68	1,68	91,86%
19-Ago	Día	1,83	1,68	1,70	1,69	1,68	1,71	1,67	1,69	92,41%
	Noche	1,83	1,68	1,68	1,69	1,66	1,70	1,70	1,69	92,19%
21-Ago	Día	1,83	1,68	1,66	1,72	1,66	1,68	1,70	1,68	92,08%
	Noche	1,83	1,68	1,71	1,69	1,68	1,67	1,69	1,69	92,30%
22-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,68	1,66	1,70	1,69	1,68	91,86%
23-Ago	Día	1,83	1,68	1,70	1,72	1,65	1,66	1,68	1,68	91,97%
24-Ago	Día	1,83	1,68	1,67	1,70	1,72	1,65	1,67	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,65	1,65	1,69	1,67	1,70	1,67	91,43%
25-Ago	Noche	1,83	1,68	1,72	1,70	1,67	1,72	1,65	1,69	92,52%
26-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,66	1,70	1,69	1,71	1,69	92,30%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,67	1,69	1,72	1,69	1,69	92,63%
27-Ago	Día	1,83	1,68	1,66	1,71	1,65	1,67	1,69	1,68	91,64%

28-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,69	1,67	1,70	1,67	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,69	1,70	1,66	1,67	1,72	1,69	92,30%
29-Ago	Noche	1,83	1,68	1,72	1,66	1,65	1,69	1,72	1,69	92,30%
30-Ago	Noche	1,83	1,68	1,70	1,68	1,69	1,68	1,71	1,69	92,52%
31-Ago	Día	1,83	1,68	1,68	1,66	1,67	1,68	1,72	1,68	91,97%
	Noche	1,83	1,68	1,70	1,66	1,69	1,68	1,68	1,68	91,97%
<b>Promedio general</b>		<b>1,83</b>	<b>1,68</b>	<b>1,68</b>	<b>1,68</b>	<b>1,68</b>	<b>1,68</b>	<b>1,69</b>	<b>1,68</b>	<b>92,07%</b>

## ANEXO 2 — Figuras



Figura 64 — Tipos de roca en la U. P. San Andrés



Figura 65 — Pintado de malla de perforación



**Figura 66 — Cambios en el diseño de malla de perforación**



**Figura 67 — Perforación del frente de avance**





**Figura 68 — Proceso de carguío de taladros**



**Figura 69 — Distribución geométrica de taladros luego de la perforación**





**Figura 70 — Uso de cojines de agua como espaciador en taladros de corona**



**Figura 71 — Uso de bolsas de detrito para el atacado**



**Figura 72 — Resultados de la voladura y control de la bóveda**



**Figura 73 — Capacitación del personal en temas de perforación y voladura**

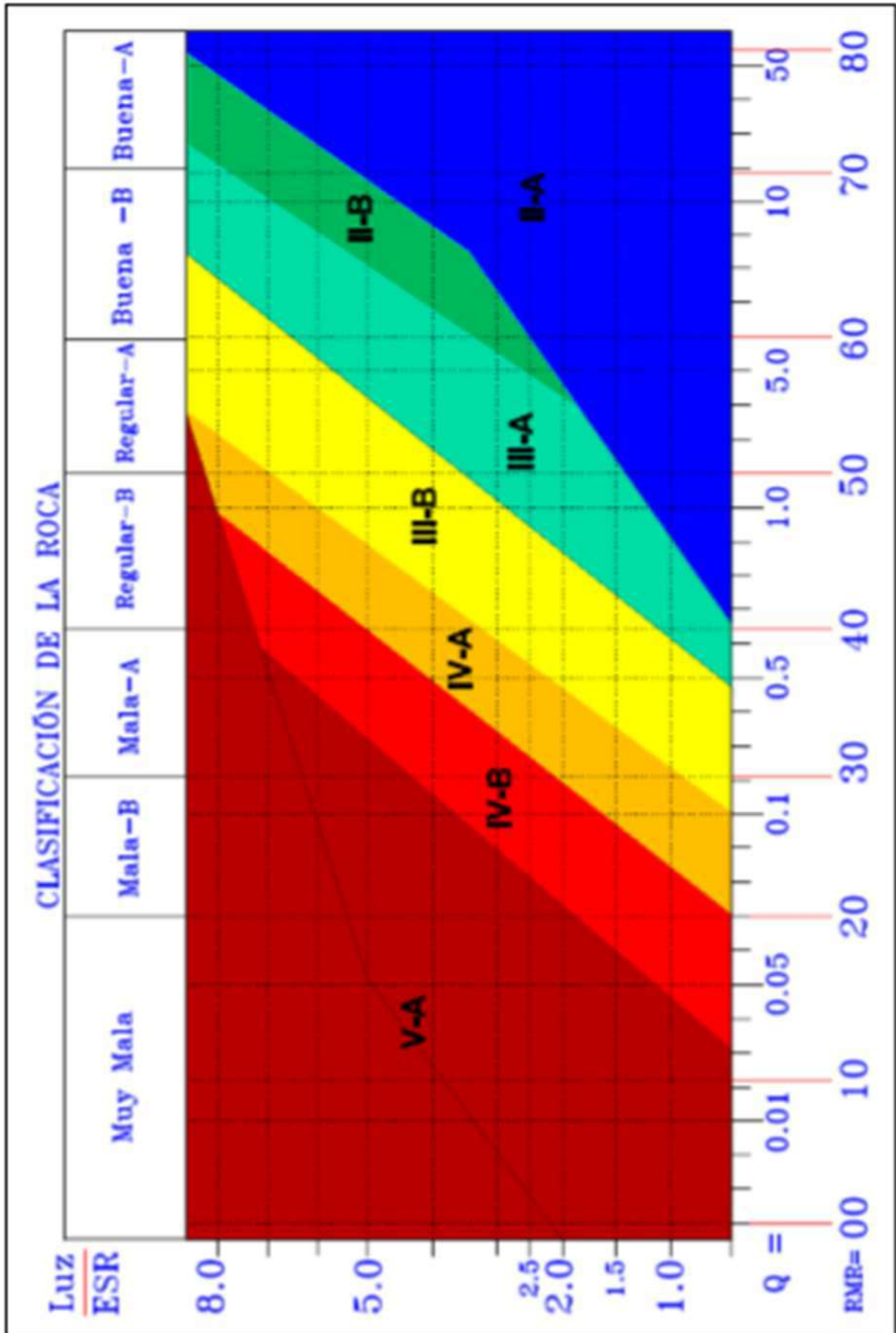


Figura 74 — Clasificación geomecánica de la roca

Extraído de Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes



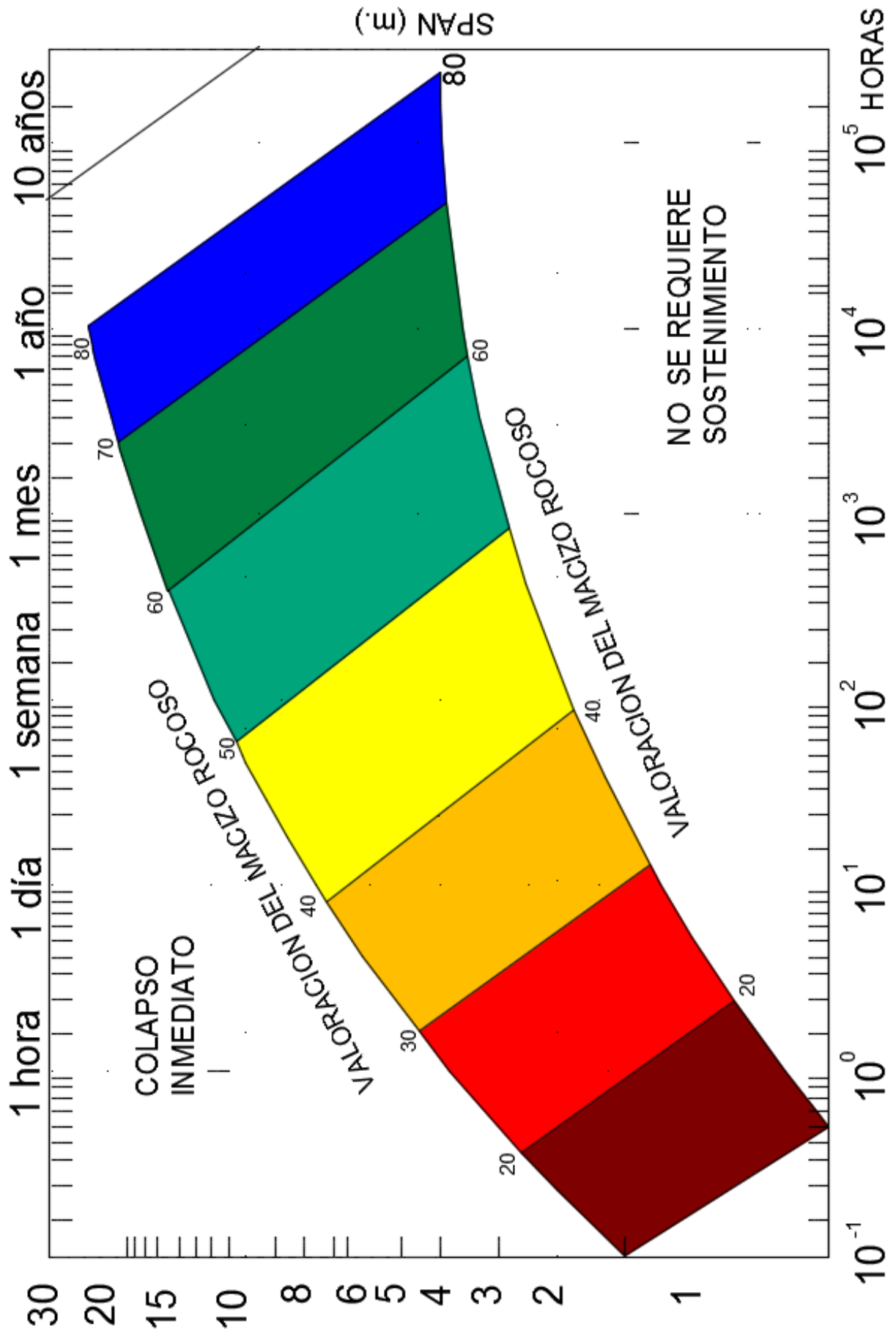
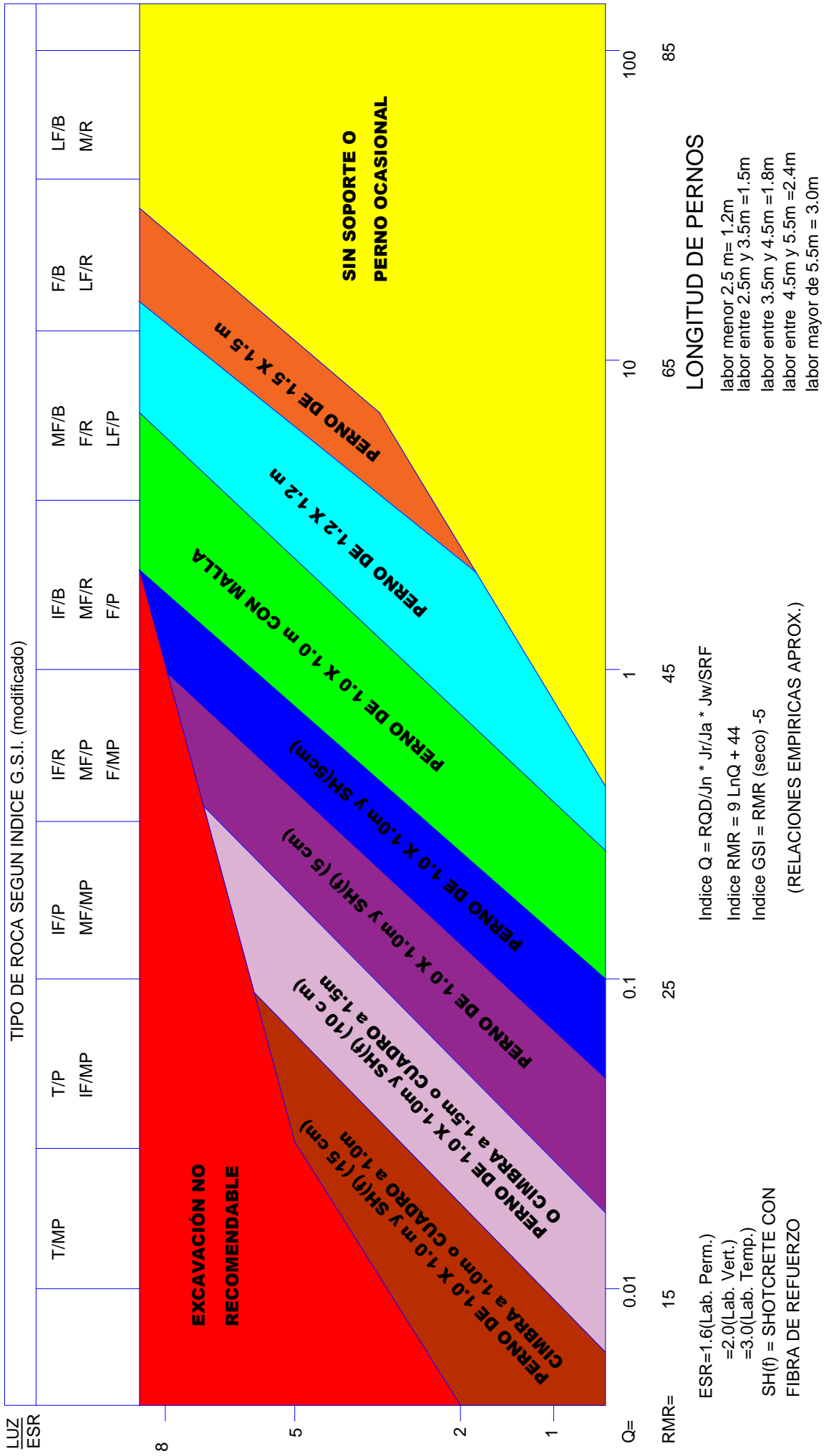


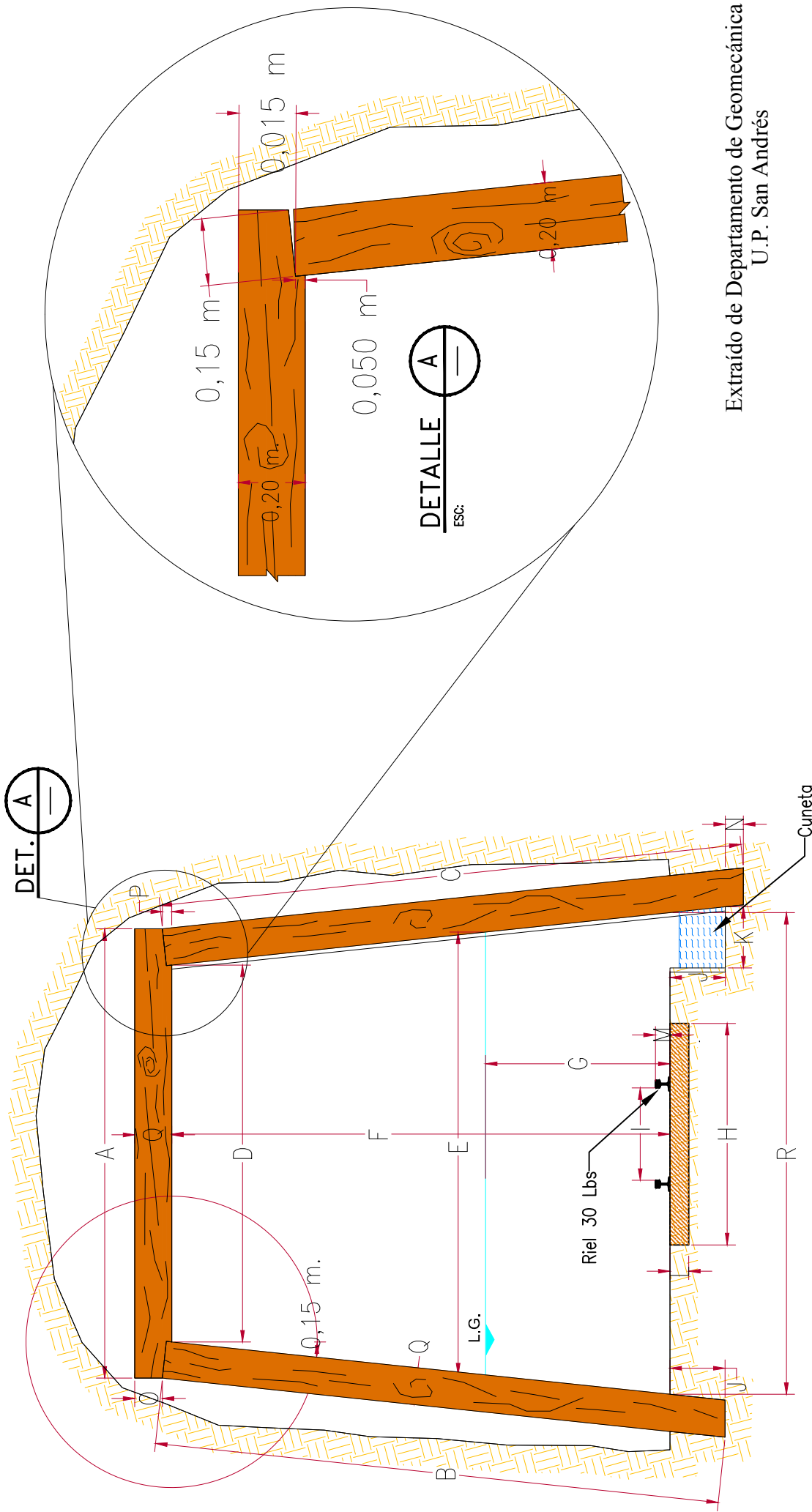
Figura 75 — Tiempo de auto soporte usando la clasificación de RMR

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés



**Figura 76** — Diseño de sostenimiento en minería subterránea

Extraído de departamento de geomecánica U. P. San Andrés



Extraído de Departamento de Geomecánica  
U.P. San Andrés

DIMENSIONES DEL CUADRO		A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	Q	R	$\alpha=6^\circ$
GAL.	2,4m x 2,4m	2,51	2,75	2,85	2,10	2,40	2,40	1,00	1,20	0,50	0,30	0,30	0,13	0,10	0,10	0,15	0,05	0,20	2,61	Metros

Figura 77 — Estándar de instalación de cuadros de madera 8'x8'

COLUMNA ESTRAFIGRÁFICA								
ERA	SISTEMA	SERIE	PISO	UNIDAD LITO ESTRATIG.	ESP. m	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN DE LAS FACES	ROCAS INTRUSIVAS
CENOZOICO	CUATER.		HOLOCENO	FLUVIAL COLUVIAL ALUVIAL	100 m		CLASTOS (BLOQUE, CANTOS, ARENAS, LIMOS, ARCILLAS) CANCHALE, DERRUMBES, ALUVIONES	
			PLEISTOCENO	ELUVIOGLACIALES			MORRENAS CONGLOMERADOS	
MESOZOICO	CRETÁCICO	PUPERIOR	SANTO NIANO	FORMACIÓN CHOTA	200 m		LUTITAS INTERCALADAS CON ARENISCAS LIMONITAS EN PAQUETES GRUESOS COLOR ROJO	
			ALVIANO MEDIO	FORMACIÓN CRISNEJAS	200 m		CALIZAS MACISAS INTERCALADAS CON MARGAS DE COLOR GRIS	
		INFERIOR	NEOCO NIANO	FORMACIÓN GOYLLARISQUIZGA	20/50 m		ARENISCAS Y CONGLOMERADOS DE COLOR BLANCO	
	JURÁSICO	LIAS. TRI. SUPERIOR	SINENURIA NORIANO	GRUPO PUCARÁ	100 m		CALIZAS DOLOMITAS INTERCALADAS DOLOMITAS Y CALIZAS DE COLOR GRIS CLARO A GRIS NEGRO SKARN LA ESTRELLA	
PALEOZOICO	PÉRMICO	SUPERIOR		GRUPO MITU	200 m		ARENISCAS CONGLOMERADICAS INTERCALADAS CON LUTITAS LIMONITAS Y ARENISCAS CON MATRIZ ARENOSA TUFACEA EN SU BASE	
		INFERIOR						
	CARBONIFERO	SUPERIOR		VOLCÁNICOS LAVASEN	100 m		PIROCLASTOS RIOLITAS RIODACITAS COLADAS DE LAVAS ÁCIDAS Y ANDESITAS	
PRECÁMBRICO				ROCAS METAMÓRFICAS DEL COMPLEJO MARAÑÓN	2000 m		FILITAS, PIZARRAS	
							META - ANDESITAS RIODACITAS RIOLITAS	
							MARGAS - MICA ESQUISTOS (SERICITA, ESQUISTOS) INTERCALADOS POR TOBAS CUARCITAS	

Figura 78 — Columna lito-estrafigráfica de la región Pataz

Extraído de departamento de geología U. P. San Andrés





MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.

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

# CARTILLA GEOMECANICA

**CARACTERIZACION SEGUN GSI PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO DE LABORES**



## OBLIGACIONES / RECOMENDACIONES

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

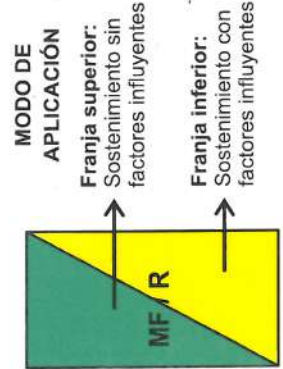
## CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

Elemento de sostenimiento	Tipo de sostenimiento	Capacidad	Unid	Consideraciones
Barra Helicoidal (Perno de roca)	Activo	≥ 2	t/pie	
Perno Split Set (Perno de fricción)	Activo	≥ 1	t/pie	Diámetro de perforación de 36 mm a 38 mm
Cimbras Viga 4H13 4"x4"x1/4"	Pasivo	10.5	t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	Pasivo	12	t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	Pasivo	7	t/m <sup>2</sup>	Sección 3.00 m x 3.00 m
Cimbras Omega Ω-N29	Pasivo	14	t/m <sup>2</sup>	Sección 3.00 m x 3.00 m
Cuadros de madera	Pasivo	≥ 10	t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Arco Noruego	Activo / Pasivo	5.8	t/m <sup>2</sup>	
Anillado de madera	Pasivo	22	t/m <sup>2</sup>	Altura máxima 3 veces el ancho de la base
Puntal de Ø 8 pulg x 1.50 m	Pasivo	30.5	t	Resistencia promedio 110 kg/cm <sup>2</sup>
Puntal de Ø 6 pulg x 1.50 m	Pasivo	16.5	t	Resistencia promedio 110 kg/cm <sup>2</sup>
Puntal de Ø 8 pulg x 2.50 m	Pasivo	56	t	Cuando la altura es mayor a 2 m
Shotcrete (concreto lanzado)	Pasivo	≥ 280	kg/cm <sup>2</sup>	Resistencia a 28 días
Malla electro-soldada (cocada 4"x4")	Pasivo	1,000 - 1,300	kg	En cuatro puntos de apoyo

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

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

## FACTORES INFLUYENTES






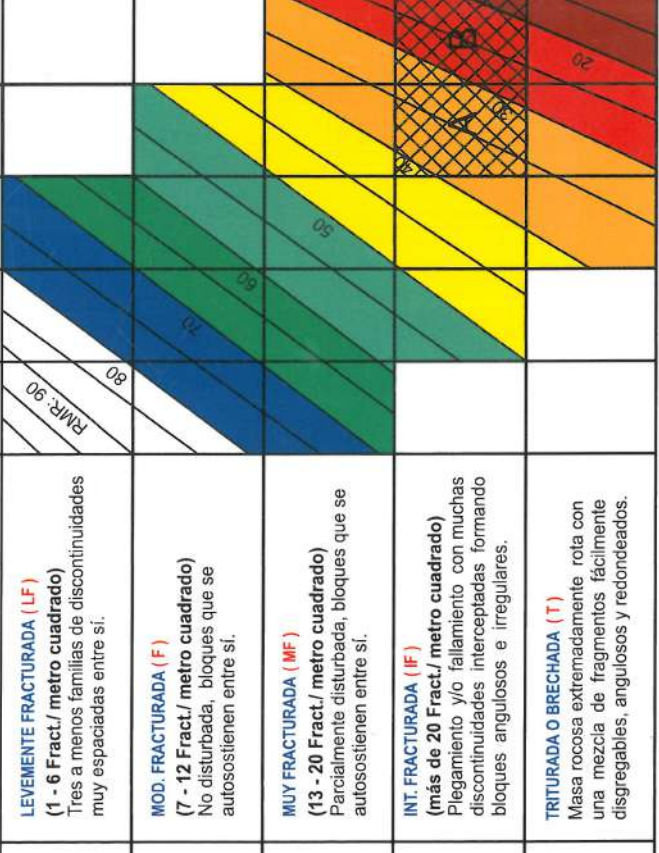




RMR	CALIDAD	TIPO	LABORES DE AVANCE	LABORES DE EXPLOTACIÓN
71 - 80	BUENA "A"	IA	Sin sostenimiento.	Sin sostenimiento.
61 - 70	BUENA "B"	II-B	Sostenimiento puntual.	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 7 pulg puntualmente. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies puntualmente.
51 - 60	REGULAR "A"	III-A	Labores ≤ 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. En intersecciones usar Pernos de 7 pies. En Subnivel o Chimenea sin sostenimiento. Labores ≤ 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca sistemáticos de 8 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. (Casualmente mallar electro-soldada). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 7 pulg espaciados de 1.5 m x 1.5 m. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m.
41 - 50	REGULAR "B"	III-B	Labores ≤ 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.0 m a 1.2 m, más mallar electro-soldada en corona (casualmente mallar electro-soldada hasta el gradiente). En intersecciones usar Pernos de 8 pies. En Subnivel o Chimenea. Split set de 4 pies y/o Puntal en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 7 pulg espaciados a 1.50 m. Labores ≤ 4.0 m x 4.0 m: Perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con mallar electro-soldada con shotcrete de 2 pulg. Reforzar con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg (según evaluación geomécanica). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 7 pulg espaciados de 1.2 a 1.4 m tanto en el eje vertical como horizontal. Tajo mecanizado: Colocar perno de fricción de 5 pies, espaciados a 1.0 m a 1.2 m, más mallar electro-soldada en corona.
31 - 40	MALA "A"	IV-A	Labores ≤ 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m más mallar electro-soldada. Reforzar con shotcrete de 2 pulgadas de espesor (según evaluación geomécanica). En intersecciones usar Pernos de 7 pies. En Subniveles, Chimeneas o Galerías, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.40 m a 1.50 m, con la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 a 1.6 m con enrejado de 1 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.5 m con enrejado de 2 pulg de espesor.	Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado de 1 pulg de diámetro, espaciado de 0.8 a 1.0 m a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza.
21 - 30	MALA "B"	IV-B	Labores ≤ 3.5 m x 3.5 m: Cimbres metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanalladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm. Topear y enbrar. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibrat/m <sup>3</sup> o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección de 0.5 m a 0.7 m. En Subniveles o Chimeneas, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado de 1 pulg de diámetro, espaciado de 1.0 m a 1.2 m con enrejado de 1 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado de 1 pulg de diámetro, espaciado de 1.0 m a 1.2 m con enrejado de 2 pulg de espesor. (según evaluación geomécanica), enrejado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección de 0.5 m a 0.7 m. Labores ≥ 4.0 m x 4.0 m: Cimbres metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.3 m con planchas acanalladas topedadas con bolsas de derlitis u enrejado. En intersecciones espaciadas de 0.8 m a 1.0 m.	Tajo mecanizado: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m con enrejado de 1 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m con enrejado de 2 pulg de espesor. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibrat/m <sup>3</sup> y/o marchavantes con guardacabeza. En tirante. Previamente colocar marchavantes.
0 - 20	MUY MALA "A"	V	Labores ≤ 3.5 m x 3.5 m: Cimbres metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanalladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulg en hastiales espaciadas a 20 cm. Topear y enbrar. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibrat/m <sup>3</sup> o marchavantes con guardacabeza. En las labores que forman la intersección de 0.5 m a 0.7 m. En Subniveles o Chimeneas, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado de 1 pulg de diámetro, espaciado de 1.0 m a 1.2 m con enrejado de 1 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado de 2 pulg de espesor. (según evaluación geomécanica), enrejado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección de 0.5 m a 0.7 m. Labores ≥ 4.0 m x 4.0 m: Cimbres metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanalladas topedadas con bolsas de derlitis u enrejado.	Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado de 1 pulg de diámetro, espaciado de 0.8 a 1.0 m a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente colocar marchavantes.

## RECOMENDACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y TIPO DE LABOR

## TABLA GEOMECÁNICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

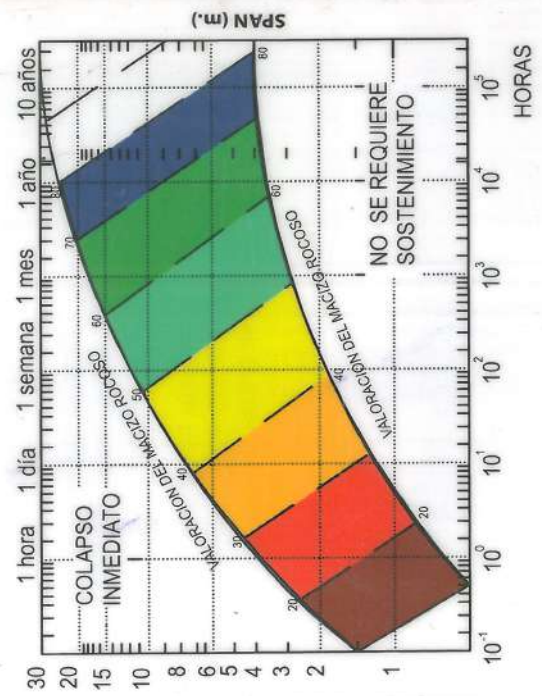
CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)	ESTRUCTURA		MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (MB)	SE ROMPE CON 1 - 2 GOLPES DE PICOTA O SE FRACTURA CON LA BARRETILLA	BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B)	HUELLA SUPERFICIAL CON PICOTA / BARRETILLA MODERADAMENTE RESISTENTE	HUELLA MAS DE 5 mm CON PICOTA / BARRETILLA	MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M)	MUY MALA (EXTREMADAMENTE ALTERADA) (MM)
	↑	↓							
<p><b>MARSA</b> MINERA ALBERTA RETAMAS S.A.</p> <p><b>TABLA GEOMECÁNICA SEGÚN GSI</b></p> <p>Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación entre la estructura y la condición superficial y/o resistencia de éstas.</p> <p>Para estimar la clasificación del GSI, primero se tiene que determinarse el número de fracturas por metro cuadrado en el punto de mapeo, luego se determina la condición superficial de las estructuras contadas (Resistencia).</p> <p>Con esta información se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, si se cuenta 21 fracturas/metro cuadrado y la condición de estas estructuras deja una huella superficial y no existe filtración de agua, entonces esta intersección clasificará al macizo rocoso como intensamente Fracturada / Regular (IFR) y el valor del RMR = 40 - 50 (color amarillo).</p>	 <p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) (1 - 6 Fract./ metro cuadrado) Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre sí.</p>	 <p>MOD. FRACTURADA (F) (7 - 12 Fract./ metro cuadrado) No disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.</p>	 <p>MUY FRACTURADA (MF) (13 - 20 Fract./ metro cuadrado) Parcialmente disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.</p>	 <p>INT. FRACTURADA (IF) (más de 20 Fract./ metro cuadrado) Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos e irregulares.</p>	 <p>TRITURADA O BRECHADA (T) Masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.</p>				

Trabada : Cuando existen fracturas que forman cuñas que se auto-sostienen entre sí.  
Zona A : No considerar la franja amarilla.  
Zona B : No considerar la franja naranja.



ELEMENTO DE SOSTENIMIENTO	CAPACIDAD	CONSIDERACIONES
Perno Helicoidal (Perno de roca)	≥ 6.6 t/m	
Perno Hydrabolt (Perno de fricción)	≥ 9 t	Capacidad en toda su extensión.
Perno Split Set (Perno de fricción)	≥ 3.3 t/m	Diámetro de perforación -38 mm.
Cimbras Viga 4H13 4" x 4" x 1/4"	10.5 t/m <sup>2</sup>	Sección 2.70 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	12 t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	7 t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m
Cimbras Omega Ω-N29	14 t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m
Cuadros de madera	≥ 10 t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Anillado (Wood Crib)	22 t/m <sup>2</sup>	Altura máxima 3 veces el ancho de la base.
Puntal de 20 cm x 1.50 m	30.5 t	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup> .
Puntal de 15 cm x 1.50 m	16.5 t	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup> .
Par de Puntal 20 cm x 2.50 m	56 t	Cuando la altura es mayor a 2 m.
Shotcrete	≥ 200 kg/cm <sup>2</sup>	Resistencia a 14 días.
Mailla electro-soldada	1000 - 1300 kg/cm <sup>2</sup>	En cuatro puntos de apoyo.

mm= Milímetro cm= Centímetro m= Metro  
t= Tonelada kg= kilogramo



**SPAN (M):** Longitud máxima expuesta sin sostenimiento, considerar la máxima longitud entre el ancho y el largo de la excavación.



**MARSA**

MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.

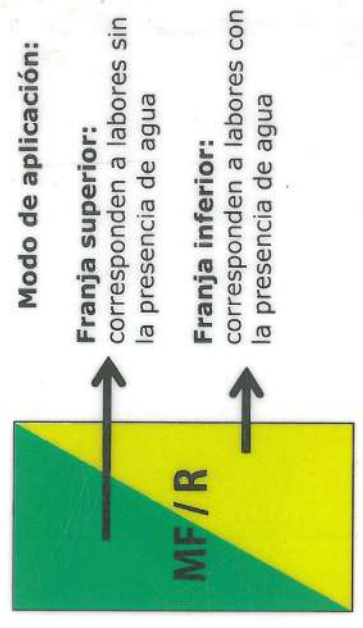


## TABLA GEOMECÁNICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

ESTRUCTURA	CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)					50	45	40	35	30	25	20	15	10	05	00
	SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA (15)	MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESIST. FRESCA) (MB)	BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERNADA) (B)	REGULAR (MOD. RESIST. LEVE A MOD. ALTR.) (R)	SE INDENTA SUPERFICIALMENTE (4)											
<p><b>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</b> (2 - 6 Fract./metro). Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre sí. RQD (75 - 90)</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM											
<p><b>MOD. FRACTURADA (F)</b> (7 - 12 Fract./metro). Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales. RQD (50 - 75)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM											
<p><b>MUY FRACTURADA (MF)</b> (13 - 20 Fract./metro). Moderadamente trabada parcialmente disturbada, formados por 4 o más familias de discontinuidades (RQD 25 - 50).</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM											
<p><b>INT. FRACTURADA (IF)</b> (mas de 20 Fract./metro). Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades intercaladas formando bloques angulosos e irregulares. (RQD 10 - 25)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM											
<p><b>TRILURADA O BRECHADA (T)</b> Ligeramente trabada, masa locosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM											

Indenta : Huella en la superficie de la roca, ocasionado por el golpe de una picota o barretilla.  
Trabada : Cuando existen fracturas que forman cuñas que se autosostienen entre sí.

## FACTORES INFLUYENTES



## TABLA DE EQUIVALENCIA GSI Y RMR

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

## RECOMENDACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y TIPO DE LABOR

T.R.	I-A	II-B	III-A	III-B	IV-A	IV-B
Sin sostenimiento						
Sostenimiento puntual						
<b>En labores menores o iguales a 3,50 m x 3,50 m:</b> Colocar pernos de roca sistematicos de 1,80 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m.						
<b>En labores mayores o iguales a 4 m x 4 m:</b> Colocar pernos de roca sistematica de 2,40 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m.						
<b>En labores menores o iguales a 3,50 m x 3,50 m:</b> Colocar pernos de roca de 1,80 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m o pernos de fricción de 2,10 m de largo (dependiendo de la sección) espaciados de 1,20 m a 1,50 m.						
<b>En labores mayores o iguales a 4 m x 4 m:</b> Colocar perno helicoidal de 2,40 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m, más mallla de 10 cm x 10 cm.						
<b>En labores menores o iguales a 3,50 m x 3,50 m:</b> Colocar perno de roca de 1,80 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m o pernos de fricción de 2,10 m de largo (dependiendo de la sección) espaciados de 1,20 m a 1,50 m, más mallla electro-soldada 5 cm x 5 cm.						
<b>En labores mayores o iguales a 4 m x 4 m:</b> Colocar perno helicoidal de 2,40 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m, más mallla electro-soldada 10 cm x 10 cm.						
<b>En labores menores o iguales a 3,50 m x 3,50 m:</b> Colocar perno de roca de 1,80 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m o pernos de fricción de 2,10 m de largo (dependiendo de la sección) espaciados de 1,20 m a 1,50 m, más mallla electro-soldada 5 cm de espesor.						
<b>En labores mayores o iguales a 4 m x 4 m:</b> Colocar perno de roca de 2,40 m de largo espaciados de 1,20 m a 1,50 m, más mallla electro-soldada de 10 cm x 10 cm.						
<b>En labores menores o iguales a 3,50 m x 3,50 m:</b> Colocar perno de roca de 1,80 m de largo, espaciados de 1,20 m a 1,50 m.						
<b>TAJO MECANIZADO:</b> Colocar Pernos de fricción de 2,10 m espaciados de 1,20 m a 1,50 m, más mallla electro-soldada de 10 cm x 10 cm, opcionalmente shotcrete 5 cm de espesor.						
<b>TAJO CONVENCIONAL:</b> Cuadros de madera de 18 cm x 23 cm de diámetro, espaciado a 1,40 m.						
<b>TAJO MECANIZADO:</b> Colocar cuadros rectos de 20 cm x 23 cm de diámetro, espaciado de 1 m a 1,20 m.						
Colocar cimbras metálicas espaciado de 1 m a 1,20 m.						
Colocar cimbras metálicas espaciados de 1 m a 1,20 m, previamente una capa de shotcrete de 5 cm de espesor con 30 kg de fibra/m <sup>2</sup> y/o marchavantes.						
guarda cabeza tupida, espaciado de 0,80 m a 1 m.						

## LABORES DE AVANCE

## LABORES EXPLOTACIÓN

## ANEXO 4 — Ficha técnica de explosivos y accesorios



www.EXSA.net

## SEMEXSA

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

## Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca semidura.
- Recomendable en taladros de arranque, producción y arrastre.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.
- No abrir o amasar los cartuchos.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

## Características técnicas

Especificaciones Técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación**	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,060	3,130	3,230
RWS **	%	83	85	87
RBS **	%	109	116	126
Resistencia al agua		Buena	Buena	Excelente
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era

\* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

\*\* Calculadas con programa de simulación TERMODET.

## Presentación y embalaje

Cartuchos de papel kraft, dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto	25 kg			
Peso Bruto	26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto	pulg	UN/Caja	Masa g/UN	
SEMEXSA 45	1 1/8	12	122	205
SEMEXSA 45	7/8	7	316	79
SEMEXSA 65	1 1/2	12	68	368
SEMEXSA 65	7/8	7	308	81
SEMEXSA 80	1 1/8	8	164	152
SEMEXSA 80	7/8	7	292	86

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 25 kg/caja.

## Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 60 meses, después de su fecha de fabricación.

## Transporte

CLASE: 1  
DIVISIÓN: 1.1 D  
N° ONU: 0081



Para otros formatos de cartuchos preguntar a Exsa.

## EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes.

Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.





## EXADIT

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

### Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca intermedia a dura.
- Recomendable en obras donde es necesario mover un gran volumen de material poco consolidado o pre facturado.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.
- No abrir o amasar los cartuchos.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

### Características técnicas

Especificaciones Técnicas	Unidades	Exadit 45	Exadit 65
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.02 ± 3%	1.05 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	3,400 ± 200	3,600 ± 200
Presión de detonación **	kbar	73	82
Energía**	KJ/kg	3,000	3,010
RWS **	%	82	83
RBS **	%	100	105
Resistencia al agua		Nula	Nula
Categoría de humos		1 era	1 era

\* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

\*\* Calculadas con programa de simulación TERMODET.

### Presentación y embalaje

Cartuchos de papel kraft, dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto	25 kg			
Peso Bruto	26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material	Caja de cartón corrugado			
Producto	pulg	UN/Caja	Masa g/UN	
EXADIT 45	7/8	7	328	76
EXADIT 65	7/8	7	320	78

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 25 kg/caja.

Para otros formatos de cartuchos preguntar a Exsa.

### Exclusión de responsabilidad

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes.

Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.

### Almacenamiento y garantía

Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 60 meses, después de su fecha de fabricación.

### Transporte

CLASE: 1  
 DIVISIÓN: 1.1 D  
 N° ONU: 0081





## SISTEMAS DE INICIACIÓN

# MECHA RÁPIDA

## CORDÓN DE IGNICIÓN

### Descripción y composición

La MECHA RÁPIDA es 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.

### Tipos y usos

Para satisfacer los requerimientos de trabajos en minería y construcción civil, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. ofrece los siguientes tipos:

- MECHA RÁPIDAZ - 18
- MECHA RÁPIDAZ - 19

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 humo 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" (collar plástico) que se provee adicionalmente.

El plan de voladura trazado debe contemplar que la longitud de MECHA RÁPIDA a usarse debe ser tal que todas las "armadas" o "primas" estén encendidas y en combustión dentro de los taladros antes que el primer "taladro" detone.

### Características técnicas

Mecha Rápida Z - 18	Mecha Rápida Z - 19
Rojo	Verde
Plástico	Plástico
35 ± 5	26 ± 5
2 ± 0,3	2 ± 0,3
Min. 6,0	Min. 6,5

### Presentación

Material de caja	Capacidad de caja	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Cartón	10 rollos x 150 m	10,4	11,4	45,3 x 27,3 x 14,0

Material de caja	Capacidad de caja	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
Cartón	10 rollos x 150 m	10,5	11,5	45,3 x 27,3 x 14,0

NOTA: Mechas especiales fabricadas a pedido Z-22, Z-23 y Z-20

### Transporte

Clase: 1  
División: 1.4G  
N° ONU: 0066



#### MANIPULEO Y ALMACENAMIENTO

Los explosivos y accesorios de voladura de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son productos seguros, pero en manos inexpertas se constituyen en elementos peligrosos. El adquirente o usuario debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenamiento y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenaje y/o uso inadecuado que pudiera darse a sus productos. El transporte, almacenamiento, manipuleo y uso debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente. Debe ser almacenado en polvorines ubicados en zonas seguras, protegidos de la lluvia y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

#### ATENCIÓN

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto en las distintas condiciones bajo las cuales éste sea el usado. Éstas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por Famesa Explosivos S.A.C., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.





# CARMEX®

## DETONADOR ENSAMBLADO

### Descripción y composición

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

El CARMEX® está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida.

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

**NOTA:** Existe un tipo de CARMEX® que no lleva Conector para Mecha Rápida ni Block de Sujeción.

### Características técnicas

**DEL FULMINANTE COMÚN** CARMEX®

Resistencia a la humedad relativa del 100 % por 24 horas	6,3	Deltona
Resistencia al impacto 2 kg/m	45	No Detona
Prueba de esopo, diámetro de perforación (mm)	Min. 9,0	Buena
Volumen trauzi (cm³)	Min. 23	

**DE LA MECHA DE SEGURIDAD** CARMEX®

Color de recubrimiento plástico	Verde
Núcleo de pólvora (g/m)	6,1 ± 0,7
Tiempo de combustión a.n.m. (s/m)	160 ± 10
Diámetro externo (mm)	5,2 ± 0,2

**DEL CONECTOR** CARMEX®

Diámetro del conector (mm)	6,3
Longitud del conector (mm)	45
Ancho de la ranura (mm)	2,3 ± 0,3
Carga de material pirotécnico (g)	0,5 ± 0,1
Altura de carga (mm)	11,0 ± 3,0

**DEL BLOQUE DE SUJECIÓN** CARMEX®

Diámetro del bloque de sujeción (mm)	10 ± 0,3
Longitud total (mm)	14 ± 0,2
Color del bloque de sujeción	Anaranjado
Material	Plástico

### Presentación

Embalaje 1.1B	Material de caja	Capacidad de caja (pza)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
CARMEX® 2,10 m (7 pies)	Cartón	300	15,6	17,5	44,5 x 38,0 x 39,0
CARMEX® 2,40 m (8 pies)	Cartón	300	17,7	19,5	44,5 x 38,0 x 39,0
CARMEX® 2,70 m (9 pies)	Cartón	250	16,3	18,2	44,5 x 38,0 x 39,0

Embalaje 1.4S	Material de caja	Capacidad de caja (pza)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
CARMEX® 1,00 m	Cartón	100	2,82	5,92	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 2,00 m	Cartón	50	2,59	5,43	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 3,00 m	Cartón	50	3,62	6,46	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 4,00 m	Cartón	50	5,03	7,88	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 5,00 m	Cartón	50	6,21	9,05	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 1,00 m (sin conector)	Cartón	100	2,67	5,74	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 2,00 m (sin conector)	Cartón	50	2,51	5,34	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 3,00 m (sin conector)	Cartón	50	3,54	6,37	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 4,00 m (sin conector)	Cartón	50	4,96	7,78	43,0 x 43,0 x 27,0
CARMEX® 5,00 m (sin conector)	Cartón	50	6,14	8,96	43,0 x 43,0 x 27,0

Los pesos netos y brutos son valores aproximados. Otras longitudes se fabrican a pedido.

### Transporte



Clase: 1  
División: 1.1B  
N° ONU: 0360



Clase: 1  
División: 1.4S  
N° ONU: 0500



**MANEJO Y ALMACENAMIENTO**  
Los explosivos y accesorios de fábrica de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son productos seguros, pero en manos inexpertas se constituyen en elementos peligrosos. El adquirente o usuario debe cumplir con el establecimiento de las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenamiento y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenamiento o uso no indicado que pudiera darse a sus productos. El transporte, almacenamiento, manipuleo y uso, debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente. Debe ser almacenado en pavimentos, túneles en zonas seguras, protegidos de la lluvia y el calor, y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

### ATENCIÓN

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto ni las distintas condiciones bajo las cuales éste sea utilizado. Estas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., quien no garantiza resultados si no se asume responsabilidad alguna, expresa o implícita, en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.

## ANEXO 5 — Estudio geomecánico GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))

### ESTUDIO GEOMECÁNICO DE INICIO DE LABOR - 04-2018

AÑO: 2018	REGISTRO No.: 777	FECHA: 01/04/2018	CORR: 2018-ESG-0666
SECCIÓN: VALERIA I	NIVEL: 2870	COD. LABOR: 030949	DIV: VALERIA
VETA: CABANA 3-E		LABOR: GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	
RESIDENTE ECM: MATOS DIMAS, CARLOS ANDRES		JEFE DIV. MARSA: AVILA MENDEZ, LUIS ALBERTO	

**INTERPRETACIÓN:** Se encuentra en roca tipo Diorita, presencia cuñas en techo y hastiales, moderada agilización, con granodiorita silicificada con alto contenido de sílice, presencia de fallas sub vertical a la labor, poca agua (húmedo), su resistencia a la compresión varía entre 50-100 MPa, según el mapeo de labores aledañas se obtuvo un RMR 41-50, catalogado de acuerdo al GSI como un macizo rocoso muy fractura regular (MF/R) presencia de la veta cabana 3.

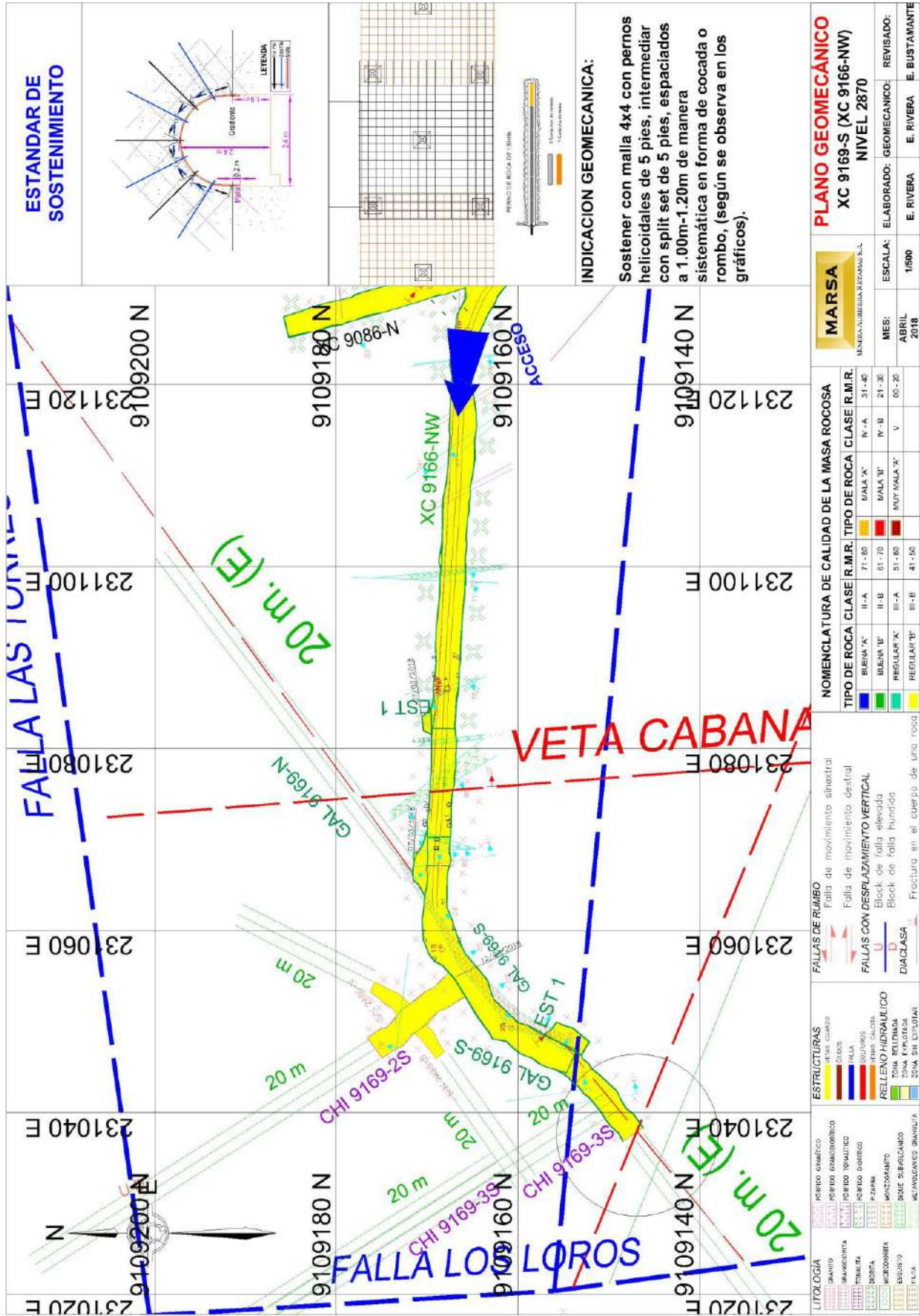
**RECOMENDACIÓN:** Realizar desate minucioso de hastiales y corona. Sostentamiento con barra helicoidal de 5 pies de longitud de manera sistemática espaciados a 1.00 m x 1.20 m intermediado con Split set de 5 pies (distribución en cocada) con malla 4x4 no galvanizada. Controlar voladura para evitar daño excesivo al macizo rocoso. De cambiar las condiciones Geomecánicas del macizo rocoso se reevaluará el sostenimiento.

#### CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Tipo Labor	Labor	Ref. Topog.	RMR BÁSICO Valor	RMR BÁSICO Tipo	RMR AJUSTADO Valor	RMR AJUSTADO Tipo
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S +12.00m	56	III-A	46	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S +12.00m	58	III-A	48	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S +12.00m	57	III-A	47	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S +8.00m	57	III-A	47	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S +8.00m	58	III-A	46	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S +8.00m	57	III-A	45	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	A1 +	44	III-B	34	IV-A
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	A1 +	44	III-B	39	IV-A
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	A1 +	44	III-B	39	IV-A
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	2S +11.00m	58	III-A	46	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	2S +11.00m	59	III-A	47	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	2S +11.00m	57	III-A	45	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S -4.00m	53	III-A	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S -4.00m	51	III-A	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S -4.00m	52	III-A	42	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S -7.00m	51	III-A	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S -7.00m	54	III-A	44	III-B
LABOR PRINCIPAL	GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N))	1S -7.00m	58	III-A	48	III-B



ZONIFICACIÓN GEOMECANICA - GAL 9169-S (XC 9166-NW (XC-N)



**INDICACION GEOMECANICA:**  
 Sostener con malla 4x4 con pernos helicoidales de 5 pies, intermediar con split set de 5 pies, espaciados a 1.00m-1.20m de manera sistemática en forma de cocada o rombo, (según se observa en los gráficos).

**PLANO GEOMECANICO**  
 XC 9169-S (XC 9166-NW)  
 NIVEL 2870

**MARSA**  
 MENDIACUBILLA PEREZ S.A.

ELABORADO: GEOMECANICO: E. RIVERA  
 REVISADO: E. RIVERA  
 E. BUSTAMANTE

ESCALA: 1/500  
 MES: ABRIL 2018

**NOMENCLATURA DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA**

TIPO DE ROCA	CLASE R.M.R.	TIPO DE ROCA	CLASE R.M.R.
BUENA "A"	II-A	BUENA "A"	IV-A
BUENA "B"	II-B	BUENA "B"	IV-B
REGULAR "A"	III-A	MUY MALA "A"	V
REGULAR "B"	III-B		

**FALLAS DE RUMBO**

	Falla de movimiento sinistral
	Falla de movimiento dextral

**FALLAS CON DESPLAZAMIENTO VERTICAL**

	Block de falla elevada
	Block de falla hundida

**DIACLASA**

	Fractura en el cuerpo de una roca
--	-----------------------------------

**ESTRUCTURAS**

	VETAS CLASAS
	DIACLASA
	FALLA
	SOLIJUNOS
	VETAS CALCITAS

**RELLENO HIDRAULICO**

	TONA RELINDADA
	ZONA PASTRADA
	ZONA EN ENTONADA

Imagen No. 3

## ANEXO 6 — Estudio geomecánico XC 10564-SW

## ESTUDIO GEOMECÁNICO DE INICIO DE LABOR - 04-2018

AÑO: 2018	REGISTRO No.: 670	FECHA: 01/04/2018	CORR: 2018-ESG-0670
SECCIÓN: VALERIA I	NIVEL: 2820	COD. LABOR: 030347	DIV: VALERIA
VETA: ESPERANZA G		LABOR: XC 10564-SW	
RESIDENTE ECM: MATOS DIMAS, CARLOS ANDRES		JEFE DIV. MARSÁ: AVILA MENDEZ, LUIS ALBERTO	

**INTERPRETACIÓN:** Se encuentra en roca tipo Pórfido Granodiorita, presencia cuñas en techo y hastiales, moderada argilización, con granodiorita silicificada con alto contenido de sílice, presencia de fallas sub vertical a la labor, poca agua (húmedo), su resistencia a la compresión varía entre 50-100 MPa, según el mapeo de labores aledañas se obtuvo un RMR 31-41, catalogado de acuerdo al GSI como un macizo rocoso muy fractura mala (MF/M) presencia de la veta esperanza.

Realizar desate minucioso de hastiales y corona. Colocar guarda cabeza para el armado de cuadro como pre-sostenimiento. Sostener con cuadro de madera de 8" de diámetro con todos sus elementos de soporte correspondientes, espaciados de 1.4m a 1.50m de luz, según estándar. Controlar voladura para evitar daño excesivo al macizo rocoso. De cambiar las condiciones Geomecánicas del macizo rocoso se reevaluará el sostenimiento.

## CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Tipo Labor	Labor	Ref. Topog.	RMR BÁSICO Valor	RMR BÁSICO Tipo	RMR AJUSTADO Valor	RMR AJUSTADO Tipo
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +1.50m	46	III-B	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +1.50m	48	III-B	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +1.50m	46	III-B	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	1E +15.00m	46	III-B	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	1E +15.00m	46	III-B	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	1E +15.00m	47	III-B	42	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +1.00m	48	III-B	38	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +1.00m	47	III-B	37	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +1.00m	48	III-B	38	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +2.50m	47	III-B	42	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +2.50m	49	III-B	44	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	2E +2.50m	47	III-B	42	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	E +1.00m	48	III-B	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	E +1.00m	46	III-B	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	E +1.00m	47	III-B	42	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	G3 +0.50m	38	IV-A	33	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	G3 +0.50m	38	IV-A	33	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	G3 +0.50m	38	IV-A	33	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	1E -2.00m	47	III-B	42	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	1E -2.00m	48	III-B	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	1E -2.00m	47	III-B	42	III-B

LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	K +4.00m	35	IV-A	30	IV-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	K +4.00m	38	IV-A	33	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	K +4.00m	35	IV-A	30	IV-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	K +4.00m	35	IV-A	30	IV-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	k-4 +	39	IV-A	34	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	k-4 +	42	III-B	37	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	k-4 +	42	III-B	37	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	D +	48	III-B	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	D +	48	III-B	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	D1 +2.50m	53	III-A	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	D1 +2.50m	54	III-A	44	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	D1 +2.50m	53	III-A	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	D1 +2.50m	53	III-A	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	G3 +1.00m	51	III-A	41	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	G3 +1.00m	50	III-B	45	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	G3 +1.00m	53	III-A	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	7E +5.00m	42	III-B	32	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	7E +5.00m	42	III-B	30	IV-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	7E +5.00m	42	III-B	32	IV-A
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E +15.00m	50	III-B	45	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E +15.00m	50	III-B	45	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E +15.00m	50	III-B	45	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E -	47	III-B	42	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E -	48	III-B	43	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E -	50	III-B	45	III-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E +5.00m	39	IV-A	29	IV-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E +5.00m	39	IV-A	29	IV-B
LABOR PRINCIPAL	XC 10564-SW	6E +5.00m	39	IV-A	29	IV-B

## PROYECCIÓN ESTERIOGRÁFICA PE-VETA ESPERANZA G

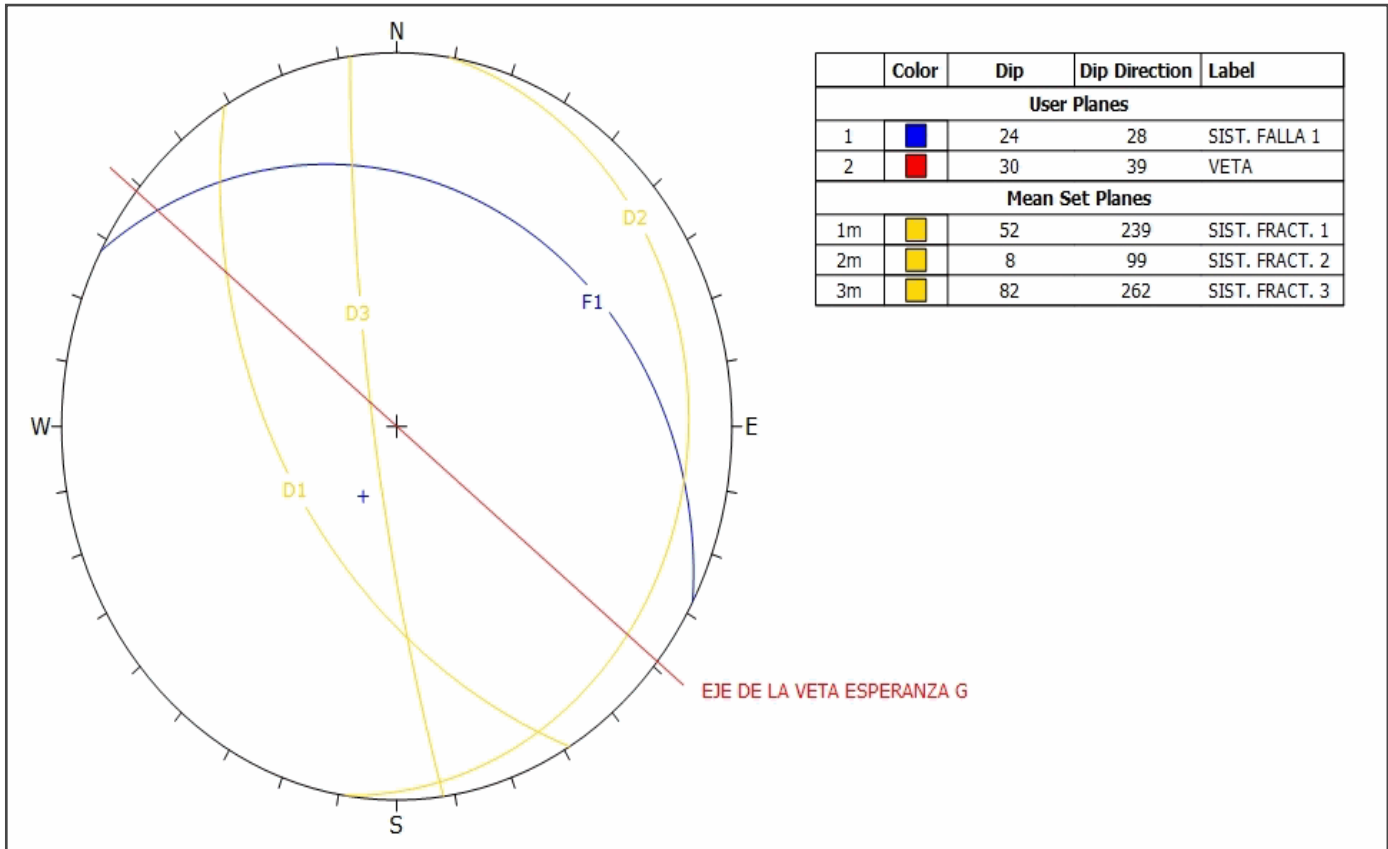


Imagen No. 1

## ANÁLISIS DE CUÑAS DC - V. ESPERANZA G - 2.4X2.4

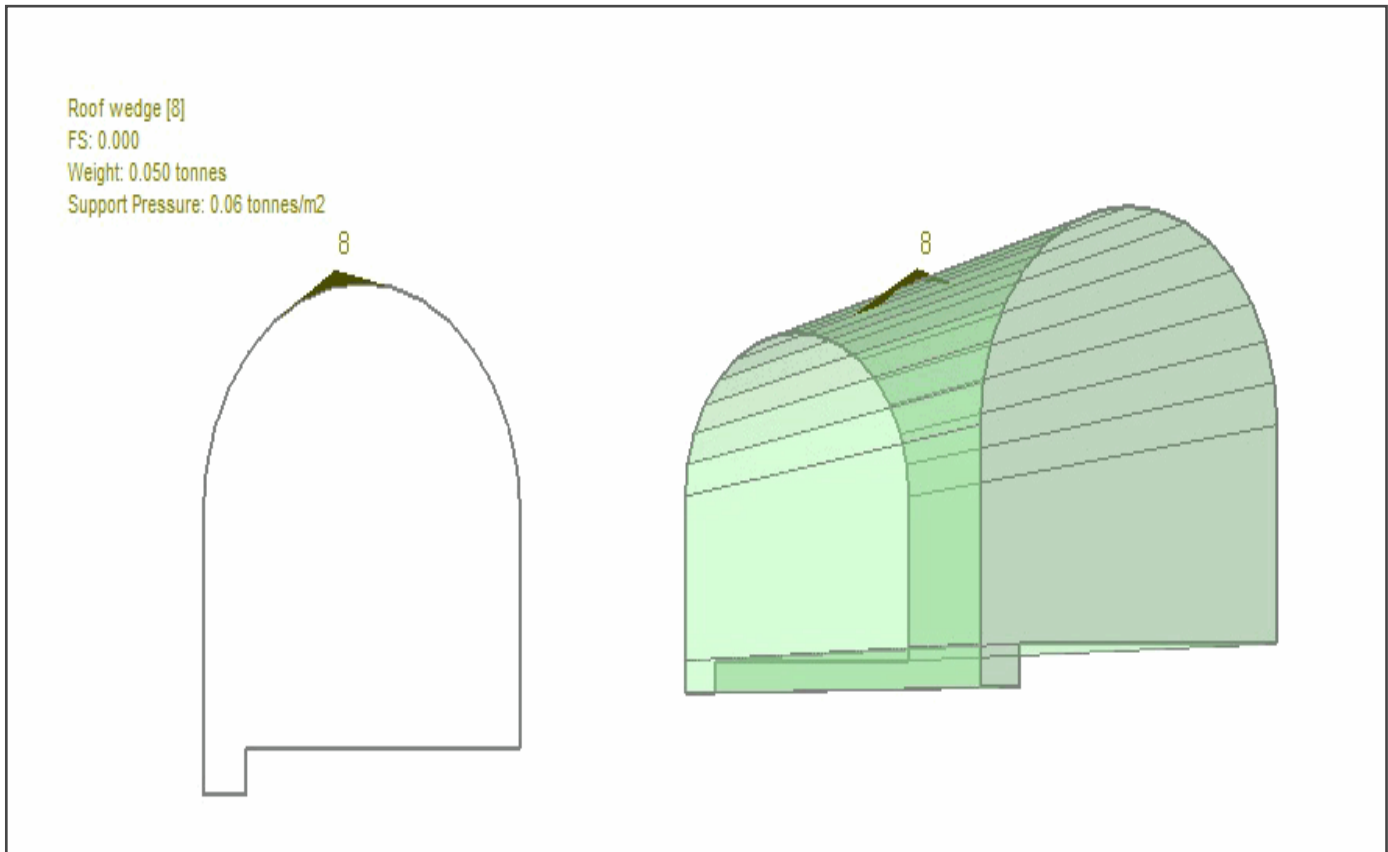
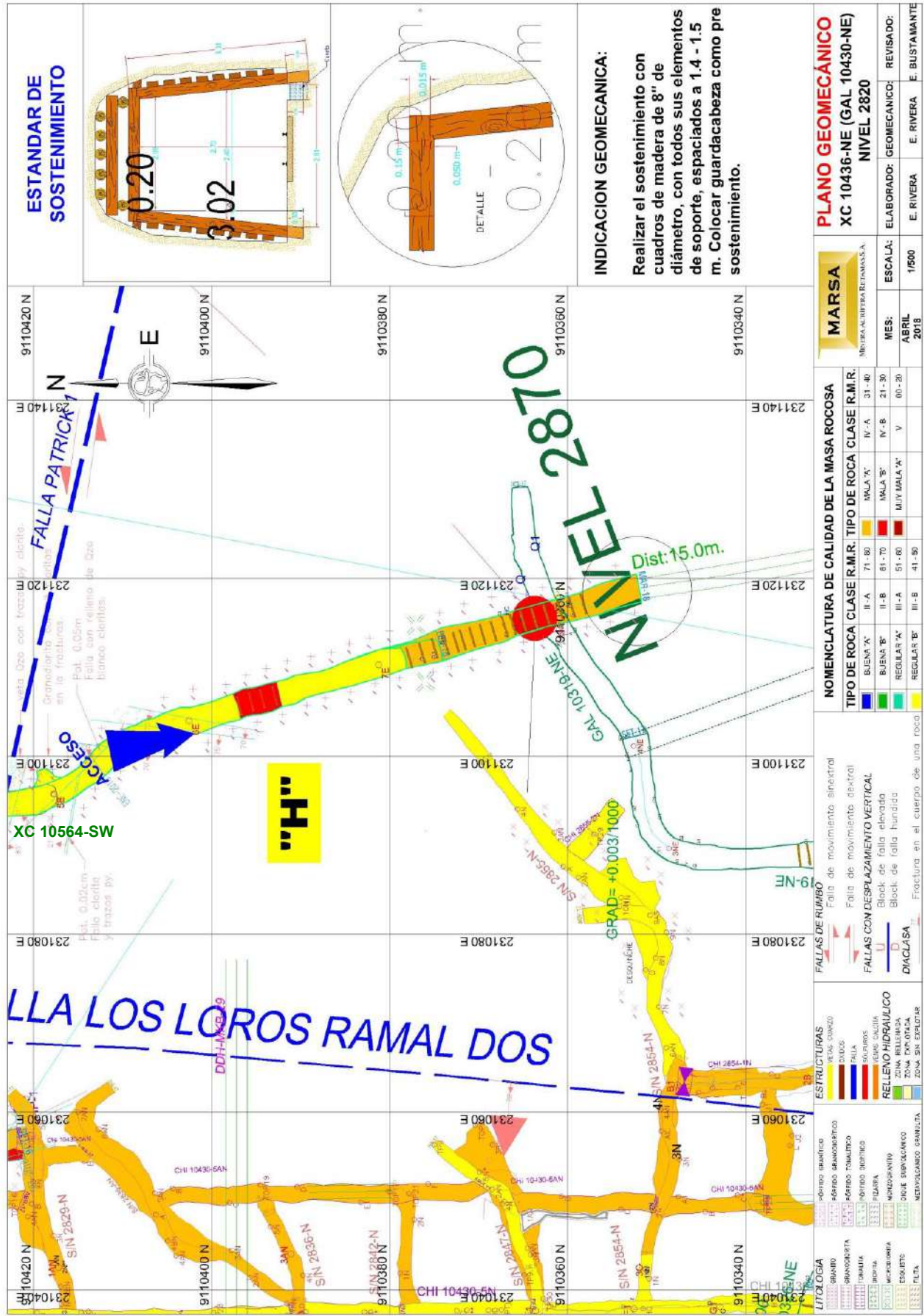


Imagen No. 2



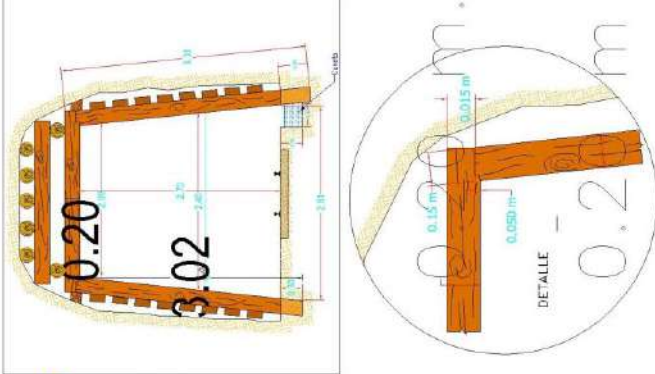
ZONIFICACIÓN GEOMECANICA - XC 10564-SW



INDICACION GEOMECANICA:

Realizar el sostenimiento con cuadros de madera de 8" de diámetro, con todos sus elementos de soporte, espaciados a 1.4 - 1.5 m. Colocar guardacabeza como pre sostenimiento.

ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO



<b>MARSA</b> MEDIO ALTIPIANO RELANASCA		<b>PLANO GEOMECANICO</b> XC 10436-NE (GAL 10430-NE) NIVEL 2820	
MES:	ABRIL 2018	ELABORADO:	E. RIVERA
ESCALA:	1/500	GEOMECANICO:	E. RIVERA
		REVISADO:	E. BUSTAMANTE

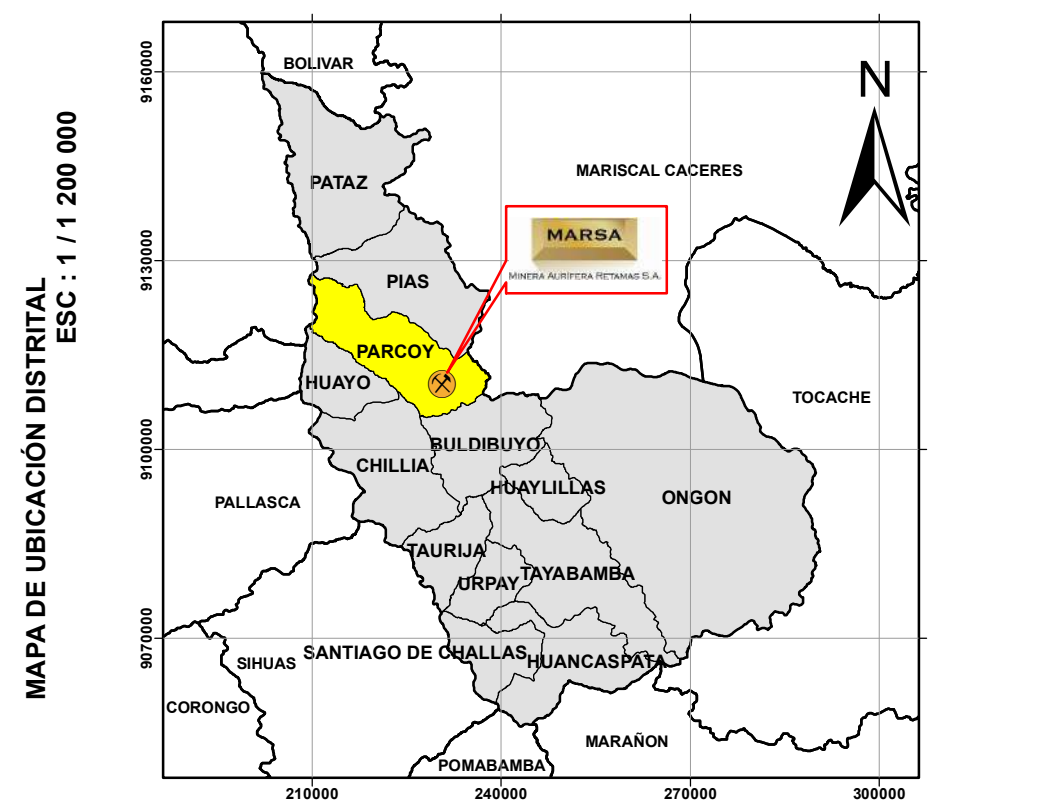
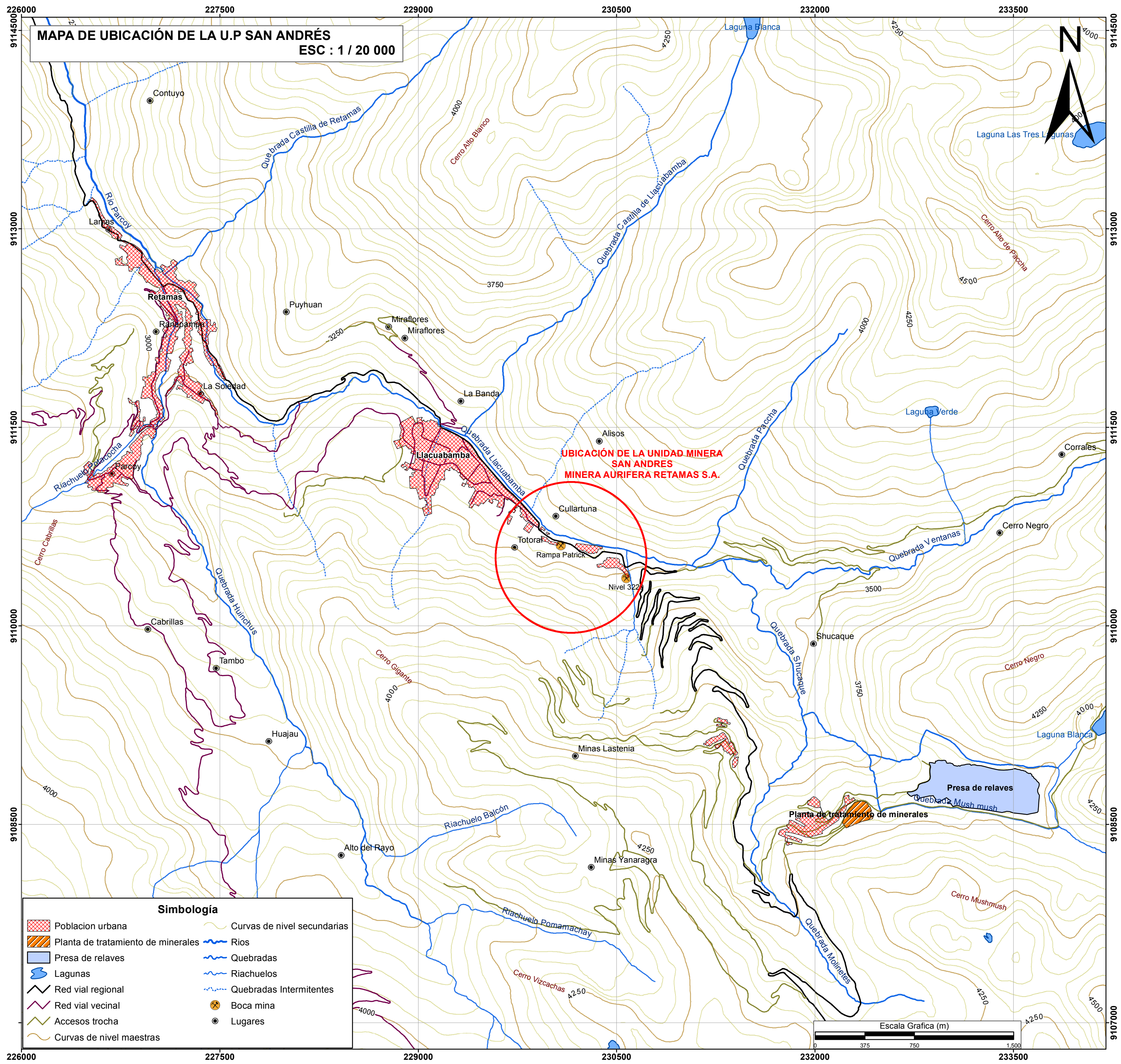
NOMENCLATURA DE CALIDAD DE LA MASA ROCOSA			
TIPO DE ROCA	CLASE R.M.R.	TIPO DE ROCA	CLASE R.M.R.
BUENA A	I-A	BUENA B	II-B
BUENA B	II-B	REGULAR A	III-A
REGULAR A	III-A	REGULAR B	III-B
REGULAR B	III-B		

FALLAS DE RUMBO	
	Falla de movimiento lateral
	Falla de movimiento normal
	Block de falla elevada
	Block de falla hundida
	Fractura en el cuerpo de una roca

ESTRUCTURAS	
	FRACASO
	VEAS OMBRO
	DAÑOS
	FALLA
	FRASURAS
	FRASAS CALERA
	ZONA BARRERA
	ZONA SIN FRASURAS
	ZONA SIN DEFORMACION

Imagen No. 3





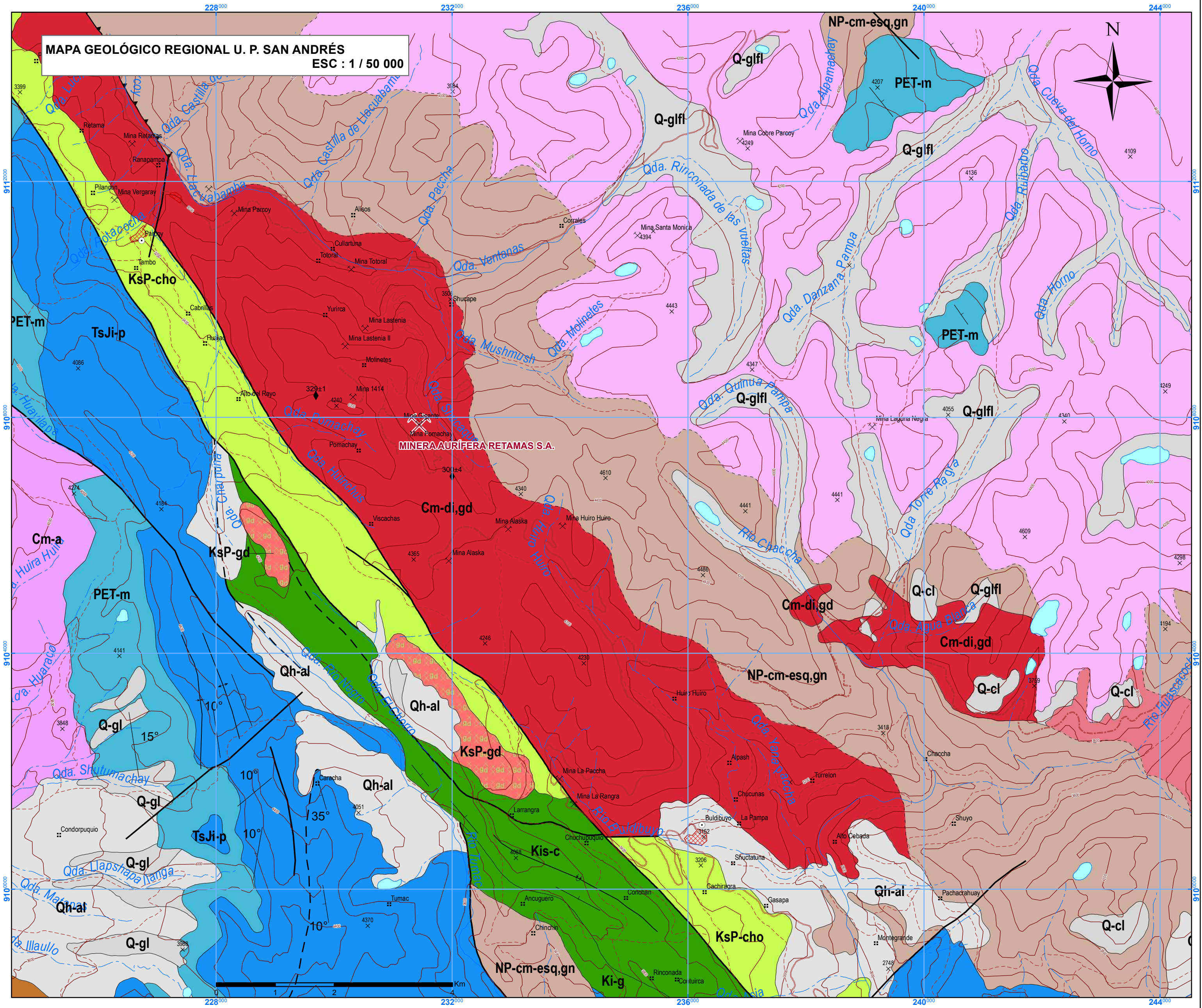
**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE SECCIÓN 8'x8' GAL 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870. U.P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018.

UBICACIÓN: ANEXO : LACUBAMBA DISTRITO : PARCOY PROVINCIA : PATAZ DEPARTAMENTO : LA LIBERTAD	MAPA: <b>UBICACIÓN</b>	ELABORADO POR: BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ BACH. MARCO A. PEREZ URRUTIA
ESCALA: 1 / 20 000	FECHA: JUNIO 2022	LÁMINA: <b>01</b>

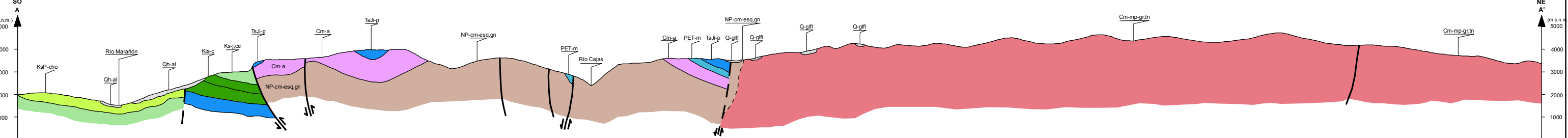


**MAPA GEOLÓGICO REGIONAL U. P. SAN ANDRÉS**  
**ESC : 1 / 50 000**



**MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.**

**PERFIL Y SECCIÓN GEOLÓGICA DEL CUADRÁNGULO DE TAYABAMBA (17)**  
 Escala: 1:100 000



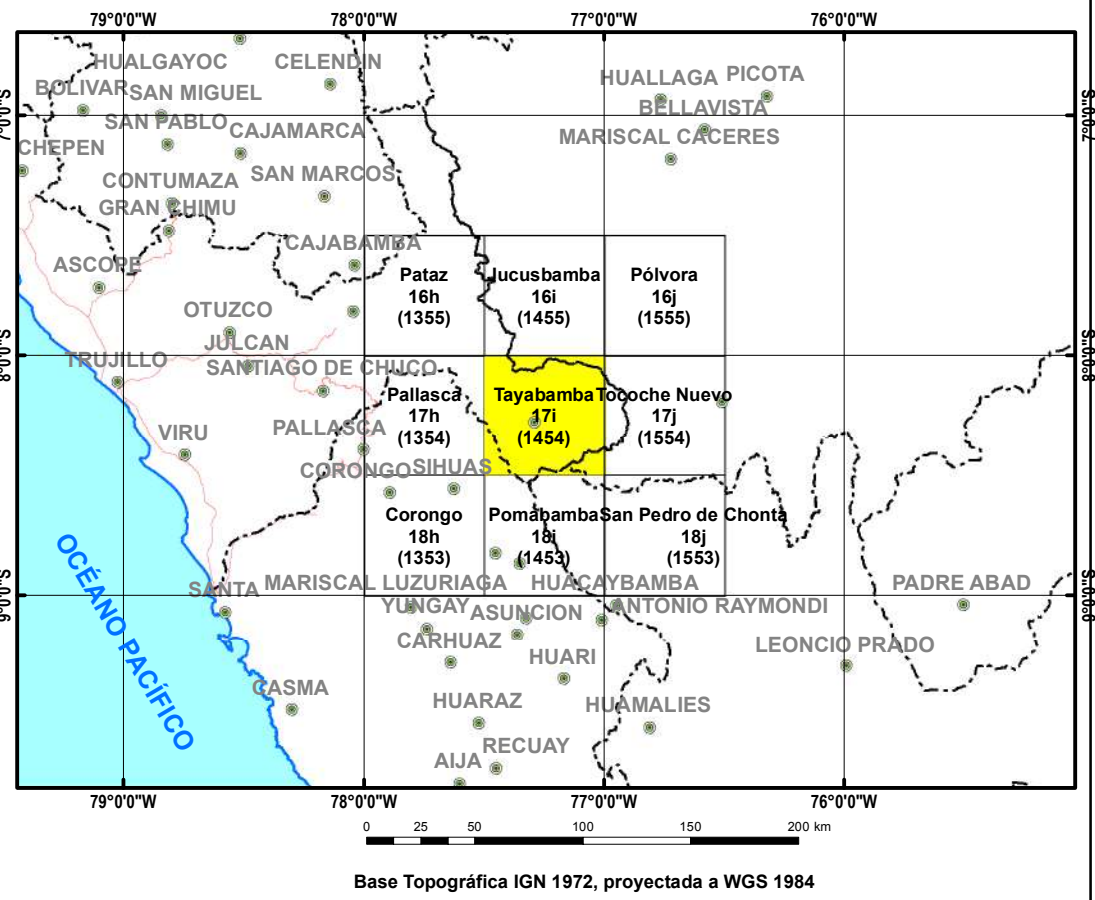
**LEYENDA**

ERA TEMÁTICA	SISTEMA	SERIE	EDAD (MA)	UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS	ROCAS INTRUSIVAS Y SUBVOLCÁNICAS
CENOZOICO	CUATERNARIO	Holoceno		Depósito aluvial	Qh-al: Gravas y arenas mal seleccionados en matriz, limoarenosa
				Depósito coluvial	Q-cl: Constituida por bloques rocosos heterométricos y homogéneos angulosos a subangulosos
		Pleistoceno		Depósitos glaciario, fluvial	Q-gfl: Depósitos glaciariofluviales, gravas, arenas en matriz limoarenosa, arenas y materiales residuales no consolidados
				Depósito glaciario	Q-gi: Depósitos morrénicos-bloques angulosos en matriz de arcillas, limos y arenas
MESOZOICO	CRETÁCICO			Formación Chota	KsP-cho: Conglomerados, arcillas abigarradas y areniscas de grano anguloso de origen continental
				Formación Jumasha, Celendín	Ks-j,ce: Calizas grises en estratos de 1 a 2m de grosor resistentes, forman farallones, calizas, margas nodulares pobremente estratificadas, abundancia de fósiles
				Formación Crisnejas	Kis-c: Lutitas, margas y calizas, en la parte inferior predominan lutitas fosilíferas, intercaladas con margas grises y calizas
				Formación Parahuancá, Chólec, Pariatambo	Kis-ph,chu,p: Calizas masivas de tono azul, calizas y margas crema, aspecto masivo. Intercalación de calizas y margas de olor fétido.
				Grupo Goyllarisquiza	Ki-g: Limolitas, lutitas gris verdosas, areniscas cuarzosas blanquecinas, lentes de carbón, areniscas gris claras alternando con lutitas grises a limolitas rojizas
PALEOZOICO	PERMIICO TRIÁSICO JURÁSICO			Grupo Pucará	TsJi-p: Calizas gris azules en bancos medios a gruesos con nodulos de chert
				Grupo Mitu	PET-m: Lavas andesíticas porfíricas
				Grupo Ambo	Cm-a: Areniscas cuarzosas en estratos gruesos con estratificación sesgada, intercaladas con limolitas y lutitas que poseen regular contenido de materia orgánica
NEO-PROTEROZOICO	ORDOVICICO			Formación Lavasén	Cm-l: Volcánico indiferenciado
				Formación Contaya	Om-c: Pizarras grises, bien laminadas, que no han sufrido alteración
				Complejo Marañón	NP-cm-esq,gn: Esquistos y gneis
				Plutón Metal - Palina	Cm-mp,gr,tn: Granito, Tonalita Cm-di,gd: Diorita, Granodiorita OI-ggn: Granito gneisificado

**SÍMBOLOS**

- ↘ Rumbo y buzamiento de estratos
- ↗ Rumbo y buzamiento de estratos fotointerpretados < 30°
- ↖ Rumbo y buzamiento de foliación
- Falla normal
- Falla inferida
- Falla inversa
- Lineamiento
- ↗ Falla de rumbo dextral
- ↖ Eje de anticlinal
- ↗ Eje de sinclinal
- ↖ Eje de sinclinal tumbado
- ◆ Dataciones radiométricas
- Contacto geológico
- Contacto geológico inferido
- Línea de sección geológica
- Capital de provincia
- Localidad común
- Hacienda
- × Cota comprobada
- × Mina activa
- Carretera afirmada, transitable
- Camino carrozable
- Camino de herradura
- Contorno de ciudad
- Curva de nivel - primaria
- Río principal
- Río secundario
- Quebrada
- Laguna

**MAPA DE UBICACIÓN REGIONAL**



Base Topográfica IGN 1972, proyectada a WGS 1984

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
 ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

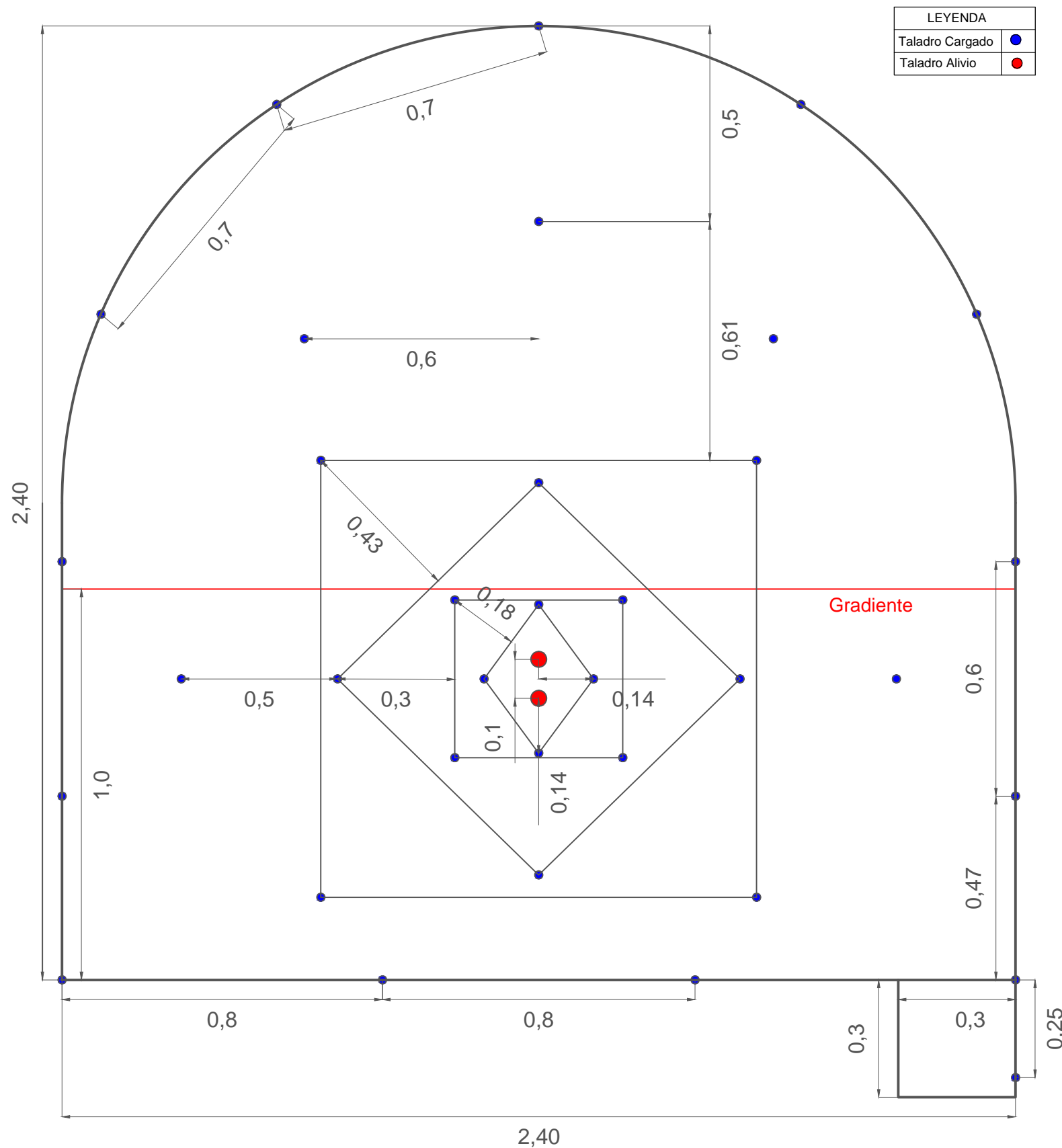
DESIGNO DE MALLA DE PERFORACION PARA REDUCCION DE COSTOS EN LABORES DE SECCION 8°X GAL 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870, U. P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018

UBICACIÓN: ANEXO : LLACUABAMBA DISTRITO : PARCOY PROVINCIA : PATAZ DEPARTAMENTO : LA LIBERTAD	MAPA: <b>GEOLÓGICO REGIONAL</b>	ELABORADO POR: BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ BACH. MARCO A. PEREZ URRUTIA
ESCALA: 1 / 50 000	FECHA: JUNIO 2022	LÁMINA: <b>02</b>



# MALLA DE PERFORACION CON JACK LEG

## SECCION 2,40m x 2,40m. RMR 41 - 50



LEYENDA	
Taladro Cargado	● (Blue)
Taladro Alivio	● (Red)

### DISTRIBUCIÓN DE CARGA

SECCIONES	TALADROS	N° TAL.	CART/TAL	SEMEXSA 65% 7/8" X 7" Cart.	EXSADIT 45% 7/8" X 7" Cart.	TOTAL Kg.	
SECCIÓN A	SECCIÓN I	ARRANQUE	4	7	28	2,268	
	SECCIÓN II	PRIMERA AYUDA	4	6	24	1,944	
	SECCIÓN III	SEGUNDA AYUDA	4	6	24	1,944	
	SECCIÓN IV	TERCERA AYUDA	4	6	24	1,944	
SECCIÓN B	NÚCLEO	AYUDA CUADRADOR	2	6	24	1,944	
SECCIÓN C	NÚCLEO	AYUDA DE CORONA	3	5	15	1,215	
SECCIÓN D	TECHO	ALZA O CORONA	5	5	5	20	1,925
	HASTIALES	CUADRADORES	4	5	20	1,620	
SECCIÓN E	ARRASTRE		4	6	24	1,925	
	CUNETA		1	6	6	0,486	
<b>TOTAL</b>			<b>35</b>		<b>194</b>	<b>20</b>	<b>17,234</b>

### PERFORACIÓN

DENSIDAD DE MINERAL	3,15 Ton/m3
SECCIÓN DE LA GALERÍA	2,40m x 2,40m
N° DE TALADROS PERFORADOS	37 Tal.
N° TALADROS DE ALIVIO	2 Tal.
LONGITUD DE BARRA (6 PIES)	1,83 m
PERFORACIÓN EFECTIVA (90%)	1,68 m
EFICIENCIA DE VOLADURA (95%)	1,60 m
TOTAL DE PIES PERFORADOS	222 pies
TOTAL DE METROS PERFORADOS	62,16 m

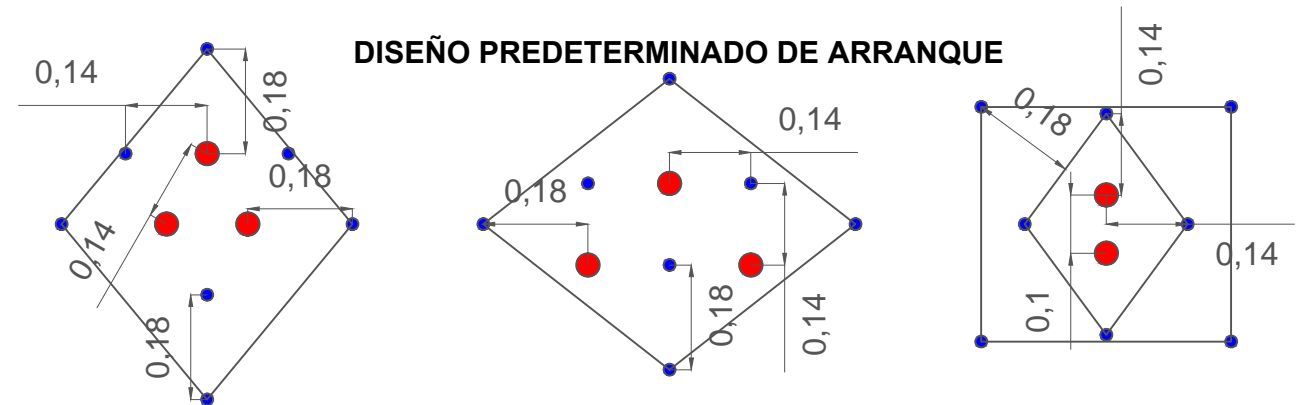
### RENDIMIENTOS

AVANCE POR DISPARO	1,60 m
VOLUMEN ROTO	9,22 m3
TOTAL KG DE EXPLOSIVO	17,234 Kg
FACTOR DE CARGA	1,78 Kg/m3
FACTOR DE CARGA LINEAL	10,77 Kg/m

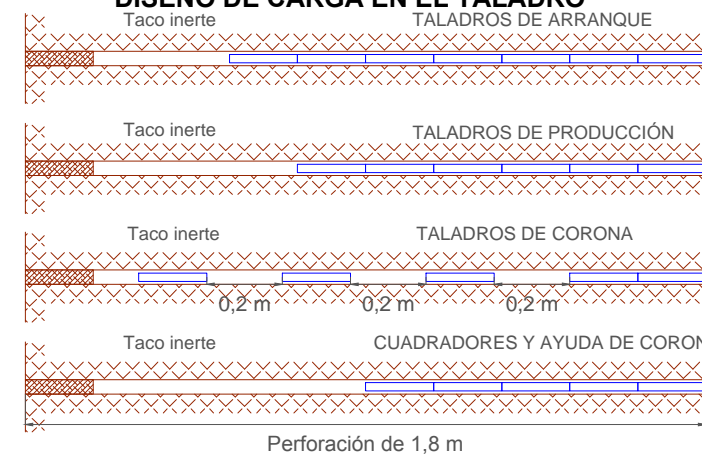
### ACCESORIOS

CARMEX DE 8' (2,40 m)	35 Ud.
MECHA RÁPIDA (IGNITER CORD)	12 m

### DISEÑO PREDETERMINADO DE ARRANQUE



### DISEÑO DE CARGA EN EL TALADRO



**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
ESCUELA ACADÉMICA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

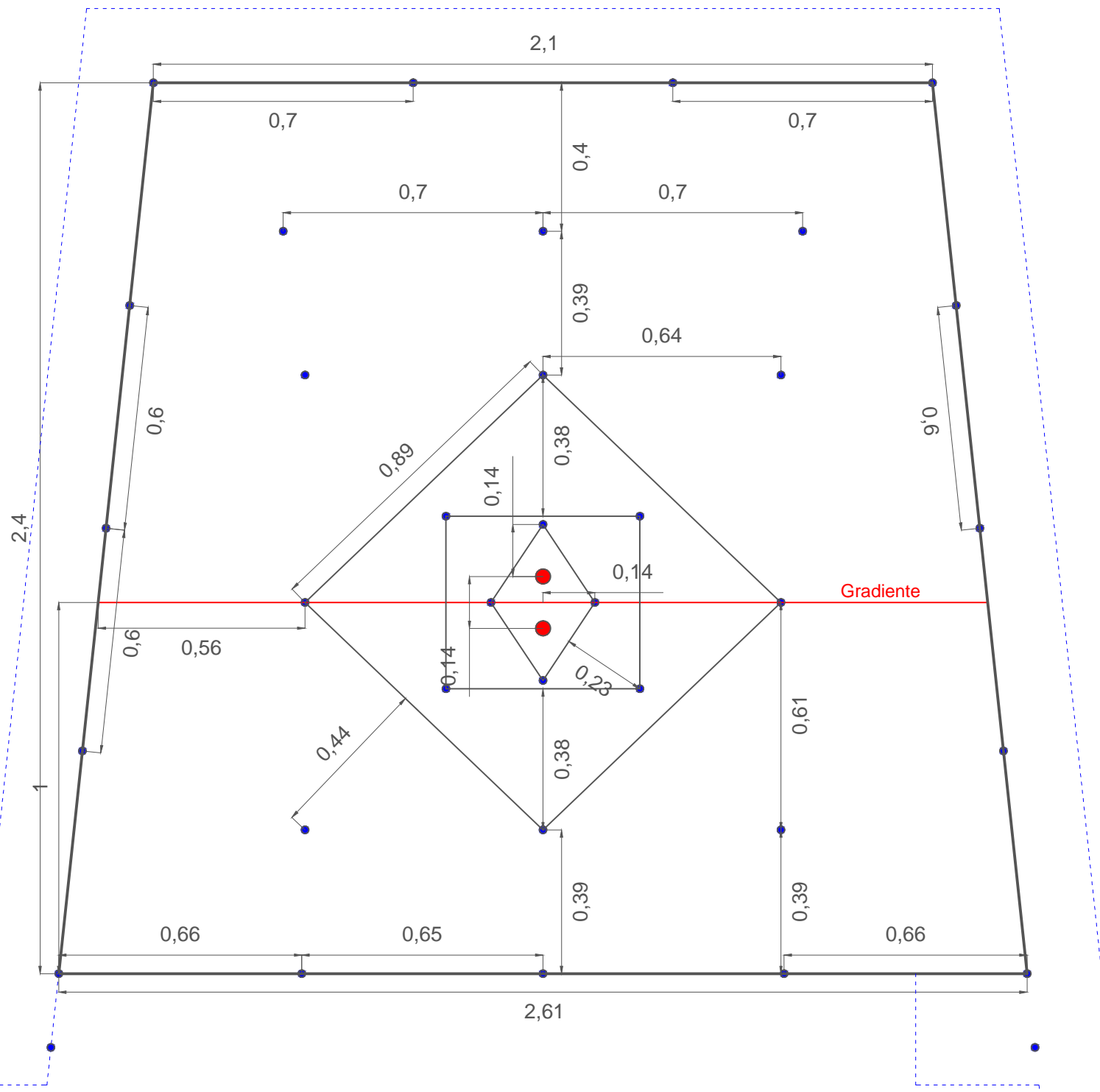
DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION PARA REDUCCION DE COSTOS EN LABORES DE SECCION 8'X8', GAL 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870, U.P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018

<b>UBICACIÓN:</b>		<b>PLANO:</b> DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN	
ANEXO : LLACUABAMBA	DISTRITO : PARCOY	LABOR: GAL. 9169-S	
PROVINCIA : PATAZ	DEPARTAMENTO : LA LIBERTAD		

<b>ELABORADO POR:</b> • BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ • BACH MARCO PERES URRUTIA	<b>ESCALA:</b> 1 / 12,5	<b>LÁMINA:</b> P - 03
<b>FECHA:</b> JUNIO 2022		



# MALLA DE PERFORACIÓN CON JACK LEG SECCIÓN 2,40m x 2,40m. RMR 31 - 40



## DATOS ADICIONALES

SECCIÓN REAL DE ROTURA	3,00m x 3,00m
SOBRE ROTURA EJECUTADO	5.0%
TIPO DE SOSTENIMIENTO	CUADROS DE MADERA
LIMPIEZA	PALA NEUMÁTICA

LEYENDA	
Taladro Cargado	●
Taladro Alivio	●

## DISTRIBUCIÓN DE CARGA

SECCIONES	TALADROS	Nº TAL.	CART/TAL	SEMEXSA 65% 7/8" X 7" Cart.	EXSADIT 45% 7/8" X 7" Cart.	TOTAL Kg.
SECCIÓN A	SECCIÓN I	ARRANQUE	4	7	28	2,268
	SECCIÓN II	PRIMERA AYUDA	4	6	24	1,944
	SECCIÓN III	SEGUNDA AYUDA	4	6	24	1,944
SECCIÓN B	NÚCLEO	AYUDA CUADRADOR	4	6	24	1,944
SECCIÓN C		AYUDA DE CORONA	3	5	15	1,215
SECCIÓN D	TECHO	ALZA O CORONA	4	5	4	16
	HASTIALES	CUADRADORES	6	5	30	2,430
SECCIÓN E	ARRASTRE		5	6	30	2,430
	CUNETA Y PATILLA		2	5	10	0,810
<b>TOTAL</b>			<b>36</b>	<b>189</b>	<b>16</b>	<b>16,525</b>

## PERFORACIÓN

DENSIDAD DE LA ROCA	3,15 Ton/m <sup>3</sup>
SECCIÓN DE LA GALERÍA	2,40m x 2,40m
Nº DE TALADROS PERFORADOS	38 Tal.
Nº TALADROS DE ALIVIO	2 Tal.
LONGITUD DE BARRA (6 PIES)	1,83 m
PERFORACIÓN EFECTIVA (90%)	1,68 m
EFICIENCIA DE VOLADURA (95%)	1,60 m
TOTAL DE PIES PERFORADOS	228 pies
TOTAL DE METROS PERFORADOS	63,84 m

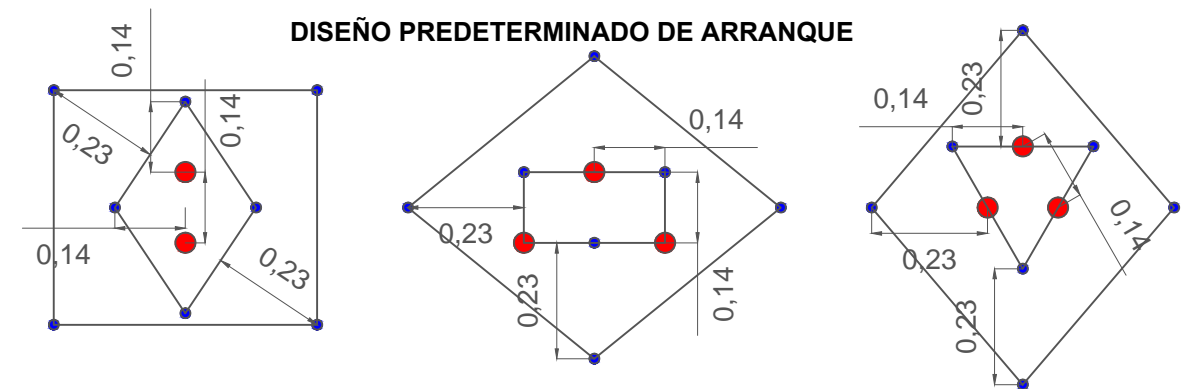
## RENDIMIENTOS

AVANCE POR DISPARO	1,60 m
VOLUMEN ROTO	14,40 m <sup>3</sup>
TOTAL KG DE EXPLOSIVO	16,525 Kg
FACTOR DE CARGA	1,15 Kg/m <sup>3</sup>
FACTOR DE CARGA LINEAL	10,33 Kg/m

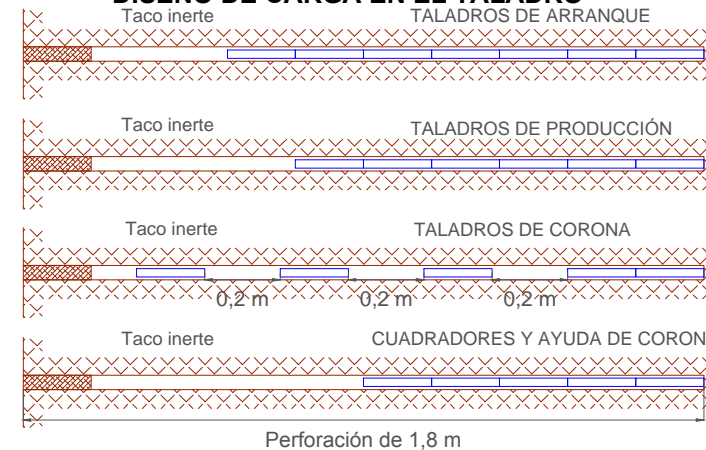
## ACCESORIOS

CARMEX DE 8' (2,40 m)	36 Ud.
MECHA RÁPIDA (IGNITER CORD)	12 m

## DISEÑO PREDETERMINADO DE ARRANQUE



## DISEÑO DE CARGA EN EL TALADRO



**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA  
BASTIDAS DE APURÍMAC**  
ESCUELA ACADÉMICA PROFESIONAL DE  
INGENIERÍA DE MINAS

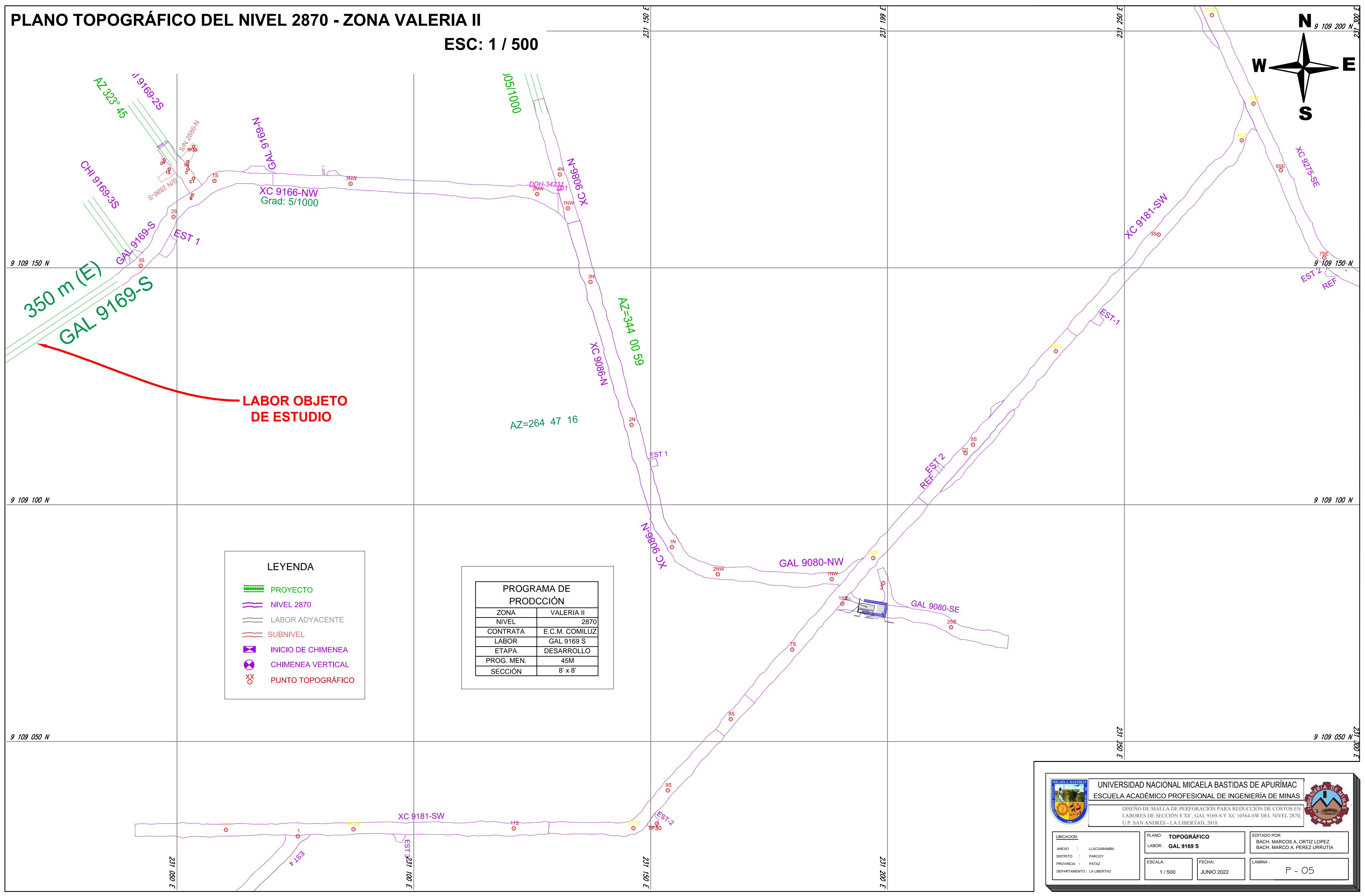
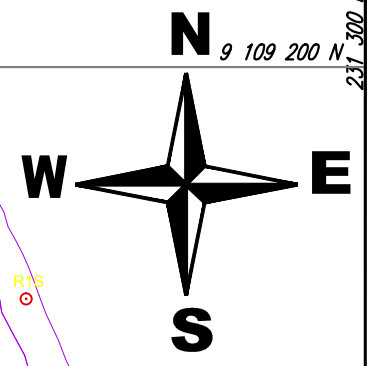
DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE SECCIÓN 8'X8', GAL 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870, U.P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018

<b>UBICACIÓN:</b>		<b>PLANO:</b> DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN	
ANEXO	: LLACUABAMBA	DISTRITO	: PARCOY
PROVINCIA	: PATAZ	LABOR:	: XC 10564-SW
DEPARTAMENTO	: LA LIBERTAD		

<b>ELABORADO POR:</b> • BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ • BACH MARCO PERES URRUTIA	<b>ESCALA:</b> 1 / 15	<b>LÁMINA:</b> P - 04
	<b>FECHA:</b> JUNIO 2022	

# PLANO TOPOGRÁFICO DEL NIVEL 2870 - ZONA VALERIA II

ESC: 1 / 500



**LEYENDA**

- PROYECTO
- NIVEL 2870
- LABOR ADYACENTE
- SUBNIVEL
- INICIO DE CHIMENEA
- CHIMENEA VERTICAL
- PUNTO TOPOGRÁFICO

**PROGRAMA DE PRODUCCIÓN**

ZONA	VALERIA II
NIVEL	2870
CONTRATA	E.C.M. COMILUZ
LABOR	GAL 9169 S
ETAPA	DESARROLLO
PROG. MEN.	45M
SECCIÓN	8' x 8'

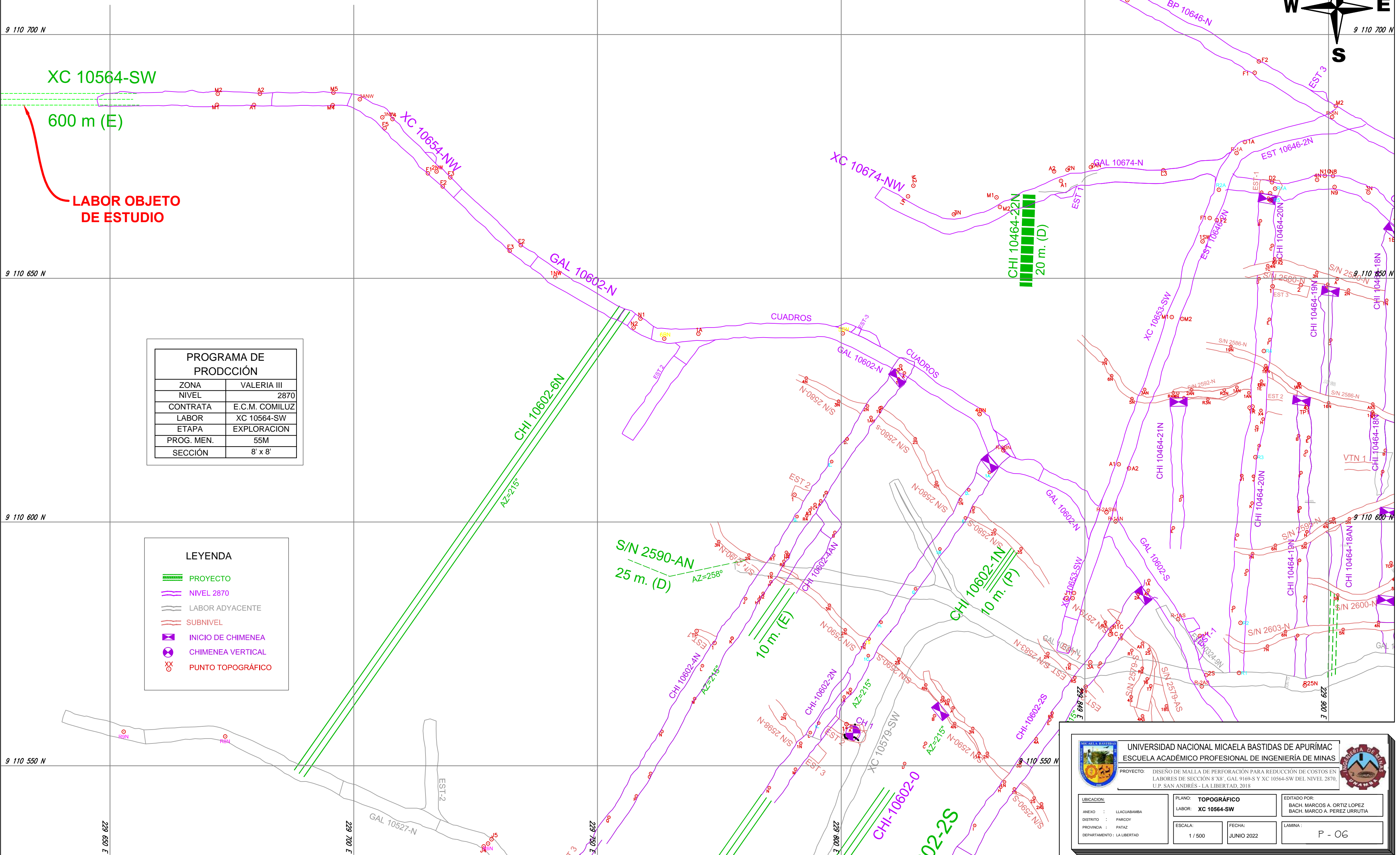
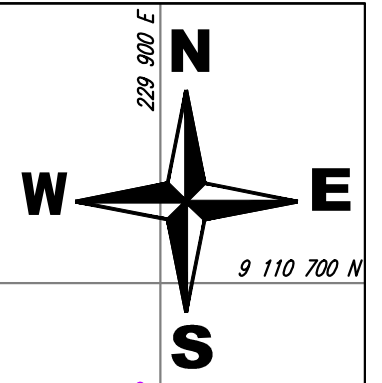
**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE SECCIÓN 8'X8', GAL. 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870, U.P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018

UBICACION: ANEXO : LLACUABAMBA DISTRITO : PARCOY PROVINCIA : PATAZ DEPARTAMENTO : LA LIBERTAD	PLANO: <b>TOPOGRÁFICO</b> LABOR: <b>GAL 9169 S</b>	EDITADO POR: BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ BACH. MARCO A. PEREZ URRUTIA
ESCALA: 1 / 500	FECHA: JUNIO 2022	LAMINA: P - 05

# PLANO TOPOGRÁFICO DEL NIVEL 2870 - ZONA VALERIA III

## ESC: 1 / 500



**PROGRAMA DE PRODUCCIÓN**

ZONA	VALERIA III
NIVEL	2870
CONTRATA	E.C.M. COMILUZ
LABOR	XC 10564-SW
ETAPA	EXPLORACION
PROG. MEN.	55M
SECCIÓN	8' x 8'

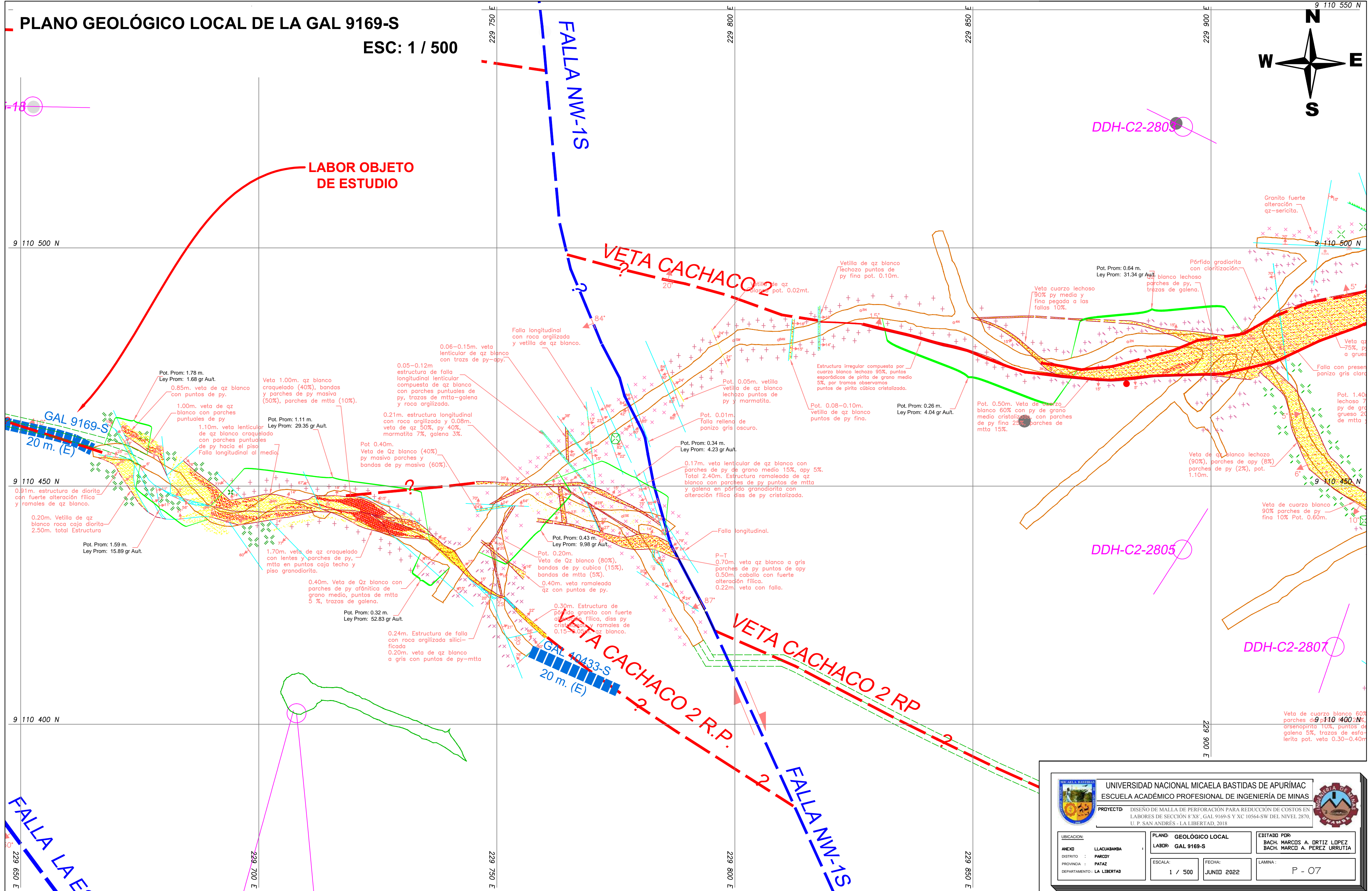
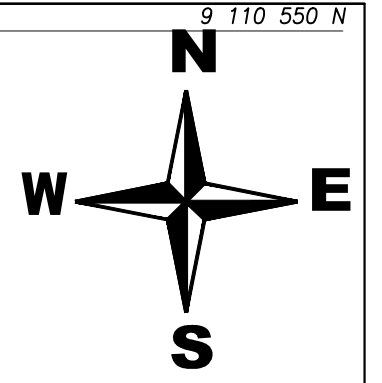
**LEYENDA**

	PROYECTO
	NIVEL 2870
	LABOR ADYACENTE
	SUBNIVEL
	INICIO DE CHIMENEA
	CHIMENEA VERTICAL
	PUNTO TOPOGRÁFICO

<p>UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS</p>		
PROYECTO: DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE SECCIÓN 8' X 8', GAL 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870, U.P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018		
UBICACIÓN: ANEXO : LLACUABAMBA DISTRITO : PARCOY PROVINCIA : PATAZ DEPARTAMENTO : LA LIBERTAD	PLANO: TOPOGRÁFICO LABOR: XC 10564-SW ESCALA: 1 / 500 FECHA: JUNIO 2022	EDITADO POR: BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ BACH. MARCO A. PEREZ URRUTIA LÁMINA: P - OG



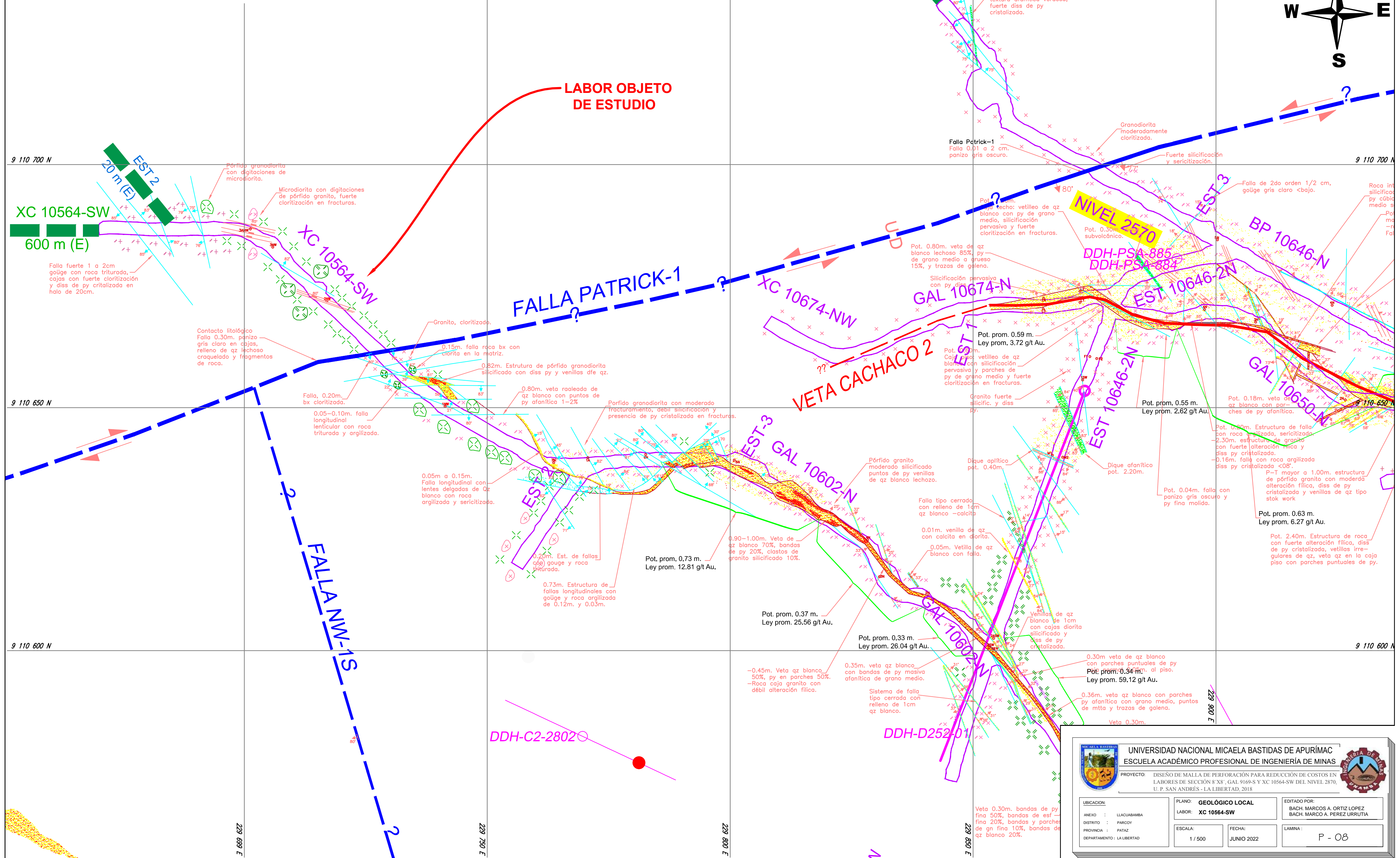
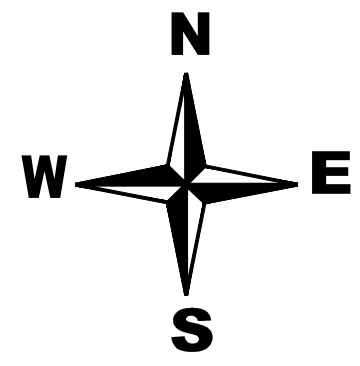
**PLANO GEOLÓGICO LOCAL DE LA GAL 9169-S**  
**ESC: 1 / 500**



<p>UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC          ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS</p>		
<p>PROYECTO: DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE SECCIÓN 8'X8'. GAL 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870, U.P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018</p>		
<p>UBICACION:</p> <p>ANEXO : LLACUABAMBA</p> <p>DISTRITO : PARCOY</p> <p>PROVINCIA : PATAZ</p> <p>DEPARTAMENTO : LA LIBERTAD</p>	<p>PLANO: GEOLÓGICO LOCAL</p> <p>LABOR: GAL 9169-S</p> <p>ESCALA: 1 / 500</p> <p>FECHA: JUNIO 2022</p>	<p>EDITADO POR:</p> <p>BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ          BACH. MARCO A. PEREZ URRUTIA</p> <p>LAMINA: P - 07</p>



**PLANO GEOLÓGICO LOCAL DEL XC 10564-SW**  
**ESC: 1 / 500**



<p>UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC          ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS</p>		
<p>PROYECTO: DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE SECCIÓN 8'X8'. GAL 9169-S Y XC 10564-SW DEL NIVEL 2870, U. P. SAN ANDRÉS - LA LIBERTAD, 2018</p>		
<p>UBICACION:                  ANEXO : LLACUABAMBA                  DISTRITO : PARCOY                  PROVINCIA : PATAZ                  DEPARTAMENTO : LA LIBERTAD</p>	<p>PLANO: <b>GEOLÓGICO LOCAL</b>                  LABOR: <b>XC 10564-SW</b>                  ESCALA: 1/500</p>	<p>EDITADO POR:                  BACH. MARCOS A. ORTIZ LOPEZ                  BACH. MARCO A. PEREZ URRUTIA                  LAMINA: P - 08</p>
<p>FECHA: JUNIO 2022</p>		