

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“CONTROL GRANULOMETRICO UTILIZANDO EL MODELO DE
PREDICCIÓN DE KUZ RAM PARA REDUCIR LA FRAGMENTACION Y
LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA COMPAÑÍA MINERA MINSUR U.M
SAN RAFAEL-PUNO”**

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS.

PRESENTADO POR:

Br: Juan Carlos Ccahuana Concha

Asesor: Ing. Máximo Víctor Mayta Lino

Cusco – Perú

2022



DEDICATORIA

Al señor que siempre estuvo a lado mío en cada paso que di hasta este momento

Con todo el cariño y con una profunda gratitud dedico esta tesis a mi querida madre Luz Marina Concha Mamani y mis hermanas Nancy Luz y María Lourdes quienes son mi aliento y Motivación en la vida por brindarme su apoyo y comprensión constante durante mi vida académica hasta la presente tesis.

A mis maestros, amigos y compañeros de trabajo por su apoyo incondicional y sus enseñanzas que cada día hicieron que sea más competitivo y sobre todo crecer como persona.



AGRADECIMIENTO

A Dios por haber estado a mi lado en cada paso y retos que tome en la vida. A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, a la escuela profesional de Ingeniería de Minas, por su acogida y las enseñanzas impartidas de cada uno de los docentes en beneficio de mi formación profesional.

A Minsur por darme esa oportunidad y confianza de formarme bajo su cultura de trabajo como también pertenecer a ese grupo humano que me ha apoyado con sus enseñanzas, experiencias y haber sido parte fundamental en mi formación profesional y personal.



PRESENTACIÓN

*Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, con la finalidad de optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas, presento ante usted la tesis titulada **“CONTROL GRANULOMETRICO UTILIZANDO EL MODELO DE PREDICION DE KUZ RAM PARA REDUCIR LA FRAGMENTACION Y LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA COMPAÑÍA MINERA MINSUR U.M SAN RAFAEL-PUNO”**; trabajo de investigación en el cual se implementaron mejoras en las operaciones unitarias de Perforación y Voladura de rocas como: reducción del porcentaje de desviación de la perforación, determinación de la densidad de energía elástica para romper la roca, diseño de malla de perforación; todo esto para poder aplicar el modelo de fragmentación de Kuz Ram y con ello reducir la fragmentación en vetas angostas y cuerpos mineralizados con el fin de evitar sobre rotura, dilución, inestabilidad del tajo, reducir el porcentaje de utilización de rompe bancos, reducir el costo de voladura, aceros de perforación y por lo tanto reducir los costos operativos.*



INTRODUCCION

La estructura de la presente tesis se encuentra conformada por cinco capítulos los cuales están organizadas de la siguiente manera.

En el capítulo I, se presenta los rasgos generales del tema de investigación tales como el planteamiento del problema, formulación del problema, objetivos, justificación e importancia, limitación y delimitaciones de la investigación, hipótesis metodología de la investigación.

En el capítulo II, se realiza una descripción de la caracterización geológica de la unidad minera en estudio, la descripción de la estructura de la operativa de la unidad minera, se describirá cada una de las operaciones unitarias como es la perforación, voladura, ventilación, carguío, extracción y el relleno en pasta.

En el capítulo III, se presenta las bases teóricas de los diferentes factores de intervienen en la aplicación del modelo de predicción de Kuz Ram como la caracterización de la geomecánica y la determinación de los sistemas de clasificación de la roca, de describirá los parámetros que influyen en la aplicación del modelo predictivo de Kuz Ram como es el X50, la ecuación de Rosin Rammler para la obtención de la gráfica de la curva granulométrica, se detallara el análisis energético para determinar la energía necesaria para romper la roca a un tamaño de 6 in y por ultimo de explicar el análisis de control de vibraciones que se aplicaran para controlar las ondas P y S producidas en la voladura.

En el capítulo IV, se realizara la recolección de los datos y los parámetros que influirán en el presente tema de investigación como las características geológicas presentes en la veta Split_2 y en el cuerpo San Rafael SR34, características geomecánicas que presenta la veta Spli_2 y cuerpo San Rafael SR 34 para su clasificación del macizo rocoso, se recolectaran datos de perforación y



voladura para realizar un análisis con el fin de poder hacer mejoras en los parámetros que influirán significativamente en la aplicación del modelo de predicción de la fragmentación de Kuz Ram como la desviación de taladros, determinación del factor de roca “A” o índice de volabilidad, energía necesaria para romper la roca, análisis de la velocidad pico partícula con el fin de obtener una fragmentación con el P80 de 6in.

En el capítulo V, de desarrollar la aplicación de las mejoras como la utilización de un nuevo diseño de broca retráctil, grasa magnolia, determinación de un nuevo diseño de malla de perforación según Langerford, cálculo de la energía de densidad elástica (energía necesaria para romper la roca) para realizar nuestro diseño de carguío y en base a esto poder aplicar el modelo de predicción de Kuz Ram , se detallara también las pruebas de voladura en la veta Split_2 y en el cuerpo San Rafael SR34; conjuntamente con esto se analizaran los resultados en cuanto a un análisis energético, análisis de vibraciones, análisis granulométrico y por ultimo una comparación de los costos obtenidos en las operaciones de perforación y voladura.



RESUMEN

El presente estudio de investigación titulado: **“CONTROL GRANULOMETRICO UTILIZANDO EL MODELO DE PREDICCIÓN DE KUZ RAM PARA REDUCIR LA FRAGMENTACION Y LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA COMPAÑÍA MINERA MINSUR U.M SAN RAFAEL-PUNO”**, plantea como objetivo: controlar y reducir la fragmentación de la roca a volar y los costos operativos, actualmente se generan dificultades en el acarreo de mineral por la presencia de una granulometría irregular que en algunos casos exceden 1 metro de diámetro llegando hasta los 3m, costos elevados de voladura, voladura secundaria, uso de romper bancos, demoras en los ciclos de minado de las operaciones de la Mina San Rafael.

Esta investigación se realizó en base a la influencia que comprende la granulometría en la explotación de vetas angostas y cuerpos. Hecho que comprende en esta investigación el análisis de las diferentes variables presentes en la operación que conduzcan a la aplicación del modelo de predicción de Kuz Ram en las operaciones unitarias de perforación y voladura de rocas que se realizan en el entorno del área de investigación.

Las características geológicas y geomecánicas que presenta la geometría de nuestros tajos de estudio, desviación de perforación y el uso inadecuado de un diagrama de carguío han sido identificadas como uno de los factores fundamentales que influyen directamente en el resultado de la alta granulometría, por ello se aplicaron nuevos diseños de brocas retractiles,



grasa magnolia para los aceros de perforación y con ello reducir el porcentaje de desviación en la perforación; esto nos permitió posteriormente realizar un diseño de malla de perforación según Langerford porque dentro de esta ecuación contempla una corrección por la desviación de perforación, se determinó en base a parámetros geomecánicos la energía de densidad elástica para romper la roca a 6 in y en base a esta energía poder generar nuestro diseño de carguío para no tener explosivo que no genere trabajo útil en la detonación.

Con todos estos parámetros obtenidos se aplicó el modelo de predicción de Kuz Ram para lograr tener una fragmentación de 6 in con una uniformidad constante (P80-6 in), Evitando así irregularidad en nuestra granulometría, reducir la sobre rotura que causa dilución y contaminación de nuestra granulometría obtenida, eliminar la inestabilidad del tajo, reducir el porcentaje de utilización de romper bancos, aumentar la eficiencia de acarreo de mineral y reducir significativamente los costos operativos.



ABSTRACT

This research study entitled: "GRADE CONTROL USING THE KUZ RAM PREDICTION MODEL TO REDUCE FRAGMENTATION AND OPERATING COSTS IN THE MINSUR U.M SAN RAFAEL-PUNO MINING COMPANY", has as its objective: control and reduce rock fragmentation blasting and operating costs, difficulties are currently generated in the hauling of ore due to the presence of an irregular granulometry that in some cases exceeds 1 meter in diameter reaching up to 3m, high costs of blasting, secondary blasting, use of breaking banks, delays in the mining cycles of the San Rafael Mine operations.

This investigation was carried out based on the influence that includes the granulometry in the exploitation of narrow veins and bodies. Fact that includes in this investigation the analysis of the different variables presents in the operation, which lead to the application of the Kuz Ram prediction model in the unit operations of drilling and blasting of rocks that are carried out in the surroundings of the research area.

The geological and geomechanical characteristics presented by the geometry of our study pits, drilling deviation and the inappropriate use of a loading diagram have been identified as one of the fundamental factors that directly influence the result of the high granulometry, for this reason they applied new designs of retractable bits, magnolia grease for drilling steels and thereby reduce the percentage of deviation in drilling; this later made us a drilling mesh design



according to Langerford within this equation contemplates a correction for drilling deviation, based on geomechanical parameters the energy of elastic density will be extended to break the rock at 6 in and based on this energy to be able to generate our loading design so as not to have an explosive that does not generate useful work in the detonation.

With all these parameters obtained, the Kuz Ram prediction model was applied to achieve a 6-in fragmentation with constant uniformity (P80-6 in), thus avoiding irregularity in our granulometry, reducing over-breakage that causes dilution and contamination of our obtained granulometry, eliminate the instability of the pit, reduce the percentage of use of breaking banks and increase the efficiency of ore hauling.



INDICE GENERAL

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	1 -
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2 -
1.2.1. Problema general.....	2 -
1.2.2. Problemas específicos	2 -
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	3 -
1.3.1. Objetivo general.....	3 -
1.3.2. Objetivos específicos	3 -
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACION.....	3 -
1.4.1. Justificación de la Investigación	3 -
1.4.2. Importancia de la Investigación	4 -
1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO	4 -
1.6. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4 -
1.6.1. Delimitación Temporal	4 -
1.6.2. Delimitación Espacial	5 -
1.7. HIPOTESIS Y VARIABLES.....	5 -
1.7.1. Hipótesis General.....	5 -
1.7.2. Hipótesis Específicas	5 -
1.7.3. Variables E Indicadores	5 -
1.8. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	6 -
1.8.1. Enfoque de Investigación.....	6 -
1.8.2. Diseño y nivel de Investigación	7 -
1.9. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	7 -
1.9.1. Población.....	7 -
1.9.2. Muestra.....	7 -
1.10. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	7 -
1.10.1. Técnicas	7 -
1.10.2. Instrumentos.....	8 -



1.10.3. Procesamiento de Datos	- 8 -
1.10.4. Matriz de Consistencia	- 8 -

CAPITULO II

DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL

2.1. UNIDAD DE ESTUDIO	10
2.2. ÁMBITO GEOGRÁFICO	10
2.2.1. Reseña histórica.....	10
2.2.2. Ubicación	10
2.2.3. Accesibilidad.....	11
2.2.4. Fuerza laboral.....	13
2.2.5. Clima	13
2.2.6. Flora y Fauna Terrestre	14
2.2.6.1. Flora.....	14
2.2.6.2. Fauna.....	15
2.2.7. Recursos de Agua Superficial y Subterránea	16
2.3. GEOLOGÍA.....	16
2.3.1. Geología Regional.....	16
2.3.2. Geología local	18
2.3.2.1. Formación Sandia	18
2.3.2.2. Intrusivos	19
2.3.3. Geología estructural	20
2.3.4. Mineralización.....	22
2.3.5. Isovalores	24
2.3.6. Reservas de Mineral	25
2.3.7. Proceso productivo del mineral.....	26
2.4. SUPERINTENDENCIA DE MINA.....	27
2.4.1. Operaciones mina	28
2.4.2. Método De Explotación	29
2.4.2.1. Sub level stoping transversal (SLST)	29
2.4.2.2. Sub level stoping longitudinal (SLSL)	30
2.4.2.3. Sublevel Stoping con Multiniveles en Operación (Gradín).....	31
2.4.2.4. Bench and Fill.....	32



2.4.3. Ciclo De Minado	34
2.4.3.1. Perforación	34
2.4.3.2. Voladura	38
2.4.3.3. Ventilación	41
2.4.3.4. Acarreo	45
2.4.3.5. Extracción de Mineral	46
2.4.3.6. Operación Unitaria de Relleno	47
□ Bombeo	52

CAPITULO III

MARCO TEORICO CONCEPTUAL

3.1. Antecedentes Del Problema.....	55
3.1.1. Antecedentes internacionales.....	55
3.1.2. Antecedentes Nacionales	56
3.1.3. Antecedentes Locales.....	58
3.2. BASES TEÓRICAS	59
3.2.1. Caracterización de la Geomecánica Del Macizo Rocoso	59
3.2.1.1. Sistema de Clasificación (RQD)	59
3.2.1.2. Sistema de Clasificación RMR.....	60
3.2.1.3. Sistema de Clasificación (Q)	61
3.2.2. Diseño Geomecánicos De Excavaciones	65
3.2.2.1. Método gráfico de estabilidad Mathews.....	65
3.2.2.2. Radio Hidráulico	69
3.2.2.3. Método del equivalente lineal de sobre rotura (ELOS).....	71
3.3. CARACTERIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCA	72
3.3.1. El Modelo Fragmentación De Kuz-Ram	73
3.3.1.1. La Teoría de Rotura de Kuznetsov (1973)	74
□ EL Factor de Roca o Constante de Roca.....	74
3.3.1.2. Teoría de distribución del tamaño (Ecuación de Rosin-Rammler)	77
□ El Coeficiente de Uniformidad de Claude Cunningham (1987).....	79
3.4. ANALISIS ENERGETICO.....	80
a) Distribución de la energía	81
3.4.1. Energía de deformación elástica.	82



3.4.2.	Energía de deformación elastica total requerida para fracturar la roca.....	82
3.5.	ANALISIS DE VIBRACIONES EN VOLADURA.....	83
3.5.1.	Onda P.....	84
3.5.2.	Onda S.....	85
3.5.3.	Efecto de las ondas P y S en la voladura.....	85
3.5.4.	Ley de Atenuación.....	86
3.5.4.1.	Ecuación de Chapot.....	87
3.5.5.	Velocidad De Partícula Critica (PPVcrit) Como Criterio De Diseño.....	88
3.6.	DEFINICION DE TERMINOS.....	90

CAPÍTULO IV

CONDICIONES ACTUALES, RECOLECCION Y PRESENTACION DE DATOS DE OPERACIONES DE LA COMPAÑIA MINERA SAN RAFAEL

4.1.	Datos Geológicos Del Cuerpo San Rafael Y Veta Split_2.....	92
4.2.	Datos Geomecánicos Del Cuerpo San Rafael Y Veta Split_2.....	94
4.2.1.	Diseño Geomecánicos De Excavaciones.....	94
4.2.1.1.	Método gráfico de estabilidad Mathews.....	94
4.2.1.2.	Radio Hidráulico.....	95
4.3.	PARAMETROS DE PERFORACION.....	97
4.3.1.	Columna de perforación para Taladros largos usados.....	97
4.3.2.	Desviación de los taladros perforados.....	98
4.3.2.1.	Factores que influyen en la desviación de los taladros.....	99
4.4.	Parámetros de Perforación y Voladura aplicados en el tajo Split_2 y San Rafael	103
4.4.1.	Malla para Vetas Angostas.....	103
4.4.2.	Malla para Cuerpos mayor a 5 m de Potencia.....	104
4.4.3.	Voladura.....	106
4.4.4.	Resultados de voladura actuales.....	108

CAPITULO V

PROPUESTAS DE MEJORAS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA APLICAR EL MODELO PREDICTIVO DE KUZ-RAM



5.1. REDUCCION DEL PORCENTAJE DE DESVIACION DE TALADROS....	117
5.1.1. Uso de brocas con nuevo diseño	117
5.1.2. Uso de insertos balísticos para reducir la desviación de los taladros.....	119
5.1.3. Uso de la nueva grasa para la columna de perforación (barras)	120
5.1.3.1. Grasa actual a cambiar - Cal Bronce (bestolife cal bronce)	120
5.1.3.2. Grasa Magnolia (Magnolia Drill Compound)	122
5.1.4. Análisis y Control de Brocas	123
5.1.4.1. Brocas sin afilado	123
5.1.4.2. Implementación de afiladoras Sandvik RG4-40.....	125
5.1.5. Resultados en la perforación.....	128
5.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.....	134
5.2.1. Cálculo del Burden y Espaciamiento según Langerford.....	134
5.3. CALCULO ENERGETICO.....	136
5.3.1. Cálculo de la energía de deformación elástica (Modelo matemático de Beke)	
136	
5.3.1.1. Cálculo de la energía de deformación total requerida para fracturar la roca	
(Energía total).	137
□ Cálculo de la relación de reducción R	137
5.3.2. Diseño de Carguío Aplicado para la investigación.....	139
5.4. PREDICCIÓN Y CARACTERIZACION DE LA FRAGMENTACION.....	142
5.4.1. Determinación del Tamaño Medio Característico-P50.....	142
5.4.1.1. Cálculo Factor De Carga (A).....	142
5.4.2. Cálculo Del Índice De Uniformidad (N).....	144
5.4.3. Curva de Distribución de Rosin-Rammler.....	145
5.5. PRUEBAS DE VOLADURAS	145
5.5.1. Tajo 4145-1900 Split_2	146
5.5.1.1. Voladura Tajo 4145-1900 Split_2, Nivel 4175-4195, Panel 01	146
5.5.2. Tajo 4510-2050 San Rafael SR34.....	150
5.5.2.1. Voladura Tajo 4510-2050 San Rafael SR34, Nivel 4510-4515, P-02	150

CAPITULO VI

ANÁLISIS DE RESULTADOS



6.1. CONTROL ENERGÉTICO.....	158
6.2. CONTROL Y MONITOREO DE VIBRACIONES.....	163
6.3. CONTROL DE FRAGMENTACIÓN.....	171
CONCLUSIONES.....	179
RECOMENDACIONES.....	181
BIBLIOGRAFIA.....	182
ANEXOS.....	184



INDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Mapa de ubicación de la compañía minera Minsur U.M. San Rafael	11
Figura 2.	Acceso a la U.M San Rafael-Lima	12
Figura 3.	Acceso a la U.M. San Rafael-Cusco.....	12
Figura 4.	Vista panorámica de la U.M San Rafael.....	14
Figura 5.	Representación geológica de la U.M San Rafael	18
Figura 6.	Columna Estratigráfica de San Rafael.....	20
Figura 7.	Mapa Estructural de la U.M San Rafael	21
Figura 8.	Columna estratigráfica de la U.M San Rafael	22
Figura 9.	Mineralización existente en la U.M San Rafael	23
Figura 10.	Mapeo de isovalores de la U.M San Rafael.....	24
Figura 11.	Distribución de los cuerpos mineralizados de la U.M. San Rafael	27
Figura 12.	Jerarquía del área de operaciones mina-Minsur	28
Figura 13.	Reservas reportadas	29
Figura 14.	Método de Explotación Sub level Stopping transversal.....	30
Figura 15.	Método de Explotación Sublevel Stopping con Multiniveles	32
Figura 16.	Método de Explotación Bench and Fill	33
Figura 17.	Ciclo de minado de la U.M San Rafael	34
Figura 18.	Equipos de perforación de la U.M San Rafael	35
Figura 19.	Equipo Simba S7C.....	38
Figura 20.	Malla de Perforación de VCR	39
Figura 21.	Plano de perforacion en vetas angostas	40
Figura 22.	Plano de perforacion en cuerpos mineralizados	41
Figura 23.	Tablero de control del funcionamiento de ventiladores en mina.....	42
Figura 24.	Sistema de control autónomo de ventiladores	42
Figura 25.	Puerta tapón de ventilación.....	45



Figura 26.	Equipo de acarreo de mineral-ScoopTram	46
Figura 27.	Equipo de transporte de minera en tolva	46
Figura 28.	Carguío en tolva.....	47
Figura 29.	Filtro con bomba de vacio	48
Figura 30.	Tailing o keke	49
Figura 31.	Silos de cemento y escoria.....	50
Figura 32.	Mezclado de Cemento, escoria molida, Tailing, agua.....	51
Figura 33.	Tolva 10	51
Figura 34.	Control de Resistencia	53
Figura 35.	Barrera para el relleno en pasta.....	54
Figura 36.	Ondas P (longitudinales).....	85
Figura 37.	Ondas S (Secundarias).....	85
Figura 38.	Presencia de geodas-Tj4145-1900	93
Figura 39.	Presencia de geodas-Tj4510-2050	93
Figura 40.	Presencia de falsas cajas-Tj4145-1900	94
Figura 41.	Aceros de Perforación.....	97
Figura 42.	Broca con insertos esféricos	98
Figura 43.	Broca Rimadora de 127 mm	98
Figura 44.	Stinger fuera de posición	99
Figura 45.	Levantamiento de la desviación de taladros del Tajo Split_2-1900	100
Figura 46.	Levantamiento de taladros del Tajo San Rafael SR 34-2050	102
Figura 47.	Malla de perforación 2:2.....	103
Figura 48.	Malla de perforacion2:1(ayuda).....	103
Figura 49.	Diagrama de carguío	104
Figura 50.	Malla de perforación en cuerpos.....	105
Figura 51.	Área de influencia de la PPV en vetas-Tj4145, Split_2	109



Figura 52.	Área de influencia de la PPV en cuerpos-Tj4510, San Rafael	109
Figura 53.	Resultado de fragmentación en cuerpos	110
Figura 54.	Resultados de fragmentación en cuerpos.....	110
Figura 55.	Análisis granulométrico-Porta Metric	111
Figura 56.	Resultado de fragmentación Tj 4154, Veta Split_2.....	112
Figura 57.	Análisis Granulométrico-Prota Metric	112
Figura 58.	Tajo irregular e inestable	114
Figura 59.	Incorrecto carguío de taladros	114
Figura 60.	Efecto del Fly Rock	115
Figura 61.	Fragmentación en vetas	115
Figura 62.	Fragmentación en cuerpos	116
Figura 63.	Nuevo diseño de broca retráctil de 64 mm	118
Figura 64.	Brocas retractiles	118
Figura 65.	Diseño de insertos esféricos y balísticos	119
Figura 66.	Lubricación con grasa cal bronce	121
Figura 67.	Desgaste prematuro de barras de perforación.....	121
Figura 68.	Ruptura de barras de perforación.....	122
Figura 69.	Aplicación de la Grasa Magnolia	123
Figura 70.	Brocas sin afilado.	123
Figura 71.	Afilado ineficiente de brocas.....	124
Figura 72.	Sobre desgaste del inserto periférico de 11 mm	125
Figura 73.	Desgaste de broca	125
Figura 74.	Afiladora RG4-40	126
Figura 75.	Brocas afiladas con la afiladora RG4-40.....	127
Figura 76.	Levantamiento de taladros perforados Tj 4145-1900, Split_2	128
Figura 77.	Levantamiento de Taladros en el Tajo San Rafael 4510-2050.....	129



Figura 78.	Malla de perforación Tj 4510-2050 SR34	136
Figura 79.	Malla de perforación Tj 4145-1900	136
Figura 80.	Zona de voladura Tj4145-1900. Split_2	146
Figura 81.	Sección de prueba de voladura 01-Tj 4145-1900, Split_2.....	147
Figura 82.	Modelamiento de voladura en la sección 1- Tj 4145-1900, Split_2.....	147
Figura 83.	Sección de prueba de voladura 02-Tj 4145-1900, Split_2.....	148
Figura 84.	Modelamiento de voladura en la sección 02-Tj4145-1900, Split_2.....	148
Figura 85.	Sección de prueba de voladura 03-Tj 4145-1900, Split_2.....	149
Figura 86.	Modelamiento de voladura en la sección 03-Tj4145-1900, Split_2.....	149
Figura 87.	Vista del carguio y amarre	150
Figura 88.	Zona de voladura Tj4510-2050 San Rafael SR34	151
Figura 89.	Sección de prueba de voladura 01-Tj 4510-2050, San Rafael SR34.....	151
Figura 90.	Modelamiento de carguío,sección 01-Tj4510-2050, San Rafael SR34.....	152
Figura 91.	Modelamiento Voladura 01-Tj4510-2050, San Rafael SR34.....	152
Figura 92.	Sección de prueba de voladura 02-Tj 4510-2050, San Rafael SR34.....	153
Figura 93.	Modelamiento de taladros Sec. 02-Tj4510-2050, San Rafael SR34	154
Figura 94.	Modelamiento de voladura secc. 02-Tj4510-2050, San Rafael SR34.....	154
Figura 95.	Sección de prueba de voladura 03-Tj 4510-2050, San Rafael SR34.....	155
Figura 96.	Modelamiento de taladros secc. 03-Tj4510-2050, San Rafael SR34	156
Figura 97.	Modelamiento de voladura secc. 03-Tj4510-2050, San Rafael SR34.....	156
Figura 98.	Vista del amarre	157
Figura 99.	Vista ante de la voladura.....	157
Figura 100.	Parámetros límite para el control energético	159
Figura 101.	Resultado de la distribución de energía sección 01 Tj4145-1900, Split_2.....	160
Figura 102.	Resultado de la distribución de energía sección 02 Tj4145-1900, Split_2.....	160
Figura 103.	Resultado de la distribución de energía sección 03 Tj4145-1900, Split_2.....	161



Figura 104.	Resultado de la distribución de energía sección 01 Tj4510-2050, San Rafael SR34	162
Figura 105.	Resultado de la distribución de energía sección 02 Tj4510-2050, San Rafael SR34	162
Figura 106.	Resultado de la distribución de energía sección 03 Tj4510-2050, San Rafael SR34	163
Figura 107.	Equipo de monitoreo Minimate Plus.....	164
Figura 108.	Resultado de la simulación de PPV del Tj 4145-1900, Split_2.....	165
Figura 109.	Resultado del VPP-Tj4145-1900 - Minimate Plus.....	166
Figura 110.	Área de influencia de VPP Tj4145-1900, Split_2.....	167
Figura 111.	Resultado de la simulación de PPV del Tj 4510-2050, SR34.....	167
Figura 112.	Resultado del VPP-Tj4510-2050 - Minimate Plus.....	169
Figura 113.	Área de influencia de VPP Tj4510-2050, SR34.....	170
Figura 114.	Resultado de voladura con un Tajo bien perfilado.....	170
Figura 115.	Tajo sin sobre rotura.....	171
Figura 116.	Resultado final del Tajo.....	171
Figura 117.	Portas Metric.....	172
Figura 118.	Fragmentación obtenida Tj4145-1900 Split_2.....	172
Figura 119.	Fragmentación Obtenida Tj4510-2050, San Rafael.....	173
Figura 120.	Utilización de Rompe Banco.....	174



INDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Variables de la investigación	- 6 -
Tabla 2.	Fuerza Laboral en Minsur U.M San Rafael	13
Tabla 3.	Flora existente en la U.M. San Rafael	15
Tabla 4.	Fauna existente en la U.M. San Rafael	15
Tabla 5.	Resumen del cálculo de reservas en vetas y cuerpos	26
Tabla 6.	Características del Equipo T1D	36
Tabla 7.	Características del Equipo S7D	37
Tabla 8.	Balance de Ingreso y Salida de aire	43
Tabla 9.	Requerimiento de aire fresco en mina	44
Tabla 10.	Clasificación de los parámetros RQD	59
Tabla 11.	Clasificación de los parámetros RMR	60
Tabla 12.	Valoración de los parámetros del RMR	61
Tabla 13.	Clasificación de los parámetros Q	62
Tabla 14.	Valoración de los parámetros Q	63
Tabla 15.	Valores del RMD	75
Tabla 16.	Valores del JPS	76
Tabla 17.	Valores del JPA	76
Tabla 18.	Valores del HF (Factor de Dureza)	77
Tabla 19.	Parámetros Geomecánicos	94
Tabla 20.	Factores que intervienen en el N'	95
Tabla 21.	Dimensiones de los Tajos	95
Tabla 22.	Resultados de Estabilidad y Sobre rotura lineal de los tajos	95
Tabla 23.	Porcentaje de desviación de taladros del Tajo Split_2-1900	101
Tabla 24.	Porcentaje de desviación de taladros del Tajo San Rafael SR34-2050	102
Tabla 25.	Factor de potencia de tajos	105



Tabla 26.	Propiedades del Examon-P	106
Tabla 27.	Propiedades del Exagel-65	107
Tabla 28.	Propiedades del Semexa-65	107
Tabla 29.	Propiedades del semeza-80.....	108
Tabla 30.	Análisis P-80 en cuerpos	111
Tabla 31.	Diámetro final de brocas.....	124
Tabla 32.	Diámetro final de brocas con afilado.....	126
Tabla 33.	Poresentaje de Desviación Tj4145-1900, Split_2.....	129
Tabla 34.	Porcentaje de Desviación Tj4510-2050.....	130
Tabla 35.	Cálculo del costo de Aceros de perforación	133
Tabla 36.	Parámetros de perforación	135
Tabla 37.	Cálculo de la energía requerida para fracturar la roca.....	137
Tabla 38.	Energía Útil del Explosivo (Qe)	138
Tabla 39.	Costo de explosivos utilizados	139
Tabla 40.	Diseño de voladura TJ4145-1900(SPLIT_2)	140
Tabla 41.	Diseño de voladura TJ4510-2050 (SAN RAFAEL SR34).....	141
Tabla 42.	Secuencia de salida	141
Tabla 43.	Cálculo del Índice de Volabilidad A	143
Tabla 44.	Cálculo del tamaño característico X50.....	144
Tabla 45.	Indice de Uniformidad.....	145
Tabla 46.	Valores del modelo de predicción de KUZ RAM	145
Tabla 47.	Estimación de VPPc	164
Tabla 48.	COMPARACION DE COSTO DE LA UTILIZACION DE ROMPE BANCOS	
	175	
Tabla 49.	COSTO DE EXPLOSIVO PROGRAMADO/ESTIMADO	177
Tabla 50.	Análisis de beneficio	178



INDICE DE GRAFICOS

Grafica 1.	Gráfico del Factor de condición de esfuerzos.....	67
Grafica 2.	Grafica del factor de orientación de estructuras	68
Grafica 3.	Grafica del factor de componente gravitacional	69
Grafica 4.	Gráfico de estabilidad de tajeos	70
Grafica 5.	Grafica de sobre rotura lineal en tajeos	71
Grafica 6.	Representación gráfica de distribución de la fragmentación.....	73
Grafica 7.	Grafica de la distribución granulométrica de Rosin Rammler	78
Grafica 8.	Representación gráfica del Coeficiente de Uniformidad.....	80
Grafica 9.	Ondas Sísmicas de Voladura	86
Grafica 10.	Representación Gráfica del PPV.....	88
Grafica 11.	Criterio US – USBM.....	89
Grafica 12.	Estabilidad de los Tajos	96
Grafica 13.	Sobre rotura lineal equivalente (ELOS).....	97
Grafica 14.	Curva granulométrica -Análisis P-80	113
Grafica 15.	Desviación de perforación vs costo de perforación.....	120
Grafica 16.	Comportamiento del Afilado de brocas Rendimiento vs Metros perforados .	127
Grafica 17.	Comparación del porcentaje de desviación antes/después	130
Grafica 18.	Comparación de broca normal/diseño nuevo.....	131
Grafica 19.	Comparación de velocidad de perforación	132
Grafica 20.	Comparación de metros perforados	132
Grafica 21.	Rendimiento de brocas.....	133
Grafica 22.	Costo de Aceros por equipos de perforación	134
Grafica 23.	Análisis P-80.....	173
Grafica 24.	Analisis-P-80	174
Grafica 25.	Factor de Potencia.....	176



Grafica 26. Costo de voladura 177



CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

MINSUR es una compañía minera de clase mundial que realiza operaciones de minado en la mina San Rafael, realizando su propio minado en tajeos. Donde la aplicación de taladros largos es una técnica que la Unidad Minera San Rafael ha venido implementando, desarrollando y perfeccionando mediante el método Sublevel Stopping con sus distintas variantes adaptables a estructuras mineralizadas en cuerpos y vetas angostas como el Bech and Fill conjuntamente con los Taladros Largos.

Si bien, con el paso de los años los métodos aplicados en la explotación de vetas angostas y cuerpo se han venido perfeccionando, aún se tienen dificultades operativas en el control adecuado de las operaciones unitarias de perforación y voladura; pero el problema principal radica en no tener un control de la fragmentación, la cual tiene una influencia significativa en el costo operativo; la falta de control de estos factores a su vez genera.

- a) Problemas en otras operaciones unitarias como en el acarreo de mineral con los scooptram, con dificultades al levantar bancos mayores a 1 metro de diámetro llegando hasta los 3 m en algunos casos.



- b) Exposición del personal para desarrollar voladura secundaria en el tajo vacío.
- c) Problemas en las parrillas (acumulación de bancos de gran tamaño) requiriendo así un rompe banco para hacer pasar el mineral fragmentándolo en bancos hasta de 20 cm.
- d) Costos en voladura secundaria y retrasos en el ciclo de minado programado.
- e) Inestabilidad de las labores, dilución y sobre rotura generada por un mal diseño de carguío, inadecuado control de la energía de deformación elástica.
- f) Campaneo constante del ore pass por los bancos de gran dimensionamiento.

En las labores de minado en tajos también se tienen correcciones en la voladura, tiros congelados, esto debido a la desviación de los taladros perforados, en todos los casos se elevan los costos operativos.

Por lo tanto, se debe de realizar un control de la fragmentación aplicando el modelo de predicción de KUZ RAM para tener el target deseado de 6 pulgadas evitando así costos operativos elevados.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

- ✓ ¿Cómo reducir la fragmentación y el costo operativos utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno?

1.2.2. Problemas específicos

- ✓ ¿Cuáles son los criterios que influyen en el control granulométrico para reducir la fragmentación utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno?



- ✓ ¿En qué medida se reducirá la fragmentación esperada aplicando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno?
- ✓ ¿En qué medida se reducirán los costos operativos utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo general

- ✓ Reducir la Fragmentación y los costos operativos mediante el control granulométrico utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la compañía minera Minsur, U.M San Rafael.

1.3.2. Objetivos específicos

- ✓ Establecer los criterios que influyen en el control granulométrico para reducir la fragmentación utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno.
- ✓ Cuantificar la reducción de la fragmentación esperada utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno.
- ✓ Cuantificar la reducción de los costos operativos utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACION

1.4.1. Justificación de la Investigación

Los argumentos y las motivaciones que respaldan la realización de esta investigación son a causa de que la minería es una actividad de suma importancia en la economía del Perú; por ello, la información en cuanto a las características según los diferentes contextos permite mejorar las operaciones, corregir errores y mejorar la producción.



La presente investigación es única debido al problema que se plantea que es inédito, es decir se enfoca a las particularidades de reducción de la fragmentación y costo operativo mediante el mejoramiento de las operaciones unitarias de perforación y voladura en taladros largos en la Mina San Rafael aplicando el modelo de predicción de Kuz Ram.

El conocimiento brindado en la universidad más la práctica y la experimentación se resumen en él estudio de un problema crítico que es inherente a todas las unidades mineras como es la granulometría, por consiguiente, una tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, enriquece e incrementa el conocimiento, la bibliografía del método de explotación Sublevel Stopping en vetas y cuerpos que actualmente continúa en mejoras y desarrollo.

1.4.2. Importancia de la Investigación

Este trabajo de investigación tiene una gran importancia en la parte académica a razón de la escasez de información sobre la aplicación del modelo de predicción de Kuz Ram en el método Sublevel Stopping con taladros largos; así mismo es importante para su aplicación en otras unidades mineras y obtener resultados operativos con una mayor eficiencia en cuanto a la fragmentación de rocas.

1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO

Este trabajo de investigación está limitado por su aplicación en operaciones subterráneas con el método de explotación de Sublevel stopping con la aplicación de taladros largos así también por los parámetros Geomecánicos presentes en los tajos en estudio.

1.6. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1. Delimitación Temporal

La investigación se encuentra delimitada por el tiempo de aplicación del método de predicción de Kuz Ram desde el inicio de voladura de la primera sección hasta terminar el panel de explotación de la veta según sea la programación mensual de producción.



1.6.2. Delimitación Espacial

La investigación está delimitada en las secciones de perforación y voladura de los respectivos paneles de la Mina San Rafael (Cuerpo San Rafael y Veta Split 2) que, por importancia para un buen ciclo de minado, acarreo óptimo y disminución de costos operativos requiere resolver estos problemas de una fragmentación alta para reducir los costos operativos en la Unidad Minera San Rafael.

1.7. HIPOTESIS Y VARIABLES

1.7.1. Hipótesis General

- ✓ A través de un control granulométrico y mejoramiento de las operaciones unitarias utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM se logrará reducir la fragmentación y costos operativos en la compañía minera Minsur, U.M San Rafael.

1.7.2. Hipótesis Específicas

- ✓ ¿Con la selección de criterios que influyen en el control granulométrico utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM se reducirá la fragmentación en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno?
- ✓ ¿Con la implementación del modelo de predicción de KUZ RAM se logrará reducir la fragmentación en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno?
- ✓ ¿Con la aplicación del modelo de predicción de KUZ RAM se logrará reducir los costos operativos en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno?

1.7.3. Variables E Indicadores

En la tabla N°1 se muestra el cuadro de variables dependientes e independientes del tema de investigación.



Tabla 1. Variables de la investigación

VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADOR
Fragmentación	-Granulometría (Pulgadas)
VARIABLES INDEPENDIENTES	INDICADOR
Estructuras Geológicas	- Fallas - Grietas - Diaclasas - Falsas cajas - Discontinuidades - Geodas
Características Geo mecánicas	-RQD (designación de la calidad de la roca) -RMR (grado del macizo rocoso) -Q (caracterización del macizo rocoso)
Perforación	-Desviación de taladros (cm) -Rendimiento de aceros de perforación (m perforado) -Barrido (m/min)
Voladura	- Análisis de granulometría P-80 (pulgadas) -Factor de potencia (Kg explosivo/TN) -Carga operante (Kg explosivo/retardo) -Velocidad pico partícula (mm/segundo)
Costo de producción	- Costo de operación (\$/TN)

1.8. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

1.8.1. Enfoque de Investigación

La investigación tiene un enfoque cuantitativo porque se busca medir la realidad que se investiga cuantificando las variables como, la reducción de la fragmentación, desviación de taladros, costos operativos y también es aplicada porque se busca resolver un problema de la industria minera aplicando el modelo de predicción de KUZ RAM.



1.8.2. Diseño y nivel de Investigación

El diseño de nuestra investigación es experimental porque se manipularán las variables independientes para estudiar sus efectos(causa-efecto). En este tipo de investigación existen dos grupos de comparación en donde uno recibe el tratamiento experimental y el otro no, para luego administrarles una medición sobre la variable dependiente para ver los resultados.

El nivel es explicativo porque su interés se basa en la demostración, es decir; se explica la relación existente entre la fragmentación con los criterios de diseño.

1.9. POBLACIÓN Y MUESTRA

1.9.1. Población

La población del presente trabajo de investigación la conforman las labores en donde se realizan la explotación de tajeos como la Veta Split 2 y Cuerpo San Rafael.

$$N = N_1 + N_2 + N_3 + \dots + N_k$$

1.9.2. Muestra

En el presente trabajo de investigación tiene como muestra las secciones de los tajos a aplicar el modelo de predicción de KUZ RAM como la Veta Split_02-Tj 4145-1900 y el Cuerpo San Rafael SR 34, TJ 4510-2050.

1.10. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

1.10.1. Técnicas

a) Trabajos de campo

- Observación directa y controlada
- Toma de datos de los rendimientos de las barras y brocas retractiles.
- Toma de datos de la perforación, voladura, acarreo de mineral.
- Toma de datos de la granulometría de mineral P80

b) Trabajos de gabinete



- Parámetros operacionales mineros.
- Desarrollo informativo y computacional.
- Características geológicas, topográficas.

1.10.2. Instrumentos

- Monition metric (granulometría de mineral)
- Cámara fotográfica
- Estación total para levantamiento de taladros (desviación de perforación)
- Cuaderno de apuntes.
- Minimate Plus (registro de vibraciones)

1.10.3. Procesamiento de Datos

La información recolectada por mi persona se evaluará y analizara para dar un alto grado de confiabilidad, luego se procesarán los datos con herramientas estadísticas de análisis comparativo, para lo cual utilizaremos herramientas de información como:

- Software JK Simblast-Modo 2D Ring (para taladros largos)
- AutoCAD
- Microsoft Excel
- Microsoft Word
- Datos del área de (Operaciones mina, planeamiento y Geología) - Ms Project
- La presentación de datos se mostrará a través de: Cuadros estadísticos de descripción y comparación
- Procesamiento computarizado: Introducción de datos

1.10.4. Matriz de Consistencia



Problema	Objetivos	Hipótesis	VARIABLES	INDICADORES
<p>Problemas General.</p> <p>✓ Cómo reducir la fragmentación y el costo operativos utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno</p> <p>Problemas específicos.</p> <p>✓ Cuáles son los criterios que influyen en el control granulométrico para reducir la fragmentación utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno</p> <p>✓ En qué medida se reducirá la fragmentación esperada aplicando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno</p> <p>✓ En qué medida se reducirán los costos operativos utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno</p>	<p>Objetivo general</p> <p>✓ Reducir la Fragmentación y los costos operativos mediante control granulométrico utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la compañía minera Minsur, U.M San Rafael.</p> <p>✓</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>✓ Establecer los criterios que influyen en el control granulométrico para reducir la fragmentación utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno.</p> <p>✓ Cuantificar la reducción de la fragmentación esperada utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno.</p> <p>✓ Cuantificar la reducción de los costos operativos utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>✓ A través de un control granulométrico y mejoramiento de las operaciones unitarias utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM se logrará reducir la fragmentación y costos operativos en la compañía minera Minsur, U.M San Rafael</p> <p>Hipótesis específicas.</p> <p>✓ Con la selección de criterios que influyen en el control granulométrico utilizando el modelo de predicción de KUZ RAM se reducirá la fragmentación en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno</p> <p>✓ Con la implementación del modelo de predicción de KUZ RAM se logrará reducir la fragmentación en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno</p> <p>✓ Con la aplicación del modelo de predicción de KUZ RAM se logrará reducir los costos operativos en la Compañía minera MINSUR, Unidad Minera San Rafael-Puno.</p>	<p>DEPENDIENTES</p> <p>✓ Fragmentación</p> <p>INDEPERNDIENTES</p> <p>✓ Estructuras Geológicas</p> <p>✓ Características Geo mecánicas</p> <p>✓ Perforación</p> <p>✓ Voladura</p> <p>✓ Costo operativo</p>	<p>INDICADORES</p> <p>✓ Granulometría (Pulgadas)</p> <p>✓ Fallas, diaclasas, geodas, falsas cajas, grietas, discontinuidades</p> <p>✓ RQD, RMR, Q</p> <p>✓ Desviación de taladros</p> <p>✓ Rendimiento de aceros (metros perforados)</p> <p>✓ Barrido (m/min)</p> <p>✓ Análisis de granulometría P-80 (pulgadas)</p> <p>✓ Factor de potencia (Kg explosivo/Tm)</p> <p>✓ Carga operante (Kg explosivo/retardo)</p> <p>✓ Velocidad pico partícula (mm/segundo)</p> <p>✓ Costo de operación (\$/Tm)</p>



CAPITULO II

2. DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL

2.1. UNIDAD DE ESTUDIO

La unidad minera San Rafael, realiza trabajos de extracción de mineral de cabeza de estaño en los diferentes niveles que se tiene en mina.

La mineralización es de origen hidrotermal en vetas de relleno, reemplazamiento de fracturas, cuerpos de mineral en monzogranito. La zona mineralizada de este distrito minero abarca una extensión de 5 km por 7,5 km, en donde se encuentran las minas San Rafael y Quenamari.

2.2. ÁMBITO GEOGRÁFICO

2.2.1. Reseña histórica

Nuestros orígenes se remontan a inicios del siglo XX, cuando Lampa Mining Company era una de las primeras mineras en la región de Puno, explotando los yacimientos de Santa Bárbara y San Rafael. Luego de varias décadas en 1966, se fundó Minsur Sociedad Limitada y desde 1977 operamos como Minsur S.A.

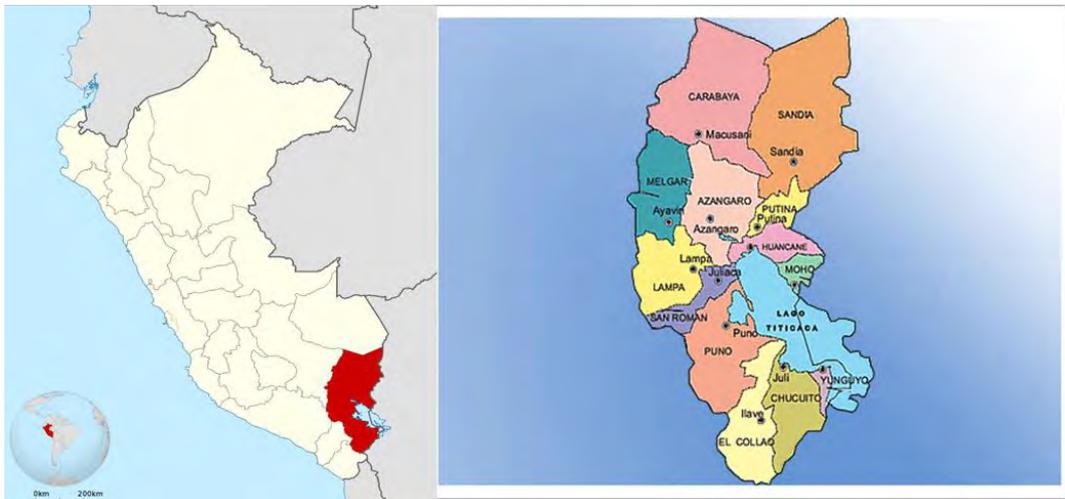
La explotación del distrito minero San Rafael tiene 02 etapas bien definidas: una por Cu y la otra por Sn, en ambas se siguieron métodos tradicionales de prospección y exploración.

2.2.2. Ubicación

La Mina San Rafael está ubicado en el distrito de Antauta, Provincia de Melgar, Departamento de Puno - Perú a 4500 msnm, en el nevado Quenamari de la Cordillera de Carabaya entre las coordenadas geográficas 70° 19' longitud oeste y 14° 14' latitud sur o en las coordenadas UTM 357,730 E y 8'426,570 N, de la Hoja Macusani N° 29-v.

Esta es la única mina de estaño en el Perú y la segunda en producción a nivel mundial, después de P.T. Tima, de Indonesia: en la siguiente Figura N°1 se muestra el mapa de la región donde se ubica la unidad minera de estudio.

Figura 1. Mapa de ubicación de la compañía minera Minsur U.M. San Rafael



Fuente: Internet (<https://www.fertur-travel.com/es/puno-info/puno-maps/>)

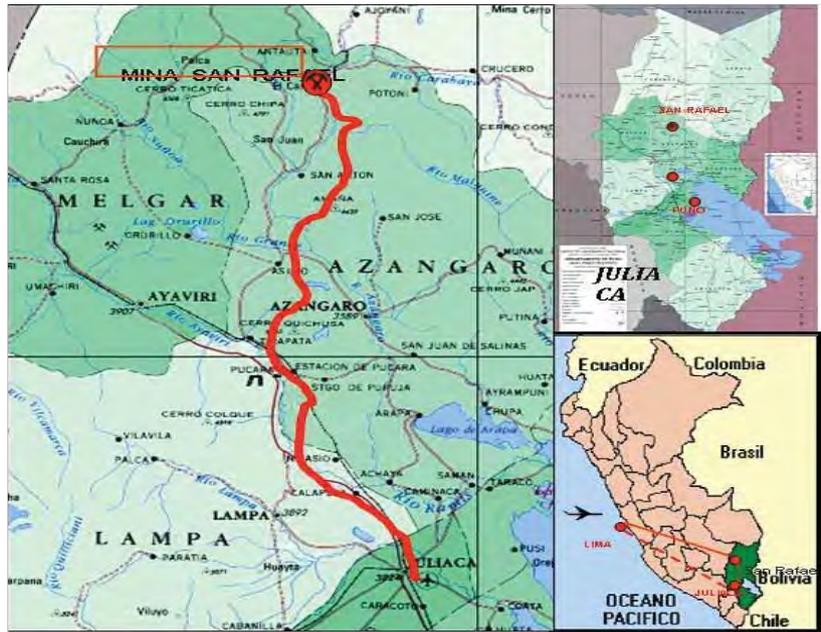
2.2.3. Accesibilidad

A la unidad minera se llega desde Cusco por vía aérea al aeropuerto de la ciudad de Juliaca. Luego sigue por vía terrestre a través de la carretera Juliaca – Cusco, hasta la localidad Calapuja, luego hasta el desvío Antauta y posteriormente a Antauta prosiguiendo hasta llegar al control de Garita en el campamento de Cumani.

En la Figura N°2 se muestra la ruta de acceso a la unidad minera San Rafael desde Juliaca.



Figura 2. Acceso a la U.M San Rafael-Lima



Fuente: descargado de Internet

En la Figura N°3 se muestra el acceso a la unidad minera San Rafael desde Cusco.

Figura 3. Acceso a la U.M. San Rafael-Cusco



Fuente: Internet (google maps)



2.2.4. Fuerza laboral

La fuerza laboral en Mina San Rafael está compuesta por un total de 2,664 trabajadores, entre obreros y empleados; en la Tabla N°2 se indica el detalle de la distribución por compañía y contratistas.

Tabla 2. Fuerza Laboral en Minsur U.M San Rafael

NÚMERO DE TRABAJADORES - UM SAN RAFAEL			
	Empleados	Obreros	Total
UM. San Rafael (CIA)	116	435	551
AESA			528
ATLAS AOPCO			35
CONFIPETROL			99
EXPLOMIN			94
MINLAB			53
OPEMIP OPERACIONES			76
UR TOPOGRAFÍA GEOSDESIA E. I. R. L.			16
EPCM EXPERTS			160
MAQUICEN OPERACIONES			27
TUMI - RAISE BORING			38
TALLERES HIDRAULICOS			2
CORPORACIÓN RAMIS SAC			32
FESAC			52
AK DRILLING			44
AUTRISA			3
HAUG			91
MEASURES & BUILDING SRL			11
VIIJCSA			57
S&R CONTRATISTAS GNRLS			73
KELLER			12
TECWEL			25
MAN POWER			2
SAN MARTIN CONTRATISTAS			343
TÉCNICAS METALICAS			48
GOLUCH			4
FE EN CRISTO			10
J & V RESGUARDO S. A. C.			53
LIGABUE			98
CLINICA INTERNACIONAL			6
DISAL			13
MANPOWER			2
GMD			3
ISEM			3
Total			2664

Fuente: Área de Recursos Humanos-MINSUR

2.2.5. Clima



El clima que más se presenta es frío y seco durante todo el año, es más frío en los meses del invierno y es caluroso durante los días del verano. Hay presencia de helada en los meses de junio-agosto con temperaturas entre 2°C y -15°C.

Las condiciones extremadamente frías eliminan toda oportunidad de cultivos, predominando así una población ganadera con más del 90% de ovinos y camélidos sudamericanos. En la Figura N°4 se muestra una vista panorámica del clima presente en la unidad minera San Rafael.

Figura 4. Vista panorámica de la U.M San Rafael



Fuente: Propia

2.2.6. Flora y Fauna Terrestre

2.2.6.1. Flora

La flora de la zona es característica de las alturas y está compuesta por ichu (calamagrostis) el cual cubre las laderas de los cerros. En el cauce de las quebradas húmedas se presenta una vegetación siempre verde, entre las especies naturales de la zona se encuentra la papa amarga y la cañihua y demás como se muestra en la siguiente Tabla N°3.



Tabla 3. Flora existente en la U.M. San Rafael

NOMBRE COMÚN	NOMBRE CIENTIFÍCO
Ichu	Calamagrostis sp
Gramma	Pao Fibrifera
Tisña	Stipa Obtusa
Gramineas	Festuca Orthophylla
Junácea	Distichia Musoides
Kikuyo	Pennisetum Clandestinum
Cactáceas	Opuntia Floccosa
Huagoro	Opuntia Lagopus
Pajuro	Opuntia Ignescens
Almohadillas yareta	Pycnophyllum azorella yarita

Fuente: Propia

2.2.6.2. Fauna

La zona se caracteriza por la escasa diversidad de especies presentes, como los Auquénidos. Las aves han hecho su habitad en las lagunas y riachuelos, presentándose en época de invierno las Gaviotas, Águilas y Cuervos, además de Gallinazos que permanecen todo el año. Entre las especies introducidas por el hombre al medio para su sobrevivencia destacan las ovejas, vacas, aves de corral entre otras como se visualiza en la Tabla N°4.

Tabla 4. Fauna existente en la U.M. San Rafael

NOMBRE COMÚN	NOMBRE CIENTIFÍCO
Vicuña	Vicugna
Llama	Auchenia Lama
Huari	Auchenia Pacur
Zorro	Vulpes vulpes
Vizcacha	Lagidium viscacia
Venado	Odocoileus virginianus
Búho	Bubo bubo
Huallata	Chlophaga Melamptera



Perdiz	Nothoprocta Pentland
Parihuana	Phenicpterus Chilensis

Fuente: Propia

2.2.7. Recursos de Agua Superficial y Subterránea

El agua proviene del deshielo de los nevados de la zona dando origen a la escorrentía presente en la zona, las lagunas existentes son el resultado de las obras de represamiento efectuadas por la empresa. La escorrentía regula el régimen hidrológico que alimenta a la quebrada de Chogñacota, las lluvias estacionales contribuyen a incrementar el volumen de agua existente en la zona.

Los principales cuerpos de agua existentes en la zona son las lagunas de Chogñacota, Suytocochoa, Chichacochoa, Suyrocochoa, Estancocochoa y Yanacochoa; las cuales son del mismo curso hidrológico de la cuenca de Azángaro. El volumen total de almacenamiento de estas lagunas (sin incluir a la Chogñacota) es de 1900400 m³.

2.3. GEOLOGÍA

2.3.1. Geología Regional

Según estudios de Laubacher (1978) y Kontak (1984), en la región abunda una gruesa secuencia marina del Paleozoico Inferior, como las lutitas de la formación San José de edad Ordoviciano Medio; las lutitas, areniscas y cuarcitas de la formación Sandia de edad Ordoviciano Superior. Las rocas del Paleozoico Superior han sufrido los efectos de la tectónica herciniana final representada por areniscas y lutitas del grupo Ambo de edad Missisipiana; lutitas y calizas del grupo tarma y calizas del grupo Copacabana de edad Pérmico Inferior.

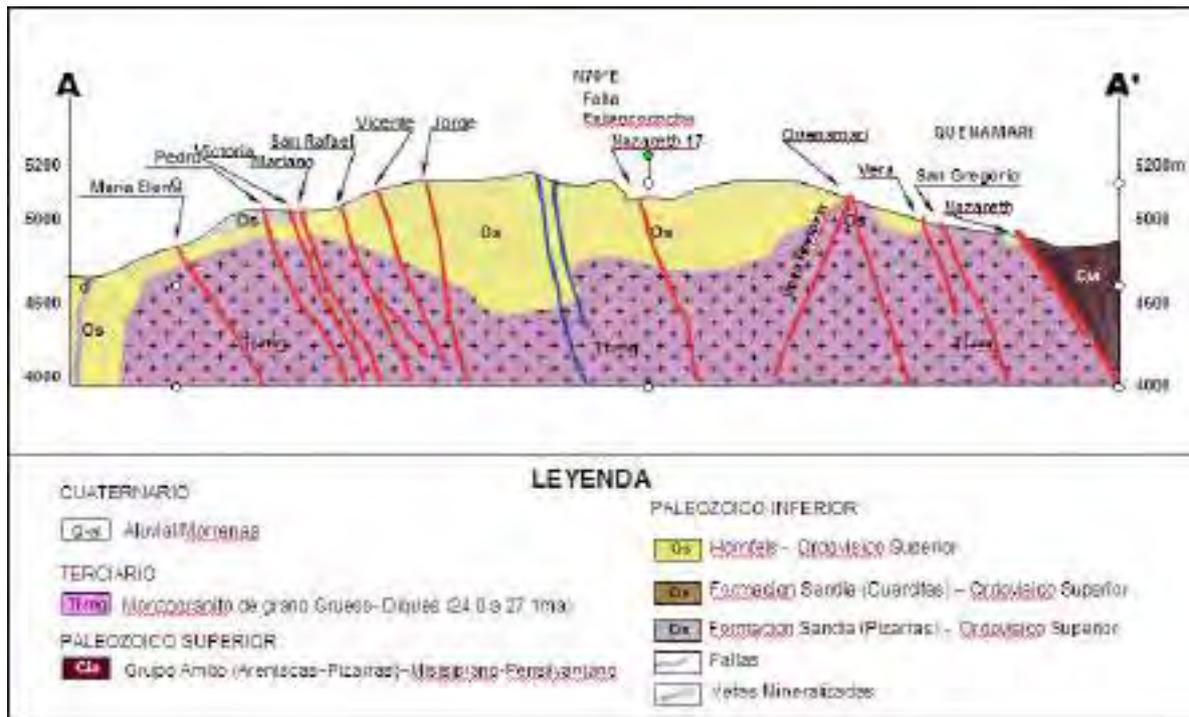
Las rocas paleozoicas de la Cordillera de Carabaya fueron intruidas por rocas paraluminosas de los plutones Limacpampa, Limbani, Aricoma y Coasa, agrupados en el batolito de Coasa de edad Triásica.



En la depresión de Crucero y en las estribaciones de la cordillera de Carabaya existen rocas ígneas extrusivas e hipabisales del terciario. Las rocas extrusivas comprenden lavas y piroclásticos, basaltos, shoshonitas, riolitas y riolitas del tipo S, además, intrusivos hipabisales peraluminosos del Oligoceno Superior- Mioceno Inferior. Otro tipo de rocas comprende piroclásticos e hipabisales riolíticos fuertemente peraluminosos con biotita, sillimanita, muscovita, andalucita, turmalina, que fueron emplazados del mioceno inferior a superior.

Los intrusivos triásicos y terciarios forman parte del dominio magmático del arco interior de la Cordillera oriental, la que ha tenido una evolución diferente al dominio magmático del arco principal de la Cordillera occidental (Clark, 1984). En la siguiente figura N°5 se detalla la representación geológica de una unidad minera San Rafael.

Figura 5. Representación geológica de la U.M San Rafael



Fuente: Área de Geología-MINSUR

2.3.2. Geología local

Las filitas y cuarcitas de la formación Sandia han sido intruidas por dos stocks graníticos terciarios. En los alrededores se encuentran rocas del Paleozoico Superior.

2.3.2.1. Formación Sandia

Un fósil encontrado por Palma (1981) en rocas pizarrosas fue identificado como *Michelinoceros Nautilus* del Ordoviciano Superior, lo que permitió definir la edad de estas rocas en la zona mineralizada como pertenecientes a la formación Sandia. Las filitas son las rocas predominantes son de color gris oscuro con *Muscovita* en los planos de foliación. Estas rocas en contacto con el intrusivo han sido metamorfoseadas a hornfels, que son masivos y de color gris oscuro-marron. Las cuarsitas están intercaladas con las filitas; se encuentra principalmente en el paso a Umbral y en los alrededores del Campamento San Rafael, en la laguna Chogñacota.



2.3.2.2. Intrusivos

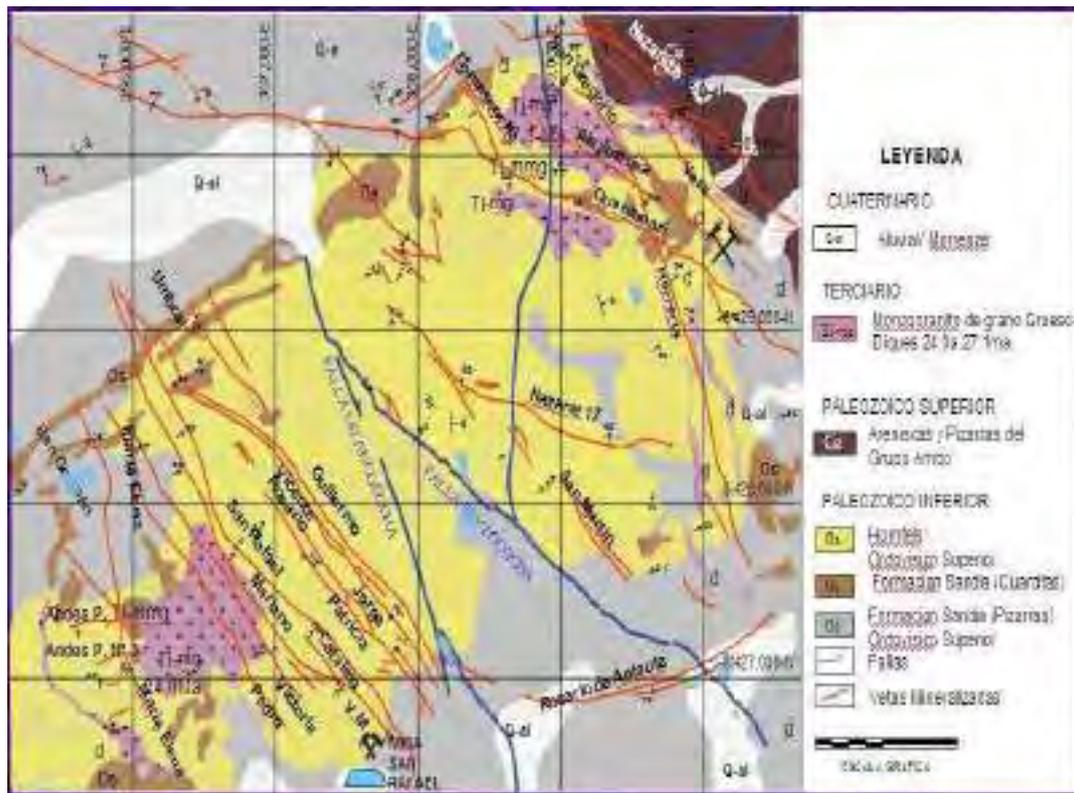
La erosión ha dejado al descubierto dos stocks en el nevado Quenamari: uno en el nevado San Bartolomé de la mina San Rafael y el otro en el nevado San Francisco de la mina Quenamari, de los cuales salen varios diques.

El eje mayor del intrusivo de San Rafael tiene un rumbo NE-SW, una longitud de 1000m y anchos de 300m a 800m. En profundidad, el ancho es de 2 000 m, donde los contactos tienden a juntarse. El intrusivo de la mina Quenamari tiene una forma circular de 1 000m de diámetro, las labores subterráneas muestran un alargamiento al S.E. El afloramiento de este intrusivo es discontinuo, porque está cubierto parcialmente por las cuarcitas de la formación Sandia.

Una cortada en el nivel 200 entre las minas San Rafael y Quenamari muestra que los dos Intrusivos tienden a ser un mismo cuerpo con un eje mayor NE-SW de 5 000 m de longitud. El contacto SO de este cuerpo estaría en las cercanías del dique semianular, mientras que el contacto noreste está en la veta Nazareth.

El intrusivo es un monzogranito peraluminoso con fenocristales de feldespatos alcalinos euhedrales de hasta 12 cm. de longitud y con maclas de carlsbad, biotita, cordierita y microfenocristales de sillimanita. La edad del intrusivo de San Rafael es de 25,0+- 0,3 millones de años por el método K-Ar, mientras que el de Quenamari es de 27,1+- 0,10, ambos del Oligoceno Superior a Mioceno Inferior (Arenas, 1980; palma, 1981; Kontak 1984; Clark, 1983, 1990); así como se detalla en la figura N°6.

Figura 6. Columna Estratigráfica de San Rafael



Fuente: Área de Geología-MINSUR

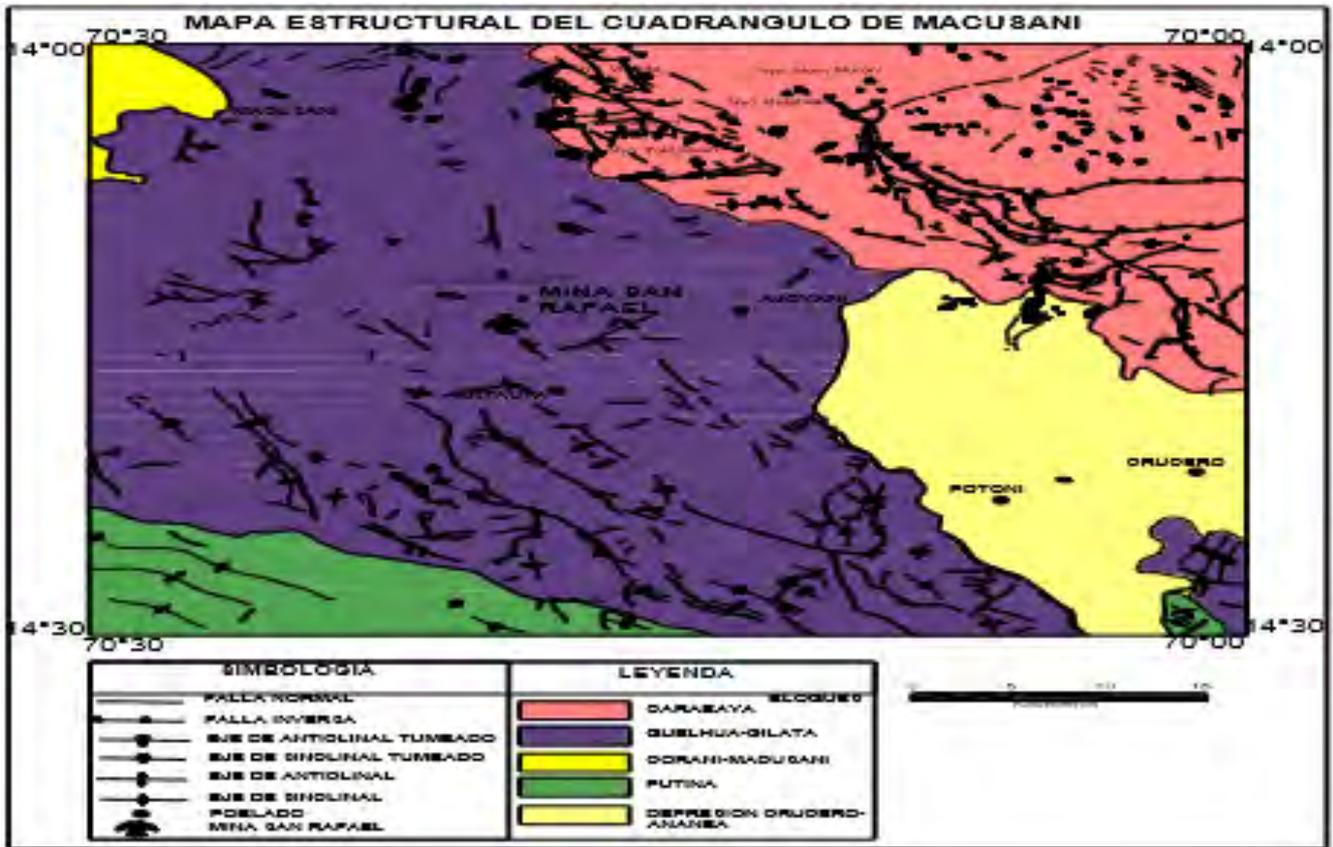
2.3.3. Geología estructural

Las vetas están emplazadas en fallas pre mineral del sistema andino NW-SE. Estas fallas del tipo normal con un fuerte componente horizontal al norte y son desplazadas por fallas post mineral de rumbo NE-SW.

Se distinguen 3 sistemas de vetas. El más conocido tiene rumbo NW-SE y buzamiento al NE, como las vetas San Rafael y Quenamari y el menos conocido con rumbo NW-SE y buzamiento al SW, como las vetas Diagonales y Herrería. Un tercer sistema con rumbo E-W y buzamiento al norte, como Veta Rosario de Antauta y Veta Carmen. Dentro de los límites del cuadrángulo de Macusani se han reconocido cinco zonas estructurales, cada una de ellas, poseen características particulares, lo que ha permitido diferenciarlas, estas zonas están representadas gráficamente en la figura N°7.



Figura 7. Mapa Estructural de la U.M San Rafael



Fuente: Área de Geología-MINSUR



Figura 8. Columna estratigráfica de la U.M San Rafael

ERA/ETAPA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOSTRATIGRAFICA	GROSOR (m.)	LITOLOGIA	DESCRIPCION	
CENOZOICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	Fm. Azabazo			Larritas y areniscas limosas beige	
		NEOGENO	PLIOCENO	Gpo. Barroso	4500		Disc. arg. Derrames andesíticos, piroclásticos y brechas volcánicas; areniscas
	MIOCENO		SUPERIOR	Gpo. Sillapana	50 300		Tobas, brechas volcánicas, lavas.
				Fm. Palos			Tobas andesíticas y diolíticas.
	MIOCENO		MEDIO	Fm. Yanajara	47000		Disc. arg.
		Gpo. Taciza		47000		Conglomerados primitivos Flujos andesíticos, tobas, brechas y areniscas volcánoclasticas.	
	PALEOGENO	OLIGOCENO				Disc. arg.	
		EOCENO	Gpo. Puno	800 800		Conglomerados, areniscas de grano grueso, limolitas y delgadas lavas lobuladas.	
	MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	Fm. Maitani	300 800		Areniscas y limonarcillitas marrón rojizas de grano fino a grueso.
				Fm. Azabazo			Areniscas rojas con niveles de limolitas.
Fm. Vilquechico				400 600		Limonarcillitas gris oscuras con niveles de areniscas.	
INFERIOR			Gpo. Mito	Fm. Ayacucho	41200		Areniscas cuarzosas blancas
							Calizas y dolomitas gruesas
			Fm. Huancané	500 800		Areniscas arenosas y limolitas rojas.	
Gpo. Mito		Mito. Super	85-140		Areniscas cuarzosas blancas resacas Calizas laminadas ligeramente equiticas		
					Areniscas, limonarcillitas rojas.		
JURASICO		SUPERIOR				Larritas y areniscas oscuras o blancas	
		MEDIO	Gpo. Lagunitas	800 2600		Calizas gris oscuras intercaladas con pelitas rojas y areniscas calcáreas.	
	INFERIOR				Lavas andesíticas, tobas y brechas conglomeradas y areniscas rojas		
PALEOZOICO	SUPERIOR	PERMIANO	SUPERIOR	Gpo. Inca	250	Areniscas calcáreas y limolitas rojas con intercalaciones calcáreas	
			INFERIOR	Gpo. Españadero	100 1000	Calizas gris clara con nodulos de orbitoestratos tabulares	
		DEVONIANO	SUPERIOR	Gpo. Tarma	80-100	Areniscas cuarzosas verdes y limolitas gruesas	
			INFERIOR	Gpo. Añibo	300 1000	Conglomerados polimicticos, areniscas y limolitas rojas con niveles pelíticos gruesos	
	DEVONIANO	SUPERIOR				Disc. arg.	
		MEDIO				Capas delgadas de areniscas y limolitas con lomas nodulares	
	DEVONIANO	INFERIOR	Gpo. Cuzco	1100		Lavas gruesas laminadas con capas delgadas de areniscas, con facies turbidíticas, con presencia de rólitas.	
		SILURIANO					
	INFERIOR	ORDOVICIANO		Fm. Calapuja	6100	Larritas grises con intercalaciones de areniscas y cuarzos blancos de grano fino.	

Fuente: Área de Geología-MINSUR

2.3.4. Mineralización

Los principales minerales hipogénicos de mena son: casiterita y estannita. Otros minerales son: Valamorfita, Esfalerita, Galena, Enargita, Estibina, Scheelita, Wolframita. Los minerales de ganga son: Cuarzo, Clorita, Sílice, Pirita, Arsenopirita, Turmalina, Calcita, Fluorita, Marcasita.

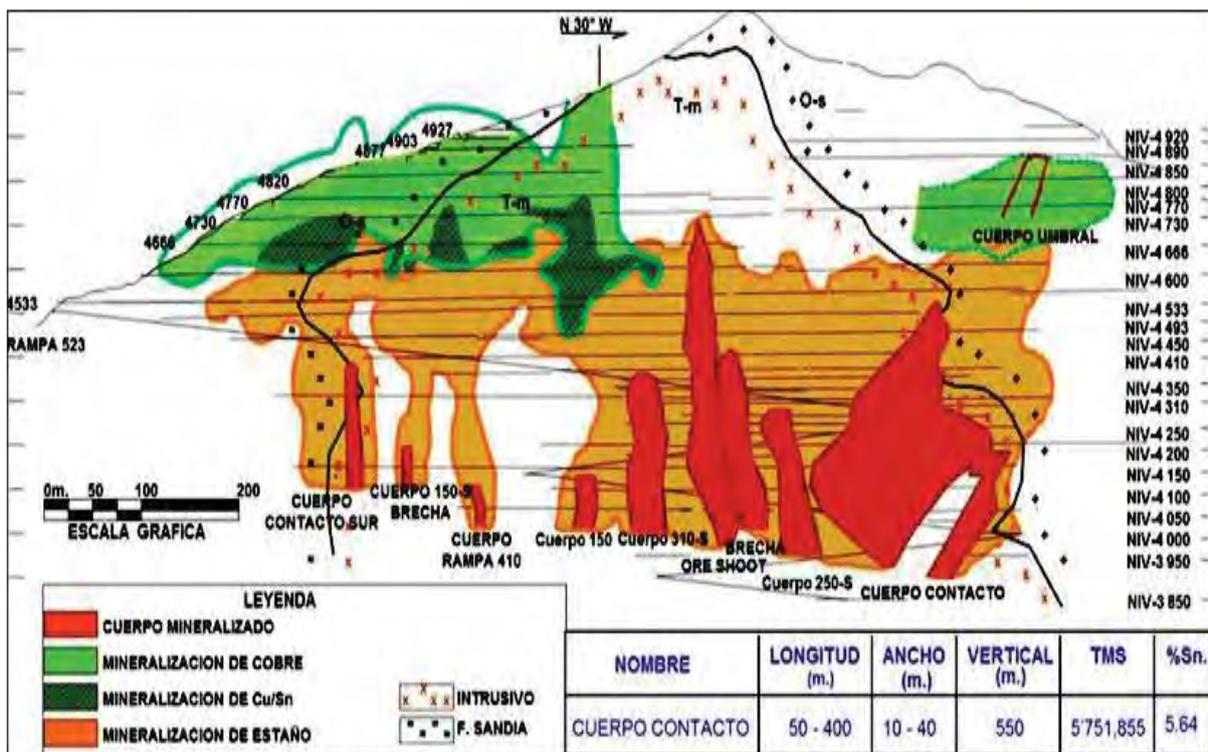


Minerales secundarios por oxidación o por enriquecimientos supergénicos son: Bornita, Calcosina, Covelita, Cuprita, Malaquita, Cobre Nativo, Acantita en una ganga con Goethita, Limonita, Pirolusita, Psilomelano. Estos fueron abundantes en la parte superior de las vetas San Rafael y Quenamari.

Palma (1981) distinguió 4 etapas de mineralización. La secuencia de mineralización de la veta San Rafael es compleja, porque existen varias etapas en las que el Cuarzo, Clorita, Casiterita y Calcopirita fueron repetidamente precipitados.

Esta mineralización es similar a las vetas de Sn-Cu de Cornwall-Devon, Inglaterra. (Clark 1983). En la Figura N°9 se visualiza la mineralización existente en la Unidad Minera San Rafael.

Figura 9. Mineralización existente en la U.M San Rafael

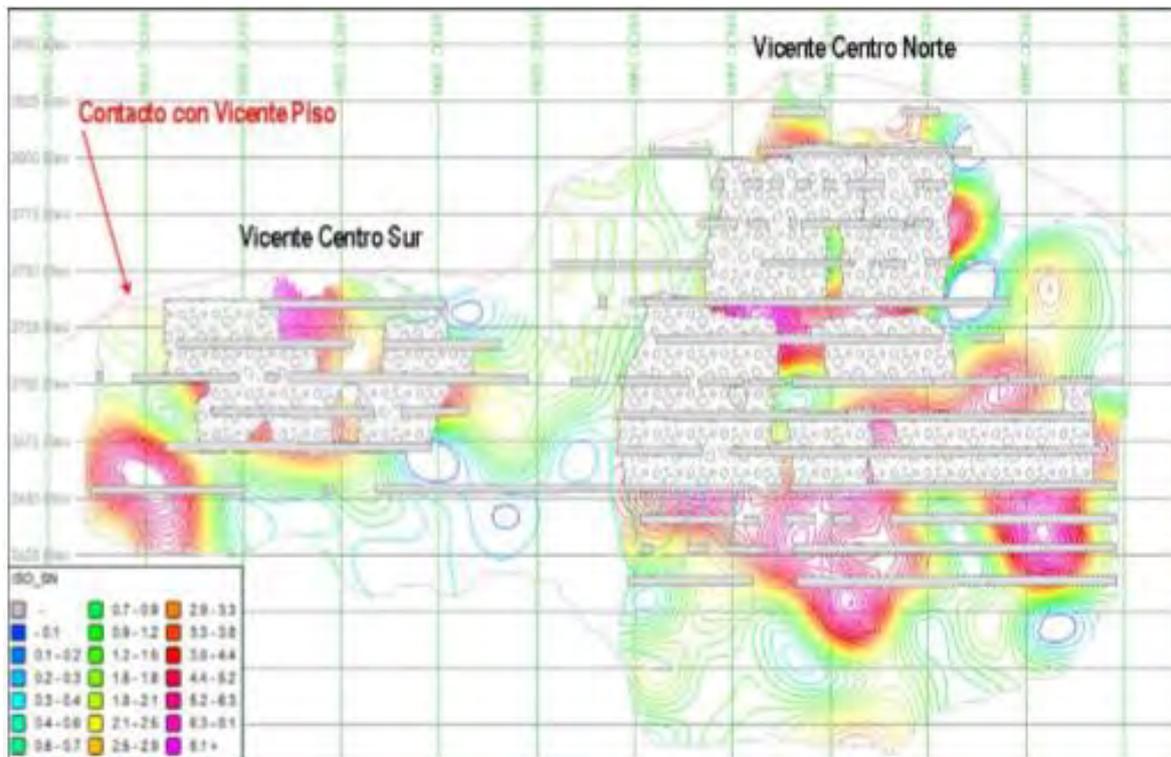


Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

2.3.5. Isovalores

Los isovalores son de suma importancia, pues contienen en esencia la idea fundamental sobre la que descansan los métodos modernos asistidos por computadoras. En ellos también se subdivide o discretiza el yacimiento en pequeños bloques y posteriormente se estima en cada celda el valor de la variable de interés (ejemplo: Sn, Cu, etc.), con la única diferencia que en los métodos actuales la interpolación se basa en métodos de estimación espacial (geo estadísticos y geos matemáticos). En resumen se puede decir que una de las ventajas de los isovalores es su claridad pues estas curvas brindan una idea clara sobre la constitución del yacimiento y el comportamiento de los espesores y contenidos del componente de interés (ejemplo: Sn, Cu, etc.). En la Figura N°10 se muestra el mapeo de isovalores de la unidad minera San Rafael.

Figura 10. Mapeo de isovalores de la U.M San Rafael



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR



2.3.6. Reservas de Mineral

A un ritmo de producción de 1 044 000 toneladas por año (2900 ton/día), San Rafael tendría reservas Probadas + Probables para menos de 4 años, si se incluyen los recursos inferidos como reservas Posibles, considerando la misma tasa de conversión de recursos a reservas en las categorías Medidas + Indicadas, el horizonte de vida de la operación aumentaría a 6 años

Recursos Minerales

Los recursos minerales en la unidad minera en su totalidad son vetas los cuales tienen una potencia de 0.8 m hasta los 3 m y se considera Cuerpos mineralizados aquellas potencias que superen los 3 m, en San Rafael se tienen los siguientes.

- ✓ San Rafael (Cuerpo)
- ✓ Split 2 (Veta)
- ✓ María Elena (Veta)
- ✓ Vicente (Cuerpo)
- ✓ Jorge (Veta)
- ✓ Carmen (Cuerpo)
- ✓ Chyndi (Cuerpo)
- ✓ Eliana (Cuerpo)
- ✓ Block 10 (Cuerpo)
- ✓ Mariano y Ramal Mariano (Veta)
- ✓ Diagonal (Cuerpo)

Nominación en la UM de:

- ✓ Ley de Cutt Off :cuando la ley de Sn es 0.30% con potencia de 0.50m
- ✓ Ley mínima para reportes del Sn es 0.15%.



- ✓ Principal mineral que extraen es la casiterita (SnO_2) que tiene diferentes variedades (botroidal, cristalizada y nativa)
- ✓ Minerales que acompañan a la casiterita que son considerados ganga (cuarzo, clorita, sílice, piritita, turmalina, marcasita, siderita. Etc.)

En la tabla N°5 se detalla la reserva probada y probable que se tiene en la unidad minera San Rafael.

Tabla 5. Resumen del cálculo de reservas en vetas y cuerpos

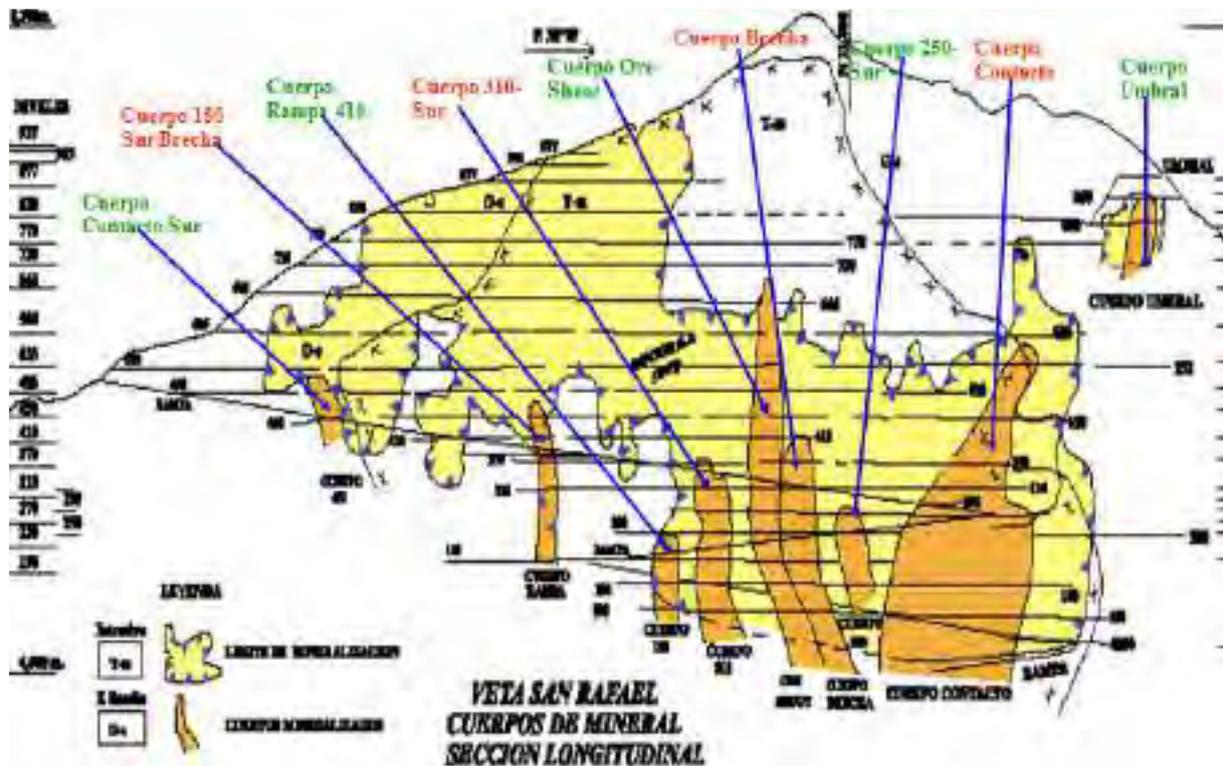
RESVCLA: Valores									
Clasificación	PROBADO			PROBABLE			t	%Sn	Tmf
	T	%Sn	Tmf	t	%Sn	Tmf			
Veta	1,764,465	1,96	34,629	1,449,760	1,59	23,035	3,214,225	1,79	57,664
Cuerpo	1,958,013	2,23	43,605	2,220,661	1,64	36,467	4,178,674	1,92	80,072
Total general	3,722,478	2,10	78,234	3,670,421	1,62	59,502	7,392,899	1,86	137,736

Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

2.3.7. Proceso productivo del mineral

En los últimos años la Unidad Minera San Rafael ha venido experimentando una importante transición de cuerpos mineralizados a estructuras estrechas económicamente rentables, es así que actualmente la producción se basa de un 65 % de vetas angostas y un 35 % de cuerpos, por ende se cuenta con una producción diaria de 2,900 t/d y su producción por día es de 2200 TM provenientes de explotación y de avances y 700TM de labores en exploración y desarrollo con una ley de cabeza de 1.73 % de Estaño y procesada en la planta concentradora; por otro lado se tienen la planta de ore sorting la cual da un aporte de mineral de 526 t/d con ley de 1.75 % de estaño, ambos dando valores de concentrado 52 t finas/d de estaño. En la Figura N°11 se visualiza la distribución de los cuerpos mineralizados presentes en la unidad minera San Rafael.

Figura 11. Distribución de los cuerpos mineralizados de la U.M. San Rafael



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

En la Planta concentradora se trata el mineral de casiterita (SnO_2), con leyes promedio de cabeza de 1.73 % Sn actualmente, la cual es variable dependiendo de la zona proveniente del mineral.

Se utilizan dos métodos de concentración: gravimétrico y flotación de casiterita, con capacidad de tratamiento de 3,161 t/d, con una recuperación de 93%, obteniendo concentrados de estaño con una pureza de 64% para luego enviarlas a la refinarla de Pisco y obtener así la pureza de 99.9%.

2.4. SUPERINTENDENCIA DE MINA

Para garantizar el cumplimiento del ciclo de minado y los procesos adjuntos se cuenta con una superintendencia de mina, que se ramifica en diferentes áreas operativas para todo el proceso minero desde la preparación, producción y servicios auxiliares de los cuales depende el éxito de la extracción del mineral cumpliendo los estándares operativos requeridos por la empresa.

Figura 12. Jerarquía del área de operaciones mina-Minsur



Fuente: Productividad mina

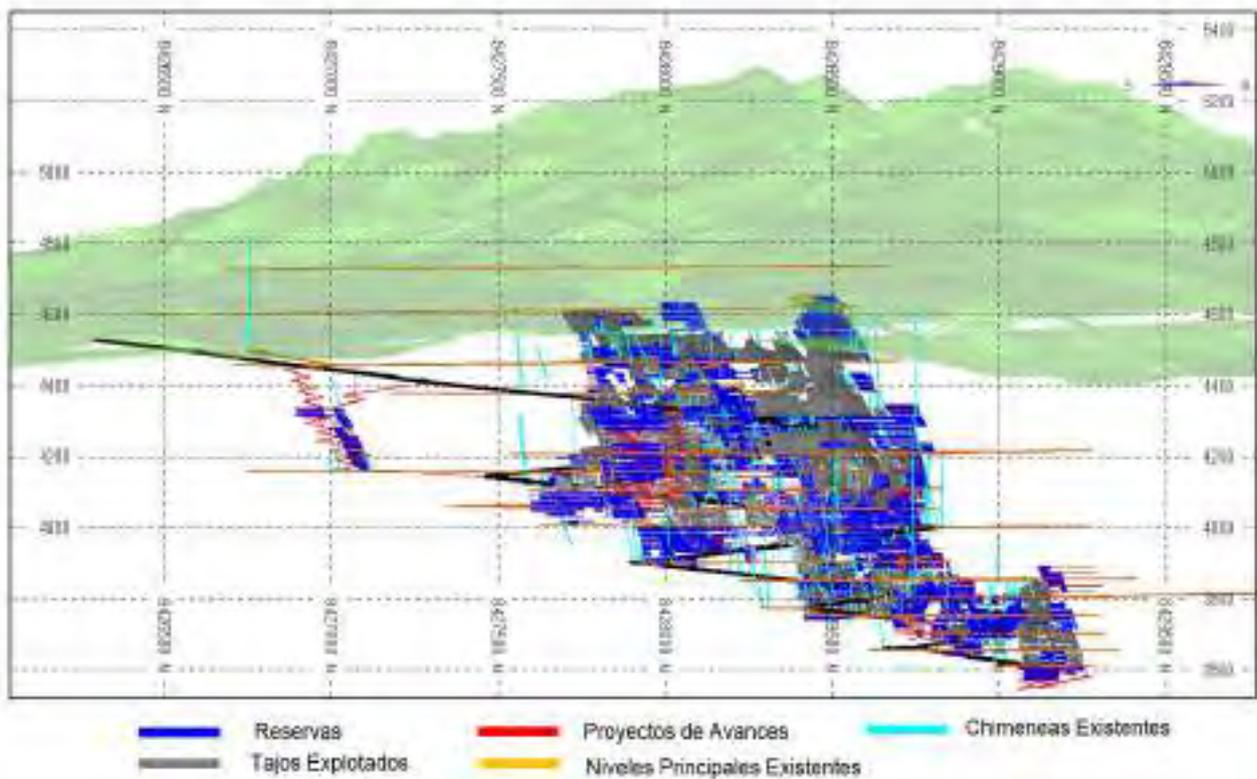
2.4.1. Operaciones mina

La Unidad Minera San Rafael es una mina mecanizada, que tiene una rampa principal de 9.5 km de longitud y una profundidad máxima de 1.5 Km en la vertical, con respecto a la labor más profunda.

Que, de acuerdo con la figura 13, la concentración de recursos y reservas se ubica por debajo del Nv 4650 hasta el Nv 3610. Dependiendo del zoneamiento de la mineralización, la mina tiene tres sectores claramente marcados. La primera es la zona de cobre sobre el Nv 4666; la zona de cobre-estaño entre el Nv 4600 y 4543; y la tercera, de la zona de estaño, ubicada debajo del Nv 4543, sector actualmente en operación y de donde se produce el mineral de estaño.

En la Figura N°13 se puede apreciar las reservas reportadas en el inventario, la rampa principal, las zonas explotadas, los proyectos a ejecutarse, las chimeneas existentes, los niveles principales y la superficie de la mina.

Figura 13. Reservas reportadas



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

2.4.2. Método De Explotación

Los métodos de minado considerados para el planeamiento de minado en la Unidad San Rafael son: Sub level stoping longitudinal, sub level stoping transversal, sub level open Stoping, bench and fill, shrinkage stoping

2.4.2.1. Sub level stoping transversal (SLST)

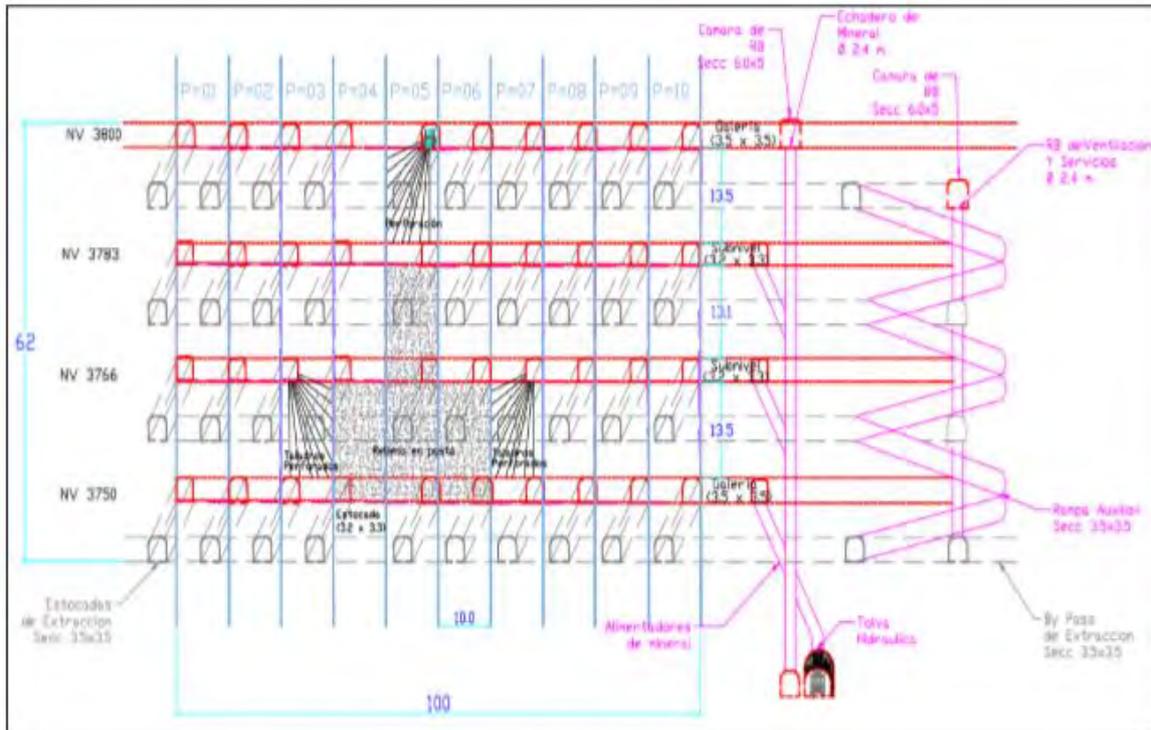
Se utilizará en estructuras calificadas como cuerpos con potencias mayores a 10 m. El ancho del tajo (distancia en vista longitudinal) equivale a un factor divisor de 1.5 a la potencia del cuerpo si esta es menor a 20 m y un factor de 2 si es igual o mayor a 20 m.

Se utiliza en aquellas vetas con potencias superiores a 12 metros, con disposición de las cámaras de explotación en forma transversal a la corrida de la veta.

La secuencia de explotación es similar al método Bench and Fill, primero se explotan y rellenan las cámaras o tajos primarios, para luego recuperar en forma secuencial los tajos adyacentes, expandiéndose siempre hacia un lado con roca in situ.

Las características de separación de niveles, la longitud y diámetro de perforación, como el diseño de cara libre, son similares a los casos anteriores .La figura 14 ilustra el diseño de esta variante de explotación.

Figura 14. Método de Explotación Sub level Stopping transversal



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

2.4.2.2. Sub level stopping longitudinal (SLSL)

Método que se utiliza en estructuras y rocas de caja con RMR de calidad regular a buena. Se utiliza principalmente en vetas y cuerpos de mediana a alta potencia; sin embargo, puede emplearse en vetas de baja potencia si hay marcadas sinuosidades, principalmente en altura.

Se utiliza relleno en pasta para dar estabilidad a las zonas de explotación, pero principalmente con el fin de generar paredes autoestables en la vecindad de las zonas de minado que permita recuperar la mayor cantidad del mineral existente y asegurar la continuidad de la explotación. Las dimensiones del bloque consideradas para los costos



operativos y de capital son 100 m de largo y 56 m de altura que incluyen los niveles inferior y superior.

Su aplicación está recomendada en vetas con potencias menores a 10 m principalmente por sus características de secuencia y estabilidad figura 13, muestra el cambio del método transversal al método longitudinal, lo que es importante en minas como San Rafael, en el que ocurren cambios de cuerpos o vetas de gran potencia a vetas angostas.

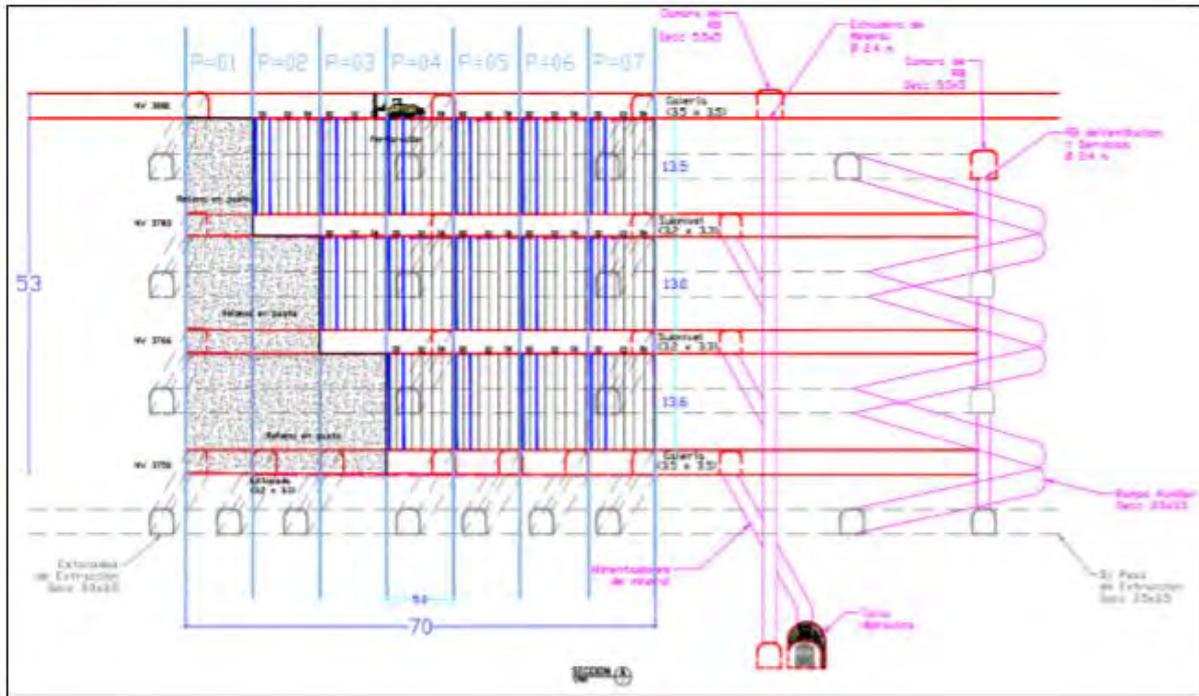
2.4.2.3. Sublevel Stopping con Multiniveles en Operación (Gradín)

En el caso de las vetas de potencias mayores, que no tendrían problemas de estabilidad. La separación de subniveles varía entre 10 y 20 metros. Estas cámaras son rellenas con relleno en pasta o detritico.

La siguiente Figura N°15 muestra el esquema de diseño usado por San Rafael en sus tajos de SLS y cuyas características se presentan a continuación:

- ✓ Subnivel base, donde se disponen las ventanas de extracción cada 15 metros, por donde se extrae el mineral.
- ✓ Perforación de banqueo con una longitud entre 10 y 16.5 m, en una plantilla de 2.0 x 1.5 metros y un diámetro de 2 ½ pulgadas.
- ✓ El banqueo se inicia de una cara libre hecha con la técnica VCR.

Figura 15. Método de Explotación Sublevel Stopping con Multiniveles



Fuente: Área de planeamiento-MINSUR

2.4.2.4. Bench and Fill

Aplicable preferentemente en estructuras con potencias de 3 a 10 m y con buzamiento mayor a 65°. En potencias menores puede ser también aplicable, sin embargo, su productividad sería muy pobre y se requeriría equipos de menor envergadura para no impactar con la dilución. La roca encajonante es generalmente de baja competencia y la roca mineralizada de baja a media. Es un método altamente selectivo y de baja productividad, por lo que permite explotar cuerpos de baja regularidad y continuidad espacial. Consideran la posibilidad de aplicación en estructuras con potencias mayores a 3 m principalmente, para potenciar la utilización de la flota general de equipos, sin impactar la selectividad del método y para incrementar su productividad por disparo. Las dimensiones conceptuales del bloque son de 150 m de largo y 56 m de altura.

El avance del minado es horizontal con la perforación de taladros verticales y voladura vertical. La perforación se realiza con equipos tipo Simba; luego de cada voladura, el equipo de limpieza saca el mineral fragmentado. Como parte del ciclo de minado, una vez

concluida la limpieza del mineral fragmentado, por el extremo opuesto proceden al relleno del espacio vacío, antes de continuar con la voladura siguiente.

El relleno considerado es principalmente detrítico.

La figura N°16 se ilustra el esquema de diseño usado por San Rafael en sus tajos de B&F y cuyas características se resumen a continuación:

- ✓ Separación entre subniveles de 16 metros.
- ✓ Perforación de producción hasta una longitud de 12.5 metros, en una malla
- ✓ perforación menor a 1.0 x 1.0 m y un diámetro de 2 ½ pulgadas.
- ✓ El banqueo se inicia de una cara libre hecha con la técnica VCR.
- ✓ En general se usa relleno detrítico.

Figura 16. Método de Explotación Bench and Fill



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

2.4.3. Ciclo De Minado

El ciclo de minado en la Unidad Minera San Rafael está dada por la perforación de taladros largos con los diferentes simbas que se tiene, luego se procede con el carguío de explosivo conjuntamente con la voladura, ventilación para dar lugar a la limpieza del mineral roto con los scooptram que acarrean el mineral a un ore pass o hacer carguío directo a los volquetes para luego ser transportado a la cancha de almacenamiento y por último se realiza el relleno en pasta del tajo vacío tal como se muestra en la Figura N°17

Figura 17. Ciclo de minado de la U.M San Rafael



Fuente: Propia

2.4.3.1. Perforación

En la Unidad Minera San Rafael, actualmente se cuenta con seis equipos de perforación para la producción, acorde a los parámetros establecidos por operaciones mina. Estos Equipos están encargados de realizar taladros según el método de explotación en los

diferentes paneles de los Tajos de producción según el plan de minado a ejecutarse; en la Figura N°18 se muestran los equipos que se tiene en la unidad minera.

Figura 18. Equipos de perforación de la U.M San Rafael



Fuente: Propia

- ✓ Ciclo de Perforación De Taladros Largos

El ciclo de perforación consta de:

- Instalación del equipo
- Posicionamiento de la viga
- Alineación de taladro
- Emboquillado
- Perforación
- Acoplamiento de barras y desacoplamiento de barras

Característica de los Equipos de perforación en taladros largos

- ✓ SIMBA T1D.



Es un equipo de perforación de gran demanda ya que la explotación se realiza en vetas angostas, requiriendo una sección mínima de 3.5 x 3.5m para la operación sin contratiempos, con este equipo podemos perforar taladros en un ángulo de 360° de giro, en todas las direcciones y con diferentes grados de inclinación. Para su desplazamiento lo realiza con un motor diésel, para lo cual cuenta con 2 velocidades de traslación de aproximadamente de 10km/h. En la Tabla N°6 se detalla las características del equipo de perforación.

Tabla 6. Características del Equipo T1D

CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO SIMBA T1D	
Energía	Electro hidráulico
Voltaje	440 V.
Perforadora	COP 1838ME
Shank adapter	T38
Diámetro de Taladro	64 mm.
Potencia de impacto	18 KW.
Máxima presión hidráulica	230 bar
Rotación de los motores	Rotación independiente.
Velocidad de rotación	0 – 340 rpm
Consumo de aire	300 L. /min
Consumo de agua	50 L. /min

Fuente: Área de perforación y voladura-MINSUR

✓ SIMBA S7D.

Es un equipo de perforación de taladros largos para galerías medianas a grandes en el rango de diámetros de perforación de 51 a 89 mm. Puede perforar barrenos paralelos ascendentes y descendentes con un espaciado de hasta 3 metros. Equipado con una perforadora COP 1838 ME7MUX y un carril porta-barras con una capacidad de 10 barras de 1.2m cada barra. Un equipo altamente sofisticado con un control de mando más



avanzado que el Simba T1D. En la Tabla N°7 se detalla las características del equipo de perforación.

Tabla 7. Características del Equipo S7D

CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO T1D SIMBA	
Energía	Electro hidráulico
Voltaje	440 V.
Perforadora	COP 1838 ME/MUX
Shank adapter	T38
Diámetro de Taladro	64 mm.
Potencia de impacto	18 KW.
Máxima presión	230 bar
Rotación de los motores	Rotación
Velocidad de rotación	0 – 210 rpm
Consumo de aire	300 L. /min
Consumo de agua	50 - 120 L. /min

Fuente: Área de perforación y voladura-MINSUR

✓ **RAPTOR 44**

Equipo de perforación diseñado para realizar taladros largos, requiriendo una sección mínima de 2.8 x 2.8m para la operación, puede perforar taladros en un ángulo de 360° de giro, en todas las direcciones y con diferentes grados de inclinación.

Este equipo no posee carril porta barras, por lo tanto el operador necesita un ayudante de perforación para realizar el trabajo

Se utiliza barra MF-R32 x 3' y bits de 51 mm.

El eje de rotación está alineado con el eje de perforación.

Full paralelismo automático, radial 360°, longitudes hasta 20 m.

✓ **SIMBA S7C-04.**

Permite perforar 01 taladro en forma automática si las condiciones del terreno son favorables.

Cuenta con 10 barras en carrusel y una barra en la COP haciendo un total de 11 barras (13.2 mts) como máximo de longitud de perforación en automático.

Cuenta con un compresor para inyección de aire incorporado.

Cuenta con sistema de laser lateral y en dirección al eje del brazo para el posicionamiento de la perforación de secciones.

El sistema permite ingresar malla de perforación (diseñado en Underground Manager) así mismo permite su navegación.

Se puede realizar la navegación de taladros durante la perforación reduciendo tiempo de posicionamiento de taladro (01) a taladro (02).

Ya no requiere el uso de plomada y clinómetro para el posicionamiento.

Figura 19. Equipo Simba S7C



Fuente: Propia

2.4.3.2. Voladura

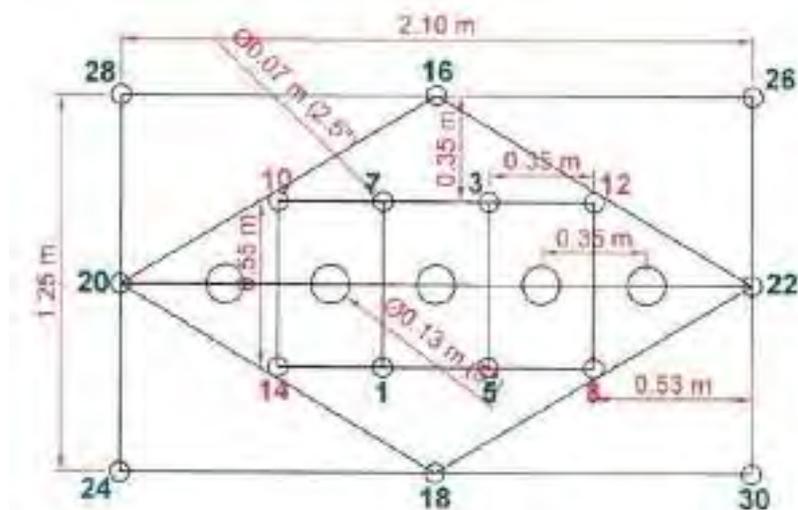
Los tipos de voladura que tenemos en Mina son, la voladura primaria que se considera a la voladura de los taladros largos con longitudes de 12.5 metros aprox. La voladura secundaria se realiza mediante plasteos, calambucos, cachorro en el nivel base de extracción ubicado en una labor de acumulación con uso para este fin.

✓ VCR

El diseño y voladura de un Vertical Crater Retreat (VCR) tiene como finalidad la abertura inicial de la cara libre, para posteriormente continuar con la voladura de las secciones a lo largo de todo un panel longitudinal a la veta.

En la En la Figura N°20 se detalla la malla de perforación de una chimenea VCR para la apertura de la cara libre.

Figura 20. Malla de Perforación de VCR



Fuente: Área de Perforación y voladura-MINSUR

El diseño de un VCR se realiza con una malla de perforación de 2.10 m de largo x 1.25 m de ancho, con 8 taladros cuadradores, 8 taladros de arranque y 5 taladros de alivio, lo cual se puede observar en la figura.

✓ Voladura de Secciones de Vetas

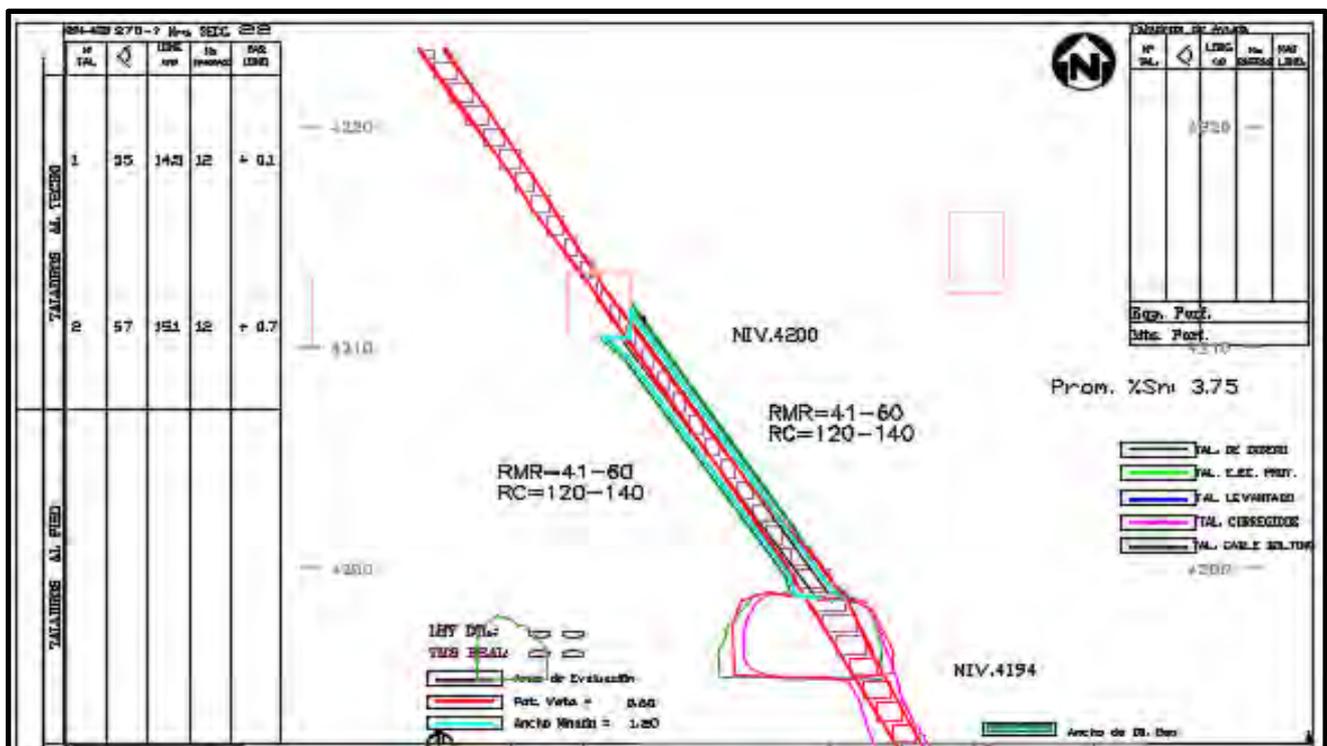
Se inicia abriendo una cara libre mediante un VCR, posteriormente se puede realizar el disparo de las secciones del panel consecutivamente en retirada, para lo cual previamente se realiza la limpieza de cada taladro para evitar el atascamiento del cebo en la columna del taladro; después se introduce un tampón inferior para sujetar los explosivos, los cuales

serán colocados según las condiciones que presente el terreno, finalmente se sella el taladro con detrito del terreno como taco.

Se tiene en cuenta el número de secciones a disparar, debido al diseño del minado existen restricciones para realizar voladura masivamente, puesto que el área de expansión del material disparado en el momento de la voladura reduce la posibilidad del desplazamiento de la roca, lo cual puede generar tiros congelados.

En la Figura N°21 se muestra el plano de perforación de taladros en vetas angostas.

Figura 21. Plano de perforacion en vetas angostas



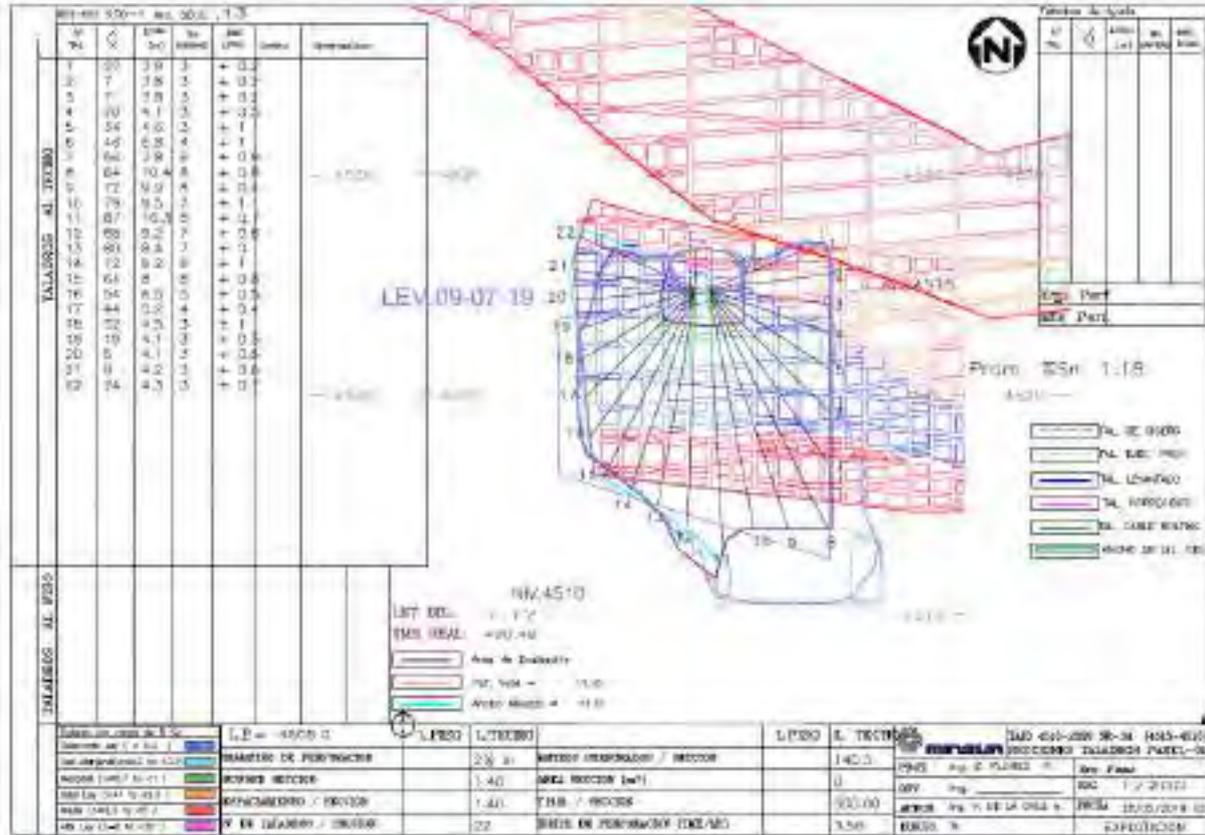
Area de perforacion y voladura-MINSUR

✓ Voladura de Secciones en Cuerpos

La malla de perforación planteada para cuerpos es con un Burden promedio de 1.6 metros y el espaciamiento promedio de 1.7 metros. En donde se prioriza la perforación con los Simbas S7D por el carrusel que portan en la viga, el cual hace que el proceso sea ligeramente más eficiente.

En la Figura N°22 se muestra el plano de perforación de taladros en cuerpos mineralizados.

Figura 22. Plano de perforacion en cuerpos mineralizados



Area de perforacion y voladura-MINSUR

2.4.3.3. Ventilación

En esta operación unitaria se cuenta con 1773878 pies³/min de caudal. ingresando aire fresco, además cuenta con un moderno sistema de control de los ventiladores en mina.

- ✓ Sistema De Automatización De Ventiladores

Figura 23. Tablero de control del funcionamiento de ventiladores en mina



Fuente: Propia

Figura 24. Sistema de control autónomo de ventiladores



Fuente. Propia

✓ Balance de Ventilación

A continuación, se muestra el balance que se tienen la U.M. San Rafael en cuanto al aire de ingreso a mina y la salida detallándose los niveles y labores que participan en esta operación unitaria de ventilación. A continuación de detalla en la Tabla N°8 el balance de ingreso y salida de aire al interior de la unidad minera San Rafael.



Tabla 8. Balance de Ingreso y Salida de aire

INGRESOS																				
N°	Fecha	Hora	Estación	Ubicación	Sección Transversal (m)		Velocidad (m/s)										Sección Transversal (m²)	Velocidad Aire (m/min)	Caudal Aire	
					Base	Altura	V1	V2	V3	V4	V5	V6	V7	V8	V9	Promedio			m³/min	pies³/min
1	08-03-19	9:13 AM	E-ZAP 1	Nº-4450 Zapata Galería 450 Sur	5.18	4.63	3.4	3.3	3.7	4.3	3.9	3.8	3.5	4.0	3.74	18.10	724.67	4055.68	143,578	
2	08-03-19			Nº-4450 Zapata Galería 450 Sur	0.65	0.20	0.5	0.5	0.8	0.8	0.5	0.0	0.5	0.5	0.2	0.43	0.78	366.00	440.48	13,591
3	08-03-19	5:20 AM	E-JDR 1	Nº-4533 Zapata Galería 4533 Morra Larga	3.74	3.49	3.5	4.1	4.2	4.5	4.6	4.4	4.5	4.6	4.31	21.40	260.67	3296.28	114,994	
4	08-03-19	10:30 AM	E-SR1	Nº-4666 San Rafael, Galería 666	---	---	2.4	2.5	3.6	3.4	2.6	2.4	1.7	2.5	2.51	13.06	150.00	1905.13	70,104	
5	08-03-19	11:28 AM	E-SR2	Nº-4600 San Rafael, Galería 600	---	---	3.0	3.1	2.8	1.8	2.0	2.8	2.5	2.0	2.83	11.93	170.00	2038.10	71,633	
6	08-03-19	10:00 AM	E-SR3	Nº-4730 San Rafael, Galería 730	1.60	2.06	1.5	1.2	1.3	1.5	1.7	1.8	1.0	1.7	1.53	4.54	92.00	618.04	24,761	
7	08-03-19	10:20 AM	E-SR3	Nº-4730 San Rafael, Galería 730	1.60	2.00	1.5	1.7	1.8	1.9	2.0	2.0	1.7	1.1	1.67	1.64	300.00	161.57	5,776	
8	08-03-19	4:50 AM	E-CAR 1	Nº-4599 Carabaya, RR-3B-1	5.28	4.10	10.4	11.0	11.0	12.6	11.0	13.0	12.8	12.8	12.02	18.91	721.33	13657.65	482,315	
9	08-03-19	4:55 AM	E-CAR 2	Nº-4599 Carabaya, RR-3B-2	4.00	3.54	9.7	8.6	9.8	10.5	8.4	9.8	9.5	8.8	9.71	13.51	483.67	7871.71	279,023	
10	08-03-19	3:30 PM	E-PPA 1	Bodmilla 523, Rampa Principal	---	---	9.1	9.1	8.4	9.9	9.5	9.8	9.8	8.8	9.47	24.80	568.00	14086.40	497,457	
11	08-03-19	9:13 AM	E-U 1	Superficie Chimenea 379-36	1.58	1.40	2.8	2.9	3.2	2.5	3.1	2.4	2.6	3.0	2.83	2.21	170.00	374.84	13,380	
12	08-03-19	9:00 AM	E-U 2	Nº-4800 Galería 4800	---	---	2.1	1.8	2.0	1.7	1.8	0.9	2.2	0.9	1.62	6.60	97.33	642.40	22,686	
13	08-03-19	9:00 AM	E-U 3	Superficie Chimenea 379-36	3.13	3.11	2.0	1.8	2.0	1.3	1.4	0.9	2.4	0.6	1.16	9.73	69.33	674.31	23,834	
14	08-03-19	5:30 AM	Cynchí	Estacion de de RB Cynchí	0.60	0.70	25.0	21.8	24.5	30.0	23.5	25.1	20.1	23.0	22.31	0.42	1338.67	562.14	19,856	
																	Total		90,230.62	1,773,078

SALIDAS																				
N°	Fecha	Hora	Estación	Ubicación	Sección Transversal (m)		Velocidad (m/s)										Sección Transversal (m²)	Velocidad Aire (m/min)	Caudal Aire	
					Base	Altura	V1	V2	V3	V4	V5	V6	V7	V8	V9	Promedio			m³/min	pies³/min
1	09-03-19	11:29 AM	E-ALIMAK	Nº-4100 Galería San Rafael	---	---	7.4	8.2	3.6	8.1	6.9	8.5	8.6	8.7	8.2	8.13	5.63	488.00	3235.44	114,258
2	09-03-19		E-UMBRAL	Superficie Nº-5070, UMBRAL Ventiletores	---	---										14.00	11.34	840.00	3526.57	336,427
3	09-03-19	10:20 AM	E-UMBRAL2-1	Nº-4100, UMBRAL 2, By Pass pendiente RR	5.75	3.47	4.5	4.9	4.9	5.3	4.8	5.1	4.6	5.0	5.2	4.92	19.44	795.33	5740.36	202,754
4	09-03-19		E-UMBRAL2-2	Nº-4589, UMBRAL 2, SR-04	5.05	3.26											9.76			
5	09-03-19	11:00 AM	E-M VOLCAN	Nº-4450 N/ Nuevo Volcan, By Pass	---	---	9.1	10.0	9.5	10.8	8.5	10.5	9.8	3.6	10.6	9.87	23.06	592.00	13651.31	482,059
6	09-03-19	4:30 PM	E-VOLCAN 1	Nº-4533 Volcan, Galería	3.85	3.80	7.4	7.2	5.9	6.2	8.1	6.2	5.8	5.9	6.2	6.32	13.73	379.33	3207.50	103,800
7	09-03-19	10:50 AM	E-UMBRAL3-1	Nº-4450, UMBRAL 3, By Pass	2.70	3.17	11.0	12.6	13.0	10.0	11.0	13.0	11.5	10.5	11.02	2.38	661.33	1442.39	50,459	
8	09-03-19	10:30 AM	E-UMBRAL3-2	Nº-4450, UMBRAL 3, By Pass	3.80	3.60	8.5	5.0	5.8	4.9	5.2	5.1	5.9	5.5	5.1	5.20	11.93	311.00	4032.84	142,423
9	09-03-19	11:29 AM	E-UMBRAL3-2	Nº-4100, UMBRAL 3, By Pass	4.67	3.80	6.5	6.2	5.8	6.4	6.9	7.3	7.4	6.9	6.71	15.27	403.67	6148.89	217,381	
10	09-03-19	5:20 AM	E-SR6	Nº-4600, Galería 600 (pasos)	3.05	2.71	3.5	3.6	3.0	2.5	3.0	3.2	3.3	3.4	3.14	3.27	191.33	1581.47	53,549	
																	Total		90,546.66	1,783,851

Diferencia	339	11,973
Porcentaje		0.7%

Fuente: Área de Ventilación Mina-MINSUR



✓ Requerimiento de aire del circuito de ventilación

El requerimiento de aire establecido por la cantidad de equipos y personal en interior mina se encuentra distribuido de la siguiente manera. Se efectuaron los cálculos de demanda de aire según el D.S. 023- 2017 EM; para cubrir los requerimientos de aire fresco para el personal, temperatura, equipos diésel y fugas, que operan en interior de la mina. En la tabla N°9 se detalla el calculo del caudal requerido en la unidad minera San Rafael.

Tabla 9. Requerimiento de aire fresco en mina

a. CAUDAL REQUERIDO POR EL NÚMERO DE TRABAJADORES (Q_{Tr})				
Cantidad mínima de aire		Cantidad	Q _{Tr}	
m³/min			m³/min	pies³/min
6		347	2,082	73,524

b. CAUDAL REQUERIDO POR EL CONSUMO DE MADERA (Q_{Ma})				
Factor de producción (u)		Producción (T)	Q _{Ma}	
m³/min		TMH/Gdia	m³/min	pies³/min
0		1,448	0	0

c. CAUDAL REQUERIDO POR TEMPERATURA EN LAS LABORES DE TRABAJO (Q_{Te})					
Niveles	Velocidad mínima de aire (V _m)		Area de la labor (A)	Q _{Te}	
	m/min			m²	m³/min
7	30		11.64	2,444	86,303

d. CAUDAL REQUERIDO POR EQUIPO CON MOTOR PETROLERO (Q_{Eq})				
Cantidad mínima de aire		Cantidad	Q _{Eq}	
m³/min-HP		HP	m³/min	pies³/min
3		12,358.5	37,075	1,309,283

e. CAUDAL REQUERIDO POR FUGAS (Q_{Fu})				
Q _{t1} =Q _{Tr} +Q _{Ma} +Q _{Te} +Q _{Eq}			Q _{Fu} = 15% x Q _{t1}	
m³/min			m³/min	pies³/min
41,601			6,240	220,366

COBERTURA DE REQUERIMIENTO DE AIRE (Según D.S. N° 023-2017-EM)		
Descripción	m³/min	pie³/min
Requerimiento de aire total (Q _{To})	47,842	1,689,476
Ingreso de aire	50,231	1,773,878
Salida de aire	50,570	1,785,851
Superávit/déficit	2,389	84,402
Diferencia entre ingreso y salida de aire (%)		0.7%
Cobertura (%)		105.0%

Fuente: Área de Ventilación-MINSUR

En la figura N°25 se observa una puerta-tapon que se usa en interior mina para cerrar circuitos de ventilación y evitar fugas de aire a labores no programadas en explotación.

Figura 25. Puerta tapón de ventilación



Fuente. Propia

2.4.3.4. Acarreo

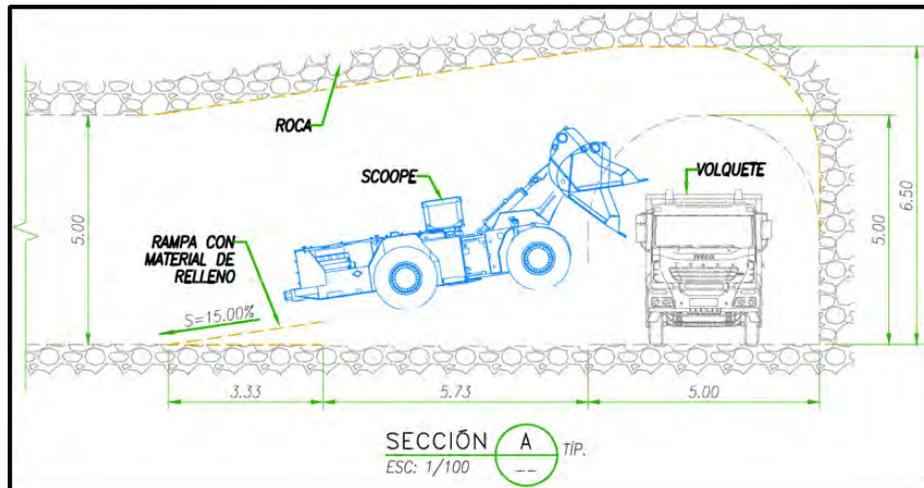
Se utiliza un acarreo mecanizado utilizando 6 SCOOP TRAM de 6-4 Yd3 conjuntamente con 02 rompe bancos móviles y uno estacionario, en líneas generales el Scoop acarrea mineral de las ventanas, esta extracción la puede hacer estando el operador en equipo o a través de un telemando el cual le permite al operario estar a unos metros y operarlo así cuando las condiciones de seguridad lo ameritan , en cambio la función de el Rompe banco es triturar los fragmentos grandes y hacerlos pasar a través de la parrilla.

- ✓ Se utiliza Scooptrams de 4.2 y 6.0 Yd3 (Atlas Copco y CAT)
- ✓ Densidad de mineral insitu: 2.85 TM/M3
- ✓ Densidad de mineral roto: 2.01 TM/M3
- ✓ Distancia de acarreo: 200 m
- ✓ Rendimiento promedio scooptrams: 64.03 TM/HR

El carguío directo, como su nombre lo indica consiste en realizar directamente la operación de carguío de mineral de Scooptram a volquete en una cámara de carguío de diseño en forma de H con una pequeña rampa paralela a la posición del volquete para que

la cuchara del Scooptram pueda alcanzar la tolva del volquete y realice la descarga del mineral sin problemas, se puede observar en la figura 26 el diagrama del carguío directo a los volquetes.

Figura 26. Equipo de acarreo de mineral-ScoopTram

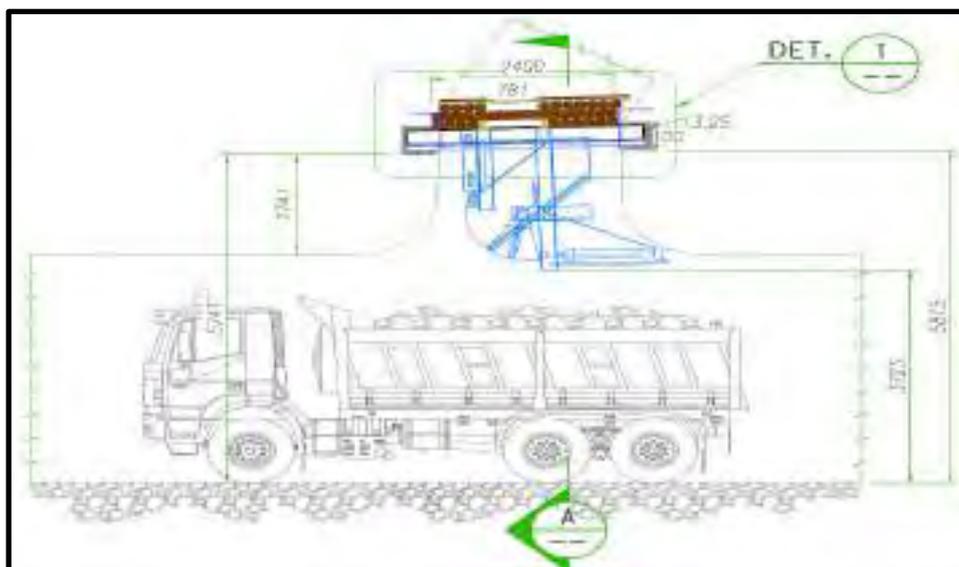


Fuente: Área de operaciones mina-MINSUR

2.4.3.5. Extracción de Mineral

Nuestra flota de equipos de transporte de mineral consta de Volquetes FMX de 30-50 TN. El transporte de mineral se realiza desde las zonas de carguío o tolvas ubicados en los diferentes niveles de extracción. Tal como se muestra en la Figura N°27 y 28.

Figura 27. Equipo de transporte de minera en tolva



Fuente: Área de operaciones mina-MINSUR

Figura 28. Carguío en tolva



Fuente: Propia

2.4.3.6. Operación Unitaria de Relleno

La planta Prell (planta de relleno en pasta) está ubicada en el Nivel 4370 que dentro de ahí tiene 3 pisos. Que sirve para abastecer los tajos vacíos que se encuentran en interior mina y su producción es de 700m³/turno o de 60m³/h aproximadamente.

Se utiliza los relaves totales generados en la Planta Concentradora como componente principal. La pulpa de relaves pasa por dos procesos de separación solido-liquido, para incrementar su contenido de sólidos.

Se mezcla con cemento y escoria metalúrgica molida, para obtener una pasta con valores de resistencia a la compresión uniaxial.

- ✓ Procesos De La Operación Unitaria De Relleno
- Espesado

Es la primera etapa de separación sólido-líquido. El Espesador es un equipo de separación sólido-líquido por sedimentación continua, con floculación, en un tanque cilíndrico de 80 pies de diámetro.

Se alimenta 110 TMS por hora contenidas en una pulpa de 8.2% de sólidos.

Ingresan los siguientes tipos de relaves:

-Gruesos de Estaño, de pirita y finos (lamas)



- Filtrado

El Filtrado es la segunda etapa de separación solido-liquido por medio filtrante. El equipo usado es un disco, con bombas de vacío (presión por debajo de la presión atmosférica), que funcionan alternadamente.

El filtro tiene 10 discos tal como se muestra en la Figura N°29. Cada disco tiene 10.5 pies de diámetro, dividido en diez sectores. El medio filtrante son telas de material polietileno mono filamento, con permeabilidad de 20 cfm y peso específico de 11 onzas/yd². Que tiene una duración de 1 mes. También tiene unos raspadores para quitar de cada sector el material sólido y tiene una duración de 2 meses de uso.

El vacío es generado con bomba de vacío asociada al filtro, con presión de 22.5 psi negativo.

El producto es el relave filtrado llamado Keke, con 78% de sólidos. Se obtiene una producción de 110 toneladas secas por hora.

El sistema de soplado para el desprendimiento del Keke de la tela es con aire comprimido a 15 psi de presión, con un caudal de 340 cfm.

El Keke descarga a una faja transportadora.

Figura 29. Filtro con bomba de vacío



Fuente: Propia

- Preparación de Tailing

El Tailing se obtiene de alimentar a un mezclador continuo de 5 m³, el Keke transportado por faja, más un flujo controlado de pulpa espesada, obteniéndose esa mezcla de pasta de relaves con un contenido de sólidos de 75%.

¡Es ingresada a una tolva intermedia en donde se almacena para luego ser descargado por tandas programadas tal como de observa en la Figura N°30

Figura 30. Tailing o keke



Fuente: Propia

Mediante el hornito Mettler Toledo podemos sacar la humedad del sólido y poder saber el tailing del sólido, se le introduce de 3 a 5 gr a una temperatura de 110°C.

El tailing resulto de 73.80%.

- Abastecimiento de Cemento y Escoria

El cemento: Es del tipo PORTLAND IPM a granel. Es ingresado a interior mina con bombonas de bajo perfil, con capacidad de transportar 15 toneladas por viaje. Luego, mediante un sistema de descarga con aire comprimido a 20 psi de presión, es llevado a un silo de 150 toneladas de capacidad.

La escoria molida: Tiene un proceso de molienda en la Fundición de Pisco y transportado a San Rafael en Big Bags de 1.5 Ton.

Es ingresado a interior mina por un proceso igual al del cemento, a un silo de 250 toneladas de capacidad tal como se observa en la Figura N°31.

Figura 31. Silos de cemento y escoria



Fuente: Propia

- Mezclado

El sistema de mezclado es por Batch. Son 19 batch/h y 189segundos/batch, la mezcladora es de paletas con una capacidad de 3.5 m³. Ingresan a su interior los siguientes materiales: Cemento, escoria molida, Tailing, agua tal como se muestra en la Figura N°32.

Figura 32. Mezclado de Cemento, escoria molida, Tailing, agua



Fuente: Propia

La densidad de la pasta se extrae en la última etapa de la tolva 10 para poder ver el grado de humedad que tiene el sólido (73%-75%). slump es la altura de la pasta formada a un indicador esa medida debe estar 8”

Figura 33. Tolva 10



Fuente: Propia



- Bombeo.

El equipo usado es una bomba de desplazamiento positivo, modelo válvulas de asiento, con dos pistones y unidad hidráulica.

-Presiones de trabajo: 1500 psi.

-Número de emboladas: 13 e/min.

-Rendimiento: 77 m³/hr.

-Bombea una pasta con las siguientes características:

-Densidad : 1860 Gr/lit

-Contenido de solidos : 73.5 %

-Slump : 8 pulgadas

La medida del slump se realiza utilizando un cono de Abraham, de una muestra tomada de la tolva.

Las presiones de trabajo de la bomba, pueden variar por la distancia para llegar al tajo vacío y el slump de la pasta.

- Recolección de testigos

En esta etapa también se realiza la recolección de testigos para luego poder realizar análisis y ver que resistencia tiene, primeramente, las pruebas se realizan en el laboratorio de Prell luego por seguridad se envía a Juliaca y Arequipa para que realicen las respectivas pruebas.

Los testigos al ser recolectados tienen edades de fraguados que son (7, 14, 21, 28, 56) días. Para poder enviar esos testigos de pasta debe tener 28 días de edad. Su diámetro es de 15cm y altura de 30cm del recipiente tal como se muestra en la Figura N°34.



Figura 34. Control de Resistencia

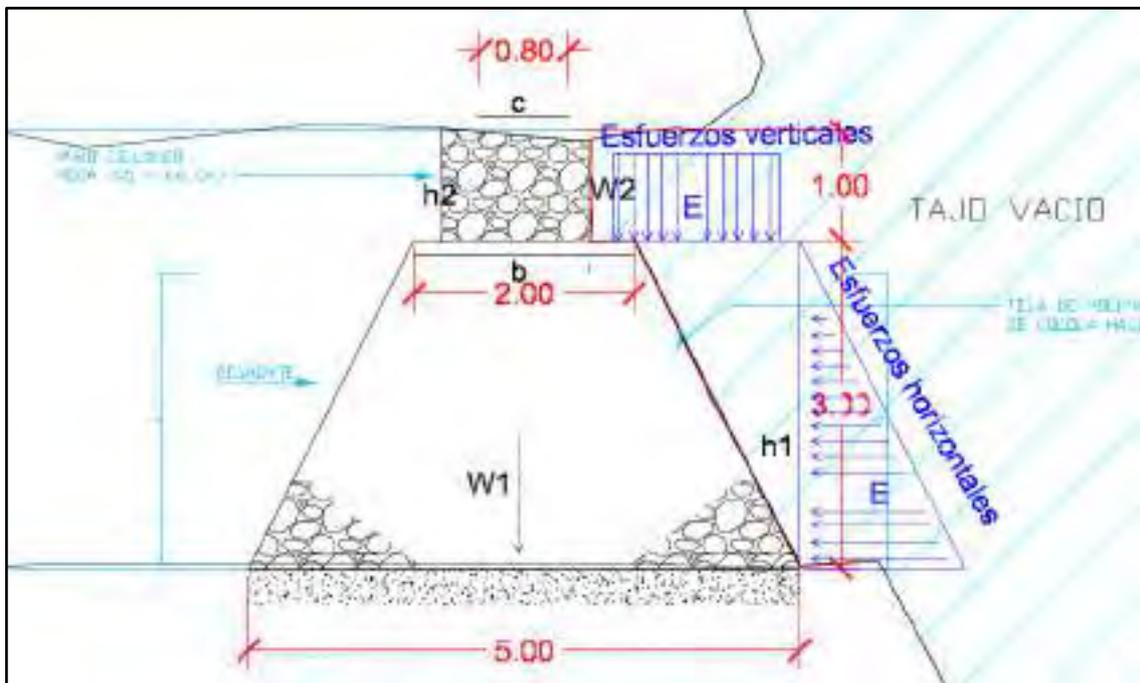
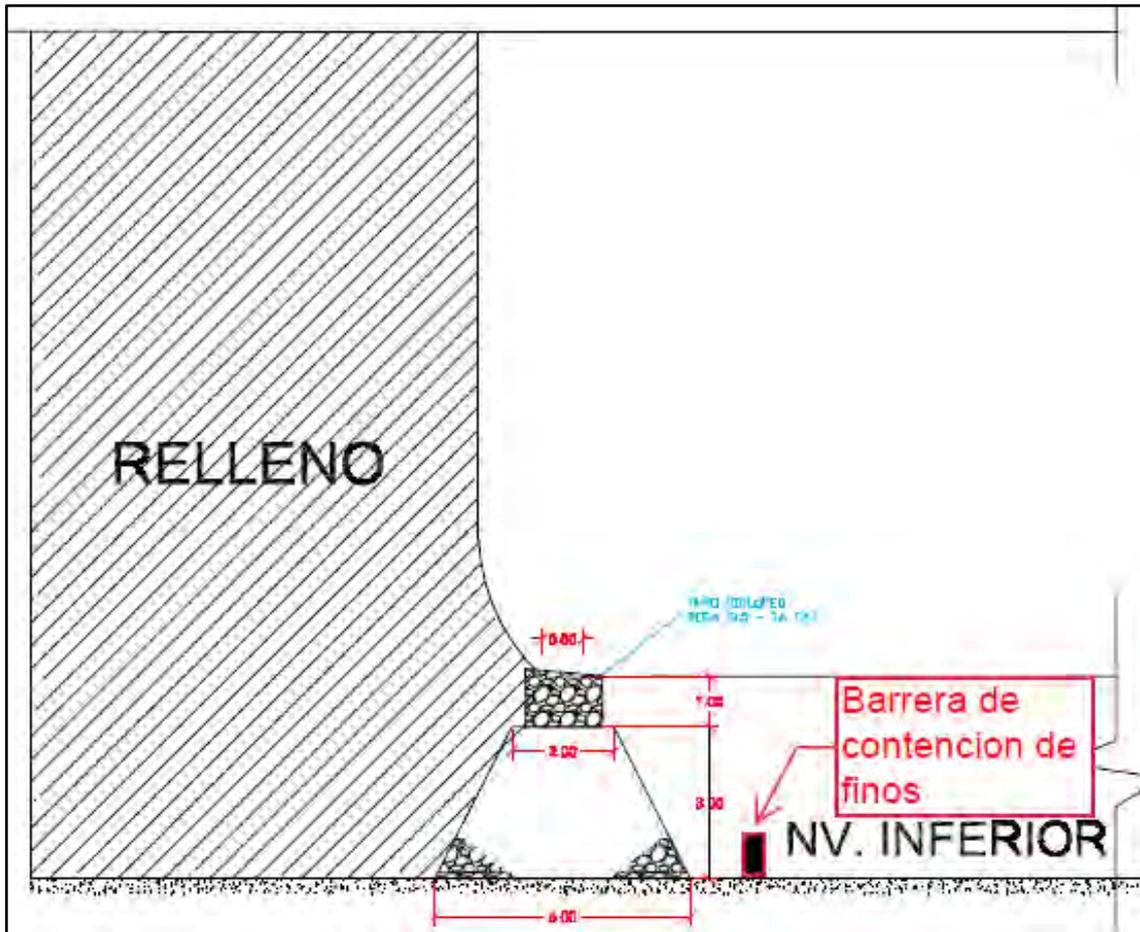


Fuente: Propia

- Barrera para delimitar el tajo

Antes de enviar relleno en pasta al tajo, se delimita el tajo mediante la construcción de barreras con fin de no tener fugas de relleno que afecten a labores cercanas o el tránsito, se tiene un diseño de construcción de barrera lo cual se muestra en la Figura N°35.

Figura 35. Barrera para el relleno en pasta



Fuente Área de Planeamiento-MINSUR



CAPITULO III

3. MARCO TEORICO CONCEPTUAL

3.1. Antecedentes Del Problema

3.1.1. Antecedentes internacionales

(Barrera P. 2017) - Título: “VALIDACIÓN DEL MODELO KUZ-RAM PARA OPTIMIZAR LA FRAGMENTACIÓN DE ROCA POR VOLADURA”

Autor: Bach. Luis Damián Barrera Palacios- Universidad Nacional Autónoma De México

Resumen: Esta obra se concentra en ofrecer, a los interesados en el uso de explosivos en voladuras en bancos para obras a cielo abierto, un enfoque para ampliar su visión en lo que se refiere a predicción y evaluación de voladuras y el uso de las herramientas de tecnología al alcance de todos para facilitar el análisis en la labor minera, específicamente el uso y aplicación del modelo Kuz-Ram.

Se demostró que los resultados reales son muy parecidos a los que el modelo predijo, variando estos en parte por el método de análisis de la fragmentación usado (digital).

(Aguirre G. 2016)-Título: “OPTIMIZACIÓN DE PARÁMETROS DE TRONADURA EN FUNCIÓN DE EXPLOSIVOS DE ALTA ENERGÍA EN SOCIEDAD CONTRACTUAL MINERA EL ABRA - UNIVERSIDAD DE CHILE

Autor: Bach. Andrés Alejandro Aguirre García- Universidad De Chile



Objetivo General: Realizar un análisis técnico económico sobre la factibilidad de aplicar el uso de explosivo de alta energía en minera El Abra, para solucionar problemas de fragmentación en zona de roca altamente competente.

Conclusión: El P80 en las “Demoblast” resultó ser de un 100% de beneficio aproximadamente, lo cual refuerza el estudio de la rentabilidad que trae consigo el uso de este explosivo de alta energía. Además, las pruebas realizadas en terreno superaron con creces las propuestas simuladas en cuanto a beneficio de fragmentación. Esto se atribuye a lo conservador y pesimista en los datos ingresados en el software utilizado, con el fin de darle mayor veracidad. También se tiene que el software no aplica eventos operacionales como es el caso del efecto del confinamiento (donde un taco adecuado genera una buena propagación de la energía a través del macizo provocando el fracturamiento) producido por el taco, donde un corto taco puede generar la eyección de este, solo considera que mayor cantidad de explosivo genera mayor fracturamiento. Sin embargo, ambos tipos de pruebas (simuladas y en terreno) arrojaron beneficios considerables en fragmentación, lo que lleva a concluir que la aplicación del explosivo Vistis 225 en los sectores de alta dureza es totalmente confiable y exitosa.

3.1.2. Antecedentes Nacionales

(Orihuela C. 2009)-Titulo: “DISEÑO DE UN MODELO PREDICTIVO A PARTIR DE UN ESTUDIO DE VIBRACIONES EN UNA VOLADURA EN UNA MINA MODELO”

Autor: Bach. Stefanie Marybell Orihuela Castillo - Pontificia Universidad Católica Del Perú

Objetivo General: El objetivo principal de este proyecto es poder desarrollar mediante el manejo de diferentes herramientas, un modelo predictivo que pueda ser usado como guía para futuras voladuras en la mina modelo. Sin embargo, para el logro de dicho



objetivo es importante mencionar ciertos objetivos secundarios, los cuales serán fundamentales para lograr los resultados esperados.

Conclusión: El modelo diseñado permite predecir cualquiera de las siguientes variables en cuestión: distancia (D), carga (Q) y VPP; conociendo dos de ellas y basándose en el comportamiento de las ondas vibratorias generadas por una voladura en la mina modelo.

(Bravo M. 2018)-Titulo: “OPTIMIZACIÓN DE LOS COSTOS DE CHANCADO APLICANDO EL MODELO CUNNINGHAM Y LA MALLA TRIANGULAR EQUILÁTERA PARA REDUCIR LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA CALIZA EN LA CANTERA CARACOTO”

Autor: Bach. Jesus, Bravo Mamani - Universidad Nacional De Altiplano

Objetivo General: Optimizar los costos de chancado aplicando el modelo Cunningham y la malla triangular equilátera para reducir la fragmentación de la roca caliza en la cantera Ayacucho -Caracoto.

Conclusión: Para que los fragmentos menores a 25 cm sean mayores al 80%, se tuvo que cambiar las mallas cuadrada y triangular usadas en la Cantera Ayacucho – Caracoto, por una malla triangular equilátera de 1.73 x 2.00 m. Esto, necesariamente, implicó la reducción de las mallas actuales, lo cual ocasionó un aumento en los esfuerzos de perforación y voladura con más metros a barrenar y mayor uso de explosivos. Asimismo, para que el diseño de la malla triangular equilátera sea exitoso, se predijo la curva de fragmentación que se tendría en cada zona monitoreada utilizando el modelo de Cunningham y la teoría de Kuz - Ram. De acuerdo a la proyección promedio del diseño de los disparos, los fragmentos de un tamaño de 16.80 cm serian el 80% del total del material disparado; mientras que los fragmentos de 25 cm serian menor al 95.65% del total del material disparado.



(Romero P. 2016), Titulo: “VOLADURA CON DETONADORES ELECTRÓNICOS PARA OPTIMIZAR LA FRAGMENTACIÓN Y SEGURIDAD EN EL TAJO TOROMOCHO – MINERA CHINALCO PERÚ S.A.”- UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ;

Autor: Bach. Royer Romero Paucar- Universidad Nacional Del Centro Del Perú

Objetivo General: ¿Cómo la voladura con detonadores electrónicos optimiza la fragmentación y seguridad en el Tajo Toromocho – Minera Chinalco Perú S.A.?

Conclusión: Con la mejora en la fragmentación en el Lado Oeste, la productividad de la pala mejoró en 2.1%; mientras que, en el Lado Este la pala aumenta su productividad en 7.0%, en ambos casos respecto al uso de los detonadores pirotécnicos.

3.1.3. Antecedentes Locales

(Valenzuela V. 2017), Titulo: “MEJORAMIENTO DE LAS TÉCNICAS OPERATIVAS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA REDUCIR LA DILUCIÓN EN VETAS ANGOSTAS; CASO TAJO MARIANO, UNIDAD MINERA SAN RAFAEL - MINSUR”

Autor: Bach Hans Mario Valenzuela Velarde.

Objetivo General: Reducir la Dilución Operativa en el Tajo Mariano de 34.2% a 17% en la unidad minera San Rafael, mediante la aplicación de técnicas y diseños de Perforación y Voladura.

Conclusión : Con la identificación y caracterización de las estructuras geológicas como falsas cajas, discontinuidades, fallas transversales, diaclasas y geodas que presenta la veta Mariano se ha podido calcular los parámetros geomecánicas como son el RMR de la caja techo tanto para la zona alta y baja del Tajo Mariano que presenta una categorización de $Q = 45$ que se considera roca regular con lo cual se empleó el modelo matemático de Pearse debido a los parámetros geomecánicas y de voladura que considera con respecto a



otros autores, del cual se optó por emplear dos tipos de malla de perforación según el ancho de veta las cuales fueron malla 2:2 y 2:1 en ambas optando por un Burden y Espaciamiento de 0.80 metros.

3.2. BASES TEÓRICAS

3.2.1. Caracterización de la Geomecánica Del Macizo Rocoso

3.2.1.1. Sistema de Clasificación (RQD)

El índice de calidad de roca, conocido como RQD (Deere, 1964), es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia del macizo rocoso.

El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo). La interpretación del valor del RQD se muestra en la Tabla N°10.

$$RQD = \frac{\text{Long. de pedazos de testigo} > 10\text{cm}}{\text{Longitud total de la corrida}} \times 100 = (\%)$$

Tabla 10. Clasificación de los parámetros RQD

Descripción del índice de calidad de roca	Valor del RQD
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Fuente: Clasificación geomecánica de Deere-1964

A continuación, se muestran algunas recomendaciones prácticas para el cálculo del RQD:

- ✓ La longitud de testigo no recuperada debe ser incluida en la longitud total del testigo.
- ✓ Las fracturas a lo largo del eje del testigo no deben ser consideradas como fractura y por ende no deben afectar el cálculo del RQD.



- ✓ Las fracturas o roturas por el manipuleo deben ser ignoradas.
- ✓ El RQD debe ser evaluado sobre testigos relativamente frescos (algunos pueden deteriorarse).
- ✓ Se deben considerar taladros perforados en diferente rumbo y buzamiento para tener una mejor representación del RQD.

3.2.1.2. Sistema de Clasificación RMR

Los sistemas de clasificación del macizo rocoso sustituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, el índice GSI, los sistemas RMR y Q son parámetros de entrada para muchos métodos de diseño, así como parámetro de entrada de muchos programas de modelamiento numérico. Los sistemas de clasificación geomecánica son un intento de representar con un solo valor las propiedades de resistencia de un macizo rocoso. El macizo rocoso es usualmente un material altamente anisotrópico y puede ser representado por más de un sistema de clasificación.

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski y clasifica a los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena tal como se observa en la Tabla N°11.

$$\text{RMR} = (i) + (ii) + (iii) + (iv) + (v) - \text{Ajuste por orientación de discontinuidades}$$

Tabla 11. Clasificación de los parámetros RMR

Índice RMR	Clase	Calidad del macizo rocoso
81 - 100	I	Roca muy buena
61 - 80	II	Roca buena
41 - 60	III	Roca regular
21 - 40	IV	Roca mala
< 20	V	Roca muy mala

Fuente: Clasificación geomecánica RMR de Bieniawski (1989)



En la Tabla N°12 se describe la cuantificación de cada uno de los parámetros tomados en consideración para la estimación del RMR.

Tabla 12. Valoración de los parámetros del RMR

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1976).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia de carga puntual	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este bajo rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
	Puntuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	<50 mm		
	Puntuación		30	25	20	10	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5mm espesor o juntas abiertas de 1-5mm juntas continuas	Relleno blando > 5mm o juntas abiertas > 5mm juntas continuas		
			Puntuación	25	20	12	6	0	
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna		<25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal o mayor)	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condición general	Totalmente seco		Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Puntuación		10		7	4	0			

Fuente: Guía de criterios Geomecánicos-Osinergmin

3.2.1.3. Sistema de Clasificación (Q)

El sistema Q fue desarrollado en el NGI (*Norwegian Geotechnical Institute*) por Barton, Lien y Lunde (1974), para el diseño de excavaciones subterráneas, principalmente túneles.



El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, tal como se observa en la Tabla N°13.

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

Dónde:

Q: Caracterización del macizo rocoso

J_n: Número de contactos

J_r: Número de rugosidades

J_a: Número de alteraciones

J_w: Condiciones de agua subterránea

SRF: Factor de reducción del esfuerzo

Tabla 13. Clasificación de los parámetros Q

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente Mala	0.001 – 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01-0.1
Roca Muy Mala	0.1-1
Roca Mala	1-4
Roca Regular	4-10
Roca Buena	10-40
Roca Muy Buena	40-100
Roca Extremadamente Buena	100-400
Roca Excepcionalmente Buena	400-1000

Fuente: Interpretación del índice Q (Barton, 1974)

Para el caso del Q' se considera que J_w es igual a 1 y SRF igual a 1, por lo que Q' queda definido de la siguiente manera.

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$



En la Tabla N°14 se detalla los valores de cada uno de los parámetros que influyen en la calificación del sistema Q.

Tabla 14. Valoración de los parámetros Q

ÍNDICE DE CALIDAD DE EXCAVACIÓN DE TÚNELES Q (Según Barton et al, 1974)		
DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	
A. Muy mala	0-25	1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95, 90, etc. son lo suficientemente exactos.
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	J_n	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0	
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	1. Para intersecciones emplear (3.0 x J _n)
G. Tres familias de juntas + una aislada	12	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)	15 20	2. En los portales emplear (2.0 x J _n)
J. Roca triturada terrosa		
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS	Valor (J_r)	Notas
<i>a) Contacto con las paredes</i>		
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
A. Juntas sin continuidad	4	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3	
C. Lisas, ondulantes	2	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m.
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	2. J _r =0.5 puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que éstas estén orientadas para la resistencia mínima.
G. Pulidas, planares	0.5	
<i>c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm</i>		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.		
J. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0 1.0	



DESCRIPCION	VALOR	NOTAS	
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	J_a	ϕ_r grados aprox.	
<i>a) Contacto con las paredes de roca</i>			
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	1. Los valores de ϕ_r , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si éstos están presentes.	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación.	1.0		(25° - 35°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0		(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0		(20° - 25°)
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	4.0		(8° -16°)
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>			
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)	
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)	
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)	
J. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor J_a depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0 – 12.0	(6° - 12°)	
<i>c) Sin contacto de las paredes después del corte</i>			
K. Zonas de desintegración o trituración			
L. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	6.0 8.0		
M. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0 - 12.0		
N. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6°-24°)	
O. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla			
P. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	10.0 – 13.0 6.0 – 24.0		



DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS	J_w	Presión Aprox. del Agua (Kgf/cm²)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0 - 2.5
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5 – 10.0
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5 – 10.0 >10
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 – 0.1	
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento.	0.1 – 0.05	>10
<p>1. Los factores C hasta F son estimaciones imprecisas. Aumentar J_w, si se instala drenaje</p> <p>2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.</p>		
6.FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF	
<p>a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.</p>		
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10.0	1. Reducir estos valores del SRF en un 25–50%, si las zonas de corte relevantes influyen pero no intersectan la excavación.
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).	5.0	
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).	2.5	
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)	5.0	
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	

Fuente: Guía de criterios Geomecánicos-Osinermin

3.2.2. Diseño Geomecánicos De Excavaciones

3.2.2.1. Método gráfico de estabilidad Mathews

El método gráfico de estabilidad fue inicialmente propuesto por Mathews (1981). Este método es utilizado para el dimensionamiento de los tajeos abiertos después de una voladura.



Esto ha permitido cuantificar la cantidad de dilución, estabilidad empleando el parámetro definido como Equivalente Lineal de Sobre rotura/Desprendimiento (ELOS por Clark, 1997), que intenta expresar la medición volumétrica de sobre rotura en un espesor promedio de la superficie de la pared del tajeo. Ello resulta en una curva de diseño para la “Estimación Empírica del Desprendimiento de Pared”

El método gráfico de estabilidad consiste en la determinación del número de estabilidad (N'), el cual se obtiene de la siguiente ecuación:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Modelo matemático de Mathews

Dónde: Q' = Índice de Calidad de Barton (1974), con $J_w = 1$ y $SRF = 1$

A = Factor de condición de esfuerzos

B = Factor de orientación de Estructuras

C = Factor de componente gravitacional

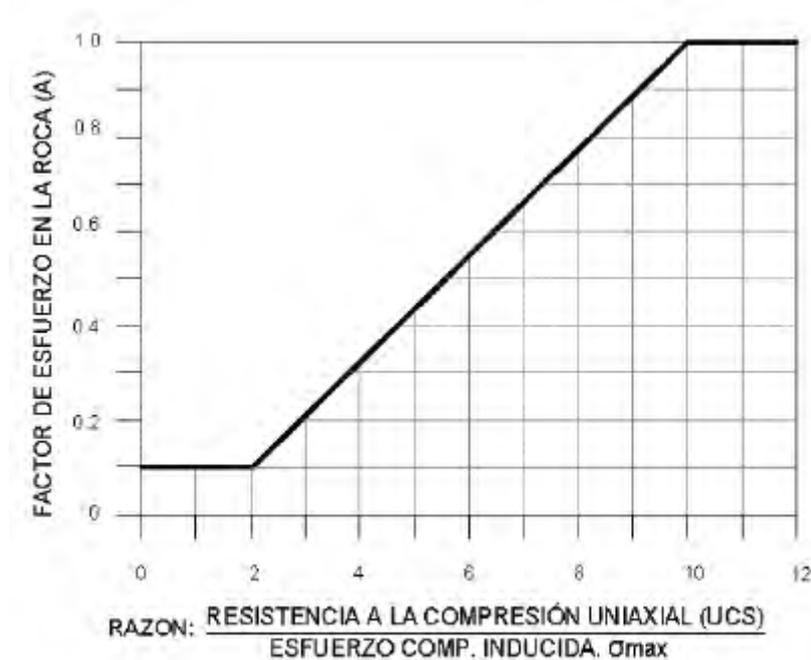
A: Factor de condición de esfuerzos: Este factor toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad de la masa rocosa. El valor A se determina de la relación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.

El factor A se establece en 1,0 si la resistencia de la roca intacta es diez (10) veces o más el esfuerzo inducido indicando que los altos esfuerzos inducidos no es un problema. El factor A se fija en 0,1 si la resistencia de la roca es dos (2) veces el esfuerzo inducido o menos, indicando que los altos esfuerzos reducen significativamente la estabilidad del tajeo

En la Grafía N°1 se muestra el Abaco para la cuantificación del factor A .



Grafica 1. Gráfico del Factor de condición de esfuerzos



Fuente: Guía de criterios Geomecánicos-Osinergmin

B: Factor de orientación de estructuras: Este factor toma en cuenta la presencia de discontinuidades con orientación desfavorable respecto a la superficie de cualquiera de las caras de un tajeo. Para determinar este factor en la cara de un tajeo, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que intercepta a la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo, con esto definiremos la curva de factor de orientación de discontinuidades por diferencia de rumbo.

En un segundo paso se determina el valor de la diferencia de buzamiento entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo el cual es ubicado en el eje horizontal, y mediante el trazo de una línea vertical se intercepta a la curva de factor de orientación obteniendo el valor de Factor de orientación “B” en el eje vertical.

Este factor indica que las discontinuidades principales orientadas a 90° de una cara de un tajeo no serían un problema para la estabilidad y el factor B tendría un valor de 1.0 (Favorable). Caso contrario, las discontinuidades orientadas a menos de 20° de la cara serán inestables, lo que significaría la falla por deslizamiento de los bloques o caída de bloques



dentro del tajeo, en esta condición se daría un valor de $B = 0.2$ (Desfavorable), Tal como se observa en la Grafica N°2.

Grafica 2. Grafica del factor de orientación de estructuras



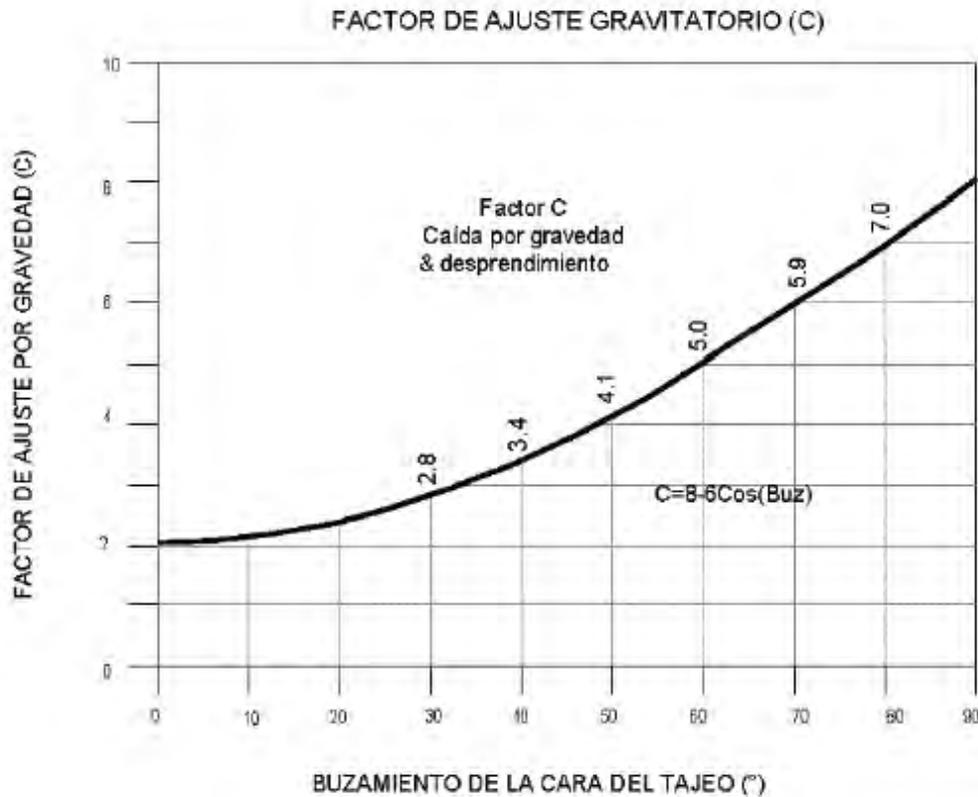
Fuente: Guía de criterios Geomecánicos-Osinergmin

C: Factor de componente gravitacional: Este valor considera la orientación de la superficie que se está analizando. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de las paredes verticales y un valor de dos (2) para los techos horizontales. Este factor refleja la naturaleza inherente más estable de una pared vertical en comparación con una pared horizontal. El factor C sugiere que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con una pared de techo horizontal.

Las curvas presentadas en la Grafica N°3, emplean un valor de $C = 8$ para el factor de gravedad para todas las paredes de la caja piso como lo propuesto originalmente por Mathews (1981).



Grafica 3. Grafica del factor de componente gravitacional



Fuente: Guía de criterios Geomecánicos-Osinermin

3.2.2.2. Radio Hidráulico

Es el área de la superficie dividida por el perímetro de la pared expuesta que se está analizando. El radio hidráulico se incrementa con un aumento del área de la superficie del tajeo, y a medida que se incrementa el valor del radio hidráulico, disminuirá la estabilidad del tajeo.

$$HR = \frac{W * H}{2W + 2H}$$

Modelo matemático del radio hidráulico

W: Longitud del tajeo (m)

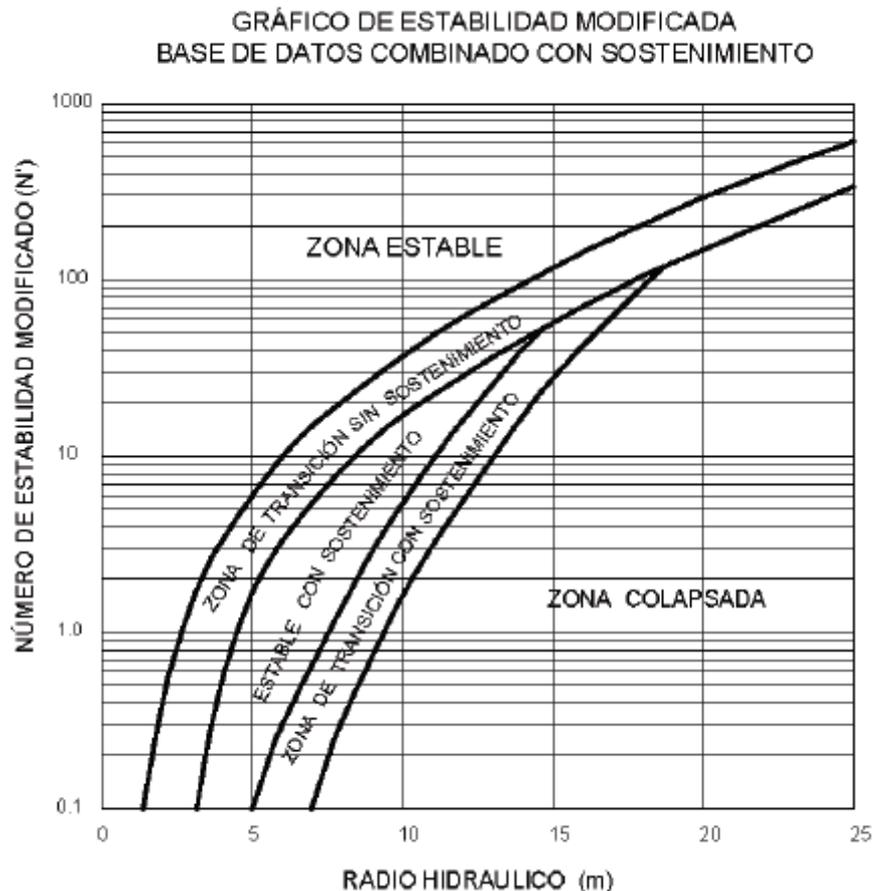
H: Altura del tajeo (m)



Usando los valores de N' (número de estabilidad) y el radio hidráulico, se puede estimar la estabilidad del tajeo a partir de la Grafica N°4. Esta grafica representa el rendimiento de tajeos abiertos observados en varias minas canadienses, que fueron tabuladas y analizadas por Potvin (1988) y actualizadas por Nickson (1992) el cual delimitó 5 zonas de estabilidad que por primera vez consideraban soporte:

- Estable
- Zona de transición sin soporte
- Estable con soporte
- Zona de transición con soporte
- Zona de hundimiento

Grafica 4. Gráfico de estabilidad de tajeos

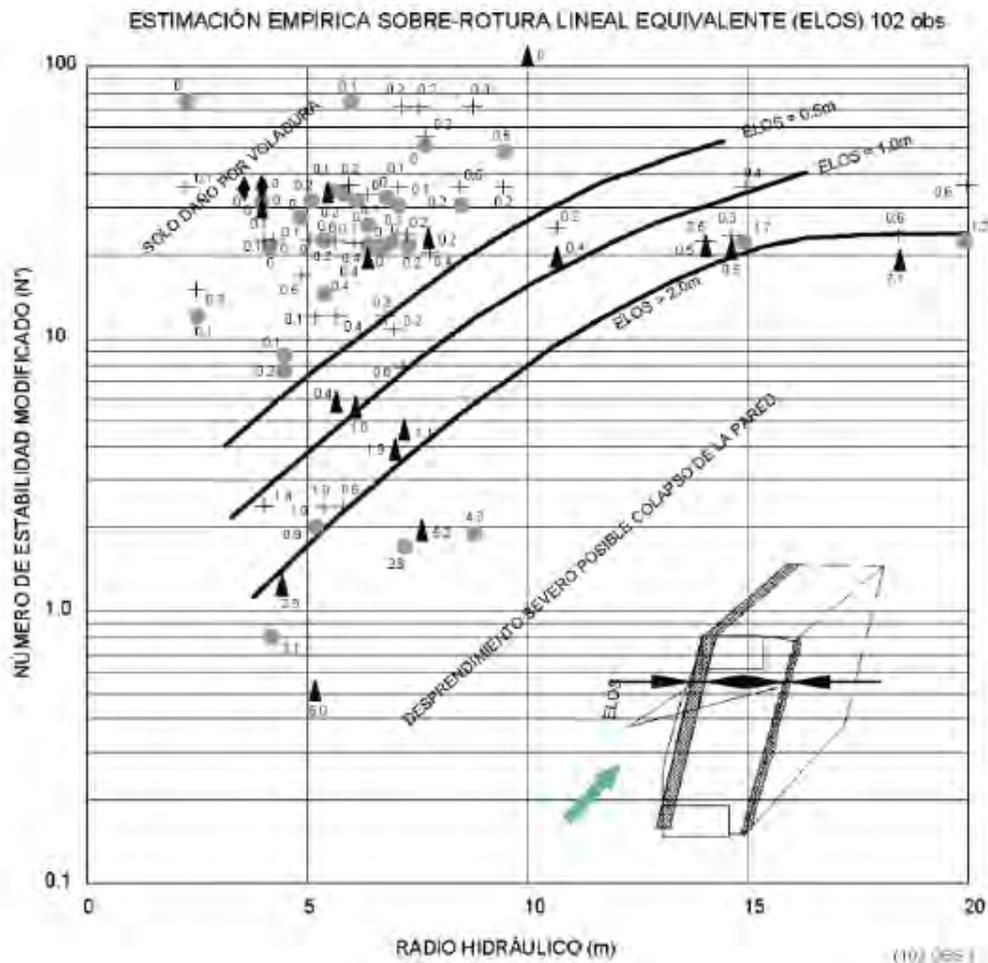


Fuente: Guía de criterios Geomecánicos-Osinermin

3.2.2.3. Método del equivalente lineal de sobre rotura (ELOS)

Investigaciones realizadas por la Universidad de British Columbia cuantificaron el grado de desprendimiento o colapso de la cara de un tajeo en estudio con el termino antes mencionado de “Equivalente Lineal de Sobre rotura/Desprendimiento” (ELOS). De esta manera se propone estimar empíricamente el radio de influencia de micro fisuras expuestas a un desprendimiento de las paredes empleando el número de estabilidad (N') y el radio hidráulico (RH) tal como se muestra en la Grafica N°5.

Grafica 5. Grafica de sobre rotura lineal en tajeos



Fuente: Guía de criterios Geomecánicos-Osinergmin

Vale la pena recalcar que la gráfica ELOS solo estima las micro fisuras expuestas a sobre rotura que se puede producir de acuerdo a la calidad de roca, tamaño del tajeo, no



toma en cuenta la sobre rotura por daños de la voladura o la sobre rotura debido al posible descaje que los subniveles pueden generar al sobrepasar la caja techo.

3.3. CARACTERIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCA

El estudio granulométrico es el modo de determinar el tamaño de las partículas y su distribución en una muestra de material fragmentado conformada por granos de diversos tamaños.

Cuando se realiza una voladura hay tres aspectos a considerar con respecto a la fragmentación, de no cuidarlos se obtienen resultados negativos:

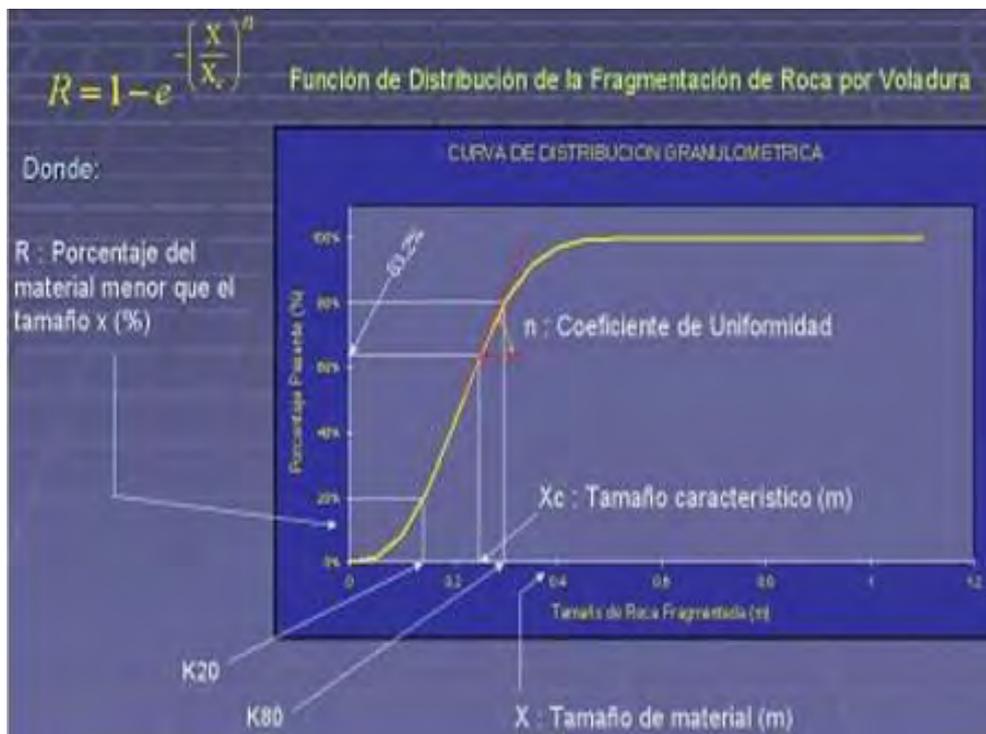
- a) Fragmentos excesivamente grandes (sobre tamaño)
 - ✓ No se puede cargar.
 - ✓ Necesita de una fragmentación secundaria (rompe banco, martillo, plasteo), lo que implica gasto y tiempo.
 - ✓ Daña el equipo debido al impacto.
 - ✓ Puede atascarse en la quebradora.
 - ✓ Puede atorarse en una malla, debe cuidarse el fajamiento.
 - ✓ La proyección de fragmentos y la formación de la pila de escombros se verá afectada.
- b) Exceso de finos.
 - ✓ Dificultad de rezagado.
 - ✓ Dispersión de polvo.
 - ✓ Desperdicio de material por mala clasificación en las mallas.
 - ✓ Lamas en procesos de concentración
- c) Variabilidad de distribución granulométrica.

El trabajo de clasificar y tratar el mineral será mucho más difícil. Hay procesos y usos del mineral que requieren de una distribución bajo ciertas especificaciones de distribución granulométrica (cotas de curva de distribución).

3.3.1. El Modelo Fragmentación De Kuz-Ram

Cada proceso de fragmentación sea por voladura, chancado o molienda produce una poli dispersión del material, conteniendo en su composición material de tamaño grueso, medio y una cierta cantidad de material fino, esta combinación puede ser caracterizado por una curva de distribución de tamaños de las partículas como se muestra en la Grafica N°6.

Grafica 6. Representación gráfica de distribución de la fragmentación



Fuente: Internet

Para la predicción del tamaño de fragmentación antes de la voladura, el modelo del Kuz-Ram generalmente es el más usado a nivel mundial. El modelo de Kuz-Ram es modelo de fragmentación empírico basado en el Kuznetsov (1973) y el Rosin & Rammler (1983) con ecuaciones modificadas por Cunningham (1987) que deriva el coeficiente de uniformidad en el Rosin & Rammler la ecuación de los parámetros de voladura,



propiedades de la roca, propiedades del explosivo y diseño de variables que son combinados en esta versión moderna del modelo de fragmentación de Kuz-Ram:

3.3.1.1. La Teoría de Rotura de Kuznetsov (1973)

En Leiva (2007), se refiere que la cantidad de rotura que ocurre con una conocida cantidad de energía de explosivo puede ser estimado usando la ecuación de Kuznetsov. La ecuación de Kuznetsov proporcionara una estimación del tamaño medio de la partícula, es decir, el tamaño tamiz por el cual pasa el 50% del total del material fragmentado que depende del tipo de roca, propiedades del macizo, carga del explosiva y propiedades del explosivo; pero no indica la cantidad de finos o rocas grandes producidas; es decir para un mismo tamaño medio puede resultar rocas con gran diámetro y polvo; Este criterio esta dado por el siguiente modelo matemático.

$$Xm = A * \left(\frac{V_0}{Qe}\right)^{0.8} * Qe^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{1090}{AWS_{explosivo}}\right)^{19/30}$$

Modelo matemático de Kuznetsov(X50)

X50: Es el tamaño medio del fragmento (cm).

V0: Es el volumen de roca quebrada por taladro(m3)

Qe: Es la cantidad de carga explosiva, la cual es equivalente a la carga en cada taladro(Kg)

A: Factor de roca o Blast Index

AWS EXPLOSIVO: Potencia absoluta por peso referente ANFO (ANFO=100)

✓ EL Factor de Roca o Constante de Roca

Según Anchorena (2015), el Factor de Roca es la variable que cuantifica el macizo rocoso para efectos de una voladura, da como resultado un número de uniformidad que indica la variabilidad de la granulometría obtenida y se obtiene mediante la interpretación de las propiedades: geológicas, físicas y estructurales del macizo rocoso. Asimismo, el



Factor de Roca es el parámetro más relevante en la teoría de Kuz-Ram que fue introducida por Claude Cunningham (1987).

La estimación del Factor de Roca se obtiene mediante la siguiente expresión

$$A=0.06*(RMD+RDI+HF)$$

Modelo matemático del Blast Index

Dónde:

A: Factor de carga o Blast Index

RMD: Descripción del macizo rocoso.

RDI: Índice de densidad de la roca.

HF: Factor de dureza.

- a) **RMD (Rock mass description):** es un número que depende de las condiciones del macizo rocoso, tal como se describe en la Tabla N°15.

Tabla 15. Valores del RMD

CONDICION DE LA ROCA EN EN MACIZO	VALOR DE RMD
Polvo o deleznable, Quebradizo, Meteorizada	10
Formación masiva (fallas con espaciamento mayor a la perforación)	50
Verticalmente fracturada (echado mayor a 30°)	JF= JPS+JPA

Fuente: Fragmentation by P.D. (Takis) Katsabanis. Department of Mining Engineering Queen's University – Kingston, 2002

En perforación las fallas reducen los rangos de penetración, y pueden apretar o trabar a los barrenos. Las rocas son propicias a sobre rotura junto a los planos de falla.

- ✓ **JF (Joint factor):** Está en función de las propiedades de la roca fallada, si es que el fallamiento vertical es menor a la distancia entre barrenos o líneas de barrenos se usa la ecuación.
- **JPS (Joint Plane Spacing factor):** Relaciona la distribución de fallas verticales con la plantilla de barrenación, tal como se describe en la Tabla N°16.



Tabla 16. Valores del JPS

ESPACIAMIENTO DE FRACTURAS - JPS	VALOR
Menores a 0.1 m	10
Entre 0.1 m a sobre tamaño	20
Entre sobre tamaño y la malla de perforación	50

Fuente: Fragmentation by P.D. (Takis) Katsabanis. Department of Mining Engineering Queen's University – Kingston, 2002

Las estructuras con espaciamiento corto tienen efectos negativos en la fragmentación como interrupción de las ondas sísmicas o de tensión, fallas de confinamiento, sopladura de barrenos por escape de gases.

Las fallas espaciadas normalmente son una ventaja, existe mejor transmisión de las ondas de tensión con mejor fragmentación y control del disparo

Por otro lado, las rocas con baja resistencia junto con espaciamiento apretado, como las lutitas y esquistos presentan buena fragmentación.

- JPA (Joint Plane Angle): Se refiere a la orientación de los planos de fallas verticales con respecto a la cara libre y las filas de barrenos Primeramente si el rumbo coincide con la cara libre y después, si coincide si el plano de falla se inclina hacia la cara o sale de esta, tal como se describe en la Tabla N°17.

Tabla 17. Valores del JPA

ORIENTACIÓN DE LOS PLANOS DE FALLA- JPA	VALOR
Buzamiento fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Buzamiento hacia la cara	40

Fuente: Fragmentation by P.D. (Takis) Katsabanis. Department of Mining Engineering Queen's University – Kingston, 2002



b) **RDI (Rock Density Influence):** Como ya se había dicho, la densidad es un referente de la porosidad de la roca y por tanto de su capacidad de fragmentarse, también de la capacidad de despejar una cara libre por la capacidad de su desplazamiento.

$$RDI = (25 * \rho_r) - 50$$

ρ_r : Densidad de roca en gr/cc

c) **HF (Hardness Factor-Factor de Dureza):** Las propiedades mecánicas de la roca son medibles y parámetros como el módulo elástico las describen muy bien. El factor de dureza considera el módulo elástico y la resistencia a la compresión simple (UCS), para rocas débiles el UCS es casi insignificante y por tanto no es necesario medirlo, el módulo elástico puede ser fácilmente obtenido de las velocidades de onda en la roca. En ocasiones es difícil determinar estas propiedades, así que se pueden usar tablas en campo.

Tabla 18. Valores del HF (Factor de Dureza)

Factor de Dureza - HF	VALOR
E<50 GPa	E/3
E>50 Gpa	UCS/5

Fuente: Fragmentation by P.D. (Takis) Katsabanis. Department of Mining Engineering Queen's University – Kingston, 2002

3.3.1.2. Teoría de distribución del tamaño (Ecuación de Rosin-Rammler)

La ecuación fue desarrollada en 1933 por Rosin y Rammler. Cuya curva de Rosin-Rammler ha sido generalmente reconocida en el proceso de minería para dar una buena descripción de la distribución del tamaño de la voladura, esta curva es definida como.

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n}$$

Modelo matemático de la ecuación de Rosin Rammler



R = Porcentaje del material menor que el tamaño X (%).

X = Tamaño del material-abertura de la malla (metros).

XC = Tamaño característico (metros).

n = Coeficiente de uniformidad

La ecuación anterior puede ser reacomodada para obtener el tamaño característico, teniéndose la siguiente formula.

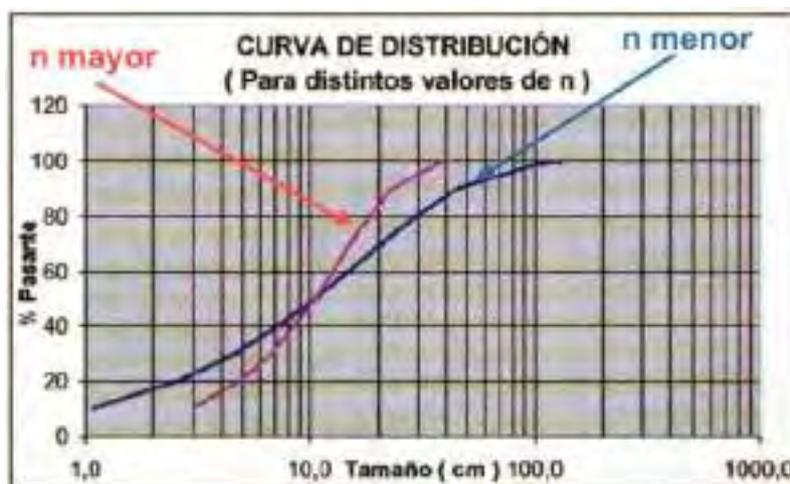
$$Xc = \frac{X}{\left[Ln \frac{1}{R}\right]^{1/n}}$$

Ya que la fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño X50 del material para el cual el 50% del material pasa, sustituimos estos valores de X = X50 y R = 0.50 en la ecuación anterior, teniéndose:

$$Xc = \frac{X50}{\left[Ln \frac{1}{R} 0.693\right]^{1/n}}$$

Esta ecuación entrega una buena descripción de la distribución de tamaños del material volado. Esta ecuación define la distribución granulométrica a partir de un punto de la curva X50, determinado por Kuznetsov y la pendiente de la línea asociada al coeficiente de uniformidad n.

Grafica 7. Grafica de la distribución granulométrica de Rosin Rammler



Fuente: Internet



✓ El Coeficiente de Uniformidad de Claude Cunningham (1987)

El valor de “n” determina la forma de la curva granulométrica por lo que valores altos indican tamaños uniformes. Por otra parte, valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos. Normalmente se desea tener la fragmentación uniforme por eso es que altos valores de n son preferidos. La experiencia de Cunningham (1987) ha sugerido lo siguiente:

El rango normal de "n" para la fragmentación de la voladura en un terreno razonablemente competente es de 0.75 a 1.5.

Valores de “n” debajo de 0.75 representan una situación de “finos y de rocas grandes”, cuando esto ocurre indica que las condiciones de la roca no permiten el control de la fragmentación a través de cambios en la voladura. Típicamente esto se origina cuando se descubre una sobrecarga en un terreno alterado. Cunningham (1987) refiere que existe una correlación entre las configuraciones del diseño de una malla de voladura y el modo de rotura. Por lo que, el exponente de uniformidad es calculada a partir de pruebas de campo y que se expresa en la siguiente ecuación.

$$n = \left(2.2 - 14 * \frac{B}{D}\right) * \left(1 - \frac{W}{B}\right) * \left(1 + \frac{\frac{S}{B} - 1}{2}\right)^{0.5} * \frac{L}{H}$$

Fuente: Fragmentation by P.D. (Takis) Katsabanis. Department of Mining Engineering Queen 's University – Kingston, 2002

Donde:

n = Coeficiente de uniformidad.

B = Burden (metros).

D = Diámetro del taladro (mm).

S = Espaciamiento (metros).

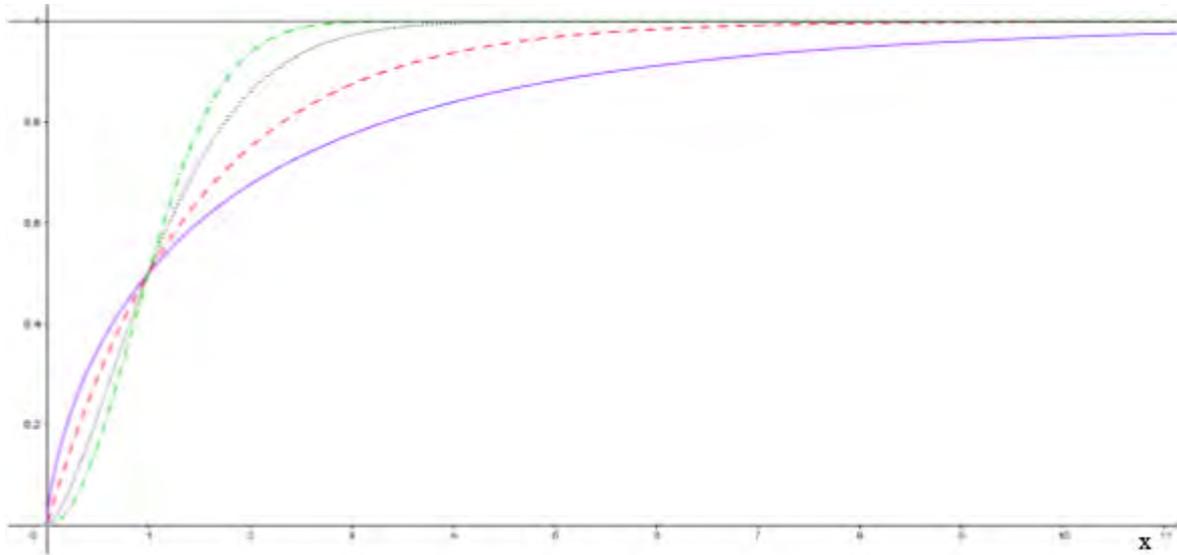
W = Desviación estándar del error de perforación (metros).

H = Altura de banco (metros).

L = Longitud de carga (metros).

En la gráfica N°8 se muestra la variación del coeficiente de uniformidad.

Grafica 8. Representación gráfica del Coeficiente de Uniformidad



Fuente: Internet

El índice de uniformidad da cuenta de la homogeneidad del material volado, a medida que aumenta el valor de n la distribución de fragmentación se presenta más homogénea.

3.4. ANALISIS ENERGETICO

La energía es la característica más importante de una mezcla explosiva. Esta energía explosiva es lo que fractura a la roca y esta almacenada como energía química y durante la detonación es liberada en energía de tensión y energía de explosión.

Es importante destacar que para saber si los resultados de una voladura son buenos o no, es necesario saber qué es lo que iba buscando cuándo se diseñó la misma. Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado.

El objetivo de una voladura es aquella en la que se buscan unos resultados en fragmentación y desplazamiento, además de no afectar a elementos ajenos a la voladura



por ello se deben tener en cuenta tres factores fundamentales que son clave en un correcto diseño y control, que son:

a) Distribución de la energía

- ✓ La energía debe ser distribuida uniformemente, para lograr un proceso de fragmentación uniforme.
- ✓ Tener presente la relación adecuada entre el diámetro del taladro y la altura de banco.
- ✓ Tener presente la relación adecuada entre el burden y el espaciamiento.
- ✓ Hacer una implementación cuidadosa del diseño de voladura.
- ✓ Perforar en ángulo si se requiere, para una mejor distribución de carga y salida de la primera fila.

b) Confinamiento de la energía

- ✓ La energía explosiva debe ser confinada el tiempo suficiente después de la detonación para establecer fragmentación adecuada y desplazar el material.
- ✓ El paso de menor resistencia del explosivo debe ser controlado.
- ✓ Los taladros deben ser cargados de acuerdo a la representación geológica del macizo rocoso.
- ✓ Usar longitud y material de taco adecuado.
- ✓ Emplear retardos exactos.

c) Nivel de energía explosiva

- ✓ El nivel de energía debe ser suficiente para sobreponerse a la fuerza estructural de la masa rocosa, y a la vez producir desplazamiento controlado.
- ✓ Determinar el nivel de energía en el grado de fragmentación y desplazamiento requerido.
- ✓ Tener presente la sensibilidad del sitio a disparar.



- ✓ Evaluar los explosivos de alta energía para condiciones especiales de terreno (burden excesivo, toes, pisos, etc.).

3.4.1. Energía de deformación elástica.

Es la energía necesaria para producir fractura en las rocas, la misma que el material almacena durante su deformación elástica hasta su punto de ruptura, entonces en la conminución debe cuantificarse las relaciones entre la energía consumida y el tamaño de fragmentos producidos u obtenidos. (Camac, A.E., 2 008)

Esta teoría plantea un análisis inverso a los métodos tradicionales, se parte de una granulometría requerida, luego evalúa la energía necesaria para obtener la fragmentación deseada y determina la cantidad de explosivo que debe entregar la energía para realizar el trabajo planteado.

$$ed = \frac{(\sigma_{td})^2}{2Ed}$$

Modelo matemático de la Energía de Deformación Elástica

ed = Energía de deformación elástica, MJ/m³

σ_{td} = Resistencia a la compresión o tracción dinámica (MPa)

Ed = Módulo dinámico de Young (MPa)

3.4.2. Energía de deformación elastica total requerida para fracturar la roca

La energía total por unidad de volumen necesaria para reducir fragmentos de rocas de un tamaño “D” a otro más pequeño de tamaño “d”, está dado por la siguiente relación matemática, según (Beke, 1964).

$$Energia\ Total = 3ed \times D^3 \times \frac{(R + 1)}{2} \quad (MJ/m^3)$$

Modelo matemático de la Energía de Total Requerida

Et: Energía requerida para fracturar la roca (MJ/m³)

ed: Energía de deformación elástica, MJ/m³

D: Tamaño de fragmento inicial (m)



R : Relación de reducción.

✓ Relación De Reducción

Se asume un cubo de roca de dimensiones iniciales “D”, simula un fragturamiento hasta que las partículas de roca almacenen una dimensión “d”. Se logra un radio de reducción “R”, equivalente al número de veces que debe fracturarse la roca para alcanzar el tamaño “d” (Camac, A.E., 2 008)

$$R = \frac{D}{d}$$

Relación de Reducción

$$D = \sqrt[3]{A \times H \times L}$$

Tamaño de fragmento inicial

Dónde:

R: Relación de reducción.

D: Tamaño de fragmento inicial (cm)

d: Tamaño de fragmento requerido (cm)

A: Ancho de tajo (m)

H: Altura de tajo (m)

L: Longitud de tajo (m)

3.5. ANALISIS DE VIBRACIONES EN VOLADURA

La sobre rotura se define como la incidencia en el daño de la roca más allá del ancho de minado proyectado. El daño por el poder del explosivo utilizado resulta en la activación de las estructuras geológicas preexistentes en el terreno como discontinuidades, fallas, falsas cajas, etc. Los daños inducidos por la voladura debilitan la roca, lo que conduce a problemas con la estabilidad cuando se continúa con la apertura del tamaño de explotación.

El daño inducido a la roca por el proceso de voladura se refiere a la onda de choque generada por la detonación de la carga explosiva la cual se propaga en forma esférica y transmite una energía vibracional al macizo rocoso. En rocas de buena calidad, la energía



de choque tiene mayor efecto sobre el daño, mientras que en rocas altamente fracturadas, la energía tiene un efecto totalmente adverso, como se muestra en la figura

La velocidad de vibraciones de partículas se relaciona frecuentemente con la habilidad para inducir fracturas recientes, a través de la relación entre la velocidad y deformación de partículas, y está también relacionada con la masa rocosa cerca a los taladros, donde el impacto de la voladura es más pronunciado. Debido a dicha relación, el análisis de la velocidad de partícula tiene la habilidad de tratar métodos para controlar el grado y extensión de estas fracturas inducidas por el proceso de voladura, sugiriendo un método de prevención más que correctivo.

La medición de vibraciones tiene como objetivo principal detectar y registrar el movimiento vibratorio de la tierra. Estas medidas deben describir de la mejor forma el evento “vibraciones”, para lo cual se requiere medir tres componentes ortogonales que definan: amplitud, velocidad y aceleración de la partícula, en función del tiempo, a continuación, se describe cada una de estas componentes:

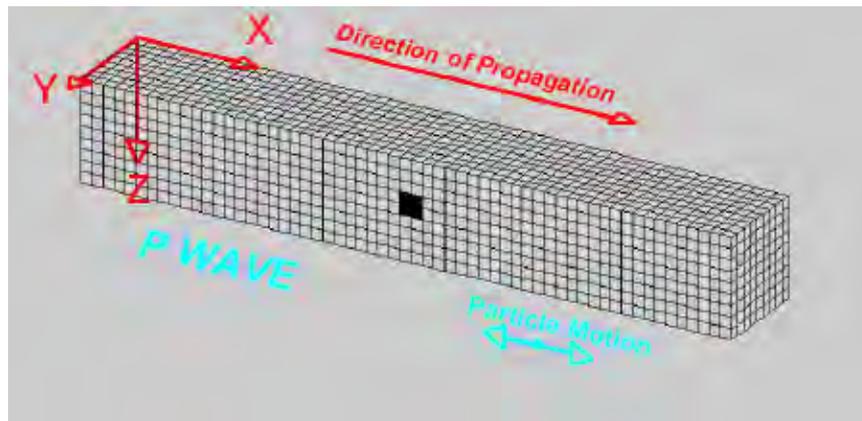
3.5.1. Onda P.

Las Ondas de presión u ondas primarias) viajan sobre una región en compresión

Las ondas P son el tipo de onda sísmica más rápida. (2000 - 7000 m / s en roca dura.

Una onda P longitudinal tiene la capacidad de moverse a través de rocas sólidas y fluidos, como el agua. Comprimen y tensan la roca por la que se mueve de la misma manera que las ondas de sonido comprimen y expande el aire, Tal como se observa en la Figura N°36

Figura 36. Ondas P (longitudinales)



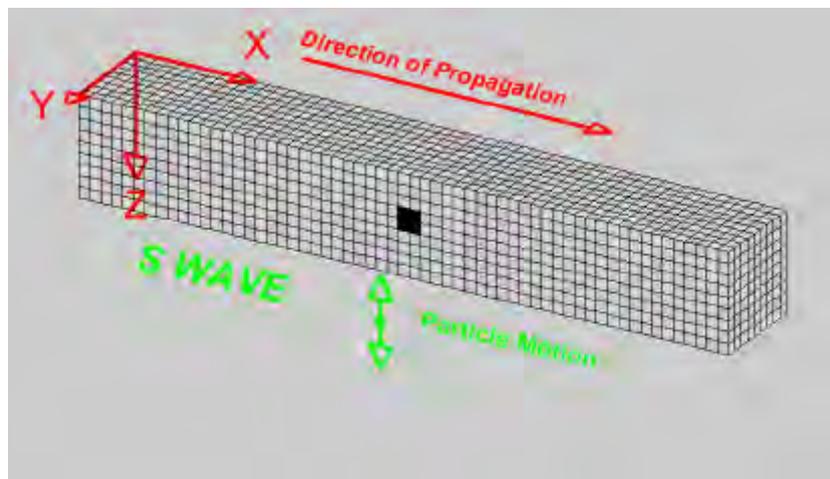
Fuente: Centro de Capacitaciones Mining Alati

3.5.2. Onda S.

Las ondas S son ondas de corte transversales, una onda S es más lenta que una onda P y las velocidades son típicamente alrededor del 60% de las ondas P

Una onda S solo se mueve a través de roca sólida, esta onda mueve la roca hacia arriba y hacia abajo, o de lado a lado tal como se observa en la Figura N°37

Figura 37. Ondas S (Secundarias)



Fuente: Centro de Capacitaciones Mining Alati

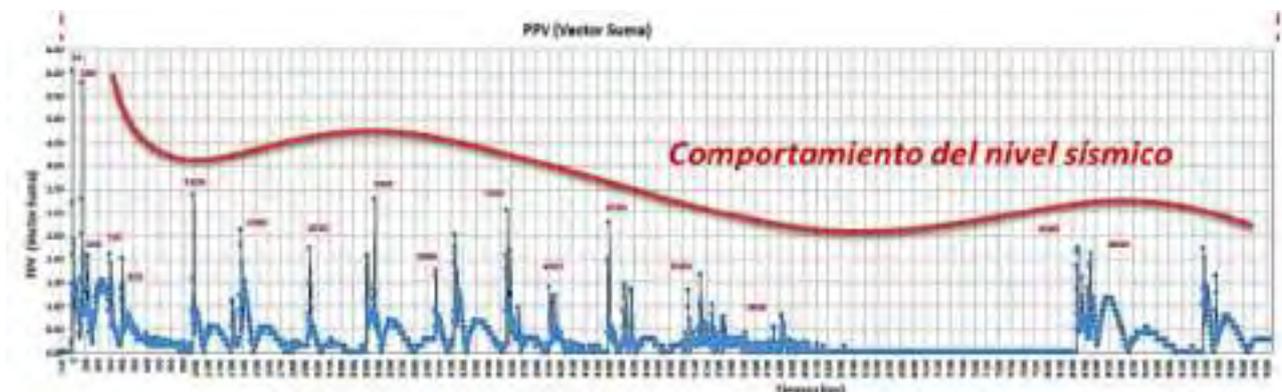
3.5.3. Efecto de las ondas P y S en la voladura.

Las ondas P y S viajan desde el taladro hasta la cara libre, tensionando la roca, creando nuevas fracturas y fisuras que darán origen a la fragmentación.

Luego que las ondas P y S llegan a la cara libre, algunas de ellas son reflejadas e incrementan los efectos de las fracturas y fisuras en la roca, por el efecto de compresión en la roca.

Las ondas P y S que viajan en dirección opuesta a la cara libre generan "vibración del suelo" o dañan la pared en la parte posterior de la voladura, estos efectos negativos, son los que debemos mitigar.

Grafica 9. Ondas Sísmicas de Voladura



Fuente: Centro de Capacitaciones Mining Alati

3.5.4. Ley de Atenuación.

La ley de atenuación nos sirve para entender cómo se comporta la propagación de la onda en distintos terrenos, identificando las variables que determinan su velocidad en un determinado lugar, dichos parámetros, como hemos visto, son la distancia, la carga (carga operante) y la amplitud (velocidad pico partícula), estas tres variables estarán correlacionados a partir de una ecuación general con variables que determinan la influencia en la velocidad pico partícula (amplitud).

Existe una fórmula genérica de la cual se han derivado otras ecuaciones más específicas, estas dependiendo del conocimiento y la *expertise* de cada investigador, dicha ecuación es la siguiente.



$$PPV = K * D^{\alpha} * Q^{\beta}$$

Donde:

PPV Velocidad Pico Partícula (Amplitud de Onda)

D: Distancia al Sensor / Voladura

Q: Carga por Retardo

K, Alpha, Beta: Coeficientes del sitio

3.5.4.1. Ecuación de Chapot.

Como concepto previo, para entender la ecuación de Chapot, es la distancia escalada, dicha distancia está relacionada directamente con la cantidad de carga operante y la distancia misma al foco de la voladura, este factor nos servirá para determinar las variables como k y alfa.

La ecuación de Chapot, viene dada por la siguiente formula:

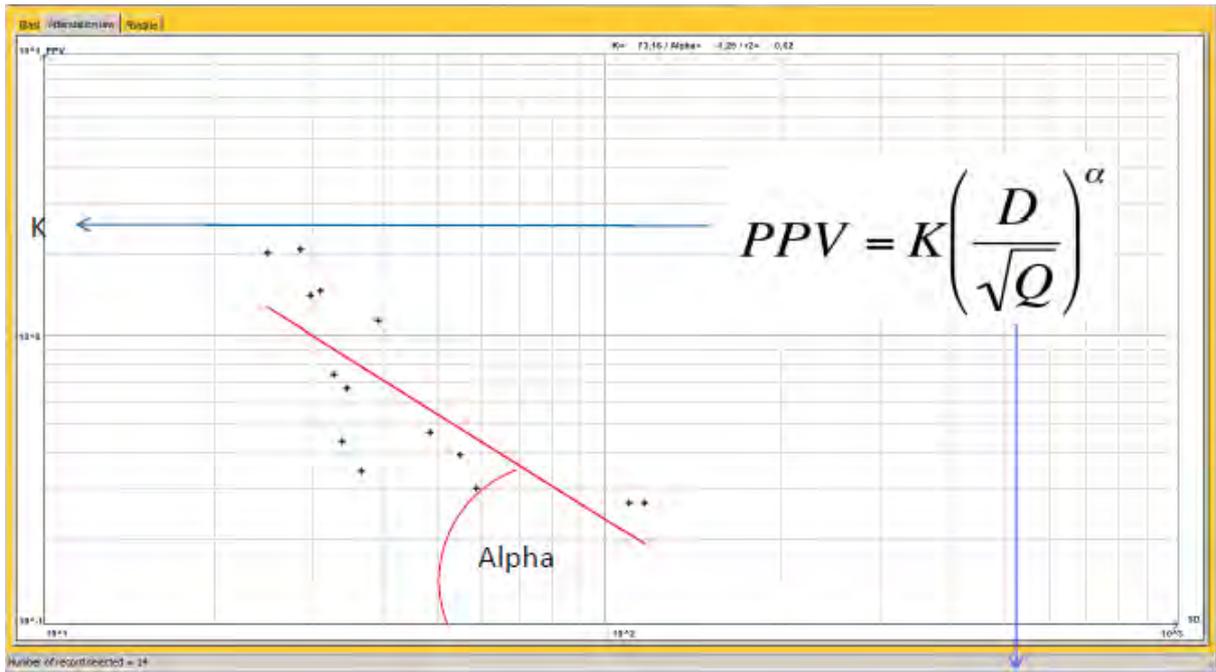
$$PPV = K \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{\alpha}$$

Donde:

- PPV: Velocidad Pico Partícula (Amplitud de onda)
- D: Distancia al Sensor / Voladura
- Q: Carga por Retardo
- K: Coeficiente del sitio
- Alpha: Coeficiente de atenuación

En el grafico N°10 se muestra la representación de cada uno de los parámetros a considerar en la ecuación de la velocidad pico partícula.

Grafica 10. Representación Gráfica del PPV



Fuente: Centro de Capacitaciones Mining Alati

3.5.5. Velocidad De Partícula Crítica (PPVcrit) Como Criterio De Diseño

En la cercanía del taladro, la vibración es muy intensa y afecta la matriz rocosa en diferentes grados de fragturamiento, a medida que se aleja del taladro, la vibración disminuirá, pero es todavía suficientemente alta para inducir la abertura y propagación de las fracturas preexistentes. Como interesa conocer hasta donde se extiende el daño en los hastiales remanentes se debe de terminar la PPVcrit. Este parámetro varía según el tipo de roca incluso debe ser determinado por dominio estructural. La PPVcrit. será empleada como criterio de diseño para minimizar los daños a los hastiales, así como optimizar los esquemas de voladura etc.

De la ley de Hooke, y asumiendo un fallamiento frágil de la roca, la velocidad de partícula

crítica, PPV Crítica, que puede resistir la roca antes que ocurra el fallamiento por tensión, se

considera la fórmula de velocidad de partícula crítica, lo cual se expresa en la ecuación



$$PPV_c = \frac{\sigma t * V_p}{E}$$

Ecuación de la velocidad pico partícula critica

PPV=Velocidad de partícula(mm/s)

V_p=Velocidad de propagación de la onda P(m/s)

σ_t=Resistencia a la tracción de la roca (Mpa)

E=Modulo de Young de la roca(Gpa)

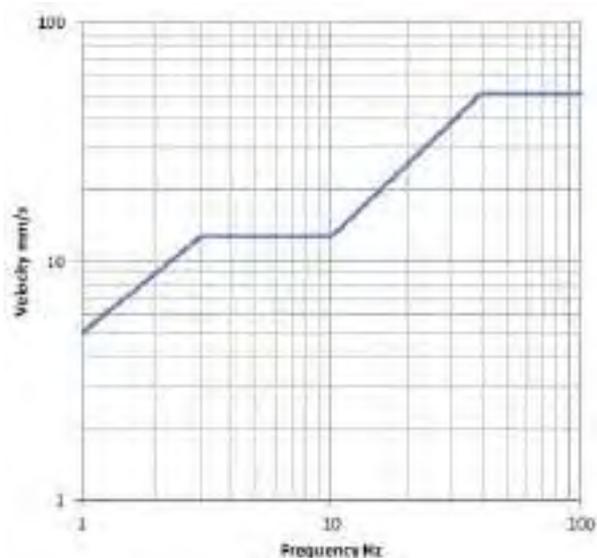
Norma US – USBM RI 8507

Los criterios de USBM (Bureau of Mines) fueron modificados para la regulación de voladura por la Oficina de Minería de los Estados Unidos (OSM)

Límites recomendados para reducir el potencial de daño de las estructuras al comparar la velocidad del suelo con su frecuencia asociada; así como se muestra en la Grafica N°11.

- 5 -12.7 mm/s @ 1 -2.6 Hz
- 12.7 mm/s @ 2.6 -10 Hz
- 12.7 -50.8 mm/s @ 10 -40 Hz
- 50.8 mm/s @ 40 -100 Hz
- <50.8 mm/s (2 pulgadas/s):

Grafica 11. Criterio US – USBM



Fuente: Mining Alati-Perforación y Voladura



3.6. DEFINICION DE TERMINOS

- **Fragmentación de roca:** Es el comienzo de un largo proceso para la recuperación del mineral. Al fragmentar la roca, esta adquiere un tamaño que hace posible su transporte (reducción de tamaño)
- **Granulometría:** Es la distribución por tamaños de las partículas después de una voladura. para conocer la distribución de tamaños de las partículas se usa el motion metrics mediante imágenes, expresado en pulgadas.
- **Aceros de perforación:** Elementos que sirven para transmitir la energía mecánica a la roca.
- **Angulo de inclinación:** Inclinación de los taladros que sirve para asegurar el espaciamiento entre taladros a perforar en el eje de perforación (fila).
- **Broca retráctil:** Elemento con diseño del faldón estriado para minimizar la desviación del taladro.
- **Cara Libre:** Es la condición física o área expuesta al ambiente que se requiere para poder dar al macizo rocoso la oportunidad de desplazamiento al momento de la detonación que es fragmentado o roto por el explosivo.
- **Carga de columna:** Carga larga y continúa de un explosivo o agente de voladura dentro de un taladro.
- **Carga operante:** Es la cantidad máxima de explosivo (Anfo, Emulsiones y Cebo) que detona dentro de una voladura por retardo espaciados a 10 metros.
- **Cebo:** Combinación de una carga explosiva y un detonador que constituye una unidad.
- **Densidad de carga:** Peso de un explosivo cargado por metro de taladro.
- **Densidad del explosivo:** Peso de un explosivo en un volumen determinado.



- **Desviación de taladro:** Taladro ejecutado que esta fuera del punto inicial planificado, la desviación es vista desde un punto de vista tridimensional pudiendo distorsionar el Burden y el Espaciamiento del diseño original.
- **Factor de Potencia:** Es la cantidad de explosivo utilizado para un determinado volumen de material roto, se expresa en (kg/tm).
- **Módulo de Young:** Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse.
- **Paralelismo:** Técnica que sirve para asegurar la simetría y mantener el burden entre filas de perforación.
- **Retardos:** Pausa de tiempo determinado entre detonaciones e impulsos de detonación para permitir la iniciación de cargas explosivas separadamente.
- **Tiros congelados:** También llamado “dead Pressing” muerte por presión. Se debe al aumento en la densidad que sufren los explosivos a consecuencia de la presión ejercida por los gases producto de la detonación de un taladro aledaño.
- **Velocidad de detonación:** Velocidad a la cual progresa la detonación a través de un explosivo.



CAPÍTULO IV

4. CONDICIONES ACTUALES, RECOLECCION Y PRESENTACION DE DATOS DE OPERACIONES DE LA COMPAÑÍA MINERA SAN RAFAEL

Para optimizar la fragmentación en la voladura de tajos, es de suma importancia evaluar nuestros parámetros que influyen en nuestra fragmentación para analizarlas y tomar acciones con el propósito de mejorar tales parámetros, implementar mejoras y así obtener una fragmentación de 6 pulgadas que es nuestro target.

4.1. Datos Geológicos Del Cuerpo San Rafael Y Veta Split_2

El cuerpo San Rafael y Veta Split_2 cuentan con una similar estructura mineralizada, en sus estructuras geológicas; tienen presencia de cajas falsas, discontinuidades, como también geodas o espacios vacíos y diaclasas; las cuales dificultan el proceso de minado sobre todo en la operación unitaria de perforación y voladura, debido al desprendimiento de las cajas producto de las ondas sísmicas producidas en la voladura, la que ocasiona caída de bancos de diferentes dimensiones, lo que conlleva a una dilución alta, inestabilidad del tajo e inseguridad.

Para un nuevo diseño de malla de perforación, se requiere identificar y caracterizar las estructuras geológicas presentes en el Tajo San Rafael y Split_2, con lo cual se disminuirá estos efectos antes mencionados.

Estas estructuras dificultan la perforación debido a que desvían y atascan la columna de perforación, lo cual tiene como consecuencia taladros desviados donde la voladura es deficiente lo que provoca una fragmentación irregular que superan un P-80 de 6in.

En las Figuras N°38,39 y 40 se visualizan todos estos problemas geológicos en el Tj4145-1900 y Tj4510-2050.

Figura 38. Presencia de geodas-Tj4145-1900



Fuente: Propia

Figura 39. Presencia de geodas-Tj4510-2050



Fuente: Propia

Figura 40. Presencia de falsas cajas-Tj4145-1900



Fuente: Propia

4.2. Datos Geomecánicos Del Cuerpo San Rafael Y Veta Split_2

Los datos Geomecánicos para la presente investigación fueron recopilados del área de geomecánica de la compañía minera San Rafael, así como los parámetros que se detallan en la Tabla 19.

Tabla 19. Parámetros Geomecánicos

Labor	Ubicación	RQD	RMR	Q'
Veta Split_02	Caja Techo	65	50	1,9
	Veta	63	51	2,2
	Caja Piso	68	55	3,4
Cuerpo San Rafael SR 34	Caja Techo	66	58	2,7
	Veta	65	50	1,9
	Caja Piso	68	53	4,7

Fuente: Área de Geomecánica-MINSUR

Según al RQD se tiene una roca regular y según al RMR es una roca de regular calidad.

4.2.1. Diseño Geomecánicos De Excavaciones

4.2.1.1. Método gráfico de estabilidad Mathews

Los valores que se necesitan para el cálculo de N' (Numero de Estabilidad de Mathews), se calcularon a partir de las características geológicas y geomecánicas de los



tajos San Rafael y Split_2 por parte del área de soporte de Geomecánica de la Compañía Minera Minsur U.M. San Rafael.

Tabla 20. Factores que intervienen en el N'

Labor	Tajeo	Q'	A	B	C	N'
Veta Split_02	TJ 4145-1900	1.9	1.0	0.3	7.4	4.2
Cuerpo San Rafael SR 34	TJ 4510-2050	2.7	1.0	0.3	5.8	4.7

Fuente: Área de Geomecánica-MINSUR

4.2.1.2. Radio Hidráulico

El radio hidráulico se calcula a partir de los siguientes datos geométricos de cada uno de los tajos tal como se observa en la Tabla N°21.

Tabla 21. Dimensiones de los Tajos

TAJO	Veta Split_02 TJ 4145-1900	Cuerpo San Rafael SR 34 TJ 4510-2050
LONGITUD	25	25
ALTURA	20	15
ANCHO	1,2	12

Fuente: Propia

En la tabla 22. se observan los valores obtenidos del radio hidráulico y el número de estabilidad de Mathews tenemos para dar lugar a la obtención del valor de sobre rotura lineal de ELOS.

Tabla 22. Resultados de Estabilidad y Sobre rotura lineal de los tajos

Labor	Tajeo	Radio Hidráulico (RH)	N'	Sobre Rotura Estimada ELOS
Veta Split_02	TJ 4145-1900	5.56	4.2	> 1
Cuerpo San Rafael SR 34	TJ 4510-2050	4.69	4.7	> 0.5

Fuente: Propia

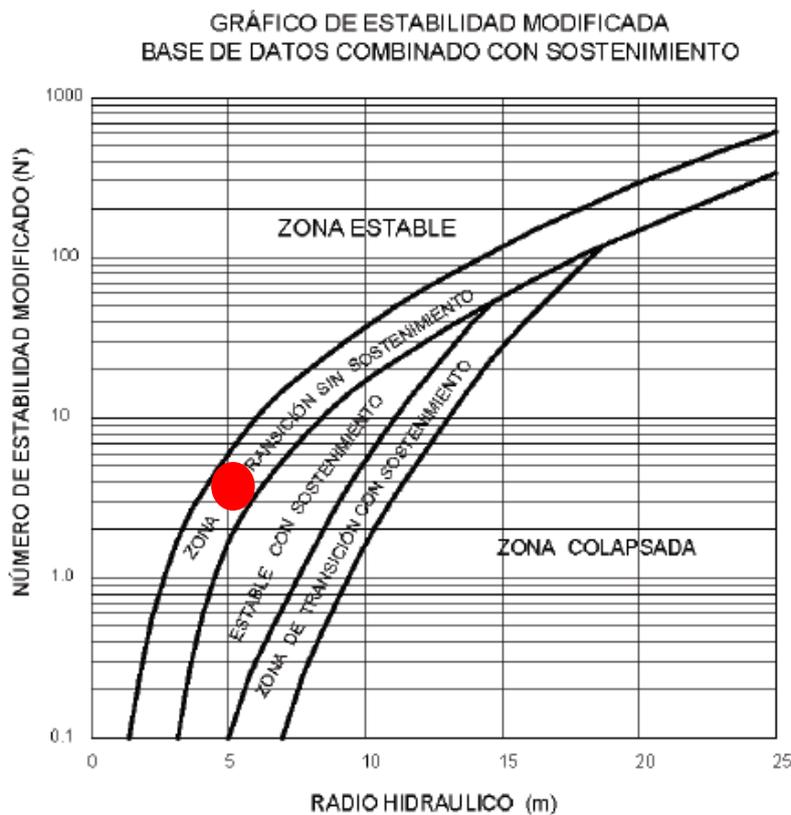


A partir de los datos del radio hidráulico y N' se puede determinar la estabilidad y sobre rotura lineal tal como se muestra en la gráfica N°12 y 13.

El Tajo Split_2 se encuentra en una zona de transición sin sostenimiento y con una sobre rotura lineal entre 1 y 2 m al estar expuesto.

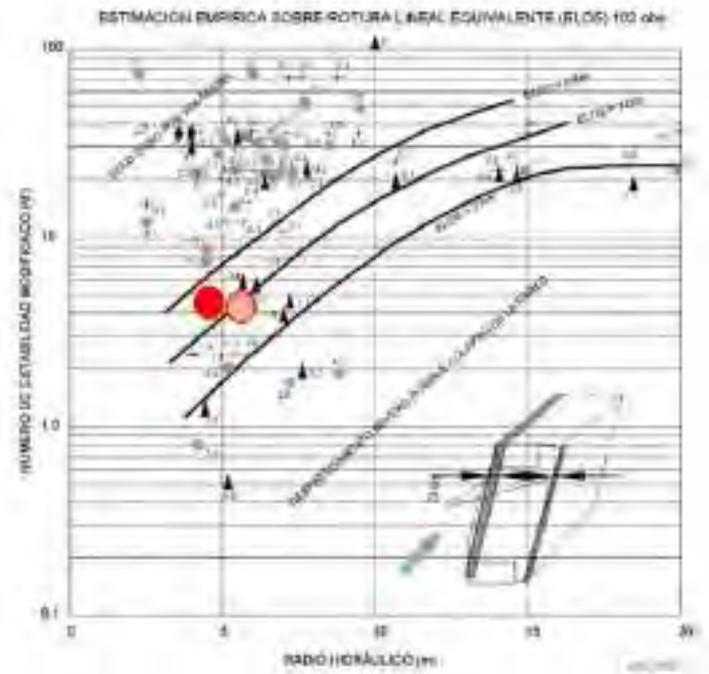
El Tajo San Rafael se encuentra en una zona de transición sin sostenimiento y con una sobre rotura lineal de 0.5 m estar expuesto.

Grafica 12. Estabilidad de los Tajos



Fuente: Propia

Grafica 13. Sobre rotura lineal equivalente (ELOS)



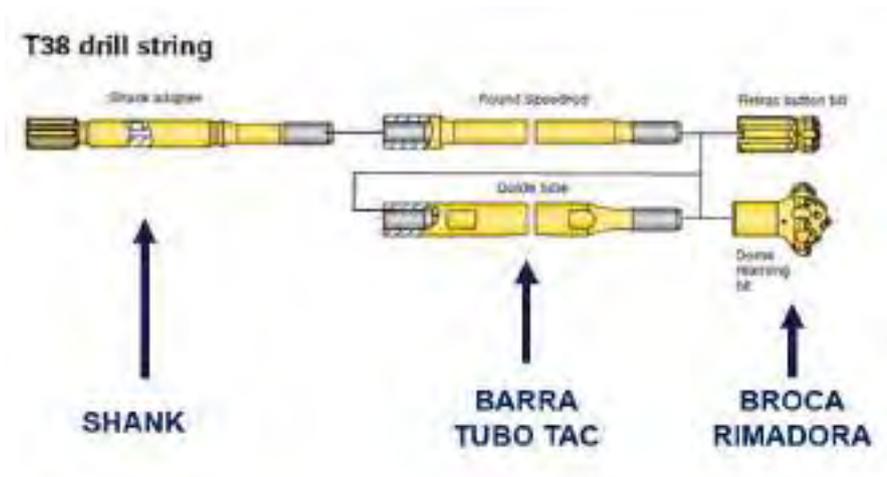
Fuente: Propia

4.3. PARAMETROS DE PERFORACION

4.3.1. Columna de perforación para Taladros largos usados

Nuestros aceros de perforación son adquiridos en un 100% de SANDVIK GROUP y consta de de una broca de 64mm, broca de 127 mm para rimados, tubo tac como tubo guía, barras de perforación de 1.2 m y un shank adapter tal como se observa en la Figura N°42.

Figura 41. Aceros de Perforación



Fuente: Sandvik Group

Actualmente los equipos de perforación vienen trabajando con brocas de un faldón normal de 64 mm y con insertos esféricos los cuales tiene insertos periféricos de 12mm y centrales de 11 mm, tal como se observa en la Figura N°42 y 43.

Figura 42. Broca con insertos esféricos



Fuente: Propia

Figura 43. Broca Rimadora de 127 mm



Fuente: Propia

4.3.2. Desviación de los taladros perforados

La variable principal a mejorar en la perforación es el porcentaje de desviación de los taladros para evitar problemas en la voladura que ocasiona obtención de bancos mayores a 20 cm hasta mayores al metro de diámetro provocando voladura secundaria, utilización de rompe bancos, campaneo de tolvas y sobre rotura de las cajas.

4.3.2.1. Factores que influyen en la desviación de los taladros

La desviación de los taladros se presenta debido a diferentes factores en la operación, los cuales son los siguientes:

a) Fuera del Taladro

- Diseño fuera del estándar de los niveles de perforación.
- Mal emboquillado.
- Stinger fuera de posición.
- Error en la lectura y selección del Angulo del taladro con el inclinómetro
- Error en la fijación de viga de avance.

En la Figura N°44 se muestra el mal uso del Stinger del equipo de perforación, teniendo como consecuencia el balanceo de la columna de perforación causando una mayor desviación en la perforación.

Figura 44. Stinger fuera de posición



Fuente: Propia

b) Factores relacionados durante la perforación

- Fuerza de avance.
- Rotación.
- Barrido de detritus.
- Percusión.



c) Dentro del Taladro

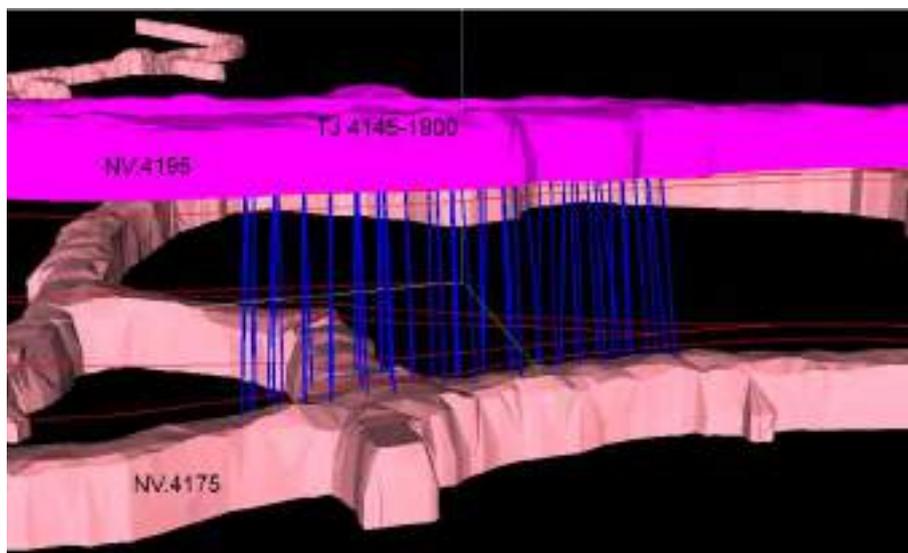
- Tipo de roca.
- Presencia de geodas.
- Fallas y grietas.
- Estructuras Geológicas.
- Maniobrabilidad del operador.

d) Factores relacionados con el equipo

- Condiciones mecánicas del equipo.
- Regulación de la Perforadora.
- Selección adecuada de aceros de perforación
- Afilado oportuno de las brocas.
- La alta temperatura origina transformaciones en el acero (picado) que son el origen de roturas. Asimismo, la mezcla de roscas gastadas y nuevas puede causar el mismo efecto.

Todos estos factores ocasionan una perforación inadecuada y como resultado se tiene un porcentaje elevado de la desviación de taladros, tal como se observa en la Figura N°45.

Figura 45. Levantamiento de la desviación de taladros del Tajo Split_2-1900



Fuente. Área de Planeamiento-MINSUR



A continuación, en la Tabla N°23 se observa el levantamiento de los taladros perforados en el Tajo 4145-1900, Veta Split_2; teniendo como un promedio de desviación del 3.54% el cual es elevado.

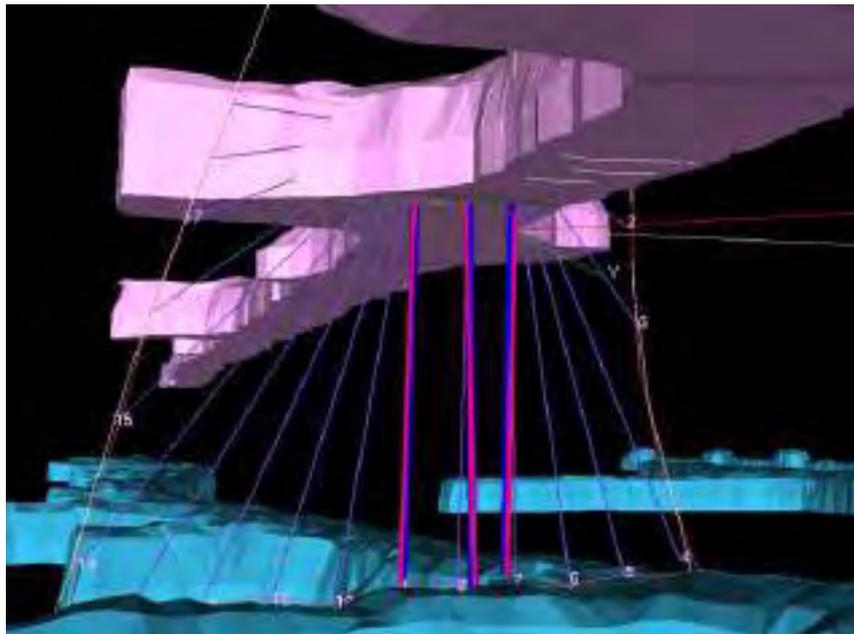
Tabla 23. Porcentaje de desviación de taladros del Tajo Split_2-1900

TJ 4145-1900- SPLIT 2 SR PANEL-01 (NIV. 4195-4175) TALADROS PER-EQUIPO-T1D-1											
IDENTIFICACION							RESULTANTES				
SEMANA NRO.	Fecha Levant.	Sección Nro.	Tal. Nro.	Nivel	Equipo	Anch.Pro m. Veta	Longitud Perforada	Long. Desv Esp	Long. Desv. Burd.	Dev. Resultante	Porcentaje de Desv. Prom.
44	02/11/2019	6	1	4195-4175	T1D-1	1,40	12,174	0,14	0,26	0,299	2,46%
44	02/11/2019	6	2	4195-4175	T1D-1	1,40	12,550	0,17	0,22	0,282	2,25%
44	02/11/2019	7	1	4195-4175	T1D-1	1,50	12,148	0,21	0,40	0,449	3,70%
44	02/11/2019	7	2	4195-4175	T1D-1	1,50	12,077	0,39	0,27	0,472	3,22%
44	02/11/2019	8	3	4195-4175	T1D-1	1,50	12,498	0,64	0,16	0,659	4,34%
44	02/11/2019	8	1	4195-4175	T1D-1	1,50	12,054	0,20	0,49	0,533	4,42%
44	02/11/2019	9	3	4195-4175	T1D-1	1,50	12,554	0,10	0,06	0,115	0,92%
44	02/11/2019	9	1	4195-4175	T1D-1	1,60	11,844	0,10	0,35	0,367	3,10%
44	02/11/2019	10	2	4195-4175	T1D-1	1,60	11,915	0,05	0,08	0,096	0,80%
44	02/11/2019	10	1	4195-4175	T1D-1	1,50	12,033	0,24	0,29	0,376	3,13%
44	02/11/2019	11	2	4195-4175	T1D-1	1,50	12,160	0,15	0,29	0,326	2,68%
44	02/11/2019	11	1	4195-4175	T1D-1	1,40	11,856	0,69	0,03	0,689	5,81%
44	02/11/2019	12	1	4195-4175	T1D-1	1,40	11,989	0,07	0,26	0,268	2,24%
44	02/11/2019	12	3	4195-4175	T1D-1	1,40	11,951	0,29	0,45	0,530	3,44%
44	02/11/2019	13	2	4195-4175	T1D-1	1,30	11,593	0,29	0,58	0,654	4,31%
44	02/11/2019	13	3	4195-4175	T1D-1	1,30	12,230	0,37	0,40	0,545	3,45%
44	02/11/2019	14	2	4195-4175	T1D-1	1,30	11,971	0,40	0,35	0,535	4,47%
44	02/11/2019	14	3	4195-4175	T1D-1	1,30	12,277	0,16	0,15	0,225	1,83%
44	02/11/2019	15	1	4195-4175	T1D-1	1,20	12,839	0,25	0,04	0,255	1,99%
44	02/11/2019	15	3	4195-4175	T1D-1	1,20	12,077	0,48	0,07	0,482	3,99%
44	02/11/2019	16	1	4195-4175	T1D-1	1,20	12,210	0,07	0,19	0,208	1,70%
44	02/11/2019	16	2	4195-4175	T1D-1	1,20	12,058	0,21	0,03	0,210	1,74%
44	02/11/2019	17	1	4195-4175	T1D-1	1,10	12,114	0,55	0,36	0,659	4,45%
44	02/11/2019	17	2	4195-4175	T1D-1	1,10	12,050	0,62	0,38	0,728	4,96%
44	02/11/2019	18	1	4195-4175	T1D-1	1,00	12,406	0,75	0,32	0,817	5,35%
44	02/11/2019	18	2	4195-4175	T1D-1	1,00	12,114	0,45	0,21	0,493	3,31%
44	02/11/2019	19	1	4195-4175	T1D-1	1,00	12,221	0,31	0,06	0,318	2,61%
44	02/11/2019	19	2	4195-4175	T1D-1	1,00	12,133	0,44	0,25	0,503	4,14%
44	02/11/2019	20	1	4195-4175	T1D-1	0,90	12,057	0,48	0,07	0,485	3,34%
44	02/11/2019	20	2	4195-4175	T1D-1	0,90	11,940	0,25	0,17	0,305	2,55%
RESUMEN SEMANA NRO. :				44		1,222	11,378	0,298	0,227	0,403	3,54%

Fuente. Área de Planeamiento-MINSUR

En la Figura N°46, se muestra el levantamiento de los taladros perforados en el Tj4510-2050, Cuerpo San Rafael; cabe recalcar que solo se levantaron los taladros que llegan al nivel inferior mas no los taladros ciegos(radiales)

Figura 46. Levantamiento de taladros del Tajo San Rafael SR 34-2050



Fuente. Área de Planeamiento-MINSUR

A continuación, en la Tabla N°24, se observa el levantamiento de los taladros perforados en el Tajo4510-2050, Cuerpo San Rafael SR34; teniendo como un promedio de desviación del 2.97% el cual es elevado.

Tabla 24. Porcentaje de desviación de taladros del Tajo San Rafael SR34-2050

TJ 4510-2050 SR-34 San Rafael (NIV. 4515-4510) TALADROS PER-EQUIPO-S7D-1											
IDENTIFICACION						RESULTANTES					
SEMANA NRO.	Fecha Levant.	Sección Nro.	Tal. Nro.	Nivel	Equipo	Anch.Pro m. Veta	Longitud Perforada	Long. Desv Esp	Long. Desv. Burd.	Dev. Resultante	Porcentaje de Desv. Prom.
41	10/10/2019	1	7	4515-4510	S7D-1	4.50	10.707	1.18	0.23	1.203	3.23%
41	10/10/2019	1	8	4515-4510	S7D-1	4.60	11.689	0.07	0.04	0.086	0.73%
41	10/10/2019	2	7	4515-4510	S7D-1	4.70	11.086	0.35	0.18	0.388	3.50%
41	10/10/2019	2	8	4515-4510	S7D-1	4.70	10.566	0.17	0.01	0.166	1.57%
41	10/10/2019	2	9	4515-4510	S7D-1	4.70	10.790	0.11	0.02	0.114	1.05%
41	10/10/2019	3	7	4515-4510	S7D-1	4.60	10.780	0.50	0.12	0.514	4.77%
41	10/10/2019	3	8	4515-4510	S7D-1	4.60	10.585	0.39	0.15	0.422	3.99%
41	10/10/2019	3	9	4515-4510	S7D-1	4.60	11.358	0.53	0.40	0.661	5.82%
41	10/10/2019	4	7	4515-4510	S7D-1	4.60	10.569	0.36	0.01	0.364	3.44%
41	10/10/2019	4	8	4515-4510	S7D-1	4.60	10.391	0.20	0.18	0.273	2.62%
41	10/10/2019	5	7	4515-4510	S7D-1	4.60	11.014	0.20	0.09	0.217	1.97%
RESUMEN SEMANA NRO. :				24		4.618	10.867	0.369	0.130	0.401	2.97%

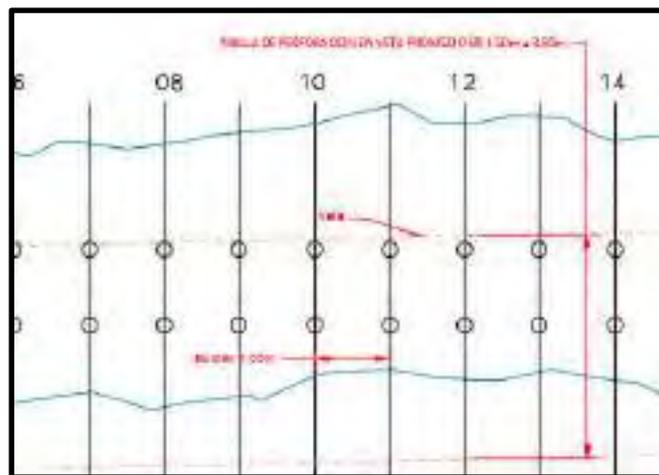
Fuente. Área de Planeamiento-MINSUR

4.4. Parámetros de Perforación y Voladura aplicados en el tajo Split_2 y San Rafael

4.4.1. Malla para Vetas Angostas

Para denominar veta angosta debe de tener una potencia de veta de 0.5 a 3.0 m, Para lo cual nuestro Tajo Split_2 tiene una Potencia de Veta de 0.80 m con un Ancho de Minado de 1.2 m tal como se observa en la Figura N°47.

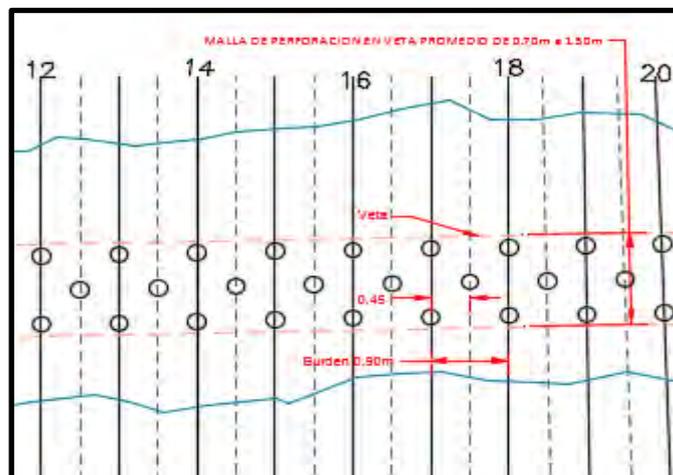
Figura 47. Malla de perforación 2:2



Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

En la Figura N°48, se puede observar una malla de perforación 2:1 ; con esta malla no se obtienen los resultados requeridos en voladura debido a la sobre carga de explosivo en una malla tan corta generando de esta manera sobre rotura, fly rocks, fragmentación irregular, inestabilidad de las cajas y dilución.

Figura 48. Malla de perforación 2:1 (ayuda)

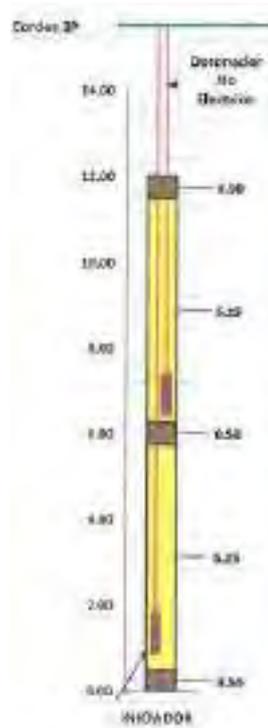


Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR



En la Figura N°49 se observa el diagrama de carguío con un taco intermedio de 50 cm el cual no es eficiente porque al usar 2 cebos esta causa en ocasiones que la onda de choque sea interrumpida, se apague o no cause los efectos requeridos al momento de la detonación produciendo tiros congelados.

Figura 49. Diagrama de carguío



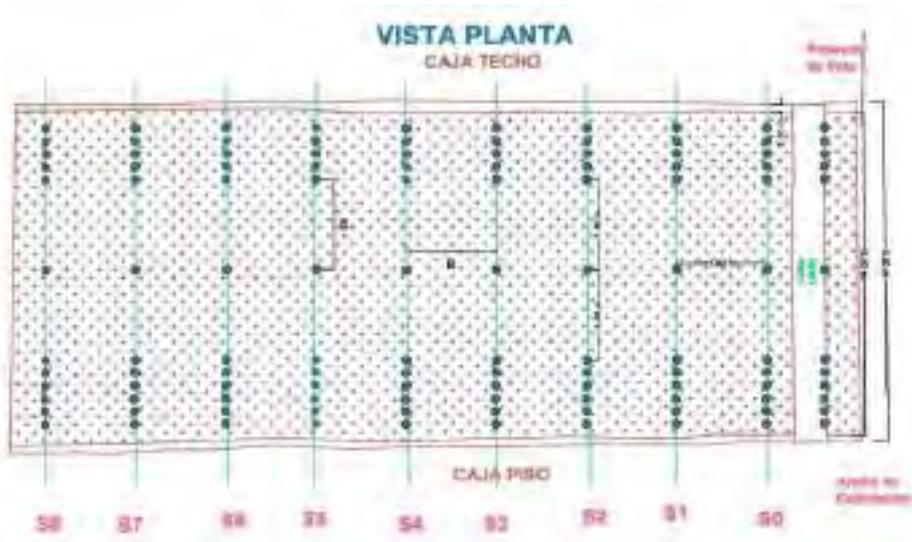
Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

4.4.2. Malla para Cuerpos mayor a 5 m de Potencia

Para denominar cuerpo mineralizado debe de tener una potencia de veta mayor a 5 m, Para lo cual nuestro Tajo San Rafael SR 34 tiene las siguiente malla tal como se observa en la Figura N°50.



Figura 50. Malla de perforación en cuerpos



Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

A continuación, se muestra la Tabla N°25; en el que se observa el factor de potencia que se tiene en las diferentes labores de explotación de la mina San Rafael, siendo el Tajo San Rafael SR34-2050 y el Tajo Split_2-1900 los tajos a prueba para esta investigación.

Tabla 25. Factor de potencia de tajos

FACTOR DE POTENCIA ANTES DE LA INVESTIGACION				
TIPO	TAJO	TON Rotas (Ton)	Explosivo (Kg)	Factor de Potencia (Kg/Ton)
Cuerpos	TJ 3750-2050 Vicente Centro Piso	9650	4979	0.52
	TJ 3825-1800 Eliana	9413	6980	0.74
	TJ 3950-1900 Cyndhi Techo	4497	2149	0.48
	TJ 3950-2000 Diagonal SR	1518	713	0.47
	TJ 4285-1500 Carmen	4602	3141	0.68
	TJ 4510-2050 San Rafael	8772	4432	0.51
TOTAL Cuerpos		38452	22394	0.57
Vetas	TJ 3950-1800 María Elena	1553	2438	1.57
	TJ 3850-1850 Jorge	3202	5253	1.64
	TJ 4145-1900 Split 2	1126	1822	1.62
	TJ 4185-1500 Mariano	1606	2343	1.46
	TJ 4224-1700 Ramal Mariano	236	381.94	1.62
TOOTAL Vetas		7723	12237.94	1.58

Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

4.4.3. Voladura

Para el diseño de voladura se emplean los explosivos que se tienen a disposición en la Unidad Minera San Rafael que son el Examon-P, Exagel-65%, Semexa-65% y como cebo se utiliza el Semexa de 80%.

En el carguío de taladros largos se utilizan diferentes tipos de explosivos, según las condiciones que presenta la roca, su dureza de la roca, diámetro del taladro, presencia de agua, etc; a continuación se detallará sus respectivas características de los explosivos.

El Examon-P es un Agente de voladura de gran versatilidad diseñado especialmente para desplegar un alto nivel de energía y alto volumen de gases logrando así una excelente fragmentación de roca. Está compuesto por una mezcla de nitrato de amonio y petróleo balanceada en oxígeno, además de contener aditivos antiestáticos que permiten el carguío neumático. Sus características se pueden observar en la Tabla N°26.

Tabla 26. Propiedades del Examon-P

EXAMON P	ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	DATOS
	Densidad Compacta	g/cm ³	0.82 ± 3%
	Velocidad de detonación	m/s	3,200 ± 200
	Presión de detonación	GPa	2.1
	Energía	KJ/kg	3.899
	RWS	%	104
	RBS	%	106
	Resistencia al agua		Nula
	Volumen de gases	l/kg	1,056.5

Fuente: Oficina técnica-Exsa

La emulsión encartuchada Emulex 45 y Exagel 65 tienen la propiedad de tener alto poder rompedor, por ende se utiliza como cebo o primera carga de columna en taladros de diámetros pequeños a intermedios, principalmente en minería subterránea. Gracias a su excelente resistencia al agua puede ser utilizada en taladros húmedos e inundados

ofreciendo buenos resultados de fragmentación. Dado el bajo nivel de gases que generan estas emulsiones. Sus características se pueden observar en la Tabla N°27.

Tabla 27. Propiedades del Exagel-65

EXAGEL-65	ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	DATOS
	Densidad Compacta	g/cm ³	1.12 ± 5%
	Velocidad de detonación	m/s	5,100 ± 200
	Presión de detonación	Gpa	8.4
	Energía	KJ/kg	4.060
	RWS	%	110
	RBS	%	150
	Resistencia al agua		Excelente
	Volumen de gases	l/kg	1,056.5

Fuente: Fuente: Oficina técnica-Exsa

La Gelatina especial Exadit 65 es un explosivo con alta velocidad de detonación lo cual proporciona una excelente fragmentación de la roca, se aplica en voladura de roca dura a muy dura, puede utilizarse como cebo para la iniciación de agentes de voladura tipo ANFO, lo cual se realiza utilizando un detonador N°8 como mínimo. Sus características se pueden observar en la Tabla N°28.

Tabla 28. Propiedades del Semexa-65

SEMEXA-65	ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	DATOS
	Densidad Compacta	g/cm ³	1.05 +/-3%
	Velocidad de detonación	m/s	3,600 +/-200
	Presión de detonación	Gpa	8.2
	Energía	KJ/kg	3,346
	RWS	%	89
	RBS	%	115
	Resistencia al agua		Nula
	Volumen de gases	l/kg	1.019

Fuente: Oficina técnica-Exsa

La Gelatina especial Semexa 80 es un explosivo con alta velocidad de detonación lo cual proporciona una excelente fragmentación de la roca, se aplica en voladura de roca como cebo o iniciador de agentes de voladura tipo ANFO, lo cual se realiza utilizando un detonador N°8 como mínimo. Sus características se pueden observar en la Tabla N°29.

Tabla 29. Propiedades del semeza-80

SEMEXA-80	ESPECIFICACIONES TECNICAS	UNIDADES	DATOS
	Densidad Compacta	g/cm ³	1.18 + 3%
	Velocidad de detonación	m/s	4,500 + 200
	Presión de detonación	Gpa	12.5
	Energía	KJ/kg	3.747
	RWS	%	99
	RBS	%	147
	Resistencia al agua		Nula
	Volumen de gases	l/kg	989

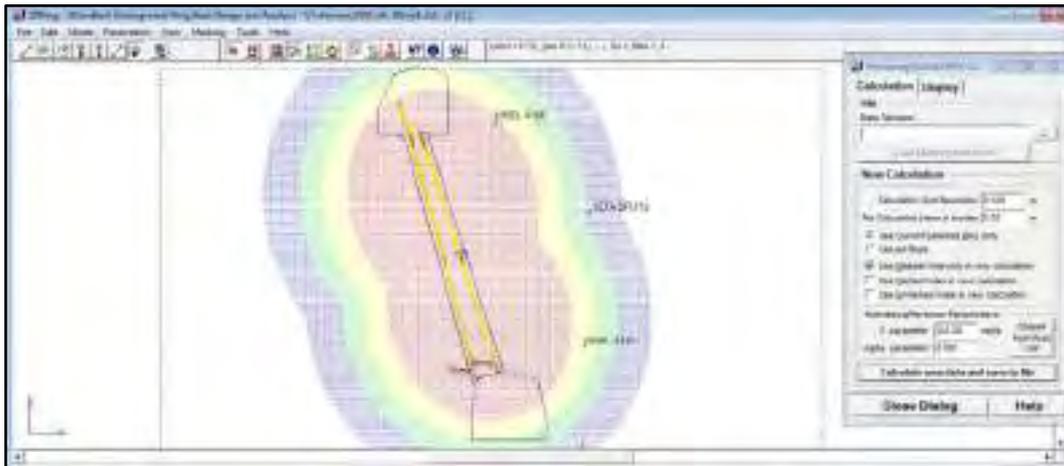
Fuente: Oficina técnica-Exsa

4.4.4. Resultados de voladura actuales

A continuación, se mostrarán los resultados actuales que se tiene en nuestra operación unitaria de voladura en cuanto a un análisis energético, velocidad pico partícula y a la fragmentación obtenida.

En la Figura N°51 se observa que el radio de influencia de las vibraciones producidas por la voladura es superior a la planeada por lo que se genera sobre rotura en las paredes del tajo, inestabilidad, difusión y contaminación de la fragmentación obtenida.

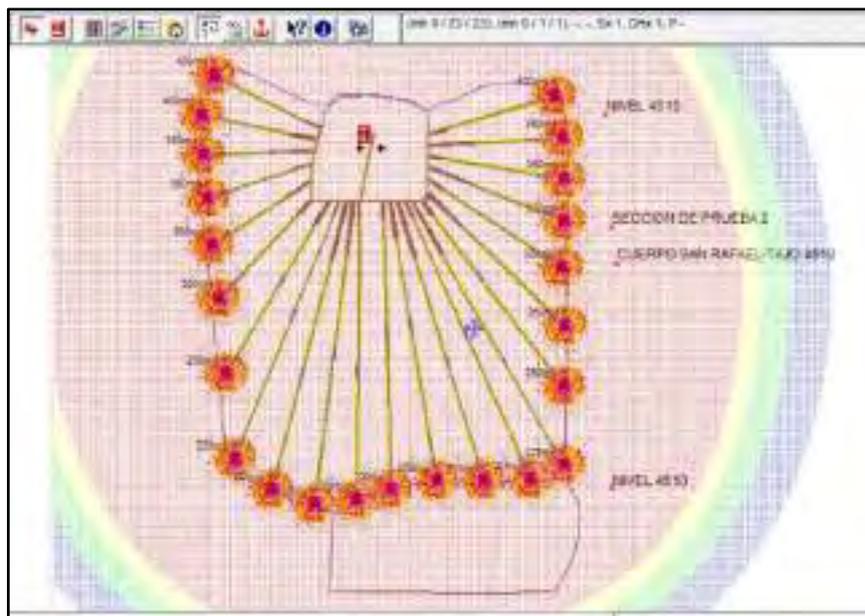
Figura 51. Área de influencia de la PPV en vetas-Tj4145, Split_2



Fuente: Propia

En la Figura N°52 se observa el área de influencia de la velocidad pico partícula en voladura de cuerpos mineralizados-Tj4510-2050

Figura 52. Área de influencia de la PPV en cuerpos-Tj4510, San Rafael



Fuente: Propia

Se observa que las vibraciones por causa de la voladura tienen un radio de influencia excesivo que generan un intenso fragturamiento en las cajas del tajo produciendo dilución, descaje de las cajas contribuyendo a una alta fragmentación, inestabilidad.

En las Figuras N°53 y 54, se observa el resultado de la fragmentación obtenida en el Tj4510 del cuerpo San Rafael.



Figura 53. Resultado de fragmentación en cuerpos



Fuente: Propia

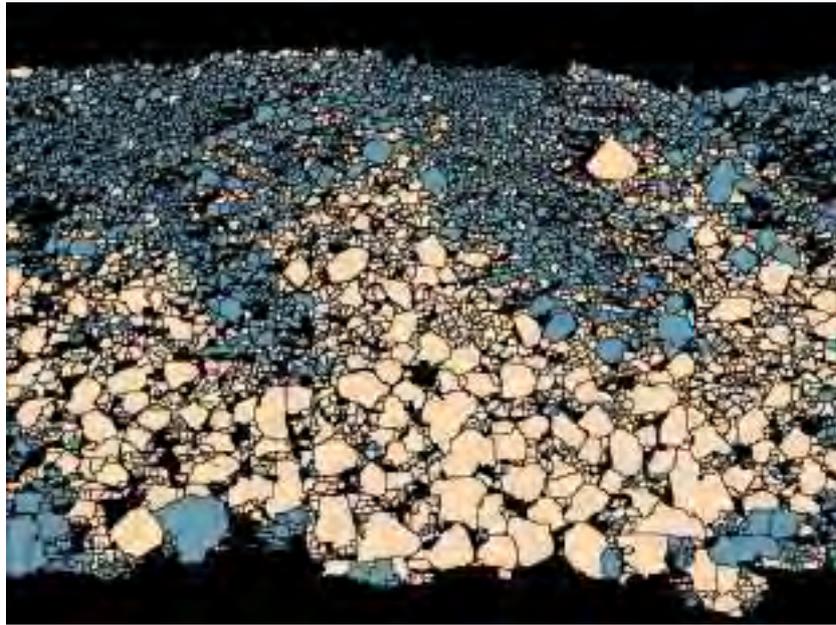
Figura 54. Resultados de fragmentación en cuerpos



Fuente: Propia

En la figura N°55 se observa el procesamiento mediante imágenes en el porta metric, este porta metric tiene incorporado el modelo matemático de Rosin Rammler para la determinación de la fragmentación.

Figura 55. Análisis granulométrico-Porta Metric



Fuente: Resultado obtenido del Porta Metric

Con el análisis del porta metric se determinó que el P-80 es de 8.86 pulgadas tal como se muestra en la Tabla N°30; siendo este resultado desfavorable que nos genera un uso excesivo de rompe bancos, dificultad en el acarreo y costos adicionales.

Tabla 30. Análisis P-80 en cuerpos

P10	1.26 in
P20	1.61 in
P30	1.77 in
P40	2.01 in
P50	3.07 in
P60	4.29 in
P70	5.94 in
P80	8.86 in
P90	14.65 in
P100	33.19 in

Fuente: Resultado obtenido por el Porta Metric

En la Figura N°56, se observa el resultado de la fragmentación irregular del Tj4145 Veta Split_2, siendo un punto crítico por una fragmentación elevada.

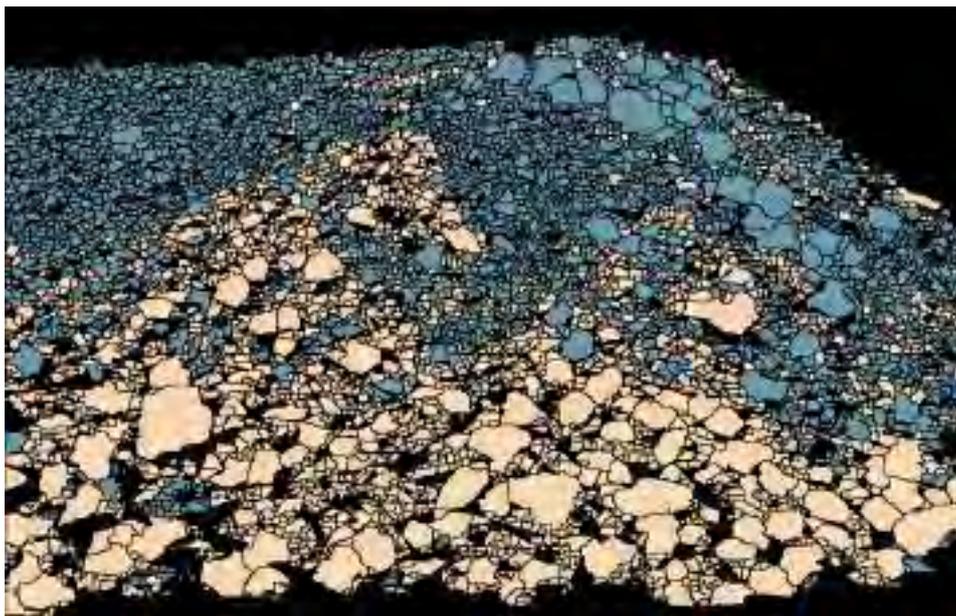
Figura 56. Resultado de fragmentación Tj 4154, Veta Split_2



Fuente: Propia

En la figura N°57, se observa el procesamiento mediante imágenes en el porta metric, este porta metric tiene incorporado el modelo matemático de Rosin Rammler para la determinación de la fragmentación.

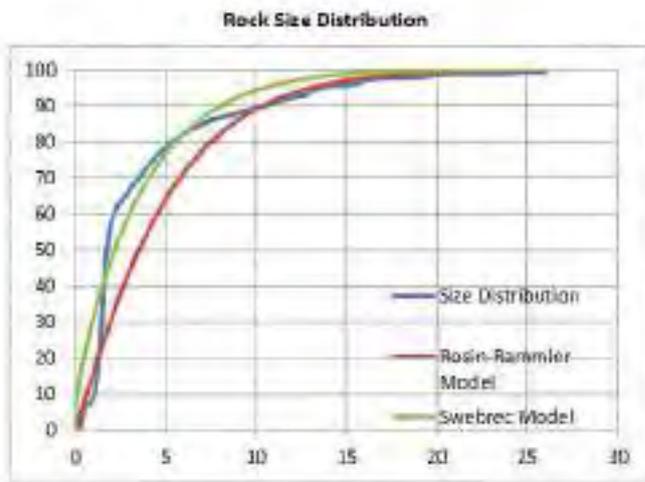
Figura 57. Análisis Granulométrico-Porta Metric



Fuente: Resultado obtenido del Porta Metric

En la Grafica N°14 se observa la curva granulométrica obtenida en la veta Split_2 del Tj 4145, el cual nos indica una irregularidad de la granulometría teniendo así polvo y bolones de gran tamaño; el sesgo o la pendiente de la curva nos determina la uniformidad de la fragmentación y esta depende del Factor de Uniformidad A, En esta voladura se tuvo un P-80 de 8.43 in. El cual está fuera de nuestro Target de 6 in.

Grafica 14. Curva granulométrica -Análisis P-80



P10	1.10 in
P20	1.34 in
P30	1.50 in
P40	3.61 in
P50	4.73 in
P60	5.17 in
P70	6.58 in
P80	8.43 in
P90	10.55 in
P100	25.98 in

Fuente: Resultado del Porta Metric

En las imágenes a continuación se observan los resultados de las voladuras actuales como la obtención de un tajo irregular, inestable, se observa un mal control de cargui de explosivo sin un diseño de carguío.

También se muestra los fly rock a causa de no utilizar un diagrama de carguío y con ello tacos generándonos una fragmentación irregular y sobre nuestro target de 6 in.

En la Figura N°58, se muestra la irregularidad e inestabilidad del tajo Split_2 después de la voladura.

Figura 58. Tajo irregular e inestable



Fuente: Propia

En la Figura N°59, se muestra el control inadecuado del carguío, teniendo así desperdicio de Anfo-p, inexistencia del uso de taco por lo que se genera desperdicio de energía explosiva, sobre rotura por exceso uso de explosivo e inestabilidad del tajo.

Figura 59. Incorrecto carguío de taladros



Fuente: Propia

En la Figura N°60, se muestra el resultado de una voladura en el Tajo Split , teniendo como resultado mineral acumulado en uno de los astiales del tajo producto de los fly rocks al no utilizar un taco .



Figura 60. Efecto del Fly Rock



Fuente: Propia

En la Figura N°61 se observa el resultado de la fragmentación obtenida en la Veta Split_2, el cual refleja un granulometria irregular y fuera de nuestro Target de 6 in.

Figura 61. Fragmentación en vetas



Fuente: Propia



En la Figura N°62, se muestra la fragmentación obtenida en el Cuerpo San Rafael; este resultado es evidentemente negativo, se observan bolones mayores de 1m de diámetro requiriéndose así voladura secundaria y uso de rompe bancos.

Figura 62. Fragmentación en cuerpos



Fuente: Propia



CAPITULO V

5. PROPUESTAS DE MEJORAS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA APLICAR EL MODELO PREDICTIVO DE KUZ-RAM

5.1. REDUCCION DEL PORCENTAJE DE DESVIACION DE TALADROS

Un punto crítico a evaluar es el porcentaje de desviación en los taladros perforados los cuales afectan significativamente en la voladura además ocasionando pérdidas de tiempo en sus correcciones, reperfuración, desgaste de aceros de perforación Toda esta cadena de resultados negativos se verá afectado positivamente con una reducción en la desviación de taladros; para ello se realizaron las siguientes mejoras operativas.

5.1.1. Uso de brocas con nuevo diseño

Para minimizar el porcentaje de desviación de los taladros se cambio el diseño de brocas a un diseño con mejores canales de barrido (retractiles), insertos balísticos con diámetros periféricos de 11mm y centrales de 10mm con un inserto en el medio tal como se muestra en la Figura N° 63.

El objetivo principal con el nuevo diseño de broca es mejorar el barrido de detritus y con esto reducir el porcentaje de desviación de los taladros.

Figura 63. Nuevo diseño de broca retráctil de 64 mm



Fuente: Propia

Este nuevo diseño de brocas tiene 6 insertos de 11mm con un Angulo de 35° y 4 insertos de 10 mm con 90°

- Faldón retráctil

Mayor rectitud del taladro

Menos riesgo de quedar atascado, especialmente en roca fisurada

Figura 64. Brocas retractiles



Fuente: Propia

5.1.2. Uso de insertos balísticos para reducir la desviación de los taladros

- Mejorar la velocidad de perforación con botones balísticos
- Botones más agresivos penetran más profundo en cada empuje
- Tasa de penetración cerca de 10% más alta
- Puede acarrear mayores costos en roca dura
- El precio es normalmente el mismo
- Más sensitivo a quiebres
- Menos volumen de protección contra desgaste

En la Figura N°65, se muestra el buen agarre en la roca que tiene el inserto balístico frente al inserto esférico.

Figura 65. Diseño de insertos esféricos y balísticos



Fuente: Propia

Los insertos balísticos tienen un mejor agarre en la roca que los esféricos, para esta investigación se optó por los insertos balísticos porque los resultados fueron mejores en cuanto al porcentaje de desviación de taladros.

En la Grafica N°15, resalta gráficamente como disminuye el porcentaje de desviación en la perforación cuando se usa una broca retráctil con un tubo guía como se usa actualmente en la U.M. San Rafael.

Grafica 15. Desviación de perforación vs costo de perforación



Fuente: SANDVIK

5.1.3. Uso de la nueva grasa para la columna de perforación (barras)

5.1.3.1. Grasa actual a cambiar - Cal Bronce (bestolife cal bronce)

Esta grasa es utilizada en la lubricación de la columna de aceros de perforación, teniendo buena adherencia en el engrasado manual en los equipos sin carrusel y en los equipos que portan el carrusel se tiene una deficiencia en la adherencia debido a la bomba de lubricación incorporada (Lubricación automática), pero esta grasa no es tan resistente a las altas temperaturas sobre todo cuando se perfora longitudes mayores de 12 m.

En la Figura N°66, se muestra la lubricación con la grasa cal bronce antes y después de la perforación, por lo que después de la perforación estas barras quedan totalmente sin lubricante y con presencia de descaste o raspones.

Figura 66. Lubricación con grasa cal bronce



Fuente: Propia

Se concluye que por la presencia de fracturas y geodas se ha presentado un desgaste mayor en los aceros realizando así perforación en vacío, fatigando la columna y también desgastando la rosca; además, el barrido se pierde en la presencia de fracturas y geodas lo cual hace que no salga por el taladro y no pueda enfriar a las barras correctamente y se sobrecalienten provocando fisuras hasta llegar a romperse las barras de perforación.

En la Figura N°67, se observa el desgaste prematuro de las barras de perforación producto de una ineficiente lubricación (el cal bronce no es resistente a altas temperaturas por fricción)

Figura 67. Desgaste prematuro de barras de perforación



Fuente: Propia

En la Figura N°68, se aprecia la ruptura de una barra de perforación por fatiga y en la otra una barra quebrada por el uso inadecuado del Stinger y presiones de trabajo inadecuadas.

Figura 68. Ruptura de barras de perforación



Fuente: Propia

5.1.3.2. Grasa Magnolia (Magnolia Drill Compound)

Es un producto especialmente desarrollado para los acoplamientos de barras de perforación. Es una grasa elaborada a base de jabón de calcio lo que le entrega una alta resistencia al lavado por agua como también incorpora un aditivo para proteger a las partes y piezas contra la corrosión. Esta grasa presenta una buena adherencia en la copa y rosca de las barras de perforación en el lubricado manual y automático,

Beneficios:

- Excelentes propiedades anti-atascamiento a altas y bajas temperaturas.
- Excelente resistencia al lavado por agua.
- Protección contra la corrosión.

En la Figura N°69, se muestra las barras de perforación bien lubricadas y el resultado después de la perforación ; por lo que se aprecia que la grasa magnolia es mucho mas resistente a la fricción, altas temperaturas y resistente al agua por lo que tiene una mayor duración es la lubricación de barras de perforación.

Figura 69. Aplicación de la Grasa Magnolia



Fuente: Propia

5.1.4. Análisis y Control de Brocas

5.1.4.1. Brocas sin afilado

Uno de los factores que afecta directamente en la desviación de perforación es la calidad de los insertos de las brocas los cuales con un afilado manual no se logra tener una calidad optima de insertos para una correcta perforación, además los insertos que resultan después de una guardia están muy desgastadas como se muestra en la Figura N°70.

Figura 70. Brocas sin afilado.



Fuente: Propia

Cuando no se controla adecuadamente el afilado de insertos de las brocas o el afilado es manual, las brocas terminan su vida útil y en algunos casos son cambiados por un

desgaste prematuro con un diámetro muy reducido por desgaste como se muestra en la Tabla N°31.

Tabla 31. Diámetro final de brocas

SIMBA T1D-2 / DIA BROCA RETRACTIL T38 / 64MM			SIMBA T1D-2 / NOCHE BROCA RETRACTIL T38 / 64MM		
N° BROCA	CODIGO DE BROCA	DIAMETRO	N° BROCA	CODIGO DE BROCA	DIAMETRO
1	I	60	1	IX	62.5
2	II	61	2	X	63
3	III	59	3	XI	61.5
4	IV	60.4	4	XII	62.9
5	V	61.5	5	XIII	61.9
6	VI	60.9	6	XIV	62.2
7	VII	61.2	7	XV	62.5
8	VIII	62	8	VII	61
PROMEDIO		60.8	PROMEDIO		62.2

Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

Figura 71. Afilado ineficiente de brocas



Fuente: Propia

En la Figura N°72, se muestra un sobre desgaste del inserto periférico de 11 mm, que no debería de pasar los 3.6 mm de desgaste pero se tiene 9mm de desgaste; este tipo de panorama hace que la broca se desgaste y no cumpla su vida útil generando costos mayores en aceros de perforación y afectando negativamente en el rendimiento de la perforación.

Figura 72. Sobre desgaste del inserto periférico de 11 mm



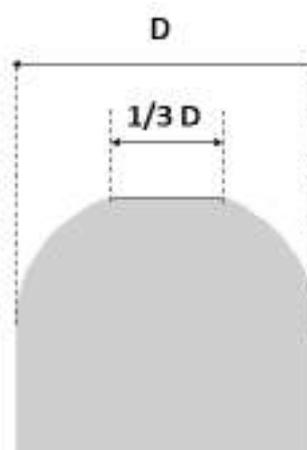
Fuente: Propia

5.1.4.2. Implementación de afiladoras Sandvik RG4-40

El afilado de brocas es esencial para la eficiencia de perforación por lo que se realiza cuando el inserto tenga un desgaste máximo de $1/3$ de su diámetro del mismo tal como se muestra en la Figura N°73, en este caso cuando nuestros insertos periféricos tengan un desgaste de 3.6 mm y los insertos centrales un desgaste máximo de 3.3 mm con una presión de 3.7-4.5 bares.

Grandes cantidades de dinero se pueden ahorrar al afilar las brocas, especialmente en condiciones de roca agresiva la vida de la broca puede aumentar tres veces.

Figura 73. Desgaste de broca



Fuente: SANDVIK

Figura 74. Afiladora RG4-40



Fuente: Propia

Se realiza las calibraciones de las brocas y control de rendimientos, las brocas se están descartando a 63 mm de diámetro, tal como se aprecia en la Tabla N°32; lo que demuestra que con un correcto control de afilado, practicas correctas de perforación, buena calibración de presiones de rotación y percusión y avance se puede lograr aumentar la vida útil de las brocas, ayudar a disminuir la desviación de taladros con brocas en excelentes condiciones con buen avance.

Tabla 32. Diámetro final de brocas con afilado

SIMBA 57D-1			RAPTOR 44			SIMBA T1D-1		
BROCA RETRACTIL T38 / 64MM			BROCA RETRACTIL T38 / 64MM			BROCA RETRACTIL T38 / 64MM		
N° BROCA	CODIGO DE BROCA	DIAMETRO	N° BROCA	CODIGO DE BROCA	DIAMETRO	N° BROCA	CODIGO DE BROCA	DIAMETRO
1	IX	63.4	1	IX	63.1	1	IX	63.8
2	X	62.7	2	X	63.6	2	XI	63.6
3	XI	63.1	3	XI	63.7	3	XII	63.4
4	XII	62.8	4	XII	64.2	4	XIV	63.2
5	XIII	63.2	5	XIII	64	5	XV	61.8
6	XIV	63.8	6	XIV	63.5	6	XV	62.2
7	XV	62.7	7	XV	64	7	XVI	63.1
8	XVI	63.3	8	XVI	64.8	8	XVI	61.9
PROMEDIO		63.1	PROMEDIO		63.9	PROMEDIO		62.9

Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

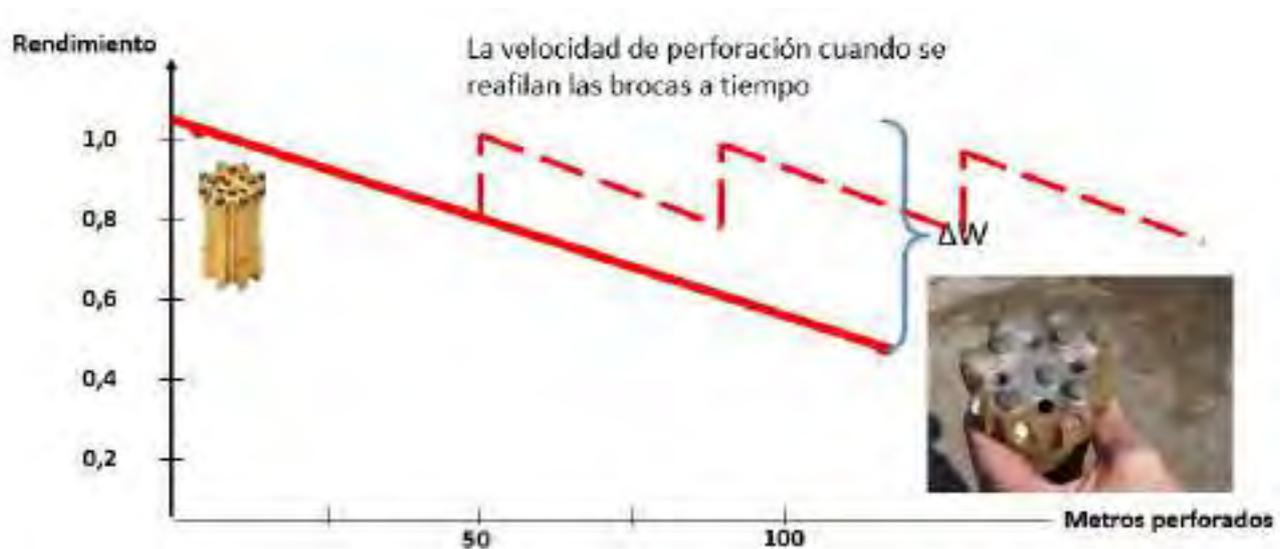
Figura 75. Brocas afiladas con la afiladora RG4-40



Fuente: Propia

El beneficio del cambio de nuestros aceros de perforación es de mucho beneficio en disminuir la desviación de taladros y sobre todo el afilado de las mismas ayudan significativamente en aumentar el rendimiento de nuestros aceros de perforación; a continuación, se muestra en la Grafica N°16, el comportamiento del afilado de brocas frente al rendimiento de metros perforados.

Grafica 16. Comportamiento del Afilado de brocas Rendimiento vs Metros perforados



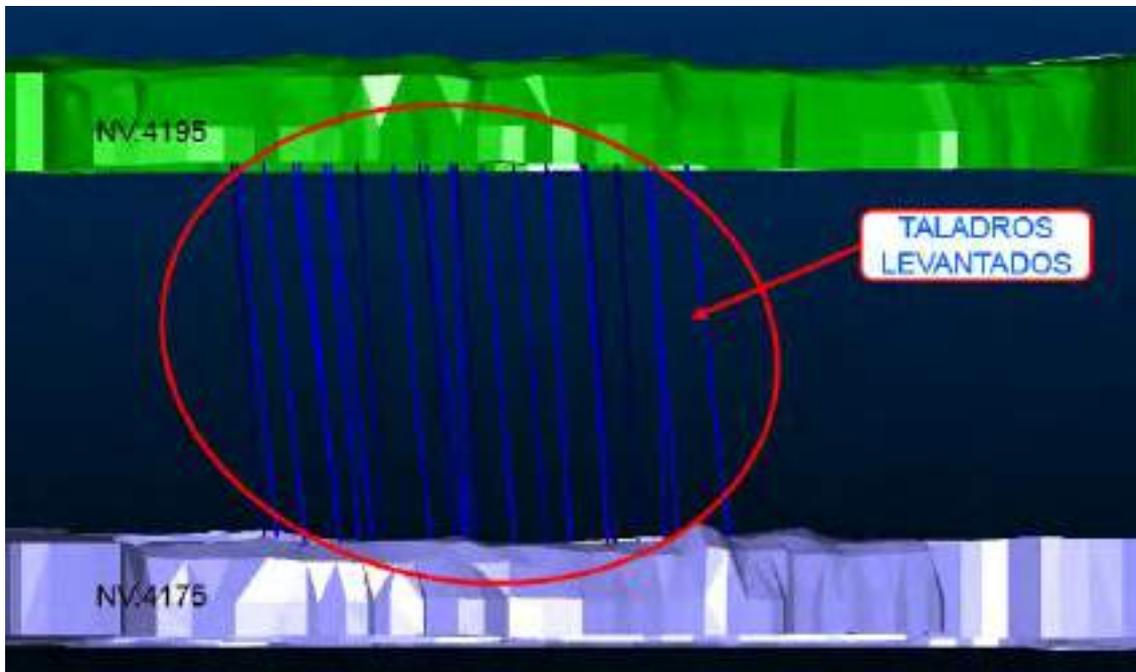
Fuente: Propia

5.1.5. Resultados en la perforación

La aplicación de las brocas con nuevo diseño, insertos balísticos, grasa magnolia y el correcto afilado de insertos se realizó en los paneles de los tajos Split_02 y San Rafael SR34 para reducir el porcentaje de desviación de taladros; donde los resultados son mejores que nuestra perforación normal por ello se siguió con más pruebas en la totalidad de tajos.

Se observa en la Figura N°76, el levantamiento de los taladros perforados con los nuevos accesorios de perforación en el Tajo Split2-4145

Figura 76. Levantamiento de taladros perforados Tj 4145-1900, Split_2



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

En la Tabla33, se muestran los resultados del levantamiento de la desviación de los taladros de la Veta Split_2 -Tj4145-1900; teniendo un porcentaje de desviación de 1.57%.



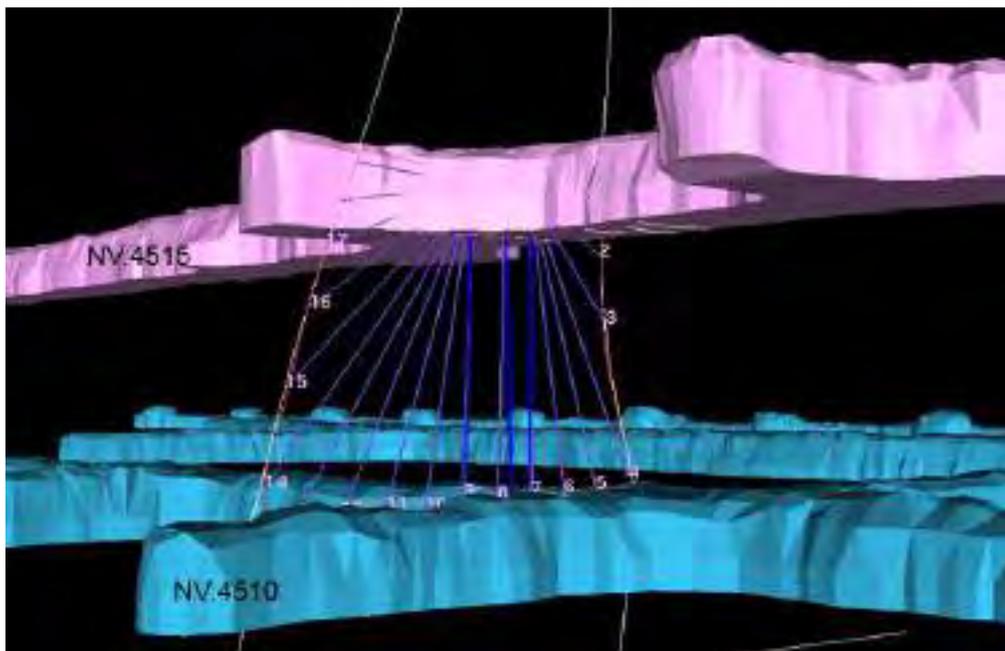
Tabla 33. Poresentaje de Desviación Tj4145-1900, Split_2

TJ 4145-1900- SPLIT 2 SR PANEL-01 (NIV. 4195-4175) TALADROS										
IDENTIFICACION					RESULTANTES					
SEMANA NRO.	Fecha Levant.	Sección Nro.	Tal. Nro.	Nivel	Anch.Prom. Veta	Longitud Perforada	Long. Desv Esp	Long. Desv. Burd.	Dev. Resultante	Porcentaje de Desv. Prom.
46	18/11/2019	14	1	4195-4175	0.90	14.381	0.06	0.13	0.137	0.95%
46	18/11/2019	14	2	4195-4175	0.90	14.163	0.45	0.04	0.453	3.20%
46	18/11/2019	15	1	4195-4175	0.90	14.405	0.02	0.06	0.060	0.51%
46	18/11/2019	15	2	4195-4175	0.90	14.135	0.12	0.08	0.141	1.00%
46	18/11/2019	16	1	4195-4175	0.90	13.939	0.13	0.14	0.189	1.35%
46	18/11/2019	16	2	4195-4175	0.90	13.593	0.28	0.03	0.280	2.06%
46	18/11/2019	17	1	4195-4175	1.00	14.097	0.15	0.08	0.169	1.20%
46	18/11/2019	17	2	4195-4175	0.90	13.307	0.22	0.07	0.236	1.77%
46	18/11/2019	18	1	4195-4175	0.90	13.850	0.04	0.07	0.079	0.57%
46	18/11/2019	18	2	4195-4175	1.00	13.718	0.01	0.02	0.018	0.13%
46	18/11/2019	19	1	4195-4175	1.00	14.053	0.09	0.24	0.254	1.81%
46	18/11/2019	19	2	4195-4175	0.90	13.732	0.38	0.32	0.497	3.62%
46	18/11/2019	20	1	4195-4175	0.90	14.256	0.10	0.02	0.101	0.71%
46	18/11/2019	20	2	4195-4175	0.90	13.811	0.06	0.11	0.128	0.93%
46	18/11/2019	21	1	4195-4175	1.00	13.841	0.42	0.29	0.506	3.66%
46	18/11/2019	21	2	4195-4175	1.00	13.951	0.20	0.09	0.224	1.60%
RESUMEN SEMANA NRO. :				33	0.931	13.952	0.170	0.111	0.217	1.57%

Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

En la Figura N77, se muestra el levantamiento de los taladros perforados en el Tj4510-2050, cuerpo San Rafael.

Figura 77. Levantamiento de Taladros en el Tajo San Rafael 4510-2050



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR



En la Tabla N°34, se muestran los resultados del levantamiento de la desviación de los taladros de Cuerpo San Rafael-Tj4510-2050 SR34; teniendo un porcentaje de desviación de 1.69%.

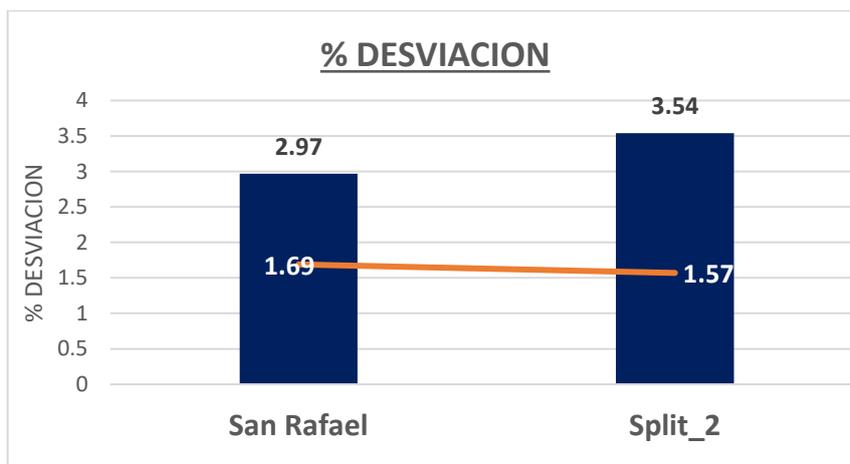
Tabla 34. Porcentaje de Desviación Tj4510-2050

TJ 4510-2050 SR-34 San Rafael (NIV. 4515-4510) TALADROS PER-EQUIPO-S7D-1											
IDENTIFICACION							RESULTANTES				
SEMANA NRO.	Fecha Levant.	Sección Nro.	Tal. Nro.	Nivel	Equipo	Anch.Pro m. Veta	Longitud Perforada	Long. Desv Esp	Long. Desv. Burd.	Dev. Resultante	Porcentaje de Desv. Prom.
46	17/11/2016	2	7	4302-4285	S7D1	7.50	15.674	0.03	0.03	0.042	0.27%
46	17/11/2016	3	7	4302-4285	S7D1	7.50	15.972	0.15	0.11	0.190	1.92%
46	17/11/2016	4	7	4302-4285	S7D1	7.50	16.129	0.22	0.13	0.260	2.62%
46	17/11/2016	4	8	4302-4285	S7D1	7.50	15.923	0.53	0.33	0.626	2.22%
46	17/11/2016	4	9	4302-4285	S7D1	7.50	16.879	0.05	0.08	0.097	1.07%
46	17/11/2016	5	7	4302-4285	S7D1	6.90	15.441	0.04	0.00	0.038	0.38%
46	17/11/2016	5	8	4302-4285	S7D1	6.90	15.432	0.21	0.34	0.405	2.62%
46	17/11/2016	5	9	4302-4285	S7D1	6.90	14.820	0.46	0.15	0.481	2.42%
RESUMEN SEMANA NRO. :				4		7.275	15.784	0.212	0.148	0.267	1.69%

Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

En la Grafica N°17, se presenta los resultados obtenidos en cada uno de los tajos en estudio en los que se aplicaron estos nuevos accesorios de perforación para reducir la desviación de taladros.

Grafica 17. Comparación del porcentaje de desviación antes/después



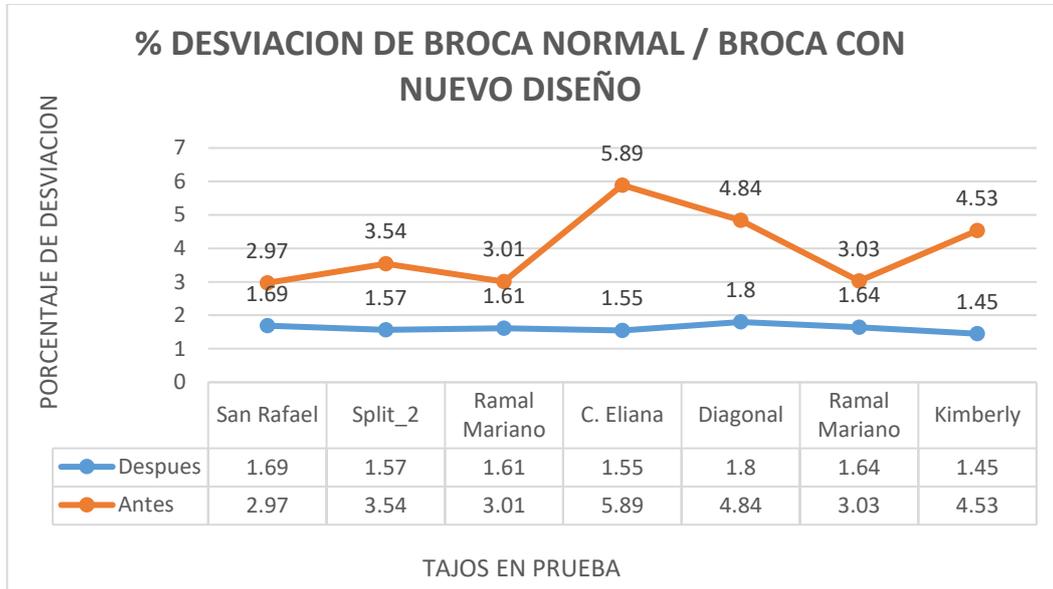
Fuente: Propia

En el grafico siguiente se observar el porcentaje en la desviación obtenido en los diferentes tajos, el índice de desviación de taladros se reduce aplicando los nuevos



accesorios de perforación lo cual se representa con la línea color azul con respecto de la naranja.

Grafica 18. Comparación de broca normal/diseño nuevo

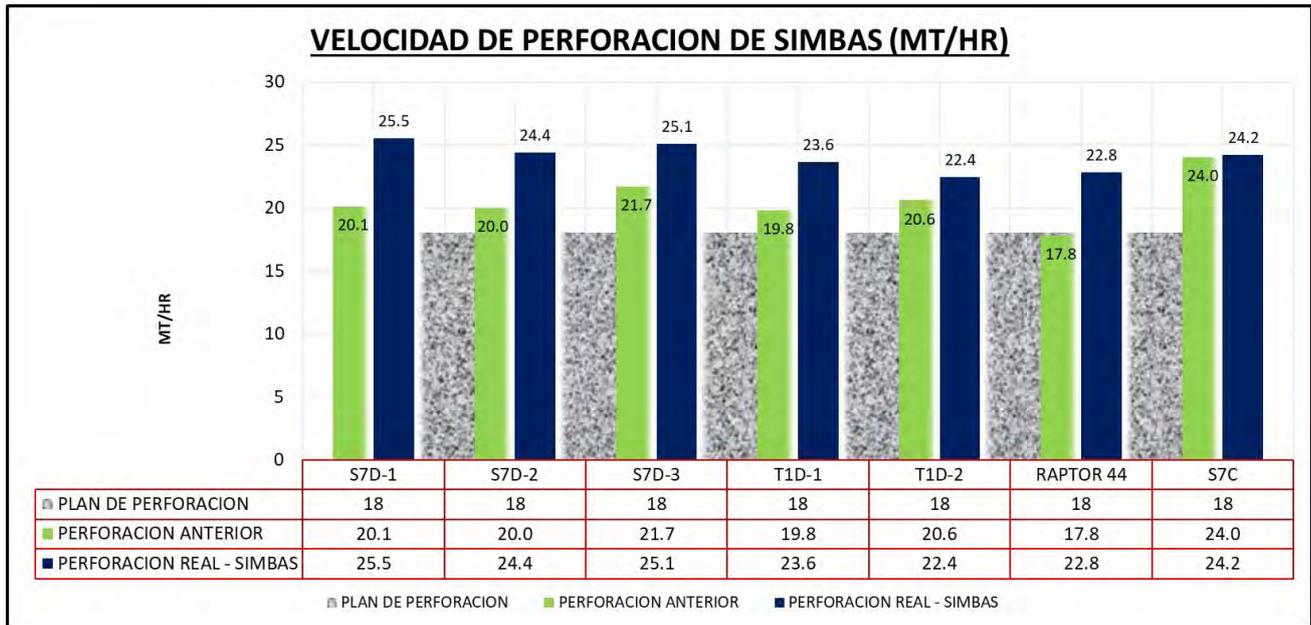


Fuente: Propia

La velocidad de perforación está determinada por el tiempo del horómetro de percusión del equipo simba más el horómetro eléctrico, nuestro target es de 18 metros por hora y con el nuevo diseño de broca se pudo mejorar el barrido de detritus haciendo que mejore nuestra velocidad de perforación como se ve en la Grafica N°19.



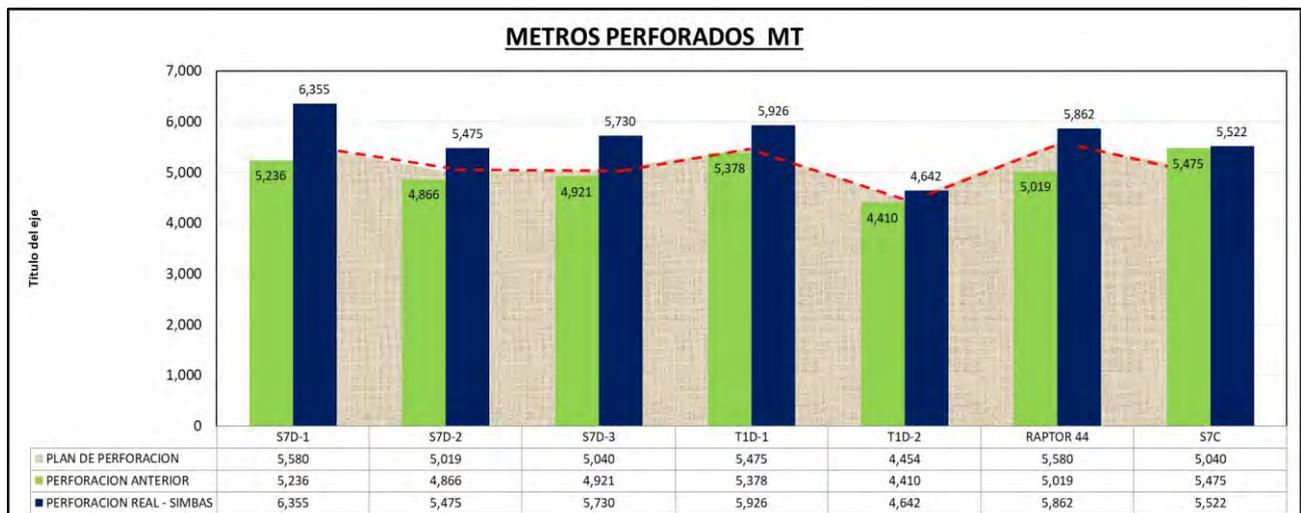
Grafica 19. Comparación de velocidad de perforación



Fuente: Propia

Con las mejoras en los aceros de perforación como la lubricación (uso grasa magnolia), afilado de brocas y uso de nuevo diseño de brocas se lograron aumentos en los metros perforados de los equipos simba como se muestra en la Grafica N°20.

Grafica 20. Comparación de metros perforados



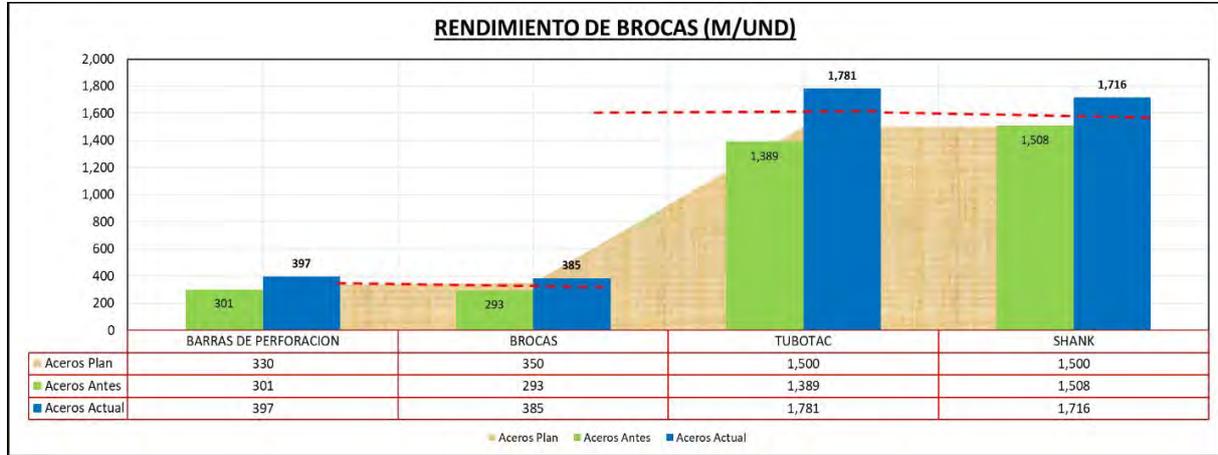
Fuente: Propia

En la Grafica N°21, se demuestra la mejora en el rendimiento de los aceros de perforación por la utilización del nuevo diseño de broca retráctil, uso de la grasa magnolia,



afilado controlado y constante de las brocas como también el control de las presiones de avance, percusión y rotación de los equipos simba.

Grafica 21. Rendimiento de brocas



Fuente: Propia

Los costos operativos en cuanto a los aceros de perforación se redujeron notablemente porque se tuvo mejoras en el rendimiento de barras de perforación, brocas, aumento de la velocidad de perforación, se muestra el costo de aceros del simba S7D-2 que estuvo en prueba usando las mejoras que se realizaron. En la Tabla N°35, se detalla el costo de aceros de perforación.

Tabla 35. Cálculo del costo de Aceros de perforación

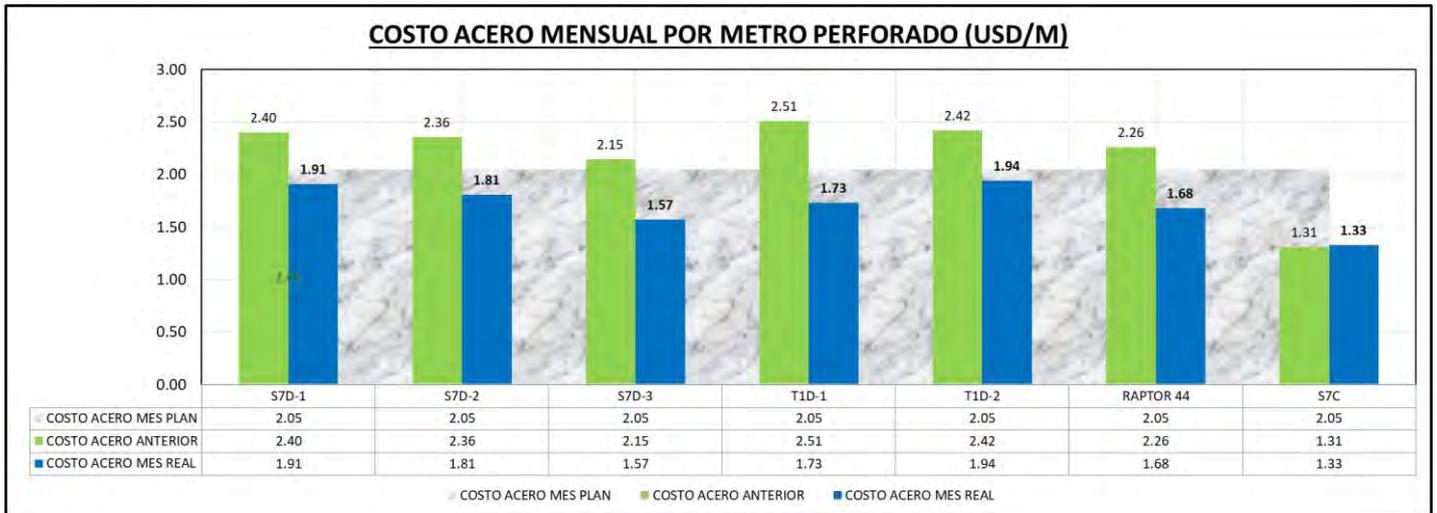
SIMBA S7D N° 2								
CODIGO	ACEROS SANDVIK	Consumo Mensual	Precio Unitario \$ USD	Precio Aceros \$ USD	Metros Acumulados	Vida Util	Metros Promedio	Costo Por Metro Perforado(\$/m)
292895	BARRA DE PERFORACION MF ROD T38/4'	15	262.8	3942	5521.2	5000	368.08	0.71
338705	TUBO GUIA RD56 T38/4'	3	705.9	2117.7	4243.2	1500	1414.4	0.50
2512441	SHANK ADAPTER COP 1838 T38/435 mm	3	222.3	666.9	4256.4	1500	1418.8	0.16
292896	BROCA BOTON RETRACT. BIT T38/64 mm	16	150.4	2406.4	5521.2	5600	345.08	0.44
2512442	BROCA RIMADORA 12° 127 MM	1	346.75	346.75				
				9479.75				1.81

Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

En la Grafica N°22, se muestra el costo de perforación de los equipos simba antes y después de aplicar las mejoras en los aceros de perforación, por lo que se obtuvo una notable reducción del metro perforado; en promedio de 0.58 US\$ por metro perforado.



Grafica 22. Costo de Aceros por equipos de perforación



Fuente: Propia

5.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN

5.2.1. Cálculo del Burden y Espaciamiento según Langerford

Para esta investigación se ha de utilizar la malla tipo dado 2:2 eliminando el taladro de ayuda para disminuir la energía excesiva del explosivo del taladro de ayuda, esta malla se aplicó en los tajos Split_02 y San Rafael, de acuerdo a los aspectos Geomecánicos, geológicos y parámetros obtenidos al reducir la desviación de perforación.

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{(dc \times PRP)}{(c \times f \times \frac{E}{B})}}$$

Ecuación de Langerford

Dónde:

D: Diámetro del taladro (mm)

PRP: Potencia relativa en peso de explosivo

C: constante de ronca (0.3+0.75 en roca media y 0.4+0.75 en roca dura)

F: Factor de fijación =1

E/B=1.25

- Corrección por emboquillado y desviación



$B = B_{max} - 2D - \% \text{ desviación} * L$ (Todos los valores en metros)

- Densidad de carga lineal

$$Dc = 0.507D^2 \times de$$

Dc: densidad de carga Kg/m

D: diámetro (pulg.)

d: densidad del explosivo (gr/cm³)

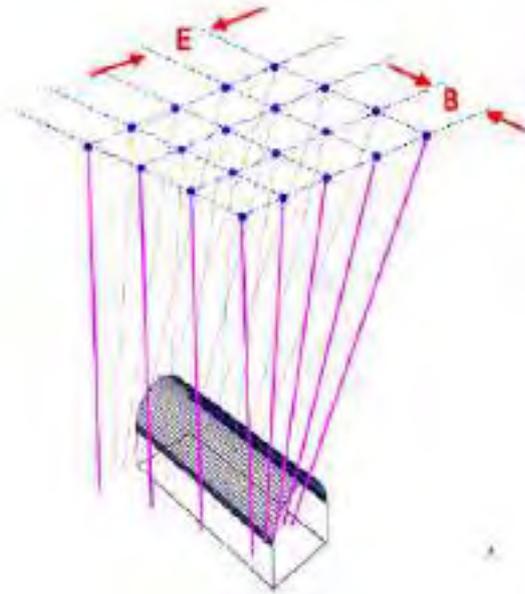
En la Tabla N°36 se detallan los parámetros utilizados para la determinación del espaciamiento y Burden según Langerford.

Tabla 36. Parámetros de perforación

CALCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO		
PARAMETROS	Split_2	San Rafael
RQD	65	66
RMR	50	58
Calidad	Regular	Regular
Constante C	1.05	1.15
Diámetro mm	64	64
Fijación	1	1
E/B	1.25	1
%Desviación	1.57	1.69
Long. Promedio(m)	12.6	10.4
Densidad de Carga Lineal	2.60	2.60
Densidad de Explosivo	0.82	1.05
B max (m)	1.56	1.75
Burden (m)	1.2	1.4
Espaciamiento (m)	0.9	1.4

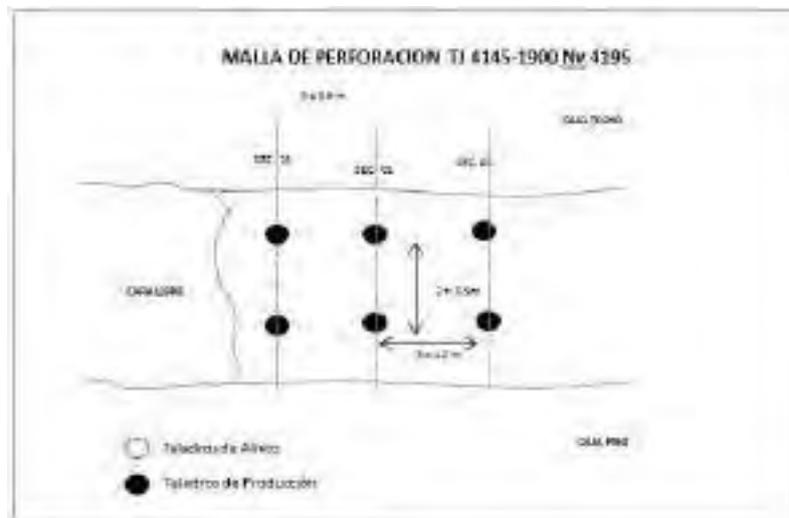
Fuente: Propia

Figura 78. Malla de perforación Tj 4510-2050 SR34



Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

Figura 79. Malla de perforación Tj 4145-1900



Fuente: Propia

5.3. CALCULO ENERGETICO

5.3.1. Cálculo de la energía de deformación elástica (Modelo matemático de Beke)

Para realizar el cálculo de la energía elástica de deformación se utiliza cargas dinámicas, dichos datos se obtuvo de la conversión de resistencias a la tracción dinámica y el módulo de Young dinámico, estos datos fueron determinados por el área de geomecánica; la fórmula está dada por:



$$ed = \frac{(\sigma_{td})^2}{2Ed} = \frac{(59.634\text{MPa})^2}{2 \times 8063.5\text{MPa}} = 0.221\text{MJ}/\text{m}^3$$

ed = Energía de deformación dinámica, MJ/m³

σ_{td} = Resistencia a la compresión o tracción dinámica (MPa)

E = Módulo dinámico de Young (MPa)

5.3.1.1. Cálculo de la energía de deformación total requerida para fracturar la roca (Energía total).

- Cálculo de la relación de reducción R

Según lo planteado en el problema de investigación la granulometría requerida al final de la perforación y voladura es de 6 pulgadas (15.24 cm).

$$R = \frac{D}{d}$$

$$D = \sqrt[3]{A \times H \times L}$$

$$\text{Energía Total} = 3ed \times D^3 \times \frac{(R + 1)}{2} \quad (\text{Ergios})$$

Et = Energía requerida para fracturar la roca(erg)

ed : Energía de deformación dinámica. (erg/m³)

D : Tamaño de fragmento inicial (cm)

R : Relación de reducción.

En la Tabla N°37, se aprecia los parámetros utilizados para la determinación de la energía total requerida en la voladura para obtener una fragmentación de 6 in.

Tabla 37. Cálculo de la energía requerida para fracturar la roca

TAJO	Veta Split_02 TJ 4145-1900	Cuerpo San Rafael SR 34 TJ 4510-2050
Energía de deformación elástica (ed), MJ/m ³	0.221	0.221
Tamaño fragmentado requerido (d), cm	15.24	15.24



Seccion a Disparar	m3/Secc	m3/Secc
Sección 1	13.60	64.94
Sección 2	15.71	68.50
Sección 3	12.38	64.06
D (Tamaño fragmentado inicial), cm		
Sección 1	238.70	401.95
Sección 2	250.45	409.16
Sección 3	231.33	400.12
Relación de reducción (R)		
Sección 1	15.66	26.37
Sección 2	16.43	26.85
Sección 3	15.18	26.25
Energía Total requerida / Sección (MJ)		
Sección 1	75.12	589.31
Sección 2	90.79	632.37
Sección 3	66.40	578.78
TOTAL	232.31	1800.46

Fuente: Propia

En la Tabla N°38, se detalla en cálculo de la energía útil del explosivo; energía que genera trabajo útil para romper la roca.

Tabla 38. Energía Útil del Explosivo (Qe)

ENERGIA UTIL DEL EXPLOSIVO					
CARACTERISTICAS		EXAMON-P	EXAGEL-65	SEMEXA-65	SEMEXA-80
Energía según catalogo (MJ/Kg)		3.9	4.06	3.35	3.75
Velocidad de Detonacion (Km/s)	VOD	3.9	5.3	4.2	4.5
Densidad de Explosivo Intacto (g/cm3)	De	0.82	1.12	1.05	1.18
Densidad del Explosivo en el Plano de CJ (g/cm3)	$D_{cj}=4*De/3$	1.09	1.49	1.40	1.57
Ratio de Calor Especifico de los Gases de Detonacion	γ	3	3	3	3
Presion de Detonacion (Gpa)	$PD=(pex*[VOD]^2)/(\gamma+1)$	3.12	7.87	4.63	5.97
Ratio de GURNEY-conversion de energia en trabajo util	$X=0.68-0.21*De$ (Prill poroso) $X=0.20+0.37*De$ (emulsion)	0.51	0.61	0.59	0.64
Energía Util (MJ/Kg)	$E=X*PD/D_{cj}$	1.45	3.24	1.95	2.42

Fuente: Mining Alati



5.3.2. Diseño de Carguío Aplicado para la investigación

Para nuestro diseño de carguío se determinó la cantidad de carga explosiva necesaria para romper la roca y obtener una fragmentación de 6 pulgadas, esta carga explosiva se calcula a partir de la energía necesaria calculada teóricamente.

Según los datos ya obtenidos en la Tabla N°37, podremos encontrar la cantidad de explosivo en kilogramos según la energía total para deformar un volumen de roca D a uno de menor tamaño d.

Ademas en la Tabla N°39, se muestran los precios de los accesorios y explosivos utilizados en nuestra voladura para luego calcular el costo de voladura.

Tabla 39. Costo de explosivos utilizados

ITEM	EXAMON P (KG)	EXAGEL E65 2*16 (PZA)	SEMEXA 65% 1.1/2*12	GELATINA E65 1.1/8*8
	BOLSA	CAJA	CAJA	CAJA
CANT	1	26	68	144
Kg/Pza	25	0.96	0.37	0.17
US\$ /PZ	21.25	1.66	0.95	0.53

Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

En la Tabla N°40, se muestra el diseño de carguío utilizado en el Tj4145-1900, Veta Split_2 para una voladura de 3 secciones; en el cual nos va a generar una energía explosiva útil de 233.7 MJ y en nuestros cálculos de la Tabla N°37 se determinó una energía util de 232.31 MJ; así que nuestro diseño de carguío es óptimo.



Tabla 40. Diseño de voladura TJ4145-1900(SPLIT_2)

DISEÑO DE VOLADURA TJ 4145-1900 VETA SPLIT_2
LONGITUD DE TALADROS Y CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO
TALADROS RADIALES NV. (4195-4175)

TALADROS A SER CARGADOS				CONSUMO DE EXPLOSIVO								FILA DE TALADROS			
SECC	LONG. PERF TOTAL/SEC	LONG. TACO	LONG. CARGA TOTAL	PESO DE EXAMON	PESO DE EXAGEL	PESO DE GELATINA SEMEXA 80%	EXPLOSIVO TOTAL KG	TONELAJE	TON EXTRAIDO	Energia	F.P.	1	2	3	4
No	m	m	m	Kg	Kg	kg	kg	m	ton	MJ	Kg/Tn	m	m	m	m
1	24.8	1.8	23.0	37.1	5.76	0.68	43.52	38.76	44.6	76.3	0.98	12.4	12.4		
2	25.1	1.8	23.3	36.2	7.68	0.68	44.54	44.77	51.5	81.3	0.87	12.5	12.6		
3	24.7	1.8	22.9	36.9	5.76	0.68	43.34	35.28	40.6	76.1	1.07	12.4	12.3		
4	74.6	5.4	69.2	110.16	19.20	2.04	131.40	118.81	136.63	233.70	0.97	EL FACTOR DE POTENCIA ES		0.97	Kg/TM
Burden	0.9	KG/TAL										D.C.	2.60	Negativo	
Espac	1.2											D.C.	2.60	Positivo	

Fuente: Propia

En la Tabla N°41, se muestra el diseño de carguío utilizado en el Tj4510-2050, Cuerpo San Rafael para una voladura de 3 secciones; en el cual nos va a generar una energía explosiva útil de 1808 MJ y en nuestros cálculos de la Tabla N°37 se determinó una energía util de 1800.46 MJ; así que nuestro diseño de carguío es óptimo.

En la Tabla N°42, se muestra la secuencia de salida del Tj4510-2050 Cuerpo San Rafael teniendo en consideración la salida de taladros primeramente del medio para generar mayor cara libre y posterior mente del taladro central hacia los taladros de los astiales.



Tabla 41. Diseño de voladura TJ4510-2050 (SAN RAFAEL SR34)

DISEÑO DE VOLADURA TJ 4510-CUERPO SAN RAFAEL

LONGITUD DE TALADROS Y CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO

TALADROS RADIALES NV. (4515-4510)																																																								
TALADROS A SER CARGADOS					CONSUMO DE EXPLOSIVOS								FILAS DE TALADROS																																											
SEC	TAL /SEC	LONG. PERF TOTAL/SEC	LOMG. TACO	LONG. CARGA TOTAL	PESO DE EXAMON	PESO DE EXAGEL	PESO DE GELATINA SEMEXA 80%	PESO SEMEXA	EXPLOSIVO TOTAL KG	TONELAJE	Energia	F.P.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23																					
No	No	m	m	m	Kg	Kg	kg	kg	kg	ton	MJ		m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m																				
11	21	142.2	23.0	119.2	199.7	83.52	4.93	2.22	290.35	520.31	591.79	0.56	4.4	4.3	4.5	5.0	5.3	6.2	7.7	10.4	9.9	9.5	9.3	9.1	9.2	9.4	9.9	7.9	5.7	4.2	3.6	3.3	3.4																							
12	23	155.3	27.0	128.3	200.3	95.04	5.78	2.22	303.29	523.98	632.79	0.58	4.2	4.3	4.4	4.7	5.1	6.1	7.8	10.1	10.1	9.7	9.3	9.5	10.2	10.1	9.9	9.3	6.8	4.8	4.1	3.6	3.6	3.8	3.8																					
13	22	140.5	24.2	116.3	174.3	92.16	5.44	2.22	274.07	500.00	583.43	0.55	3.8	3.8	3.8	4.1	4.6	5.8	7.8	10.4	9.9	9.5	10.3	9.2	8.4	8.2	8.0	6.5	5.2	4.5	4.1	4.1	4.2	4.3																						
5	66	438.0	74.2	363.8	574.18	270.72	16.15	6.66	867.71	1,544.2	1,808.01	0.56	EL FACTOR DE POTENCIA ES DE...																							0.56	Kg/TM																			
Burden	1.4	KG/TAL		13.15																																D.C.	2.60	Negativo																		
A.M	10.8																																			D.C.	2.60	Positivo																		

Fuente: Propia

Tabla 42. Secuencia de salida

VOLADURA COMPLETA DE TAJEO

SECUENCIA DE SALIDA, TIEMPOS DE RETARDO PARA CADA TALADRO

TALADROS RADIALES NV. (4515-4510)																																					
SECCIÓN	NÚMERO DE TALADROS/S ECCION	TON CALCULADO	VOLUMEN																																		
			IN SITU	SUELTO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23										
No	No	TM	m3	m3	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	MS	
11	21	520.31	182.56	248.29	175	175	150	125	125	100	75	50	25	25	50	75	75	100	125	125	125	125	150	150	175	175											
12	23	523.98	183.85	250.04	400	400	350	350	300	300	250	225	225	200	200	200	200	225	225	225	250	250	300	300	350	350	400										
13	22	500.00	175.44	238.60	1,000	1,000	900	900	900	800	800	700	600	500	450	450	500	600	700	800	800	900	900	900	900	1,000	1,000										
	66	1,544.29	541.86	736.92																																	

Fuente: Propia



5.4. PREDICCIÓN Y CARACTERIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN

En este punto se verá la predicción de la fragmentación de la roca monzogranito para los tajos monitoreados utilizando el índice de volabilidad de Cunningham y la teoría de Kuz – Ram. Esto se hará con la finalidad de determinar el factor de roca (A), el tamaño medio de los fragmentos (X_{50}) y la curva de distribución de la fragmentación.

5.4.1. Determinación del Tamaño Medio Característico-P50

$$X_m = A * \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0.8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{AW_{Sexplosivo}}\right)^{19/30}$$

Ecuación de Kuznetsov (X_{50})

$X_{50}=X_m$ = Es el tamaño medio del fragmento (cm).

V_0 : Es el volumen de roca quebrada por taladro(m³)

Q_e : Es la cantidad de TNT la cual es equivalente a la carga en cada taladro(Kg)

A :Factor de roca o Blast Index

AWSEXPLOSIVO: Potencia absoluta por peso referente ANFO (ANFO=100)

5.4.1.1. Cálculo Factor De Carga (A)

Factor de Carga (A) o BI (Blast Index), es el modelo original de Lilly (1986), dándole Cunningham una mayor importancia a la dureza de la roca. Se ha adaptado para esta aplicación (Cunningham 1987) se usa para modificar la fragmentación media basada en el tipo de roca y la dirección de la voladura.

$$A = 0.06*(RMD + RDI + HF)$$

Dónde:

A: Factor de carga o Blast Index

RMD: Descripción del macizo rocoso.

RDI: Índice de densidad de la roca.

HF: Factor de dureza



En la Tabla N°43, se observa los valores de cada parámetro que influye en el cálculo del Índice de volabilidad que nos resultó para el Tj4145-1900 5.88 y para el Tj4510-2050 un valor de 6.84 lo que indica la dificultad de la roca para ser volada. Cabe recalcar que este parámetro Geomecánico fue brindado por el departamento de geomecánica de la Unidad Minera San Rafael.

Tabla 43. Cálculo del Índice de Volabilidad A

INDICE DE VOLABILIDAD DE LILLY-BLAST INDEX A=0.06*(RMD+RDI+HF)		
Labor	Tajo Split_2-4145	Tajo San Rafael SR34-4510
A	5.88	6.84
Descripcion del Macizo Rocoso-RMD		
Quebradizo, Meteorizada, Quebradizo	10	
Diaclasado Verticalmente	JF=JPS+JPA	
Masiva	50	
Espaciamiento de Fracturas - JPS		
Menores a 0.1 m	10	
Entre 0.1 m a sobre tamaño	20	
Entre sobre tamaño y la malla de perforación	50	
Angulo de Plano entre Fracturas - JPA		
Buzamiento fuera de la cara	20	
Rumbo perpendicular a la cara	30	
Buzamiento hacia la cara	40	
Indice de Densidad de Roca - RDI		
Único valor	RDI=25D-50	
Factor de Dureza - HF		
E>50 GPa	E/3	
E<50 Gpa	UCS/5	

Fuente: Área de Geomecánica-MINSUR

En la Tabla N°44, se muestra el cálculo del tamaño medio característico de nuestra fragmentación (X50)



Tabla 44. Cálculo del tamaño característico X50

CALCULO DEL TAMAÑO MEDIO CARACTERISTICO - X50		
PARAMETROS	Tajo Split_2-4145	Tajo San Rafael SR34-4510
A	5.88	6.84
V0: Volumen de roca quebrada (m3)	17.46	13.33
Qe: Cantidad de Explosivo (Kg)	21.9	13.14
AWS: Potencia absoluta en peso/Año (%)	110	110
X50 (cm)	8.43	10.93

Fuente: Propia

5.4.2. Cálculo Del Índice De Uniformidad (N)

Con los parámetros obtenidos anterior mente como nuevo diseño de malla de perforación, reducción de la desviación de taladros y la cantidad de explosivo requerido se puede garantizar un factor de uniformidad alto para tener una fragmentación uniforme sin presencia de bolones ni polvo.

$$n = \left(2.2 - 14 * \frac{B}{D}\right) * \left(1 - \frac{W}{B}\right) * \left(1 + \frac{\frac{S}{B} - 1}{2}\right)^{0.5} * \frac{L}{H}$$

Fuente: Fragmentation by P.D. (Takis) Katsabanis. Department of Mining Engineering Queen's University – Kingston, 2002

En la Tabla N°45 se muestra los parámetros para el cálculo del índice de uniformidad (n) que nos indica el sesgo o pendiente que va a tener nuestra curva granulométrica; mientras más alto es este valor es mucho mejor para tener una mayor uniformidad de la fragmentación.



Tabla 45. Índice de Uniformidad

INDICE DE UNIFORMIDAD		
Parámetro	Tajo Split_2-4145	Tajo San Rafael SR34-4510
Burden (m)	1.2	1.4
Diámetro (mm)	64	64
Potencia relativa en peso del explosivo	0.195	0.112
Espaciamiento (m)	0.9	1.4
Longitud de carga explosiva (m)	11.7	9.28
Altura del banco (m)	12.6	10.4
Valor de "n"	1.41	1.55

Fuente: Propia

5.4.3. Curva de Distribución de Rosin-Rammler

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{Xc}\right)^n}$$

Ecuación de Rosin Rammler

En la Tabla N°46 se muestra los parámetros que influyen en el calculo de nuestro P-80, teniendo como resultado en el Tj4145-1900 un P-80 de 5.2 in (13.38 cm) y en el Tj4510-2050 un P-80 de 8.8 in (14.74 cm)

Tabla 46. Valores del modelo de predicción de KUZ RAM

VALORES DE KUZ-RAM		
Parámetros	Tajo Split_2-4145	Tajo San Rafael SR34-4510
X50 (cm)	8.43	10.93
n	1.41	1.55
R (%)	50	50
Xc (cm)	9.13	10.85
X80 (cm)	13.38	14.74

Fuente: Propia

5.5. PRUEBAS DE VOLADURAS

Las pruebas de voladura realizadas en el Tajo Split_2 Y Tajo San Rafel SR34 se realizaron teniendo en cuenta las condiciones geológicas y geomecánicas que presentan

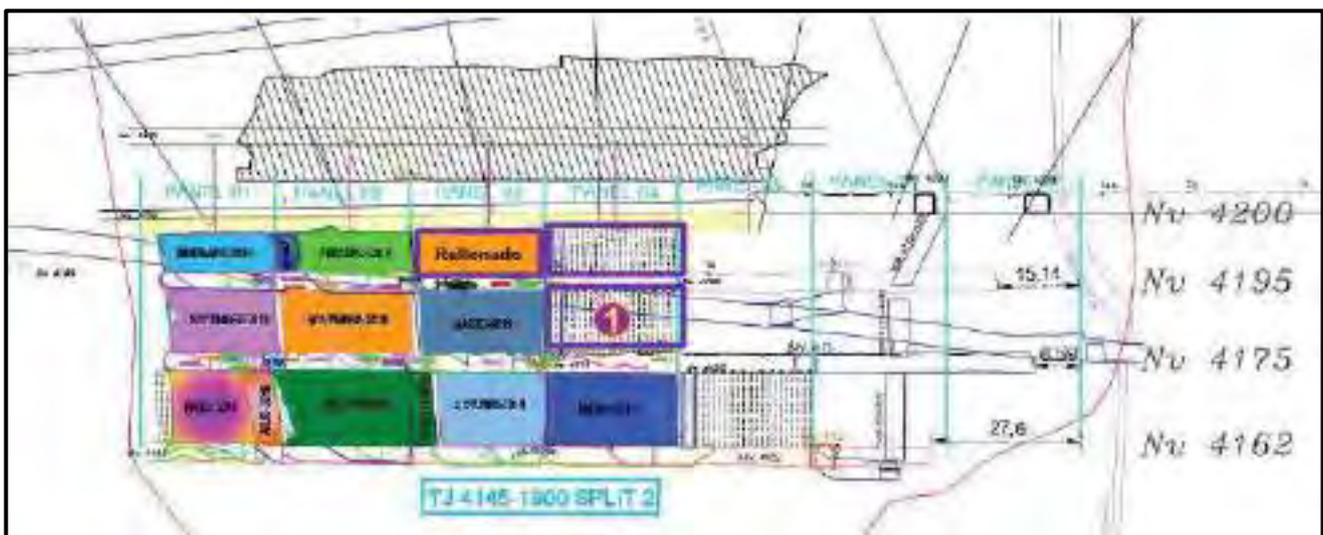
ambos tajos de estudio, presentando así diferentes escenarios para la realización de pruebas que permitan controlar las diferentes condiciones ya sean espejos de falla con buzamiento vertical, discontinuidades paralelas a la veta que por efectos de la voladura genera desprendimiento, asimismo debido a la secuencia de explotación, la exposición de los tajos vacíos genera sobreesfuerzos sobre las paredes de las cajas paralelas a la veta lo cual conlleva a desprendimientos de estas, con dilución alta como resultado.

5.5.1. Tajo 4145-1900 Split_2

5.5.1.1. Voladura Tajo 4145-1900 Split_2, Nivel 4175-4195, Panel 01

Para la prueba en el Tajo 4145-1900 Split_2, Nivel 4175-4195, Panel 1 se optó por realizar las pruebas de voladura cada 03 secciones, debido al ancho de minado y desprendimiento progresivo de las cajas producto de la voladura, el objetivo es obtener una fragmentación igual o menos que 6 pulgadas además indirectamente reducir los daños a las cajas para no generar inestabilidad e inseguridad en el tajo. En la Figura N°80, se muestra la ubicación del Tj4145-1900, Veta Split.

Figura 80. Zona de voladura Tj4145-1900. Split_2



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

En la Figura N°81, se visualiza el plano de perforación de la primera sección a volar, se visualiza el número de taladros, longitud de perforación y demás parámetros.



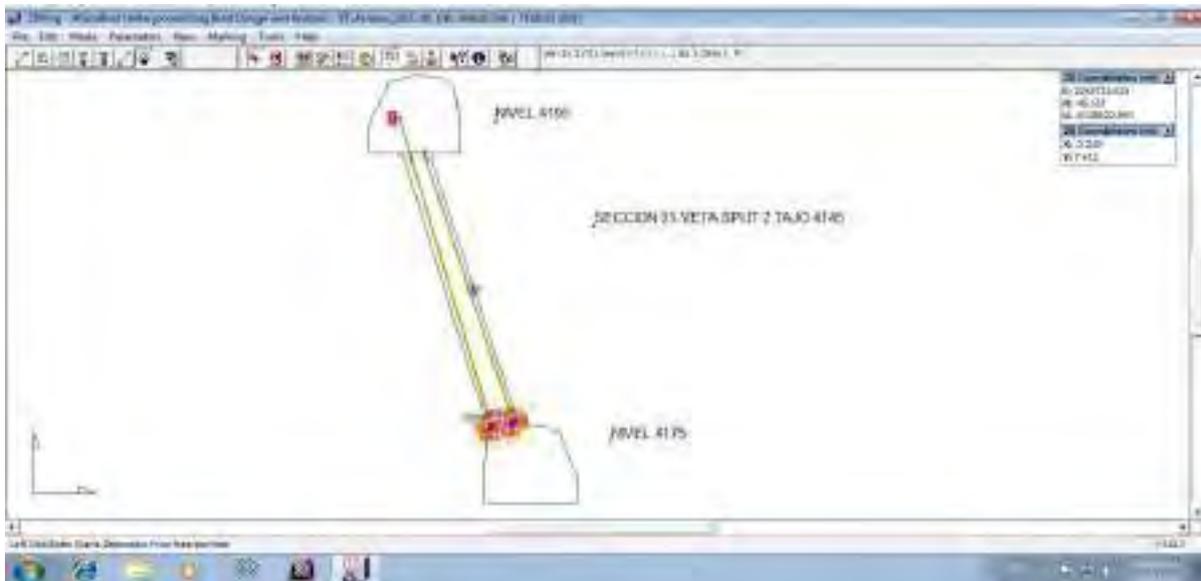
Figura 81. Sección de prueba de voladura 01-Tj 4145-1900, Split_2



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

En la Figura N°82, se muestra la aplicación del Software JK Simblast modo 2D RING para la simulación de voladura de la sección 1 del Tj4145-1900, Veta Split_2.

Figura 82. Modelamiento de voladura en la sección 1- Tj 4145-1900, Split_2



Fuente: Propia

En la Figura N°83, se visualiza el plano de perforación de la segunda sección a volar, se visualiza el número de taladros, longitud de perforación y demás parámetros.

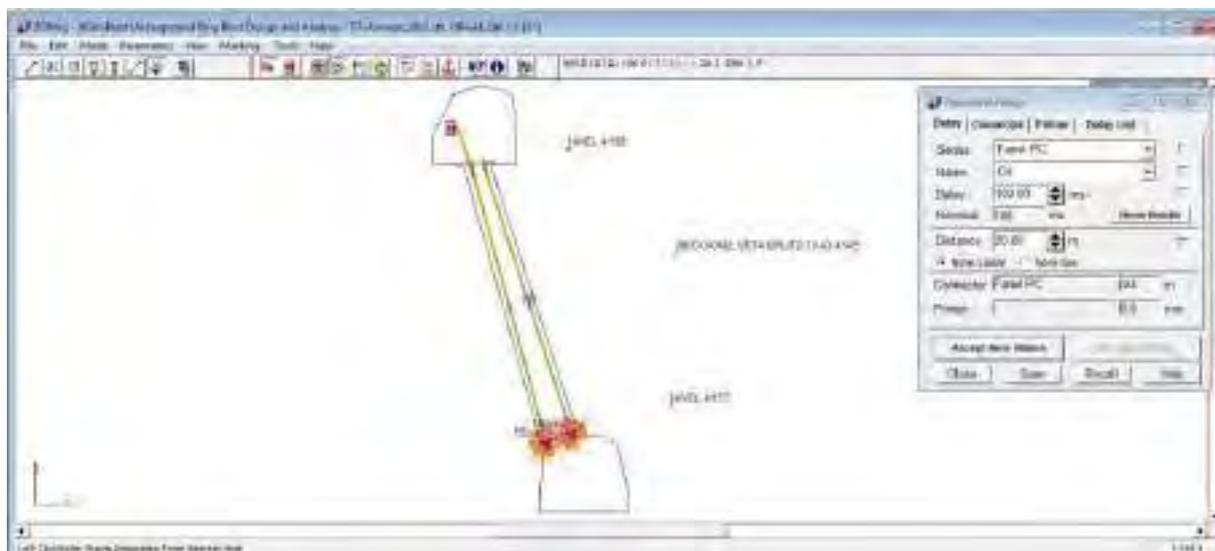
Figura 83. Sección de prueba de voladura 02-Tj 4145-1900, Split_2



Fuente: Propia

En la Figura N°84, se muestra la aplicación del Software JK Simblast modo 2D RING para la simulación de voladura de la sección 2 del Tj4145-1900, Veta Split_2.

Figura 84. Modelamiento de voladura en la sección 02-Tj4145-1900, Split_2



Fuente: Propia

En la Figura N°87, se muestra el carguío y amarre de las secciones a volar del Tj4145.1900, Veta Split_2.

Figura 87. Vista del carguio y amarre



Fuente: Propia

5.5.2. Tajo 4510-2050 San Rafael SR34

5.5.2.1. Voladura Tajo 4510-2050 San Rafael SR34, Nivel 4510-4515, P-02

Para las pruebas de voladura en este tajo se realizaron cada 3 sección para evitar tipos congelados, sobre todo por las limitaciones de nuestros retardos los cuales no son suficientes para una voladura masiva a menos de aumentar la carga operante. En esta prueba se tiene como objetivo de reducirla fragmentación a 6 pulgadas, evitar el banqueo. En este tajo se tienen mayores costos operativos por voladuras secundarias, mayores tiempos de utilización del rompe banco y dificultades de acarreo con los scooptram. En la Figura N°88, se muestra la ubicación del Tj4510-2050, Cuerpo San Rafael.



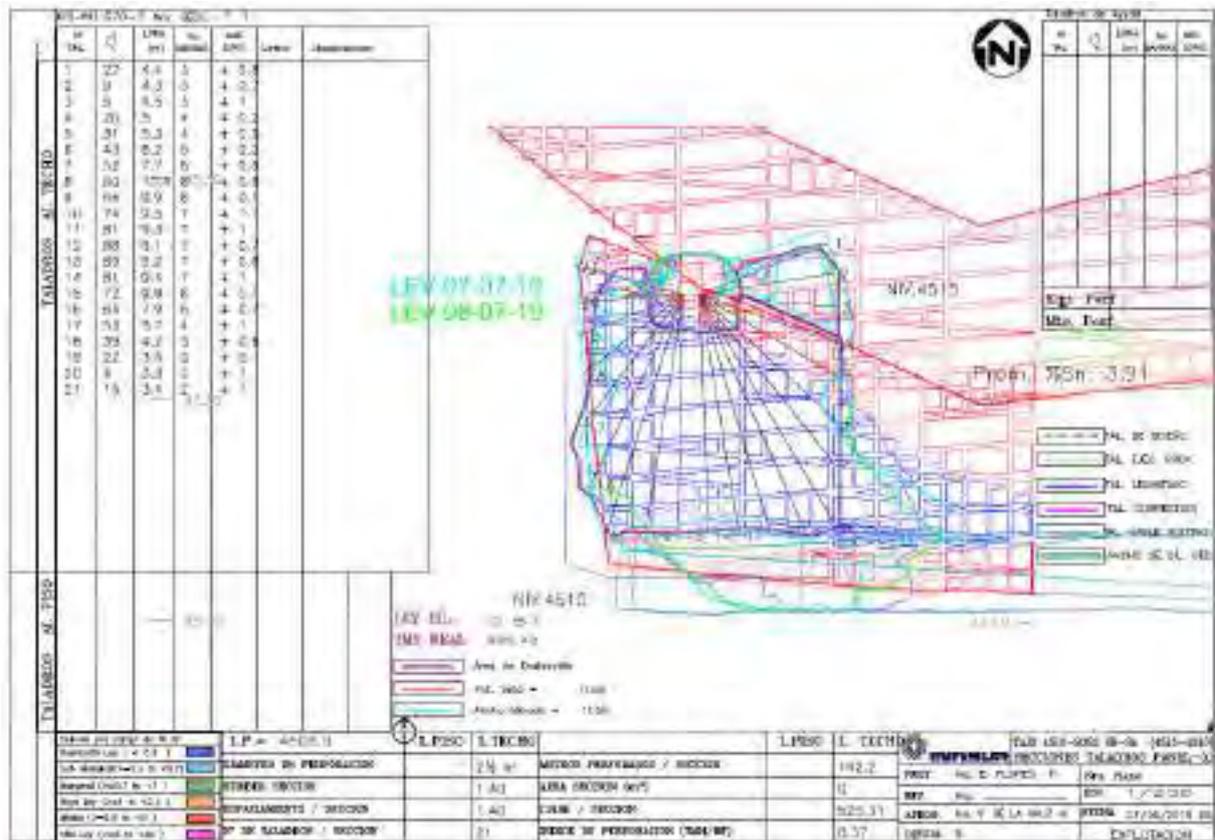
Figura 88. Zona de voladura Tj4510-2050 San Rafael SR34



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

A continuación, se mostrará en la Figura N°89, el plano de perforación de la sección 01, con sus parámetros de cada taladro como longitud de perforación, Angulo de perforación, cantidad de taladros y demás parámetros de perforación.

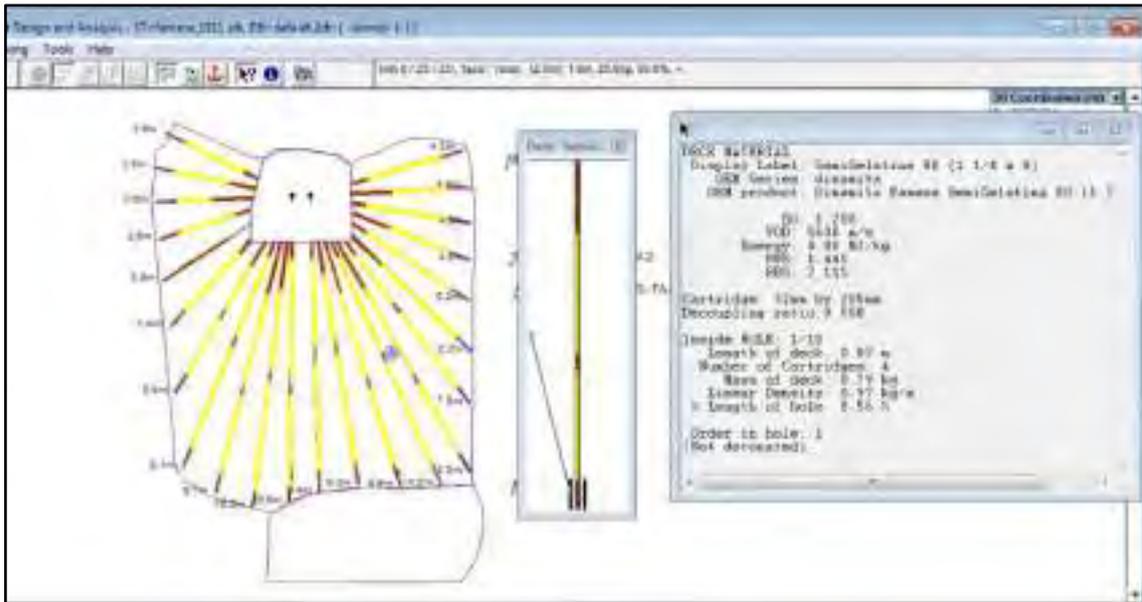
Figura 89. Sección de prueba de voladura 01-Tj 4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

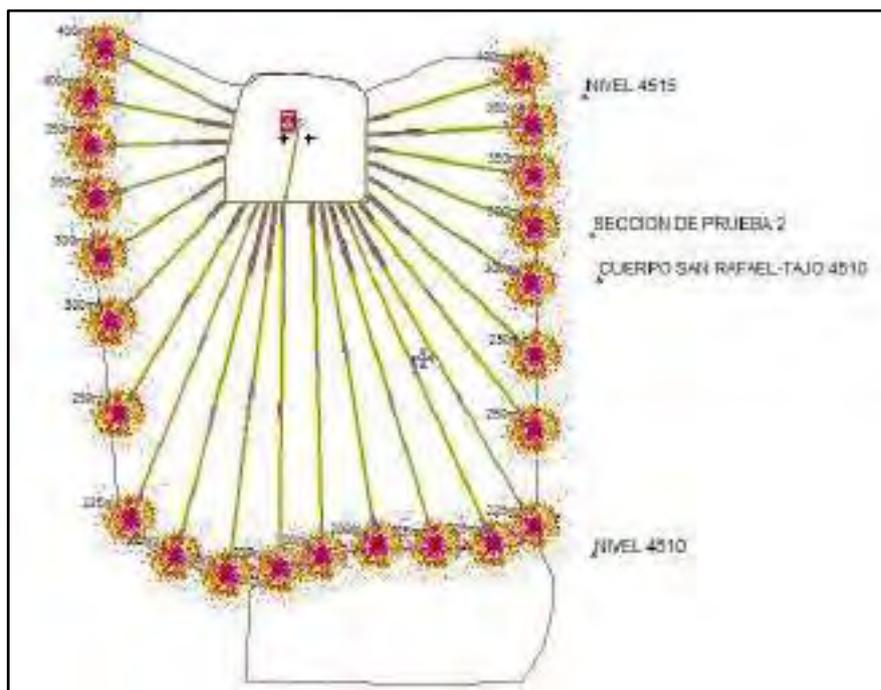
En la Figura N°90 y 91, se muestra la aplicación del software JK Simblast Modo 2D RING para la simulación de voladura utilizando todos los parámetros de perforación y voladura antes calculados, como resultado no se tienen errores en el diseño de voladura de la sección 01.

Figura 90. Modelamiento de carguío, sección 01-Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia

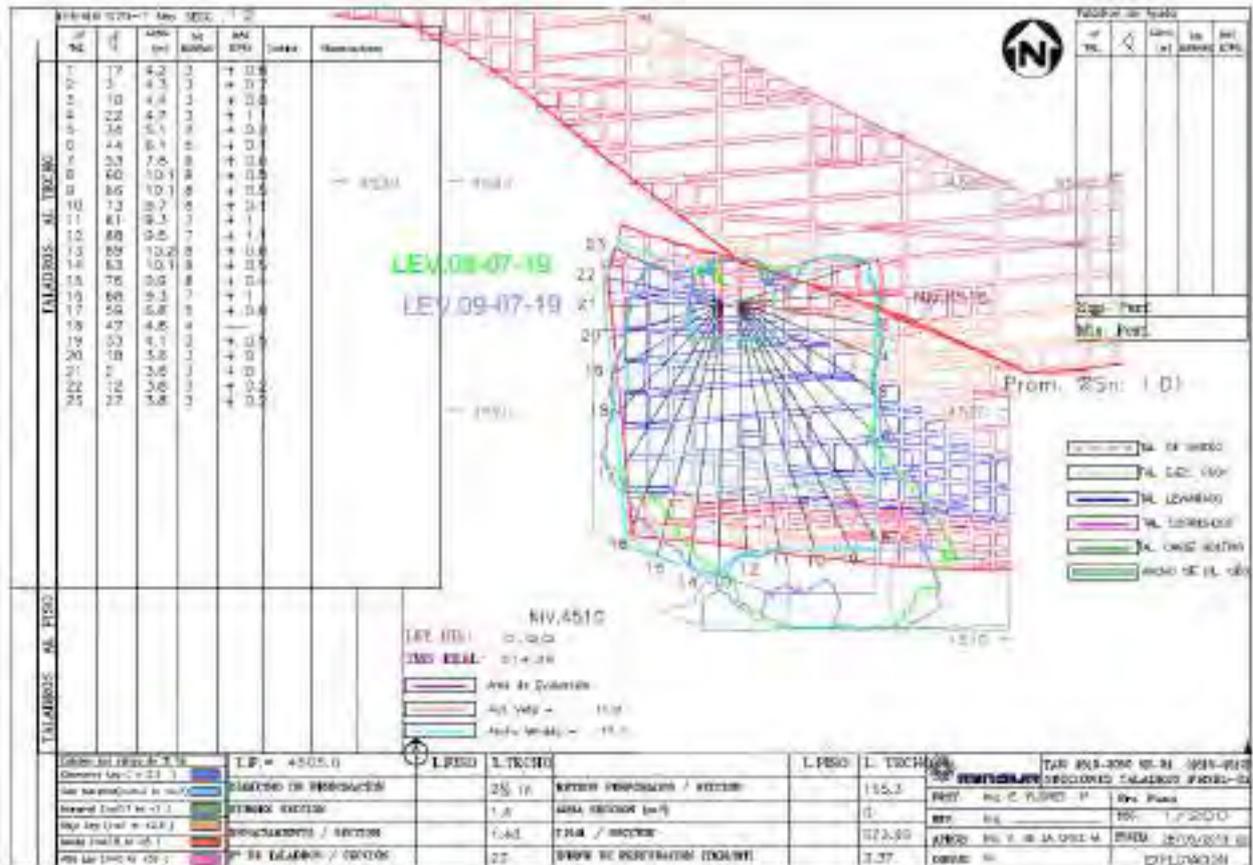
Figura 91. Modelamiento Voladura 01-Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia

A continuación, se mostrará en la Figura N°92, el plano de perforación de la sección 2; con sus parámetros de cada taladro como longitud de perforación, Angulo de perforación, cantidad de taladros y demás parámetros de perforación.

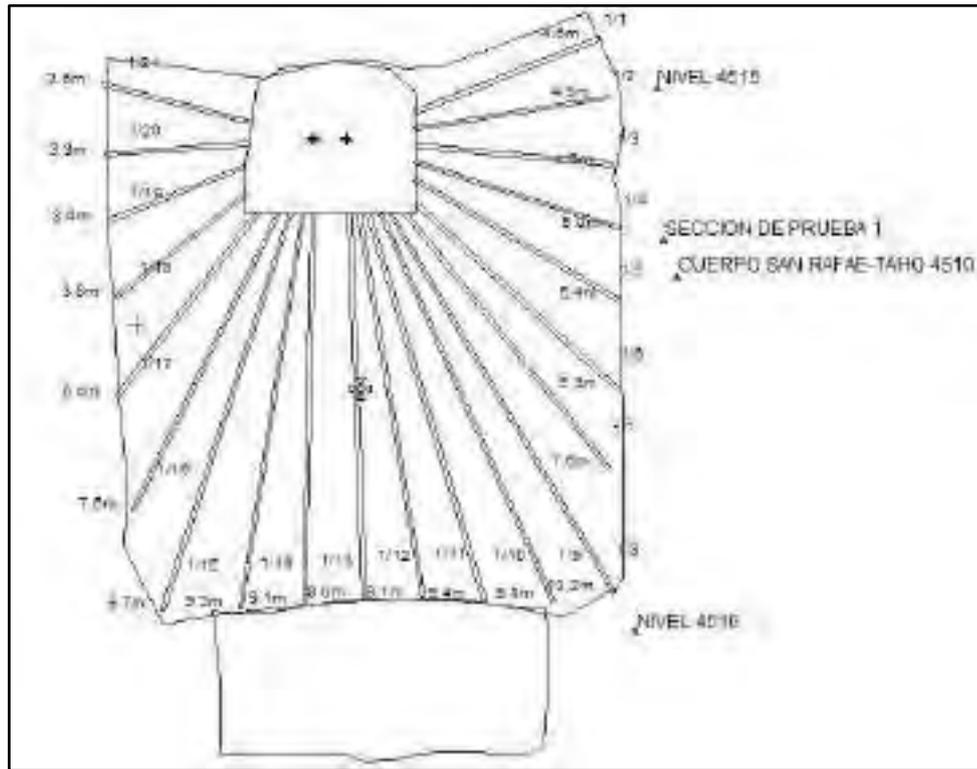
Figura 92. Sección de prueba de voladura 02-Tj 4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

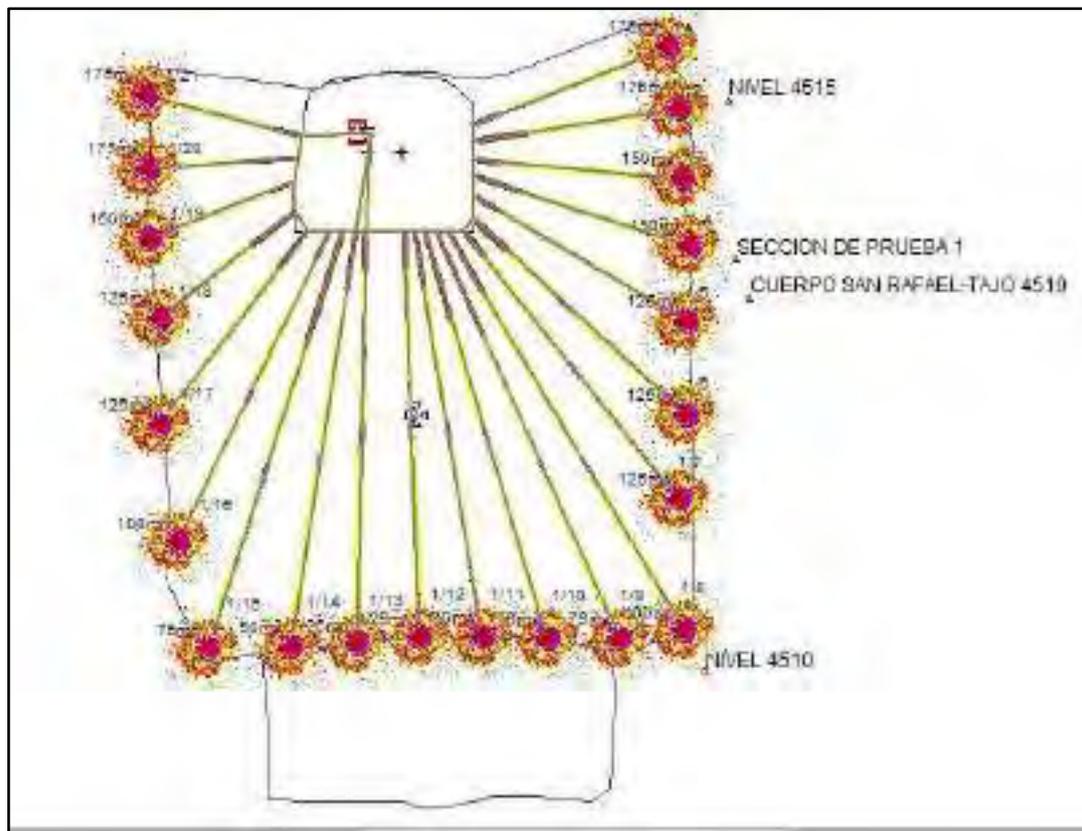
En la Figura N°93 y 94, se muestra la aplicación del software JK Simblast Modo 2D RING para la simulación de voladura utilizando todos los parámetros de perforación y voladura antes calculados, como resultado no se tienen errores en el diseño de voladura de la sección 02.

Figura 93. Modelamiento de taladros Sec. 02-Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia

Figura 94. Modelamiento de voladura secc. 02-Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia

A continuación, se mostrará en la Figura N°95, el plano de perforación de la sección 3; con sus parámetros de cada taladro como longitud de perforación, Angulo de perforación, cantidad de taladros y demás parámetros de perforación.

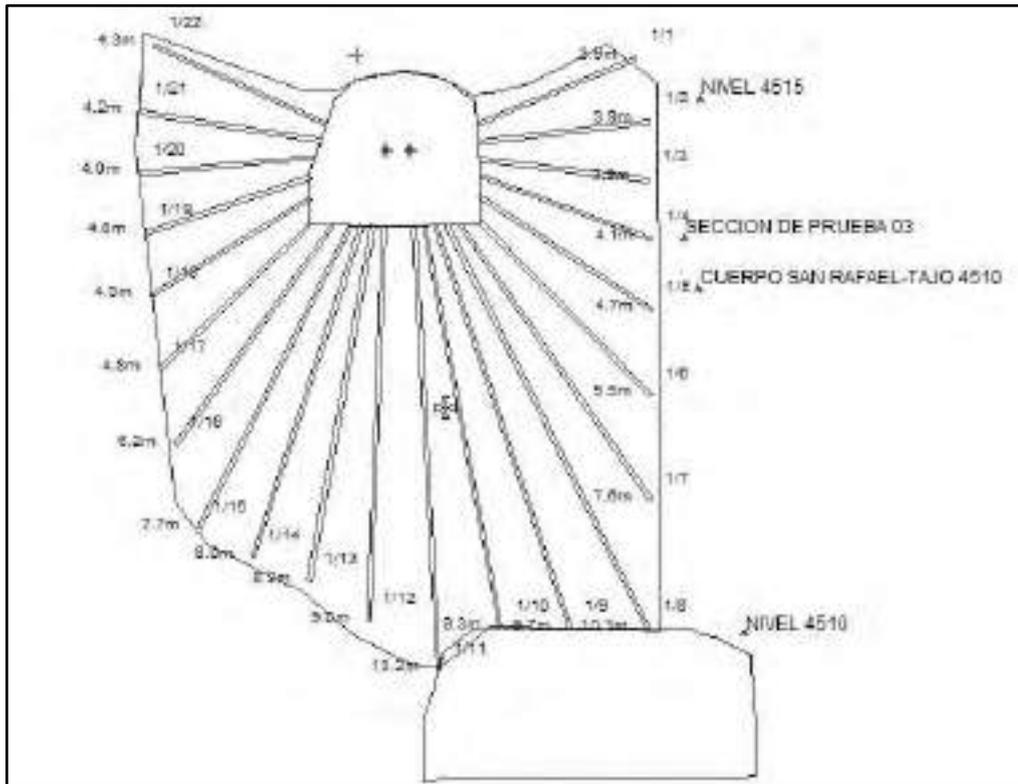
Figura 95. Sección de prueba de voladura 03-Tj 4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Área de Planeamiento-MINSUR

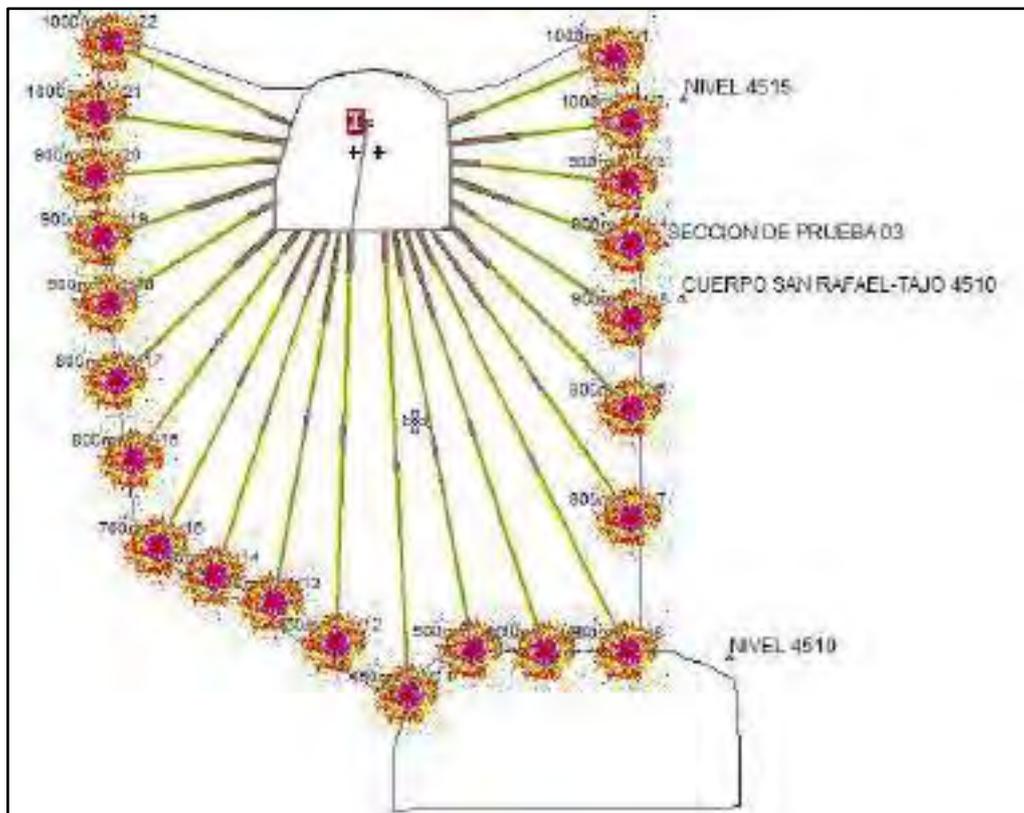
En la Figura N°96 y 97, se muestra la aplicación del software JK Simblast Modo 2D RING para la simulación de voladura utilizando todos los parámetros de perforación y voladura antes calculados, como resultado no se tienen errores en el diseño de voladura de la sección 03.

Figura 96. Modelamiento de taladros secc. 03-Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia

Figura 97. Modelamiento de voladura secc. 03-Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia



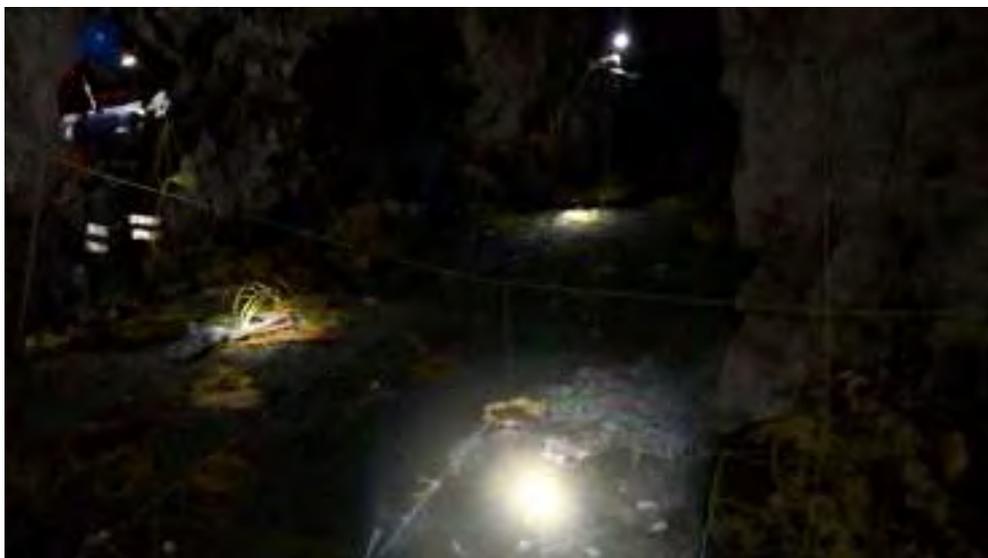
En la Figura N°98 y 99, se aprecia el carguío de la carga explosiva y el amarre de los accesorios de voladura correctamente utilizados para dar secuencia a la prueba de voladura en el Tj4510-2050, Cuerpo San Rafael.

Figura 98. Vista del amarre



Fuente: Propia

Figura 99. Vista ante de la voladura



Fuente: Propia



CAPITULO VI

6. ANÁLISIS DE RESULTADOS

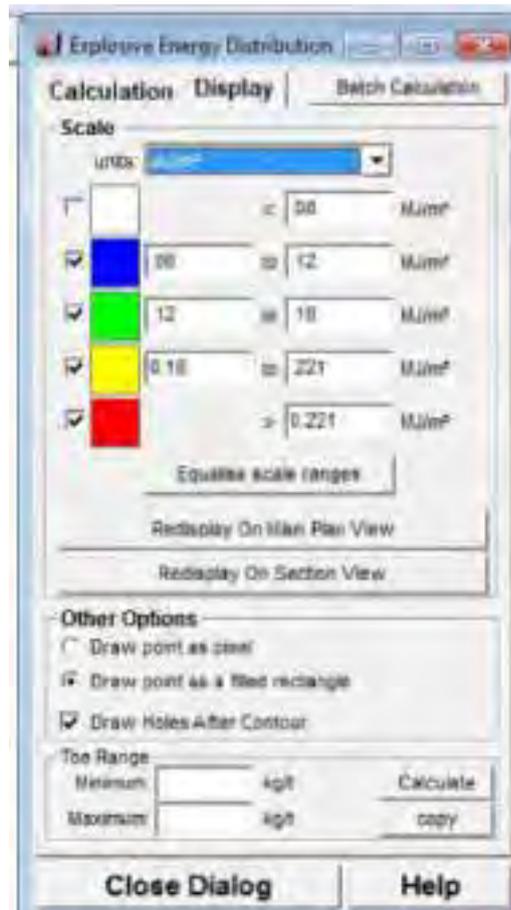
En esta etapa podremos se detallarán todos los resultados obtenidos en las pruebas de voladura en las diferentes secciones de los tajos San Rafael SR34 y Split_2. Entre los resultados se contempla el análisis energético de la carga explosiva, el análisis de vibraciones (velocidad pico partícula), la fragmentación obtenida y por ultimo las mejoras en las operaciones incluyendo los costos operativos.

6.1. CONTROL ENERGÉTICO

Con los cálculos teóricos anteriormente mencionados se determinó la energía necesaria de $0.221MJ/m^3$ para romper la roca a un tamaño de 6 pulgadas (15.24 cm) sin generar daños a las cajas del tajo por exceso de carga explosiva; nuestro análisis tendrá como valor máximo de energía de $0.221MJ/m^3$.

La unidad minera San Rafael está enfocada en reducir la fragmentación y para ello tiene que generar la cantidad de energía necesaria para obtener la fragmentación optima requerida; por lo que en la Figura N°100, se muestra el intervalo de control de la energia producida en nuestra voladura, teniendo como límite máximo $0.221MJ/m^3$.

Figura 100. Parámetros límite para el control energético

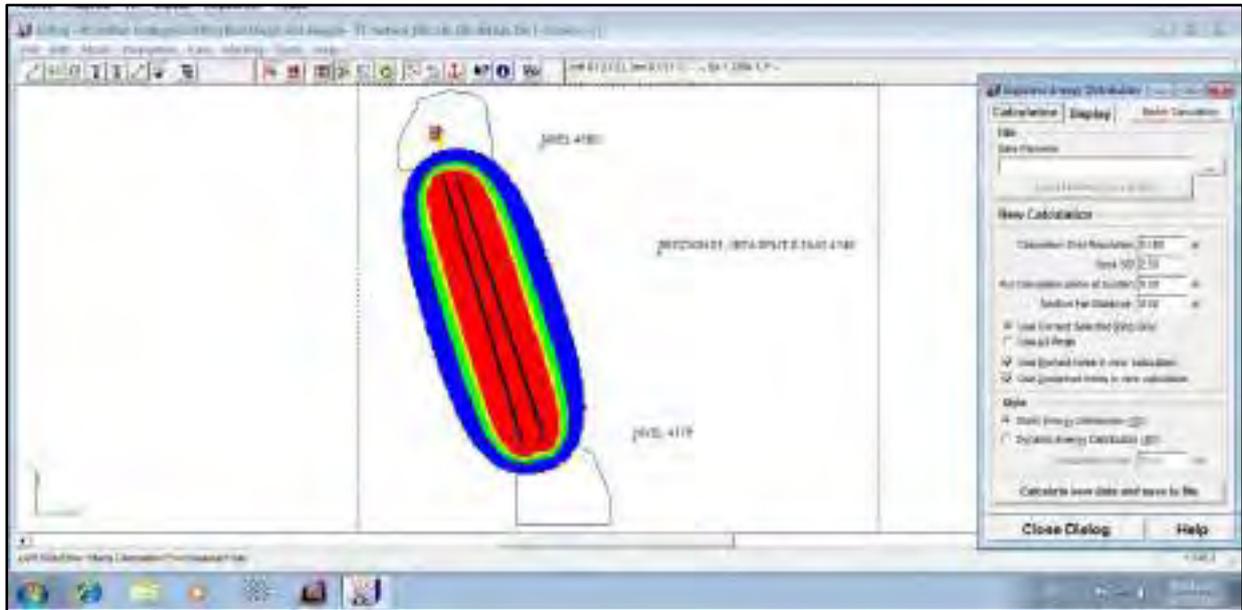


Fuente: Propia

A continuación, se muestra los resultados de la distribución de energía de la carga explosiva en vetas que se utilizó según el diseño de carguío en cada una de las secciones, por lo que se muestra un control adecuado de energía útil para romper la roca sin causar daños a las cajas del tajo, fly rocks, no se tiene sobre rotura, no se provoca banqueo de carga o desprendimiento de rocas al tajo que causen inestabilidad, dilución y sobre fragmentación.

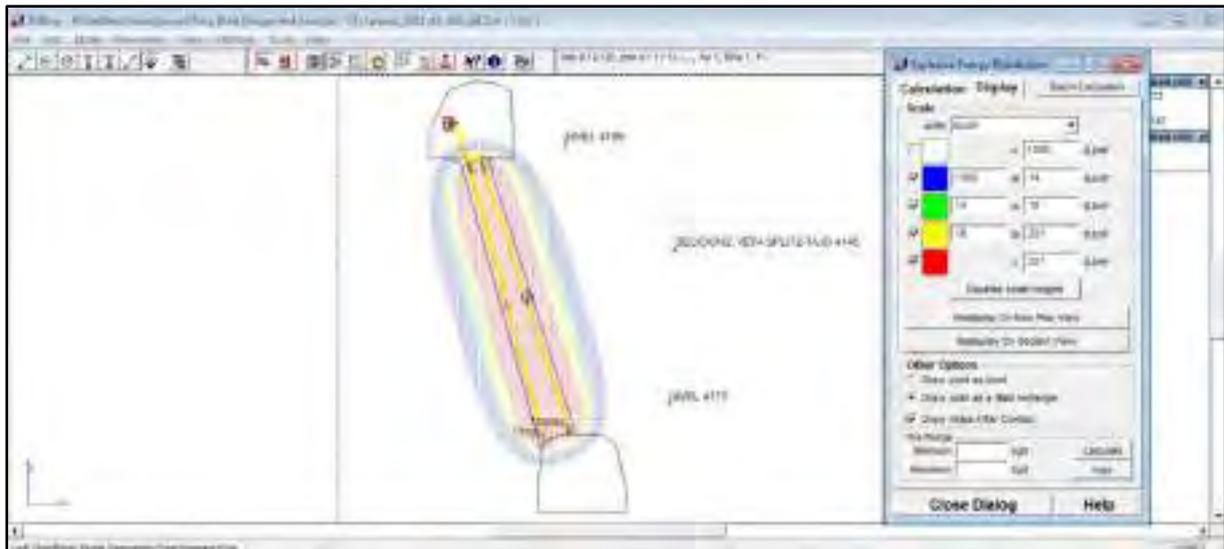
En las siguientes Figuras N°101,102 y 103, se muestra el radio de influencia del resultado de nuestra voladura en el Tj4145-1900,Veta Split_2; la energía producida por la carga explosiva no supera el ancho de minado, teniendo así un are de daño por energía explosiva mínima.

Figura 101. Resultado de la distribución de energía sección 01 Tj4145-1900, Split_2



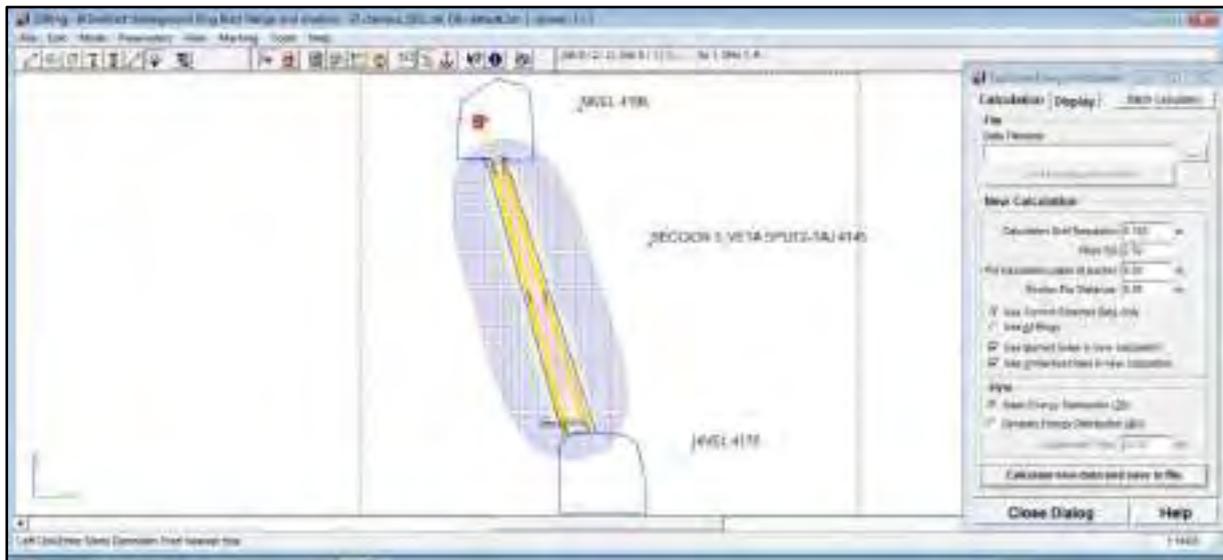
Fuente: Propia

Figura 102. Resultado de la distribución de energía sección 02 Tj4145-1900, Split_2



Fuente: Propia

Figura 103. Resultado de la distribución de energía sección 03 Tj4145-1900, Split_2



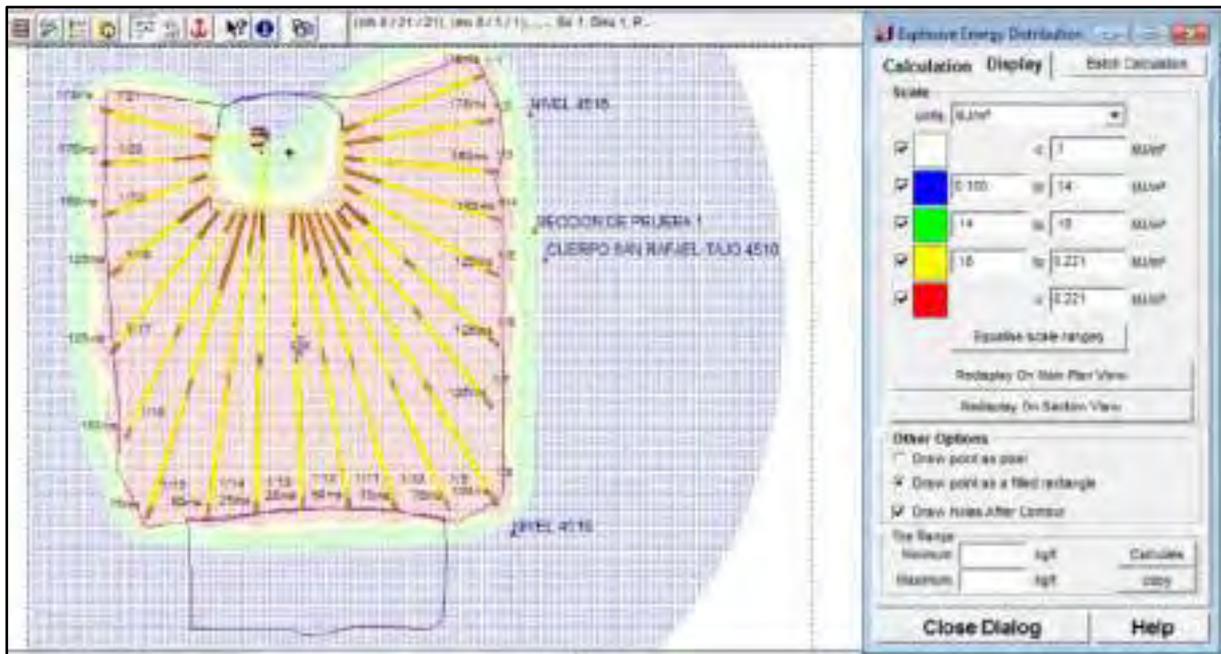
Fuente: Propia

A continuación, se muestra los resultados de la distribución de energía de la carga explosiva en cuerpos que se utilizó según el diseño de carguío en cada una de las secciones, por lo que se muestra un control adecuado de energía útil para romper la roca sin causar daños a las cajas del tajo, sobre rotura, desprendimiento de rocas al tajo que causen inestabilidad, dilución y sobre fragmentación.

Usualmente en tajos que son cuerpos mineralizados se tiene una sobre rotura considerada por la alta cantidad de explosivo utilizado; pero con estos controles utilizados no se observan daños.

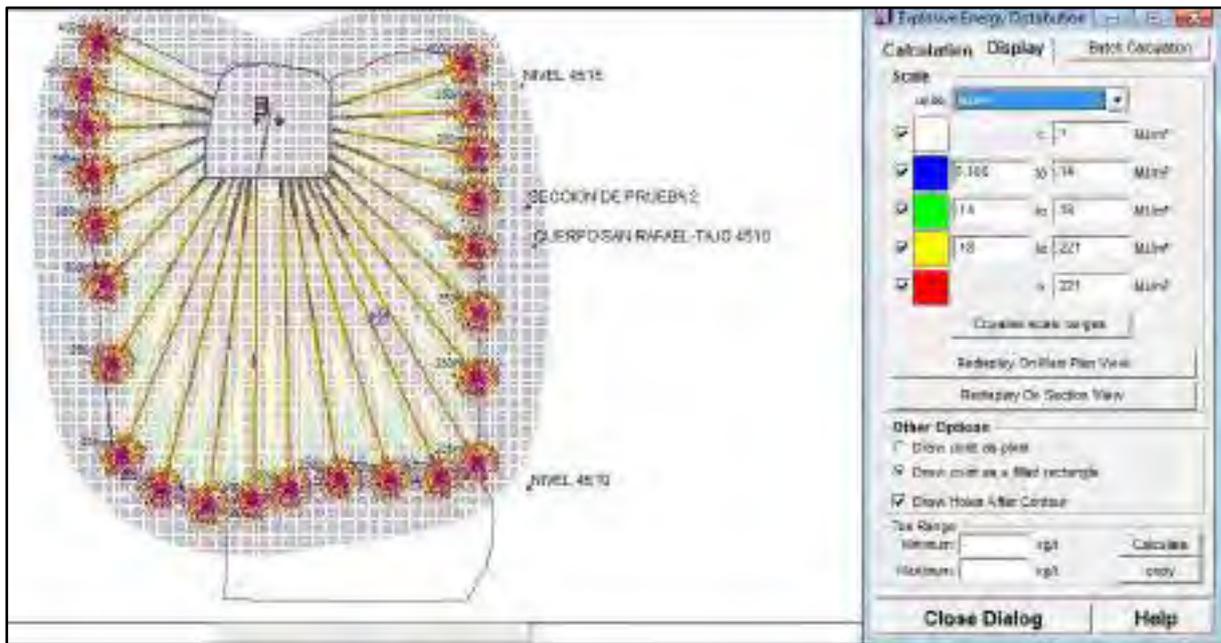
En las siguientes Figuras N°104,105 y 106, se muestra el radio de influencia del resultado de nuestra voladura en el Tj4510-2050,Cuerpo San Rafael; la energía producida por la carga explosiva no supera el ancho de minado, teniendo así un are de daño por energía explosiva mínima.

Figura 104. Resultado de la distribución de energía sección 01 Tj4510-2050, San Rafael SR34



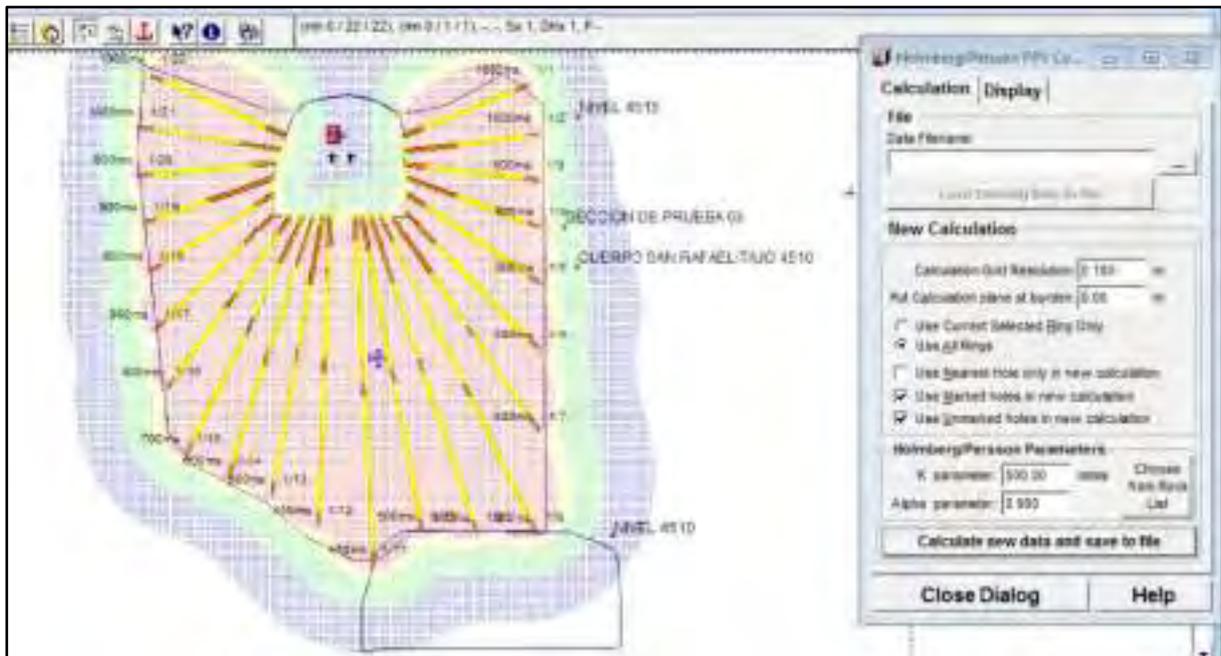
Fuente: Propia

Figura 105. Resultado de la distribución de energía sección 02 Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia

Figura 106. Resultado de la distribución de energía sección 03 Tj4510-2050, San Rafael SR34



Fuente: Propia

6.2. CONTROL Y MONITOREO DE VIBRACIONES

Se realiza el monitoreo de vibraciones para minimizar los daños producto de las ondas de voladura(vibraciones) que son las que causan la sobre rotura de la roca encajonante del tajo, dejando como resultado inestabilidad del tajo, banqueo de rocas de gran tamaño que aumentan la fragmentación del mineral roto y aumenta la difusión del mineral.

El monitoreo de vibraciones se realiza con el instrumento INSTANTEL Minimate Plus de 8 canales equipado de geófonos triaxiales, el cual se viene instalando en los pilares y cajas de la estructura mineralizada.

Figura 107. Equipo de monitoreo Minimate Plus



Fuente: Propia

En la Tabla N°47, se observa el cálculo de la velocidad pico partícula crítica obtenida en cada uno de los tajos en estudio, por lo que esta PPVc está calculada en base a los parámetros geomecánicos de la roca.

Los valores de la PPVc nos muestran que en el tajo Split_1900 y tajo San Rafael-2050 nuestra velocidad pico partícula obtenida (PPV) no debe de exceder de PPVc/4 para no generar una extensión ni dilatación de fracturas o fisuras existentes.

Tabla 47. Estimación de VPPc

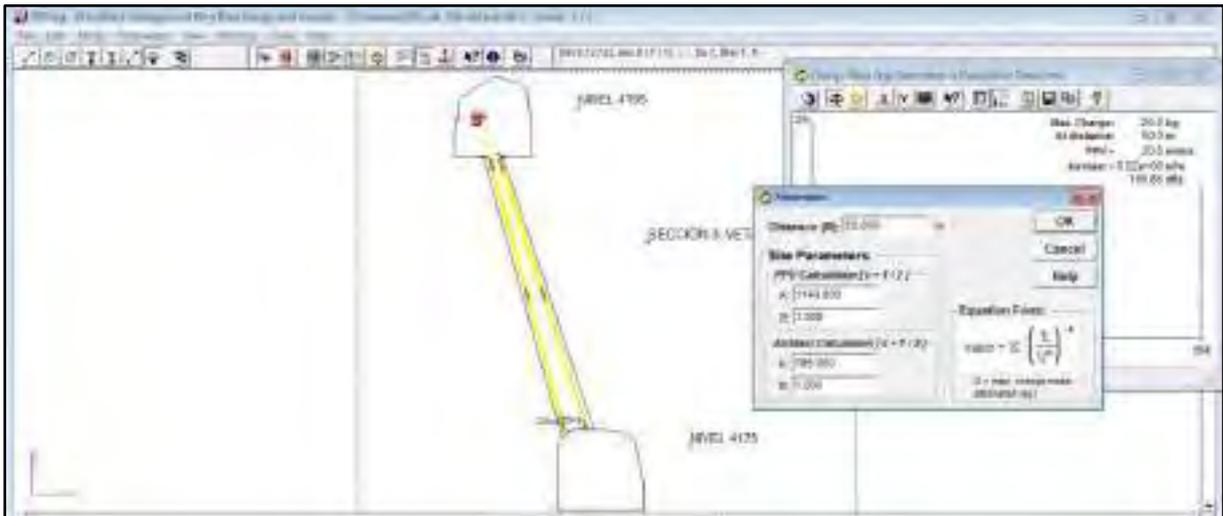
CALCULO DE LA VELOCIDAD PICO PARTICULA CRITICA VPPc										
TAJO	ESTRUCTURA	BANCO	VETA							
			Tipo de Roca	RCU (Mpa)	Ei (GPa)	σ_t (MPa)	Vp (m/s)	Creacion de nuevas fisuras	Extencion y dilatacion de fracturas	Intenso fracturamiento
								PPVc (mm/s)	PPVc/4 (mm/s)	4*PPVc (mm/s)
Tajo 4145-1900	SPLIT_2	4195-4175	Monzogranito	80	29.76	6.67	3837.78	859.73	214.93	3438.92
Tajo 4510-2050	SR34	4510-4515	Monzogranito	100	32.56	8.33	4030.8	1031.54	257.89	4123.16

Fuente: Área de Geomecánica-MINSUR

En la Figura N°108, se muestra la PPV obtenida en la simulación de la voladura en la veta del Tj 4145-1900, Split_2 con un valor de 29.5 mm/s que teóricamente es muy inferior al valor de PPVc/4=214.93 mm/s, lo que nos indica que la voladura no causaría ningún daño con las ondas ni vibraciones producidas.



Figura 108. Resultado de la simulación de PPV del Tj 4145-1900, Split_2



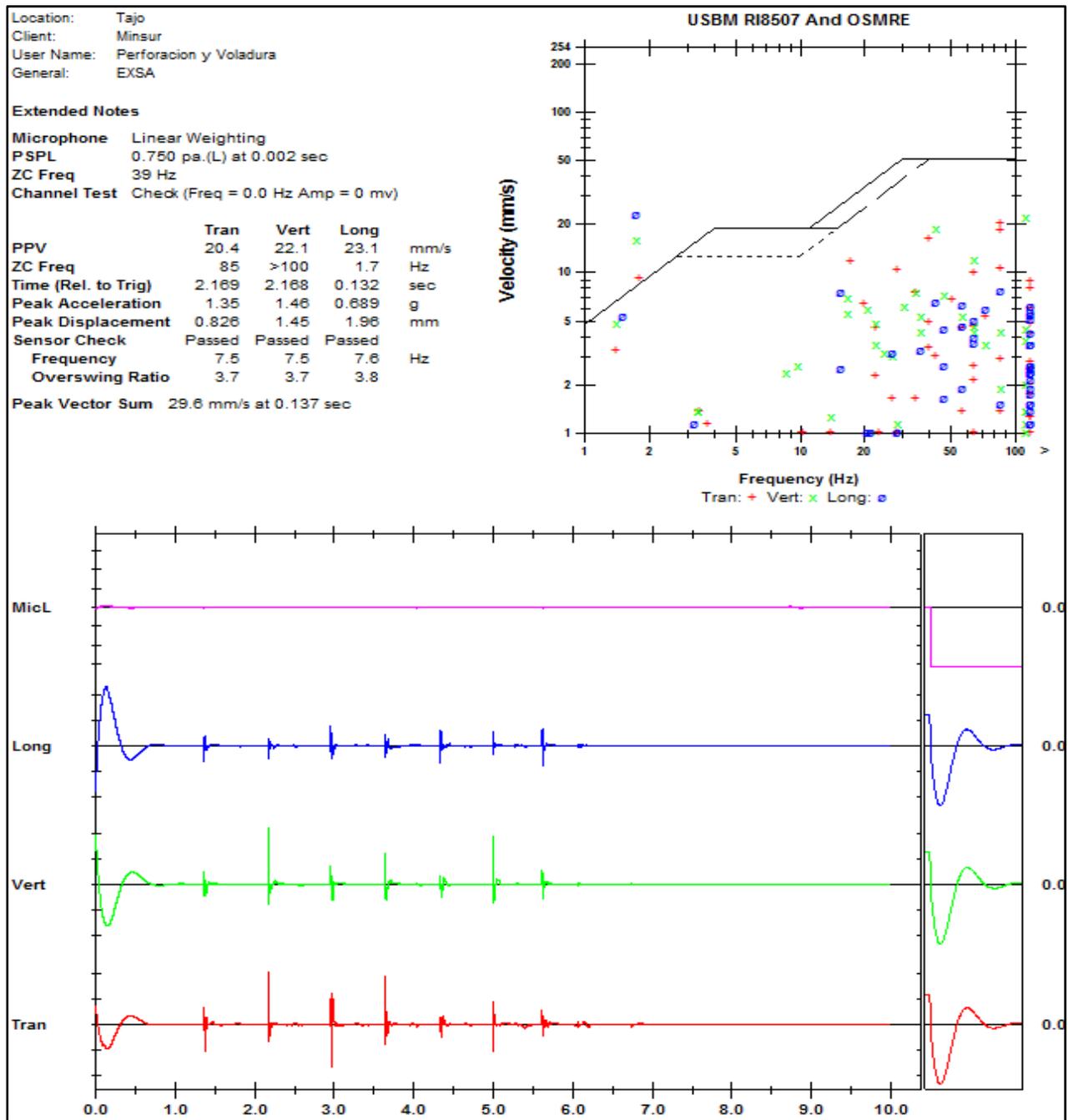
Fuente: Propia

En la Figura N°109, se comprueba la velocidad pico partícula obtenida teóricamente en la simulación en el JK Simblast-Modo 2D RING con el valor real obtenido por el instrumento porta metric que nos arroja un valor de PPV de 29.6 mm/s. Por lo tanto, nuestra simulación tiene una validez de un 100% ante los resultados obtenidos.

Según los resultados obtenidos con el sismógrafo la VPP resultante es de 29.6 mm/s, el cual está dentro de los parámetros que menciona la Normatividad internacional USBM RI 8507 (50 mm/s).



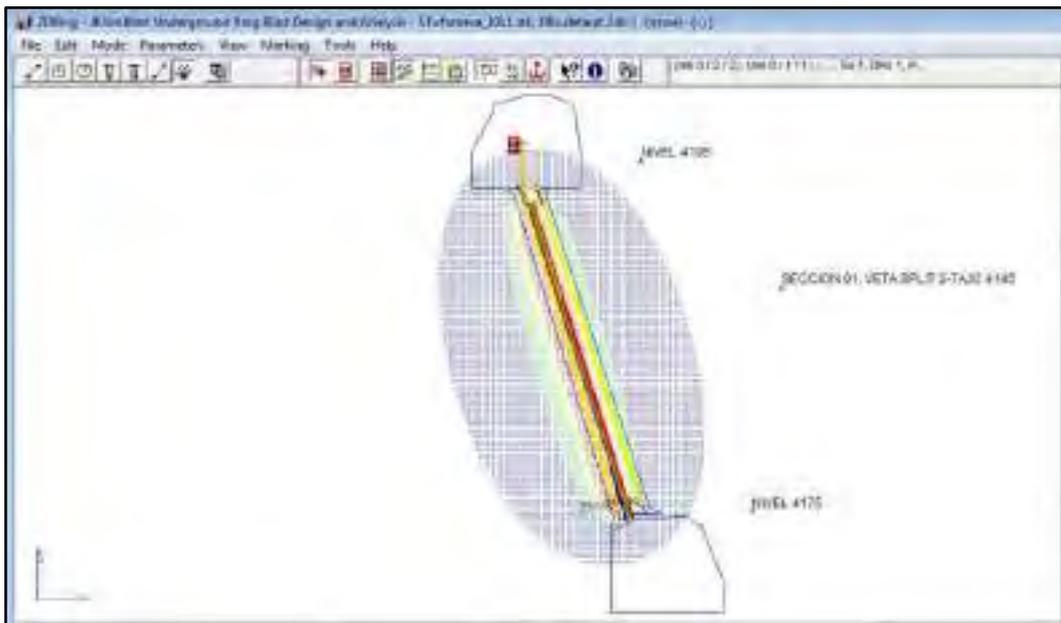
Figura 109. Resultado del VPP-Tj4145-1900 - Minimate Plus



Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

En la Figura N°110, se observa el área de influencia de las vibraciones producidas por nuestra voladura, estas vibraciones no tienen ningún efecto negativo en nuestra roca encajonante, no se tienen daños en los astiales que generen sobre rotura ni inestabilidad del tajo haciendo más segura la extracción del mineral.

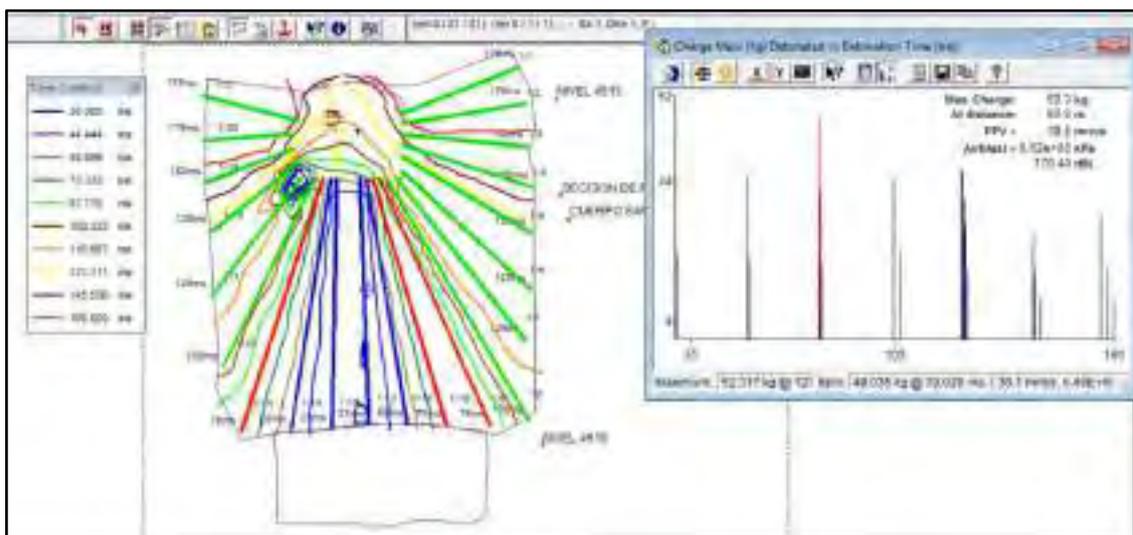
Figura 110. Área de influencia de VPP Tj4145-1900, Split_2



Fuente: Propia

En la Figura N°111, se muestra la PPV obtenida en la simulación de la voladura en el cuerpo del Tj 4510-2050, San Rafael con un valor de 28.6 mm/s que teóricamente es muy inferior al valor de $PPV_c/4=257.89$ mm/s, lo que nos indica que la voladura no causaría ningún daño con las ondas ni vibraciones producidas.

Figura 111. Resultado de la simulación de PPV del Tj 4510-2050, SR34



Fuente: Propia

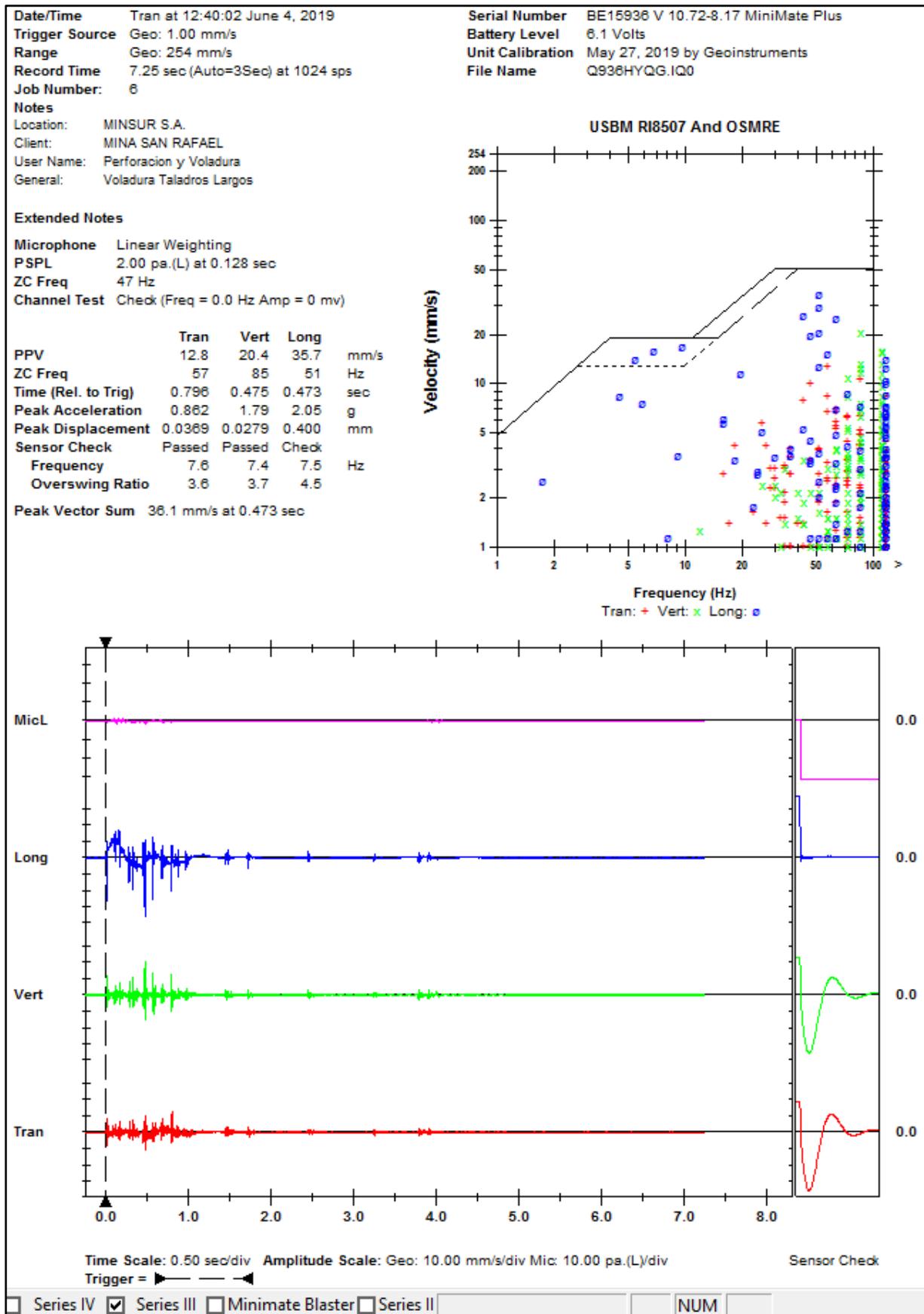


En la Figura N°112, se comprueba la velocidad pico partícula obtenida teóricamente en la simulación en el JK Simblast-Modo 2D RING con el valor real obtenido por el instrumento porta metric que nos arroja un valor de PPV de 36.1 mm/s.

Según los resultados obtenidos con el sismógrafo la VPP resultante es de 36.1 mm/s, el cual está dentro de los parámetros que menciona la Normatividad internacional USBM RI 8507 (50 mm/s).



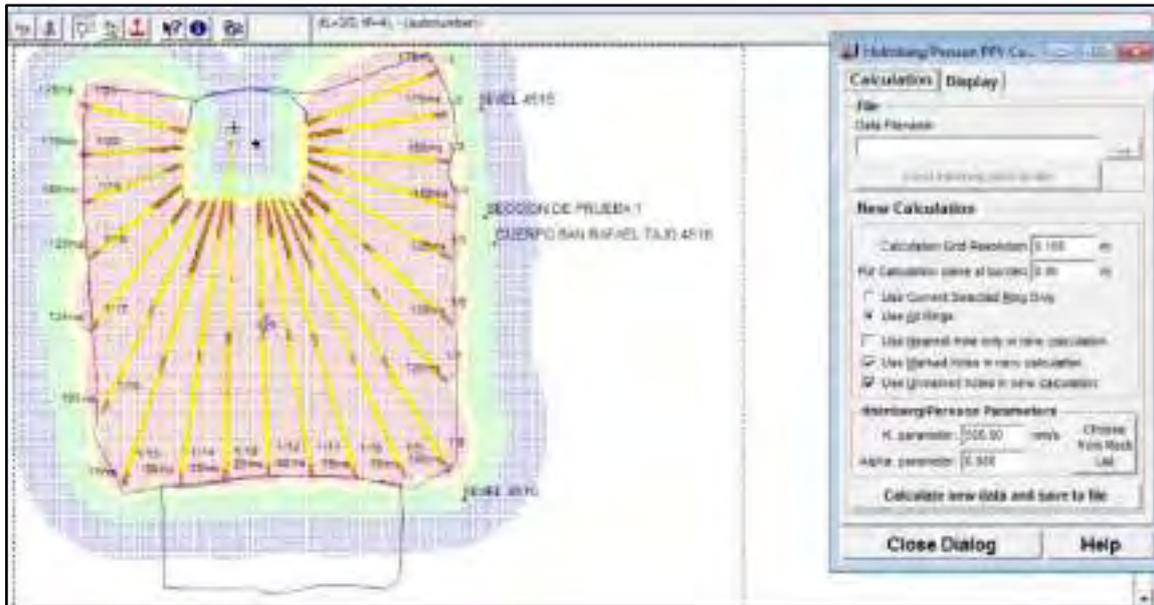
Figura 112. Resultado del VPP-Tj4510-2050 - Minimate Plus



Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

En la Figura N°113, se observa el área de influencia de las vibraciones producidas por nuestra voladura, estas vibraciones no tienen ningún efecto negativo en nuestra roca encajonante, no se tienen daños en los astiales que generen sobre rotura ni inestabilidad del tajo haciendo más segura la extracción del mineral.

Figura 113. Área de influencia de VPP Tj4510-2050, SR34



Fuente: Propia

En las Figuras N°114, 115 y 116, se aprecia el resultado de la voladura en el Tj4145-1900, veta Split_2; por lo que, este tajo tiene estabilidad y geométricamente la veta quedó bien definida sin presencia de sobre rotura ni mineral acumulado por los fly rocks.

Figura 114. Resultado de voladura con un Tajo bien perfilado



Fuente: Propia

Figura 115. Tajo sin sobre rotura



Fuente: Propia

Figura 116. Resultado final del Tajo



Fuente: Propia

6.3. CONTROL DE FRAGMENTACIÓN

En esta etapa se realiza el control de nuestra fragmentación obtenida, para ello se utiliza el instrumento digital Monition Porta Metric que en su configuración para el cálculo

del P-80 está integrado el modelo de predicción de KUZ RAM. El método para su determinación se basa mediante la toma de imágenes en 3D para su análisis.

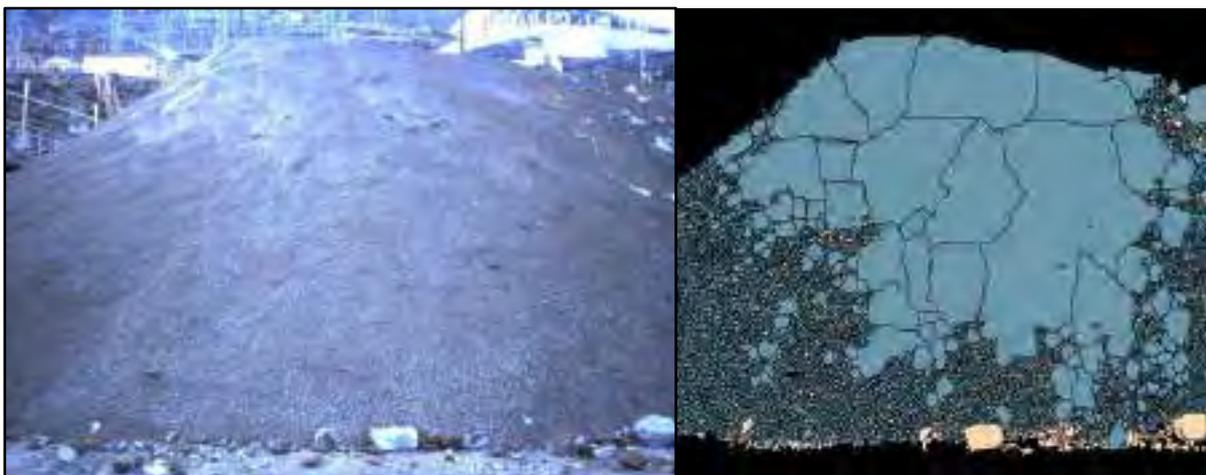
Figura 117. Portas Metric



Fuente: Propia

En la Figura N°118, se muestra el análisis de la fragmentación obtenida de la prueba de voladura realizada en el Tj 4145-1900, Veta Split_2, Por lo que se tendría un tamaño medio de los fragmentos de 1.73 pulgadas, es decir un $P50 = 1.73$ pulgadas, asimismo, se tendría un $P80 = 3.28$ pulgadas; mientras que los fragmentos de 6 pulgadas serian menor al 97.90% del total del material disparado.

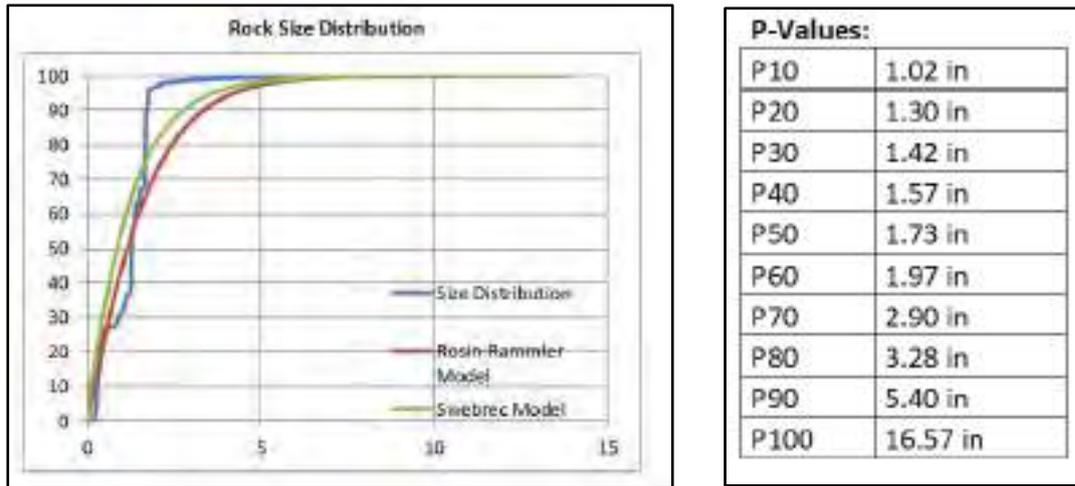
Figura 118. Fragmentación obtenida Tj4145-1900 Split_2



Fuente: Propia

En la Grafica N°23, se muestra el análisis de fragmentación se evidencia una notable uniformidad de nuestra curva granulométrica, lo que nos indica que no se tiene valores pequeños ni valores grandes de fragmentación, sino que todos los fragmentos tienen una uniformidad alta.

Grafica 23. Análisis P-80



Fuente: Área de Perforación y Voladura, Porta Metric-MINSUR

En la Figura N°119, se muestra el análisis de la fragmentación obtenida de la prueba de voladura realizada en el Tj 4510-2050, Cuerpo San Rafael SR34, Por lo que se tendría un tamaño medio de los fragmentos de 2.17 pulgadas, es decir un P50 = 2.17 pulgadas, asimismo, se tendría un P80 = 3.65 pulgadas; mientras que los fragmentos de 6 pulgadas serian menor al 94.60% del total del material disparado.

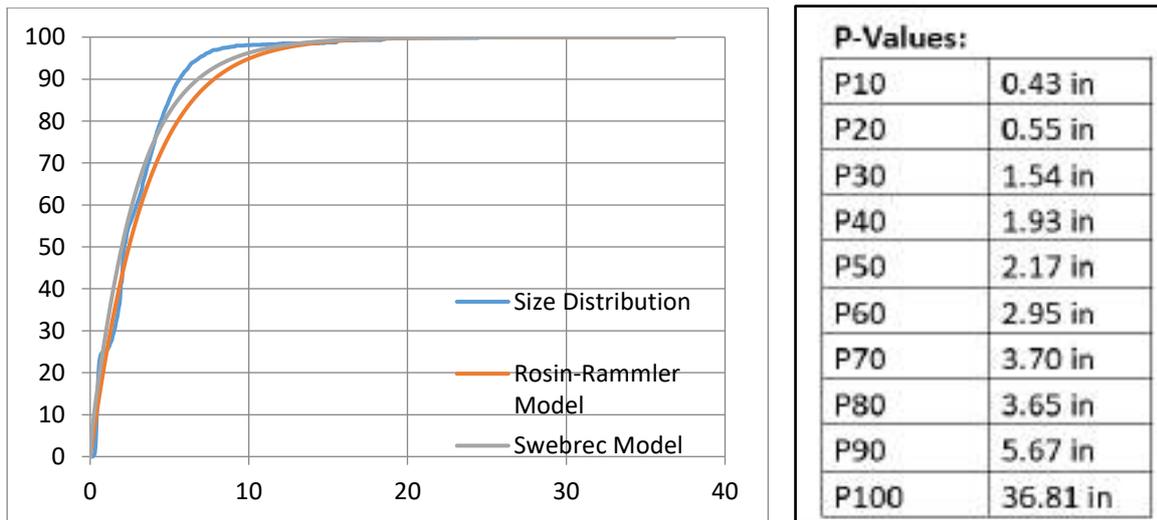
Figura 119. Fragmentación Obtenida Tj4510-2050, San Rafael



Fuente: Propia

En la Grafica N°24, se muestra el análisis de fragmentación se evidencia una notable uniformidad de nuestra curva granulométrica, lo que nos indica que no se tiene valores pequeños ni valores grandes de fragmentación, sino que todos los fragmentos tienen una uniformidad alta.

Grafica 24. Analisis-P-80



Fuente: Área de Perforación y Voladura, Porta Metric-MINSUR

En la Figura N°120, se aprecia el ore pass libremente sin la presencia de bancos de gran dimensión; además la utilización de rompe bancos se redujo significativamente y por ello se redujo el costo operativo.

Figura 120. Utilización de Rompe Banco



Fuente: Propia



Los resultados obtenidos del P50 y P80 son mucho mejores a los resultados proyectados; asimismo, se pudo obtener fragmentos menores a 6 pulgadas en 97.9 en vetas y 94.60% en cuerpos. Esto también indica una performance de los resultados donde el desfase de finos y bolones es mínimo tal cual nos resultó en la predicción de Kuz – Ram.

En la Tabla N° 48, se muestra la comparación del porcentaje de utilización de los rompe bancos en las parrillas como es el caso en el Tj 4510-4510 se tiene 43.08% y en el Tj 4145-1900 se tiene un porcentaje de utilización de 28.92% lo que significa que demandas recursos considerables para hacer pasar por la parrilla el mineral roto, el cual tiene una fragmentación irregular(finos y bolones). Al implementar las mejoras en las operaciones unitarias este porcentaje de utilización de los rompe bancos es afectada positivamente reduciendo en el Tj 4510-2050 a 11.92% y en el Tj4145-1900 a 14.17% con una reducción en el costo de utilización de los rompe bancos de 1363.45 1\$ y 645.27 \$ respectivamente; pero aplicando el modelo de predicción de Kuz Ram a las labores en explotación se tendría una reducción de costo de 7677.63 \$.

Tabla 48. COMPARACION DE COSTO DE LA UTILIZACION DE ROMPE BANCOS

 REGISTRO DE OPERACIÓN DE ACARREO (ROMPE BANCOS)											
TAJO	HR DIESEL	HR ELECTRICO	HR. REALES TAJOS	% UTILIZACION	HR DIESEL	HR ELECTRICO	HR. REALES TAJOS	% UTILIZACION	% AHORRO	AHORRO (\$)	
TJ 4510-2050 San Rafael	2.47	2.7	5.17	43.08%	0.83	0.6	1.43	11.92%	72.34%	1363.4544	
TJ 4145-1900 Split 2	2.01	1.46	3.47	28.92%	0.75	0.95	1.7	14.17%	51.01%	645.2712	
TJ 3850-1800 Eliana	1.84	1.87	3.71	30.92%	1.07	1.14	2.21	18.42%	40.43%	546.84	
TJ 3950-1900 Cynghi Techo	3.28	2.38	5.66	47.17%	1.16	1.46	2.62	21.83%	53.71%	1108.2624	
TJ 3950-2000 Diagonal SR	2.56	2.7	5.26	43.83%	0.66	1.76	2.42	20.17%	53.99%	1035.3504	
TJ 4224-1700 Ramal Mariano	2.15	2.43	4.58	38.17%	0.72	1.2	1.92	16.00%	58.08%	969.7296	
TJ 4285-1500 Carmen	2.16	2.18	4.34	36.17%	1.16	1.8	2.96	24.67%	31.80%	503.0928	
TJ 3950-1850 - Jorge	2.33	2.25	4.58	38.17%	0.38	1.98	2.36	19.67%	48.47%	809.3232	
TJ 4185-1500 Mariano	1.93	2.1	4.03	33.58%	1.13	0.99	2.12	17.67%	47.39%	696.3096	
									50.80%	7677.63	

Fuente: Propia

En el Grafica N°25, se muestra la variación del factor de potencia al aplicar el modelo de predicción de Kuz Ram en vetas y cuerpos; en los tajos de estudio se tiene una mejora significativa como en el Tj 4145-1900 se redujo de 1.62 Kg/Tn a 0.98 Kg/Tn mientras que

en el Tj4510-2050 se redujo de 0.51 Kg/Tn a 0.42 Kg/Tn, este resultado indica que el alto consumo de explosivo afectaba directamente al factor de potencia y con ello a la obtención de una fragmentación irregular, sobre rotura y presencia de bolones de hasta 1 metro de diámetro.

Con la aplicación de energía necesaria para fragmentar la roca a un tamaño de 6 pulgadas en el modelo de predicción de Kuz Ram se logró reducir significativamente el factor de potencia.

Grafica 25. Factor de Potencia



Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

En la Tabla N°49, a continuación se muestra el tonelaje mensual programado en cuerpos como en vetas con su respectivo costo en explosivos programado mensual. Al aplicar el modelo de predicción de Kuz Ram se tuvo que calcular la cantidad de explosivo necesario para tener una fragmentación de 6 pulgadas, lo que nos llevó a reducir la cantidad de explosivo que no generaba trabajo a la hora de la detonación por lo que el costo en explosivos disminuyó de 107 038.98 US\$ a 67 137.49 US\$, generando un ahorro de 39 901.41 US\$.



Tabla 49. COSTO DE EXPLOSIVO PROGRAMADO/ESTIMADO

PRODUCCION	TONELAJE PROGRAMADO TN	COSTO PROGRAMADO US\$	COSTO ESTIMADO US\$
CUERPOS-1.73%	56682.00	41377.86	28807.69
VETAS-1.73%	39318.00	65661.06	38329.80
Total	96000.00	107038.92	67137.49
			39 901.43

Fuente: Área de Productividad-MINSUR

El costo de voladura es afectada directamente por el factor de potencia por lo tanto una reducción en este, significa una reducción en el costo de voladura; por lo que en la Grafica N°26, se muestra la cuantificación de la reducción del costo de voladura en el Tj 4510-2050 se redujo de 0.82 US\$/TN a 0.51 US\$/TN y en el Tj 4145-1900 se redujo de 1.87 US\$/TN a 0.97 US\$/TN, significativamente representan una reducción del 37.8 % y 48.13 % respectivamente.

Grafica 26. Costo de voladura



Fuente: Área de Perforación y Voladura-MINSUR

En la Tabla N°50, se muestra el flujo de caja del Tj 4510-2050 y Tj 4145-1900, considerando que con la aplicación del modelo de predicción de Kuz Ram se controló la energía y vibraciones de las voladuras para no generar sobre rotura e inestabilidad de las cajas del tajo para reducir indirectamente la difusión.



Con esto se logra cuantificar el beneficio obtenido de cada uno de los tajos en estudio generando un aumento en la utilidad de 206,619.57 US\$ (19.32 %) en el Tj 4145-1900, Split_2

Mientras que en el Tj4510-2050, San Rafael SR34 se tiene un aumento en la utilidad de 369,767.96 US\$ (8.14%).

Tabla 50. Análisis de beneficio

ANALISIS DE FLUJO DE CAJA DE LOS TAJOS EN ESTUDIO					
PARAMETROS	UNIDADES	VETA SPLIT_2		CUERPO SAN RAFAEL SR33	
		ANTES	MEJORAS	ANTES	MEJORAS
Dilución	%	29.00	19.00	12.00	7.00
Ton Extraídas	TM/mes	392 300	392 300	1 284 200	1 284 200
Ton Mineral	TM/mes	278 533	317763	1 130 096	1 194 306
Ton Estéril	TM/mes	113 767	74537	154 104	89 894
Ley Media de Cabeza	%	1.73	1.73	1.73	1.73
Recuperación Planta SR	%	90.00	90.00	90.00	90.00
Recuperación Refinería Pisco	%	95.00	95.00	95.00	95.00
Precio de venta Sn	\$/TM	29,054.00	29,054.00	29,054.00	29,054.00
Ton Finas de Sn	TM/mes	45.78	52.22	185.73	196.28
Ingresos	US\$	1,330,002.01	1,517,326.24	5,396,236.54	5,702,840.89
Costo Operativo	US\$/TM	66.40	61.48	66.40	61.48
Costo Total	US\$	260,487.20	241,191.85	852,708.80	789,545.19
Flujo de Caja	US\$	1,069,514.81	1,276,134.39	4,543,527.74	4,913,295.70
			206,619.57		369,767.96

Fuente: Área de Productividad-MINSUR



CONCLUSIONES

1. Con la aplicación del modelo de predicción de Kuz Ram se redujo la fragmentación obteniéndose en el Tj 4145-1900 Split_2 un P-80 de 3.28 in y en el Tj 4510-2050 San Rafael SR34 un P-80 de 3.65 in. Además, se redujo el costo operativo incrementando la rentabilidad; en el Tj 4145-1900 Split_2 obtuvo un incremento de 206,619.57 US\$ mensuales lo que representa un incremento del 19.32 % y en el Tj 4510-2050 San Rafael SR34 se obtuvo un incremento en la rentabilidad de 369,767.96 US\$ mensuales lo que representa un incremento del 8.14%.
2. Se establecieron los criterios que influyen en el control granulométrico como la caracterización de estructuras geológicas (fallas, diaclasas, geodas y discontinuidades), parámetros geomecánicos como el RMR, RQD, Q' y el número de estabilidad de Mathews N'; con esto se pudo establecer el Índice de volabilidad de Lilly "A".

Otro criterio que influye es el porcentaje de desviación en la perforación por lo que se redujo en el Tj 4145-1900, Veta Split_2 a 1.57 % y en el Tj 4510-2050, Cuerpo San Rafael SR34 a 1.68%.
3. Se predijo una fragmentación esperada del P-80 de 5.27 in en el Tj4145-1900, Veta Split_2 y 8.8 in en el Tj4510-2050, Cuerpo San Rafael; por lo que se obtuvo mejores resultados en nuestras pruebas de voladura redimiendo así nuestro P-80 de 8.43in a 3.28 in en el Tj4145-1900, Veta Split_2 y de 8.86 in a 3.65 in en el Tj4510-2050, Cuerpo San Rafael.
4. Al disminuir el porcentaje de utilización de los rompe bancos en el Tj 4145-1900 Split_2 y en el Tj 4510-2050 San Rafael SR34 se redujo el costo de utilización de estos equipos en 1363.45 \$/mes y 645.27 \$/mes respectivamente; además , Con el control adecuado en la perforación se tuvo mayores rendimientos en los aceros de perforación logrando reducir el costo de aceros de 2.05 US\$/m a 1.71 US\$/m y con la determinación de la densidad de energía elástica necesaria para nuestra voladura se redujo el costo de voladura en el Tj 4145-



1900 Split_2 de 1.87 US\$/TN a 0.97 US\$/TN y en el Tj4510-2050 San Rafael SR34 de 0.82 US\$/TN a 0.51 US\$/TN.



RECOMENDACIONES

1. Identificar los parámetros geológicos y geomecánicos antes de la explotación de un tajo para determinar correctamente el diseño de la malla de perforación.
2. La utilización del nuevo diseño de broca retráctil con insertos balísticos y grasa magnolia para reducir el porcentaje de desviación en la perforación y aumentar la eficiencia de los aceros de perforación.
3. Realizar el cálculo de la energía de densidad elástica necesaria para romper la roca de cada uno de las estructuras de los tajos para un buen diseño de carguío de los taladros.
4. Aplicar el modelo de predicción de Kuz Ram para cada tajo en explotación y poder controlar la fragmentación.
5. Simular cada una de las voladuras para tener una mayor control de la magnitud de las vibraciones producidas y evitar sobre rotura, dilución e inestabilidad del tajo.



BIBLIOGRAFIA

1. Albino S. (2009). Vibraciones Generadas por Voladura, Exsa – Perú.
2. ASP BLASTRONICS S.A. (1997). Diseño y Evaluación De Voladura, Chile
3. Atlas Copco (2015) Hoja Técnica, Perforadora Simba S7D.
4. Austin Powder Internacional (2015). Optimización de diseño de Perforación y Voladura – Subterránea.
5. Barrera P. (2017). VALIDACIÓN DEL MODELO KUZ-RAM PARA OPTIMIZAR LA FRAGMENTACIÓN DE ROCA POR VOLADURA”
6. BARTON, N. R.; LUNDE, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Rock Mechanics, Springer Verlag,
7. Bernaola Alonso et al (2013) Perforación y Voladura de Rocas en Minería, departamento de explotación de recursos minerales y obras subterráneas laboratorio de tecnologías mineras Madrid - España.
8. CALVIN J. KONYA, ENRIQUE ALBARRAN N. (1998). Diseño de Voladuras”, ediciones cautil, México.
9. Contreras Pérez Willy J. (2009). Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones “Aplicación en minas Ares”, Tesis, Universidad Nacional de Ingeniería
10. EXSA (2000). Manual Práctico de Voladura”,3º edición, Lima
11. Fuenzalida J. y López E., (2011) Método de Explotación Sublevel Stopping, Tesis, Universidad de Santiago de Chile.
12. Hernández, R., Fernández, C., Baptista, M.P. (2010). Metodología de la Investigación, 5ta Edición, México: Mc Graw Hill.
13. LOPEZ Jimeno (1994). Manual de perforación y voladura de rocas, Madrid



14. MONTROYA I. (2002) Modelos Predictivo de Fragmentación. Enaex S.A, Buenos Aires.
Argentina
15. Orihuela C. (2009) “DISEÑO DE UN MODELO PREDICTIVO A PARTIR DE UN ESTUDIO DE VIBRACIONES EN UNA VOLADURA EN UNA MINA MODELO”
16. UEE, Unión Española de Explosivos S.A. (2002) Manual de empleo de explosivos Madrid
17. UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA: “IV Simposio Nacional de Perforación y Voladura de Rocas”.



ANEXOS

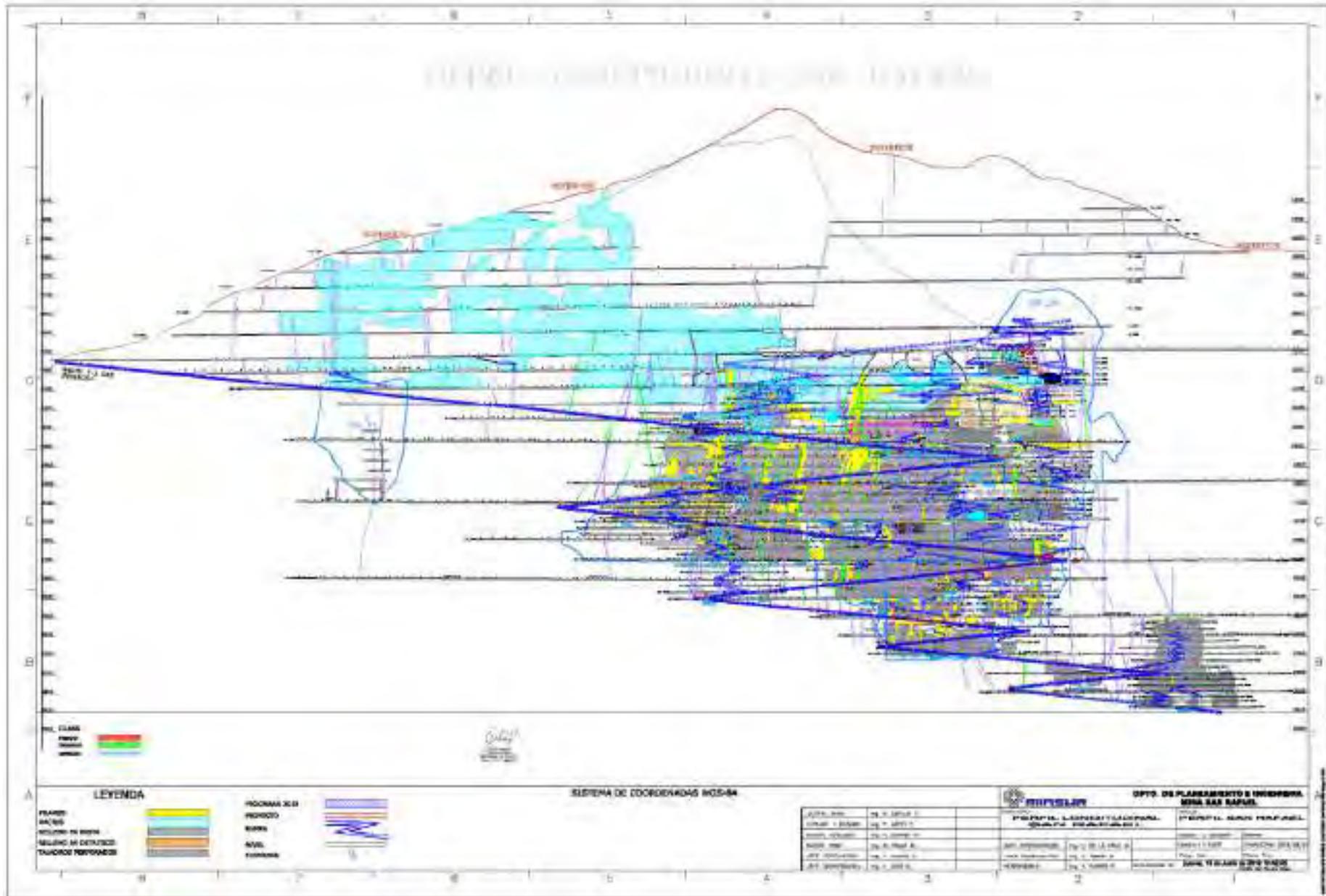


ANEXO 1. PROGRAMA DE PRODUCCION MENSUAL

Origen	Tipo	Metodología	Estado	Actividad	Eqpt	V. Mensual	Total	Panel	Panel	TMO	W	TMV	W	TMO	W	TMO	W	TMO	W	TMO	W																			
Capex	Capex	Capex	Capex	Capex	Capex	T/4500-2850	800	PANEL 05	4510-4400	1,540	7.83	4,534	9.08																											
						T/4500-2850	800	PANEL 01	4515-4510																															
						Total T/ 4500-2850									1,540	7.83	4,534	9.08	2,662	1.08	3,612	1.28	439	2.15	6,077	8.59														
						T/4000-1800	500	PANEL 06	4017-4000																															
						Total T/ 4000-1800									2,000	3.54																								
						T/3550-1800	350	PANEL 08	3563-3500																															
						Total T/ 3550-1800									1,670	1.64	3,677	1.80	1,400	0.76																				
						T/3475-1800	350	PANEL 04	3460-3457																															
						Total T/ 3475-1800									1,670	1.64	3,677	1.80	1,400	0.76																				
						T/3200-1800	300	PANEL 00	3207-3200																															
						Total T/ 3200-1800																																		
						T/3100-1800	300	PANEL 01																																
						Total T/ 3100-1800									1,800	2.88																								
						T/2750-2100	300	PANEL 07	2763-2700																															
						Total T/ 2750-2100									1,800	3.88																								
T/2750-2100	300	PANEL 07	2763-2700																																					
Total T/ 2750-2100									1,800	0.79																														
T/2150-1400	500	PANEL 00	2170-2150																																					
Total T/ 2150-1400									1,800	0.59				704	0.72	2,401	0.88	2,117	1.85	6,406	0.82																			
T/2150-1400	500	PANEL 00	2170-2150																																					
Total T/ 2150-1400									1,800	0.58				704	0.72	2,401	0.88	2,117	1.85	6,406	0.82																			
T/2150-1400	500	PANEL 00	2170-2150																																					
Total T/ 2150-1400									1,800	0.58				1,400	0.75	3,519	0.58	2,852	0.75	11,518	0.68																			
Total Capex									14,780	1.84	4,990	8.03	13,800	1.50	17,764	1.27	7,180	1.30	25,181	3.14																				
Mina	Mina	Mina	Mina	Mina	Mina	T/4100-1800	800	PANEL 08	4104-4100																															
						T/4100-1800	800	PANEL 05	4100-4104																															
						Total T/ 4100-1800																																		
						T/4050-1800	800	PANEL 01																																
						Total T/ 4050-1800									1,580	1.20			1,580	1.20																				
						T/4050-1800	800	PANEL 01																																
						Total T/ 4050-1800									1,580	1.20																								
						T/4050-1800	800	PANEL 07	4050-4054																															
						Total T/ 4050-1800									1,580	1.75																								
						T/4050-1800	800	PANEL 05	4054-4050																															
						Total T/ 4050-1800									1,580	1.73																								
						T/4100-1800	800	PANEL 03																																
						Total T/ 4100-1800																																		
						T/4100-1800	800	PANEL 06	4100-4100																															
						Total T/ 4100-1800									1,580	1.11																								
T/3800-1800	800	PANEL 05	3806-3800																																					
Total T/ 3800-1800									1,580	0.63																														
T/3800-1800	800	PANEL 06	3800-3800																																					
Total T/ 3800-1800									1,580	0.89																														
T/3950-1800	800	PANEL 06	3907-3900																																					
Total T/ 3950-1800									1,580	1.64																														
Total Mina									14,780	1.96	22,018	2.95	21,400	1.18	24,226	1.17	10,124	1.13																						
Total Operativos									14,780	2.26	35,557	3.58	18,157	1.24	17,764	1.22	7,787	1.15	72,595	1.85																				
Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento	Mantenimiento																		
Total Operativos									14,780	1.03	5,461	1.03	5,461	1.03	5,461	1.03	2,340	1.03	23,400	1.03																				
Total Operativos									14,780	1.03	5,461	1.03	5,461	1.03	5,461	1.03	2,340	1.03	23,400	1.03																				
Total Operativos									14,780	1.03	5,461	1.03	5,461	1.03	5,461	1.03	2,340	1.03	23,400	1.03																				

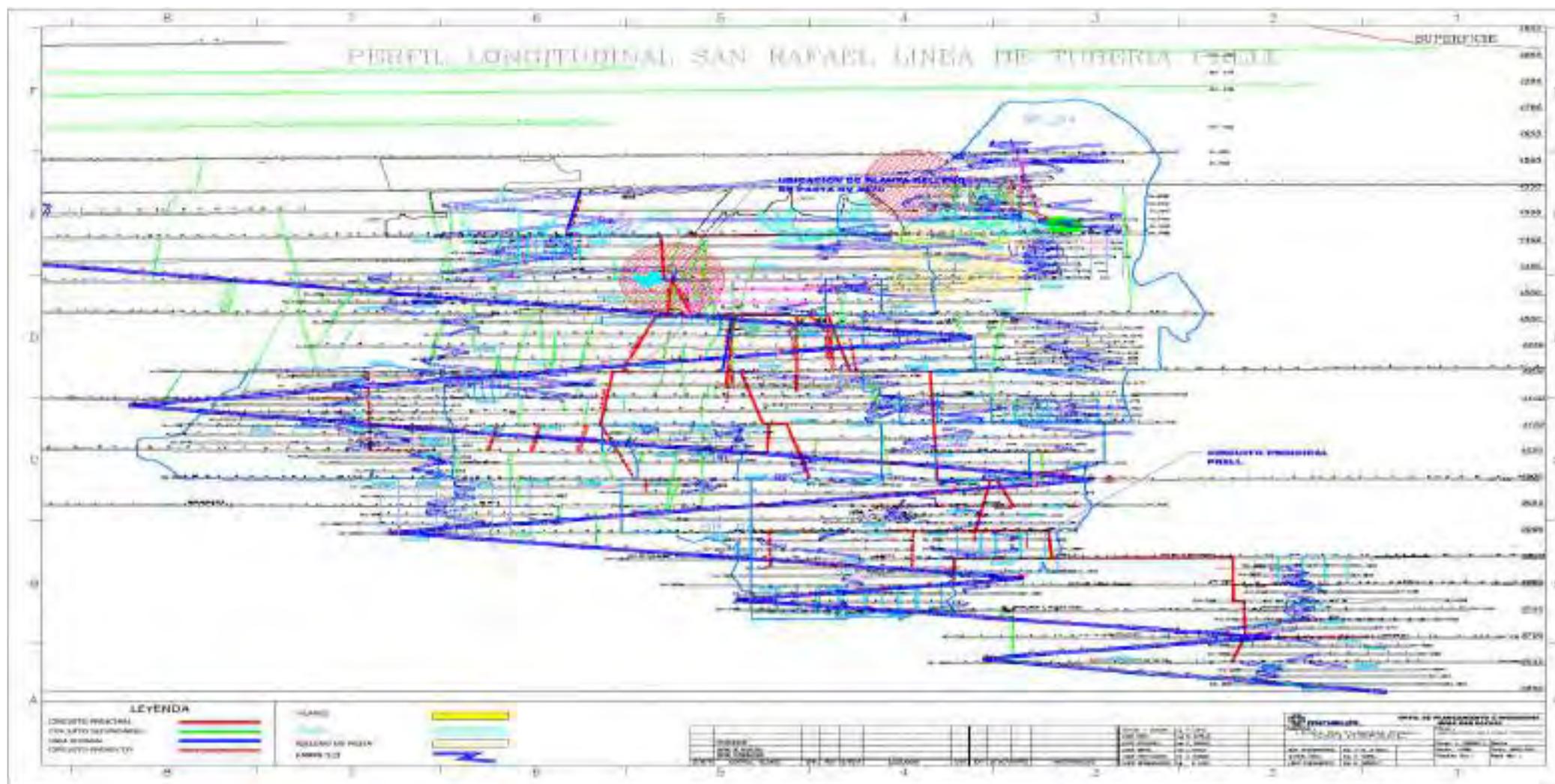


ANEXO 2. LONGITUDINAL TOPOGRÁFICO SAN RAFAEL



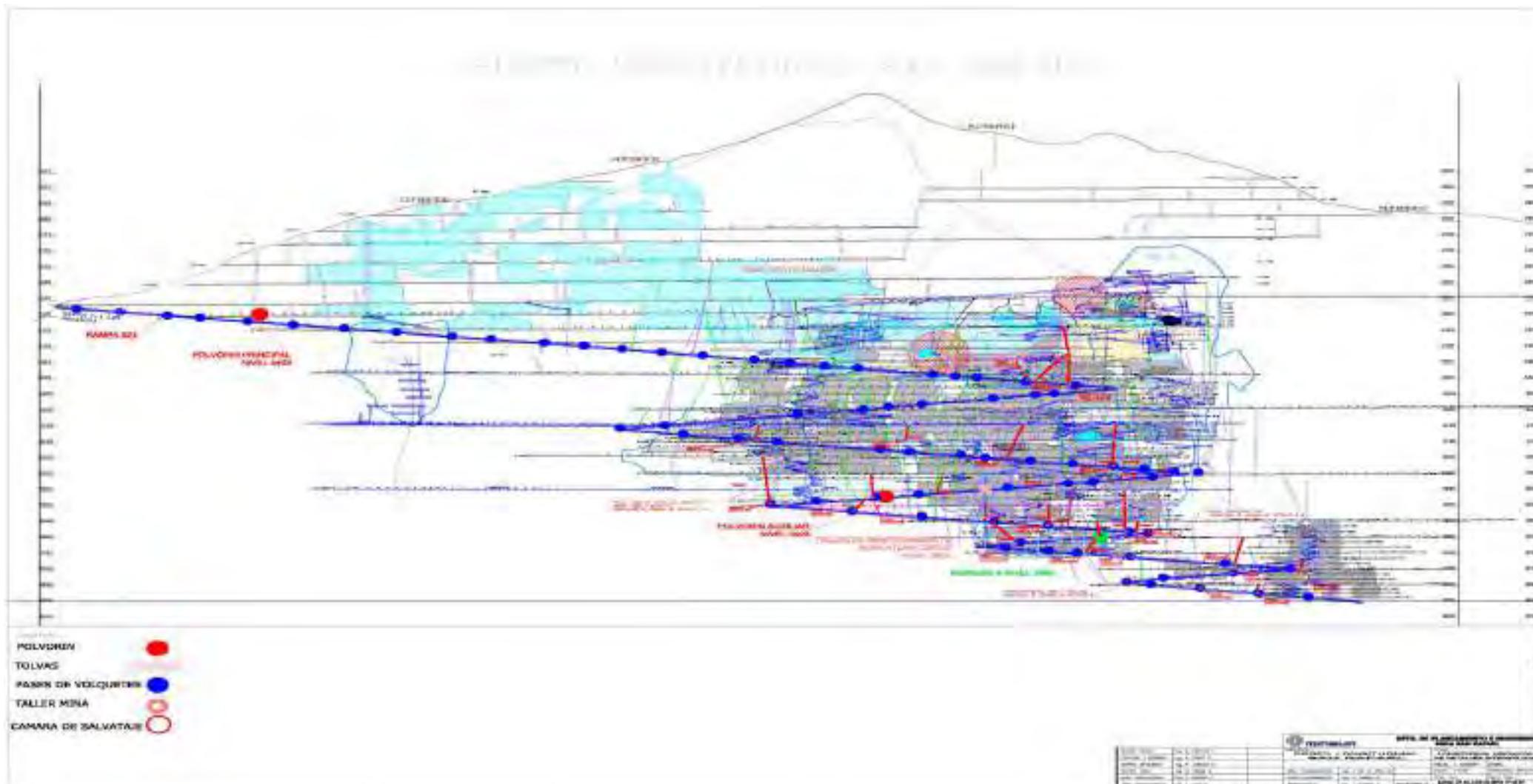


ANEXO 3. PERFIL LONGITUDINAL DE TUBERIAS PRELL (RELLENO)



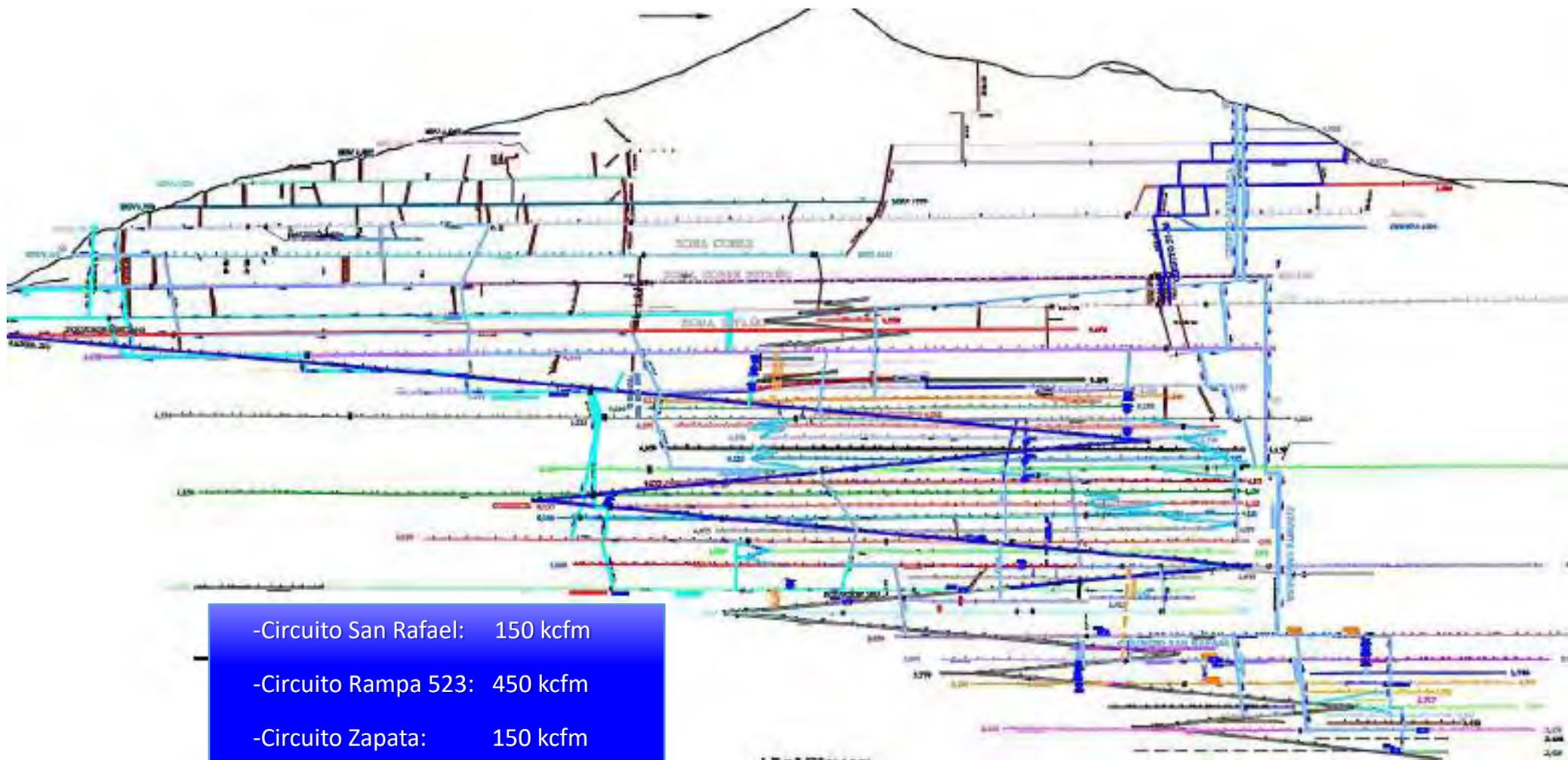


ANEXO 4. PLANO LONGITUDINAL DE UBICACION DE TOLVAS PASES DE VOLQUETES CAMARA DE SALVATAJE

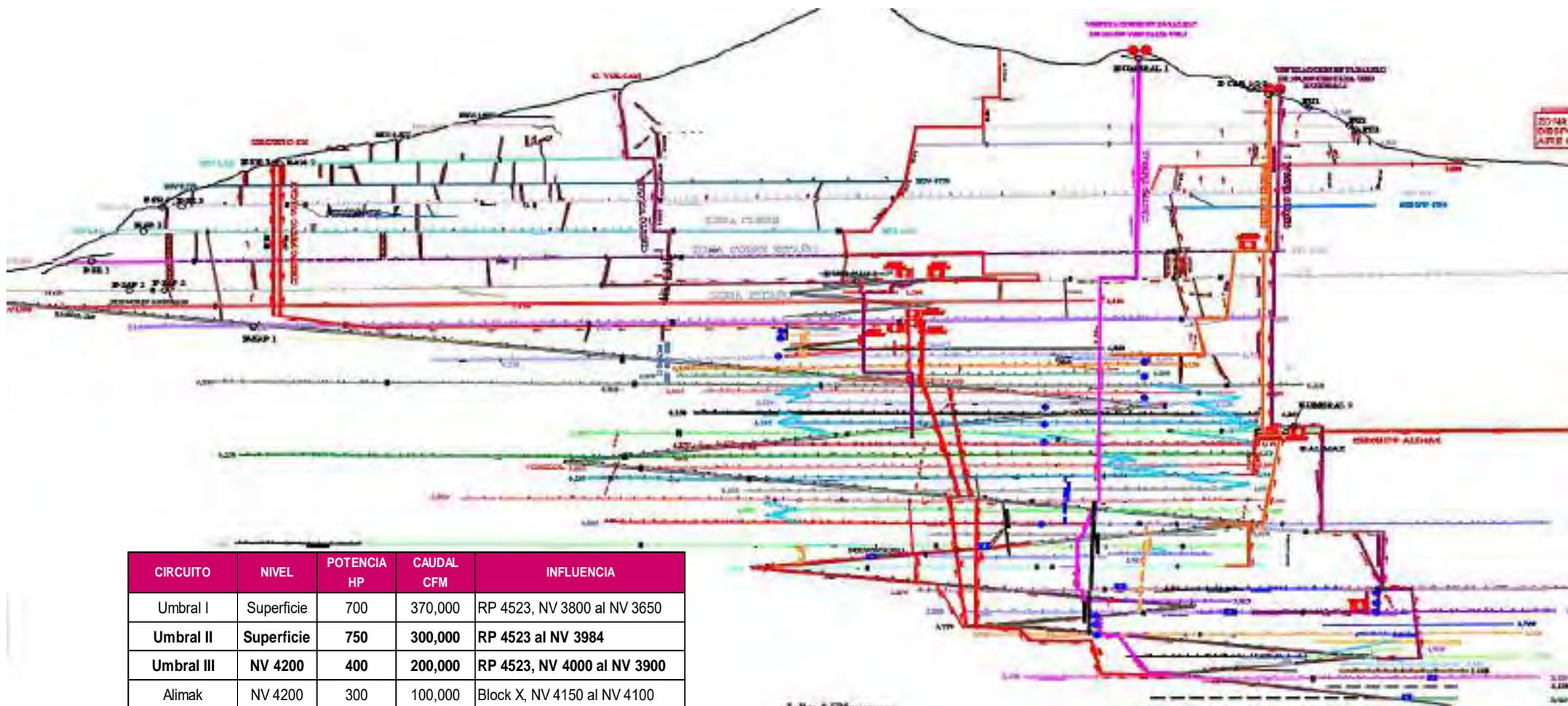




ANEXO 5. PLANO LONGITUDINAL DE ENTRADAS Y EVACUACION DE VENTILACION



- Circuito San Rafael: 150 kcfm
- Circuito Rampa 523: 450 kcfm
- Circuito Zapata: 150 kcfm
- Circuito Jorge: 100 kcfm
- Circuito Carabaya: 650 kcfm



CIRCUITO	NIVEL	POTENCIA HP	CAUDAL CFM	INFLUENCIA
Umbral I	Superficie	700	370,000	RP 4523, NV 3800 al NV 3650
Umbral II	Superficie	750	300,000	RP 4523 al NV 3984
Umbral III	NV 4200	400	200,000	RP 4523, NV 4000 al NV 3900
Alimak	NV 4200	300	100,000	Block X, NV 4150 al NV 4100
Nuevo Volcan	NV 4450	1050	450,000	RP 4523, NV 4185 al NV 3650
Antigo Volcan	NV 4533	300	100,000	NV 4200 al NV 4606 Carmen
Patrón	NV 4533	300	100,000	NV 4200 al NV 4606 Carmen



