

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TESIS

**“ANÁLISIS Y EVALUACIÓN DEL TAJO RAMAL
MARÍA INES PARA LA EXPLOTACIÓN POR SUB
LEVEL STOPING EN LA MINA VINCHOS”**

PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

ELABORADO POR
JORGE ANTONIO ARIZA ESPINOZA

ASESOR
MBA. Ing. VICTOR MANUEL HERNANDEZ DIAZ

LIMA-PERU

2021

DEDICATORIA

La presente tesis, dedicado a Dios, a mis padres, hermanos, a mi novia Rosy Rojas y a las personas que me apoyan en el desarrollo de mi profesión.

AGRADECIMIENTO

Al Ing. Adolfo Torre Gonzales, por haberme dado el apoyo y confianza que me brindo. A los profesionales que laboraron en la Empresa Explotadora Vinchos en especial a los ingenieros: Fernando Molina Huerta, Fredy López García, Wilber Tapia, Robert Mejía por sus consejos y colaboración.

Un agradecimiento en especial a los docentes de mi facultad de Ingeniería de Minas.

RESUMEN

En la coyuntura actual en la cual nos encontramos, donde el precio de los metales se encuentra muy devaluado a nivel mundial (Plata: 16.90 USD/OZ, Plomo: 1,746.13 USD/TON USD, Zinc: 1,850.86 USD/TON), donde la actividad minera es afectada por factores económicos, ambientales y problemas sociales; es de vital importancia el impulso de la actividad minera en nuestro país. La presente tesis titulado “ANÁLISIS Y EVALUACIÓN DEL TAJEO RAMAL MARÍA INÉS PARA LA EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING EN LA MINA VINCHOS”, involucra criterios técnicos y económicos orientados a la continuidad de la explotación del Tajo Ramal María Inés, como una alternativa de solución al problema de estabilidad, seguridad del tajo y rentabilidad económica.

Se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geométricas del cuerpo mineralizado, el análisis geomecánico del Tajo Ramal María Inés y la evaluación económica; como base para determinar técnicamente la continuidad de la explotación del tajo. El diseño de explotación sub Level Stopping (Aplicación taladros largos) en base al modelo matemático Pearse para determinar el (Burden = 1.2 mt y Espaciamiento = 1.2 mt) y diseño de malla en taladros en abanico (software Datamine: 72 secciones); se determina factores tales como la dilución (18%) y valor del mineral (130.14 USD/TM). La estimación económica parte en establecer los costos fijos (33.10 USD/TM) y costos variables (43.58 USD/TM) involucrados en la explotación del tajo, en función a estos costos se realiza la evaluación económica obteniendo el margen de utilidad de (52.98 USD/TM) que genera la explotación, cabe señalar que el tiempo es un factor que afecta a los criterios económicos como el (VAN = 6, 563,573.96 USD) y (TIR = 88.0%) cuyo análisis y determinación finalmente permitirá definir económicamente la continuidad del proyecto de explotación del Tajo Ramal María Inés.

ABSTRACT

In the current situation in which we find ourselves, where the price of metals is highly devalued worldwide (Silver: 16.90 USD / OZ, Lead: 1,746.13 USD / TON USD, Zinc: 1,850.86 USD / TON), where the activity mining is affected by economic, environmental and social problems; the promotion of mining activity in our country is of vital importance. This thesis entitled "ANALYSIS AND EVALUATION OF THE MARÍA INES BRANCH CUTTING FOR THE EXPLOITATION BY SUB LEVEL STOPPING IN THE VINCHOS MINE", involves technical and economic criteria aimed at the continuity of the exploitation of the Tajo Ramal María Inés, as an alternative solution to the problem of stability, safety of the pit and economic profitability.

It is based on the analysis of the geological and geometric conditions of the mineralized body, the geomechanical analysis of the Tajo Ramal María Inés and the economic evaluation; as a basis for technically determining the continuity of the exploitation of the pit. The sub Level Stopping exploitation design (Long hole application) based on the Pearse mathematical model to determine the (Burden = 1.2 mt and Spacing = 1.2 mt) and mesh design in fan holes (Datamine software: 72 sections); factors such as dilution (18%) and mineral value (130.14 USD / MT) are determined. The economic estimate starts by establishing the fixed costs (33.10 USD / MT) and variable costs (43.58 USD / MT) involved in the exploitation of the pit, based on these costs, the economic evaluation is carried out, obtaining the profit margin of (52.98 USD / MT) generated by the exploitation, it should be noted that time is a factor that affects economic criteria such as (NPV = 6, 563,573.96 USD) and (IRR = 88.0%) whose analysis and determination will finally make it possible to economically define the continuity of the Tajo Ramal María Inés exploitation project.

INDICE

	Pág.
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
INDICE	vi
INDICE DE TABLAS	xi
INDICE DE FIGURAS	xiv
INDICE DE ANEXOS	xvii
INTRODUCCION	1
CAPITULO I: GENERALIDADES	3
1.1 ANTECEDENTES REFERENCIALES.....	3
1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	5
1.3 OBJETIVOS.....	6
1.3.1 Objetivo general.....	6
1.3.2 Objetivos especificos.....	6
1.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	6
1.4.1 Hipótesis general.....	6
1.4.2 Hipótesis especifica.....	6
CAPITULO II. MARCO TEORICO	8
2.1 UBICACIÓN.....	8
2.2 CLIMA.....	11
2.3 ACCESIBILIDAD.....	11

	Pág.
2.4 MARCO GEOLÓGICO.....	13
2.4.1 Geología regional.....	13
2.4.2 Columna Estratigráfica.....	14
2.4.3 Geología Local.....	17
2.4.3.1 Geología estructural.....	17
2.4.3.2 Estructuras geológicas.....	18
2.4.3.3 Mineralización.....	20
2.4.3.4 Geomorfología.....	25
2.5 METODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING.....	25
2.5.1 Desarrollo y preparación.....	26
2.5.2 Diseño de tajo.....	27
2.5.3 Producción.....	28
CAPITULO III: SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA	
RAMAL MARÍA INÉS.....	30
3.1 METODOLOGÍA PARA LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO.....	32
3.1.1 Metodología de selección de método de minado (Nicholas).....	32
3.1.2 Análisis técnico de los métodos pre-seleccionados.....	39
3.1.3 Análisis cualitativo de los métodos subterráneos evaluados.....	45
3.2 RESUMEN DE LA SELECCIÓN DE METODO DE MINADO.....	47
CAPITULO IV: ESTUDIO GEOMECANICO TAJO RAMAL MARIA INÉS.....	49
4.1 GEOLOGÍA VETA RAMAL MARÍA INÉS Y ROCA CAJA.....	50
4.2 ESTRATIGRAFÍA VETA RAMAL MARÍA INÉS Y ROCA CAJA.....	53
4.2.1 Estudio estratigráfico Veta Ramal María Inés – Roca Caja Nv.3865.....	53
4.3 DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICA TAJO RAMAL MARÍA INÉS.....	60
4.4 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO.....	64

	Pág.
4.5 DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO TAJO RAMAL MARÍA INÉS.....	65
4.5.1 Procedimiento método grafico de estabilidad de Mathews.....	66
4.5.2 Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad al Tajo Ramal María Inés...68	
4.5.2.1 Clasificación geomecánica Q' modificado del macizo rocoso.....	70
4.5.2.2 Factor de esfuerzos en la roca (A).....	72
4.5.2.3 Factor de ajuste de los sistemas de discontinuidades por orientación (B).....	78
4.5.2.4. Factor de ajuste por efecto de la gravedad (c).....	81
4.5.3 Cálculo del número de estabilidad "N".....	83
4.5.4 Cálculo del radio hidráulico "S".....	84
4.6 FACTOR DE SEGURIDAD DE LA ABERTURA FINAL TAJEO RMI.....	87
CAPITULO V: MINADO SUB LEVEL STOPING TAJO RAMAL MARÍA INÉS...90	
5.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING (TALADROS LARGOS).....	90
5.2 APLICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING EN LA VETA RAMAL MARIA INES.....	92
5.2.1 Ubicación de la veta Ramal María Inés.....	92
5.2.2 Descripción geológica veta Ramal María Inés.....	92
5.2.3 Descripción para la explotación del Tajo Ramal María Inés.....	96
5.2.4 Diseño de la infraestructura del tajeo.....	96
5.2.5 Detalle de la infraestructura para la explotación.....	101
5.2.5.1 Labores de desarrollo.....	101
5.2.5.2 Labores de preparación.....	107

	Pág.
5.2.6 Secuencia de minado Tajo Ramal María Inés.....	109
5.2.6.1 Perforación de taladros largos.....	109
5.2.6.1.1 Diseño de malla de perforación.....	111
5.2.6.2 Voladura de taladros.....	115
5.2.6.2.1 Voladura del slot.....	116
5.2.6.2.2 Voladura de taladros de producción.....	116
5.2.6.3. Limpieza y acarreo de mineral.....	119
5.2.6.4. Transporte de mineral.....	120
5.2.6.5. Relleno Tajo Ramal María Inés.....	120
5.2.6.6. Ventilación Tajo Ramal María Inés.....	121
CAPITULO VI: COSTOS DE PRODUCCIÓN.....	123
6.1 CÁLCULO DE DILUCIÓN EN EL MÉTODO DE SUB LEVEL STOPING.....	123
6.2 ANCHO DE MINADO VETA RAMAL MARÍA INÉS.....	125
6.3 RESERVAS MINABLES Y VALOR DEL MINERAL.....	126
6.4 COSTO DE MINADO DEL TAJO RAMAL MARÍA INÉS.....	128
6.4.1 Costo de labores de desarrollo.....	128
6.4.2 Costo de labores de preparación.....	132
6.4.3 Costo de explotación Tajo Ramal María Inés.....	134
6.4.3.1 Costo perforación y voladura del slot.....	135
6.4.3.2 Costo de perforación y voladura del tajo Ramal María Inés.....	135
6.4.3.3 Costo de carguío y acarreo de mineral.....	136
6.4.3.4 Costo de transporte de mineral.....	137
6.5 RESUMEN DEL COSTO DE MINADO DEL TAJO RAMAL MARÍA INÉS.....	138
CAPITULO VII: EVALUACIÓN ECONOMICA.....	139

	Pág.
7.1 MARGEN UTILIDAD (USD/TM), SIN CONSIDERAR EL VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO.....	138
7.2 EVALUACIÓN ECONÓMICA, SEGÚN LOS CRITERIOS DEL “VAN” Y EL “TIR”	140
7.3 EVALUACIÓN, SEGÚN EL CRITERIO DEL VALOR PRESENTE NETO.....	140
7.3.1 Cálculo del valor presente neto “VAN”	141
7.4 EVALUACIÓN, SEGÚN EL CRITERIO DE LA TASA DE RETORNO “TIR”	142
7.4.1 Cálculo del valor de la tasa de retorno “TIR”	143
7.4 RELACIÓN BENEFICIO/COSTO (B/C)”	144
ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	145
CONSTRASTACION DE HIPÓTESIS.....	148
CONCLUSIONES.....	150
RECOMENDACIONES.....	151
BIBLIOGRAFICA.....	152
ANEXOS	

INDICES DE TABLAS

	Pág.
Tabla N° 3.1: Geometría del yacimiento y distribución de leyes.....	33
Tabla N° 3.2: Tabla de Valoración.....	34
Tabla N° 3.3: Características Geomecánicas.....	34
Tabla N° 3.4: Clasificación del método de explotación en función geometría del y distribución de leyes del yacimiento.....	36
Tabla N° 3.5: Clasificación del método de explotación en función características geomecánicas de la zona de mineral.....	36
Tabla N° 3.6: Clasificación del método de explotación en función características geomecánicas de la caja techo.....	37
Tabla N° 3.7: Clasificación del método de explotación en función características geomecánicas de la caja piso.....	37
Tabla N° 3.8: Factores de Peso Valoración Numérica Nicholas.....	38
Tabla N° 3.9 Valoración numérica método de explotación.....	38
Tabla N° 3.10: Valoración numérica método de explotación.....	40
Tabla N° 3.11: Matriz de Decisión – Análisis Técnico de Métodos Pre- Seleccionados.....	44
Tabla N° 3.12: Resumen del Análisis Técnico de Métodos Pre- Seleccionados.....	45
Tabla N° 3.13: Ventajas y desventajas del Sub Level Stopping.....	46
Tabla N° 3.14: Ventajas y desventajas del Cut and Fill Stopping.....	46
Tabla N° 3.15 Ventajas y desventajas ente Sub Level y Cut And Fill.....	47
Tabla N° 4.1: Data Histórica Producción Veta Ramal María Inés.....	50
Tabla N° 4.2: Características Física Macizo Rocoso.....	51
Tabla N° 4.3: Orientaciones Estructurales Veta Ramal María Inés.....	54

	Pág.
Tabla N° 4.4 Orientaciones Estructurales Roca Caja.....	55
Tabla N° 4.5: Intervalos de Calidad Macizo Rocoso.....	61
Tabla N° 4.6: Valoración Geomecánico Veta Ramal María Inés.....	61
Tabla N° 4.7: Valoración Geomecánico Roca Caja – NV: 3865.....	62
Tabla N° 4.8: Diagrama de Valoración Bieniawski.....	63
Tabla N° 4.9: Clasificación geomecánica macizo rocoso (Veta Ramal María Inés y roca caja).....	64
Tabla N° 4.10 Dimensiones de la caras del Tajo Ramal María Inés.....	69
Tabla N° 4.11: Índice de Calidad Tunelera modificado Q'.....	71
Tabla N° 4.12: Valores del Factor A.....	77
Tabla N° 4.13: Diferencia de buzamientos.....	79
Tabla N° 4.14: Valores del Factor B.....	80
Tabla N° 4.15: Valores de buzamiento superficies tajeo.....	80
Tabla N° 4.16: Valores del factor C.....	82
Tabla N° 4.17: Número de estabilidad N'.....	83
Tabla N° 4.18: Dimensiones de las superficies del tajo.....	83
Tabla N° 4.19: Valores de Radio Hidráulico.....	84
Tabla N° 4.20: Valores - Radio Hidráulico (S) - Número de estabilidad (N').....	84
Tabla N° 4.21: Características Físicas del Macizo Rocoso.....	86
Tabla N° 5.1: Blocks Reservas Probados Veta Ramal María Inés NV. 3865.....	94
Tabla N° 5.2: Blocks Reservas Probable Veta Ramal María Inés.....	94
Tabla N° 5.3: Resumen Perforación Tajo Ramal María Inés.....	109
Tabla N° 5.4: Variables de control perforación Tajo Ramal María Inés.....	109
Tabla N° 5.5: Estándares de perforación Tajeo Ramal María Inés.....	116
Tabla N° 5.6: Estándares de voladura Tajeo Ramal María Inés.....	116

	Pág.
Tabla N° 5.7: Características Scoop Caterpillar.....	118
Tabla N° 5.8: Índice Operacional Scooptram.....	119
Tabla N° 5.9: Requerimiento Aire Tajeo RMI.....	120
Tabla N° 6.1: Cálculo de dilución método O' Hara.....	123
Tabla N° 6.2: Cálculo Ancho de Minado.....	124
Tabla N° 6.3: Precios de los metales – 2020.....	125
Tabla N° 6.4: Blocks de Explotación Tajeo Ramal María Inés.....	126
Tabla N° 6.5: Costo Total de Labores de Desarrollo.....	130
Tabla N° 6.6: Costo Total de Labores de Preparación.....	132
Tabla N° 6.7: Costo de Perforación Slot.....	133
Tabla N° 6.8: Costo de Voladura Slot.....	134
Tabla N° 6.9: Costo de Perforación Taladros de Producción.....	135
Tabla N°6.10 Costo de Voladura Taladros de Producción.....	135
Tabla N°6.11: Costo de carguío y acarreo.....	136
Tabla N°6.12: Costo de Transporte de Mineral.....	136
Tabla N°6.13: Costo de total de minado.....	137
Tabla N° 7.1: Resumen Costos Fijos y Variables.....	138
Tabla N° 7.2: Cálculo del TIR.....	142

INDICES DE FIGURAS

	Pág.
Figura N° 2.1: Ubicación de la Unida Minera Vinchos.....	9
Figura N° 2.2: Concesión Unidad Minera Vinchos.....	10
Figura N° 2.3: Rutas de acceso.....	12
Figura N° 2.4: Cinturones Geológicos.....	13
Figura N° 2.5: Columna Estratigráfica.....	16
Figura N° 2.6: Triangulo de Fallas Estructurales.....	18
Figura N° 2.7: Estructuras Geológicas.....	19
Figura N° 2.8: Estructuras Mineralizada Zona Nueva.....	21
Figura N° 2.9: Estructuras Mineralizada Zona Antigua.....	22
Figura N° 2.10: Sección SW-NE Cuerpo Poderosa y Milagros.....	23
Figura N° 2.11: Mineralogía Zonas Vinchos.....	24
Figura N° 2.12 Labores de desarrollo y preparación.....	27
Figura N° 4.1: Plano Sección Veta Ramal María.....	52
Figura N° 4.2: Diagrama Estereográfico de Polos - Veta Ramal María Inés.....	56
Figura N° 4.3: Diagrama Estereográfico de Polos - Roca Caja.....	57
Figura N° 4.4: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos.....	57
Figura 4.5: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos.....	58
Figura N°4.6: Sistemas de Discontinuidades Veta Ramal María Inés.....	59
Figura N° 4.7: Sistemas de Discontinuidades Roca Caja.....	59
Figura N° 4.8 Zonificación Geomecánico del Macizo Rocosó – NV. 3865.....	65
Figura N° 4.9: Gráfico de Estabilidad.....	67
Figura N° 4.10 Factor de Esfuerzo en la Roca.....	71
Figura N° 4.11: Curva de estimación de esfuerzo inducido – Factor A.....	72

	Pág.
Figura N° 4.12: Ratio de dimensiones abiertas – Cálculo de factor A.....	72
Figura N° 4.13: Esquema Grafico Tajeo – Discontinuidad.....	78
Figura N° 4.14: Factor de ajuste “B”.....	79
Figura N° 4.15: Factor C caídas por gravedad y lajamiento.....	81
Figura N° 4.16: Factor C caídas por deslizamiento.....	82
Figura N° 4.17: Método Gráfico de Estabilidad.....	85
Figura N° 4.18: Condiciones iniciales antes excavación.....	87
Figura N° 4.19: Condiciones Zona Excavada.....	87
Figura N° 4.20: Condiciones zona relleno detrítico.....	88
Figura N° 5.1: Corte Transversal Veta Ramal María Inés.....	92
Figura N° 5.2: Sección Veta Rama María Inés.....	93
Figura N° 5.3: Labores de desarrollo proyectado - Nivel 3865.....	98
Figura N° 5.4: Labor de preparación proyecto – Nivel 3865.....	99
Figura N°5.5: Diagrama Tajo Ramal María Inés.....	100
Figura N° 5.6: Diagrama Rampa María Inés.....	102
Figura N° 5.7: Cámara de carguío subterránea.....	103
Figura N° 5.8: Sección Estándar Transversal del Crucero.....	104
Figura N° 5.9: Sección transversal de cámaras.....	105
Figura N° 5.10: Sección transversal Estándar de la galería.....	106
Figura N° 5.11: Malla Perforación Slot.....	107
Figura N° 5.12: Malla de perforación Planta Tajo Ramal María Inés.....	113
Figura N° 5.13: Malla de perforación Sección Tajo Ramal María Inés.....	114
Figura N° 5.14: Distribución de carga taladros del slot.....	115
Figura N° 5.15: Secuencia de Salida Taladros Largos.....	117
Figura N° 5.16: Esquema gráfico de los taladros cargados.....	118

	Pág.
Figura N° 6.1: Tendencia precios de los metales – 2020.....	124
Figura N° 6.2: Labores de Desarrollo NV. 3865.....	130
Figura N° 6.3: Área desquinchada definir Veta Ramal María Inés Nv. 3865.....	132
Figura N° 7.1: Grafica tendencia de la tasa interna de retorno “TIR”	143

INDICE DE ANEXOS

Anexo N° 01: Tabla de Clasificación y Valoración del índice Q (Barton y Grismstad, 1994)

Anexo N° 02: Hoja de control de perforación taladros largos

Anexo N° 03: Secciones transversales diseño de malla de perforación Tajeo RMI

Anexo N° 04: Cálculo de rendimiento Scoop (Tm/Hr) – Tajo Ramal María Inés

Anexo N° 05: Medición de flujo de aire en el Tajo Ramal María Inés

Anexo N° 06: Determinación del valor de mineral a explotar Tajo Ramal María Inés

Anexo N° 07: Costo Unitario de Labores

Anexo N° 08: Taladros de perforación del slot

Anexo N° 09: Determinación del “VAN” y el “TIR”

INTRODUCCION

La determinación del método de explotación, evaluación geomecánica, diseño del método de explotación, costos del ciclo de minado y finalmente la evaluación económica del proyecto; para la continuidad de la explotación de un cuerpo mineralizado es de vital importancia en el desarrollo de la actividad minera. La explotación del tajo Ramal María Inés se realizó a través del método de Sub Level Stopping con la aplicación taladros largos, con bancos hasta 18 metros de altura, con una potencia de 15 metros en promedio, longitud de 60 metros aproximadamente y con una altura total de 120 metros sin el uso de relleno ni pilares, es ahí que viene la interrogante, ¿Si todavía es factible continuar la explotación del tajeo niveles inferiores?, desde los puntos de vista geomecánico, ingeniería y económico; por tal necesidad en la presente tesis se realizará el estudio de prefactibilidad para la continuidad de la explotación del block mineralizado.

La selección del método de explotación se realizara en base a una metodología cuantitativa de selección mediante una clasificación numérica, propuesto por Nicholas (1982) que considera la geometría del cuerpo mineralizado y las

características geomecánicas de la roca mineralizada y roca encajonante; se emplea también un análisis técnico y cualitativo de los métodos pre seleccionados.

La evaluación geomecánica se iniciara con un análisis estratigráfico en base a un mapeo geomecánico de las discontinuidades empleando como herramienta el software Rocscience (Dips) se definirá el buzamiento y dirección de buzamiento de las discontinuidades. El dimensionamiento del tajeo se realizara a través del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews en el cual se determinara el número de estabilidad de Mathews (N') y el radio hidraulico (S), con ello definir cualitativamente como estable, potencialmente inestable o hundimiento. Se verificara el rango factor de seguridad en los límites del tajeo para tal fin se realiza una simulación bidimensional con ayuda del software Rocscience (Phases).

El ciclo de minado basada en operaciones unitarias tales como, para la perforación por la cual se emplea equipos frontoneros y de taladros largos, en la voladura se emplea ANFO (Examón P) como agente de voladura. La limpieza y acarreo se empleara equipos Scoops Caterpillar de 4.2 yd³ operadas a control remoto. El transporte de mineral de interior mina hacia la planta de tratamiento de San Expedito (Cerro de Pasco) con volquetes FMX 8x4 de 30 toneladas, con un recorrido de 52 kilómetros aproximadamente desde interior mina.

Se realiza el cálculo de OPEX, estimación de CAPEX y la evaluación económica se basa en la metodología de flujo de caja la cual utiliza los criterios del "VAN" y "TIR" cuyo análisis económico finalmente permite determinar la continuidad de la explotación de la Veta Ramal María Inés.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 ANTECEDENTES REFERENCIALES

Ante la coyuntura actual, donde integridad de la persona, equipo, productividad y cuidado del medio ambiente son pilares de la actividad minera; es de vital importancia realizar la extracción de mineral de manera segura y aun bajo costo de producción. En unidades mineras cuya explotación se realiza en base a métodos subterráneos convencionales o trackles, la evaluación y definición de la continuidad en la explotación de labores mineras es de vital importancia, debido a que decisiones erróneas, podrían causar pérdidas de dinero o mucho más graves pérdidas de vidas humanas; de manera que se plantea el análisis y evaluación para uno caso especial en el tajeo Ramal María Inés, teniendo en consideración desde los puntos de vista geomecánico, de seguridad, diseño y económico.

Pacheco E. (2014); en el Perú hay minas en que es imperativo un incremento de la productividad, a bajo costo y sin afectar la seguridad y el medio ambiente. La implementación del método de minado sub level stoping, es una alternativa atractiva y asequible que puede cumplir los objetivos de aumentar la productividad

a bajo costo con buenas condiciones de seguridad y medio ambiente. Para la implementación del método de minado sub level stoping se debe realizar el diseño de este, la evaluación económica y la planificación de la explotación. Este trabajo es un primer paso en la implementación de una metodología de diseño del método de minado sub level stoping, esta metodología es aplicable para la explotación de estructuras mineralizadas de vetas estrechas y de cuerpos. Esta metodología ya ha sido aplicada en operaciones que a la fecha están en operación y que los resultados han sido y hasta la fecha son favorables. Esta metodología proporcionara una ayuda a los ingenieros que se desarrollan en planeamiento e ingeniería de mina y geomecánica de minas subterráneas.

Gutiérrez D. (2014); la mina Cobriza desde la ejecución del Proyecto Expansión (1982) por su naturaleza intrínseca del tipo de yacimiento (gran manto tabular con bajas leyes de Cu), fue concebido como una minería subterránea mecanizada a gran escala, de alta eficiencia operativa y de bajos costos. Actualmente la mina Cobriza cuenta con reservas probadas y probables de 20 822 130 TMS con 1.14 % Cu. Y 21.72 gr Ag/TM, para un horizonte de 7.80 años de explotación, a un ritmo de producción diaria de 7337.00 TMS/día (objetivo 2014). De acuerdo a la distribución de reservas por tipo de explotación, vemos que los pilares de las rampas tienen la mejor calidad de mineral (1.98 MM TMS con ley de 1.30% Cu, que representa el 9% del total de reservas), seguido de zonas in situ de la profundización del Área de Coris y Pumagayoc, y Reservas en puentes (5.7 MM TMS con ley de 1.07 % Cu, que representa el 27% del total de reservas). La capacidad nominal de tratamiento de la Planta Concentradora es de 9100 TMS/día, con el objetivo 2014 de la producción de la mina, sólo se cubrirá el 80% de dicha capacidad. Las principales restricciones para el cumplimiento de los objetivos de producción de finos es la baja calidad del mineral de los actuales tajeos de producción, debido a serios retrasos

en los desarrollos y preparaciones oportunas de los tajeos reemplazos en la profundización de la mina y zonas para realizar explotación de recuperaciones de pilares y puentes. Estas zonas de reemplazo también tienen sus complicaciones, debido al incremento de distancias de acarreo de mineral y condiciones de inestabilidad por tratarse de zonas en recuperaciones.

Lozano J. (2016); la mina Casapalca durante el transcurso de los 10 últimos años ha ido implementando diferentes tecnologías en las diferentes áreas del proceso productivo minero, tales como método de minado, perforación, voladura, acarreo en interior mina, extracción de mineral, ventilación, etc; logrando a la fecha altos índices de productividad los mismos que se nota en la reducción de costos directos de operación; y actualmente se encuentra realizando trabajos en el ámbito de tajeos donde la separación de niveles de perforación de los taladros largos han sido incrementados de 19 metros a 25 metros, reduciendo de esta manera los costos en preparación de tajos. El método de minado Sub Level Stoping, abarcando el análisis geomecánico de la roca caja y del mineral, el análisis operativo del ciclo de minado y la evaluación económica del método de minado, lo que conlleva siempre a buscar la mejora continua en todos los procesos mineros que integran la mina Casapalca.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En los proyectos y operaciones mineras se toman decisiones las cuales influyen directamente con el desarrollo de la actividad minera, por lo consiguiente es de vital importancia realizar una evaluación de prefactibilidad para explotación ya sea de un yacimiento o cuerpo mineralizado y analizar la viabilidad técnica, económica y de seguridad del proyecto.

Es importante determinar el método y diseño de explotación adecuado, analizar la estabilidad geomecánica y rentabilidad económica ($VAN > 0$), para el minado de un cuerpo mineralizado, este concepto se aplica diariamente en la actividad minera; por ello se planteara las consideraciones necesarias que se tiene que tener presente.

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 Objetivo General

Análisis y evaluación de prefactibilidad para la explotación del tajo Ramal María Inés

1.3.2 Objetivos Específicos

OBJETIVO ESPECIFICO 1: Realizar el análisis, elección y justificación del método de explotación y diseño del método de explotación propuesto.

OBJETIVO ESPECIFICO 2: Determinar la estabilidad geomecánica y el dimensionamiento de explotación del tajo Ramal María Inés.

OBJETIVO ESPECIFICO 3: Determinar el costo de minado y evaluación económica de la explotación del tajo Ramal María Inés.

1.4 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

1.4.1 Hipótesis General

Es factible realizar la explotación del tajo Ramal María Inés.

1.4.2 Hipótesis Específica

HIPÓTESIS ESPECÍFICA 1: El método de explotación y diseño es el adecuado para continuar la explotación.

HIPÓTESIS ESPECÍFICA 2: La estabilidad y dimensión del tajo Ramal María Inés serán apropiadas y cumplan satisfactoriamente el estándar de seguridad.

HIPÓTESIS ESPECÍFICA 3: Es viable la rentabilidad económica de la explotación del tajo Ramal María Inés, la cual genere utilidades.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. UBICACIÓN

La Unidad Explotadora Vinchos Ltda; se encuentra ubicada, en la región alto andina entre Pasco-Huánuco, a 26 kilómetros en línea recta al norte de la ciudad de Cerro de Pasco y a una altura promedio de 4,250 msnm; pertenece al distrito de Pallanchacra, provincia y departamento de Pasco (Figura 2.1). La concesión minera que alberga los yacimientos mineralizados, denominada como “Acumulación Vinchos” se muestra en la (Figura 2.2) y cubre un total de 760 hectáreas.

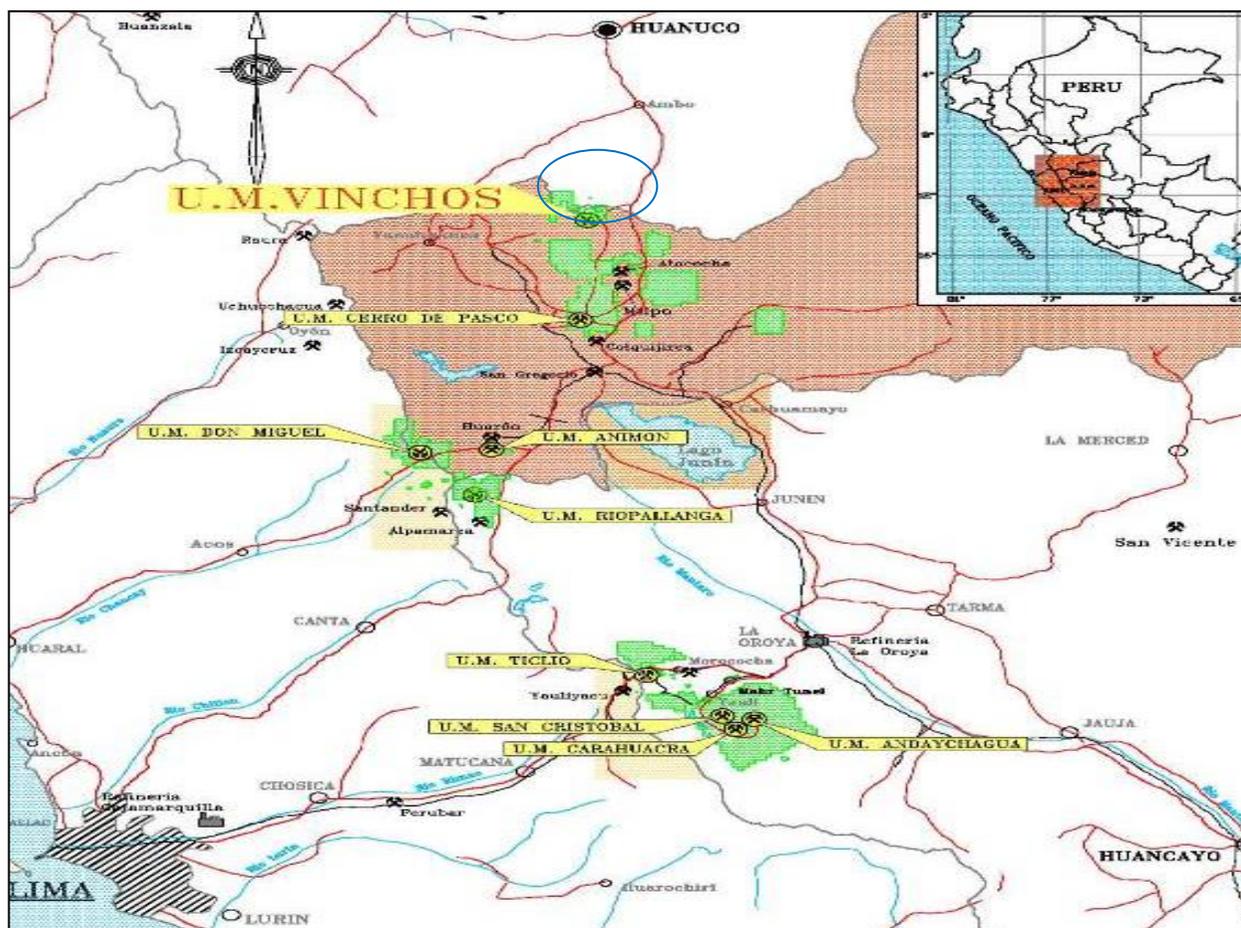


Figura N° 2.1: Ubicación de la Unida Minera Vinchos
 Fuente: Área Planeamiento-Unidad Vinchos

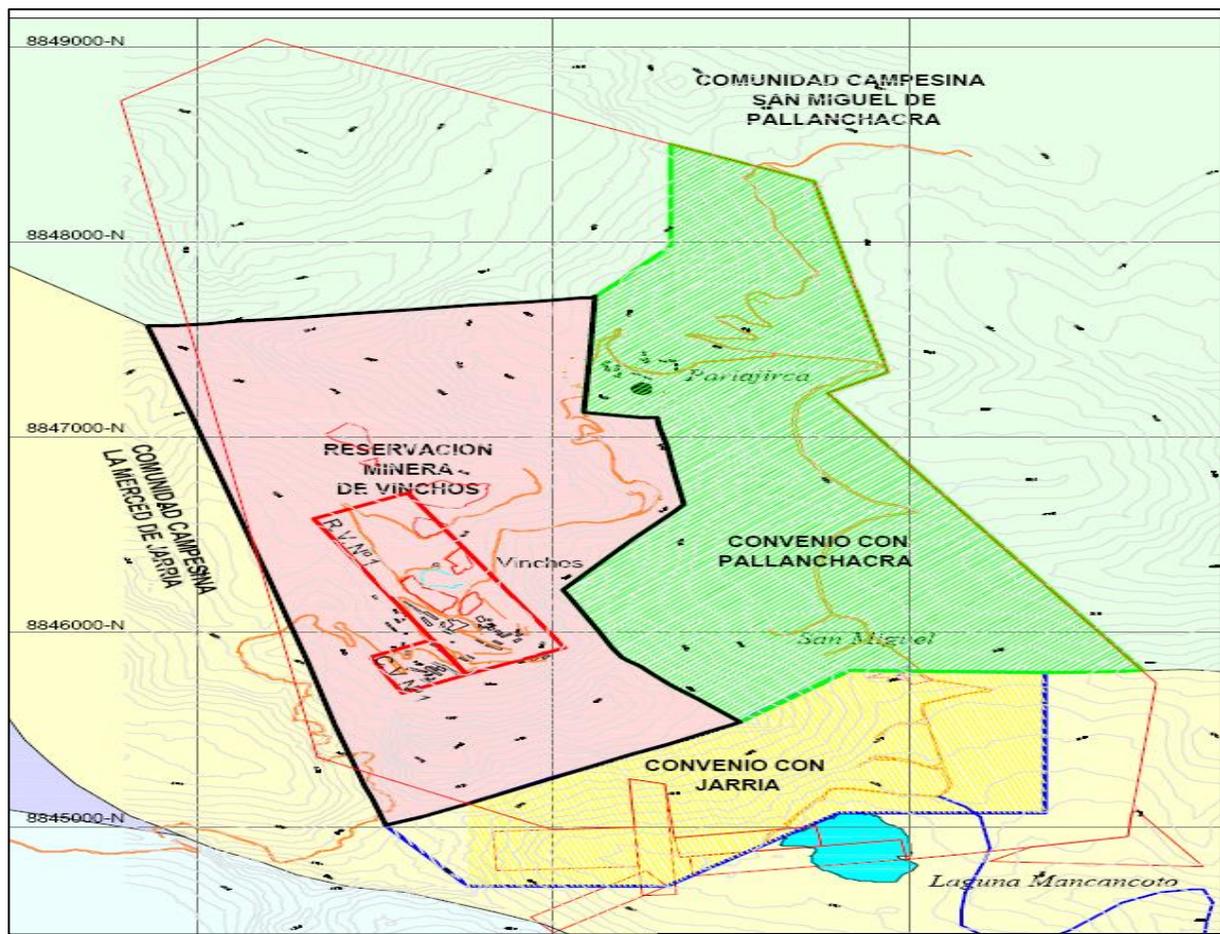


Figura N° 2.2: Concesión Unidad Minera Vinchos
 Fuente: Área Planeamiento-Unidad Vinchos

2.2 CLIMA

Con frecuentes lluvias, caídas de granizo y nevadas entre los meses de (Noviembre – Mayo) y entre los meses (Junio – Octubre) se presenta un clima seco y caluroso, con caída de hielo en las madrugadas.

2.3. ACCESIBILIDAD

A la unidad minera se accede por 3 rutas diferentes, las cuales gráficamente se muestra en la (Figura 2.3), siendo la principal ruta la carretera Daniel Alcides Carrión (carretera afirmada) a 50 kilómetros y a 1.5 horas de la ciudad de Cerro de Pasco.

Rutas de acceso hacia la minera Vinchos.

- Carretera Daniel Alcides Carrión
- Carretera Tingopalca
- Carretera Central

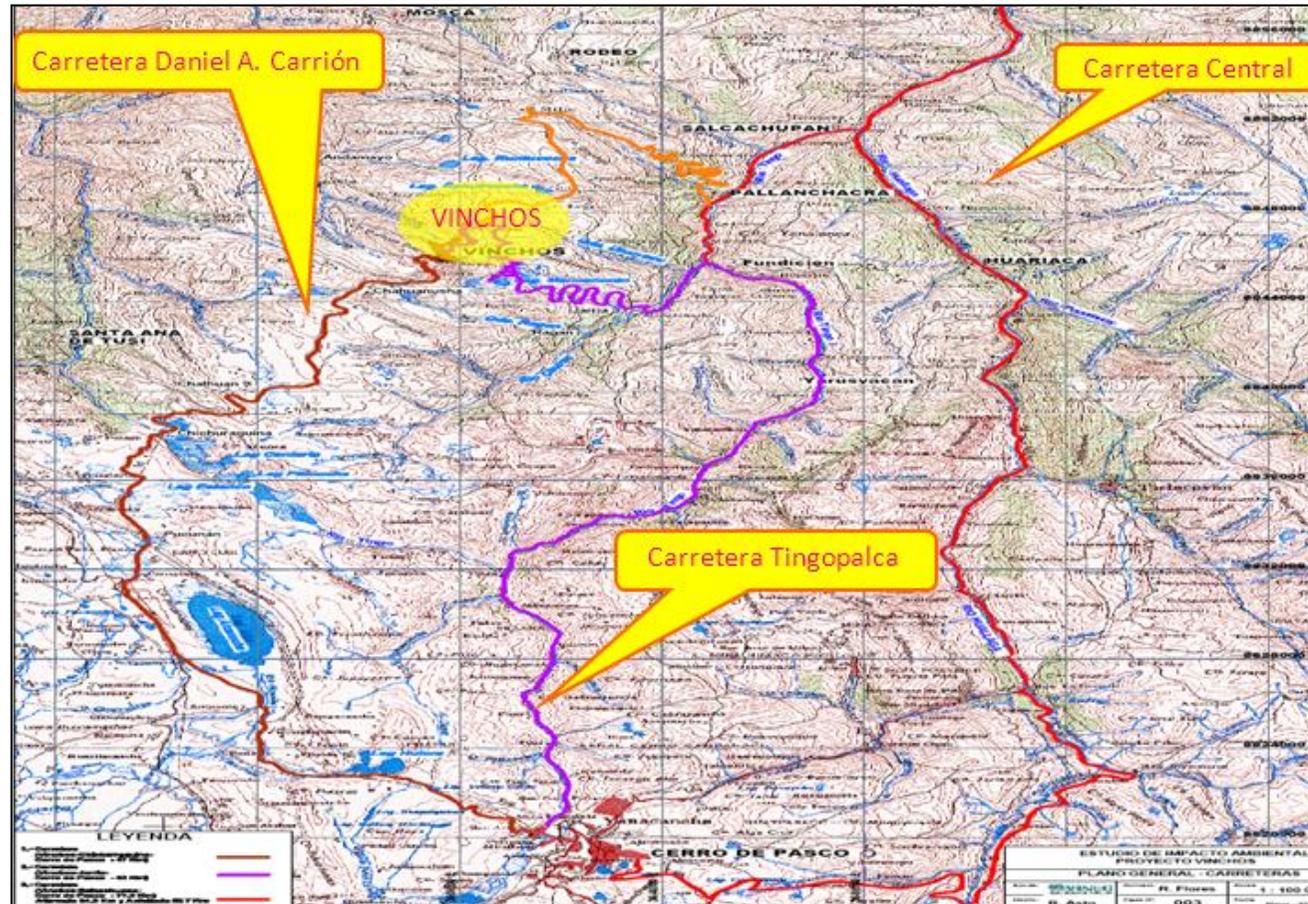


Figura N° 2.3: Rutas de acceso
Fuente: Área Planeamiento-Unidad Vinchos

2.4 MARCO GEOLÓGICO

2.4.1 Geología Regional

Regionalmente Vinchos se encuentra en el cinturón metalogénico Milpo - Atacocha - Vinchos, este cinturón metalogénico se habría generado en el Oligoceno, cronológicamente más joven que el cinturón Quicay - Pacoyán y más antiguo que el cinturón Cerro de Pasco – Colquijirca; se muestra los cinturones geológicos en la (Figura 2.4).

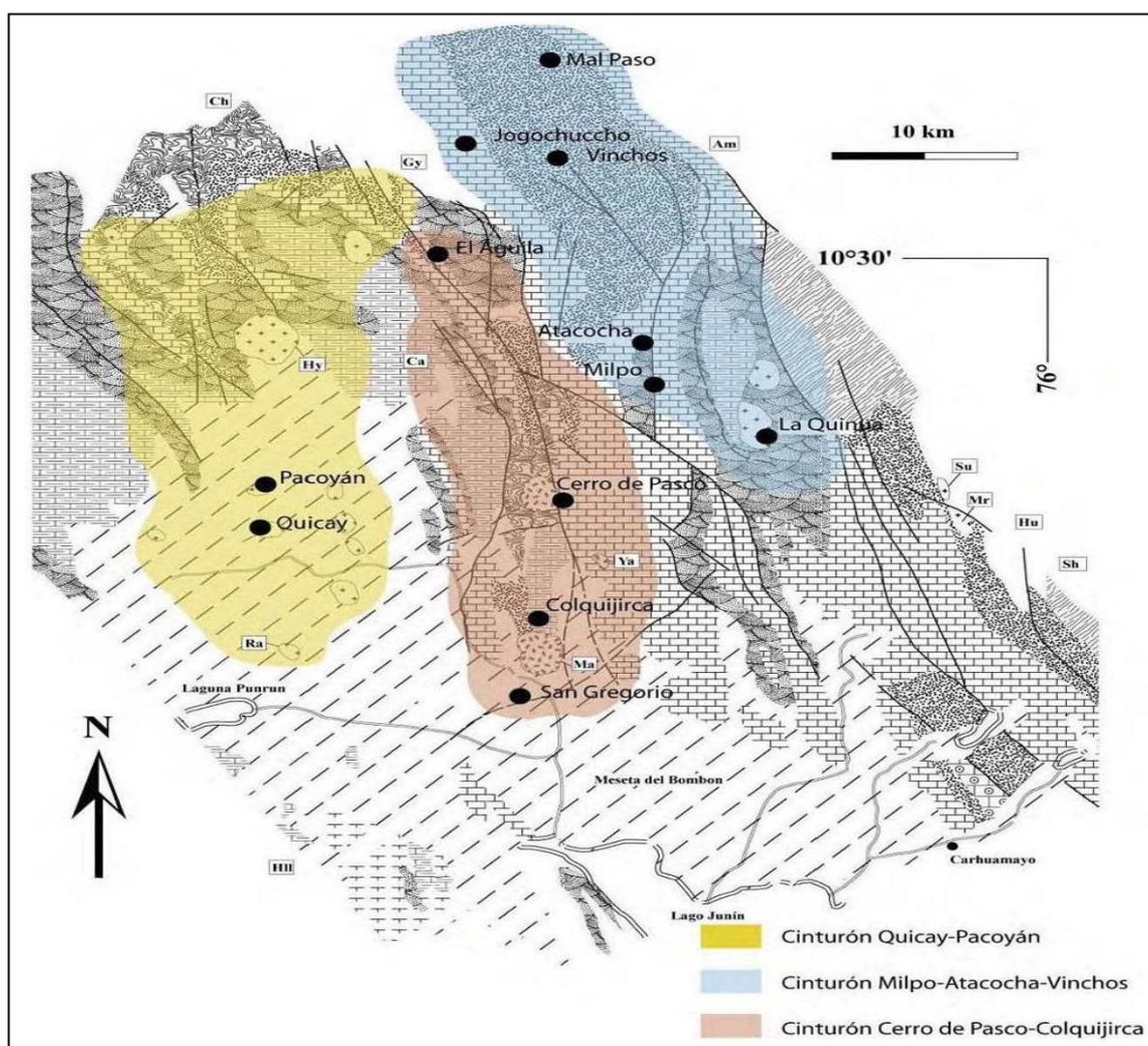


Figura N° 2.4: Cinturones Geológicos
Fuente: Área de Geología –Unidad Vinchos

Todos los tipos de depósitos hidrotermales, reconocidos en estos tres cinturones mineralizados pertenecen a la familia, general de los yacimientos relacionados a los pórfidos de Cu, los cuales son comunes en márgenes activas de subducción o zonas de arco, esto incluye principalmente:

- Mineralización epitermal de alta sulfuración de Au-Ag (cinturón Quicay - Pacoyán y cinturón Cerro de Pasco - Colquijirca).
- Mineralización epitermal de alta sulfuración de Zn-Pb-Cu-(Ag-Au) (cinturón Cerro de Pasco-Colquijirca).
- Mineralización epitermal de baja sulfuración de Zn-Pb-Cu-(Ag-Au) (cinturón Milpo -Atacocha-Vinchos).
- Depósitos de Zn-Pb-Cu-(Ag-Au) relacionados a skarn además de ocurrencias de pórfidos de $Cu \pm Mo \pm Au \pm W$ (cinturón Milpo - Atacocha - Vinchos).

El cinturón Milpo – Atacocha – Vinchos; data entre 29 - 26 millones de años, comprende intrusivos generalmente granodioríticos a dioríticos los cuales han generado pórfidos de Cu-(Au-Mo) (sub-económicos) y skarns asociados a mineralización de Zn-Pb-Ag-Cu como en Milpo, Atacocha y Vinchos.

2.4.2 Columna Estratigráfica

La columna estratigráfica en Vinchos (Figura 2.5) consiste en una secuencia de rocas de edades que van desde el Carbonífero inferior hasta el Jurásico Inferior. Las rocas más antiguas en la (Figura 2.4) afloran sobre todo en su parte nor-oeste y consisten de intercalaciones de rocas detríticas del Carbonífero inferior del Grupo Ambo, las cuales infrayacen a rocas básicamente carbonatadas del Carbonífero superior y Pérmico inferior de los Grupos Tarma y Copacabana respectivamente (afloran al este y nor-este de Vinchos).

- **Grupo Ambo (Paleozoico Carbonífero Inferior)**

Esta formación está conformada por rocas areniscas, blancas, grises y marrón, que se presentan en estratos delgados de 0.20 a 1.00 m de espesor. Estas rocas pueden estar intercaladas con algunos niveles bituminosos propios y característicos de esta formación a nivel regional. Se han medido en el lugar espesores promedio de 500 metros de este Grupo.

- **Grupo Tarma (Paleozoico Carbonífero Superior)**

Aflora al Norte- Este, se conforman por rocas intercaladas de areniscas gris pardo de grano fino con limonitas y en algunos casos con lutitas color gris oscuro, no se han encontrado evidencias de fósiles que datarían su edad a esta formación pero por su posición estratigráfica se ha definido su edad. Debido a la actividad tectónica del lugar se encuentra en contacto con rocas del Grupo Mitú y Grupo Excélsior, esto esta evidenciado por la presencia de un sistema de falla NW-SE que controlan estos contactos.

- **Grupo Mitú (Paleozoico Pérmico Superior)**

Está conformado por depósitos Molásicos que afloran al este y Noreste del área de Vinchos. Se aprecian que la base de estos depósitos rocoso está conformado por conglomerados de clastos redondeados de cuarcitas de color blanco y en menor proporción de esquistos filitas sub angulosos en una matriz arenácea de color rojo ocre, intercalándose además con clastos de areniscas finas con delgados niveles de conglomerados.

- **Grupo Pucará (Triásico Superior – Jurásico Inferior)**

Se caracterizan por rocas de calizas mayormente micríticas que se encuentran en alternancia con calizas nodulares rellenas chert y brechas calcáreas sedimentarias. Se aprecian en el lugar debido a la intensa actividad tectónica del lugar que mediante un cabalgamiento estructural se encuentran sobreyaciendo a rocas del Grupo Ambo alcanzando su mayor espesor en la antigua mina de Vinchos que es de aproximadamente 350 m.

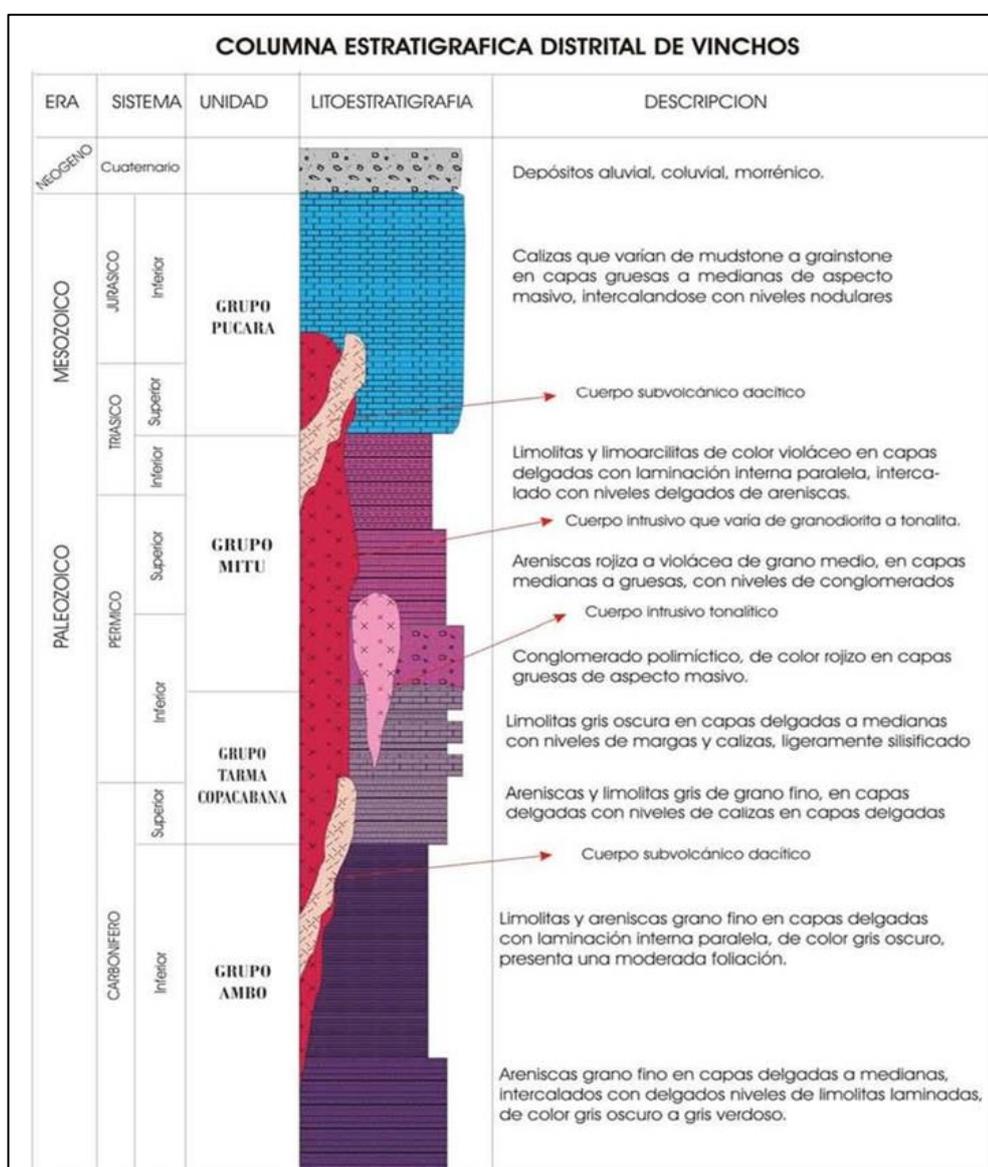


Figura N° 2.5: Columna Estratigráfica
Fuente: Área de Geología –Unidad Vinchos

2.4.3 Geología Local

Se observa el afloramiento como un conjunto de stocks intrusivos, los cuales están estrechamente relacionados a la mineralización del yacimiento de Vinchos.

Los stocks, están controlados por las fallas Pariajirca y Puhujanca son la Granodiorita Pariajirca (Pórfido Pariajirca) que ocurre al noroeste de Vinchos e intruye a rocas silico clásticas silicificadas del Grupo Tarma, la dacita porfiritica (Intrusivo San Miguel) que intruye a las calizas del Pucara y a rocas silico clásticas silicificadas del Grupo Tarma y la Tonalita - Diorita Mancancoto (Intrusivo Raulito), ubicado al sur de Vinchos que intruye a las calizas del Pucara. La mayoría de estos stocks se caracterizan por contener abundante biotita ± hornblenda.

La mineralización en Vinchos está asociado a un conjunto de stocks de composición tonalítica – granodiorítica - diorítica los cuales intruyen calizas del Grupo Pucará.

2.4.3.1 Geología Estructural

El marco estructural, muestra una figura geométrica triangular denominado “Triángulo de Vinchos” (Figura 2.6) dentro del cual, por efecto de los movimientos se forma el sistema secundario de fracturas tensionales que da lugar a las vetas de la zona Antigua. El segundo sistema identificado es de rumbo N-S donde se emplazan los cuerpos y vetas explotadas, explorados en la zona Nueva. Un tercer sistema identificado en la zona de Pariajirca en la intersección de fallas, genera un brechamiento intenso y distintos tipos de mineralización (cuerpos – vetas).

Principales Fallas:

- Falla Pariajirca (N 25° – 35° W)

- Falla Puhujanca (N 70° – 80° W)
- Falla Mamanvinchos (N 40° – 50° E)

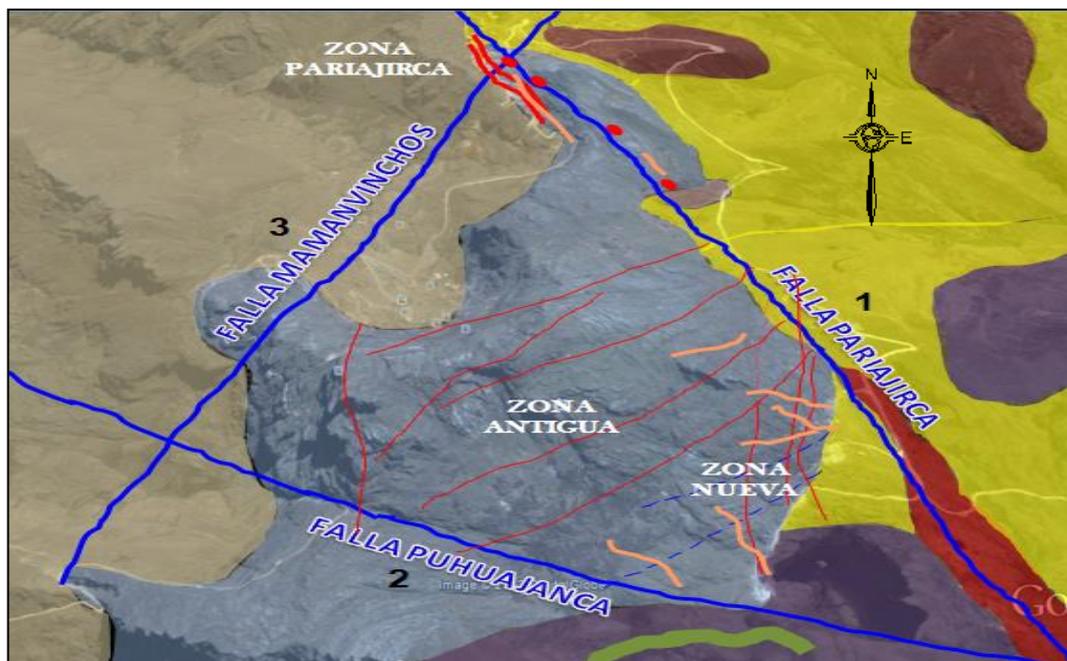


Figura N° 2.6: Triángulo de Fallas Estructurales
Fuente: Área de Geología -Unidad Vinchos

2.4.3.2 Estructuras Geológicas

Se han evidenciado tres sistemas de fracturamiento - fallamiento:

- El primer sistema de rumbo N 25° - 30° W; está evidenciado por las fallas Pariajirca y Leongasha, al Este y Oeste del yacimiento, otra falla sensiblemente paralela a la primera es la falla Padre Urraca.
- El segundo sistema está constituido por fallas de rumbo N 70° - 80° W; como la falla Puhujanca que corre por la quebrada del mismo nombre.
- Un tercer sistema está conformado por estructuras de rumbo N 40° - 50° E; representado por la falla Mamanvinchos y una serie de fallas paralelas que llegan a interceptarse con el primer sistema.

En el área delimitada por estos tres grandes fallamientos, se han formado sistemas secundarios de fracturas tensionales múltiples con rumbos sensiblemente paralelos a los tres sistemas principales, que constituyen las vetas que albergan mineralización económica en el yacimiento.

Dentro de esta área están emplazadas la mayoría de vetas explotadas anteriormente como las vetas Yanamina, San Lorenzo, Candelaria, Santa Rosa, San Francisco, María Teresa y Haswuz; con la particularidad que por sectores pueden tomar cualquiera de los rumbos preferenciales.

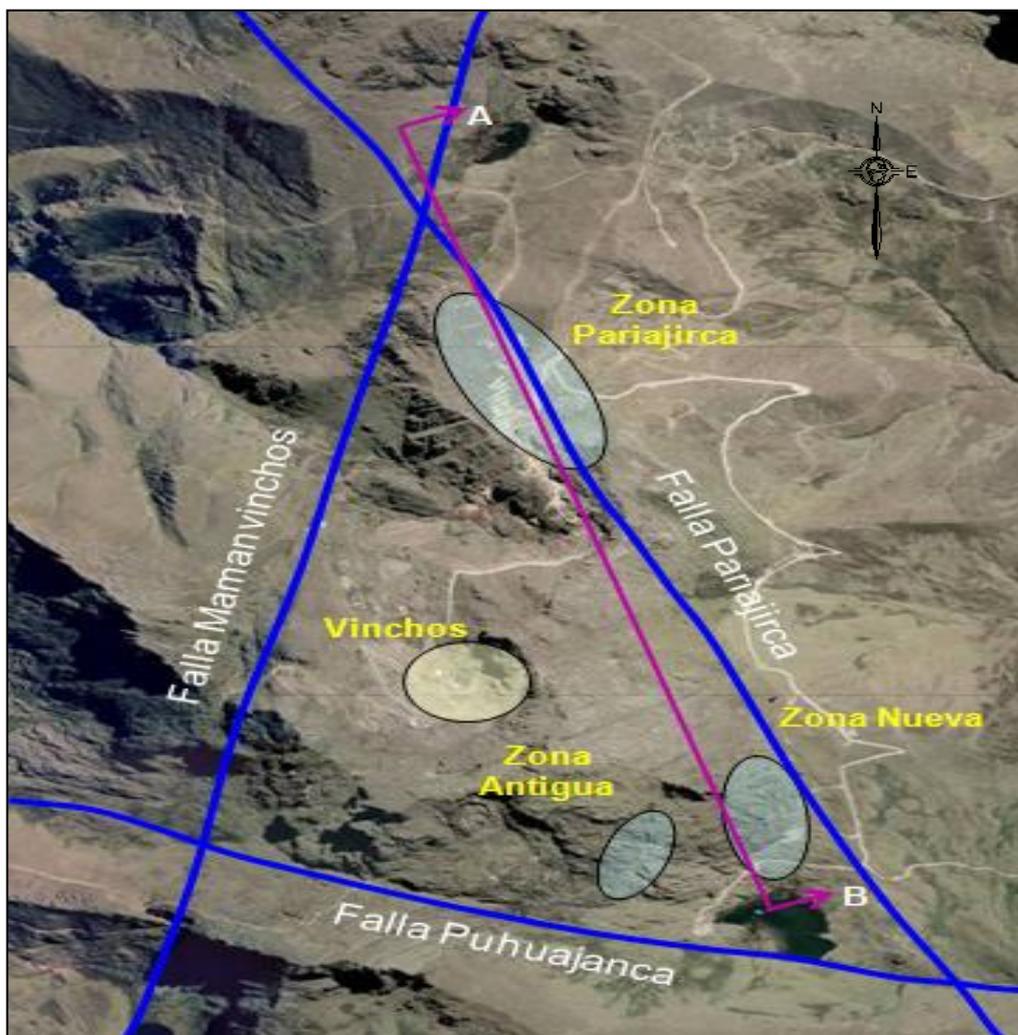


Figura N° 2.7: Estructuras Geológicas
Fuente: Área de Geología -Unidad Vinchos

2.4.3.3 Mineralización

Mineralógicamente presentan galena argentífera, proustita-pirargirita, esfalerita, marmatita, piritita, pirrotita, magnetita, rodocrosita y calcita. La explotación minera en la Unidad Vinchos está dividida en tres zonas:

➤ Zona Nueva

Estructuras de rumbo N-S, con longitudes de 200 a 250 metros con buzamiento de 60° a 90° al E, su comportamiento es del tipo rosario con potencias que varían de 1 metro a 10 metros. Los cuerpos en brecha de forma tubular con un diámetro de 20 metros.

Se tiene reconocidas en total 6 estructuras, siendo las principales:

- a). Veta Ramal María Inés
- b). Veta María Inés
- c). Veta Balarín I
- d). Cuerpo Balarín I
- e). Cuerpo Scarlet
- f). Cuerpo María Inés

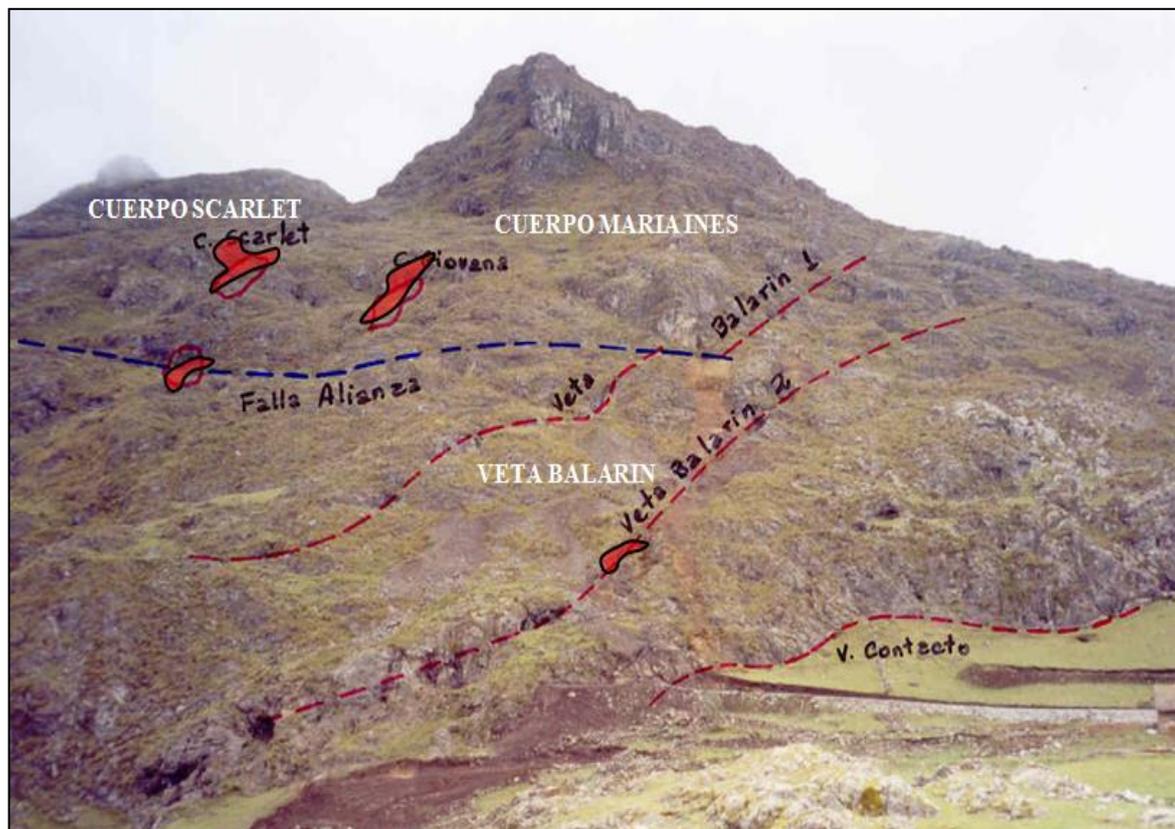


Figura N° 2.8: Estructuras Mineralizada Zona Nueva
Fuente: Área de Geología - Unidad Vinchos

➤ Zona Antigua

Estructuras tensionales de rumbo N 30° - 60° E, con buzamiento de 60° a 75° al SE, la forma de las vetas es tipo rosario con potencias que varían de 0.5 a 2 metros. Siendo las estructuras:

- a). Cuerpo y veta Violeta
- b). Veta Sol de Oro
- c). Veta Yanamina.
- d). Cuerpo Cabeza de Toro



Figura N° 2.9: Estructuras Mineralizada Zona Antigua
Fuente: Área de Geología - Unidad Vinchos

➤ Zona Pariajirca

La Zona de Pariajirca se encuentra ubicada al norte de las operaciones de la mina Vinchos, su mineralización se halla emplazadas vetas, cuerpos y brechas. Está asociado al corredor estructural de Pariajirca, de rumbo Andino NW-SE y que hacia el Sur se une con la falla Milpo-Atacocha. Se asocian también cuerpos intrusivos de diferente naturaleza, que en edad son contemporáneos con los de Milpo y Atacocha, los que serían portadores de los fluidos mineralizados. Siendo las estructuras principales:

- a). Veta Milagros Techo
- b). Veta Milagros Piso
- c) Cuerpo Poderosa

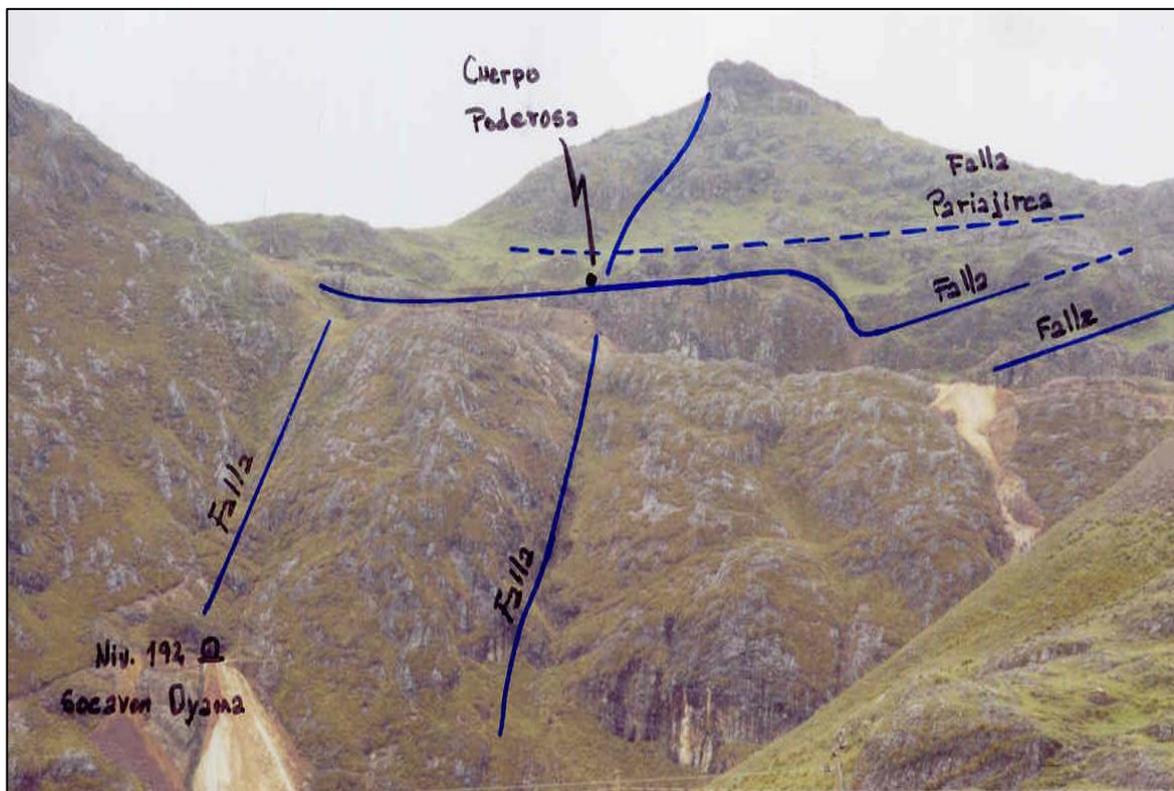


Figura N° 2.10: Sección SW-NE Cuerpo Poderosa y Milagros
Fuente: Área de Geología -Unidad Vinchos

2.4.3.4 Geomorfología

La geomorfología del área, nos indica que estamos presentes ante una zona de laderas y lomas abruptas, con pendientes que varían entre de 50° a 80° grados. Esta geomorfología define el tipo de roca y alteración in situ ocurrido en la zona.

La presencia de un sistema de drenaje dendrítico de cabecera nos está definiendo que estamos en presencia de nacientes de aguas. Se puede mencionar evidencia geológica que representa a un circo Glaciar de la tercera glaciación y última de la Cordillera de los Andes. No se ha encontrado evidencia de formación de morrenas, pero se piensa que estas pueden haber sido erosionadas hacia los fondos de quebrada debido a la fuerte pendiente que presenta el lugar.

2.5 METODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING

Este método consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción de la explotación de mineral. El método se caracteriza por su gran productividad debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. Para prevenir el colapso de las paredes, los cuerpos grandes normalmente son divididos en 2 o más tajos; la recuperación de los pilares se realiza en la etapa final de minado.

- **CONSIDERACIONES DE DISEÑO**

En forma general puede ser aplicado bajo las siguientes condiciones:

- El depósito debe ser vertical o próximo a ella, debiendo exceder el ángulo de reposo del mineral.
- Las rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes.

- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Los límites del yacimiento deben ser amplios y regulares.

2.5.1 Desarrollo y preparación

Comprende los siguientes trabajos:

- Es importante definir los intervalos entre niveles, ya que esto influye en el tamaño óptimo de la cámara; esta altura total oscila entre 60 a 130 m dependiendo de la altura del yacimiento.
- La galería de transporte debe ser desarrollada en la parte más baja del tajeo paralela a la zona mineralizada y en roca estéril.
- Las chimeneas deben ser desarrolladas como acceso a los subniveles para el subsecuente desarrollo de estos.
- Las galerías de perforación deben ser llevadas dentro del mineral como subniveles.
- El corte o arranque debe hacerse desde el fondo del tajeo.
- Para la recuperación del mineral disparado se desarrollan los llamados "draw-points" (ventanas de extracción).
- Los slot deben desarrollarse al inicio del tajo, los que sirven para abrir la cara libre para el inicio de la voladura.

En la figura N° 2.12 se pueden apreciar las labores de desarrollo y preparación de la mina San Rafael de MINSUR S.A. en el departamento de Puno.

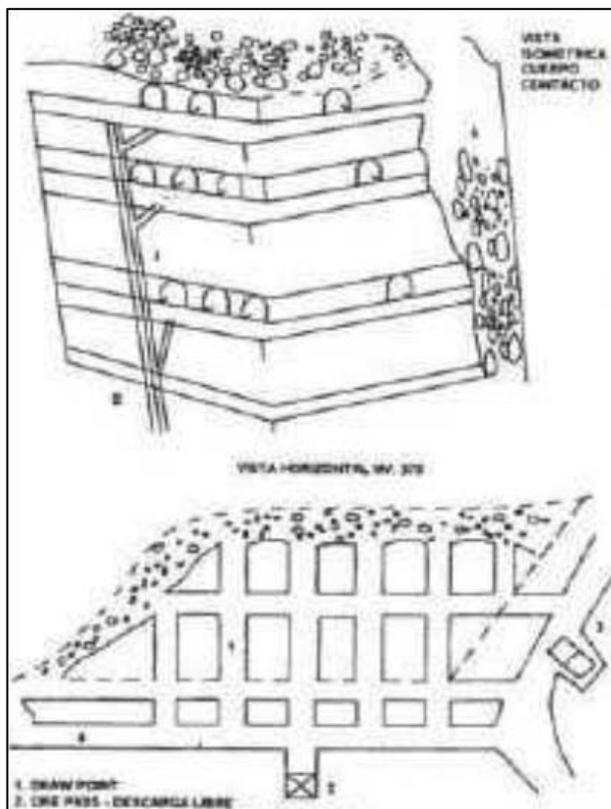


Figura N° 2.12: Labores de desarrollo y preparación
Fuente: Área de planeamiento –Unidad minera Minsur

2.5.2 Diseño de Tajo

a) **Ubicación de los “draw-points” y diseño:** Se deben tener en cuenta los siguientes criterios:

- El espaciamiento entre los “draw-point” debe ser óptimo, sin restricciones para una recuperación máxima del tajo.
- La gradiente debe variar de +3% a +4%, siendo este aspecto muy importante.
- Los “draw-points” deben ser ubicados en la caja piso.
- Los “cross-cut” deben reforzarse para prolongar la vida del crucero.

b) **Chimenea:** Se puede construir con métodos convencionales, “raise boring”, “drop raising”, “alimak” o “vertical crater retreat”. Las chimeneas generalmente se ubican a los costados o al centro del tajo.

c) **“Undercut” o corte inferior horizontal:** Es esencial para la producción de un sub nivel convencional, el cual comunica con los “slot” o embudos haciendo un espacio para voladura posterior y producción. Los detalles mencionados se pueden apreciar en la figura N° 2.13 de la mina Uchucchacua.

2.5.3 Producción

a) Con taladros largos en paralelo

Las operaciones de perforación en sub niveles, se realiza exclusivamente por medio de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una longitud apropiada, con diámetros entre 2 a 7,7/8" y longitudes que van desde 15 a 21 metros. Una vez realizada la voladura del arranque nivel inferior para empezar el arranque, se comienza la perforación del subnivel más bajo y antes de perforar los taladros paralelos se ensancha el subnivel a todo el ancho minable; luego se inicia con la perforación en forma descendente. La voladura se comienza por abajo y se realiza en orden ascendente o lateralmente con salida a una cara libre; la distancia entre los subniveles puede variar hasta los 60 metros, dependiendo de la desviación de los taladros.

b) Con taladros en anillo o abanico

El minado se inicia a partir del slot frontal preparada en la parte inferior del tajeo, la perforación se realiza a través de los subniveles con taladros dispuestos en abanico o anillo, el mineral disparado cae al fondo del tajeo o a los embudos, y se evacúa por las tolvas a los vagones o volquetes, o bien se carga con equipos scoop desde los “draw-point”, según el sistema empleado.

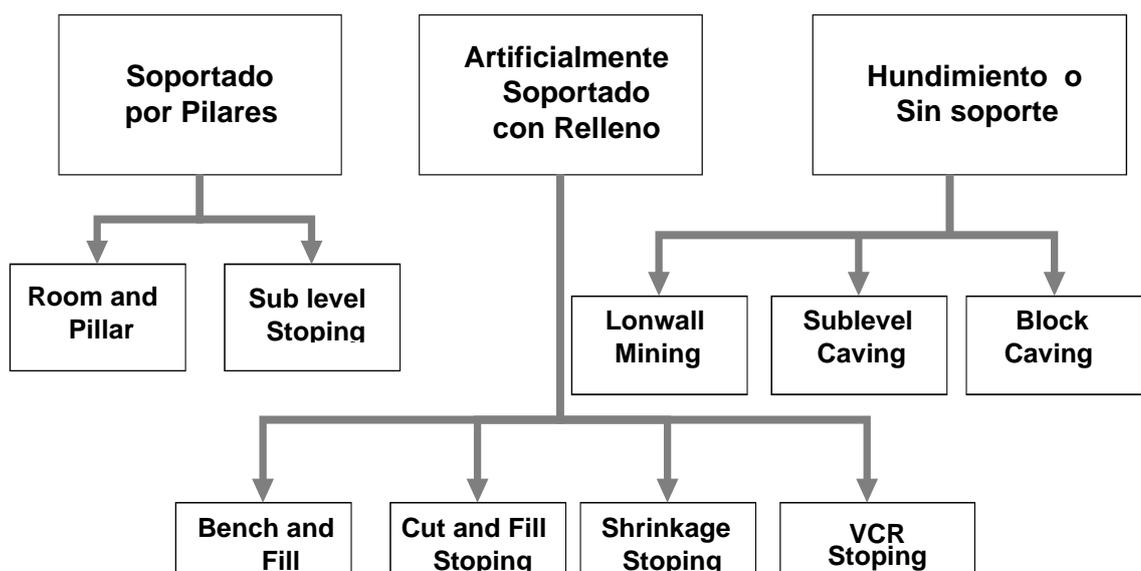
Se disparan de dos a tres abanicos, pudiendo ser más según la experiencia que se tenga la distancia entre los subniveles de perforación ha ido incrementándose gracias a que las nuevas tecnologías han permitido ir alargando las longitudes de los taladros y controlando de modo eficiente el desvío de estos. De este modo se han conseguido grandes separaciones entre subniveles, en algunos casos se ha logrado reducir el número de subniveles a uno. Cuando se usa perforación en abanico la sección transversal de la galería o subnivel es perforada en todo el perímetro radialmente; en cuerpos angostos es preferible usar taladros paralelos.

CAPITULO III

SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA RAMAL MARÍA INES

El método de explotación recomendado, es aquel con el cual logra mayor beneficio económico y ser técnicamente viable minimizando riesgos a las personas, al medio ambiente y a los activos.

En general, los métodos de explotación se dividen en minería a cielo abierto y minería subterránea, estas se clasifican en 3 grandes grupos:



- **Métodos Soportados por Pilares:** Corresponde a métodos que una vez realizado la extracción del mineral, dejan una cavidad vacía, para ello debe mantenerse estable en forma natural.
 - Room and Pillar
 - Stope and Pillar
 - Sub Level stoping
- **Métodos Soportados con Relleno:** Requieren elementos de soporte para mantener estables y/o se rellenan con algún material, entre ellos se tiene:
 - Cut and Fill stoping
 - Vertical Crater Retreat
 - Bench and Fill Stopping
 - Shrinkage Stopping
- **Métodos de Hundimiento:** Donde el principal aporte de energía proviene de la fuerza gravitatoria y el vacío generado por la extracción de mineral, el hundimiento y consecuente relleno de las cavidades se produce simultáneamente por la extracción del mineral, entre estos métodos tenemos:
 - Longwall Mining
 - Sub Level Caving
 - Block Caving

Los principales factores que se deben considerar en la evaluación para los métodos de explotación son:

- Características físicas y geológicas del yacimiento
- Condiciones del macizo rocoso
- Costo de capital y de operaciones
- Tasa de extracción o producción

- Disponibilidad y costo de los recursos
- Regulaciones medioambientales y relaciones con la comunidad

3.1 METODOLOGÍA PARA LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Existen diferentes técnicas de selección o descarte para determinar el tipo de método de explotación; entre las técnicas que destacan se encuentra la de Boshkov and Wright (1973), Hartman (1987), Morrison (1976), Laubscher (1981 y 1990) y Nicholas (1981), siendo este último a aplicar para determinar preliminarmente el método de explotación, debido a que permite descartar y recomendar métodos de explotación a partir de la información básica de la geometría y geología general de la veta mineralizada y de roca encajonante. Determinado los métodos de explotación preliminares a partir el método de Nicholas, se realizara un análisis técnico de los métodos seleccionados en base a una matriz de selección que considera aspectos de seguridad, criterios mayores y menores. Por último se desarrollara un análisis cualitativo de los métodos pre seleccionados, que consiste en identificar las ventajas y desventajas de cada uno de los métodos evaluados.

3.1.1 Metodología de selección de método de minado (Nicholas, 1981)

Es un procedimiento numérico de selección, que considera la geometría del yacimiento (distribución espacial, potencia, orientación y distribución de leyes) y las características geomecánicas de la roca mineralizada/roca encajonante (resistencia de macizo rocoso, espaciamiento de discontinuidades y condiciones).

Aquellos métodos que presentan un mayor puntaje, presentarán las condiciones más favorables para su aplicación. En caso que el método es inviable para una variable particular, se asigna un valor de - 49, lo que significa que se descarta este

método. A continuación se presenta las tablas que se emplearan para la valoración numérica.

Tabla N° 3.1: Geometría del yacimiento y distribución de leyes

FORMA
Masivo (M): Dimensiones similares en cualquier dirección
Tabular (T): Dos dimensiones mucho mayores que la tercera
Irregular (I): Dimensiones que varían a distancias cortas
POTENCIA DEL MINERAL
Estrecha (E): Menor a 10 metros
Intermedia (IT): Entre 10 y 30 metros
Potente (P): entre 30 y 100 metros
Muy potente (MP): Mayor a 100 metros
INCLINACION
Tumbado (T): Menor a 20°
Intermedio (IT): Entre 20° y 55°
Inclinado (IN): Mayor a 55°
DISTRIBUCION DE LEYES
Uniforme (U): Ley del yacimiento constante en cualquier punto de este
Diseminando (D): Leyes que presentan distribución zonal
Errático (ER): Leyes que cambian drásticamente de un punto a otro

Fuente: Metodología de Nicholas (1981)

La valoración numérica; estos valores se han determinado para obtener respuestas definitivas, por ejemplo improbable nos asegura con el valor de cero para su nulo efecto de selección, mientras que desechado con su valor de (-) 49 asegura la eliminación del método aun cuando otros factores hayan indicado preferido.

Tabla N° 3.2: Tabla de Valoración

CLASIFICACIÓN	VALOR
Preferida	3 a 4
Probable	1 a 2
Improbable	0
Desechado	(-) 49

Fuente: Metodología de Nicholas (1981)

Tabla N° 3.3: Características Geomecánicas

RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO		
Resistencia Compresiva Simple (MPa)		
Pequeña (P): Menor a 8 MPa		
Media (M): Entre 8 – 15 MPa		
Alta (A): Mayor a 15 MPa		
ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS		
	FRACTURAS /M	RQD (%)
Muy pequeño (MP)	Mayor a 16	Entre 0 – 20
Pequeño (P)	Entre 16 – 3	Entre 20 – 40
Grande (G)	Entre 2 – 10	Entre 40 – 60
Muy grande (MG)	Menor a 2	Entre 70 - 100
RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
Pequeña (P): Discontinuidades limpias con una superficie suave o con material de relleno blando.		
Medio (M): Discontinuidades limpias con superficies rugosas		
Grande (G): Discontinuidades con un materia de resistencia igual o mayor que la roca intacta		

Fuente: Metodología de Nicholas (1981)

A continuación se realizara la valoración numérica, para el tajo Ramal María Inés, para cual se tiene las características del yacimiento forma geométrica, distribución de leyes y características geomecánicas del tajo Ramal María Inés.

➤ **Características del yacimiento, veta Ramal María Inés y roca caja:**

- Forma del Yacimiento: Tabular
- Potencia del Mineral: Intermedia (8 – 10 metros, evaluación geológica)
- Inclinación: Inclinado (85° - Modelamiento Veta)
- Distribución de Leyes: Diseminado (Evaluación geológica)
- Resistencia del Macizo Rocoso: Alta (60 MPa)
- Espaciamiento entre Fracturas: Grandes (2 -10 metros – En base al mapeo geomecánico)
- Resistencia entre Discontinuidades: Discontinuidades limpias con superficies rugosas (En base al mapeo geomecánico)

➤ **Desarrollo de la valoración numérica:**

Se realiza la evaluación numérica para definir el método de explotación para la veta Ramal María Inés, tanto para el yacimiento, mineral, caja techo y caja piso, obtenido los valores se realiza la ponderación de los resultados, las cuales se muestran en las tablas siguientes, donde se resalta de color celeste las columnas correspondientes:

A) YACIMIENTO

Tabla N° 3.4: Clasificación del método de explotación en función geometría del y distribución de leyes del yacimiento

METODO DE EXPLOTACIÓN	FORMA DEL YACIMIENTO			POTENCIA DEL MINERAL				INCLINACIÓN			DISTRIBUCION DE LEYES		
	M	T	I	E	IT	P	MP	T	IT	IN	U	D	ER
Tajo abierto	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	(-)49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sub Level Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sub Level Caving	3	4	1	(-)49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	(-)49	4	(-)49	4	0	(-)49	(-)49	4	0	(-)49	4	2	0
Room and Pillar	0	4	2	4	2	(-)49	(-)49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3

M: Masivo T: Tabular I: Irregular E: Estrecho IT: Intermedio P: Potente MP: Muy potente T: Tumbado IN: Inclinado U: Uniforme D: Diseminado ER: Errático

Fuente: Metodología selección numérica Nicholas (1981)

B) MINERAL

Tabla N° 3.5: Clasificación del método de explotación en función características geomecánicas de la zona de mineral

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sub Level Stopping	(-)49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sub Level Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall Mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy pequeña G: Grande MG: Muy grande

Fuente: Metodología selección numérica Nicholas (1981)

C) CAJA TECHO

Tabla N° 3.6: Clasificación del método de explotación en función características geomecánicas de la caja techo

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sub Level Stoping	(-)49	3	4	(-)49	0	1	4	0	2	4
Sub Level Caving	3	2	1	3	4	3	4	4	2	0
Longwall Mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shirinkage Stoping	4	2	1	4	4	3	4	4	2	0
Cut and Fill Stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy pequeña G: Grande MG: Muy grande

Fuente: Metodología selección numérica Nicholas (1981)

D) CAJA PISO

Tabla N° 3.7: Clasificación del método de explotación en función características geomecánicas de la caja piso

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	RESISTENCIA DE LAS ROCAS			ESPACIAMIENTO ENTRE FRACTURAS				RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	G
Cielo abierto	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sub Level Stoping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sub Level Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shirinkage Stoping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

P: Pequeña M: Media A: Alta MP: Muy pequeña G: Grande MG: Muy grande

Fuente: Metodología selección numérica Nicholas (1981)

E) FACTOR DE PESO

Determinado los valores cuantitativos, del yacimiento, mineral, caja techo y caja piso, se realiza la valoración en base a una ponderación que se muestra en la tabla N° 3.8

Tabla N° 3.8: Factores de Peso Valoración Numérica Nicholas

Geometría del yacimiento	1
Condiciones geomecánicas de mineral	0.75
Condiciones geomecánicas caja techo	0.6
Condiciones geomecánicas caja piso	0.38
VALORACIÓN = 1*A+0.75*B+0.6*C+0.38*D	

Fuente: Metodología selección numérica Nicholas (1981)

El resultado del método de valoración numérica Nicholas, para la explotación del tajo Ramal María Inés, se determina la valoración, la cual se muestra a continuación en la tabla 3.9 donde se registra el ranking en función de la mayor valoración.

Tabla N° 3.9: Valoración numérica método de explotación

METODO DE EXPLOTACION	YACIMIENTO	MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO	VALORACIÓN	RANKING
Tajo abierto	12	9	11	11	29.5	1°
Block Caving	6	8	6	9	19.0	6°
Sub Level Stoping	9	6	7	7	20.4	3°
Sub Level Caving	8	5	6	9	18.8	7°
Longwall Mining	-45	7	5	10	-33.0	8°
Room and Pillar	7	6	8	10	20.1	4°
Shirinkage Stoping	9	6	6	8	20.1	5°
Cut and Fill Stoping	15	8	7	8	28.2	2°

Fuente: Propia, determinación de valoración Nicholas (1981)

➤ CONCLUSIONES DE LOS RESULTADOS

Del análisis numérico propuesto por Nicholas en 1981, donde se considera características del yacimiento, mineral, caja techo y caja piso; se concluye:

- Uno de los métodos favorables para la explotación es a través de cielo abierto (1°), pero el yacimiento se encuentra en profundidad (290 metros) por lo cual no es factible aplicar este método.
- La explotación por corte y relleno viene a ser la segunda alternativa (2°), se continuara realizando los siguientes análisis respectivos.
- La explotación por el método Sub Level Stopping aplicando taladros largos, viene a ser la tercera alternativa (3°) de explotación, para ello se tendrá que realizar también un análisis geomecánico.

Se prosigue con unos análisis técnicos de los métodos pre seleccionados, en nuestro caso: Tajo Abierto – Cut and Fill Stopping – Sub Level Stopping - Room and Pillar

3.1.2 Análisis técnico de los métodos pre-seleccionados

Para realizar un análisis a un más profundo de los métodos pre – seleccionados (Tajo Abierto – Cut and Fill Stopping – Sub Level Stopping - Room and Pillar), se aplicara una matriz de selección, donde se evalúa aspectos de seguridad, criterios mayores y menores, mediante la ponderación de cada criterio (1 menos relevante a 10 más relevante), donde se asigna un puntaje al comparar contra un caso base, donde se asigna con valor 1 o 2 si el método es menos favorable en ese criterio, o los valores 4 a 5 si es más favorable, finalmente se suma los valores de seguridad, criterios mayores y menores, a continuación se muestra criterios a considerar para el análisis en la tabla N° 3.10.

Tabla N° 3.10: Valoración numérica método de explotación

Aspecto de Seguridad	Criterios Mayores	Criterios Menores
* Exposición del personal * Restricciones geomecánicas * Generación de calor de la roca * Generación de calor de los equipos * Control de la humedad * Polvo/Calidad de aire (ventilación)	* Sondajes de reconocimiento * Experiencia previa en el Perú * Requerimientos del manejo de materiales * Desarrollos en mineral/estériles * Requerimiento de energía * Costo de relleno * Dotación * Potencial de mecanización, automatización * Confiabilidad en la meta productiva * Capacidad productiva mayor 3k tpd * Exposición de los equipos * Opex/Capex * Distribución de relleno * Ventilación * Mano de obra calificada * Drenaje * Plazo para alcanzar Ramp Up	*Potencial de incorporar nueva tecnologías * Control de ley * Aceptación de los trabajadores * Grado de dilución *Grado de recuperación de las reservas

Fuente: Criterios de Valoración Técnica

- **ASPECTOS DE SEGURIDAD**

- **Exposición del personal:** Exposición a factores de riesgo de accidentes del personal, por ejemplo colisión de equipos, utilización manual de equipos, estallido de rocas, entre otros.
- **Restricciones geomecánicas:** Probabilidad de colapso de macizo rocoso que afecte al personal o a los equipos, debido a las condiciones del geomecánicas del yacimiento.
- **Generación de calor de la roca:** Generación de calor al interior de los desarrollos mineros a partir de las paredes del macizo rocoso que impliquen

exceder los límites de las condiciones aceptadas por la legislación.

- **Generación de calor de los equipos:** Generación de calor al interior de los desarrollos mineros a partir del sobrecalentamiento de los equipos que implique exceder los límites de las condiciones saludables y aceptadas por la legislación.
 - **Control de la humedad:** Control de la humedad generada por la existencia de la aguas subterráneas o las generadas por la perforación y tronadura las cual deben ser drenadas.
 - **Polvo / Calidad del aire (ventilación):** Facilidad para asegurar una calidad de aire buena y bajos niveles de polvo que se encuentre el personal.
- **CONSIDERACIONES MAYORES**
 - **Sondajes de reconocimiento:** Facilidad para realizar sondajes que permitan mejorar la clasificación de los recursos minerales a partir de los desarrollos de las galerías del método.
 - **Experiencia previa en Perú:** Conocimiento existente respecto a experiencias previas de la implementación del método de Perú.
 - **Requerimientos del manejo de materiales:** Facilidad para construir un serie sistemas que permitan el carguío y transporte del mineral para su posterior procesamiento.
 - **Desarrollos en mineral/estéril:** Cantidad de desarrollos a construir, ya sea en mineral o en estéril.
 - **Requerimientos de energía:** A partir del requerimiento de frentes activas y los equipos a utilizar en estas, cada método tendrá diferentes requerimientos

de energía para cumplir las metas productivas.

- **Costo del relleno:** Costo asociado a la cantidad y calidad de relleno que se requiere implementar según los de desarrollos y la calidad del macizo rocoso para prevenir el colapso de éste.
- **Dotación:** Cantidad de personal necesario para los desarrollos y operación del método.
- **Potencial de mecanización, automatización, operación remota:** Factibilidad de mecanizar, automatizar y efectuar una operación a distancia según el método utilizado.
- **Confiabilidad en la meta productiva:** Certeza en el cumplimiento de las producciones diarias necesarias para la alimentación a planta.
- **Capacidad productiva mayor a 3 k tpd:** Factibilidad o facilidad del método para alcanzar una producción de 3,000 toneladas por día.
- **Exposición de los equipos:** Riesgo que se ven enfrentados los equipos a diferentes colisiones, ya sea entre ellos o con las cajas de las galerías.
- **Opex:** Costos asociados a la operación del yacimiento.
- **Capex:** Costos asociados a la inversión para iniciar la explotación del yacimiento.
- **Sustaining Capex:** Costos asociados a la inversión necesaria para mantener el yacimiento en producción.
- **Distribución del relleno, confiabilidad del sistema de abastecimiento:** Facilidad para implementar un sistema de relleno (planta) y su accesibilidad

desde ella hacia la unidad básica de explotación.

- **Ventilación:** Facilidad para implementar un sistema de ventilación, que permita el ingreso de aire fresco y la extracción del aire viciado a superficie.
 - **Mano de obra calificada:** A partir del conocimiento existente en Perú del método a implementar y la dificultad de aprendizaje de los operadores para la correcta ejecución de las labores necesarias.
 - **Drenaje:** Necesidad de implementar las redes de drenaje que permitan extraer las aguas subterráneas, las aguas de perforación y tronadura y las aguas de regadío hacia superficie.
 - **Plazo para alcanzar Ramp Up:** Factibilidad de alcanzar los niveles productivos necesarios y/o requeridos durante los primeros años de operación.
- **CONSIDERACIONES MENORES**
 - **Potencial de incorporar nuevas tecnologías:** Factibilidad de la incorporación de nuevas tecnologías, como por ejemplo la utilización de Road Header en reemplazo de la perforación y voladura.
 - **Control de ley:** Al tratarse de un yacimiento polimetálico, es necesario llevar un control certero de las leyes que se están extrayendo.
 - **Aceptación de los trabajadores:** Dependiendo de los cambios o implementación de nuevas tecnologías, la capacidad de los trabajadores para asimilar los cambios.
 - **Grado de dilución:** Controlar la dilución del método, disminuyendo la cantidad de estéril a extraer.

Para el análisis técnico se presentara como base al método de Sub Level Stopping con relleno (Cut and Fill Stopping), debido a que se viene aplicando en diferentes vetas del yacimiento de la unidad minera, a continuación se presenta la tabla de matriz de decisión:

Tabla N° 3.11: Matriz de Decisión – Análisis Técnico de Métodos Pre-Seleccionados

Importancia	Criteria	Caso Base	Alternativa 1	Alternativa 2	Alternativa 3
	Descripción	Cut and Fill Stopping	Tajo Abierto	Sub Level Stopping	Room and Pillar
Aspectos de Seguridad		96	142	109	77
10	Exposición del personal	3	5	4	3
8	Restricciones geomecánicas	3	4	2	3
3	Generación de calor de la roca	3	5	3	2
4	Generación de calor de los equipos	3	5	4	2
2	Control de la humedad	3	5	4	2
5	Polvo / Calidad del aire (ventilación)	3	3	4	1
Consideraciones Mayores		402	525	486	380
8	Sondaies de reconocimiento	3	5	3	3
5	Experiencia previa en Perú	3	5	4	3
7	Requerimiento del manejo de materiales	3	5	4	3
6	Desarrollos en mineral/estéril	3	1	3	3
5	Requerimientos de energía	3	4	3	3
8	Costos del relleno	3	5	5	5
5	Dotación	3	4	4	3
8	Potencial de mecanización.	3	5	4	3
9	Confiabilidad en la meta productiva	3	5	4	2
9	Capacidad productiva mayor a 3 ktpd	3	5	4	2
4	Exposición de los equipos	3	1	3	4
9	Opex	3	5	4	2
9	Capex	3	2	4	3
8	Sustaining capex	3	3	3	3
8	Distribución del relleno, confiabilidad del sistema de abastecimiento	3	5	2	2
7	Ventilación	3	5	4	2
6	Mano de obra calificada	3	5	3	3
5	Drenaje	3	1	3	3
8	Plazo para alcanzar el Ramp-Up	3	1	4	3
Consideraciones Menores		99	144	84	118
5	Potencial de incorporar nuevas tecnologías	3	4	4	2
8	Control de ley	3	5	2	4
4	Aceptación de los trabajadores	3	5	4	3
8	Grado de dilución	3	4	2	4
8	Grado de recuperación de los recursos	3	4	2	4
Total		597	811	679	575
Varianza respecto al Caso Base		0	214 (36%)	82 (14%)	-22 (-4%)
Ranking		3	1	2	4

Fuente: Propia, análisis técnico de métodos pre-seleccionados

Como se observa, los puntajes indican que un buen método de explotación sería tajo abierto con grandes ventajas sobre el caso base, pero este es descartado debido a que se el yacimiento se encuentra en profundidad.

En la tabla N° 3.12 se presenta el resumen de resultados de los métodos de explotación evaluados, para posteriormente someterlos a un análisis cualitativo.

Tabla N° 3.12: Resumen del Análisis Técnico de Métodos Pre-Seleccionados

IMPORTANCIA	CASO BASE	ALTERNATIVA 1	ALTERNATIVA 2	ALTERNATIVA 3
	Cut and Fill Stopping	Tajo Abierto	Sub Level Stopping	Room and Pillar
Aspectos de Seguridad	96	142	109	77
Consideraciones Mayores	402	525	486	380
Consideraciones Menores	99	144	84	118
TOTAL	597	811	679	575
Varianza respecto al Caso Base	0	214 (36%)	82 (14%)	-.22 (-4%)
Ranking	3	1	2	4

Fuente: Propia, análisis técnico de métodos pre-seleccionados

En base a los resultados de este método cuantitativo el sub level stopping resulta viable para la explotación de la veta Ramal María Inés. A continuación se desarrollara un análisis cualitativo de los métodos de explotación subterránea (Sub Level Stopping – Cut and Fill Stopping).

3.1.3 Análisis cualitativo de los métodos subterráneos evaluados

En el análisis cualitativo, identificaremos las ventajas y desventajas de cada uno de los dos métodos de explotación subterráneas (Sub Level Stopping – Cut and Fill Stopping), las cuales se presenta en las siguientes tablas:

- **SUB LEVEL STOPING**

Tabla N° 3.13: Ventajas y desventajas del Sub Level Stopping

VENTAJAS	DESVENTAJAS
<ul style="list-style-type: none"> - No uso de relleno - Mecanizable - Menos intensivo en desarrollos - Bajo uso de sistemas de sostenimiento - Capaz de brindar mayores producciones 	<ul style="list-style-type: none"> - Mediana dilución, recuperación y poco selectivo - Es necesario operar remotamente - No adaptable a morfologías irregulares - Uno de los métodos de menor costo

- **CUT AND FILL**

Tabla N° 3.14: Ventajas y desventajas del Cut and Fill Stopping

VENTAJAS	DESVENTAJAS
<ul style="list-style-type: none"> - Baja dilución, alta recuperación y selectivo - Se adapta a la morfología del cuerpo - No genera cráter ni subsidencia - Buena experiencia del método en el Perú 	<ul style="list-style-type: none"> - Uso de relleno - Intensivo en desarrollos - Poca flexibilidad para aumentos de producción - Intensivo en sostenimiento

A partir del análisis cualitativo de los métodos evaluados, se puede concluir que el método menos favorable para la explotación de la veta, es el Cut and Fill Stopping, debido al uso de relleno intensivo, mayor cantidad de labores de desarrollo, mayor costo de minado y baja producción.

En la tabla N° 3.15 se muestra un resumen de las ventajas y desventajas de los métodos evaluados:

Tabla N° 3.15: Ventajas y desventajas del Cut and Fill Stopping

CARACTERISTICAS	SUB LEVEL STOPING	CUT AND FILL STOPING
No se utiliza relleno	✓	X
Baja dilución	x	✓
Alta recuperación	x	✓
Menor cantidad de desarrollo	✓	x
Uso menor sostenimiento	✓	x
Altamente Mecanizable	✓	✓
Alta productividad	✓	x
Cráter/subsidencia	x	✓
Alta selectividad	x	✓
Adaptabilidad de forma	x	✓
Mayor conocimiento	✓	✓
Menor costo	✓	x

Fuente: Propia, resumen de métodos de explotación

3.2 RESUMEN DE LA SELECCIÓN DE METODO DE MINADO

- Al aplicar la metodología de selección de Nicholas, basada en la geometría del yacimiento y características geomecánicas del mineral y roca caja, se realiza la valoración numérica y como alternativas se tiene 4 métodos de explotación (Tajo Abierto– Cut and Fill Stopping – Sub Level Stopping - Room and Pillar).
- Posteriormente se realiza el análisis técnico de los métodos pre selección (Tajo Abierto– Cut and Fill Stopping – Sub Level Stopping - Room and Pillar) que está basado en una matriz de selección que considera aspectos de seguridad, mayores y menores mencionados, con cuyo resultado obtenemos 2 métodos de explotación subterránea (Cut and Fill Stopping – Sub Level Stopping) adecuados.

- Finalmente se realizó un análisis cualitativo la cual consistía identificar las ventajas y desventajas de cada uno de los métodos de explotación; concluyendo que la mejor alternativa para la explotación de la veta Ramal María Inés es a través de Level Stopping.
- Cabe resaltar que ninguna metodología de selección de método de minado es capaz de satisfacer la totalidad de los requisitos y condiciones del yacimiento, la planificación en explotación, deberán entonces encontrar un equilibrio entre los problemas técnicos y el costo de minado del mismo.

CAPITULO IV

ESTUDIO GEOMECÁNICO TAJO RAMAL MARIA INES

El estudio geomecánico de Tajo Ramal María Inés y su entorno físico, se realiza en base a los datos litológicos - estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico – geotécnico por el método “Líneas de Detalle”, desarrollándose entre los niveles (NV. 3865 al NV. 3945); la estimación de parámetros de resistentes de la roca, para el trabajo de gabinete se empleando técnicas como, la proyección estereográfica y representación de la información tomada en el campo. Para determinar la estabilidad de las labores y tajeo, así como determinar tendencias de fracturamiento y análisis de esfuerzos, se hace uso de programas de modelamiento como el Phase, Dips y RocData. Con la necesidad de desarrollar el análisis geomecánico del Tajeo Ramal María Inés, se realizan las siguientes actividades:

- Reconocimiento sistemático del área de estudio y el área de operación.
- Obtención y revisión de la información geológica (Modelo Geológico).
- Medición in situ de las características geomecánicas del macizo rocoso (Clasificación geomecánica).

4.1 GEOLOGÍA VETA RAMAL MARÍA INÉS Y ROCA CAJA

La Veta Ramal María Inés, presenta dos tipos de mineralización, la primera es del tipo relleno de fractura próximo a superficie y en profundidad del tipo reemplazamiento en horizontes favorables; la mineralización es de galena, esfalerita, pirrotita, pirita y minerales de skarn, estructuralmente es una tensional de la veta María Inés, con rumbo de N 30° E.

La Veta Ramal María Inés, fue reconocida durante el año 2004, mediante sondajes diamantinos y posteriormente labores mineras, dicha estructura no aflora a superficie.

La producción de mineral aproximado, durante el 2004 a Julio del 2014 es de 236,934 TMS con leyes promedio de 2.11 % Pb, 2.36 % Zn y 7.66 oz Ag. Tal como se muestra en el siguiente tabla.

Tabla N° 4.1: Data Histórica Producción Veta Ramal María Inés

Año	TMS	% Pb	% Zn	Oz Ag
2004 - 2011	122,400.00	1.24	1.32	7.23
2,012	6,693.44	3.28	3.09	6.43
2,013	64,872.91	2.79	3.27	7.66
2,014	42,967.59	3.37	3.82	9.05
Total	236,933.94	2.11	2.36	7.66

Fuente: Data Histórica Producción Unidad Vinchos

La explotación de la Veta Ramal María Inés, desde el nivel 4160 hasta el nivel 3885 tiene una altura de 275 metros sobre veta, actualmente se realiza el desarrollo, preparación y delimitación de la zona mineralizada en el nivel 3865.

La mineralización de la Veta Ramal María Inés desde la cota 4,160 a 4,000 m.s.n.m. próximo a superficie es del tipo de relleno de fractura con mineralización

de galena esfalerita y platas rojas acompañado de minerales de skarn, con un ancho promedio de estructura de 1.50 m. y un buzamiento promedio de 70° SE.

La mineralización se caracteriza por ser de forma irregular con esfalerita y galena de grano fino, asociados a platas rojas (pirargirita-proustita), los minerales de ganga presentes son la pirrotita, pirita y carbonatos; la estructura tiene un ancho promedio de 12 metros y una longitud de 80 metros aproximadamente.

Tabla N° 4.2: Características Física Macizo Rocoso

Material	P.e. (ton/m ³)	UCS (mpa)	Módulo Young (MPA)	Relación de poisson(σ)	Cohesión (kpa)	Angulo fricción interna
Roca Caliza	2.4	30	3000	0.3	130	22°
Roca Caliza Metamorfizada	2.6	60	9000	0.25	160	27°

Fuente: Análisis Geomecánico Macizo Rocoso - Unidad Vinchos

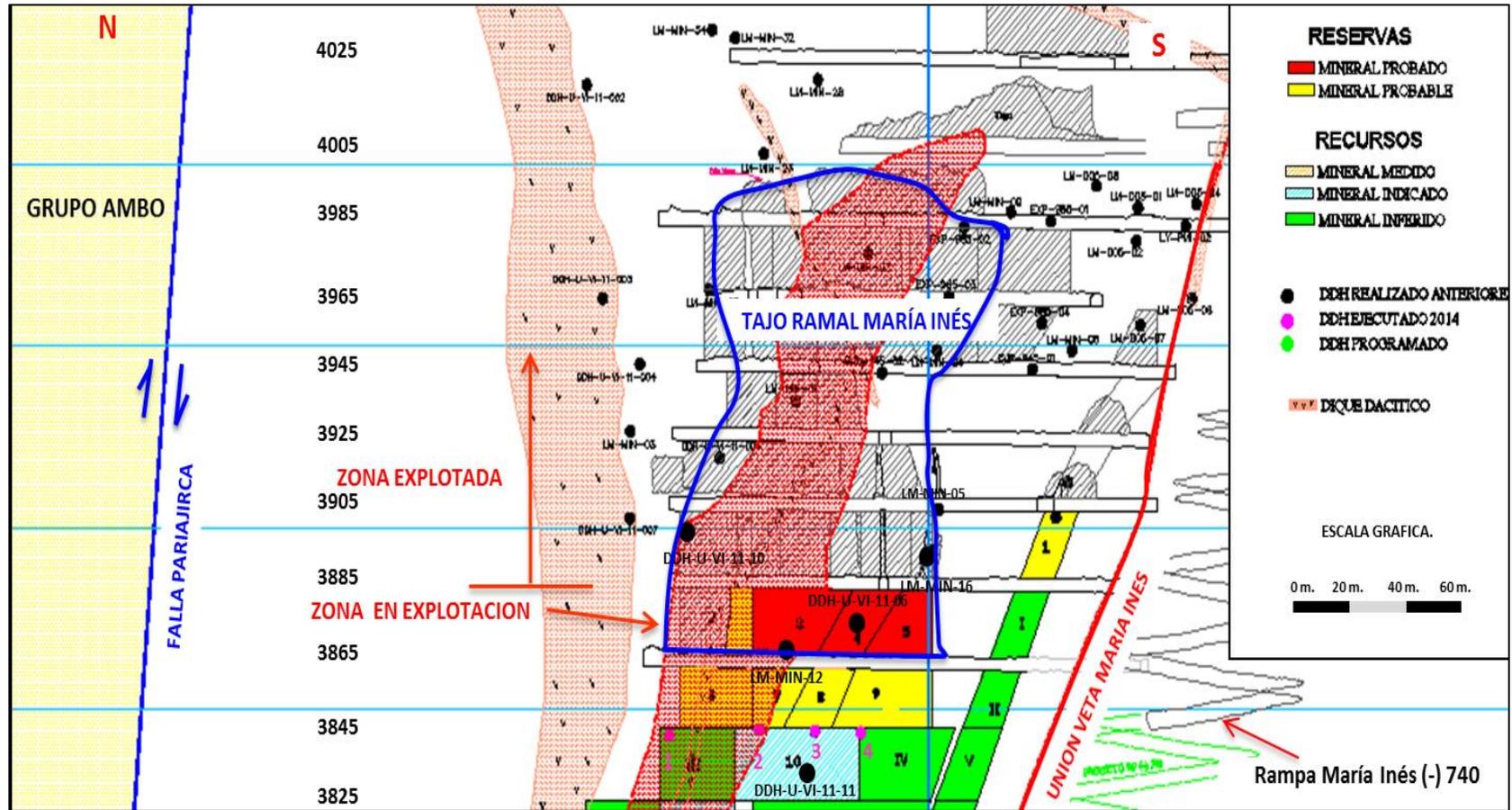


Figura N° 4.1: Plano Sección Veta Ramal María Inés
Fuente: Área de Geología – Unidad Vinchos

4.2 ESTRATIGRAFÍA VETA RAMAL MARÍA INÉS Y ROCA CAJA

Se realiza el mapeo geomecánico, obteniendo información de número de discontinuidades, dirección, buzamiento, aberturas, rellenos, rugosidad, alteración, dureza, etc. Con la finalidad de determinar, las dimensiones de las aberturas máximas, tiempos de auto soporte del macizo y tipos de sostenimiento.

Para la descripción de las condiciones estructurales, así como los factores influyentes del tajeo, se realizaron estaciones de mapeo, tomando como referencia los puntos topográficos.

Para el mapeo en campo se emplearon las siguientes herramientas:

- Brújula Bruntom
- Distanciómetro marca (Leica)
- Esclerómetro (Martillo Schmidt)
- Flexómetro
- Escalímetro

4.2.1 Estudio Estratigráfico Veta Ramal María Inés – Roca Caja (NV. 3865)

El análisis estereográfico, se inicia a partir del mapeo geomecánico por línea de detalle del macizo rocoso, determinando el buzamiento y dirección de buzamiento de las familias de discontinuidades.

En el nivel 3865 de la Veta Ramal María Inés, en la estación 01 y estación 02 se realizó el mapeo geomecánico de la roca caja, estos datos serán ingresados al programa “DIPS” para definir las familias de discontinuidades principales.

Para clasificar la estructura del macizo rocoso, se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR₈₉ de Bieniawski, para ello se registraron datos

litomorfos – estructurales, del mapeo geomecánico por línea de detalle, en las estaciones, obteniendo la orientación de discontinuidades, resistencia de compresión uniaxial de la roca, grado de fracturamiento, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y presencia de agua subterránea. A continuación se muestra en las tablas la inclinación, dirección de inclinación y rumbo, tanto en la estación 01 y estación 02:

- **ESTACIÓN 01**

Tabla N° 4.3: Orientaciones Estructurales Veta Ramal María Inés

Estación	Inclinación	Dirección Inclinación	Rumbo
1	62°	165°	N75°E
	82°	189°	N81°W
	57°	145°	N55°E
	40°	197°	N73°W
	66°	191°	N79°W
	67°	160°	N70°E
	65°	212°	N58°W
	65°	293°	N23°E
	75°	41°	N49°W
	45°	202°	N68°W
	40°	219°	N51°W
	54°	123°	N47°W
	89°	194°	N76°W
	34°	216°	N54°W
	72°	45	N45°W
70°	42	N48°W	

Fuente: Mapeo Geomecánico – Estación 01 Nv. 3865 – Veta Ramal María Inés

- ESTACIÓN 02

Tabla N° 4.4: Orientaciones Estructurales Roca Caja

Estación	Inclinación	Dirección Inclinación	Rumbo
2	85°	76°	N14°W
	85°	75°	N15°W
	76°	3°	N87°W
	80°	271°	N1°E
	70°	324°	N54°E
	70°	324°	N54°E
	70°	145°	N55°E
	70°	132°	N42°E
	72°	10°	N80°W
	75°	50°	N40°E
	48°	214°	N56°W
	71°	183°	N87°W
	84°	196°	N74°W
	74°	192°	N78°W
	74°	198°	N72°W
	84°	12°	N78°W
	84°	12°	N78°W
	75°	12°	N78°W
	87°	304°	N34°E
	79°	346°	N76°E
	84°	164°	N74°E
	74°	340°	N70°E
	74°	340°	N70°E
	65°	323°	N53°E
	65°	5°	N85°W
	75°	356°	N86°E
	70°	1°	N89°W
	80°	322°	N52°E
80°	312°	N42°E	
70°	31°	N59°W	
74°	313°	N43°E	
85°	211°	N59°W	

Fuente: Mapeo Geomecánico – Estación 02 Nv. 3865 – Veta R .M.I.

➤ **ESTEREOGRÁFICO DE DISPERSIÓN DE POLOS**

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales de la tabla 4.3; se plotean como polos. En la figura 4.2 se muestra la representación espacial de las discontinuidades geológicas tomadas en el mapeo geológico – geotécnico de la veta Ramal María Inés, estación 01. De igual manera en la tabla 4.4 se muestra los polos tomados de la roca caja, estación 02, el diagrama estereográfico de concentración de polos de la roca caja se representa la figura 4.3.

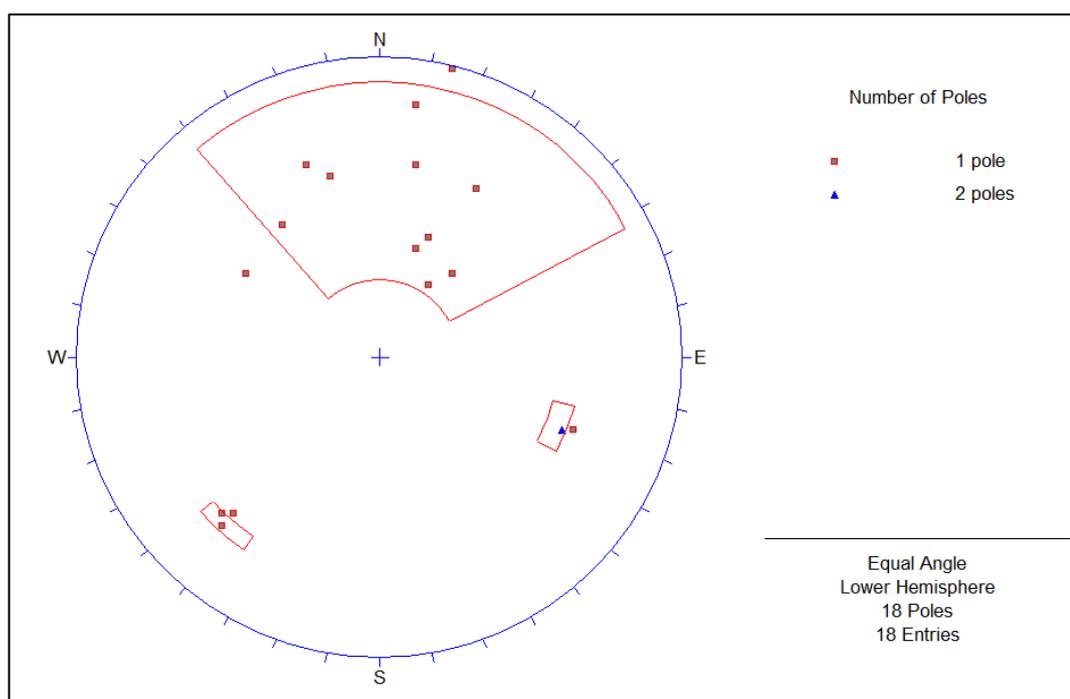


Figura N° 4.2: Diagrama Estereográfico de Polos - Veta Ramal María Inés
Fuente: Propio, programa Dips (Rocscience)

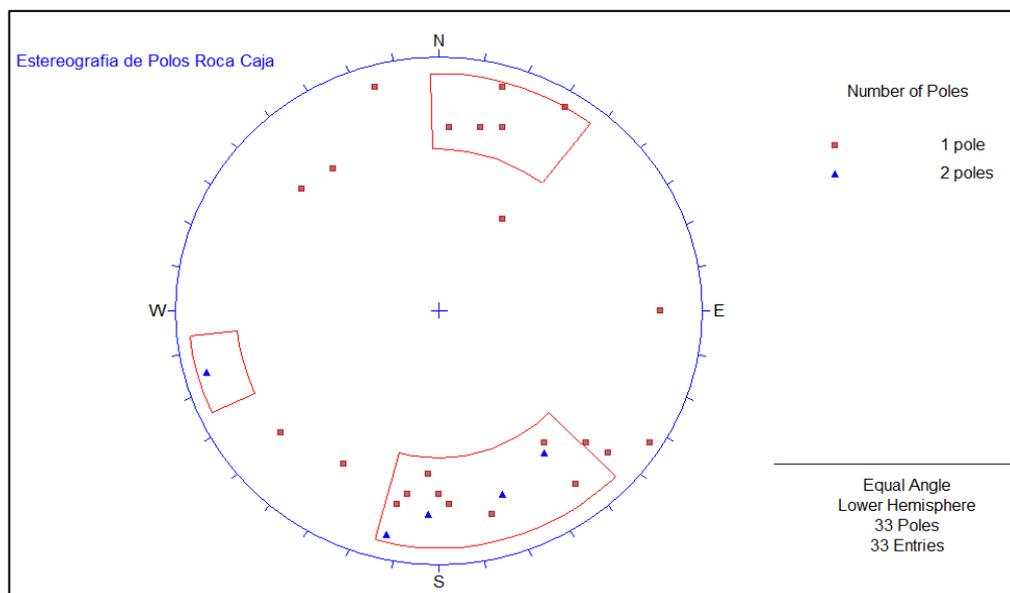


Figura N° 4.3: Diagrama Estereográfico de Polos - Roca Caja
Fuente: Propio, programa Dips (Rocscience)

➤ ESTEREOGRÁFICO DE ISOVALORES DE DENSIDAD DE POLOS

Los polos agrupados observados en la (figura 4.2) y la (figura 4.3) diagrama estereográfico de los polos de la roca caja, se interpolan para generar los contornos isovalóricos de densidad de polos, se muestra en el estereograma de la (figura 4.4) y la (figura 4.5) de la roca caja.

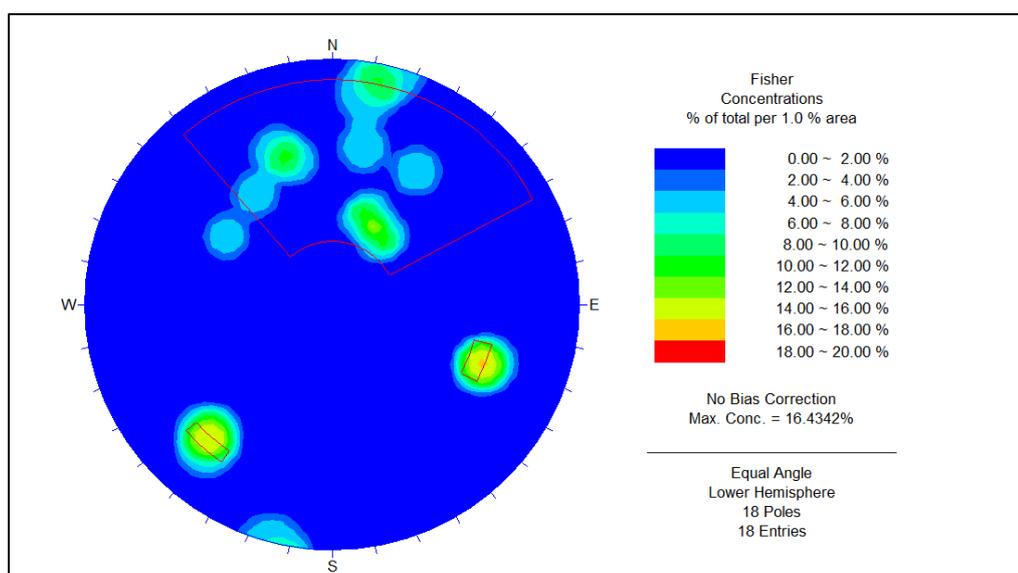


Figura N° 4.4: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos
Fuente: Propio, programa Dips (Rocscience)

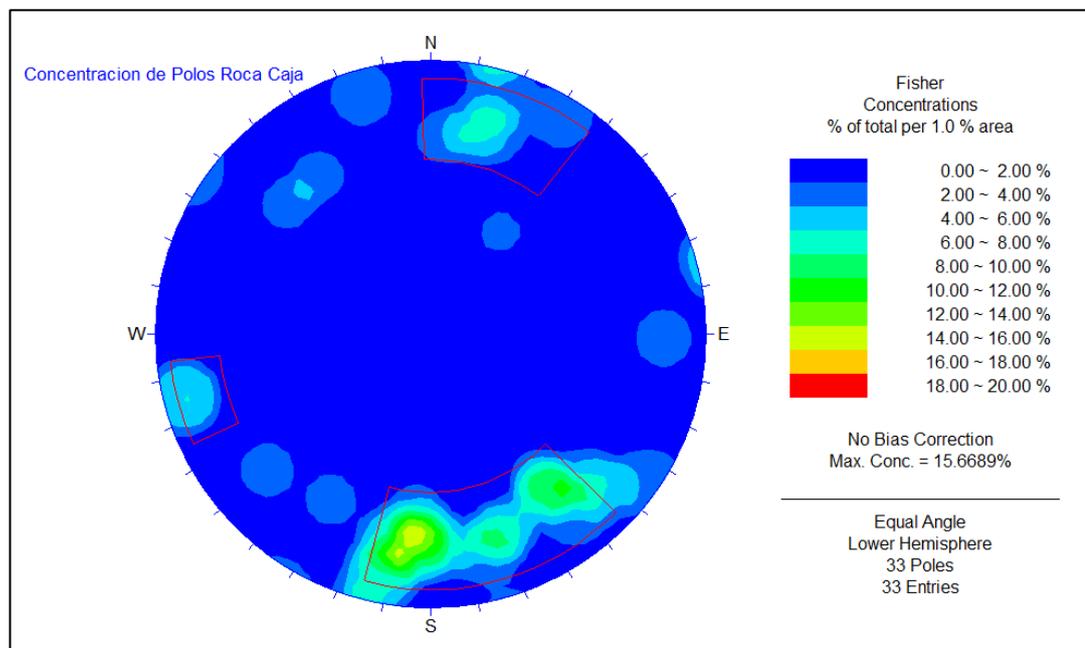


Figura N° 4.5: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos
Fuente: Propio, programa Dips (Rocscience)

➤ ESTEREOGRÁFICO DE LOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES

La figura 4.4 (contornos isovalóricos de densidad de polos) se utiliza para determinar las familias de discontinuidades principales, presentes en la veta Ramal María Inés y su entorno físico (Roca Caja) en este caso en el nivel inferior Nv. 3865.

En el programa “DIPS” a través del menú SELECT/ADD PLANE y un criterio de búsqueda permite obtener los valores promedio en buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIPDIRECTION) para cada sistema (familia) de discontinuidades cuyo resumen se muestra en la figura 4.6 y figura 4.7 (Roca Caja - Veta Ramal María Inés).

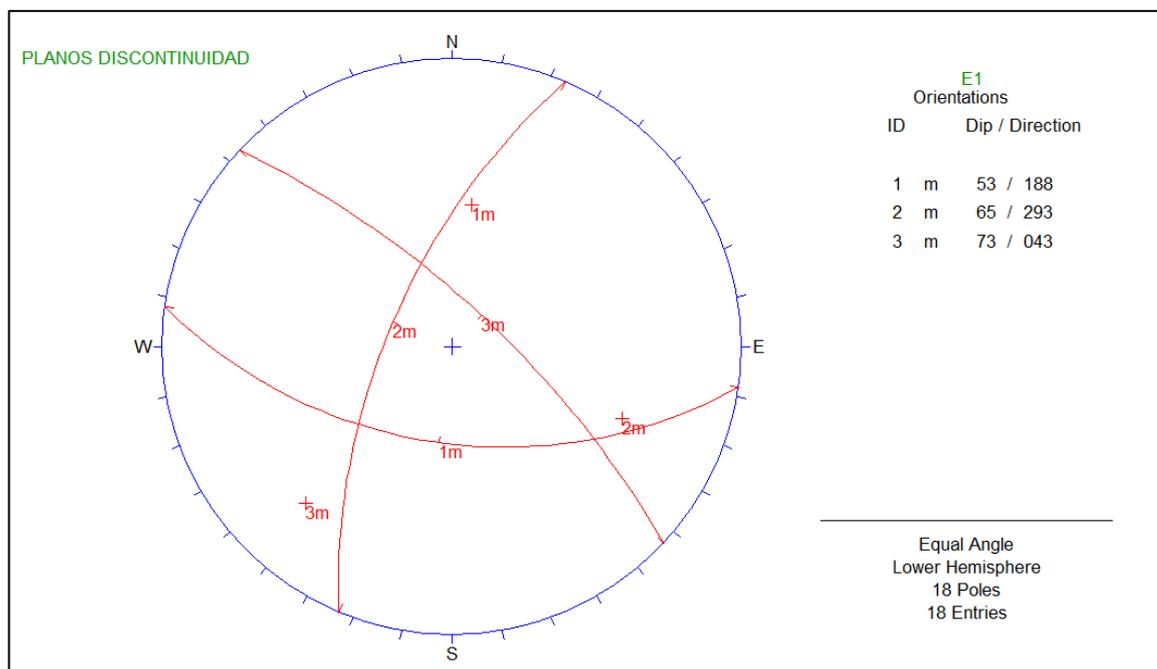


Figura N° 4.6: Sistemas de Discontinuidades Veta Ramal María Inés
Fuente: Propio, programa Dips (Rocscience)

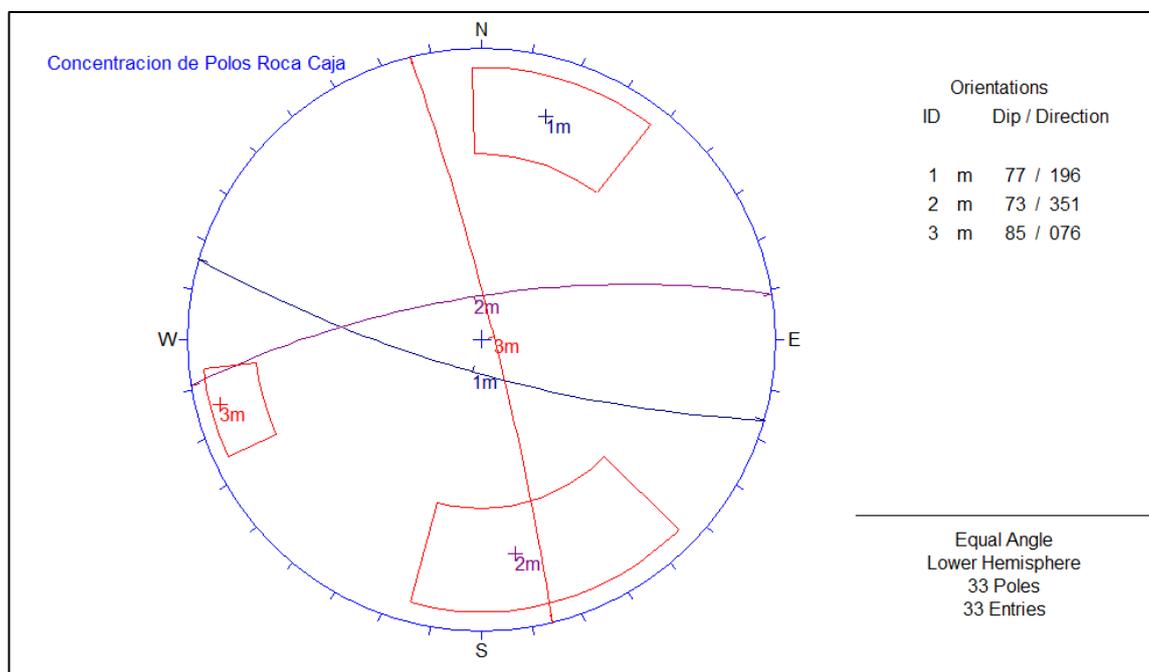


Figura N° 4.7: Sistemas de Discontinuidades Roca Caja
Fuente: Propio, programa Dips (Rocscience)

En resumen, se muestra en la figura 4.6; en la zona en estudio (Veta Ramal María Inés) existe la presencia de tres sistemas de discontinuidades estructurales principales, los cuales son:

- Sistema 1: 53/188.... (N80°W).
- Sistema 2: 65/293.... (N12°E).
- Sistema 3: 73/043.... (N45°W).

Considerando la posición espacial de la veta Ramal María Inés, con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio (figura 4.6), se tipifica al “Sistema 1” como “Sistema Dominante”, por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente para el tajeo Ramal María Inés.

De igual modo en la figura 4.7 se muestra tres sistemas de discontinuidades, siendo la principal el “Sistema 2” como “Sistema Dominante”, cuyo rumbo es de (S 81°W) y la que controla estructuralmente la estabilidad del macizo rocoso.

- Sistema 1: 77/196.... (N 83°W).
- Sistema 2: 73/351.... (N 81°E).
- Sistema 3: 85/076.... (N15°W).

En conclusión, se tiene un sistema de discontinuidad principal que figura, tanto en la roca caja y la veta Ramal María Inés. La zona mineralizada tiene un rumbo de N40°E aproximadamente.

4.3 DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO TAJO RAMAL MARÍA INÉS

Para la clasificación del macizo rocoso en la zona, se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR₈₉ de Bieniawski, para ello se registraron datos

litomorfos - estructurales en estaciones (Líneas de Detalle) distribuidas espacialmente en la galería GA 876N en el nivel 3865. El tipo de roca basada en el índice de RMR se referencia con un color y a continuación se presenta una leyenda.

Tabla N° 4.5: Intervalos de Calidad Macizo Rocoso

CLASIFICACION DE MACIZOS ROCOSOS SEGUN BIENIAWSKI		
INDICE RMR	ROCA TIPO	COLOR
81 a 100	I	
61 a 80	II	
51 a 60	III A	
41 a 50	III B	
31 a 40	IV A	
21 a 30	IV B	
01 a 20	V	

Fuente: Área de Geomecánica – Unidad Vinchos

Tabla N° 4.6: Valoración Geomecánico Veta Ramal María Inés

ESTACIÓN	RC	RQD(%)	ESPAC(m)	CONDICI DIS	AGUA	CORRECC	RMR	TIPO
1	55.0	82	18	24	10	-5	61	II
VALOR	7	17	8					
2	52	69	15.25	24	10	-5	57	IIIA
VALOR	7	13	8					
3	45	91.9	20	27	10	-5	64	II
VALOR	4	20	8					
4	48	91.9	31.5	27	15	-5	71	II
VALOR	4	20	10					
5	52	88.6	26.3	22	10	-5	61	II
VALOR	7	17	10					
6	54	62.2	20	26	10	-5	59	IIIA
VALOR	7	13	8					
7	48	85.3	8	20	10	-5	54	IIIA
VALOR	4	17	8					
8	60	88.6	20.5	25	15	-5	67	II
VALOR	7	17	8					
9	74	91.9	21.75	28	15	-5	75	II
VALOR	7	20	10					

Fuente: Propia, Mapeo Geomecánico

Tabla N° 4.7: Valoración Geomecánico Roca Caja – NV: 3865

ESTACIÓN	RC	RQD	ESPAC(m)	CONDICI DIS	AGUA	CORRECC	RMR	TIPO
1	58	91.9	30.50	19	4	-5	55	IIIA
VALOR	7	20	10					
2	52	100	50	26	10	-5	68	II
VALOR	7	20	10					
3	52	98.5	13.3	28	7	-5	65	II
VALOR	7	20	8					
4	45	88.6	15.0	30	10	-5	64	II
VALOR	4	17	8					
5	58	85.3	17.0	27	10	-5	64	II
VALOR	7	17	8					
6	52	95.2	20	29	10	-5	69	II
VALOR	7	20	8					
7	54	85.3	16.25	30	15	-5	72	II
VALOR	7	17	8					
8	55	88.6	17.33	26	10	-5	63	II
VALOR	7	17	8					
9	60	88.6	20.5	25	15	-5	67	II
VALOR	7	17	8					
10	74	91.9	21.75	28	15	-5	75	II
VALOR	7	20	10					

Fuente: Propia, Mapeo Geomecánico

Tabla N° 4.8: Diagrama de Valoración Bieniawski

Abreviación del tipo de roca				VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
CONGQ		Conglomerado Silisificado		PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
CZM		Caliza marga		R. COMPRE. UNIAXIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (2) <5 (1) <1 (0)	1	
MIN		Mineral		R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
SMS		Sulfuro semi masivo		ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
CSM		Caliza silic. marmolizada		Persistencia	<1m long. (0)	1-3 m Lon. (1)	3-10m (2)	10-20 m (4)	> 20 m (6)	4A	
SQM		Stock Cuarzo-Monzonitico		CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper. (5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
				DE	Rugosidad	Muy rugos (6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
				JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
					Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem. (5)	Mod.intem.(3)	Muy intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
Abreviación del tipo de alteración				AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
P	Piritizacion		E	Propilítica	VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =						
C	Cloritica		Q	Silicificación	RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	
			S	Sericítica	DESCRIPCION	I - Muy Buena	II - Buena	III - Regular	IV - Mala	V - Muy Mala	

Fuente: Rango de RMR₈₉ de Bieniawski,

4.4 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

De la caracterización geomecánica del macizo rocoso, según el sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniawski, mostrados en la tabla 4.6 y la tabla 4.7 se clasifica y tipifica el macizo rocoso, definiendo geomecánicamente según dominios estructurales de la Veta Ramal María Inés y roca Caja, cuyo resumen se muestra en la tabla 4.9 tomando como promedio de cada dominio estructural.

Tabla N° 4.9: Clasificación geomecánica macizo rocoso (Veta María Inés y roca caja)

Clasificación Geomecánica RMR₈₉ Macizo Rocosos Veta Ramal María Inés y Roca Caja			
Dominio Estructural	RMR	Descripción del Macizo Rocosos	
		Clasificación	Tipificación
Veta	63	BUENA	II
Roca Caja	66	BUENA	II

Fuente: Propia, Mapeo Geomecánico

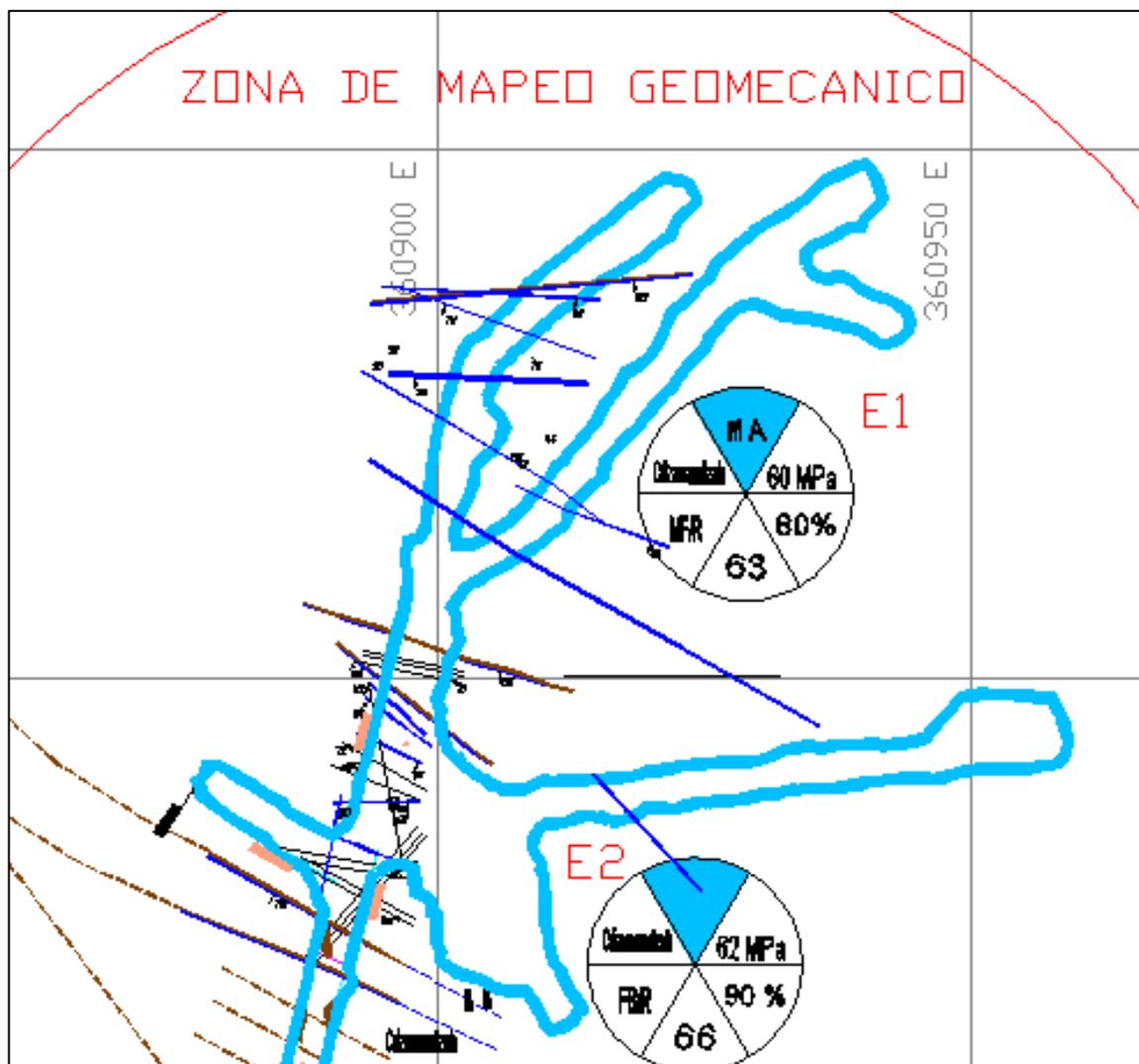


Figura N° 4.8 Zonificación Geomecánica del Macizo Roco – NV. 3865
Fuente: Propia, Zonificación geomecánica Nv. 3865

4.5 DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO TAJO RAMAL MARÍA INÉS

En base a los resultados obtenidos en el análisis estereográfico, los ensayos de mecánica de rocas y caracterización geomecánica, dimensionaremos geomecánicamente el Tajo Ramal María Inés, utilizando el método Gráfico de Estabilidad”, la cual fue desarrollada por Mathews y modificada por Potvin & Milne. Este método considera un análisis estructural, resistencia de macizo rocoso,

esfuerzos alrededor de una excavación, orientación de discontinuidades, entre otros.

4.5.1 Procedimiento Método Gráfico de Estabilidad de Mathews

Se toma en cuenta los principales factores de influencia en el diseño de tajeos, tales como el tipo de estructura, resistencia del macizo rocoso, los esfuerzos alrededor de la excavación, tamaño, forma y orientación de la excavación; la estabilidad se evalúa cualitativamente como estable, potencialmente inestable o colapso. El método se basa en el cálculo de dos factores:

- Numero de Estabilidad (N')
- Radio Hidráulico (S)

➤ **Número de estabilidad modificado (N')**: Representa la habilidad del macizo rocoso, para permanecer estable bajo determinados esfuerzos. Para el cálculo de este valor se emplea la ecuación (1); el cual considera la calidad del macizo rocoso (Índice Q' modificado), el factor de reducción por esfuerzos en la roca (A), el factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades (B) con respecto a la orientación del eje del tajeo, el factor de ajuste por efecto de la gravedad (C) sobre las cuñas de techo y pared que forman el arreglo estructural de los sistema de discontinuidades con el tajeo.

El Número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C \dots \dots \dots (1)$$

Dónde: Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado.

A Factor de esfuerzos en la roca.

B Factor por ajuste de orientación de discontinuidades

C Factor de ajuste gravitacional.

- **Factor de Forma o Radio Hidráulico (S):** Viene a ser tamaño y forma del tajeo, se obtiene dividiendo el área de la sección transversal de la superficie analizada entre el perímetro de la superficie analizada. Para ello utilizamos la ecuación (2).

$$S = \frac{\text{Área sección transversal de la superficie}}{\text{Perímetro de la superficie}} \dots\dots\dots(2)$$

Utilizando los valores del Número de Estabilidad *N'* y el Radio Hidráulico *S*, se ploteán los valores para, determinar la estabilidad de un tajeo a partir del gráfico de estabilidad (Figura 4.9).

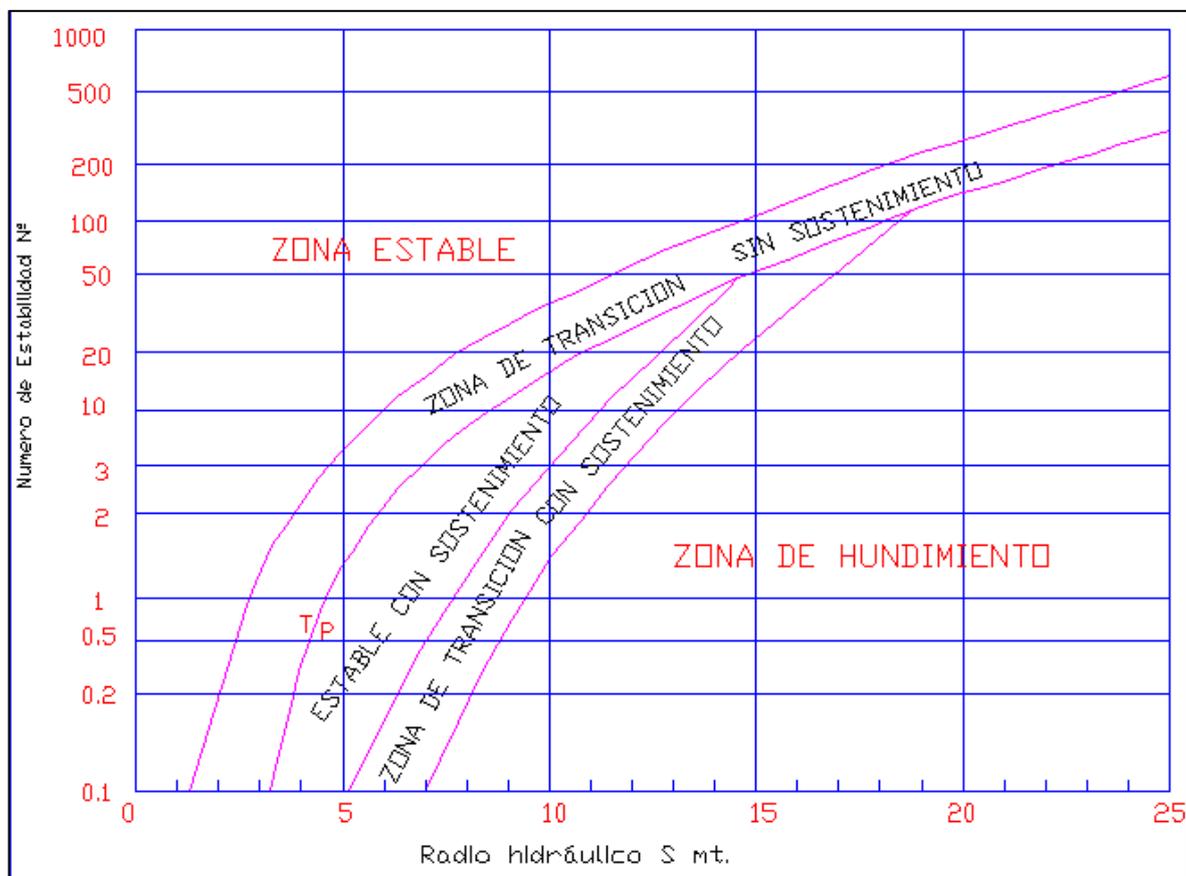


Figura N° 4.9: Gráfico de Estabilidad
Fuente: Gráfico establecido por (Mathews 1980 & Potvin 1988)

4.5.2 Aplicación del Método Gráfico de Estabilidad Tajo Ramal María Inés

Tenemos que especificar las dimensiones de la abertura del Tajeo Ramal María Inés; definir el perímetro y área; de la corona, caja techo, caja piso y pared trasera.

Se muestra una representación gráfica del tajeo Ramal María Inés en la figura 4.10 y en la tabla 4.10 se muestra un consolidado de las dimensiones.

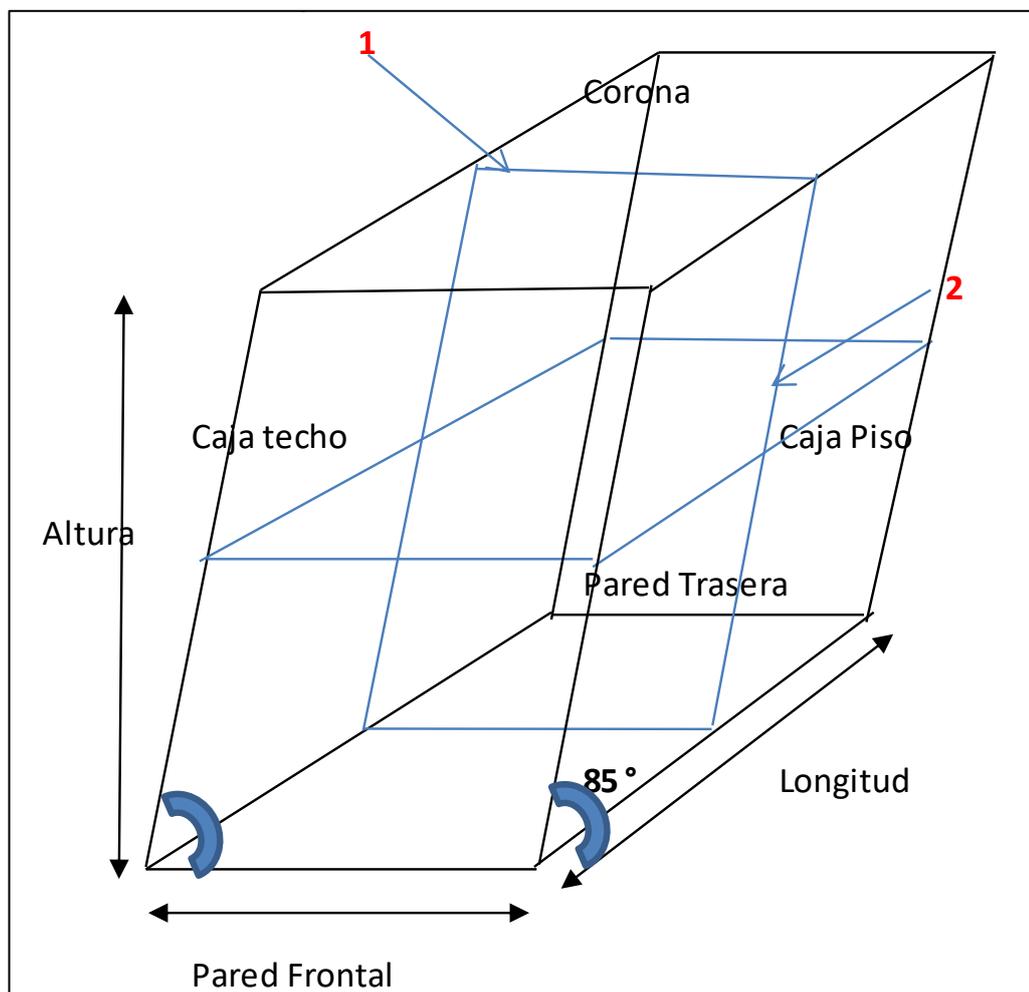


Figura N° 4.10: Representación gráfica del tajeo Ramal María Inés
Fuente: Propio, dibujo en AutoCAD

Tabla N° 4.10: Dimensiones de las caras del Tajeo Ramal María Inés

SUPERFICIE	ALTURA (Mts)	LONGITUD (Mts)	AREA (Mt ²)	PERIMETRO (Mts)
Pared Frontal	120	12.15	1458	264
Pared Trasera	120	12.15	1458	264
Caja Piso	120	55.5	6660	351
Caja techo	120	55.5	6660	351
Corona	12.15	55.5	805	140

Fuente: Propio, resumen de parámetros

A continuación determinaremos los valores, tal como el índice de calidad de la roca Q' modificada, el factor A, el factor B, el factor C y el radio hidráulico RH; con el objeto ya mencionado determinar la estabilidad del tajeo.

4.5.2.1 Clasificación geomecánica Q' modificado del macizo rocoso.

Se calcula de la misma forma que el Índice de Calidad de la roca Q (Barton et. al. 1974) estándar, con la variante que el factor de esfuerzos SFR se le da el valor de 1.00. El método no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, por lo que el factor por agua J_w es 1.00. En el caso de este tajeo el agua no es muy significativo, por lo tanto es viable dicha análisis.

El Índice de Calidad Tunelera modificado Q' se determina de la siguiente forma:

$$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \times (J_w/SRF) \dots \dots \dots (3)$$

RQD: Índice de Calidad de Roca

J_n : Número de Sistemas de Discontinuidades

J_r : Número de Rugosidad de Discontinuidades

J_a : Número de Alteración de Discontinuidades

J_w : Factor de Reducción de Aguas de Discontinuidad

SRF: "Stress Reduction Factor", Factor Reducción dependiente de las tensiones

El significado de los parámetros usados para determinar el valor de Q Barton (1974).

1. Tamaño de bloque (RQD/J_n)
2. Resistencia de Corte entre Bloques (J_r/J_a)
3. Esfuerzos Activos (J_w/SRF)

Con la restricción de que el factor de esfuerzos activos (J_w/SRF) se considera igual a la unidad, debido a que el área en estudio (Tajeo Ramal María Inés) la presencia de agua es mínima. En el anexo 01 se muestra la tabla de clasificación y valoración de los parámetros individuales del índice Q (Barton y Grisntad, 1994).

Remplazando en la ecuación (3) los valores y consideraciones se obtiene los valores del Índice de Calidad Tunelera modificado Q' tanto para la delimitación de la veta y la roca caja.

MINERAL

- $J_n = 9$ (3 familias de diaclasas)
- $J_r = 1.5$ (superficie de fricción ondulada)
- $J_a = 3$ (recubrimiento limosos o arcilloso)
- $Q' = 9.3$ (RQD: 83.5% promedio)

ROCA CAJA

- $J_n = 6$ (2 familias de diaclasas + 1 aislada)
- $J_r = 1.5$ (superficie de fricción ondulada)
- $J_a = 2$ (paredes ligeramente alteradas)
- $Q' = 7.6$ (RQD: 91.4%)

Tabla N° 4.11: Índice de Calidad Tunelera modificado Q'

UBICACIÓN	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'
VETA	83.5	9	3	3	9.3
ROCA CAJA	91.39	6	1.5	2	11.4

Fuente: Propia, determinación de RQD

4.5.2.2 Factores de esfuerzos en la roca (A)

El factor en la roca (A), refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres de la excavación a profundidad. Este factor se determina a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta " σ_c " y el esfuerzo compresivo máximo inducido en el macizo rocoso (σ_1). El Factor de esfuerzo en la roca (A), es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c / σ_1 sobre el borde de la abertura:

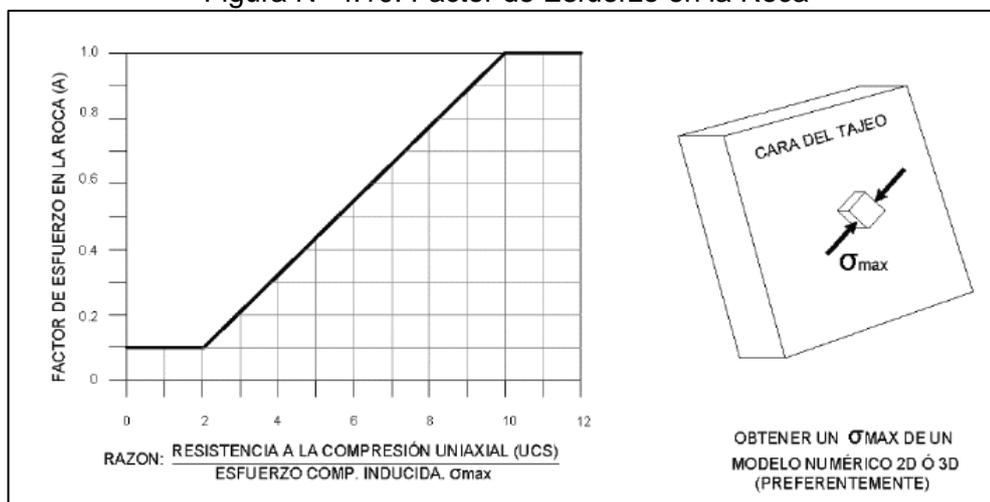
$$\text{Para } \sigma_c / \sigma_1 < 2 \quad A = 0.1$$

$$\text{Para } 2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10 \quad A = 0.1125x (\sigma_c / \sigma_1) - 0.125$$

$$\text{Para } \sigma_c / \sigma_1 > 10 \quad A = 1.0$$

En la Figura 4.9 se muestra el gráfico del factor de esfuerzo en la roca (A), para diferentes valores de σ_c / σ_1 .

Figura N° 4.10: Factor de Esfuerzo en la Roca



Fuente: Gráfico establecido por (Mathews 1980 & Potvin 1988)

La magnitud del esfuerzo compresivo máximo inducido (σ_1), se determina con el empleo de las siguientes gráficas:

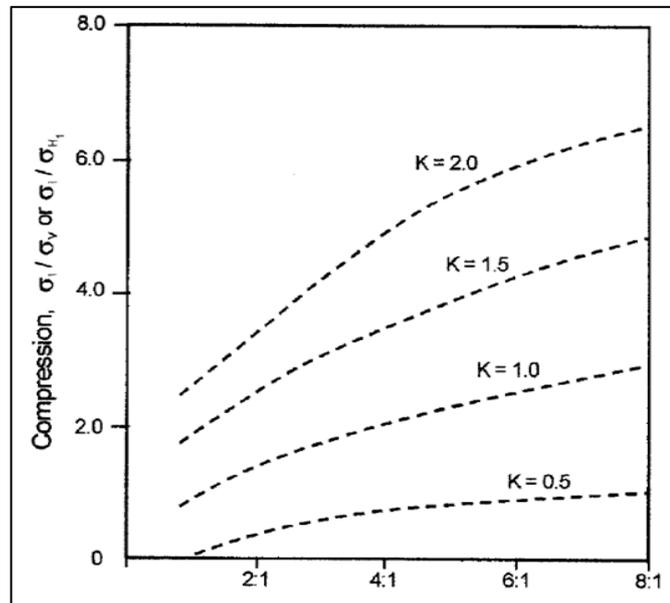


Figura N° 4.11: Curva de estimación de esfuerzo inducido – Factor A
Fuente: Gráfico establecido por Stewart and Forsyth

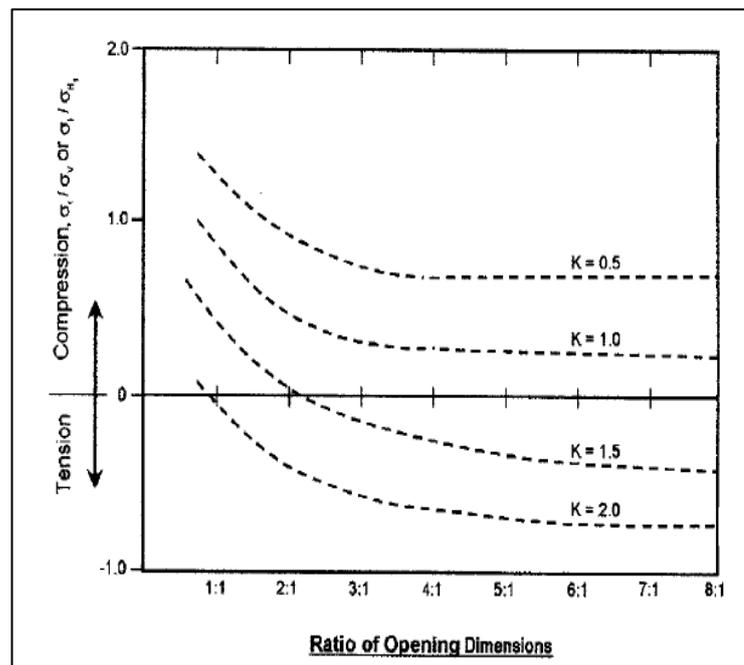


Figura N° 4.12: Ratio de dimensiones abiertas – Cálculo de factor A
Fuente: Fuente: Gráfico establecido por Stewart and Forsyth

Pasos para el cálculo del factor A:

- a) **Cálculo del esfuerzo vertical (σ_y):** Para estimar la magnitud el esfuerzo vertical (MPa) en el macizo rocoso, se considera la carga litostática (290 metros) y el peso unitario promedio de la roca sobre yacente (2.74 Tm/m^3) empleando la ecuación (4).

$$\sigma_y = \gamma * z \left(\frac{\text{Tm}}{\text{m}^2} \right) \dots \dots \dots (4)$$

Remplazando valores:

$$\sigma_y = 2.74 * \frac{290}{(10 * 9.81)} \text{ MPa}$$

$$\sigma_y = 8.099 \text{ MPa}$$

- b) **Cálculo del esfuerzo horizontal (σ_h):** Se estima como el producto del coeficiente de distribución de esfuerzos (k) y el esfuerzo vertical (σ_v). La estimación del factor “k” es complicado, pues está asociado a la historia geológica, tectonismo, topografía, anisotropía del material; para determinar este valor se emplea el modelo propuesto por Sheorey, el cual considera la curvatura terrestre, las variaciones de las constantes elásticas, la densidad y los coeficientes de expansión térmica a través de la corteza terrestre según la ecuación (5).

$$k = 0.25 + 7 * E_{\text{Gpa}} \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right) \dots \dots \dots (5)$$

Dónde:

Z: Es la profundidad medida desde la superficie (m).

E_{Gpa} : Modulo de Elasticidad promedio de la roca (Caliza = 4.10^5 Kg/cm^2)

Para una profundidad de 290 metros (NV.3865) con respecto a la superficie, donde el módulo de elasticidad de deformación del macizo rocoso es de 39.2 GPa.

Remplazando en la ecuación (5):

$$k=0.25+7*39.2\left(0.001+\frac{1}{290}\right)\dots\dots\dots(5)$$

$$k=1.47$$

El esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical se relacionan a través de la ecuación (6), con los datos de la magnitud del esfuerzo vertical (8.099 MPa) y el valor del coeficiente de distribución de esfuerzos (k=1.47), determinamos el esfuerzo horizontal (σ_h).

Remplazando en la ecuación (6):

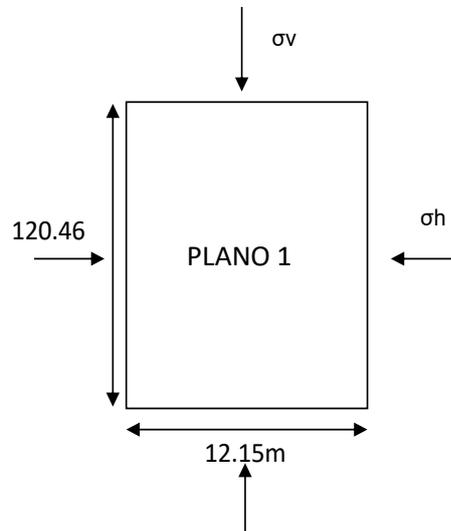
$$\sigma_h=k*\sigma_v(\text{MPa})\dots\dots\dots(6)$$

$$\sigma_h=1.47*8.099$$

$$\sigma_h=11.90 \text{ MPa}$$

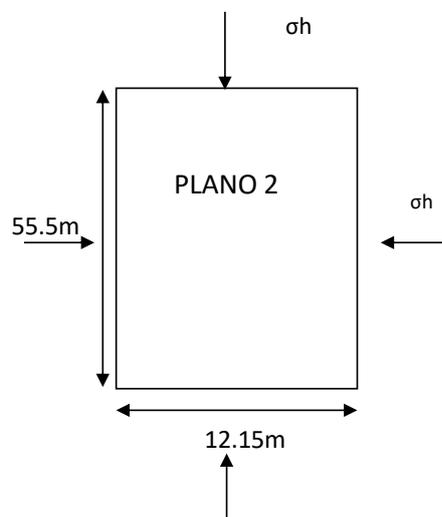
c) **Cálculo del esfuerzo Máximo inducido (σ_1):** Se terminara a partir de dimensiones en planos (vertical y horizontal) de la excavación en base a un análisis en 2 dimensiones. Para luego calcular el factor A para cada una de las caras del tajeo.

- Esfuerzo inducido en la corona de excavación (Con respecto al plano de referencia 1).



H	120.46	m	
A	12.15	m	
H/A	9.91		
σ_v	8.099	Mpa	
σ_h	11.91	Mpa	
$\sigma_v/\sigma_h = (k)$	1.5		
σ_v/σ_i	5.00	Valor figura	4.11
σ_i	40.50	Mpa (Esfuerzo Inducido)	
UCS/ σ_i	1.48		
A	0.10	Valor figura	4.10

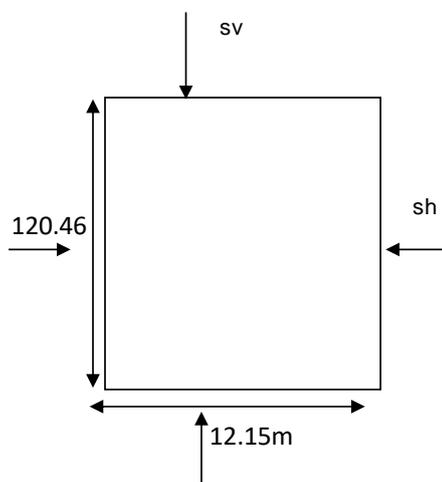
- Esfuerzo inducido en las paredes frontal y trasera (Con respecto al plano de referencia 2).



H	55.5	m	
A	12.15	m	
H/A	4.6		
σ_h	11.9	Mpa	
σ_h	11.9	Mpa	
$\sigma_v/\sigma_h = (k)$	1.00		
σ_v/σ_i	2.2	Valor figura	4.11
σ_i	26.2	Mpa (Esfuerzo Inducido)	
UCS/ σ_i	2.29		
A	0.13	Valor figura	4.10

- Esfuerzo inducido en las paredes de la caja piso y caja techo (A lo largo del plano vertical y plano horizontal), se toma como valor el mínimo valor del factor A, ya sea en la zona de tensión o compresión.

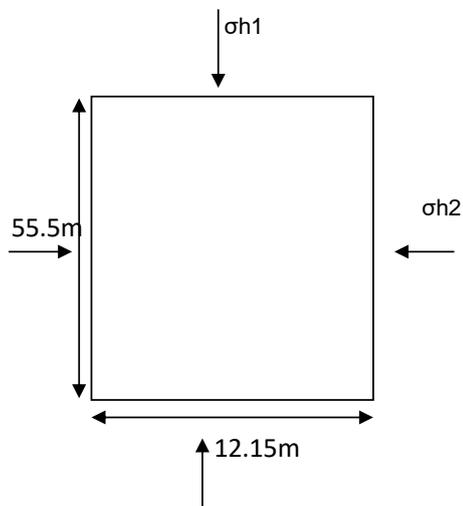
- A lo largo de la vertical (ZONA TENSIÓN):



H	120.65	m	
A	12.15	m	
H/A	9.9		
sv	8.1	Mpa	
sh	11.9	Mpa	
s3/s1	1.5		
sv/si	-0.5	Valor figura	4.12
si	-4.05	Mpa (Esfuerzo Inducido)	
UCS/si	-14.8		
A	0.1	Valor figura	4.10

Zona de tensión

- A lo largo de la horizontal (ZONA COMPRESIÓN):



H	55.5		
A	12.15		
H/A	4.6		
σh1	12	Mpa	
σh2	12	Mpa	
σh1/σh2	1.00		
sv/σi	0.35	Valor figura	4.12
σi	4.2	Mpa (Esfuerzo Inducido)	
UCS/σi	14.4		
A	1	Valor figura	4.10

Zona de compresión

Para calcular el valor del factor de esfuerzo "A", se realiza empleando los datos de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (60 MPa) y los valores del esfuerzo máximo inducido empleando la ecuación N ° (7).

$$\frac{\sigma_c}{\sigma_1} = \frac{\text{Resistencia Compresion Uniaxial Rocosa}}{\text{Esfuerzo Máximo Inducido}} \dots\dots\dots(7)$$

En resumen en la tabla siguiente se muestra los valores para el factor A, para las caras del tajo Ramal María Inés.

Tabla N° 4.12: Valores del Factor A

SUPERFICIE	ALTURA (Mts) (H)	ANCHO (Mts) (A)	FACTOR A
Corona	120.46	12.15	0.1
Pared Frontal	55.5	12.15	0.13
Pared Trasera	55.5	12.15	0.13
Caja Piso	120.46	12.15	0.1
Caja techo	120.46	12.15	0.1

Fuente: Propio, Cálculo del Factor A

4.5.2.3 Factor de ajuste de los sistemas de discontinuidades por orientación (B)

El ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades B, toma en cuenta la influencia de estas sobre la estabilidad de las caras del 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 (factor B = 1.0 favorable) y las discontinuidades orientadas a menos de 20° de la cara serán inestables (factor B = 0.2 desfavorable).

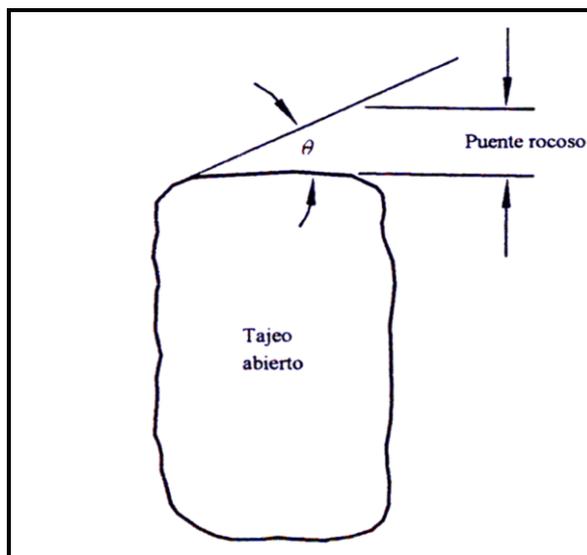


Figura N° 4.13: Esquema Grafico Tajeo – Discontinuidad
Fuente: Método Grafico de Estabilidad

Para determinar el valor de este factor B, se considera la dirección y buzamiento de la caja piso y caja techo del tajo Ramal María Inés (85/105....N 15° E), la pared trasera tiene un buzamiento y dirección de buzamiento de (90/195) con una dirección (S 15° W), la pared frontal tiene un buzamiento y dirección de buzamiento (90/15) con una dirección (N 15° E) y la corona con un buzamiento y dirección de buzamiento (0/105) con una dirección (N 15° E); el sistema de discontinuidades dominante de roca caja tiene un buzamiento, dirección de buzamiento y dirección (Sistema 2: 73/351....N 81°E).

La diferencia de buzamiento lo determinamos con el uso del programa DIPS. Una vez obtenida esta diferencia se ingresa al ábaco desarrollado por Potvin & Milne como se muestra en la figura 4.13.

A continuación se muestra la diferencia de buzamiento entre las paredes el tajeo y la discontinuidad principal o dominante:

Tabla N° 4.13: Diferencia de buzamientos

SUPERFICIE	DIFERENCIA BUZAMIENTO
Corona	73°
Pared Frontal	29°
Pared Trasera	29°
Caja Piso	70°
Caja techo	70°

Fuente: Propio, Valores de diferencia de buzamientos

Determinado el ángulo de buzamiento de las paredes del tajeo y la discontinuidad dominante, intersecamos a la curva en el abaco de Potvin & Milne para determinar el factor de ajuste por orientación de las discontinuidades (B).

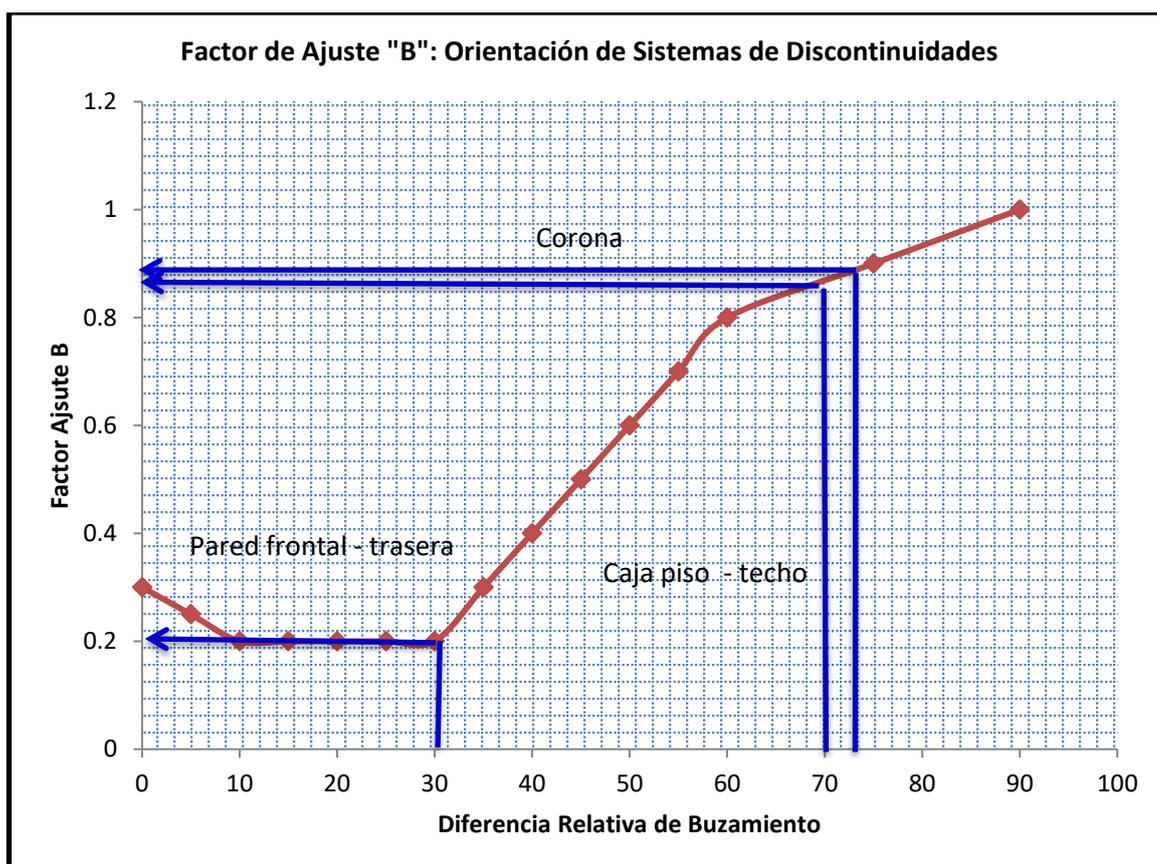


Figura N° 4.14: Factor de ajuste "B"

Fuente: Abaco Potvin & Milne

Se muestra los valores del factor B:

Tabla N° 4.14: Valores del Factor B

SUPERFICIE	DIFERENCIA BUZAMIENTO	FACTOR B
Corona	73°	0.9
Pared Frontal	29°	0.2
Pared Trasera	29°	0.2
Caja Piso	70°	0.85
Caja techo	70°	0.85

Fuente: Propia, determinación del Factor B

4.5.2.4. Factor de ajuste por efecto de la gravedad C

El factor “C”, es un ajuste por efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducida por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos. Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo entre 75°- 82° de buzamiento. El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación $C = 8 - 6\cos \alpha$, este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeo. El factor C, toma en cuenta la influencia de la orientación del tajeo.

Tabla N° 4.15: Valores de buzamiento superficies tajeo

SUPERFICIE	BUZAMIENTO
Corona	0°
Pared Frontal	90°
Pared Trasera	90°
Caja Piso	85°
Caja techo	85°

Fuente: Valores de buzamiento superficies tajeo

Se determina en base al ángulo de buzamiento de las caras del tajeo Ramal María Inés, para ello determinaremos el factor de ajuste "C" empleando el ábaco caídos por gravedad y deslizamiento para la corona del tajeo.

- Ajuste Factor "C": Caídos por gravedad y lajamiento

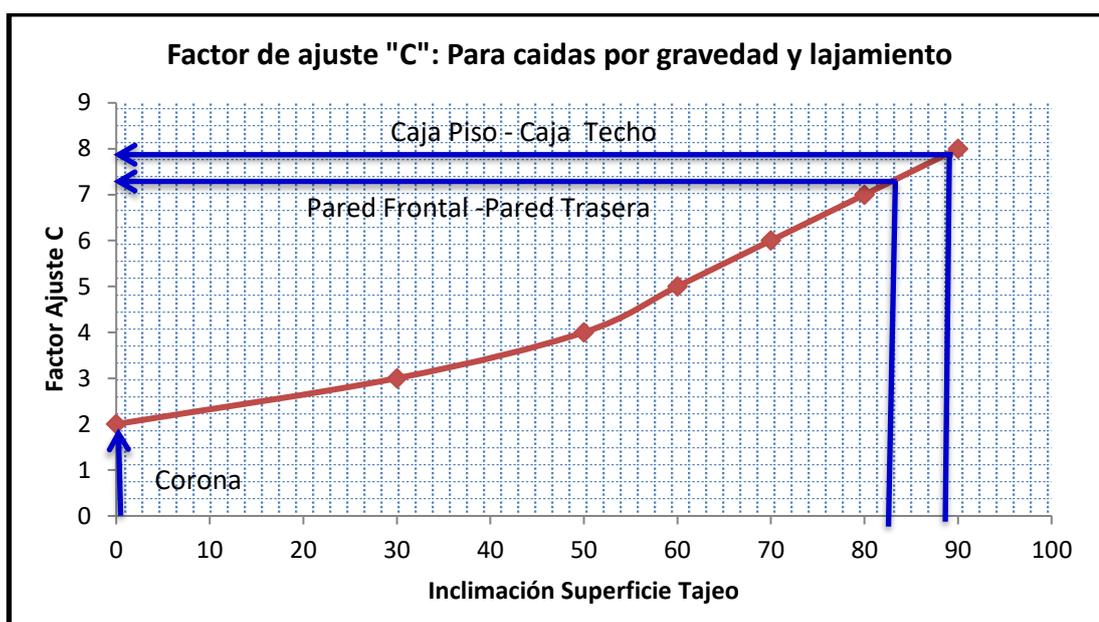


Figura N° 4.15: Factor C caídas por gravedad y lajamiento
Fuente: Abaco Potvin & Milne

Para un ángulo de inclinación de 0° de la corona, proyectando en la figura 4.15 del factor C de ajuste para caídas por gravedad, corresponde un valor de 2 como factor de ajuste C. Para las paredes de la caja piso y la caja techo (85° buzamiento), proyectando en el gráfico de factor C de ajuste para caídas por deslizamiento corresponde un valor de 2.5 como factor de ajuste. Para las paredes frontal y trasera (90° buzamiento) se obtiene un valor de 2 como factor C.

➤ **Ajuste Factor "C": Caídos por deslizamiento**

Aplicable cuando se tiene los buzamientos de las principales discontinuidades de las superficies del tajeo.

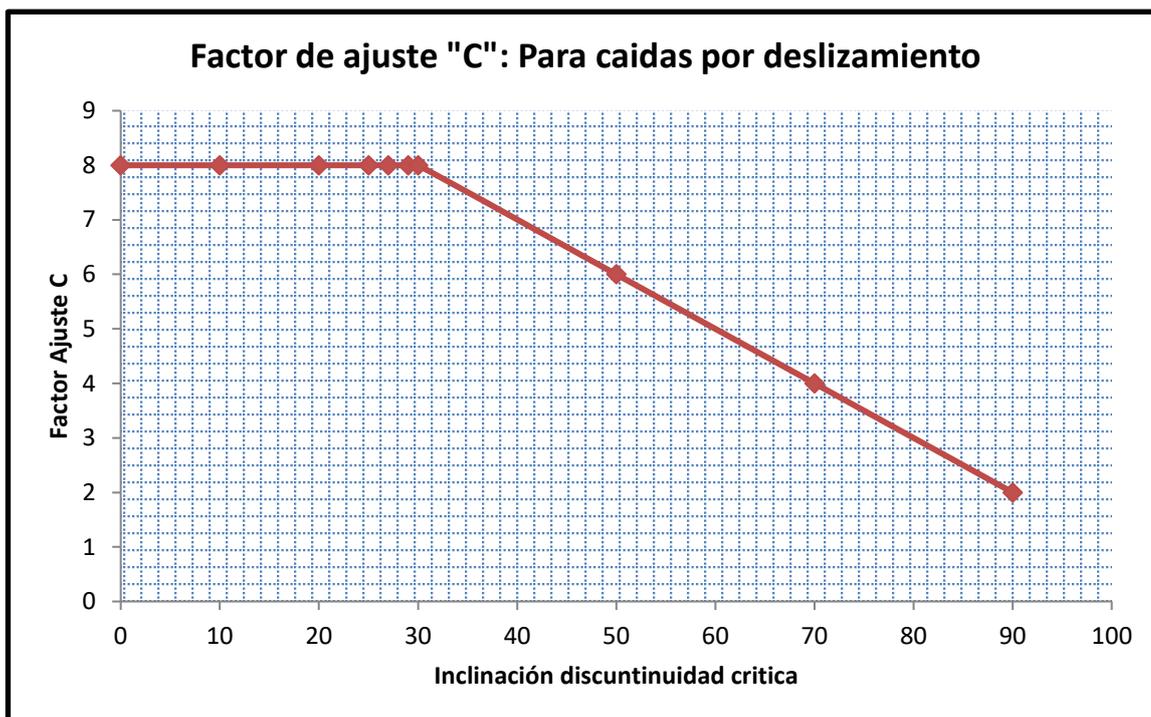


Figura N° 4.16: Factor C caídas por deslizamiento
Fuente: Abaco Potvin & Milne

Resumen de valor para el factor C:

Tabla N° 4.16: Valores del factor C

SUPERFICIE	BUZAMIENTO	FACTOR C
Corona	0°	2
Pared Frontal	90°	8
Pared Trasera	90°	8
Caja Piso	85°	7.4
Caja techo	85°	7.4

Fuente: Propia, determinación del factor C

4.5.3 Cálculo del número de estabilidad "N"

Según el procedimiento de método señalado y utilizando los datos desarrollados previamente, se ha calculado el Número de Estabilidad N' para las superficies de las caras del tajeo Ramal María Inés. Los resultados se presentan en el siguiente cuadro:

Tabla N° 4.17: Número de estabilidad N'

SUPERFICIES	Q'	A	B	C	N'
Corona	11.4	0.1	0.9	2	1.8
Pared Frontal	11.4	0.13	0.2	7.4	2.4
Pared Trasera	11.4	0.13	0.2	7.4	2.4
Caja Piso	11.4	0.1	0.85	8	7.2
Caja techo	11.4	0.1	0.85	8	7.2

Fuente: Propio, determinación Número de estabilidad N'

4.5.4 Cálculo del radio hidráulico "S"

Para estimar el radio hidráulico, se definieron la altura y la potencia, de las caras del tajeo Ramal María Inés. En la tabla 4.19 se muestran las dimensiones de las caras del tajo.

Tabla N° 4.18: Dimensiones de las superficies del tajo

SUPERFICIE	ALTURA (Mts)	LONGITUD (Mts)	AREA (Mt²)	PERIMETRO (Mts)
Pared Frontal	120	12.15	1458	264
Pared Trasera	120	12.15	1458	264
Caja Piso	120	55.5	6660	351
Caja techo	120	55.5	6660	351
Corona	12.15	55.5	805	140

Fuente: Propio, determinación de las superficies del tajo

Para el cálculo del radio hidráulico (S) emplearemos la ecuación (2).

$$S = \frac{\text{Area sección transversal de la superficie}}{\text{Perímetro de la superficie}} \dots (2)$$

Remplazando los valores se obtiene la siguiente tabla:

Tabla N° 4.19: Valores de Radio Hidráulico

SUPERFICIE	AREA (Mt²)	PERIMETRO (Mts)	RADIO HIDRÁULICO (S)
Pared Frontal	1458	264	5.5
Pared Trasera	1458	264	5.5
Caja Piso	6660	351	19
Caja techo	6660	351	19
Corona	805	140	5

Fuente: Propio, determinación de valores de Radio Hidráulico

Los valores de número de estabilidad (N') y radio hidráulico (S), se plotean en el ábaco de Radio Hidráulico v.s Número de Estabilidad de la figura 4.20 desarrollados por Potvin & Milne.

Tabla N° 4.20: Valores - Radio Hidráulico (S) - Número de estabilidad (N')

SUPERFICIE	RADIO HIDRÁULICO (S)	NÚMERO ESTABILIDAD (N')
Pared Frontal	5.5	2.4
Pared Trasera	5.5	2.4
Caja Piso	19	7.2
Caja techo	19	7.2
Corona	5	1.8

Fuente: Propio, determinación de Radio Hidráulico – Número de Estabilidad

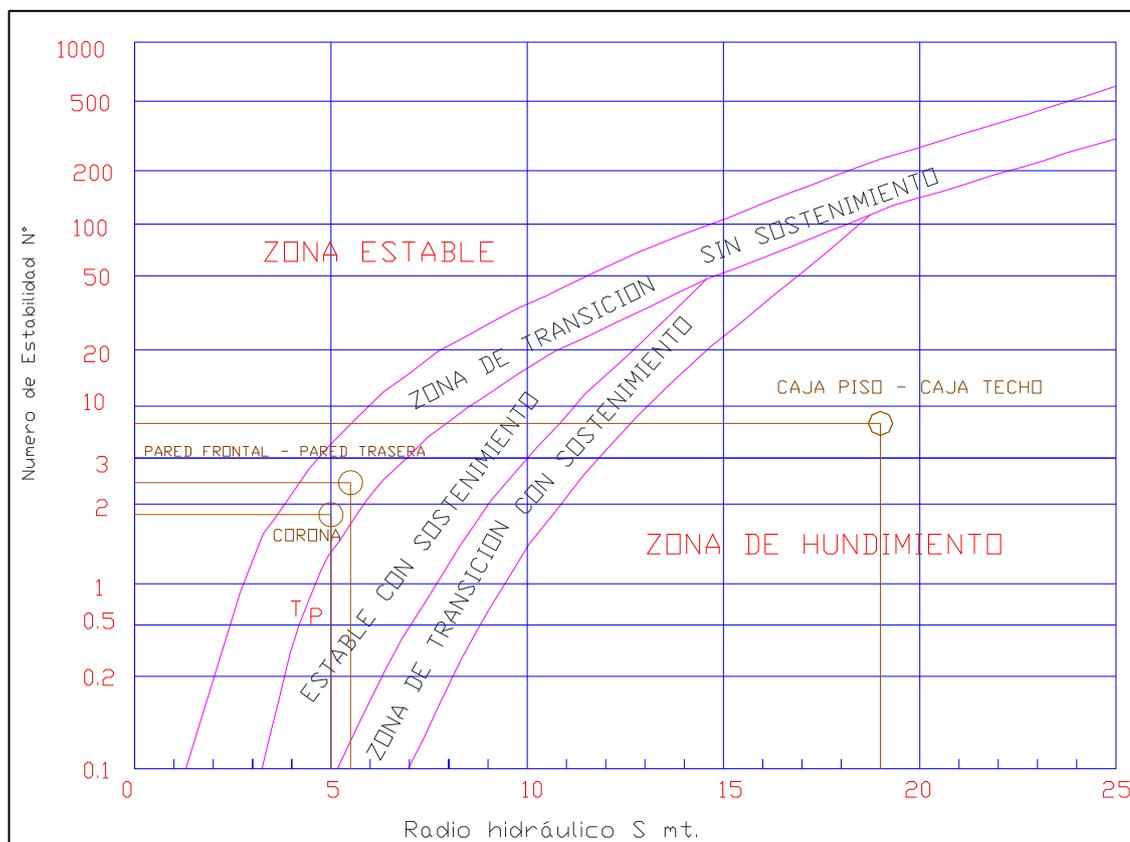


Figura N° 4.17: Método Gráfico de Estabilidad
Fuente: Abaco Potvin & Milne

INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS:

De la evaluación de estabilidad del tajo Ramal María Inés; se observa que el techo del tajeo se encuentra en la zona de transición sin sostenimiento, las paredes frontal y trasera también se encuentran en la zona de transición sin sostenimiento muy cerca la región estable; la dificultad está en la caja piso y caja techo que se encuentra en la zona de hundimiento, por ello se recomienda realizar el minado en etapas, esto también hace pensar que a partir de este nivel se tiene que colocar sostenimiento tanto en la caja piso y caja techo. La experiencia en este tajo resulta favorable al no haber utilizado pilares y/o sostenimiento a lo largo de la explotación

4.6 FACTOR DE SEGURIDAD (FS) DE LA ABERTURA TAJO RAMAL MARÍA INÉS

El factor de seguridad determinado a lo largo del contorno del tajo debido a los esfuerzos actuantes, verificaremos el grado de estabilidad e inestabilidad de la abertura final del tajeo Ramal María Inés, para ello necesitaremos las propiedades físicas del macizo rocoso y con la ayuda del programa Rocscience (Phase) se realizara el modelamiento del tajeo.

Propiedades físicas de roca:

El macizo rocoso es considerado de tipo II (Bueno) RMR 70 con m_i de 9 por condiciones estructurales dominantes:

Tabla N° 4.21: Características Físicas del Macizo Rcoso

MATERIAL	PESO UNITARIO (Ton/m ³)	REISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)	MODULO DE YOUNG (Mpa)	RELACIÓN DE POISSON	COHESIÓN (Kpa)	ANGULO DE FRICCIÓN INTERNA
Caliza	2.4	30	3000	0.3	130	22°
Caliza Metamorfizada	2.6	60	9000	0.25	160	27°

Fuente: Departamento de Geomecánica – Unidad Vinchos

Interpretación:

Abertura con altura de 120m, ancho de 10m y 16m longitudinal

- El techo del tajeo está estable con un F.S. de 1.26 estático y 1.26 - 1.58 **pseudoestático**.
- Las paredes centrales del tajeo se mantienen estables superficialmente con un F.S. de **0.95 a 1.26** estático y **0.95 pseudoestático** con una **aceleración sísmica de 0.13 g**

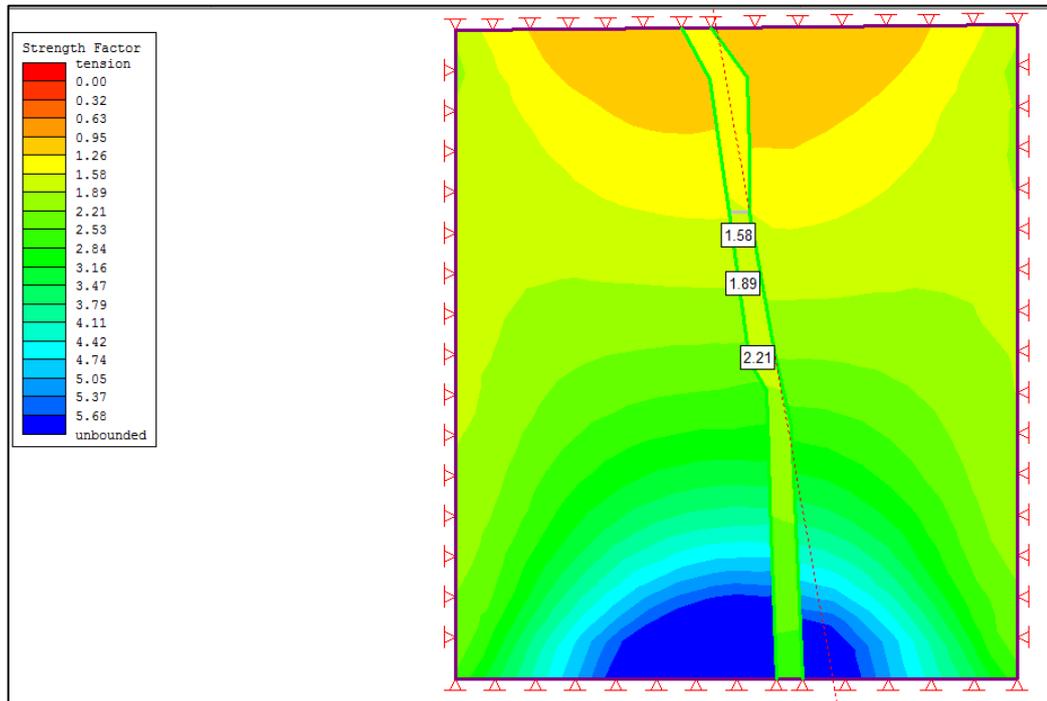


Figura N° 4.18: Condiciones iniciales antes excavación

Fuente: Propio, análisis modelamiento Phase

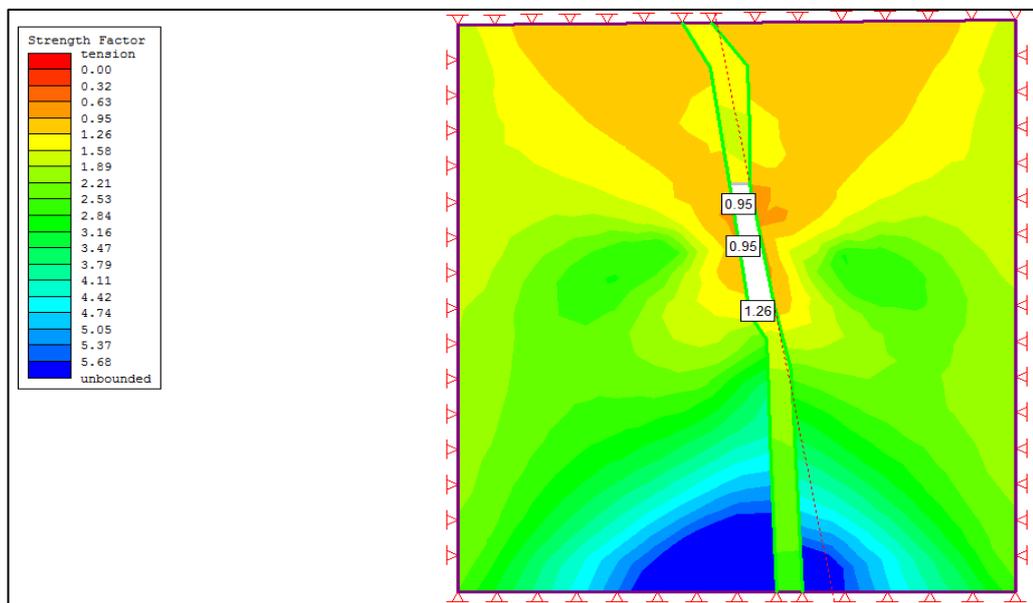


Figura N° 4.19: Condiciones Zona Excavada

Fuente: Propio, análisis modelamiento Phase

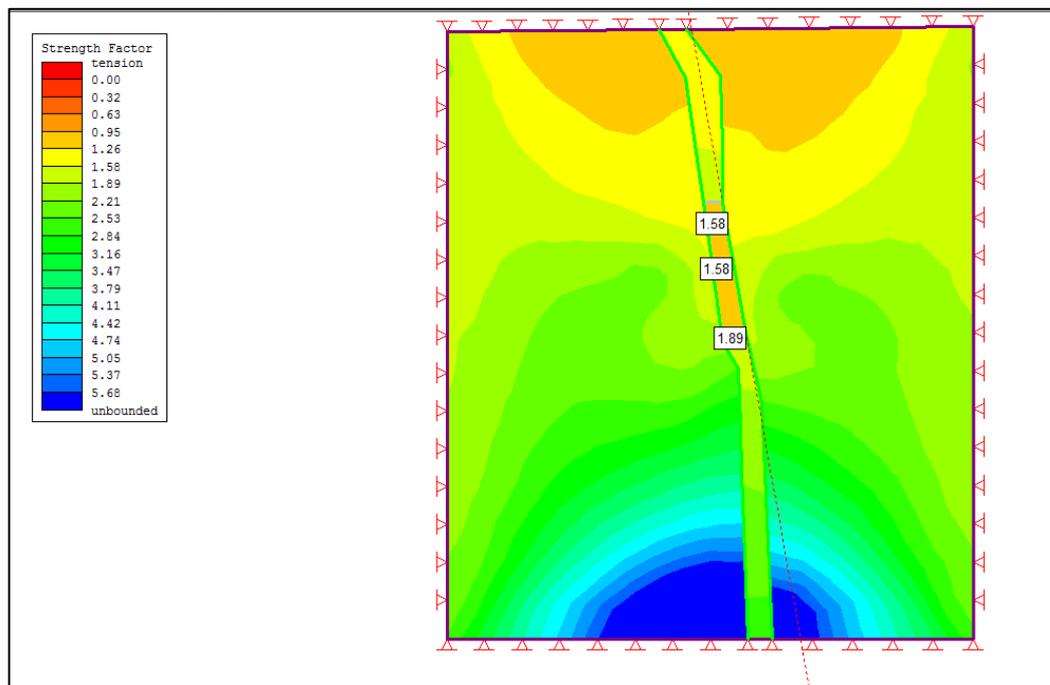


Figura N° 4.20: Condiciones zona relleno detrítico
Fuente: Propio, análisis modelamiento Phase

Se observa que mejora la estabilidad con el relleno detrítico, el factor de seguridad incrementa de 0.95 a 1.5.

CAPITULO V

MINADO SUB LEVEL STOPING TAJO RAMAL MARÍA INÉS

5.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING (TALADROS LARGOS)

Sub Level Stopping es un método de minado de alta producción aplicable en cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte, el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad. Este método posee una fuerte inversión en la etapa de desarrollo y preparación, aunque dicho costo es compensado, por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral.

Actualmente está limitado a cuerpos empinados de mineral, donde tanto el mineral como la roca encajonante son competentes. Los cuerpos de mineral deben ser regulares, porque el método no es selectivo. El uso eficiente de voladura en gran escala hace del tajeo por subniveles, uno de los métodos con bajos costos en minería subterránea.

➤ **Ventajas y Desventajas (Sub Level Stopping)**

a) VENTAJAS

- El método de tajeo por subniveles es muy manejable con la mecanización, por lo tanto los tajos son de alta eficiencia productiva.
- Alta recuperación de mineral por encima del 90%, la dilución puede estar por debajo del 20% para la mayoría de las operaciones.
- En grandes operaciones, la voladura se puede llevar a cabo periódicamente, en función del requerimiento de mineral.
- El mineral es acarreado inmediatamente después de efectuado la voladura.
- Por ser altamente mecanizados los equipos de extracción pueden ser operado utilizando telemando, la cual permite que el operador no se exponga directamente con el espacio vacío del tajeo.

b) DESVENTAJAS

- El método requiere de un alto capital para el desarrollo y preparación antes de que comience la producción.
- El método es no selectivo y requiere delimitar del límite del cuerpo mineralizado para ser roto.
- El método llega a ser ineficiente con buzamientos muy bajos donde la dilución puede incrementarse
- Voladura secundaria, si la granulometría no es la adecuada.

Las principales decisiones, que deben tomarse para conseguir un esquema efectivo del método son:

- El sentido y dirección de minado
- La distancia entre niveles
- El tamaño y forma de las galerías
- El diseño de la perforación
- Los sistemas de cargas y transporte (Cámara de carguío y vía para vehículos pesados).

5.2 APLICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING VETA RAMAL MARÍA INÉS

5.2.1 Ubicación de la veta Ramal María Inés

El tajo Ramal María Inés (RMI) tiene como nivel inferior 3865 y el nivel 4005 como nivel superior, el tajo se ubicada en la Zona Nueva teniendo aproximadamente 140 metros de alto (120 metros explotado), se ubica en interior de la mina subterránea en la cota 3,865 msnm; en las operaciones de la Unidad Minera Vinchos.

5.2.2 Descripción geológica veta Ramal María Inés

La Veta Ramal María Inés, presenta dos tipos de mineralización, la primera es del tipo relleno de fractura próximo a superficie y en profundidad la característica evidenciada es del tipo reemplazamiento en horizontes favorables, la mineralización es de galena, esfalerita, pirrotita, pirita y minerales de skarn, estructuralmente es una tensional de la veta María Inés, con rumbo de N 30° E.

La mineralización se caracteriza por ser de forma irregular (diseminado) con esfalerita y galena de grano fino, asociados a platas rojas (pirargirita-proustita), los minerales de ganga presentes son la pirrotita, pirita y carbonatos, la estructura tiene

un ancho promedio de 10 metros y una longitud de 70 metros aproximadamente (Figura 5.1).

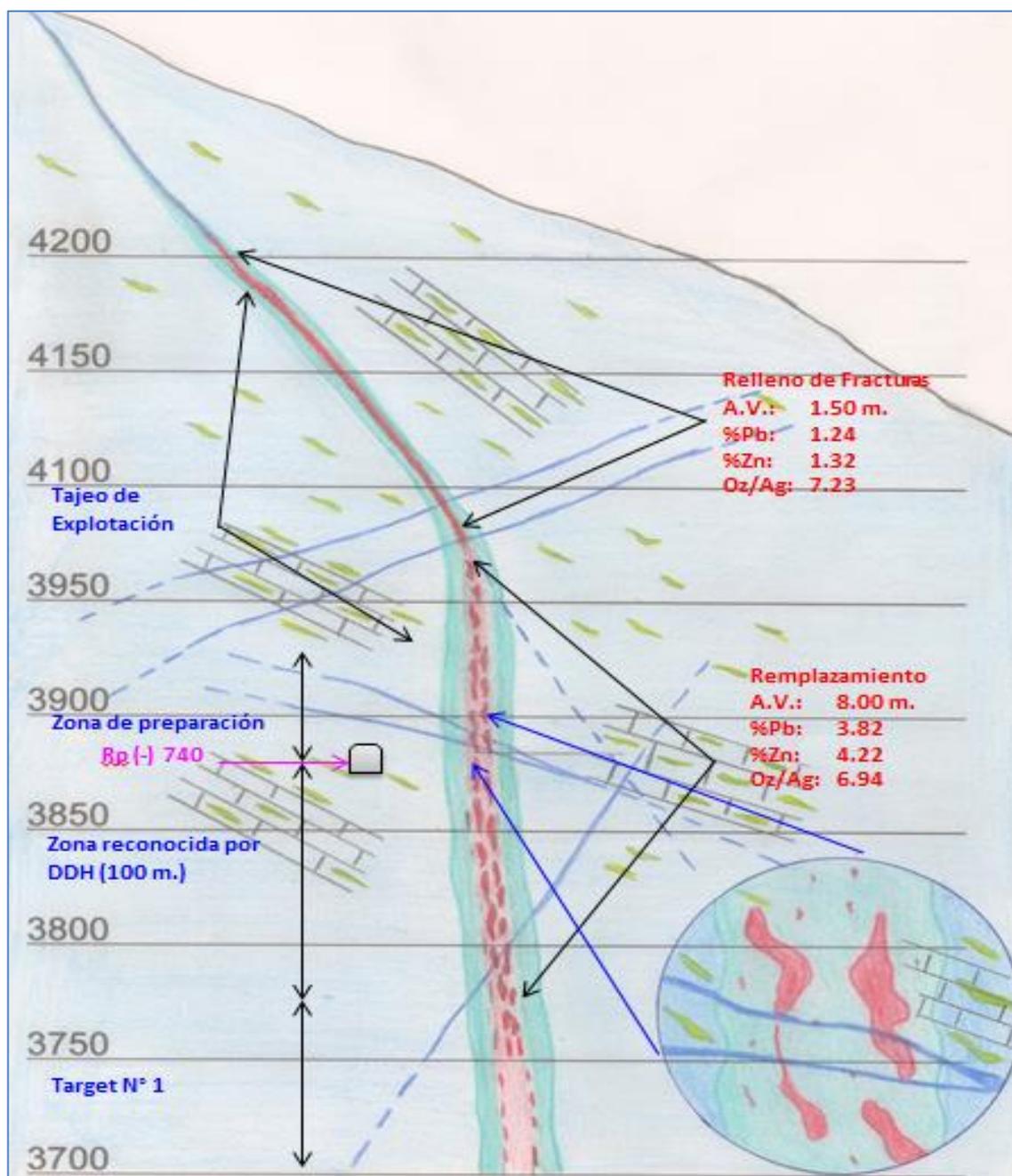


Figura N° 5.1: Corte Transversal Veta Ramal María Inés
Fuente: Departamento de Geología, Unidad Vinchos

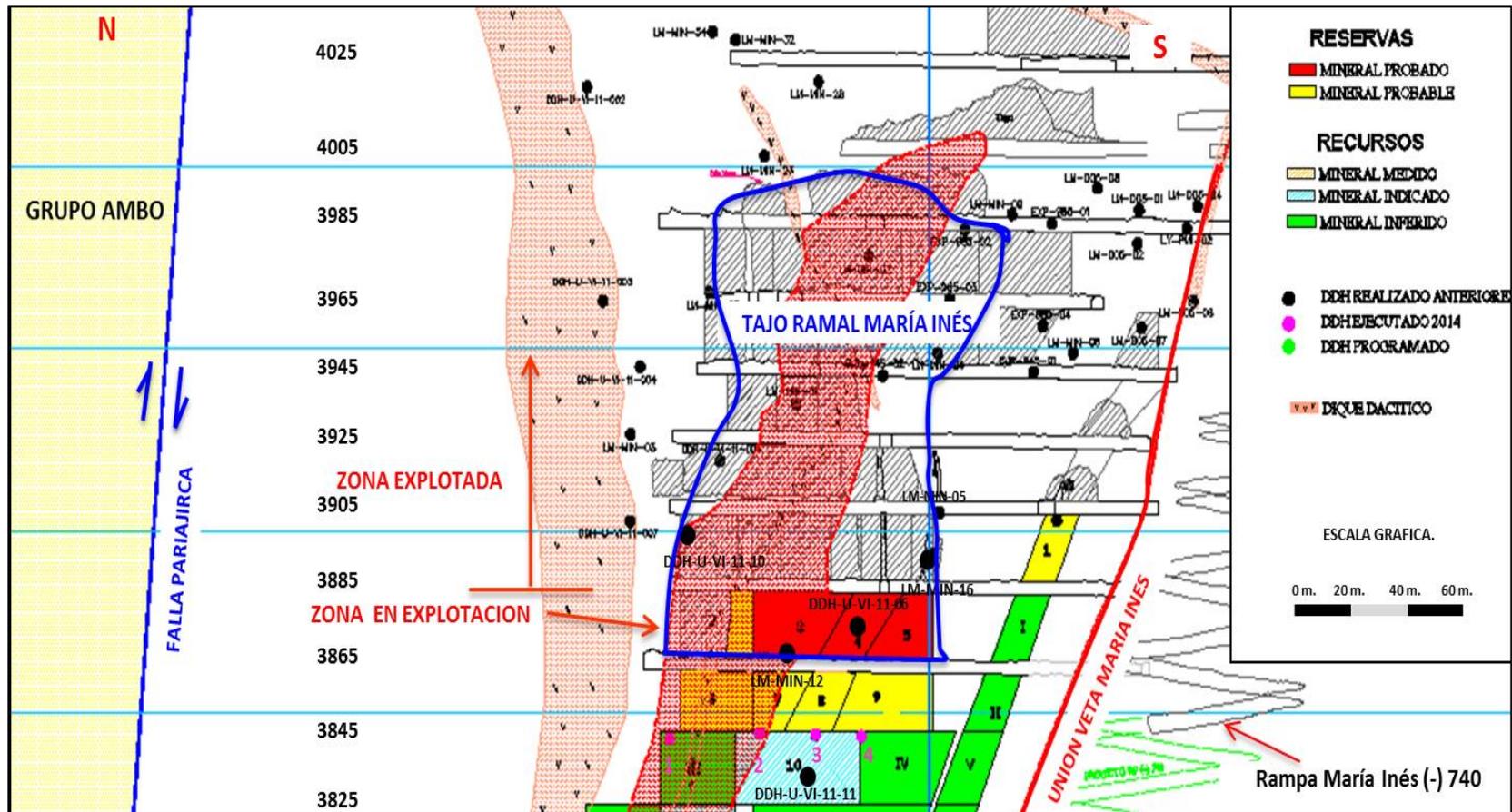


Figura N° 5.2: Sección Veta Rama María Inés
 Fuente: Departamento de Geología – Unidad Vinchos

La figura N° 5.2 muestra la zona explotada y los blocks mineralizados, la explotación se realizó desde el nivel 4005 (techo del tajo) hasta el nivel 3885; para la continuidad de la explotación del tajeo, se realiza el desarrollo, preparación explotación con el empleo de taladros largos para explotar los blocks del nivel 2, 3, 4 y 5 del nivel 3865, a continuación en la tabla N° 5.1 y tabla N° 5.2 se muestra la clasificación de los blocks de las reservas probados - probables, tonelaje y leyes respectivas.

Tabla N° 5.1: Blocks Reservas Probados Veta Ramal María Inés NV. 3865

NIVEL	BLOCK	PROBADO				
		TMS-RES	A. Veta	%Pb	%Zn	Oz-Ag/t
3865	3	18,000	8.9	4.54	4.87	7.81
3865	4	12,000	6.9	2.42	3.27	6.89
3865	5	5,000	5.3	2.40	1.9	5.37
TOTAL GENERAL		35,000	7.0	3.51	3.90	7.15

Fuente: Área de Geología – Unidad Vinchos

Tabla N° 5.2: Blocks Reservas Probable Veta Ramal María Inés

NIVEL	BLOCK	PROBABLE				
		TMS-RES	A. Veta	%Pb	%Zn	Oz-Ag/t
3865	1	1,000	1.08	0.04	0.07	3.99
3865	2	23,000	9.85	3.86	6.20	7.20
3845	6	15,000	10.00	3.80	5.35	6.00
3845	7	6,000	6.00	4.01	3.70	7.34
3845	8	6,000	5.50	1.90	1.85	2.90
3845	9	4,000	2.00	1.31	1.08	2.41
TOTAL GENERAL		55,000	8.27	3.39	4.74	6.01

Fuente: Área de Geología – Unidad Vinchos

5.2.3 Descripción para la explotación del tajo Ramal María Inés

La explotación de mineral se realizará, con un banco promedio de 18 metros (Nivel 3885 – Nivel 3865); se inicia con la preparación de la galería (GA 876N) la cual es sostenida con malla electrosoldada - split set, porque desde aquí se realizará la perforación de taladros largos positivos perpendiculares y en abanico, con 2 ½" (54 mm) de diámetro, con longitudes de 18 metros en promedio, por la irregularidad del yacimiento se tiene una potencia promedio de 10 metros y longitud de 55 metros. Se realizará el slot de 1.50 x 1.50 metros al final de la galería donde se iniciara la explotación, la extracción de mineral es a través de la GA 876N.

El equipo de perforación es un Jumbo Long Hole "Raptor" electro hidráulico, que perfora taladros con diámetros de 2 ½", 3", 4" y 5" hasta una longitud de 20 metros, desviación no mayor a 2° y el equipo de carguío un scoop Caterpillar de 4.2 yd³ operada con telemando.

5.2.4 Diseño de la infraestructura del tajeo

Para definir la secuencia de desarrollo y preparación para la explotación de la veta Ramal María Inés, se tomó como base la información geológica y topográfica, utilizando como herramienta de apoyo el "Modelamiento en 3D" a través del DATAMINE, el modelo del cuerpo mineralizado inicialmente se hizo en base a la información preliminar que se contaba (sondajes, niveles), luego se actualizó el modelo con la información obtenida por el desarrollo de los subniveles y chimeneas de preparación. A continuación se realizara una descripción general tanto de las labores de desarrollo y preparación.

a) Labores de Desarrollo

Entre las labores de desarrollo se considera la rampa negativa María Inés (RP – 740), cámara de carguío, cámara de servicios, cruceros y chimeneas de servicios.

➤ **Rampa Principal María Inés:**

- Sección 4.0 x 4.0 metros, tanto en línea recta y en la curva.
- Longitud en recta de 110 metros y una gradiente de (-) 13%.
- Longitud en curva de 90 metros, radio de curvatura de 18 metros y con una gradiente de (-) 8%.

➤ **Cámara de Carguío:**

- CA 365 E (Estacionamiento volquete), sección 4.0 x 4.0 metros, con una longitud de 17.50 metros y una gradiente de (+) 1%.
- CA 365 S (Carguío scoop), sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 10 metros y una gradiente de (+) 1%.
- XC 365 E (Cámara de acumulación), sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 35.50 metros y una gradiente de (+) 1%.

➤ **Cámaras de Servicios**

- CA 359 E (Cámara de ventilación), sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 10 metros y una gradiente de (+) 1%.
- CA 500 NW (Cámara de ventilación), sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 12.50 metros y una gradiente de (+) 1%.

➤ **Chimeneas de Ventilación**

- CH 359 (Chimenea de Ventilación Rampa), sección 1.5.0 x 1.5 metros, con una longitud de 18 metros y vertical (90°).
- CH 500 (Chimenea de Ventilación Tajo), sección 1.5.0 x 1.5 metros, con una longitud de 18 metros y vertical (90°).

➤ **Cruceros**

- XC 875 N (Crucero Veta Ramal María Inés), sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 80 metros y una gradiente de (+) 1%.
- XC 876 E (Crucero Veta Ramal María Inés), sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 15 metros y una gradiente de (+) 1%.

A continuación en la figura 5.3 se muestra las labores de desarrollo en el nivel 3865.

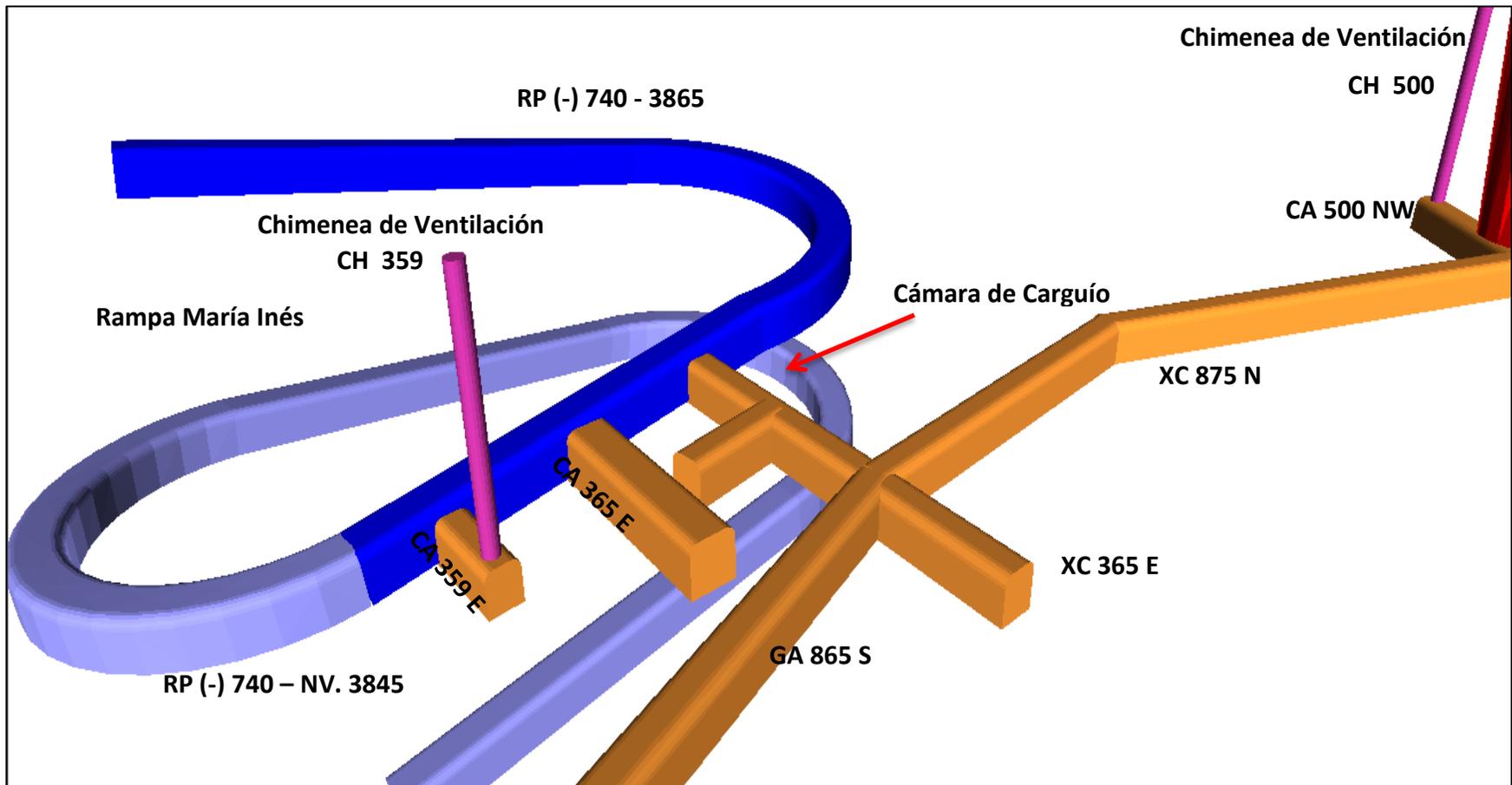


Figura N° 5.3: Labores de desarrollo proyectado - Nivel 3865
Fuente: Propia, Diseño de labores de explotación

b) Labores de preparación

Entre las labores de preparación tenemos a las galerías y ventanas, las cuales se ejecutan sobre mineral.

➤ Galerías

- GA 876 N (Sobre veta Ramal María Inés), sección de 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 80 metros y una gradiente de (+) 1 %.A continuación se muestra en la figura N° 5.4 las labores de preparación.

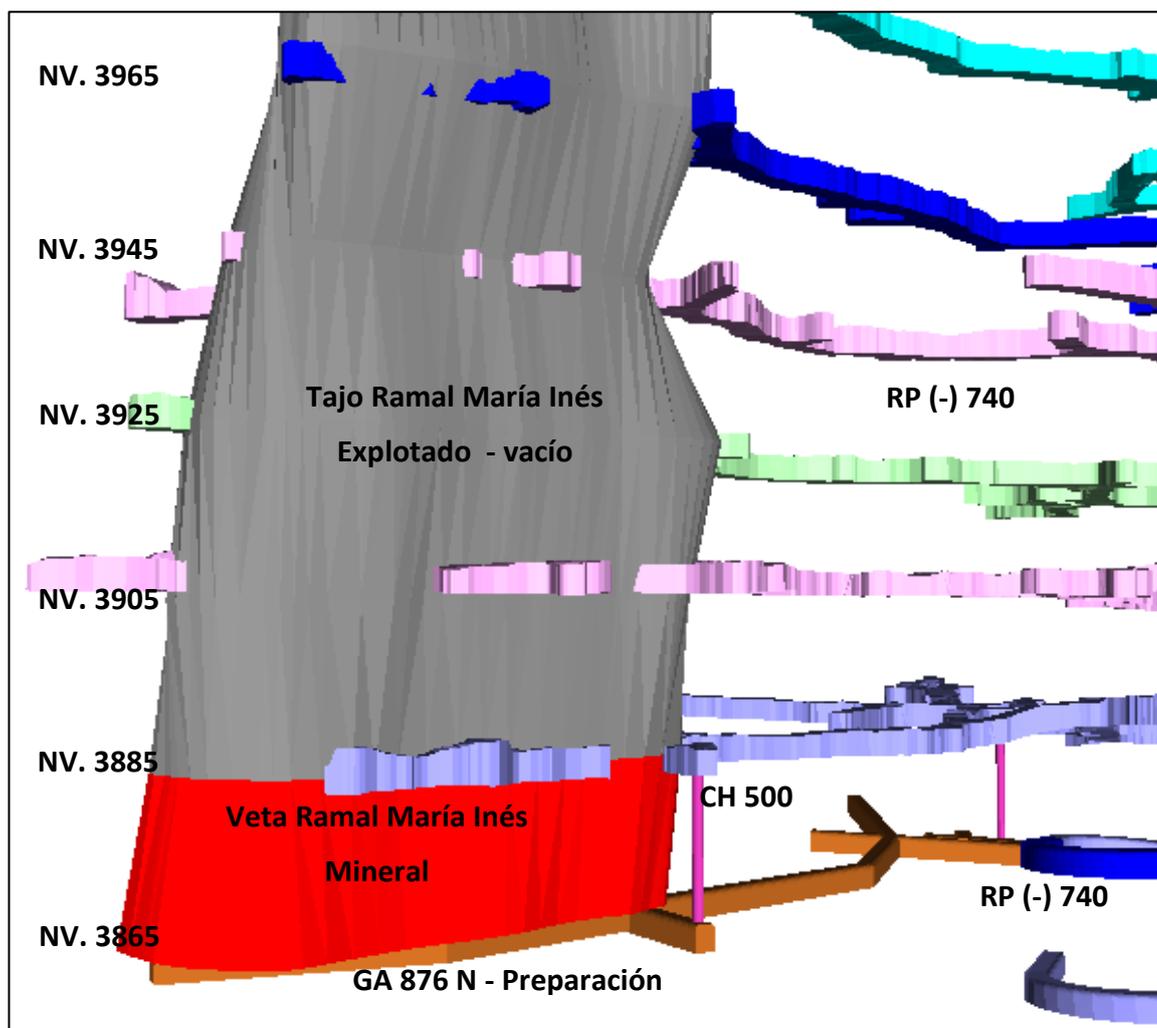


Figura N° 5.4: Labor de preparación proyecto – Nivel 3865
Fuente: Propia, Diseño de labores de explotación

Una vez ejecutado el laboreo de labores de desarrollo y preparación, en la siguiente gráfica se muestra el tajo Ramal María Inés desde el (Nv. 4005 –Nv. 3685) la zona explotada y la zona de mineral a explotar, en la figura N° 5.5 se muestra un esquema gráfico.

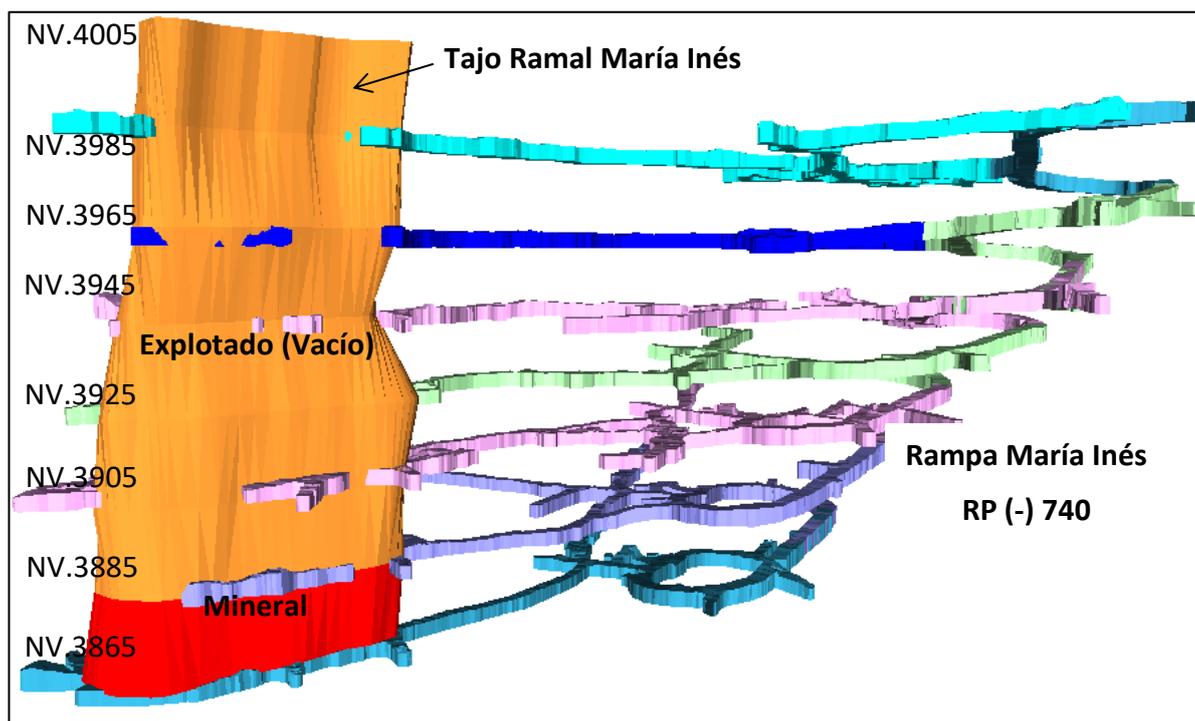


Figura N° 5.5: Diagrama Tajo Ramal María Inés
Fuente: Propia, Diseño de labores de explotación

5.2.5 Detalle de la infraestructura para la explotación

Teniendo presente que para la explotación de un tajeo se realizan trabajos preliminares, la cual inicia con la estimación de mineral como reserva, preparación de la galería, perforación del slot y taladros de producción.

5.2.5.1 Labores de desarrollo

➤ ACCESO PRINCIPAL (RP(-) 740 - RAMPA MARÍA INÉS)

El acceso principal, al tajeo se realiza através la Rampa María Inés RP(-) 740, desde la bocamina la cual se encuentra en el (Nivel 4105); con una sección de 4.0 x 4.0 metros, con una gradiente de (-) 13% en línea recta y una longitud de 90 metros; con radio de curvatura de 18 metros y una longitud de 110 metros, gradiente de (-) 8%; con una longitud total de 2550 metros del (NV. 4105 hasta el NV. 3845) y en cota vertical de 260 metros. A partir de la rampa se accede a las vetas através de cruceros, cada 20 metros en cota (por nivel).

En la figura N° 5.6 se muestra la RP (-) 740 y los accesos a las veta Ramal María Inés de manera referencial.

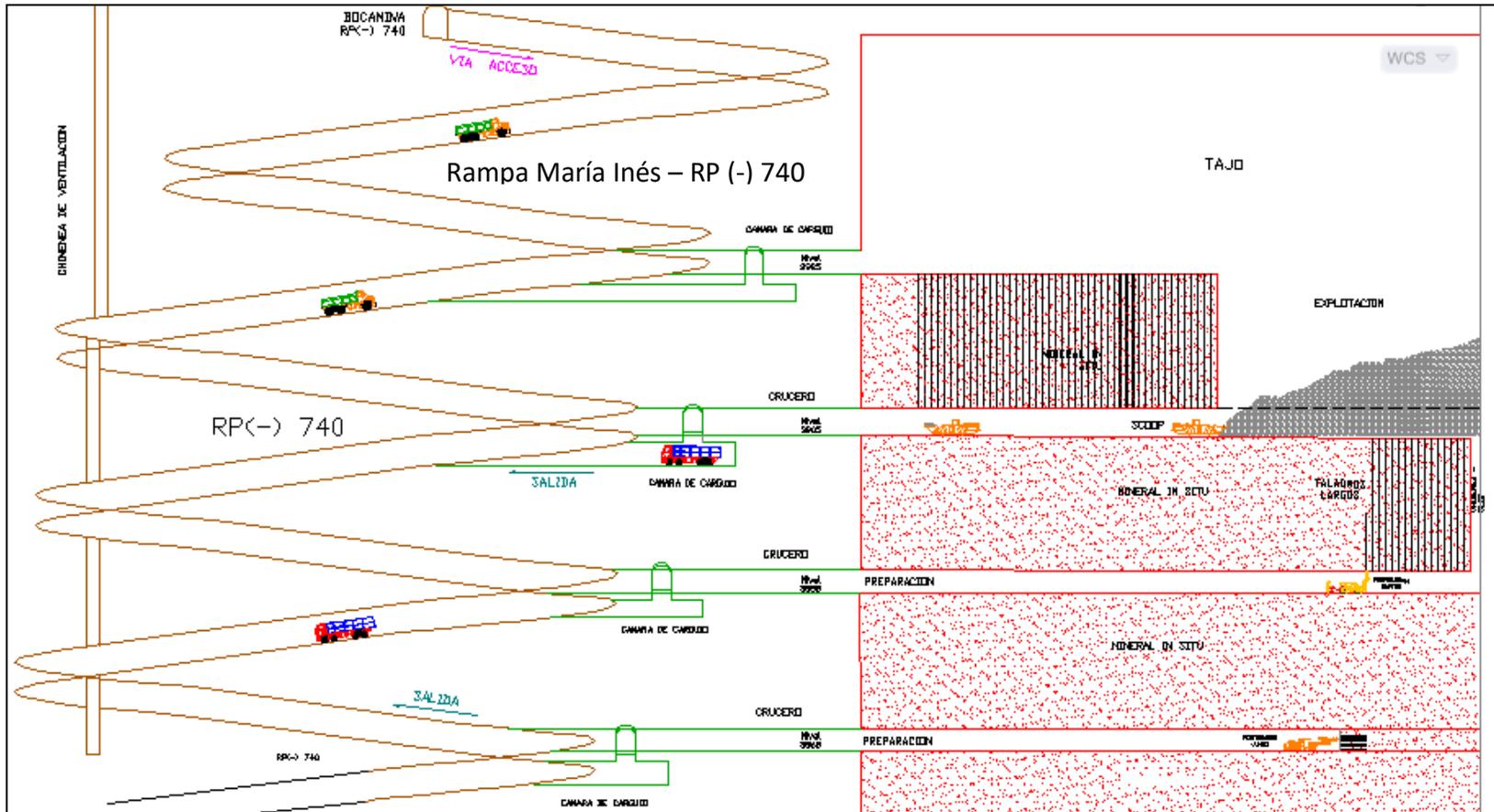


Figura N° 5.6: Diagrama Rampa María Inés
Fuente: Propia, esquema gráfico de minado

➤ CAMARA DE CARGUIO

En cada nivel se tiene una cámara de carguío, utilizado tanto para la extracción de mineral y desmote, con volquetes de 30 toneladas; se desarrolla en total 2 cámaras la primera la CA 365 E (Sección B - B') de una longitud de 17.50 metros para el estacionamiento del volquete y la segunda CA 365 S (Sección C - C') de longitud de 10 metros para que el scoop realice el carguío; en la siguiente figura se muestra el diseño de la cámara de carguío (Figura N° 5.7).

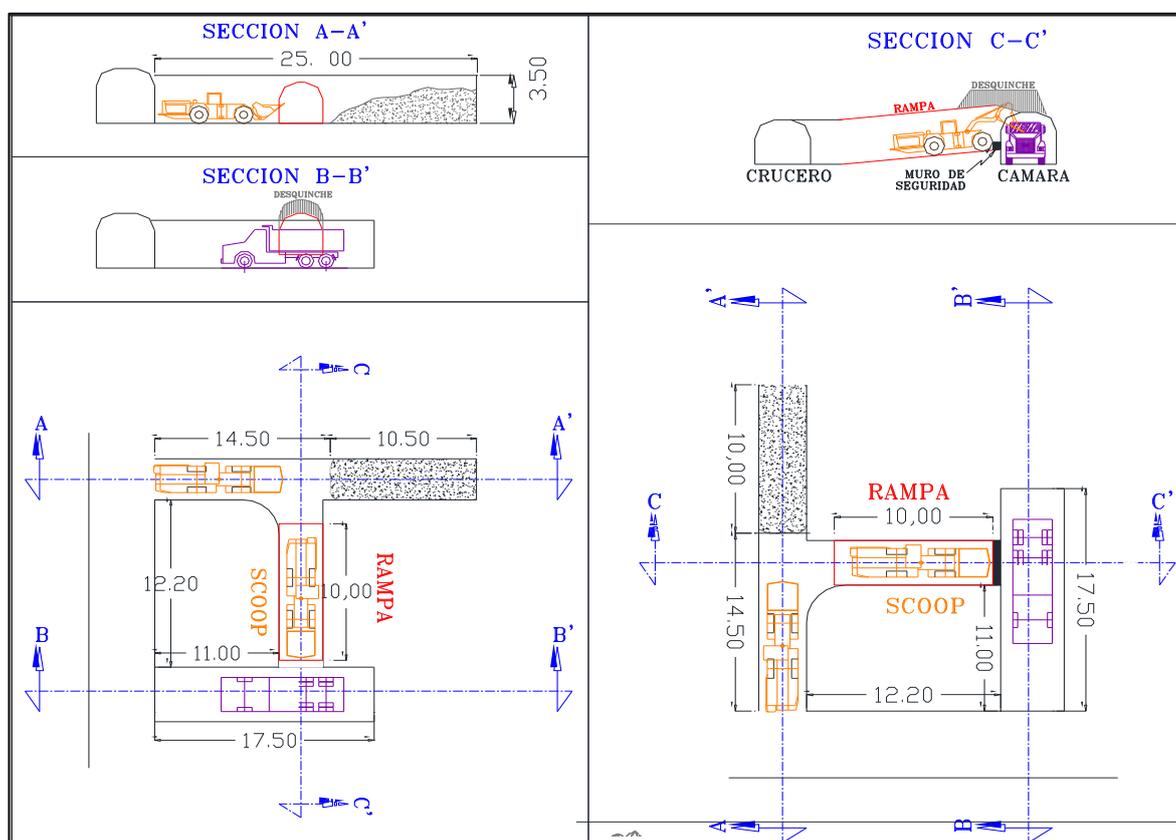


Figura N° 5.7: Cámara de carguío subterránea
Fuente: Área de Planeamiento – Unidad Vinchos

➤ CRUCERO (Sección 3.0 x 3.5 mts.)

A partir de la rampa, se ejecuta cruceros de 35.50 metros (XC 365 E), de 78.0 metros (XC 875 N) y el cruceo (XC 876 N) de una longitud de 12.1 metros; todos

los cruceros con una gradiente de 1% (+) y una sección de 3.0 x 3.5 metros, a partir del XC 876 N se inicia la GA 876 N cuando se ingresa a la zona mineralizada de la veta Ramal María Inés. En la figura N° 5.8 se observa el estándar de la sección de los cruceros.

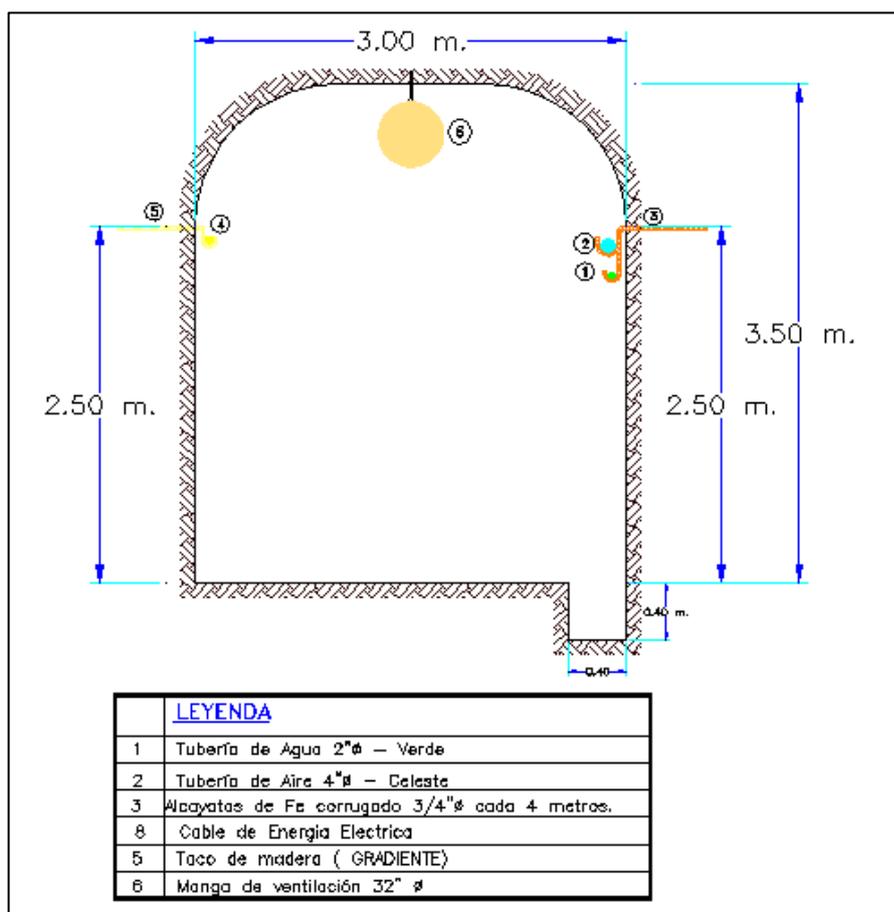


Figura N° 5.8: Sección Estándar Transversal del Cruceo
Fuente: Área de Planeamiento – Unidad Vinchos

➤ CAMARAS (Sección 3.0 x 3.5 mts.)

Se realizan dos cámaras ambas de sección 3.0 x 3.5 metros; la CA 359 E se encuentra al costado de la RP (-) 740, a partir de esta cámara se inicia la CH 359 que se empleará como chimenea de ventilación; la CA 500 NW se desarrolla para la ejecución de la CH 500 empleada para ventilación específicamente para el tajo

Ramal María Inés. En la figura N° 5.9 se muestra la sección típica de este tipo de cámaras.

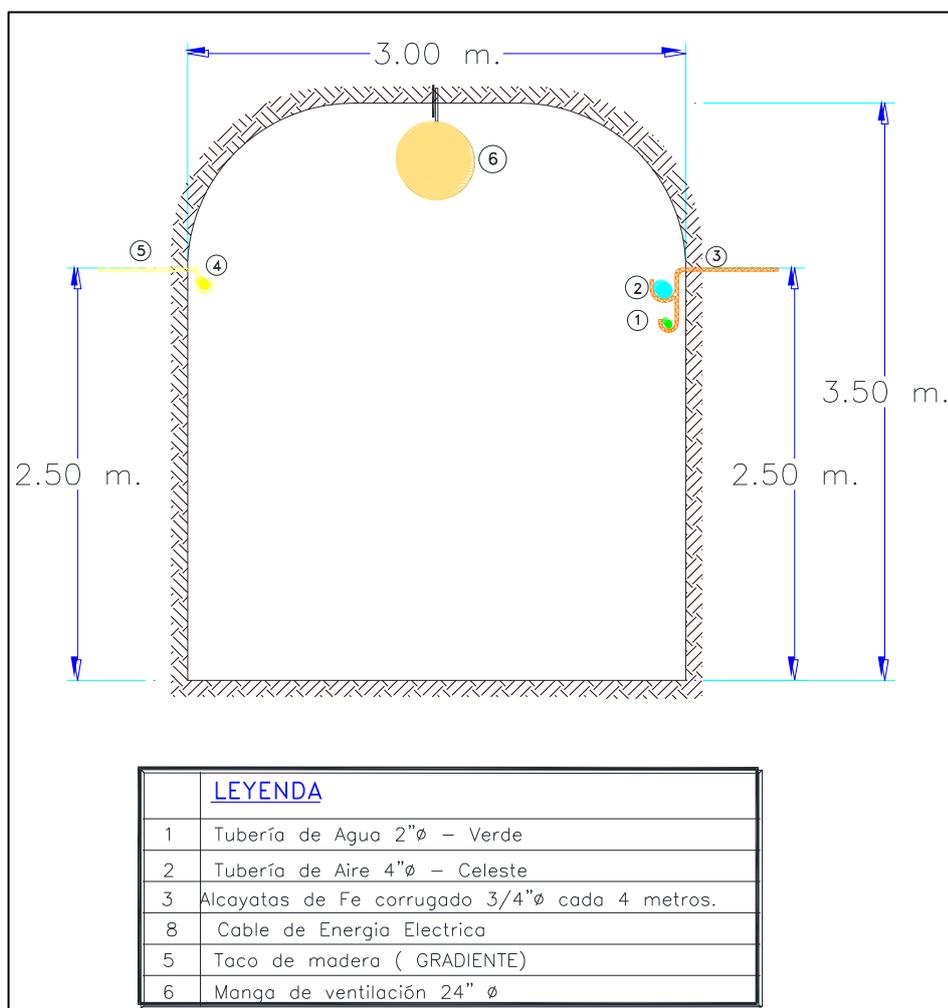


Figura N° 5.9: Sección transversal de cámaras
Fuente: Área de Planeamiento – Unidad Vinchos

➤ **CHIMENEAS (Sección 1.5 x 1.5 mts.)**

Básicamente se desarrollan dos chimeneas (CH 359 – CH 500), ambas una sección de 1.5 x 1.5 metros, utilizadas para la ventilación de la RP (-) 740 y el tajo Ramal María Inés respectivamente.

5.2.5.2 Labores de preparación

➤ GALERIA

Las labores de preparación se ejecutan en veta; cuya función es de definir el área mineralizada, las labores tienen una sección de 3.0 x 3.5 metros, con una gradiente de 1% (+), longitudes de 77.80 metros (GA 876 N) y una longitud de 19.20 metros (GA 876 S). El sostenimiento se realiza con malla electrosoldada y split set, en base a la evaluación geomecánica con el uso de la cartilla GSI de la unidad minera. Como secuencia de trabajo se define la longitud del tajo Ramal María Inés através de esta galería, posteriormente se realiza desquinches de las paredes laterales de la labor según evaluación geológica, para ello se realiza el muestreo por canales y por perforación de taladros laterales cuyos detritus son muestreados y logueados.

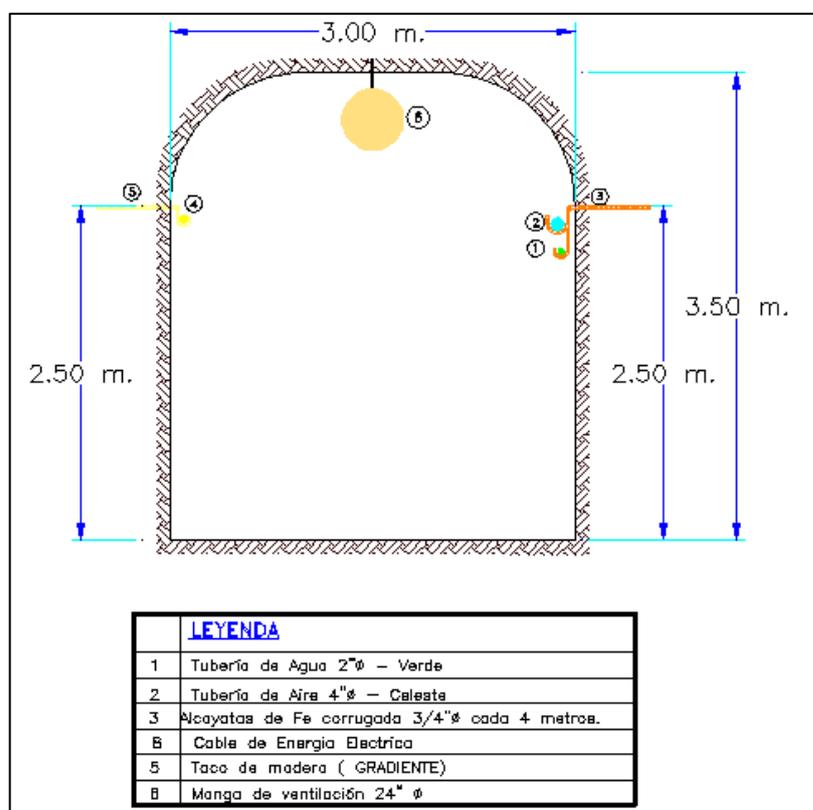


Figura N° 5.10: Sección transversal Estándar de la galería

Fuente: Área de Planeamiento – Unidad Vinchos

➤ CHIMENEA - SLOT TAJEO

La perforación de taladros se realizara con equipo de perforación RAPTOR DH, con una sección de 1.5 x 1.5 metros, con taladros de 17.60 metros de longitud en total se perforará (24 taladros positivos), de los cuales 6 taladros rimados y 18 taladros de producción, la función del slot, es de generar cara libre al tajeo para las voladuras subsiguientes. Se realizan de dos diámetros diferentes de perforación, el de 2.5" de diámetro taladros de producción y de 5" de diámetro como taladros rimados. A continuación se muestra la malla de perforación del slot (Figura N°5.11)

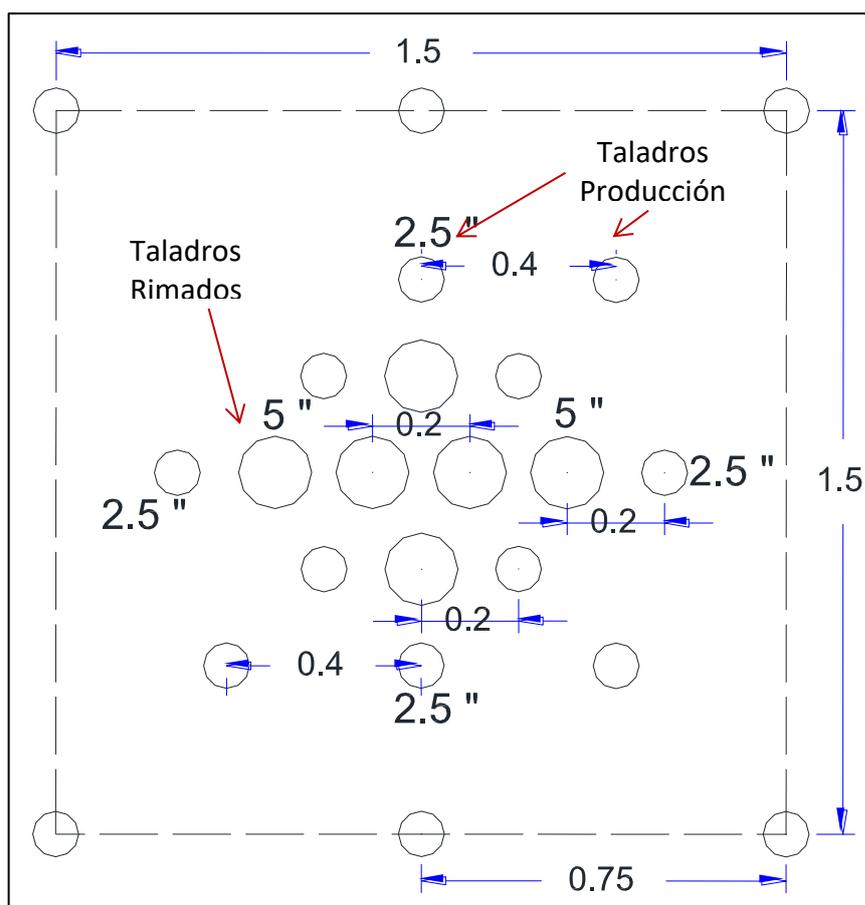


Figura N° 5.11: Malla Perforación Slot

Fuente: Área de Planeamiento – Unidad Vinchos

5.2.6 Secuencia de minado Tajo Ramal María Inés

5.2.6.1. Perforación de taladros largos

Para iniciar el proceso de perforación de los taladros largos, se deben tener en consideración:

- Geología estructural del macizo rocoso
- Tamaño de fragmentación requerida
- Diámetro y longitud del taladro
- Orientación y espaciamiento entre taladros
- Desviación de perforación (2 % como máximo)

La perforación se realiza con un equipo de perforación modelo DH – Raptor; cuyos taladros de producción de 2 1/2" (64 mm) de diámetro, con barras de 1.5 metros de longitud, los taladros tienen una longitud promedio de 18 metros.

La perforación se realizó al interior del contorno de la veta, de referencia se toma en el mismo nivel y en el nivel superior, al momento de diseñar los taladros es importante tener en cuenta el posicionamiento del equipo para que no tenga inconvenientes al realizar la perforación, la malla de perforación a emplear es de 1.2 x 1.2 metros (Burden – Espaciamiento); debido a que la voladura se realizara con ANFO algunos taladros serán entubados con tubos PVC en caso exista la presencia de agua, presencia de fallamiento y terreno fracturado.

Con una perforación efectiva de 12.25 metros/hora, la perforación de taladros es de 90 metros/guardia con un solo equipo de perforación. En base al diseño de malla del tajeo Ramal María Inés se tendría que perforar 7,939.10 metros taladros positivos entre (Perpendiculares y Abanico), en el anexo 02 se muestra la hoja de control de perforación.

Tabla N° 5.3: Resumen Perforación Tajo Ramal María Inés

PERFORACIÓN TAJO RAMAL MARÍA INÉS	
Equipo	Raptor DH Diesel
Longitud de Perforación	18.0 metros
Diámetro de Perforación	64 mm
Dirección de Perforación	Vertical - Abanico
Nivel Perforación	3865
Galería	GA 876 N
Espaciamiento	1.20 metros
Burden	1.20 metros
Desviación de Taladros	2%
Disponibilidad Mecánica	80%
Rendimiento Efectivo	12.25 Mts/Hr

Fuente: Propio, parámetros de perforación

Variables de Perforación

Tabla N° 5.4: Variables de control perforación Tajo Ramal María Inés

PERFORACIÓN TAJO RAMAL MARÍA INÉS	
Días Trabajados/Mes	28
Longitud de Barreno	1.5
Taladros Perforados/Guardia	10
Metros Perforados/Día	180
Trabajadores por Guardia	3
Horas Disponibles	8

Fuente: Propio, parámetros de perforación

En la perforación del cuerpo mineralizado, los taladros de producción se perforan en forma ascendente, los taladros verticales se perforan con 0° medido en el clinómetro y en abanico en función del diseño de malla de perforación; es importante que los detritus producto de la perforación, sean loqueados para aprovechar recuperación de mineral.

Es importante tener en cuenta al momento de la perforación de los taladros largos los siguientes puntos:

- Correcta limpieza del área de perforación, debidamente señalizadas.
- Colocación de puntos a perforar, con una determinada elevaciones y direcciones proporcionado por el departamento de topografía.
- Cumplir con las longitudes de perforación establecidas.
- Realizar un buen alineamiento y posicionamiento del stinger de la perforadora antes de realizar la perforación.
- Programar los mantenimientos requeridos por el equipo (Preventivo, correctivo y programado).

Todos estos puntos deben ser chequeados con una hoja de control de perforación en el cual se indican los taladros, los metros perforados, inclinación de los taladros, número de barras a perforar; estos datos para la perforación del tajo Ramal María Inés se muestra en el anexo (02).

5.2.6.1.1 Diseño de malla de perforación

El diseño de malla de perforación se determinara en función del modelo matemático (Pearse), cuyo objetivo es determinar el burden y espaciamiento, principalmente para la perforación de taladros largos de producción en el tajo Rama María Inés.

➤ MODELO MATEMÁTICO PEARSE

Ha sido desarrollado para taladros de gran diámetro (Tajo Abierto), pero se pueden aplicar con cierta aproximación a los taladros perforados en minería subterránea. Dado que el burden y el espaciamiento son parámetros predominantes en la distribución de los taladros en el frente de perforación, determinaremos ambos parámetros.

➤ Burden

$$B = \frac{K \cdot D}{12} \sqrt{\frac{P_2}{S_{td}}} \dots \dots (8)$$

➤ Índice de calidad rocosa equivalente

$$ERQD = RQD \times JSF \dots \dots (9)$$

➤ Factor de Volabilidad

$$k = 1.96 - 0.27 \ln(ERQD) \dots \dots (10)$$

Dónde:

- B: Burden (Pies)
- K: Factor de Volabilidad
- D: Diámetro de taladro (Pulg)
- P₂: Presión de detonación del explosivo (PSI,MPA)
- S_{td}: Resistencia a la tracción de la roca (PSI,MPA)
- ERQD: Índice de calidad de roca equivalente (%)
- RQD: Índice de calidad de roca (%)
- JSF: Factor de corrección discontinuidades

Determinaremos el burden y espaciamiento según el modelo matemático de Pearse para el tajeo Ramal María Inés, para ello tenemos los siguientes datos:

Datos:

Diámetro del taladro (D=2.5")

Presión de detonación del explosivo (P₂=3,200 MPa)

Resistencia a la tracción de la roca ($\sigma_{td}=60$ MPa)

Índice de calidad de roca ($RQD= 83.5$ %)

Factor de corrección discontinuidades ($JSF=1$)

- Determinación Índice de calidad rocosa equivalente

$$ERQD=RQD \times JSF \dots\dots(9)$$

Remplazando en la ecuación (9):

$$ERQD=RQD \times JSF$$

$$ERQD=83.5\% \times 1$$

$$ERQD=0.835$$

- Factor de Volabilidad (0.7 -1)

$$k=1.96-0.27 \ln(ERQD) \dots\dots(10)$$

Remplazando en la ecuación (10):

$$k=1.96-0.27 \ln(ERQD)$$

$$k=1.96-0.27 \ln(83.5)$$

$$k=0.765$$

- Burden

$$B = \frac{K \cdot D}{12} \sqrt{\frac{P_2}{\sigma_{td}}} \dots\dots (8)$$

Remplazando en la ecuación (8):

$$B = \frac{0.765 \cdot 2.5}{12} \sqrt{\frac{3200}{60}}$$

$$B=1.16 \approx 1.2 \text{ Metros} \quad \wedge \quad E= 1.2 \text{ Metros}$$

Para el diseño de malla de perforación para el Tajeo Ramal María Inés, se utilizará el software minero DATAMINE, donde se realiza el modelamiento de las labores y veta, para posteriormente generara las secciones de perforación, tanto las secciones en planta y transversales. Del diseño de malla de perforación se tiene en total 72 secciones de perforación (Anexo 03), entre taladros perpendiculares y en abanico, en total se perforara 7,939.10 metros.

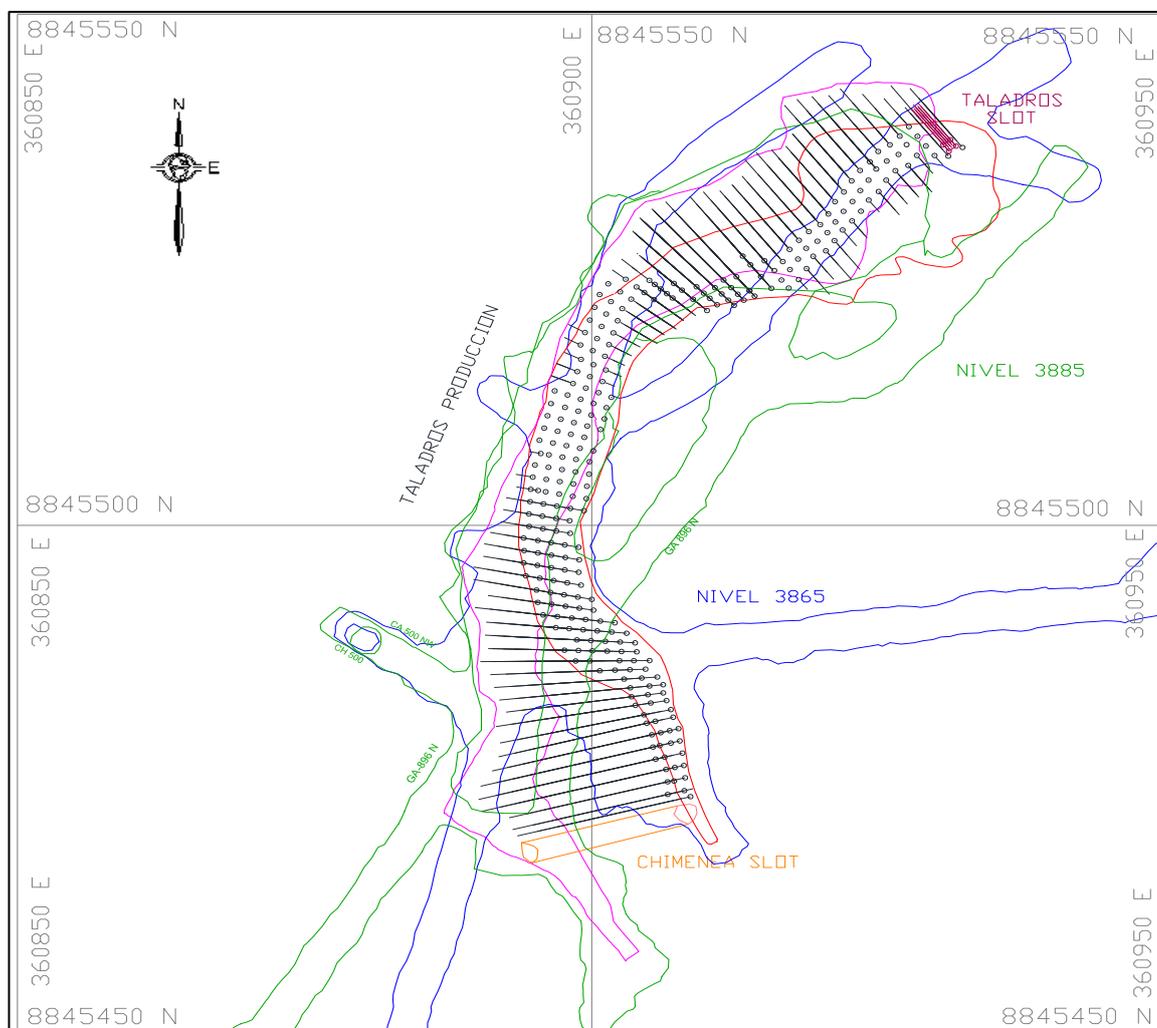


Figura N° 5.12: Malla de perforación Planta Tajeo Ramal María Inés
Fuente: Propia, diseño de malla de explotación

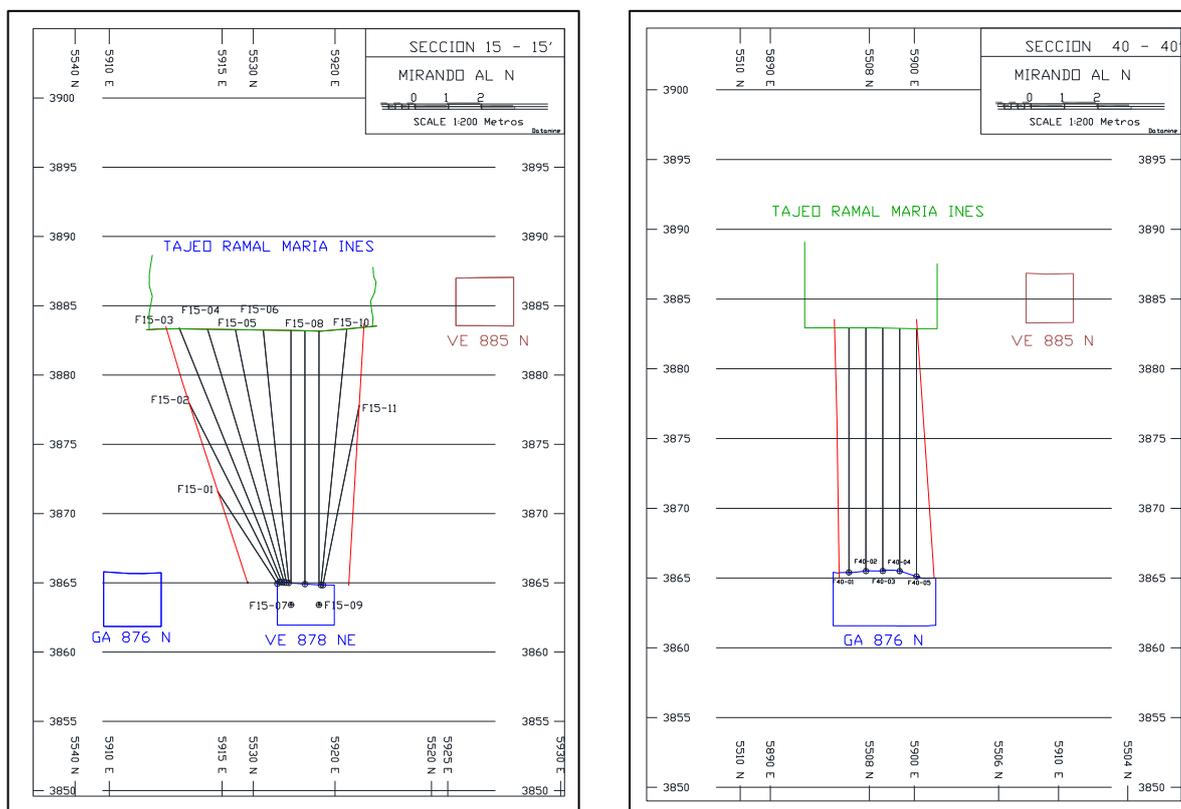


Figura N° 5.13: Malla de perforación Sección Tajo Ramal María Inés
Fuente: Propio, diseño de malla de perforación

5.2.6.2 Voladura de taladros largos

La selección de los explosivos apropiados para la voladura, está relacionado a los factores tales como:

- Tamaño de fragmentación de mineral
- Diámetro de taladro de perforación
- Burden y espaciamento de malla de perforación
- Condiciones geológicas presentes
- Dureza del mineral

Para la voladura se empleará como explosivo al Anfo en la presentación comercial EXAMON P de 25 kilogramos por bolsa, como iniciador Booster HDP – 3, para establecer la secuencia de salida se emplea faneles de 18 metros (Periodo Corto –

Largo), pentacord 5P para el amarre de los faneles y cordón de seguridad (carmex) de 1.2 metros de longitud para la iniciación de la voladura.

5.2.6.2.1 Voladura del Slot

Como primera etapa será realizar la voladura del slot, que se encuentra en el extremo del tajo Ramal María Inés, los primeros taladros de producción a disparar deben tener como salida la cara libre originada por el slot. La distribución de carga explosiva en los taladros del slot, se muestra en la (Figura N° 5.14):

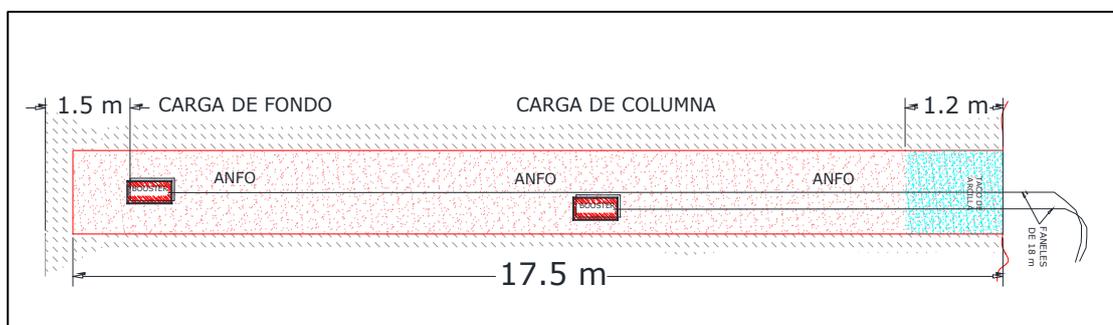


Figura N° 5.14: Distribución de carga taladros del slot
Fuente: Propio, diseño de malla de perforación

5.2.6.2.2 Voladura de taladros de producción

Realizado la voladura del slot y empleándolo como cara libre, se inicia la voladura de las primeras filas de los taladros de producción, la cantidad de secciones disparados depende de la necesidad de producción y teniendo en cuenta la seguridad del personal. Se iniciara con la voladura de las primeras filas (Fila 03 hasta la Fila 08) con ancho de minado (7.6 metros) y una longitud de veta (6 metros), a continuación en la tablas se muestra el análisis de voladura.

Tabla N° 5.5: Estándares de perforación Tajeo Ramal María Inés

VOLADURA VETA RAMAL MARIA INES			
ESTANDARES DE PERFORACIÓN	NIVEL.3865	Ancho Minado	Longitud Veta
	Ancho Banco: 18 metros	7.6	6
	Longitud de Perforación:	17.5	mt
	Diámetro de Taladro	64	mm
	Burden	1.2	mt
	Espaciamiento	1.2	mt
	No taladros perforados :	56	tal / disparo
	No taladros disparados :	56	tal / disparo
	Metros Total Perforados :	866	mt
	Densidad	3.5	ton / m ³

Fuente: Propio, diseño de malla de perforación

Tabla N° 5.6: Estándares de voladura Tajeo Ramal María Inés

EXPLOSIVO Y ACCESORIOS	Examon P (ANFO)	1,681.12	Kg
	Booster HDP-3	112	Und
	Fanel	112	Und
	Guía de seguridad	2	Und
	Cordón detonante (5P)	30	mt
	Tubería PVC (2 1/4")	163	Und
FACTORES VOLADURA	Volumen roto :	798	m ³ / disparo
	Tonelaje roto:	3,634.09	ton
	Factor de carga :	1.93	Kg / m ³
		33.25	Kg / tal
		1.9	Kg / mt
	Factor de Potencia:	0.46	Kg / ton
	Radio de Perforación:	1.23	m / m ³
	Tonelaje rotas/Metro Perforado:	3.71	ton / mt
Eficiencia voladura:	110%	%	

Fuente: Propio, diseño de malla de perforación

En la siguiente figura se observa un diseño de malla típico, la secuencia de salida de los taladros en corte V.

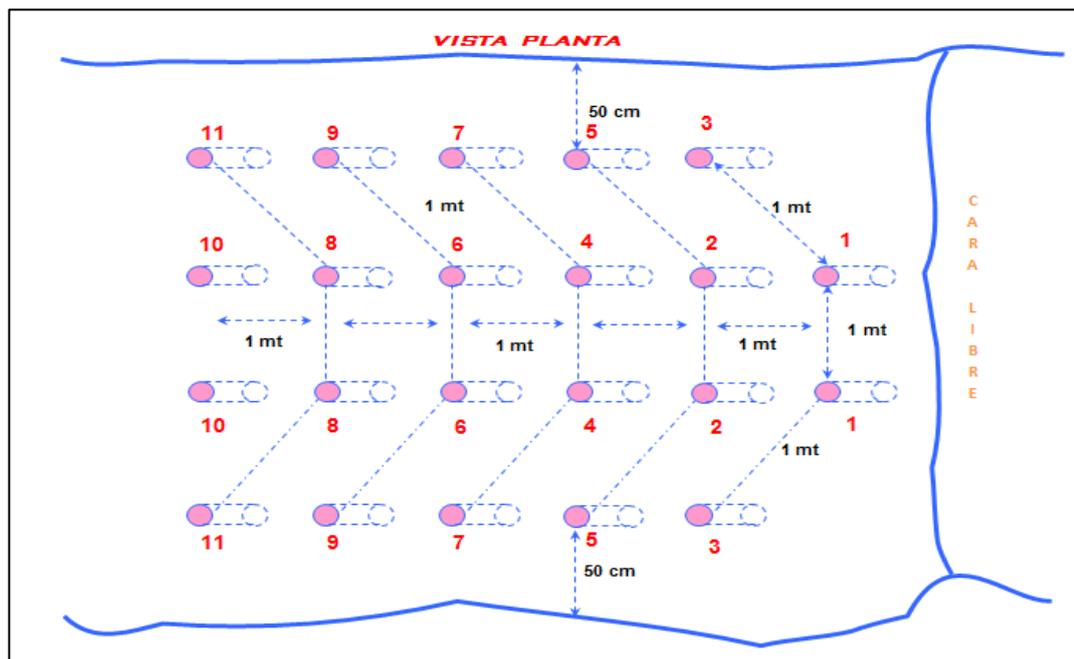


Figura N° 5.15: Secuencia de Salida Taladros Largos
Fuente: Propio, diseño de malla de perforación

➤ Carguío de taladros producción

Se tiene que tener presente que se deja un puente aproximado de 0.5 metros en la perforación, debido que en el nivel superior se viene realizando la extracción de mineral y los taladros perforados podrían ser tapados, el carguío de los taladros se inicia con la introducción del cebo, en nuestro caso es un booster de 1/3 lb, luego se carga el taladro con ANFO a una presión aproximada de 65 PSI, de tal manera que el ANFO pueda confinarse en el taladro, después de haber cargado la longitud requerida en el taladro, se procede a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento como se observa en los gráficos de carguío, dejando un espacio sin cargar que es rellenado con un taco de arcilla o también se tapan con las bolsas del ANFO una longitud de 1.00 metros a 1.5 metros.

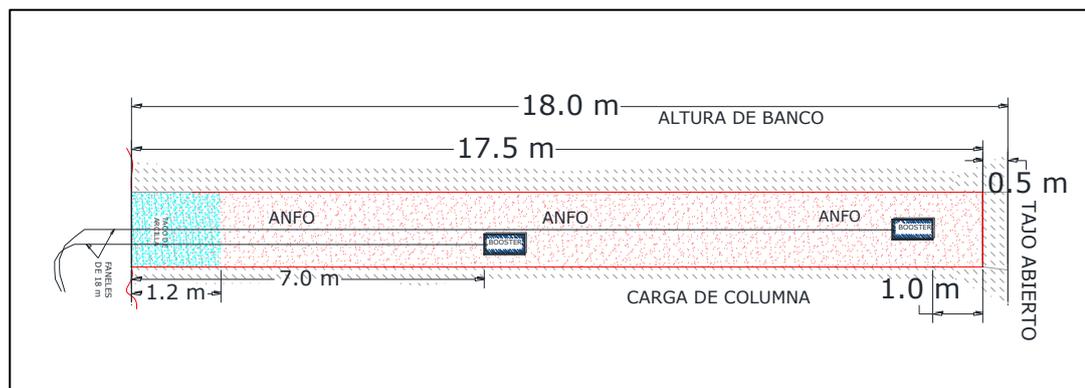


Figura N° 5.16: Esquema gráfico de los taladros cargados
Fuente: Propio, carguío de taladro

5.2.6.3 Limpieza y acarreo de mineral

Por la abertura del tajeo (aproximadamente 120 metros) de altura, se realizara el acarreo de mineral con la utilización de un Scoop CAT Diesel de 4.2 yd³ operada a control remoto, con la finalidad de no exponer al operador al área abierto del tajo Ramal María Inés. La distancia entre el tajeo y la cámara de carguío tiene un promedio de 125 metros, características equipo de carguío (Tabla 5.7):

Tabla N° 5.7: Características Scoop Caterpillar

SCOOP CAT R-1300	
Motor	Diesel
Capacidad Cuchara	4.2 Yd ³
Densidad Desmonte	2.74 Tm/m ³
Densidad Mineral	3.5 Tm/m ³
Factor Llenado	90%

Fuente: Área de Planeamiento – Unidad Vinchos

El equipo se encuentra en buen estado mecánico y eléctrico. A continuación se da detalle de los índices operacionales del equipo (Tabla 5.8). En el anexo N° 04 se muestra el cálculo de rendimiento (Tm/Hr) del scoop.

Tabla N° 5.8: Índice Operacional Scooptram

SCOOP 4.2 Yd3	
Disponibilidad Mecánica	82%
Utilización Efectiva	75%
Rendimiento Operativo (125 m.)	114.5 Tm/Hr

Fuente: Propio, índices operativos Scoop

5.2.6.4 Transporte de mineral

El transporte de mineral de interior mina hacia la planta de tratamiento de San Expedito (Cerro de Pasco), se realiza con volquetes (FMX 8x4) de 35 toneladas de capacidad, desde la cámara de carguío del NV. 3865; este recorre por la rampa María Inés una longitud de 2.4 kilómetros en un tiempo aproximado de 0.3 horas (Interior Mina) y una longitud de 50 kilómetros con un tiempo aproximado de 3 horas (Superficie) hasta llegar a la planta de tratamiento.

5.2.6.5 Relleno Tajo Ramal María Inés

No se realiza ningún tipo de relleno en el Tajo Ramal María Inés, debido a las condiciones geomecánicas favorables que presenta el tajeo, en base a la evaluación geomecánica no es necesario todavía dejar un puente como pilar y realizar el rellenado del tajeo.

5.2.6.6 Ventilación Tajo Ramal María Inés

Todo sistema de ventilación en la actividad minera, deberá mantenerse dentro de los límites de exposición ocupacional para agentes químicos de acuerdo al anexo N° 15 del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería D.S. 024 - 2016 - EM, sub capítulo VIII Ventilación (Art 246 al Art 257).

Se tiene que tener en cuenta que cuando se emplee ANFO u otros agentes de voladura, la velocidad del aire no debe ser menos a 25 metros/minutos (Art. 248), la unidad minera está sobre los 4,000 m.s.n.m. por la cual se requieren 6 m³/min para el personal en las labores subterráneas (Art. 247) y por cada HP de potencia de motor se necesita 3 m³/min de aire para diluir los gases emitidos por los equipo (Art.254). Tenemos que considerar en las operaciones un factor de simultaneidad de 0.4.

➤ Distribución de Personal y Equipos

Se ha considerado que trabajaran 6 personas por guardia (Supervisor – Operarios) en el tajo Ramal María Inés, entre equipos y personal: 1 scoop de 4.2 yd³, 1 raptor DH; para la ventilación del tajo se utilizará un ventilador secundario de 30 000 CFM en el ingreso de la labor (GA 876 N), se cuenta con la CH 500 para evacuación de aire viciado, esta chimenea se encuentra en el ingreso del tajeo. A continuación se muestra el requerimiento de aire:

Tabla N° 5.9: Requerimiento Aire Tajeo RMI

REQUERIMIENTO DE AIRE (TAJE0 RMI)					
PERSONAL/EQUIPO	DESCRIPCION	REQUERIMIENTO	UTILIZACIÓN	CAUDAL	
				M ³ /Min	CFM
Personal	6 Personas/Guard.	6 m ³ /min	100%	36	1,271.32
Equipo (Scoop)	165 HP	3 m ³ /Min	75%	371.25	13,110.57
Equipo (Raptor)	85 HP	3 m ³ /Min	50%	127.5	4,502.62
TOTAL REQUERIDO AIRE				534.75	18,884.52
INGRESO DE AIRE			Medición	753.15	26,597.24
COBERTURA			40.80%	7,712.72	

Fuente: Propio, determinación de cobertura de aire

La colocación de un ventilador de 30000 CFM en el ingreso de la GA 876 N, ingresa aire fresco a través de una manga de ventilación de 24" de diámetro, se realiza la medición de flujo de aire en tres puntos del tajeo (Inicio, mitad y al tope), la medición se muestra en el anexo N° 05, del balance de flujo de aire en el tajo Ramal María Inés, se tiene una cobertura de 7,712.72 CFM más de lo que se requiere (18,884.52 CFM), donde la cobertura de aire fresco representa el 40.8%.

CAPITULO VI

COSTOS DE PRODUCCION

En este capítulo, se determinará los costos, que implica la explotación de la veta Ramal María Inés en el nivel 3865 aplicando el método de explotación sub Level Stopping; para ello se establecerá las reservas minables, el porcentaje de dilución, las leyes del mineral diluido, el ancho de minado y el valor del mineral. Determinaremos los costos de labores de desarrollo y preparación; los costos en explotación tales como, perforación, voladura, acarreo y transporte.

6.1 CÁLCULO DE DILUCIÓN EN EL MÉTODO DE SUB LEVEL STOPING

El cálculo de la dilución en vetas, se realiza através del método de O'HARA de la década del 80, menciona que la dilución depende del método de minado seleccionado, disposición geológica y geométrica del yacimiento.

El cálculo de la dilución obedece a la aplicación de la siguiente fórmula:

$$\%D = \frac{k}{\sqrt{w} \times \text{sen}(\beta)} \dots\dots(11)$$

Dónde:

W: Potencia de la veta (metros)

K: Constante de método de minado

B: Buzamiento de la veta (Grados Sexagesimales)

El valor de las constante k, para cada tipo de método de explotación minera, fue determinado por O'Hara, basándose en una serie de estudios hechos en diferentes minas del mundo, en nuestro caso el valor de la constante k para el Sub Level Stopping es de 50. Debido a que la potencia de mineral en el tajo Ramal María Inés es variable, tomaremos como referencia diferentes medidas, el cálculo de la dilución se muestra en la tabla N° 6.1:

Tabla N° 6.1: Cálculo de dilución método O' Hara

Fila (Sección)	Potencia Veta (m)	Buzamiento	Constante (K)	Formula (D) $K/\sqrt{w} \cdot \text{sen}\theta$	% Dilución
Fila 05	9.25	86 °	50	$50/\sqrt{9.25} \cdot \text{sen}86^\circ$	16.50%
Fila 10	9.17	85 °	50	$50/\sqrt{9.17} \cdot \text{sen}85^\circ$	16.60%
Fila 20	8.25	84 °	50	$50/\sqrt{8.25} \cdot \text{sen}84^\circ$	17.50%
Fila 30	6.75	84 °	50	$50/\sqrt{6.75} \cdot \text{sen}84^\circ$	19.40%
Fila 40	6.95	86 °	50	$50/\sqrt{6.95} \cdot \text{sen}86^\circ$	19.00%
Fila 50	7.55	83 °	50	$50/\sqrt{7.55} \cdot \text{sen}86^\circ$	18.30%
Fila 60	7.75	84 °	50	$50/\sqrt{7.75} \cdot \text{sen}86^\circ$	18.10%
Fila 70	7.50	85 °	50	$50/\sqrt{7.50} \cdot \text{sen}86^\circ$	18.30%
PROMEDIO	7.90	85 °	50	0.18	18.00%

Fuente: Propio, determinación porcentajes de dilución

CONCLUSIÓN: Del cálculo de dilución por el método de O Hara, se tendrá una dilución aproximada de 18.0 % en la explotación del tajo Ramal María Inés por Sub Level Stopping.

6.2 ANCHO DE MINADO VETA RAMAL MARÍA INÉS

El ancho de minado, se encuentran en función de la geometría de la veta Ramal María Inés (potencia e inclinación) y el porcentaje de dilución determinado en base al tipo de método de explotación subterránea. Para determinar el ancho de minado utilizaremos la siguiente ecuación:

$$\text{Ancho Minado} = \frac{\text{Potencia Mineral}}{1 - \text{Dilución}} \dots (12)$$

Tomando el cálculo de dilución que se muestra en la tabla N° 6.1, a continuación determinaremos el ancho de minado (Tabla N° 6.2) para cada fila del tajo, debido a que la potencia de mineral en el tajo Ramal María Inés es variable, posteriormente tomaremos el valor promedio como referencial:

Tabla N° 6.2: Cálculo Ancho de Minado

Fila (Sección)	Potencia Veta	% Dilución	Ancho Minado (m)
Fila 05	9.25	16.50%	11.1
Fila 10	9.17	16.60%	11
Fila 20	8.25	17.50%	10
Fila 30	6.75	19.40%	8.4
Fila 40	6.95	19.00%	8.6
Fila 50	7.55	18.30%	9.2
Fila 60	7.75	18.10%	9.5
Fila 70	7.5	18.30%	9.2
PROMEDIO	7.9	18.00%	9.6

Fuente: Propio, determinación de ancho de minado

Tenemos un ancho de minado promedio de 9.60 metros, con una dilución de 18.0 % y una potencia de mineral de 7.90 metros.

6.3 RESERVAS MINABLES Y VALOR DEL MINERAL

Para estimar el valor de los blocks de explotación (# 2, #3, # 4 y # 5), de la veta Ramal María Inés, tenemos que tener presente factores tales como: La dilución de mineral por método de explotación Sub Level Stoping (18.0 %), tonelaje de reservas, leyes de mineral, recuperaciones de metálico en concentrado (% Pb, % Zn y % Ag) y el precio unitario de los minerales (Plata: 16.90 USD/OZ, Plomo: 1,746.13 USD/TON USD, Zinc: 1,850.86 USD/TON). El valor de los precios de los metales se muestra en la tabla N° 6.3 y la tendencia en el año 2020 (figura N° 6.1).

Tabla N° 6.3: Precios de los metales – 2020

PRECIOS METALES - 2020			
METAL	ZINC (USD/TON)	PLOMO (USD/TON)	PLATA (USD/Oz)
ENERO	2,358.62	1,925.10	18.00
FEBRERO	2,119.30	1,871.15	17.84
MARZO	1,902.17	1,741.30	14.89
ABRIL	1,896.70	1,645.80	15.11
MAYO	1,970.67	1,621.22	16.48
JUNIO	2,021.27	1,745.32	17.70
JULIO	2,168.10	1,813.86	20.57
AGOSTO	2,413.67	1,937.43	26.86
SEPTIEMBRE	2,441.68	1,873.27	25.80
OCTUBRE	2,376.09	1,775.55	24.32
PROMEDIO	2,166.83	1,795.00	19.76

Fuente: Bolsa de Metales de Londres (LME)

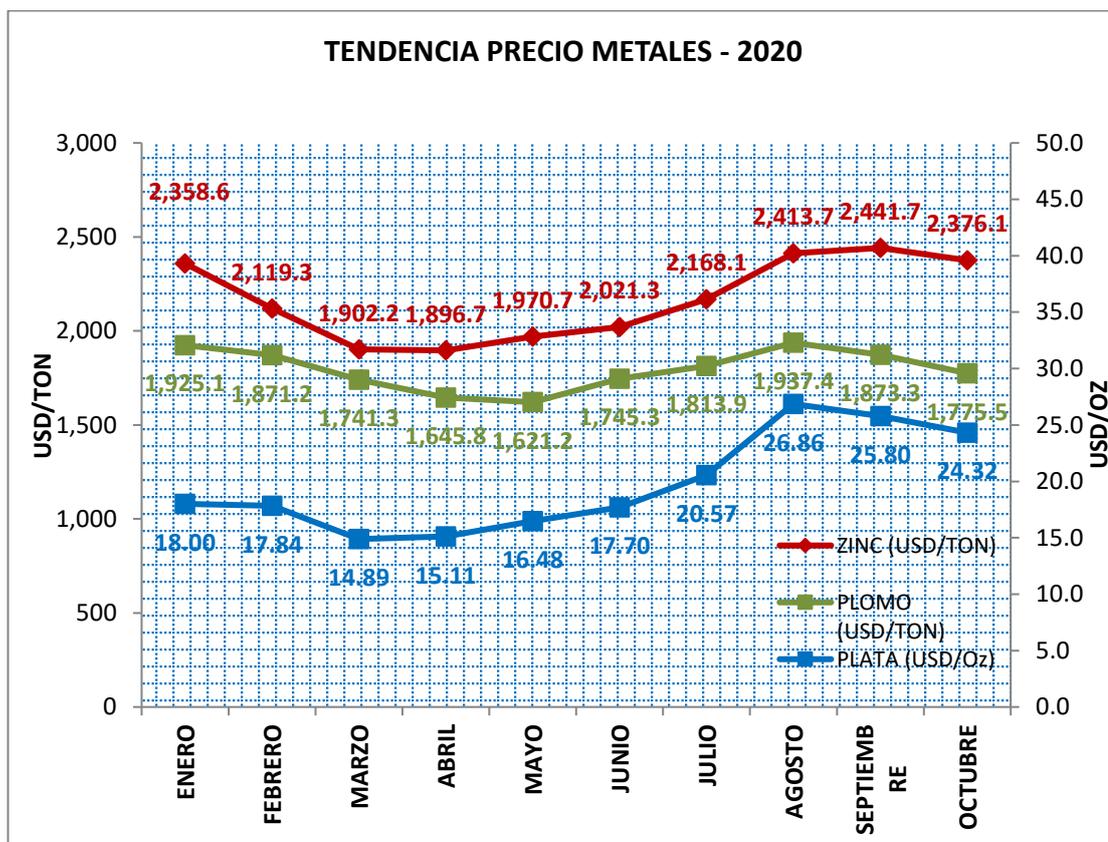


Figura N° 6.1: Tendencia precios de los metales – 2020
Fuente: Bolsa de Metales de Londres (LME)

➤ Blocks de explotación

A continuación se muestra los blocks de explotación, pertenecientes al tajo Ramal María Inés (Tabla N° 6.4).

Tabla N° 6.4: Blocks de Explotación Tajeo Ramal María Inés

NIVEL	BLOCK	TAJO RAMAL MARÍA INÉS					
		Mineral (TMS)	A. Veta	Ancho Minado	%Pb	%Zn	Oz-Ag/t
3865	2	23,000	9.85	11.7	3.86	6.2	7.2
3865	3	18,000	8.88	10.7	4.54	4.87	7.81
3865	4	12,000	6.87	8.5	2.42	3.27	6.89
3865	5	5,000	5.25	6.7	2.4	1.9	5.37
TOTAL GENERAL		58,000	8.54	9.4	3.65	4.81	7.17

Fuente: Departamento de Geología – Unidad Vinchos

En el anexo N° 06 se determina el valor de mineral del tajo Ramal María Inés a explotar, es de 130.14 USD/TMS.

6.4 COSTO DE MINADO DEL TAJO RAMAL MARÍA INÉS

Para la estimación de los costos de minado se analizara cada uno de las siguientes actividades:

- 1) Desarrollar la rampa de extracción de mineral (Rampa María Inés).
- 2) Cámara de Carguío desmonte y mineral (NV. 3865).
- 3) Chimeneas de ventilación ingreso y extracción de aire (CH 359 – CH 500).
- 4) Crucero dirección a la proyección de la veta Ramal María Inés (XC 875 N).
- 5) Galerías de preparación de los blocks de mineral (Blocks 02- 03- 04 – 05).
- 6) Desquinche de la galería (Delimitación de los Blocks de explotación).
- 7) Preparación del Slot para generar la cara libre (Slot 865).
- 8) Explotación del Tajeo Ramal María Inés (Perforación - voladura).
- 9) Carguío y acarreo del mineral roto (Scoop Cat N° 12).
- 10) Transporte de Mineral hacia planta San Expedito (Volquetes).
- 11) Tratamiento de Mineral (Planta San Expedito – Cerro SAC.)

6.4.1 Costos de labores de desarrollo

Entre las labores de desarrollo tenemos:

- **RAMPA MARÍA INÉS (RP (-) 740):** Para poder ubicarnos en la cota 3865 m.s.n.m. donde encuentra el nivel inferior del tajeo Ramal María Inés se desarrolló 138.5 metros de la rampa María Inés de sección 4.0 X 4.0 metros (NV. 3885 –NV. 3865) con un precio unitario de 509.69 US\$/MT, el cálculo se muestra en el anexo (07).

- **CAMARA DE CARGUIO:** La cámara de carguío se realiza con dos diferentes secciones y desquinche, el cálculo de los precios unitarios se muestra en el anexo (07).
- XC 365 E, con una sección de 3.0 x 3.5 metros y una longitud de 35.5 metros, con un precio unitario de (399.81 USD/MT) que también será empleada como cámara de acumulación de mineral.
 - CA 365 S, con una longitud de 9.0 metros y una sección de 3.0 x 3.5 metros para que el equipo scoop Cat N° 12 pueda posicionarse y realizar el carguío de mineral, con un precio unitario de (399.81 USD/MT).
 - CA 365 E, de una longitud de 17.5 metros, con una sección de 4.0 x 4.0 metros empleada para el posicionamiento del volquete, con un precio unitario de (466.47 USD/MT), en dicha cámara también se tiene que considerar el desquinche del techo de 15.90 M³, con un precio unitario de (20.22 USD/M³).
- **CHIMENEAS:** Debido a que uno de los factores importantes en la actividad minera es la calidad de ventilación, se desarrolló dos chimeneas, se ejecutaron de manera convencional con el uso de jackleg, de igual manera la estimación del precio unitario se encuentra en el anexo (07).
- CH 359, con una sección de 1.5 x 1.5 metros, una longitud de 18.0 metros y con un costos unitario de (230. 56 USD /MT), para el de ingreso de aire fresco en el nivel 3865.
 - CH 500, con una sección de 1.5 x 1.5 metros, una longitud de 18.0 metros ambas con una longitud de 18 metros y con un costo unitario de (230.56 USD/MT), para de extracción de aire viciado del tajo Ramal María Inés.

- **CAMARAS:** La ejecución de las chimeneas está sujeta al desarrollo específicamente a dos cámaras (CA 359 E – CA 500 NW), el cálculo de precio unitario de las cámaras se encuentra en el anexo (07).
 - CA 359 E, con una sección de 3.0 x 3.5 metros, de longitud de 7.10 metros y un precio unitario de (399.81 USD/TM), a partir de esta cámara se ejecutará la CH 359 de ventilación ingreso de aire fresco.
 - CA 500 NW, con una sección de 3.0 x 3.5 metros, de longitud de 12.50 metros y un precio unitario de (399.81 USD/TM), de igual manera partir de esta cámara se ejecutará la CH 500 de ventilación para el tajo RMI.
- **CRUCEROS:** Se desarrollará los cruceros (XC 875 N – XC 867 E), ambas para poder ingresar a los blocks de explotación del tajo RMI, el cálculo del precio unitario se encuentra en el anexo (07).
 - XC 875 N, con una sección de 3.0 x 3.5 metros, de una longitud de 78 metros y un precio unitario de (363. 88 USD/MT), en dirección a la proyección de la veta Ramal María Inés en el nivel 3865 y a partir de ella se iniciara la galería (GA 876 N) que va sobre el mineral.
 - XC 876 E, con una sección de 3.0 x 3.5 metros, de una longitud de 12.10 metros y un precio unitario de (363. 88 USD/MT).

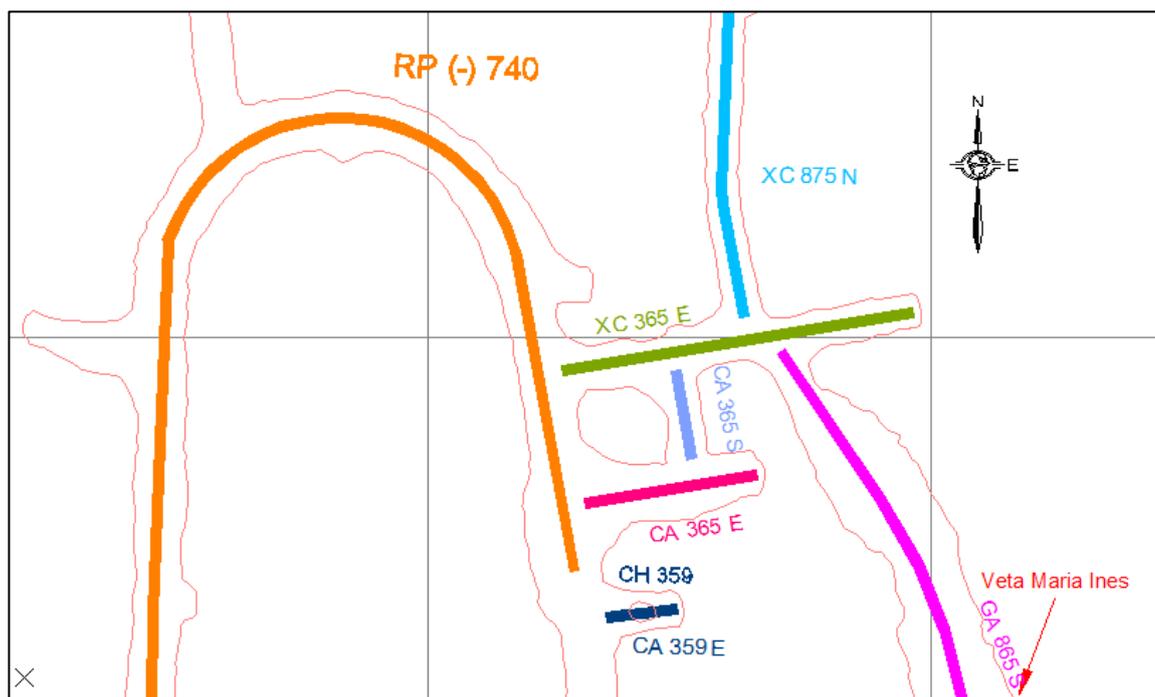


Figura N° 6.2: Labores de Desarrollo NV. 3865
Fuente: Departamento de topografía - Nivel 3865

Tabla N° 6.5: Costo Total de Labores de Desarrollo

COSTO TOTAL DE LABORES DE DESARROLLO					
LABOR	SECCION(MT)	AVANCE	LONGITUD(MT)	P.U.(USD/MT)	COSTO(USD)
RP (-) 740	4.0 x 4.0	Lineal	200	509.69	101,938.00
XC 365 E	3.0 x 3.5	Lineal	35.5	399.81	14,193.26
CA 365 S	3.0 x 3.5	Lineal	10	399.81	3,998.10
CA365 E	4.0 x 4.0	Lineal	17.5	466.47	8,163.23
CH 359	1.5 x 1.5	Lineal	18	230.56	4,150.08
CH 500	1.5 x 1.5	Lineal	18	230.56	4,150.08
CA365 E	5.30 x 3	Desquinche	15.9	20.22	321.5
XC 875 N	3.0 x 3.5	Lineal	78	399.81	31,185.18
XC 876 E	3.0 x 3.5	Lineal	12.1	399.81	4,837.70
CA 359 E	3.0 x 3.5	Lineal	7.1	399.81	2,838.65
CA 500 NW	3.0 x 3.5	Lineal	12.5	399.81	4,997.63
COSTO TOTAL					180,773.40

Fuente: Propio, evaluación de costos

6.4.2 Costo de labores de preparación

- **GALERIAS:** Las galerías se realiza sobre mineral y para definir los límites de la veta, el cálculo del precio unitario en el anexo (07).
 - GA 876 N, con una sección de 3.0 x 3.5 metros, una longitud de 77.80 metros y con un costo unitario de (399.81 USD/MT).
 - GA 876 S, con una sección de 3.0 x 3.5 metros, una longitud de 19.15 metros y con un costo unitario de (399.81 USD/MT).
- **VENTANAS:** Utilizadas para explorar la veta RMI, en la dirección N 45° E, la emplearemos para realizar la perforación de taladros largos.
 - VE 878 NE, con sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 52.90 metros y con un precio unitario de (399.81 USD/MT).
 - VE 878 SE, con sección 3.0 x 3.5 metros, con una longitud de 12.60 metros y con un precio unitario de (399.81 USD/MT), ambas ventanas para definir la veta.
- **DESQUINCHES:** Para definir la veta Ramal María Inés hacia los lados, se realiza el desquinche de los hastiales de las galerías esto previa evaluación geológica, la cual se muestra en la figura N° 6.2 el área desquinchada (sombreada color guinda), con la finalidad de ampliar el área de perforación y por ende aumentar el tonelaje de mineral a extraer.

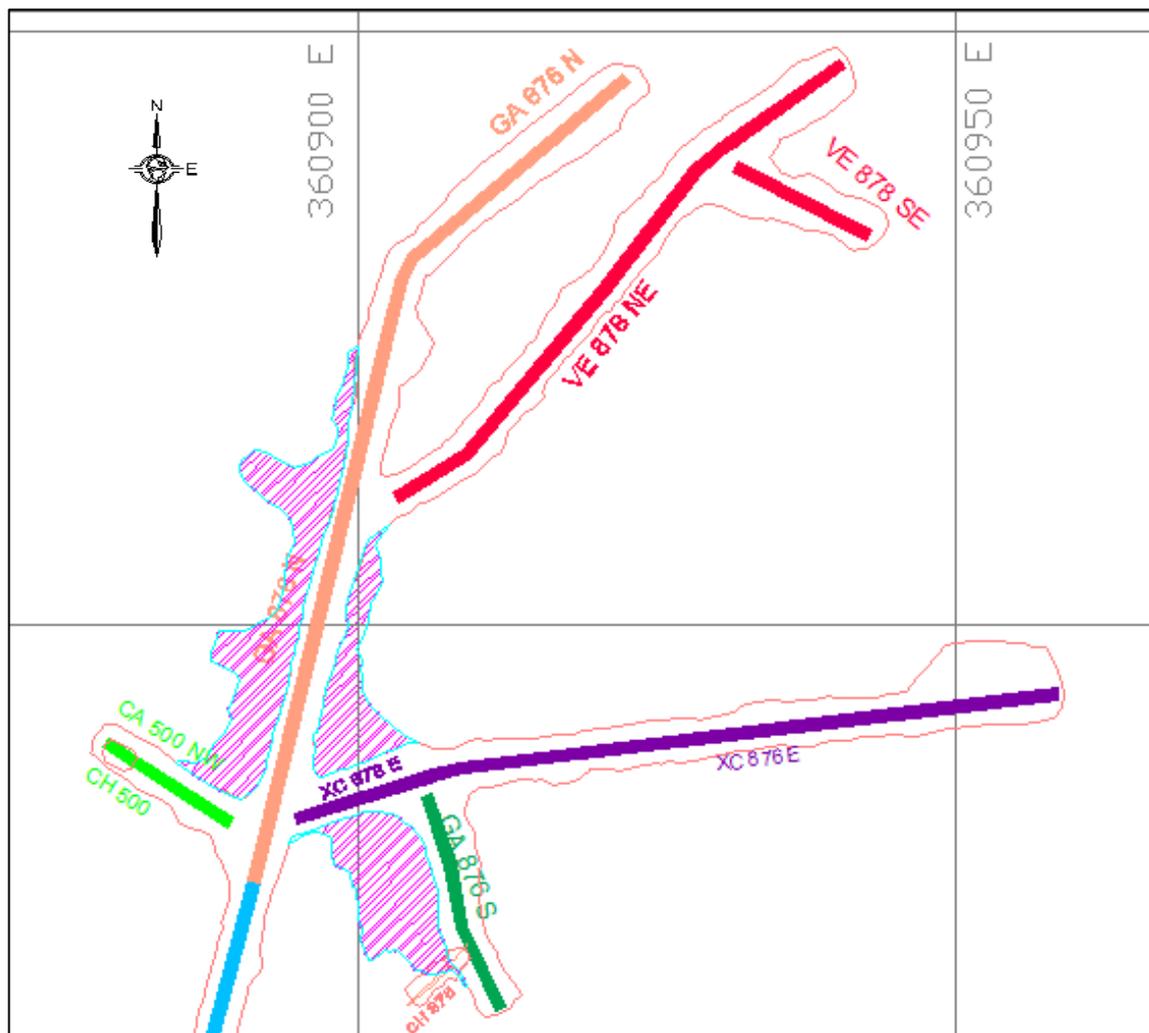


Figura N° 6.3: Área desquinchada definir Veta Ramal María Inés Nv. 3865
Fuente: Propio, evaluación de costos

TABLA N° 6.6: Costo Total de Labores de Preparación

COSTO TOTAL DE LABORES DE PREPARACION					
LABOR	SECCION(MT)	AVANCE	LONGITUD(MT)	P.U.(USD/MT)	COSTO(USD)
GA 876 N	3.0 x 3.5	Lineal	77.8	399.81	31,105.22
GA 876 S	3.0 x 3.5	Lineal	19.2	399.81	7,676.35
VE 878 NE	3.0 x 3.5	Lineal	52.9	399.81	21,149.95
VE 878 SE	3.0 x 3.5	Lineal	12.6	399.81	5,037.61
AREA	Desquinche (M3)		1054.94	20.22	21,330.91
COSTO TOTAL					86,300.04

Fuente: Propio, determinación de costos de Preparación

6.4.3 Costo de explotación Tajo Ramal María Inés

Para definir el costo de explotación, analizaremos cada una de las etapas de explotación que van desde la perforación del slot (cara libre), perforación de taladros largos (producción), voladura, la limpieza, acarreo y transporte de mineral.

6.4.3.1 Costo perforación y voladura del slot

Para la generación de la cara libre en el tajeo, se realiza la perforación del slot con una malla de perforación de 6 taladros rimados (5" Ø) y 18 taladros de producción (2.5" Ø). La perforación de los taladros se realiza con un precio unitario de (11 USD/MT) de perforación, la cual se muestra en el anexo N° (07) y la hoja de perforación del slot se encuentra en el anexo N° (08).

Para realizar la voladura se cargan los taladros de producción tomando como explosivo al ANFO (Examón P), como iniciador booster HDP-3, faneles para determinar la secuencia e iniciación de la voladura de los taladros, cordón detonante 5P para el amarre y carmex para la iniciación de la voladura. En la tabla N° 6.7 se determina el costo perforación del slot y la tabla N° 6.8 se determina el costo de voladura slot:

Tabla N° 6.7: Costo de Perforación Slot

COSTO PERFORACIÓN SLOT	
Metros Perforados	422.80
P.U. (USD/MT)	11
COSTO TOTAL	4, 650.80

Fuente: Propio, determinación de costos de perforación slot

Tabla N° 6.8: Costo de Voladura Slot

COSTO VOLADURA SLOT				
EXPLOSIVOS	FACTOR	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	COSTO (USD)
Examón P (ANFO)	1.90 KG/MT	317.14	1.88 USD/KG	1,435.50
Booster HDP-3	2.00 UND/TAL	18	3.70 USD/UND	133.06
ACCESORIOS				
Faneles	2.00 UND/TAL	18	8.22 USD/UND	295.92
Cordón Detonante 5P	1.20 MT/TAL	18	0.59 USD/MT	2.12
Mecha de Seguridad	2.00 UND/DISP	3	1.92 USD/UND	11.52
Tubería PVC	0.20 UND/MT	3.17.14	0.40 USD/UND	50.74
			COSTO TOTAL	1,928.87

Fuente: Propio, determinación costo de voladura slot

6.4.3.2 Costo de perforación y voladura del tajo Ramal María Inés

La perforación se realiza en base al diseño de malla de perforación, los taladros de producción de (2.5" Ø ó de 64 mm Ø) son perforadas en abanico y con inclinaciones en función de las secciones transversales a la veta Ramal María Inés (Anexo 03).

En total se tiene 72 secciones de perforación, espaciadas a 1.2 metros cada sección de perforación, según el diseño de malla para el tajo Ramal María Inés en total se tendría que perforar un total de 7,939.10 metros con un costo unitario de 11 USD/MT perforado. El explosivo para la voladura es el ANFO en su presentación comercial Examón P, un factor de carga de 1.90 KG/MT perforado; la secuencia de voladura y cuya salida hacia la cara libre con un corte en V, el número total de taladros a disparar se define en base a los requerimientos de seguridad y producción, se dispara de manera secuenciada en promedio 5 filas perforadas.

Tabla N° 6.9: Costo de Perforación Taladros de Producción

COSTO PERFORACION TALADROS	
Metros Perforados	7,939.10
P.U. (USD/MT)	11.00
COSTO TOTAL	87,330.10

Fuente: Propio, determinación de costo de perforación

Tabla N°6.10: Costo de Voladura Taladros de Producción

COSTO VOLADURA - EXPLOTACIÓN				
EXPLOSIVOS	FACTOR	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	COSTO (USD)
Examón P (ANFO)	1.90 KG/MT	7,939.10	1.88 USD/KG	28,393.19
Booster HDP-3	2.00 UND/TAL	500 TAL	3.70 USD/UND	3,696.11
ACCESORIOS				
Faneles	2.00 UND/TAL	500 TAL	8.22 USD/UND	8,220.00
Cordón Detonante 5P	1.20 MT/TAL	500 TAL	0.59 USD/MT	352.94
Mecha de Seguridad	2.00 UND/DISP	14.00 DISP	1.92 USD/UND	53.78
Tubería PVC	0.20 UND/MT	7,939.10	0.40 USD/UND	635.13
			COSTO TOTAL	41,351.15

Fuente: Propio, Costo de costos de voladura

En resumen el costo total en perforación y voladura de los taladros de producción es de 135,260.93 USD.

6.4.3.3 Costos de carguío y acarreo de mineral

La limpieza del mineral disparado, se realizará con un Scoop CAT # 12 con una capacidad de cuchara de 4.2 yardas cubicas, con una producción de 132.24 TM/HR para una distancia promedio de 150 metros, factor de llenado de 0.85 estimada a y

un costo unitario de 5.26 USD/M³, el cálculo del precio unitario para limpieza se encuentra en el anexo N° (07).

Tabla N°6.11: Costo de carguío y acarreo

COSTO LIMPIEZA Y ACARREO				
EQUIPO	TONELAJE	VOLUMEN	PRECIO UNITARIO	COSTO (USD)
SCOOP CAT #12	58,000.00	16571.43 M ³	5.26 USD/M ³	87,165.71
			COSTO TOTAL	87,165.71

Fuente: Propio, determinación de costo de carguío y acarreo

6.4.3.4 Costos de transporte de mineral

El transporte de mineral se realizará con volquetes de interior mina desde la cámara de carguío del NV. 3865, através de la RP (-) 740 María Inés, con un costo unitario de 0.648 USD/ (TM x KM), de una longitud de 2.6 kilómetros; en superficie a partir de la bocamina del NV.4105 hacia la planta de tratamiento San Expedito en Cerro de Pasco recorriendo un total de 50 kilómetros de longitud y con un precio unitario de 0.12 USD/ (TM x KM).

A continuación se muestra la tabla resumen.

Tabla N°6.12: Costo de Transporte de Mineral

COSTO TRANSPORTE DE MINERAL				
EQUIPO	TONELAJE	P.U. SUBTERRANEO	P.U. SUPERFICIAL	COSTO TOTAL(USD)
VOLQUETES	58,000.00	0.72 USD/TMxKM	0.12 USD/TMxKM	456,576.00

Fuente: Propio, determinación de costo de transporte

Entonces el costo de transporte es de 7.87 USD/TM, cabe resaltar que el costo de transporte es el más elevado y es uno de los puntos donde se tiene que tomar atención.

6.5 RESUMEN DEL COSTO DE MINADO DEL TAJO RAMAL MARÍA INÉS

A continuación se muestra el resumen del costo de cada una de las operaciones en la tabla N° 6.13. Teniendo un costo total de 946,076.0 USD (16.31 USD/TM). Tener presente que en el cálculo de los precios unitarios, tanto para las labores subterráneas y actividades unitarias tales como (perforación, voladura, limpieza – acarreo y transporte) se consideran los gastos de servicios mina, materiales y supervisión mina.

Resumen del costo de minado:

Tabla N°6.13: Costo de total de minado

LABOREO			EXPLOTACIÓN TAJO RMI		
ACTIVIDAD	COSTO (USD)	COSTO (USD/TM)	ACTIVIDAD	COSTO (USD)	COSTO (USD/TM)
Desarrollo	180,773.40	3.1	Perforación	91,980.90	1.59
			Voladura	43,280.00	0.75
Preparación	86,300.00	1.5	Limpieza y Acarreo	87,165.70	1.5
			Transporte	456,576.00	7.87
COSTO TOTAL	267,073.40	4.6	COSTO TOTAL	679,002.60	11.71

Fuente: Propio, determinación de costo de explotación

Entonces podemos resumir que, el costo total de desarrollo y preparación es de 267,073.4 USD (4.60 USD/TM) y el costo de explotación del tajo Ramal María Inés es de 679,002.6 USD (11.71 USD/TM); por lo tanto el costo de minado del tajo Ramal María Inés por tonelada de mineral es de (16.31 USD/TM).

CAPITULO VII

EVALUACIÓN ECONOMICA

7.1 MARGEN UTILIDAD (USD/TM), SIN CONSIDERAR EL VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO

Para determinar el margen de utilidad, tenemos que considerar el valor económico del mineral (130.14 USD/TM) y los costos fijos - variables (Tabla N° 7.1) estos costos fueron proporcionados por el área de costos de la unidad minera Vinchos. Para el cálculo del margen de utilidad emplearemos la ecuación N° 13, la cual viene a ser la diferencia entre el valor de mineral y los costos de producción entre fijos - variables.

Tabla N° 7.1: Resumen Costos Fijos y Variables

	Costo (USD/TM)		
	Costo Variable	Costo fijo	Total
Costo de Inversión	0	3.55	3.55
Costo de Mina	16.31	9.79	25.62
Costo de Energía	1.73	4.03	5.76
Costo de Taller	0.25	0.88	1.13
Costo de Administración	0.42	12.19	12.6
Costo de RRSS	0	2.66	2.66
Costo de Tratamiento	17	0	17
Costo de Transporte	7.87	0	8.84
Costo Total (USD/TM)	43.58	33.10	77.16

Fuente: Área de costos, unidad minera Vinchos

A continuación determinaremos el margen de utilidad, con la ecuación N° 13:

$$\text{Margen Utilidad} \left(\frac{\text{USD}}{\text{TM}} \right) = (\text{Valor Económico}) - (\text{Costos}) \dots (13)$$

$$\text{Margen Utilidad} \left(\frac{\text{USD}}{\text{TM}} \right) = (\text{Valor Económico}) - (\text{Costo Fijo} + \text{Costo Variable})$$

$$\text{Margen Utilidad} \left(\frac{\text{USD}}{\text{TM}} \right) = 130.14 - (43.58 + 33.10) = 52.98 \frac{\text{USD}}{\text{TM}}$$

A continuación se realiza la evaluación económica, según los criterios económicos del valor presente neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR), los cuales si consideran el valor del dinero en el tiempo.

7.2 EVALUACIÓN ECONÓMICA, SEGÚN LOS CRITERIOS DEL “VAN” Y EL “TIR”

El objetivo de esta evaluación, es obtener una base cuantitativa, para explotar la veta Ramal María Inés. Dada la importancia de la generación de los flujos de caja es un término genérico en este caso para designar la sucesión de ingresos y egresos, analizadas en el tiempo para la evaluación final; por lo tanto es necesario considerar el valor del dinero en el tiempo para ello se emplea los métodos de evaluación económica usando los criterios del valor presente neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR).

7.3 EVALUACIÓN, SEGÚN EL CRITERIO DEL VALOR PRESENTE NETO “VAN”

El VAN es el valor adquirido por el depósito (incremento inmediato de la riqueza que resulta de una inversión inicial del capital a una tasa de interés anual dada). El inconveniente de este método es la dificultad para definir la tasa de actualización o descuento.

Para calcular en valor actual neto, se calcula deduciendo el valor actual de flujos de fondos netos y el costo de inversión. El VAN se calcula con la siguiente ecuación:

$$VAN = \sum_{j=1}^n \frac{C_j}{(1+i)^j} - C_0 \dots (14)$$

Dónde:

C_0 : Costo inicial de inversión

C_j : Flujo de fondos netos

i : Tasa de interés

n : Número de años

Si el VAN > 0 el proyecto debe realizarse, si el VAN = 0 el proyecto no genera ganancias, si el VAN < 0 el proyecto genera pérdidas.

Para nuestro cálculo se toma como referencia la tasa de interés existente sobre los préstamos a largo plazo en el mercado financiero, la selección de esta tasa de actualización se considera crítica para la aplicación de este método de evaluación, pues esta descuenta los flujos de caja anuales. La tasa de interés para el cálculo es de 20 %.

7.3.1 Cálculo del valor presente neto “VAN”

Para determinar el Valor Presente Neto, se consideraremos como inversión el costo de desarrollo la cual es de 180,773.4 USD y con una tasa de interés (i) de 12% anual (1% mensual), con un impuesto a regalías de (1% anual), impuesto especial a la minería de (3.44% anual) y con un impuesto a la renta de 6.25 % anual; el ciclo de minado tomara 3 meses para la preparación y explotación a un ritmo de 11, 600.0 TM la cual tomara 5 meses más para culminar la explotación, el cálculo del VAN se muestra en el anexo N° (09).

Teniendo un VAN = 6, 563,573.96 USD para el proyecto de explotación del tajeo Ramal María Inés resulta rentable, garantizado que la inversión inicial se recupera y se obtendría ganancias.

7.4 EVALUACIÓN, SEGÚN EL CRITERIO DE LA TASA DE RETORNO “TIR”

La tasa de interés de retorno “TIR” se define como la tasa que hace que el valor presente neto sea cero, cuanto más alto sea el TIR la alternativa de inversión tendrá mayor rentabilidad y menor riesgo; el cálculo de este valor se realiza mediante interpolaciones de valores que hacen positivo y negativo el valor presente neto, de esta manera se intersecta la curva planteada con datos aleatorios. Se trata de hallar el valor “i” para la cual se cumple la siguiente ecuación (15).

$$\sum_{j=1}^n \frac{C_j}{(1+i)^j} - C_0 = 0.$$

$$\sum_{j=1}^n \frac{C_j}{(1+i)^j} = C_0 \dots\dots (15)$$

Dónde:

C_0 : Costo inicial de inversión

C_j : Flujo de fondos netos

i : Tasa de interés

n : Número de años

De lo expuesto se deduce que el criterio del TIR tiene dos ventajas fundamentales, mide el atractivo económico de los proyectos con un indicador fácil de comprender y juzgar que permite ordenar los proyectos según su rentabilidad independiente del tamaño de los mismos.

9.4.1 Cálculo del valor de la tasa de retorno “TIR”

Para determinar la “tasa interna de retorno” se emplea el iterativo en la ecuación N° 15, haciendo que el valor del “VAN” se iguale a “Cero” para la evaluación económica del Tajeo Ramal María Inés.

Se evalúa a diferentes valores de TIR por la cual se obtiene la siguiente gráfica determinando para un VAN = 0 con esta premisa se obtiene una tasa de interés de retorno ($i = 88.0\%$), dicha tendencia se muestra en la (Figura N° 7.1) y el cálculo se muestra en el anexo N° (09).

Tabla N° 7.2: Cálculo del TIR

TASA DE DESCUENTO(ANUAL)	VAN (USD)
0%	6,382,800.6
5%	4,706,071.4
15%	2,668,617.2
25%	1,576,723.0
35%	953,761.5
45%	579,367.7
55%	344,322.2
65%	191,203.7
75%	88,258.2
85%	17,141.8
90%	-10,108.5
100%	-52,737.8
110%	-83,793.9
120%	-106,800.4
130%	-124,096.6
140%	-137,269.6
150%	-147,418.1

TIR	88.0%
------------	--------------

Fuente: Propio, determinación del TIR

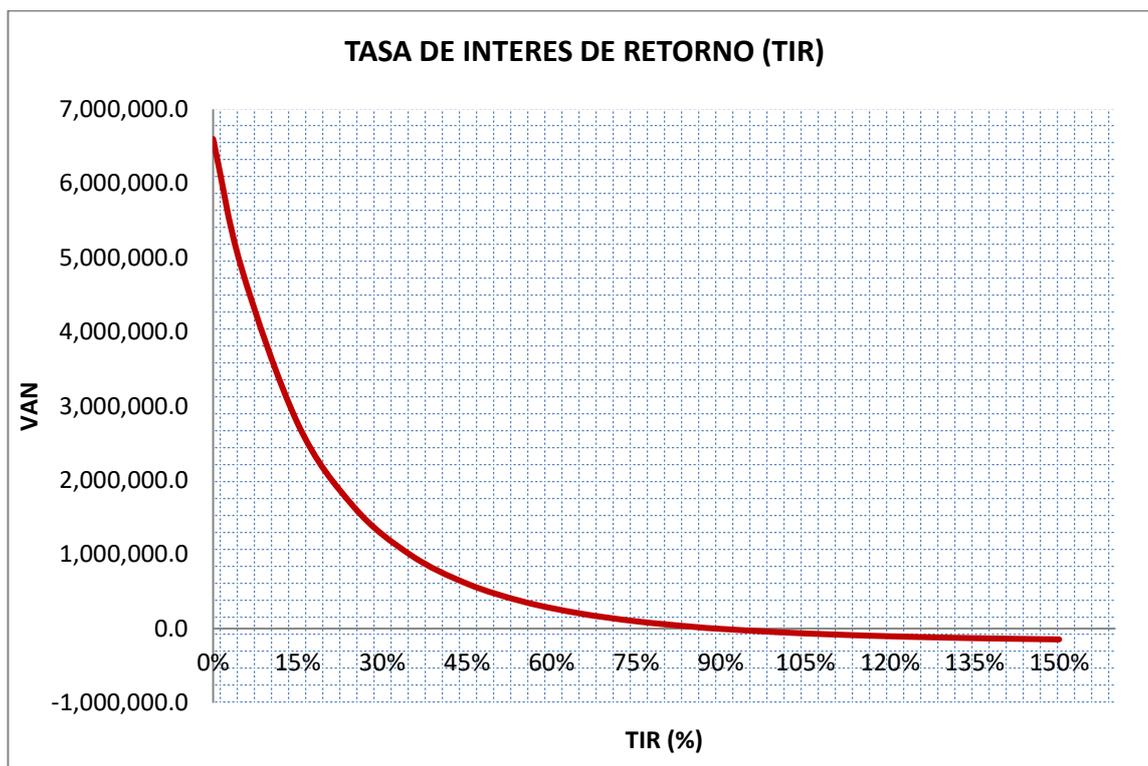


Figura N° 7.1: Grafica tendencia de la tasa interna de retorno "TIR"
Fuente: Propio, determinación de TIR

7.5 RELACIÓN BENEFICIO/COSTO (B/C)

La relación beneficio/ costo (B/C), es una relación que nos permite determinar el beneficio que se genera por cada dólar invertido en este caso para la explotación del tajo Ramal María Inés, si el resultado de $(B/C > 1)$ significara que los ingresos netos son mayores a los costos netos, por lo tanto la explotación resulta rentable y si el resultado es $(B/C \approx 1)$ no existe un diferencia significativa entre el beneficio y costo por cual no se recomendara la explotación del tajo.

En la explotación del tajo Ramal María Inés, se está incurriendo en un costo total de 1, 165, 319.44 USD y un beneficio culminado la explotación de 6, 563, 573.96 USD, por lo tanto se tiene un $(B/C = 5.6)$, por lo tanto resulta rentable la explotación generando ganancias mayores de 5 veces el costo.

ANALISIS DE RESULTADOS

➤ Evaluación del método de explotación

El método de explotación se definió en base a 3 parámetros, la aplicación de la metodología de selección de Nicholas, análisis técnicos en base a una matriz de selección y el análisis cualitativo de los métodos pre seleccionados.

- El método de explotación para la veta Ramal María Inés en el nivel 3865, fue establecido a partir de la metodología de Nicholas (1981), basado en una evaluación numérica de los parámetros geológicos, geométricos y geomecánicos del yacimiento, del mineral, de la caja techo y caja piso; de las cuales se obtuvo los siguientes valores para cada uno de estos métodos tales como:
 - 1^{ero} _ Cielo abierto (29.5), descartado debido a que el yacimiento se encuentra a una profundidad de 290 metros sobre la superficie.
 - 2^{do} _ Corte y relleno (28.2), requiere el uso de relleno masivo, para rellenar el tajo completamente y dejara un puente para continuar la explotación.
 - 3^{ero} _ Sub Level Stopping (20.4), la evaluación son favorables para establecer como método de explotación con el uso de taladros largos.
 - 4^{to} _ Cámaras y Pilares (20.1), se tomara como referencia como posible método a emplear.
- El análisis técnico de los métodos preseleccionados (Cut and Fill Stopping – Sub Level Stopping - Room and Pillar), fue sometido a una matriz donde se verifico aspectos tales como: Seguridad, criterios mayores y menores; el resultado se presentó en una matriz de decisión, obteniendo mayores valores los métodos de:

- 1^{ero} _ Sub Level Stopping (679 puntos), buena performance de seguridad para el personal y equipo, buena adaptabilidad para el incremento de producción.
- 2^{do} _ Corte y relleno (597 puntos), presenta un mayor grado de seguridad, pero se requiere grandes cantidades de relleno y no se adapta fácilmente a un incremento de producción.
- Finalmente se somete a estos 2 métodos mencionados anteriormente, a un análisis cualitativo donde se identifican las ventajas y desventajas de los métodos de explotación subterránea; siendo el método de explotación sub level stopping una de las mejores alternativas para la explotación del tajo Ramal María Inés.

➤ **Evaluación Geomecánica**

Del análisis y evaluación geomecánica empleando el Método Gráfico de Estabilidad propuesto por Mathews y Potvin, para el tajo Ramal María Inés, donde se evaluó la estabilidad de la pared frontal y trasera, de la caja piso y caja techo como también del techo del tajo; en base a la determinación del número de estabilidad (N^l) y radio hidráulico (S) para cada uno de estas superficies.

El techo, la pared frontal y la pared trasera se encuentran en la zona de transición sin sostenimiento, por ende para estas dimensiones de las superficies del tajo RMI nos encontramos con condiciones de estabilidad favorable; el inconveniente es en la caja piso y caja techo debido a que estos se encuentran en la zona de hundimiento, es por ello que en los niveles inferiores al nivel 3865 se tendría que colocar sostenimiento.

Del análisis bidimensional con el software Phases (Rockciense), para una altura de 120 metros, 10 metros de potencia y 16 metros de longitud del tajeo Ramal María

Inés, se establece que el techo es estable con un F.S. de 1.26 estático y 1.26 - 1.58 pseudoestático. De igual modo la evaluación de la caja piso y caja techo del tajeo se mantienen estables superficialmente con un F.S. de 0.95 a 1.26 estático y 0.95 pseudoestático.

➤ **Evaluación Económica**

Se determinó el margen de utilidad donde no se está considerando los impuestos, basado entre el valor de mineral (130.14 USD/TM) y los costos fijos y/o variables (77.16 USD/TM) la diferencia es de 52.98 USD/TM de mineral de cabeza explotado, en el cual no se considera las alteraciones que podrían ocurrir con el pasar del tiempo.

Ahora el análisis en el cual se considera el valor del dinero en el tiempo, se considera al valor presente neto (VAN) y la tasa de interés (TIR) como indicadores económicos; donde la inversión es de 180,773.4 USD, con una tasa de interés (i) de 12 % anual y evaluadas en 8 meses tiempo de explotación del tajeo, el valor del VAN resulta igual a 5,997,528.83 USD para el proyecto de explotación del Tajeo Ramal María Inés. La determinación de la tasa de interés de retorno (TIR) se realiza de manera iterativa, considerando el VAN igual a cero y de dicho análisis se obtiene el valor de 88.0 % como TIR, haciendo que la continuidad de la explotación del tajeo resulta económicamente rentable.

CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

Contrastación Hipótesis General: Es factible realizar la explotación del tajo Ramal María Inés.

Se determinó el método de explotación Sub Level stoping como una mejor alternativa de explotación fue determinada a partir de la metodología de selección de Nicholas, análisis técnico y análisis cualitativo.

Según la clasificación geomecánica de Bieniawski basado en la valoración RMR₈₉; la roca caja tiene un (RMR=66) y la veta Ramal María Inés (RMR=63), siendo ambos de tipo II A (Roca Buena). El análisis de estabilidad a través del método gráfico de estabilidad del tajeo según los parámetros obtenidos nos arrojaron resultados favorables en especial para la pared frontal, pared trasera y techo del tajo cuyos resultados se encuentran en la zona de transición estable sin sostenimiento; a diferencia de la caja piso y caja techo se encuentran en la zona de inestable que a partir de este nivel se recomienda utilizar sostenimiento. Los factores de seguridad tanto para el techo y paredes del tajeo según el análisis geomecánico con el software Phases obtenemos valores entre (0.95 -1.58) permisibles para labores temporales

De la evaluación económica, obtenemos un margen de utilidad de 52.98 USD/TM de mineral de cabeza explotado del tajeo; el análisis del valor presente neto (VAN) realizado en base a una inversión, tasa de interés y tiempo estimado nos arroja un valor de 5, 997,528.83 USD dólares americanos, la tasa de interés de retorno es bien favorable al proyecto de explotación con valor de 88.00 %; en base a estos resultados se concluye que la explotación del tajeo ramal María Inés resulta factible y económicamente rentable.

Contrastación de Hipótesis Específica:

HIPÓTESIS ESPECÍFICA 1: El método de explotación y diseño es el adecuado para continuar la explotación.

El método de explotación Sub Level Stopping y diseño de malla de explotación es el adecuado para el tipo de yacimiento: Los parámetros geológicos, geométricos y geomecánico del yacimiento, mineral, caja piso y caja techo son evaluados por la metodología de Nicholas para determinar el tipo de método de explotación, donde la explotación por Sub Level Stopping resulta favorable aplicable y viable. El diseño de malla de explotación determinada a partir del modelo de Pearse y el estándar establecido en la unidad en base al ancho de veta y tipo de roca.

HIPÓTESIS ESPECÍFICA 2: La estabilidad y dimensión del tajo Ramal María Inés serán apropiadas y cumplan satisfactoriamente el estándar de seguridad.

Se realizó la evaluación de las superficies del tajo Ramal María Inés, en base al método gráfico de estabilidad, cuyos resultados nos encontramos en condiciones favorables de estabilidad; del análisis bidimensional a través del Phases tenemos factores de seguridad de (0.95 -1.58) permisibles para labores temporales.

HIPÓTESIS ESPECÍFICA 3: Es viable la rentabilidad económica de la explotación del tajo Ramal María Inés, la cual genere utilidades.

Se determinó la rentabilidad de la explotación del tajo la cual genera un margen favorable de ganancias para la empresa, la evaluación cuantitativa de los flujos de caja son analizados a través del VAN y TIR las cuales consideran el valor del dinero en el tiempo, obtenemos resultados positivos con un VAN de 5, 997,528.83 USD y una tasa de interés de retorno TIR igual a 88.00 %, que hace factible el proyecto de explotación.

CONCLUSIONES

- Se plantea determinar el método de explotación a aplicar en el tajo Ramal María Inés con tres tipos de análisis; en función del método cuantitativo de Nicholas (Tajo Abierto 1^{ero} – Cut and Fill Stopping 2^{do} – Sub Level Stopping 3^{ero} – Room and Pillar 4^{to}), en base a un análisis técnico con una matriz de selección (Sub Level Stopping: 679 puntos – Cut and Fill Stopping: 597 puntos) y por ultimo un análisis cualitativo se compara los métodos (Sub Level Stopping – Cut and Fill Stopping), concluyendo que la mejor alternativa resulta realizar la explotación por Sub Level Stopping.
- Del mapeo geomecánico, de la veta María Inés y roca caja en el nivel 3865, aplicando el sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniawski se determinó que se tiene una roca de tipo IIA (Veta: 63 RMR y Caja: 66 RMR).
- El dimensionamiento geomecánico y análisis de estabilidad del tajeo, se realizó con la aplicación del “Método Gráfico de Estabilidad”, donde la pared frontal pared trasera y techo de la labor se encuentra en la **región de transición sin sostenimiento**, la caja piso y caja techo se encuentran en la **zona de sostenimiento** por lo tanto se recomienda sostenimiento para niveles inferiores. El factor de seguridad (FS = 0.95 -1.58) es aceptable para labores temporales como es la explotación del tajeo (5 meses).
- En la evaluación económica del proyecto de explotación del tajo Ramal María Inés se estimó el margen de utilidad (52.98 USD/TM) en función del valor de mineral (130.14 USD/TM) y los costos fijos (33.10 USD/TM) – costos variables (43.58 USD/TM) que involucran la explotación. Se tiene VAN (6, 563,573.96 USD) y un TIR de (88 %) que garantiza la rentabilidad del proyecto para la explotación del tajeo, de igual modo se estima el beneficio/costo (B/C = 5.6 > 1) por tanto las ganancias es mayor al costo.

RECOMENDACIONES

- Es importante recalcar que la metodología para la selección de método de explotación, es referencial debido a que este tiene ser aun sometido a factores ambientales, sociales y económicos.
- Se tiene que realizar el análisis y evaluación geomecánica de manera periódica con el fin de verificar las condiciones de estabilidad del tajeo Ramal María Inés.
- La perforación de taladros largos tiene que ser controlada y monitoreada constantemente, para evitar inconvenientes entre ellos desviación de taladros, sobre perforación y tapado de taladros; para que no se produzca complicaciones en el carguío de taladros o generar sobre dilución del mineral de cabeza.
- Tener muy presente que el uso del ANFO como agente explosivo solo es recomendable en condiciones secas, debido a que el agua afecta de manera negativa la performance del explosivo, se utiliza tuberías de PVC si se tiene la presencia de agua o el terreno este presente fallas y fracturamiento.
- Definir las limitaciones geológicas de la zona mineralizada, con labores lineales y también se podrían utilizar perforaciones de taladros largos, cuyo detritus sean loqueados y muestreados, que ayudarían definir la potencia de la veta.
- Es de vital importancia determinar el valor de mineral explotado, el costo de minado, definir los costos fijos y variables antes de realizar la explotación de la zona mineralizada; identificar las operaciones unitarias que te generan mayor costo y plantear alternativas que puedan disminuir o eliminar dicho gasto.

BIBLIOGRAFIA

- Augusto Millán U. (1998). *Evaluación y Factibilidad de Proyectos Mineros*. Santiago de Chile: Editorial Universitaria S.A.
- Enrique Toledo G. (2010). *Ingeniería de la Explotación de Minas en el Sistema de Minado Subterráneo con Rampas*. Lima: Editorial Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Flores Pacheco Edgar Ysmael (2014). *Metodología para el diseño del método de minado sub Level Stopping* (Tesis título). Universidad Nacional de Ingeniería.
- Gutiérrez Álvarez David Fredy (2014). *Aplicación del Método de Explotación Sub Level Stopping en Manto Cobriza* (Tesis título). Universidad Nacional de Ingeniería.
- Hernan Gavilanes J. y Byron Andrade H. (2004). *Introducción a la Ingeniería de Túneles*. Quito: Editorial Asociación de Ingenieros de Minas de Ecuador.
- Lozano Levano Jimmy Gregory (2016). *Aplicación del método Sub Level Stopping con taladros largos en cuerpo Mery Unidad Minera Americana-Compañía Minera Casapalca* (Tesis título). Universidad Nacional de Ingeniería.

I. ANEXOS

Anexo N° 01: Tabla de Clasificación y Valoración del índice Q (Barton y Grisntad, 1994)

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
1. Índice de Calidad de la Roca A. Muy mala B. Mala C. Regular D. Buena E. Excelente	RQD (%) 0 - 25 25 - 50 50 - 75 75 - 90 90 - 100	1. Cuando se reporta o se mide un RQD (Incluyendo 0), se usa un valor nominal para evaluar Q. 2. Intervalos de RQD de 5, es decir 100, 95, 80..etc, son suficientemente precisos.
2. Número de familias de diaclasas A. Masivo, sin o con pocas diaclasas B. Una familia de diaclasas C. Una familia de diaclasas + una aislada D. Dos familias de diaclasas E. Dos familias de diaclasas + una aislada F. Tres familias de diaclasas G. Tres familias de diaclasas + una aislada H. Cuatro o mas familias de diaclasas I. Roca triturada	Jn 0.5 - 1.0 2 3 4 6 9 12 15 20	1. Para intersecciones en túneles utilizar (3.0*Jn) 2. Para portales usar (2.0 *Jn)
3. Número de rugosidad de las diaclasas a) Contacto en las paredes b) Contacto en las paredes antes de un cizallamiento de 10 cm A. Diaclasas sin discontinuidad B. Rugosas o irregulares, onduladas C. Ondulación suave D. Superficie de falla o superficie de fricción ondulada E. Rugosas o irregulares pero planas F. Lisas y planas G. Superficie de falla o superficie de fricción, plana c) Sin contacto de roca después de un cizalleo H. Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes. J. Zona arenosa, de grava o de roca triturada de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	Jr 4 3 2 1.5 1.5 1 0.5 1.0 (Nominal) 1.0 (Nominal)	1. Se añade 1 si el espaciado medio del sistema de diaclasas es mayor a 3 metros. 2. Jr = 0.5 se puede usar para diaclasas y que tengan alineaciones planear dado que la alineaciones están orientadas favorablemente.
4. Número de alteración de las diaclasas a) Contacto en las paredes de la roca A. Relleno soldado, duro inablandable, relleno impermeable. B. Paredes inalteradas, solo con manchas de superficie C. Paredes ligeramente alteradas, recubrimiento de minerales inablandables, roca triturada sin arcilla. D. Recubrimientos limosos o areno arcillosos, pequeñas partículas de arcilla (Inablandables). E. Recubrimiento ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita, micas, clorita, talco, y pequeñas cantidades de arcilla. b) Contacto en las paredes antes de un cizallamiento de 10 cm F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla. G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5mm de espesor). H. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja, ablandables (continuos < 5 mm de espesor). I. Rellenos de arcillas expansivas montmorillonita (continuo < 5 mm de espesor). c) Sin contacto de roca después de un cizalleo J. Zona de capa o arcilla desintegrada. K. Zona de capa o arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla inablandables.	Js 0.75 1 2 3 4 4 6 8 5 10.0 - 13.0 13.0 - 20.0	1. Los valores del ángulo de fricción, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si están presentes.

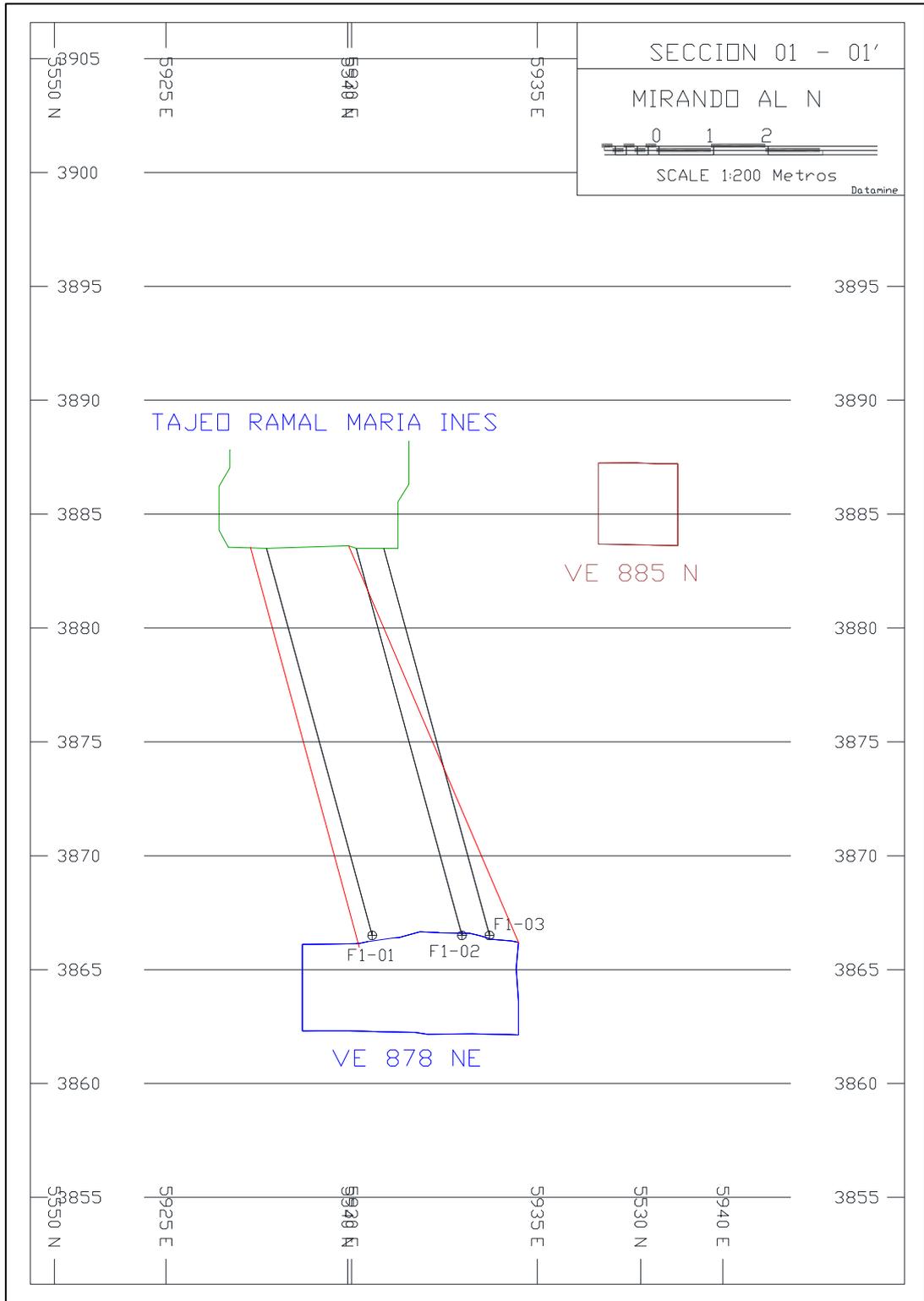
<p>5. Factor de reducción por agua en las diaclasas</p> <p>A. Excavación seca o poca infiltración o sea < 5 Lt/min localmente.</p> <p>B. Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos</p> <p>C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con diaclasas sin relleno</p> <p>D. Gran infiltración a presión alta, lavado importante de los rellenos.</p> <p>E. Infiltración o presión excepcionalmente alta con la voladuras, disminuyendo con el tiempo.</p> <p>F. Infiltración o presión excepcionalmente alta en todo momento.</p>	<p>Jw</p> <p>1</p> <p>0.66</p> <p>0.5</p> <p>0.33</p> <p>0.2 - 0.1</p> <p>0.1 - 0.05</p>	<p>Presión (Kg/cm2)</p> <p>< 1.0</p> <p>1.0 - 2.5</p> <p>2.5 - 10.0</p> <p>2.5 - 10.0</p> <p>> 10</p> <p>> 10</p>	<p>1. Los factores C a F son estimaciones aproximada, aumentada Jw si instalan drenes.</p> <p>2. Problemas especiales causados por la presencia de hielo no se consideran.</p>
<p>6. Factor de reducción de tensiones</p> <p>a) zonas de debilidad que intersectan la excavación, las cuales pueden causar aflojamiento del macizo rocoso cuando se excava el túnel.</p> <p>A. Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (Cualquier profundidad).</p> <p>B. Zonas de debilidad aisladas que contenga arcillas o roca químicamente alteradas (profundidad de excavación < 50 m).</p> <p>C. Zonas de debilidad aisladas que contenga arcillas o roca químicamente alteradas (profundidad de excavación > 50 m).</p> <p>D. Múltiples zonas de fractura de roca competente sin arcilla, roca circundante suelta, cualquier profundidad.</p> <p>E. Zona de fracturas aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación < 50 metros.</p> <p>F. Zonas de fractura aislada en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación > 50 metros.</p> <p>G. Diaclasas abiertas sueltas, diaclasado intenso a profundidad.</p> <p>b) Roca competente, problema de esfuerzos en la roca.</p> <p>H. Esfuerzos bajos, cercanos a la superficie</p> <p>I. Esfuerzos medios</p> <p>J. Esfuerzos altos, estructuras muy rígidas (usualmente favorables para la estabilidad, pueden ser desfavorables para la estabilidad de las paredes).</p> <p>K. Estallidos de roca (roca masiva)</p> <p>L. Estallido de roca severos (roca masiva).</p> <p>c) Roca con tendencia o asentamientos, flujo plástico en roca incompetente bajo las influencias de altas presiones rocosas.</p> <p>M. Presiones rocosas de asentamiento, tenue.</p> <p>N. Presiones rocosas de asentamiento, severos.</p> <p>d). Rocas expansivas, actividad de expansión química dependiendo de la presencia de agua.</p> <p>O. Presiones rocosas de expansión, tenue.</p> <p>P. Presiones rocosas de expansión, severas.</p>	<p>SRF</p> <p>10</p> <p>5</p> <p>2.5</p> <p>7.5</p> <p>5</p> <p>2.5</p> <p>5</p> <p>σ_c / σ_1</p> <p>> 200</p> <p>200 - 10</p> <p>10.0 - 5.0</p> <p>5.0 - 2.5</p> <p>< 2.5</p> <p>SRF</p> <p>5.0 - 10.0</p> <p>10.0 - 20</p> <p>SRF</p> <p>5.0 - 10.0</p> <p>10.0 - 20.0</p>	<p>SRF</p> <p>SRF</p> <p>2.5</p> <p>1</p> <p>0.5 - 2.0</p> <p>5.0 - 10.0</p> <p>10.0 - 20.0</p> <p>SRF</p> <p>5.0 - 10.0</p> <p>10.0 - 20.0</p> <p>SRF</p> <p>5.0 - 10.0</p> <p>10.0 - 20.0</p>	<p>1. Redúzcanse estos valores SRF de 25 a 50% si las zonas de fractura solo influencia pero no cruzan las excavaciones.</p> <p>2. Para campos de tensiones fuertemente anisótropos (si se miden cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, redúzcase σ_c a $0.8 \sigma_c$ y σ_t a $0.8 \sigma_t$. Cuando $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$, reducir σ_c a $0.6 \sigma_c$ y σ_t a $0.6 \sigma_t$, donde σ_c = resistencia compresiva uniaxial, σ_t = tensión traccional y $(\sigma_1 - \sigma_3)$ son las tensiones principales mayor y menor.</p> <p>3. Hay pocos casos reportados donde el techo debajo de la superficie se menor del ancho del claro, se sugiere que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 para estos casos.</p>

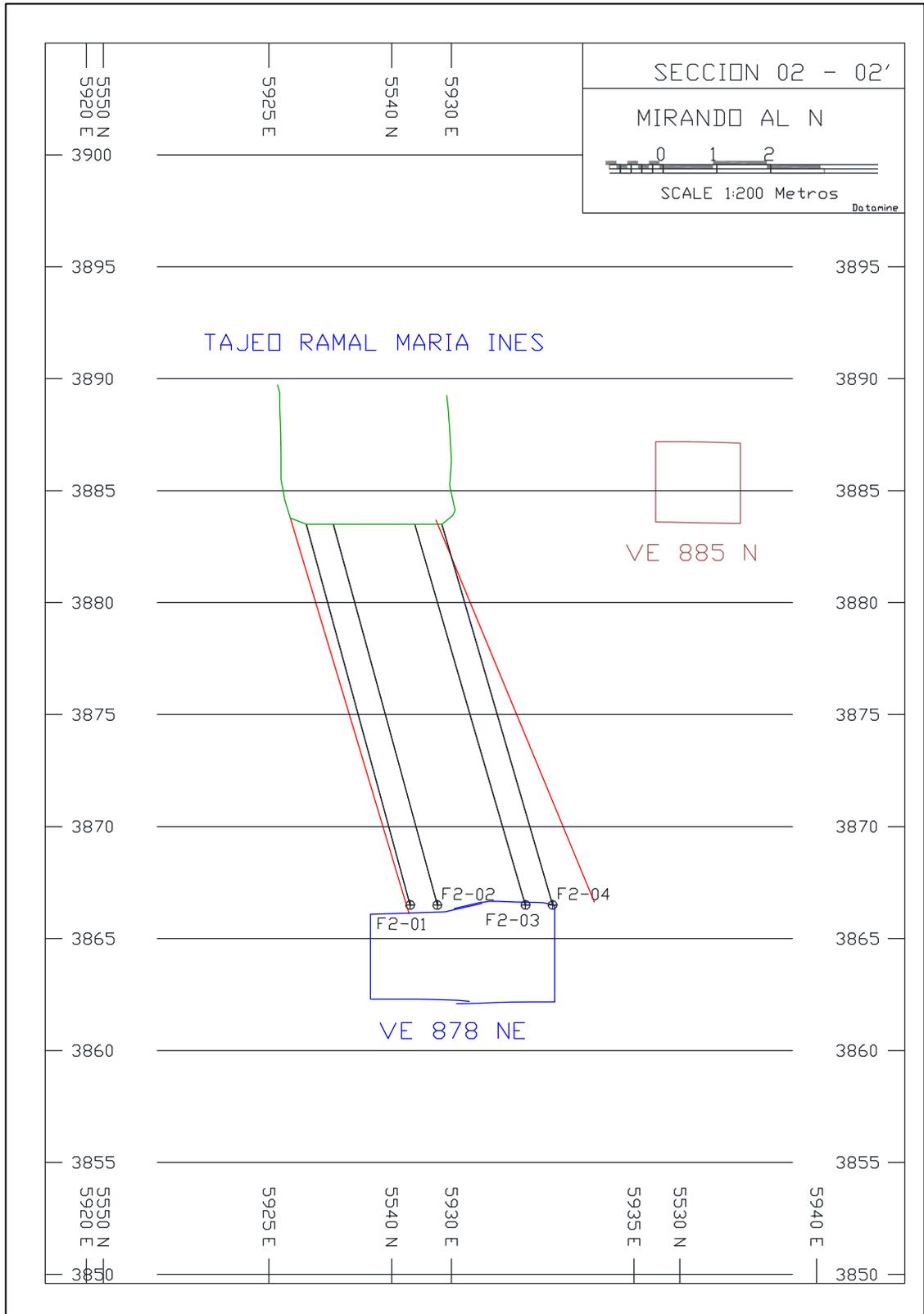
Anexo N° 02: Hoja de control de perforación taladros largos

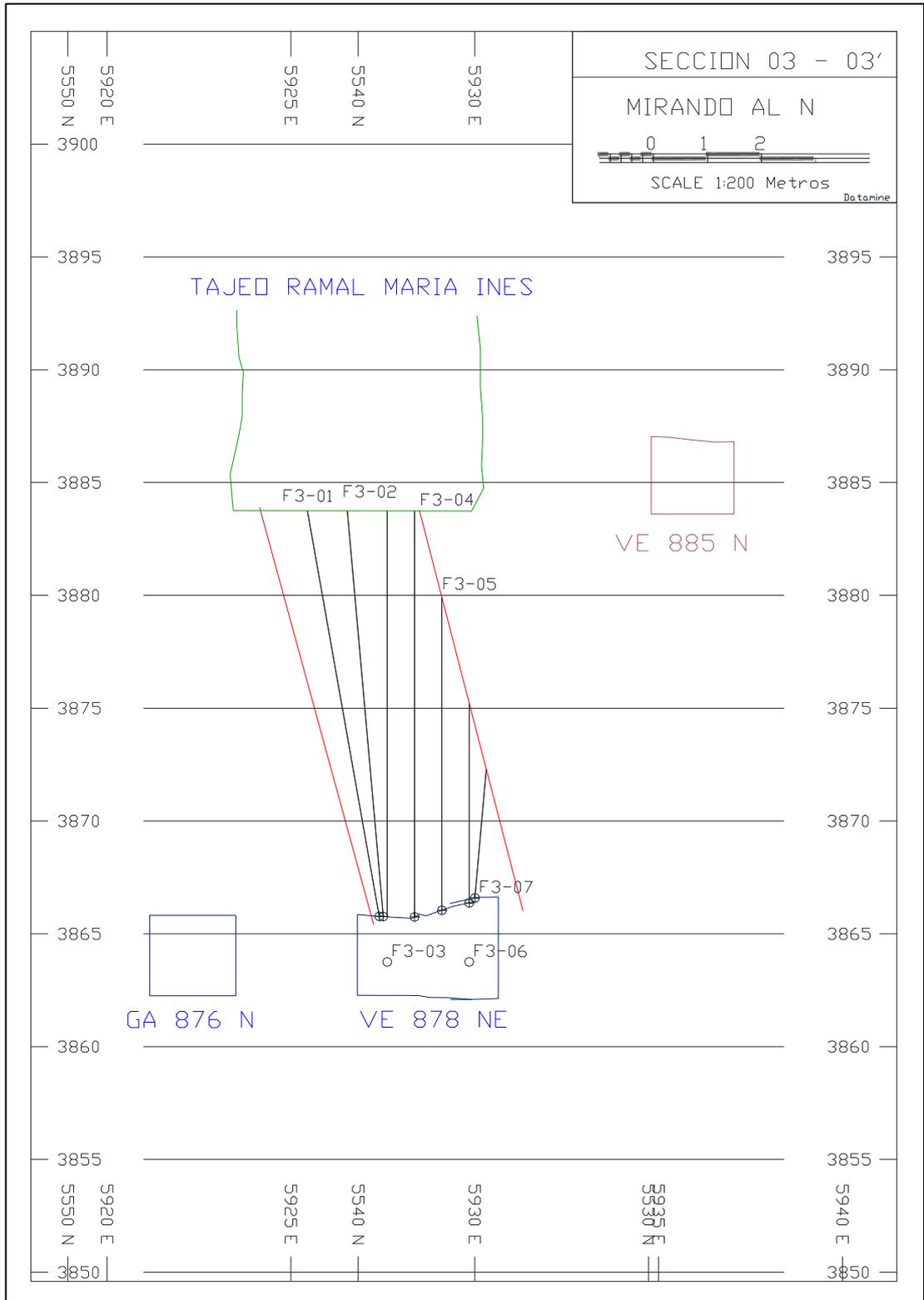
TALADRO	COORDENADAS LOCALES			LONGITUD	# BARRAS	INCLINACIÓN	AZIMUT
	X	Y	Z				
F1-01	5929.1	5541.0	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
F1-02	5931.5	5537.9	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
F1-03	5932.3	5537.0	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
F2-01	5927.5	5541.2	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
F2-02	5928.2	5540.2	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
F2-03	5930.5	5537.3	3875	17.7 m	12	74 °	322 °
F2-04	5931.3	5536.4	3875	17.7 m	12	74 °	322 °
F3-01	5926.4	5540.5	3875	18.3 m	12	80 °	322 °
F3-02	5927.0	5539.8	3875	18.1 m	12	85 °	322 °
F3-03	5927.6	5539.0	3874	17.8 m	12	90 °	90 °
F3-04	5928.4	5538.1	3875	18.0 m	12	90 °	90 °
F3-05	5929.1	5537.1	3874	13.9 m	9	90 °	90 °
F3-06	5929.9	5536.2	3872	8.8 m	6	90 °	90 °
F3-07	5930.3	5535.6	3872	5.7 m	4	85 °	142 °
F4-01	5925.0	5540.3	3875	18.7 m	12	75 °	322 °
F4-02	5925.6	5539.6	3875	18.3 m	12	80 °	322 °
F4-03	5926.2	5538.8	3875	18.1 m	12	85 °	322 °
F4-04	5926.8	5538.1	3874	17.8 m	12	90 °	90 °
F4-05	5927.6	5537.1	3875	18.0 m	12	90 °	90 °
F4-06	5928.3	5536.2	3874	17.8 m	12	90 °	90 °
F4-07	5928.9	5535.4	3875	17.6 m	12	85 °	142 °
F5-01	5923.6	5540.2	3874	19.1 m	13	71 °	322 °
F5-02	5924.2	5539.5	3874	18.7 m	12	75 °	322 °
F5-03	5924.8	5538.7	3874	18.3 m	12	80 °	322 °
F5-04	5925.4	5538.0	3874	18.1 m	12	85 °	322 °
F5-05	5926.0	5537.2	3873	17.8 m	12	90 °	90 °
F5-06	5926.7	5536.3	3874	18.1 m	12	90 °	90 °
F5-07	5927.5	5535.3	3873	17.8 m	12	90 °	90 °
F5-08	5928.1	5534.6	3874	13.5 m	9	85 °	142 °
F5-09	5928.4	5534.1	3872	9.1 m	6	80 °	142 °
F5-10	5928.6	5533.9	3871	5.3 m	4	75 °	142 °
F6-01	5922.6	5539.6	3874	19.0 m	13	71 °	322 °
F6-02	5923.1	5538.9	3875	18.5 m	12	75 °	322 °
F6-03	5923.7	5538.1	3875	18.1 m	12	80 °	322 °
F6-04	5924.4	5537.3	3875	17.9 m	12	85 °	322 °

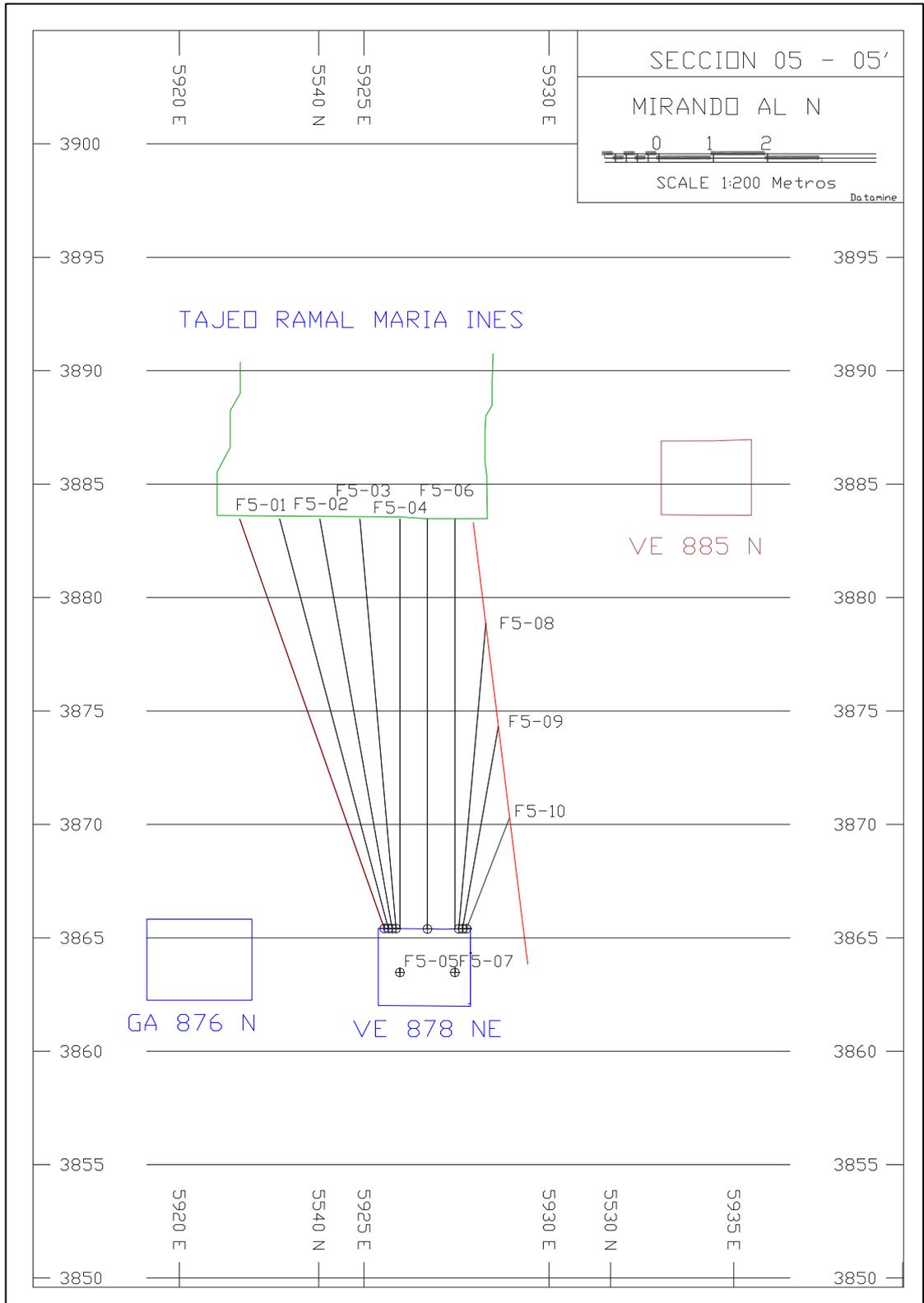
TALADRO	COORDENADAS LOCALES			LONGITUD	# BARRAS	INCLINACIÓN	AZIMUT
	X	Y	Z				
F63-01	5896.4	5481.1	3874	17.5 m	12	61 °	260 °
F63-02	5897.7	5481.3	3874	17.5 m	12	61 °	260 °
F63-03	5899.1	5481.6	3874	17.5 m	12	61 °	260 °
F63-04	5900.4	5481.8	3874	17.5 m	12	61 °	260 °
F64-01	5898.3	5480.1	3874	21.9 m	15	54 °	258 °
F64-02	5899.4	5480.3	3874	21.5 m	14	56 °	258 °
F64-03	5900.6	5480.6	3874	21.1 m	14	57 °	258 °
F64-04	5901.7	5480.8	3874	17.5 m	12	59 °	258 °
F65-01	5898.3	5479.0	3874	22.3 m	15	53 °	256 °
F65-02	5899.4	5479.3	3874	21.8 m	15	55 °	256 °
F65-03	5900.5	5479.5	3874	21.5 m	14	56 °	256 °
F65-04	5901.5	5479.8	3874	21.2 m	14	57 °	256 °
F66-01	5898.3	5477.7	3874	22.9 m	15	51 °	256 °
F66-02	5899.3	5478.0	3874	22.6 m	15	52 °	256 °
F66-03	5900.4	5478.3	3874	22.3 m	15	53 °	256 °
F66-04	5901.4	5478.5	3874	21.9 m	15	55 °	256 °
F67-01	5897.8	5476.4	3874	23.0 m	15	50 °	256 °
F67-02	5898.8	5476.6	3874	22.9 m	15	52 °	256 °
F67-03	5900.0	5476.9	3874	22.5 m	15	53 °	256 °
F68-01	5897.9	5475.1	3874	23.8 m	16	48 °	256 °
F68-02	5899.0	5475.4	3874	23.3 m	16	49 °	256 °
F68-03	5900.1	5475.7	3874	22.9 m	15	51 °	256 °
F68-04	5901.1	5476.0	3874	22.7 m	15	52 °	256 °
F69-01	5898.1	5474.0	3874	23.7 m	16	48 °	256 °
F69-02	5899.2	5474.3	3874	23.2 m	15	50 °	256 °
F69-03	5900.3	5474.5	3874	22.8 m	15	51 °	256 °
F69-04	5901.4	5474.8	3874	22.4 m	15	52 °	256 °
F70-01	5899.7	5473.1	3874	22.6 m	15	51 °	256 °
F70-02	5900.8	5473.4	3874	22.2 m	15	52 °	256 °
F70-03	5901.9	5473.7	3874	21.7 m	14	54 °	256 °
F71-01	5900.2	5472.0	3874	22.6 m	15	49 °	256 °
F71-02	5901.5	5472.4	3874	22.1 m	15	52 °	256 °
F71-03	5902.7	5472.7	3874	21.8 m	15	55 °	256 °
F72-01	5900.3	5471.3	3874	22.4 m	15	51 °	256 °
F72-02	5901.6	5471.7	3874	21.8 m	15	53 °	256 °
F72-03	5902.8	5472.0	3874	21.2 m	14	55 °	256 °
TOTAL				7, 939.1 m			

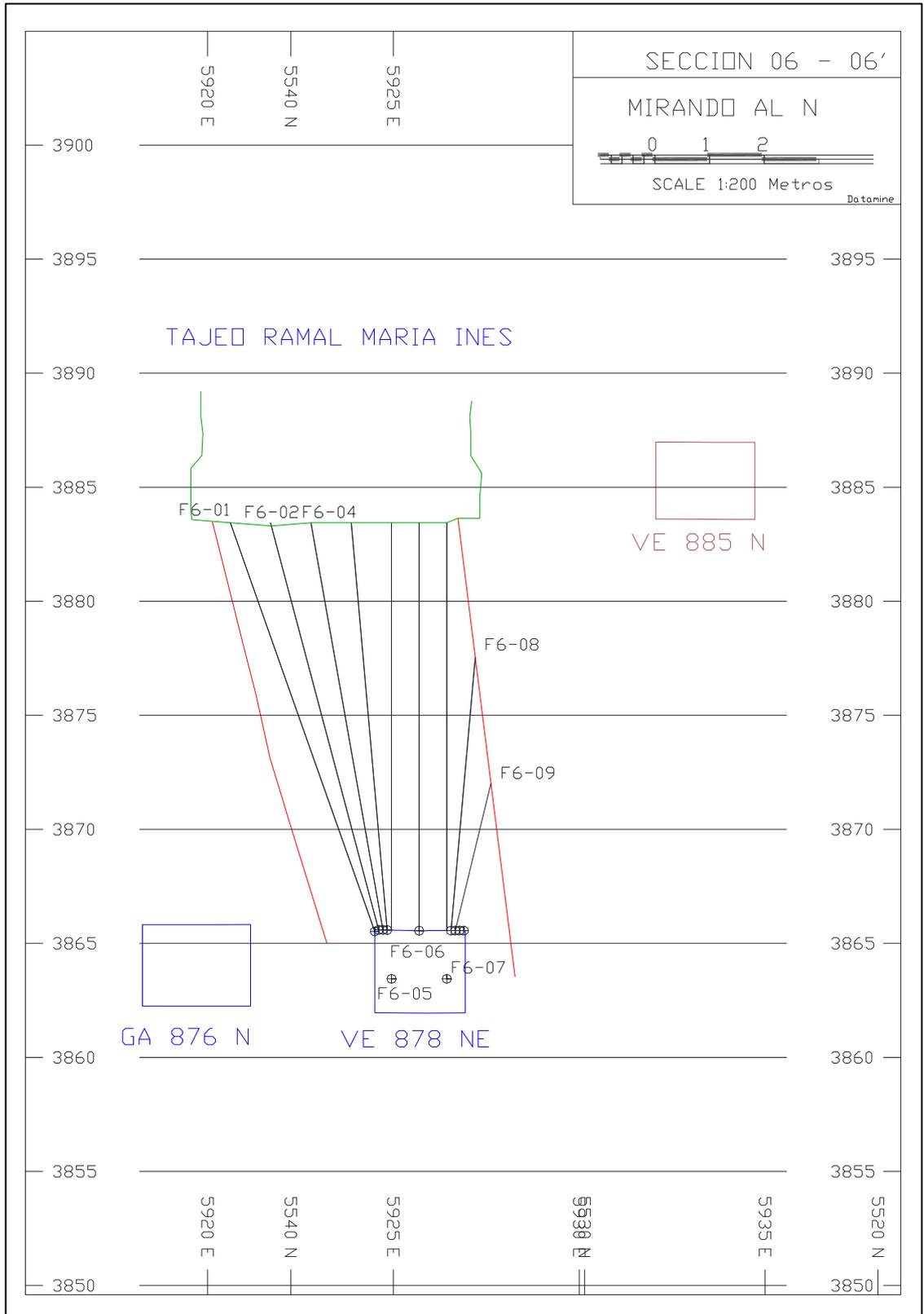
Anexo N° 03: Secciones transversales diseño de malla de perforación Tajeo RMI.

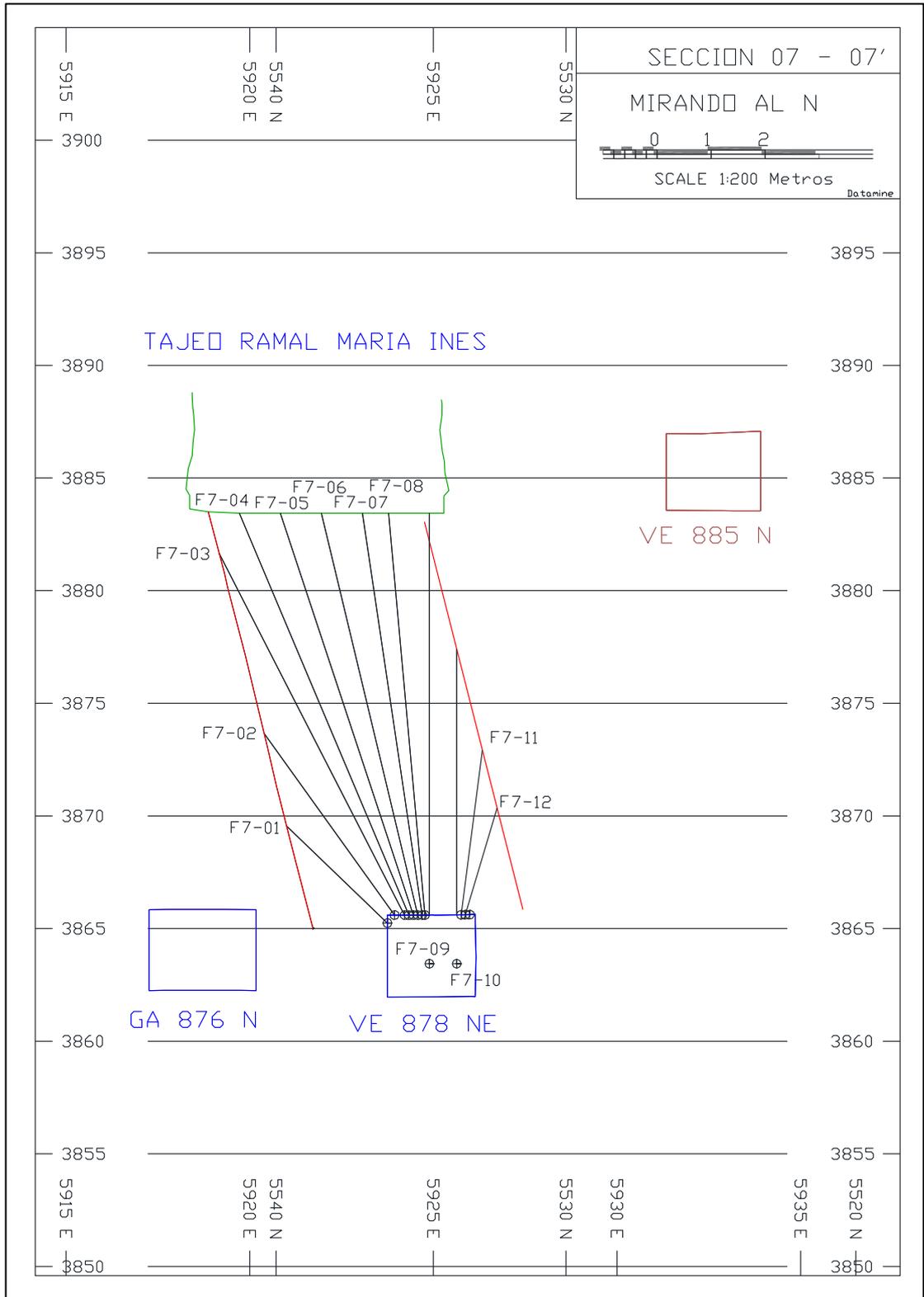


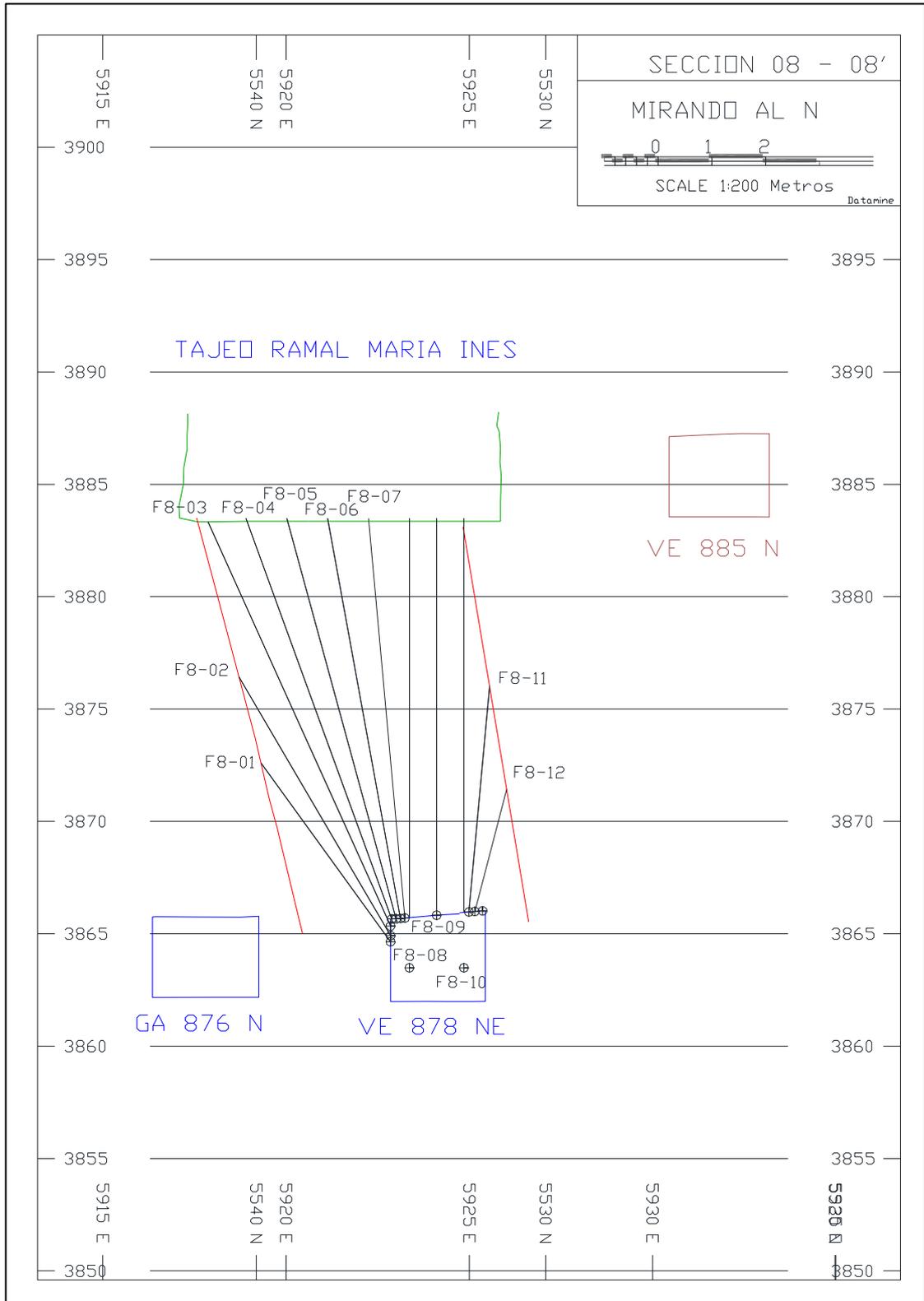


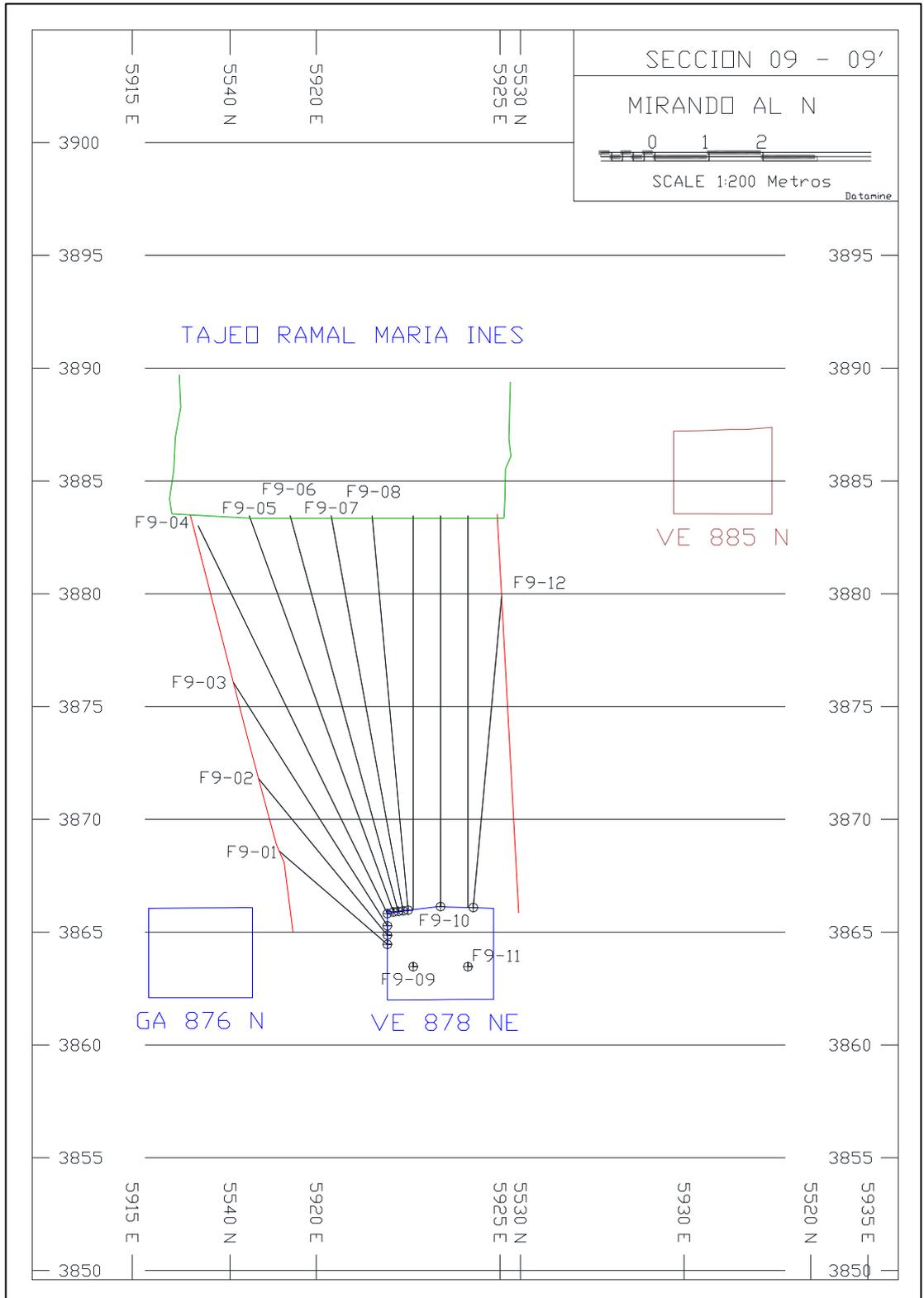


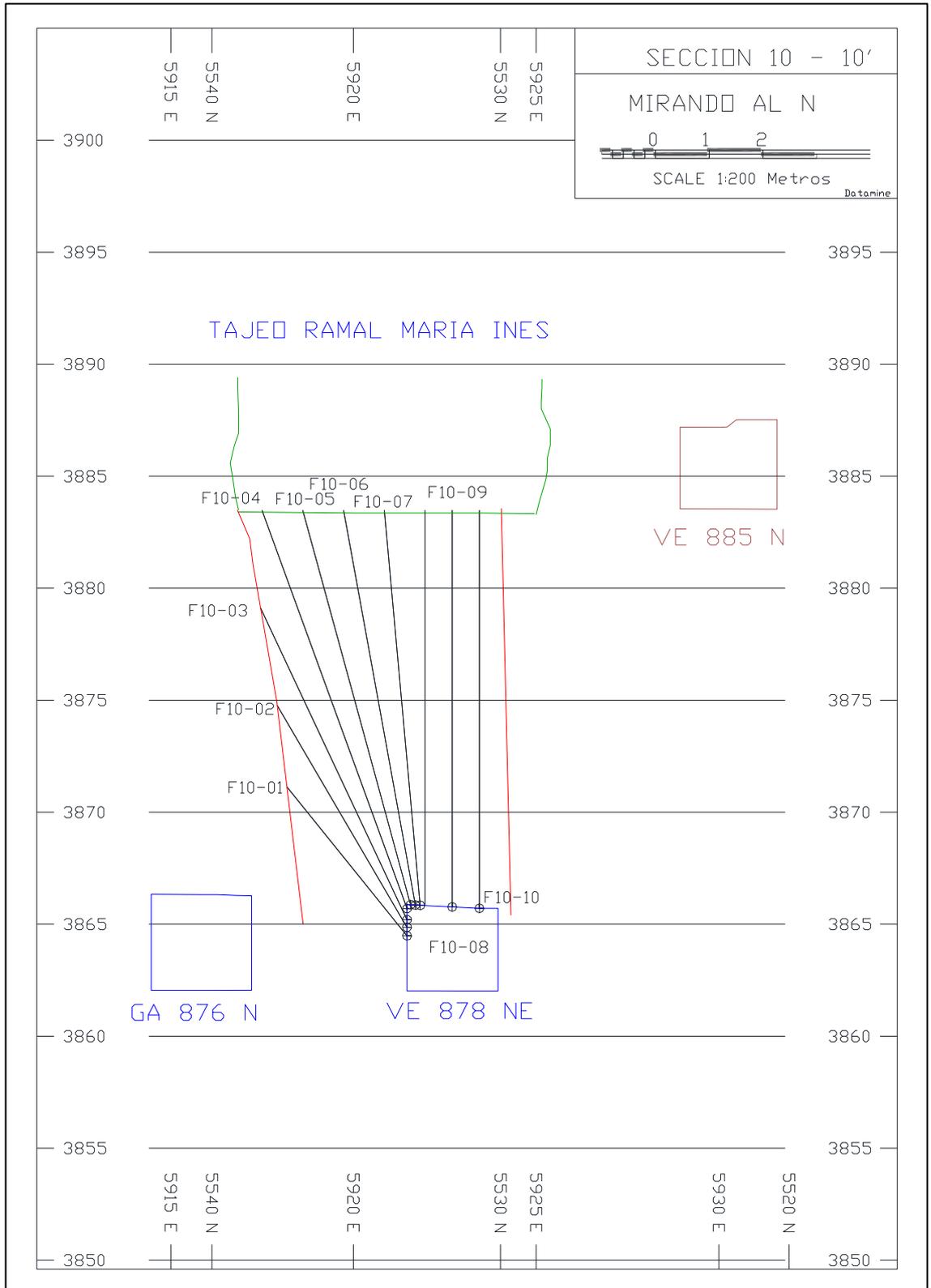










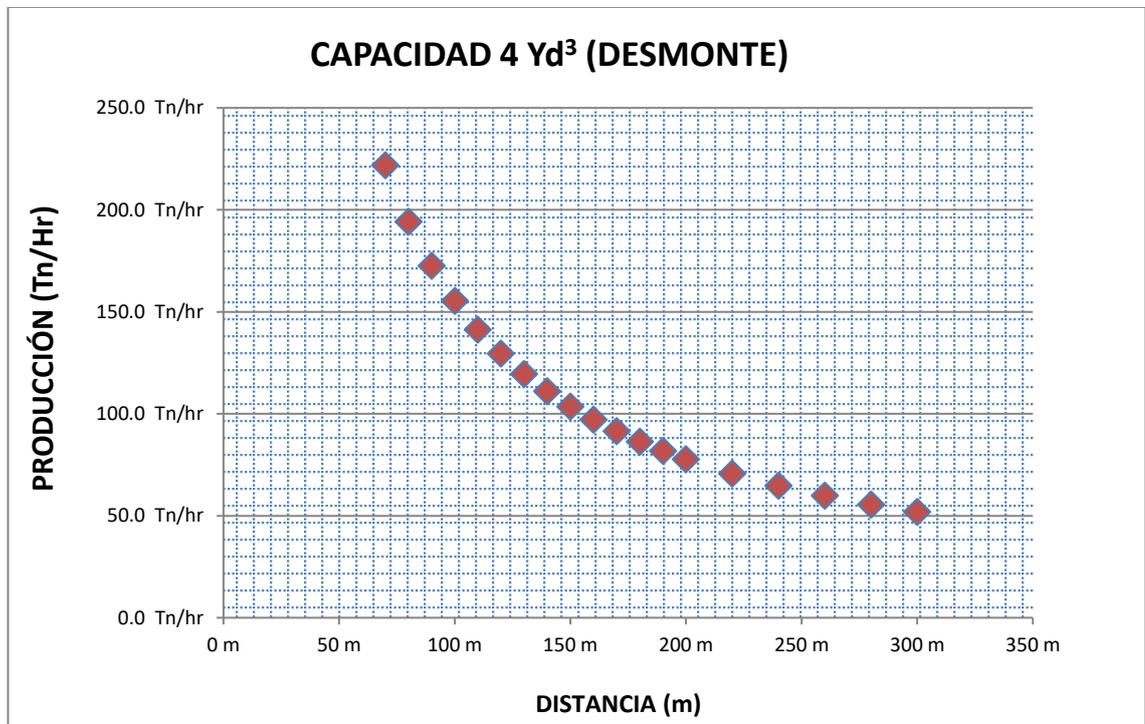
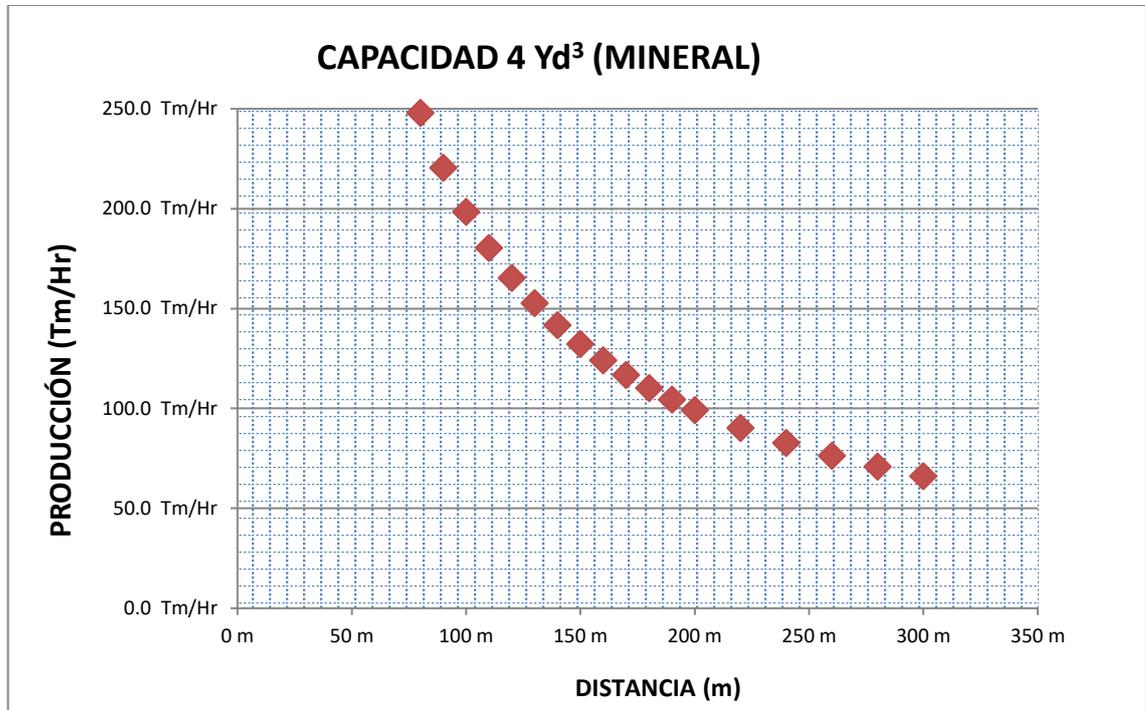


Anexo N° 04: Cálculo de rendimiento Scoop (Tm/Hr) – Tajo Ramal María Inés

➤ TABLA DE CÁLCULO (RENDIMIENTO)

MINERAL	3.5 gr/cm ³			
DESMONTE	2.7 gr/cm ³			
SCOOP	CIA		Mineral	Desmonte
CAPACIDAD	4.2 yd ³	3.21 m ³	7.08 Tm	5.54 Tm
Distancia	Ciclo Total	N° de viajes por hora	Producción/Hora	Producción/hora
10 m	12 seg	280	1983.57 Tm/Hr	1552.85 Tm/Hr
20 m	24 seg	140	991.79 Tm/Hr	776.43 Tm/Hr
30 m	35 seg	93	661.19 Tm/Hr	517.62 Tm/Hr
40 m	47 seg	70	495.89 Tm/Hr	388.21 Tm/Hr
50 m	59 seg	56	396.71 Tm/Hr	310.57 Tm/Hr
60 m	71 seg	47	330.60 Tm/Hr	258.81 Tm/Hr
70 m	82 seg	40	283.37 Tm/Hr	221.84 Tm/Hr
80 m	94 seg	35	247.95 Tm/Hr	194.11 Tm/Hr
90 m	106 seg	31	220.40 Tm/Hr	172.54 Tm/Hr
100 m	118 seg	28	198.36 Tm/Hr	155.29 Tm/Hr
110 m	130 seg	25	180.32 Tm/Hr	141.17 Tm/Hr
120 m	141 seg	23	165.30 Tm/Hr	129.40 Tm/Hr
130 m	153 seg	22	152.58 Tm/Hr	119.45 Tm/Hr
140 m	165 seg	20	141.68 Tm/Hr	110.92 Tm/Hr
150 m	177 seg	19	132.24 Tm/Hr	103.52 Tm/Hr
160 m	188 seg	18	123.97 Tm/Hr	97.05 Tm/Hr
170 m	200 seg	16	116.68 Tm/Hr	91.34 Tm/Hr
180 m	212 seg	16	110.20 Tm/Hr	86.27 Tm/Hr
190 m	224 seg	15	104.40 Tm/Hr	81.73 Tm/Hr
200 m	235 seg	14	99.18 Tm/Hr	77.64 Tm/Hr
220 m	259 seg	13	90.16 Tm/Hr	70.58 Tm/Hr
240 m	283 seg	12	82.65 Tm/Hr	64.70 Tm/Hr
260 m	306 seg	11	76.29 Tm/Hr	59.73 Tm/Hr
280 m	330 seg	10	70.84 Tm/Hr	55.46 Tm/Hr
300 m	353 seg	9	66.12 Tm/Hr	51.76 Tm/Hr

➤ GRAFICOS DE RENDIMIENTOS (MINERAL – DESMONTE)



Anexo N° 05: Medición de flujo de aire en el Tajo Ramal María Inés

MEDICIÓN DE FLUJO DE VENTILACION (TAJO RAMAL MARÍA INÉS)									
MEDICION CON ANEMOMETRO									
NIVEL	3865			HORA	10:26 a.m.		PRIMER PUNTO DE MEDICIÓN		
LUGAR	Tajo Ramal María Inés			FECHA	15/12/2014				
ESTACIÓN	01 - FILA 60			ZONA	Nueva				
SENTIDO DEL AIRE	Ingreso de aire proporcionado por el ventilador de 30,000 CFM								
MEDIDAS				AREA					
Velocidad Promedio en m/s		0.54		B1 =	6.10	m			
				B2 =	6.10	m			
				H =	3.90	m			
				AREA =	21.89	m ²			
GASES			TEMPERATURA			RESULTADOS DE LA MEDICION			
Co =	8	ppm	HUMEDAD			V =	32.40	m/min	
O2=	20.8	%	HPA			A =	21.89	m ²	
Co2=	0.10	%				Q =	709.13	m ³ /min	
No2=	0.00	ppm				CFM =	25,047		
OBSERVACIONES			Medición al inicio del tajo Ramal María Inés						

MEDICIÓN DE FLUJO DE VENTILACIÓN (TAJO RAMAL MARÍA INÉS)						
MEDICION CON ANEMOMETRO						
NIVEL	3865		HORA	10:30 a.m.	SEGUNDO PUNTO DE MEDICIÓN	
LUGAR	Tajo Ramal María Inés		FECHA	15/12/2014		
ESTACIÓN	01 - FILA 40		ZONA	Nueva		
SENTIDO DEL AIRE	Ingreso de aire proporcionado por el ventilador de 30, 000 CFM					
MEDIDAS				AREA		
Velocidad Promedio en m/s	0.48		B1 =	7.30	m	
			B2 =	7.30	m	
			H =	3.90	m	
			AREA =	26.19	m ²	
GASES			TEMPERATURA		RESULTADOS DE LA MEDICIÓN	
Co =	10	ppm	HUMEDAD		V =	28.80 m/min
O2=	20.8	%	HPA		A =	26.19 m ²
Co2=	0.12	%			Q =	754.34 m ³ /min
No2=	0.00	ppm			CFM =	26,643
OBSERVACIONES			Medición a la mitad del Tajo Ramal María Inés			

MEDICIÓN DE FLUJO DE VENTILACION (TAJO RAMAL MARÍA INÉS)						
MEDICION CON ANEMOMETRO						
NIVEL	3865		HORA	10:35 a.m.	TERCER PUNTO DE MEDICIÓN	
LUGAR	Tajo Ramal María Inés		FECHA	15/12/2014		
ESTACION	02 -FILA 03		ZONA	Nueva		
SENTIDO DEL AIRE	Ingreso de aire proporcionado por el ventilador de 30, 000 CFM					
MEDIDAS			AREA			
Velocidad Promedio en m/s	0.40		B1 =	10.30	m	
			B2 =	10.30	m	
			H =	3.50	m	
			AREA =	33.17	m ²	
GASES			TEMPERATURA	RESULTADOS DE LA MEDICION		
Co =	14	ppm	HUMEDAD	V =	24.00	m/min
O2=	20.5	%	HPA	A =	33.17	m ²
Co2=	0.15	%		Q =	795.98	m ³ /min
No2=	0.00	ppm		CFM =	28,114	
OBSERVACIONES	Medición al tope de tajo Ramal María Inés					

Anexo N° 06: Determinación del valor de mineral a explotar Tajo Ramal María Inés.

PRECIO DE LOS METALES			
	PLOMO	\$/tms	1,795
	ZINC	\$/tms	2,167
	PLATA	\$/oz	20

	TONNES	58,000.0
	% Pb	3.65
	% Zn	4.81
	Oz/t Ag	7.17
	g/t Ag	223.017

Concentrados de Plomo

Pb concs	TMS		3,410.0
	% Pb en Pb		39.67
	% Zn en Pb		7.66
	g/t Ag		2,309.31
Recuperacion Plomo			63.90%
Recuperacion Zinc			8.15%
Recuperacion Plata			60.88%
Humedad	%H2O		2.70
Ley de Arsenico	%As en Pb		0.25
Ley de Antimonio	%Sb en Pb		0.17
Ley de Bismuto	%Bi en Pb		0.00
Ley de Alumina	%Al2O3		0.80
Ley de Mercurio	ppm		45.00
Valor de Concentrados de Plomo			
Plata pagable	onzas		240,522.97
Pago Plomo		0.95	658.23
Pago Plata		0.95	1,393.43
Maquila	\$/tonne		-240.00
Precio base		1,400.00	
Escaladores		0.15	-59.25
Refinacion de Plata		0.70	-49.37
Penalidades			
Bismuto	2.00 per .01>.225		0.00
Zinc	2.13 per 1%>5,5%		-4.59
Humedad	3.00 per 1%>10%		0.00
Arsenico	2.00		0.00
Antimonio	2.00		0.00
			1,698.45

Concentrados de Zinc

Zn concs	TMS	3,469
	% Zn en Zn	45.56
	% Pb en Zn	2.16
	g/t Ag	267.36
Recuperacion Plomo		4.07%
Recuperacion Zinc		56.65%
Recuperacion Plata		7.17%
Humedad	%H2O	2.7
Ley de Fierro	%Fe en Zn	7.65
Ley de Arsenico	%As en Zn	0.25
Ley de Magnesio	%MgO en Zn	0.07
Ley de Manganeso	%Mn en Zn	0.07
Ley de Silice	%Si en Zn	0.50
Valor de Concentrados de Zinc		
Plata pagable	onzas	12,373.79
Pago Zinc	0.85	813.86
Pago Plata	0.70	70.47
Maquila		-250.00
Precio Base	1100.00	
Escaladores	+12c/t, -6c/t	-128.02
Penalidades		
Fierro	1.50 per 1%>9.5%	0.00
Humedad	3.00 per 1%>11%	0.00
Flete		0.00
		506.31

Ingresos por Plomo	5,791,775
Ingresos por Zinc	1,756,331
Total	7,548,106
Valor por tonelada tratada	130.14

Anexo N° 07: Costo Unitario de Labores

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO RAMPA 4.0 X 4.0								
COSTOS Y PRESUPUESTOS								
PARTIDA :	Rpa /cruce/ro/by pass 4.0x4.0 (-)	Longitud barra :	3.66 mt	12.00 pie				
DIMENSIONES :	4.00 x 4.00	Longitud efectiva :	3.35 mt	11.00 pie				
UNIDAD DE MEDIDA :	ML	Eficiencia voladura :	86.5%					
		Avance por Disparo :	2.90 mt	9.52 pie				
UNIDAD DE PRODUCCION :	VINCHOS	No taladros perforados :	44.00	tal / frente				
TIPO DE MATERIAL:	CALIZA SILICIFICADA	No taladros disparados :	41.00	tal / frente				
TIPO DE ROCA:	II	Volumen calculado :	53.64	m3 / disparo				
INCLUYE :	Cuneta limpieza hasta 150 m	Volumen roto :	45.47	m3 / disparo				
FECHA DE ELABORACION :	dic-14	Tonelaje roto :	122.78	ton / disparo				
		Factor de potencia :	1.10	Kg / m3				
		Rendimiento scoop :	40.00	ton / hr				
		Velocidad de Perforación :	40.00	mt/hr				
		Metros por frente :	147.52	m / perfor.				
APROBADO POR :		Densidad del material :	2.70	ton / m3				
Item	Descripción	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1.00	MANO DE OBRA							
	Operador de Jumbo	10.00	hh	40%	6.51	26.04	8.98	
	Ayudante jumbiero	10.00	hh	40%	4.44	17.75	6.12	
	Operador de scoop	10.00	hh	51%	5.79	29.52	10.18	
	Cargador Disparador	10.00	hh	40%	4.35	17.39	6.00	
	Ayudante de servicios	10.00	hh	40%	3.81	15.22	5.25	
	Bombero	10.00	hh	90%	3.99	35.88	12.37	
	Bodeguero	10.00	hh	20%	3.99	7.97	2.75	
	Mecánico - Electricista	10.00	hh	20%	5.34	10.68	3.68	
	Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Ayudante Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Insp. Seguridad	10.00	hh	15%	4.41	6.61	2.28	
	Capataz	10.00	hh	30%	6.06	18.18	6.27	
	Ing. Guardia	10.00	hh	35%	12.21	42.75	14.74	78.61
2.00	MATERIALES							
	Barra de Perforacion de 12'	147.52	mp	100%	0.40	59.01	20.35	
	Brocas de 51 mm	147.52	mp	100%	0.45	66.39	22.89	
	Shank Adapter	147.52	mp	100%	0.40	59.60	20.55	
	Coupling	147.52	mp	100%	0.03	5.02	1.73	
	Broca Escariadora	10.06	mp	100%	0.59	5.93	2.05	
	Adaptador Piloto	10.06	mp	100%	0.16	1.64	0.57	
	Aceite de perforacion	0.59	gal	15%	8.24	0.73	0.25	
	Copas de Afilado + Afiladora	147.52	mp	10%	0.12	1.77	0.61	
	Aceite hidraulico tellus t68	1.00	gal	10%	9.45	0.95	0.33	
	Tubo PVC 1.1/2x3m	5.00	pza	100%	0.93	4.65	1.60	
	Tuberia de 2" agua	2.90	ml	10%	1.55	0.45	0.16	
	Valvulas de 2" Ø	0.03	pza	10%	46.84	0.14	0.05	
	Tuberia de 4" aire	2.90	ml	10%	4.77	1.38	0.48	
	Valvulas de 4" Ø	0.03	pza	10%	158.40	0.48	0.16	
	Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	pza	65%	10.02	19.54	6.74	
	Cable electrico bomba achique	2.90	ml	15%	46.22	20.11	6.93	
	Cable electrico alumbrado	2.90	ml	10%	4.70	1.36	0.47	
	Cable de alimentacion NYY 3x95	2.90	ml	10%	69.34	20.11	6.93	
	Mangas de Ventilacion	2.90	ml	100%	4.85	14.07	4.85	
	Luminaria cada 30 mts.	0.10	ml	10%	44.68	0.43	0.15	
	Manguera 1"	50.00	ml	10%	1.79	8.95	3.09	
	Manguera 1/2"	50.00	ml	10%	0.96	4.80	1.66	102.58
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Norm	11.00	Und	34%	1.58	5.92	2.04	
	Implementos de Seguridad Agua	1.00	Und	20%	0.87	0.17	0.06	
	Herramientas			4.5%			3.54	5.64
4.00	EQUIPOS							
	Jumbo EH	3.69	hm		90.05	332.11	114.51	
	Scoop 4.0 yd3	3.07	hm		75.00	230.22	79.38	
	Ventilador 30,000 cfm	10.00	hm		1.47	14.70	5.07	
	Bomba achique	10.00	hm		5.29	52.90	18.24	
	Cargador de lamparas	0.00	hh		0.00	0.00	0.00	
	Perforadora servicios	9.60	pp		0.25	2.40	0.83	
	Patilladora (cuneta)	8.00	guardia		1.05	8.40	2.90	220.93
COSTO DIRECTO								407.75
GASTOS GENERALES Y UTILIDAD 25.00% del Costo Directo								101.94
COSTO TOTAL US \$ / ML								509.69

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO CRUCEROS 3.0 x 3.5

COSTOS Y PRESUPUESTOS

PARTIDA :	Galeria/crucero/3.0x3.5 (H)	Longitud barra :	3.66 mt	12.00 pie
DIMENSIONES :	3.00 x 3.50	Longitud efectiva :	3.35 mt	11.00 pie
UNIDAD DE MEDIDA :	ML	Eficiencia voladura :	87.0%	
		Avance por Disparo :	2.92 mt	9.57 pie
UNIDAD DE PRODUCCION :	VINCHOS	No taladros perforados :	34.00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL :	CALIZA SILICIFICADA	No taladros disparados :	31.00	tal / frente
TIPO DE ROCA :	II	Volumen calculado :	35.20	m3 / disparo
INCLUYE :	Cuneta	Volumen roto :	30.02	m3 / disparo
	limpieza hasta 150 m	Tonelaje roto :	81.04	ton / disparo
FECHA DE ELABORACION :	dic-14	Factor de potencia :	1.14	Kg / m3
		Rendimiento scoop :	38.00	ton / hr
		Velocidad de Perforación :	40.00	mt/hr
		Metros perforados / guardia :	114.00	m / perfor.
APROBADO POR :		Densidad del material :	2.70	ton / m3

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1.00	MANO DE OBRA							
	Operador de Jumbo	10.00	hh	40%	6.51	26.04	8.93	
	Ayudante jumbiero	10.00	hh	40%	4.44	17.75	6.08	
	Operador de scoop	10.00	hh	50%	5.79	28.94	9.92	
	Cargador Disparador	10.00	hh	40%	4.35	17.39	5.96	
	Ayudante de servicios	10.00	hh	40%	3.81	15.22	5.22	
	Bombero	0.00	hh	90%	3.99	0.00	0.00	
	Bodeguero	10.00	hh	20%	3.99	7.97	2.73	
	Mecánico - Electricista	10.00	hh	20%	5.34	10.68	3.66	
	Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Ayudante Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Insp. Seguridad	10.00	hh	15%	4.41	6.61	2.27	
	Capataz	10.00	hh	30%	6.06	18.18	6.23	
	Ing. Guardia	10.00	hh	35%	12.21	42.75	14.66	65.66
2.00	MATERIALES							
	Barra de Perforacion de 12'	114.00	mp	100%	0.40	45.60	15.63	
	Brocas de 51 mm	114.00	mp	100%	0.45	51.30	17.59	
	Shank Adapter	114.00	mp	100%	0.40	46.05	15.79	
	Coupling	114.00	mp	100%	0.03	3.42	1.17	
	Broca Escariadora	10.06	mp	100%	0.59	5.93	2.03	
	Adaptador Piloto	10.06	mp	100%	0.14	1.45	0.50	
	Aceite de perforacion	0.56	gal	15%	8.24	0.69	0.24	
	Copas de Afilado + Afiladora	114.00	mp	10%	0.12	1.37	0.47	
	Aceite hidraulico tellus t68	1.00	gal	10%	9.45	0.95	0.32	
	Tubo PVC 1.1/2x3m	5.00	pza	100%	0.93	4.65	1.59	
	Tuberia de 2" agua	2.92	ml	10%	1.55	0.45	0.16	
	Valvulas de 2" dia	0.03	pza	10%	46.84	0.14	0.05	
	Tuberia de 4" aire	2.92	ml	10%	4.77	1.39	0.48	
	Valvulas de 4" dia	0.03	pza	10%	158.40	0.48	0.16	
	Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	pza	65%	10.02	19.54	6.70	
	Cable electrico bomba achique	2.92	ml	15%	46.22	20.22	6.93	
	Cable electrico alumbrado	2.92	ml	10%	4.70	1.37	0.47	
	Cable de alimentacion NYY 3x95	2.92	ml	10%	69.34	20.23	6.93	
	Mangas de Ventilacion	2.92	ml	100%	4.85	14.15	4.85	
	Luminaria cada 30 mts.	0.10	ml	10%	44.68	0.43	0.15	
	Manguera 1"	50.00	ml	10%	1.79	8.95	3.07	
	Manguera 1/2"	50.00	ml	10%	0.96	4.80	1.65	86.93
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Norm	10.00	Und	34%	1.58	5.38	1.84	
	Implementos de Seguridad Agua	1.00	Und	20%	0.87	0.17	0.06	
	Herramientas			5%			3.28	5.19
4.00	EQUIPOS							
	Jumbo EH	2.89	hm		90.05	260.24	89.22	
	Scoop 4.0 yd3	2.14	hm		75.00	160.58	55.05	
	Ventilador 30,000 cfm	10.00	hm		1.47	14.70	5.04	
	Bomba achique	5.00	hm		5.29	26.45	9.07	
	Cargador de lamparas	0.00	hh		0.00	0.00	0.00	
	Perforadora servicios	9.60	pp		0.25	2.40	0.82	
	Patilladora (cuneta)	8.00	guardia		1.05	8.40	2.88	162.08
COSTO DIRECTO								319.85
GASTOS GENERALES Y UTILIDAD 25.00% del Costo Directo								79.96
COSTO TOTAL US \$ / ML								399.81

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO CAMARA 4.0 x 4.0

COSTOS Y PRESUPUESTOS

PARTIDA :	Galeria /crucero/4.0x4.0 (H)	Longitud barra :	3.66 mt	12.00 pie
DIMENSIONES :	4.00 x 4.00	Longitud efectiva :	3.35 mt	11.00 pie
UNIDAD DE MEDIDA :	ML	Eficiencia voladura :	87.0%	
		Avance por Disparo :	2.92 mt	9.57 pie
UNIDAD DE PRODUCCION :	VINCHOS	No taladros perforados :	41.00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	CALIZA SILICIFICADA	No taladros disparados :	38.00	tal / frente
TIPO DE ROCA:	II	Volumen calculado :	53.64	m3 / disparo
INCLUYE :	Cuneta	Volumen roto :	45.74	m3 / disparo
	limpieza hasta 150 m	Tonelaje roto :	123.49	ton / disparo
FECHA DE ELABORACION :	dic-14	Factor de potencia :	1.10	Kg / m3
		Rendimiento scoop :	40.00	ton / hr
		Velocidad de Perforación :	40.00	mt/hr
		Metros perforados / guardia :	137.46	m / perfor.
APROBADO POR :		Densidad del material :	2.70	ton / m3

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1.00	MANO DE OBRA							
	Operador de Jumbo	10.00	hh	40%	6.51	26.04	8.93	
	Ayudante jumbero	10.00	hh	40%	4.44	17.75	6.08	
	Operador de scoop	10.00	hh	50%	5.79	28.94	9.92	
	Cargador Disparador	10.00	hh	40%	4.35	17.39	5.96	
	Ayudante de servicios	10.00	hh	40%	3.81	15.22	5.22	
	Bombero	0.00	hh	90%	3.99	0.00	0.00	
	Bodeguero	10.00	hh	20%	3.99	7.97	2.73	
	Mecánico - Electricista	10.00	hh	20%	5.34	10.68	3.66	
	Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Ayudante Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Insp. Seguridad	10.00	hh	15%	4.41	6.61	2.27	
	Capataz	10.00	hh	30%	6.06	18.18	6.23	
	Ing. Guardia	10.00	hh	35%	12.21	42.75	14.66	65.66
2.00	MATERIALES							
	Barra de Perforacion de 12'	137.46	mp	100%	0.40	54.99	18.85	
	Brocas de 51 mm	137.46	mp	100%	0.45	61.86	21.21	
	Shank Adapter	137.46	mp	100%	0.40	55.54	19.04	
	Coupling	137.46	mp	100%	0.03	4.40	1.51	
	Broca Escariadora	10.06	mp	100%	0.59	5.93	2.03	
	Adaptador Piloto	10.06	mp	100%	0.15	1.51	0.52	
	Aceite de perforacion	0.59	gal	15%	8.24	0.73	0.25	
	Copas de Afilado + Afiladora	137.46	mp	10%	0.12	1.65	0.57	
	Aceite hidraulico tellus t68	1.00	gal	10%	9.45	0.95	0.32	
	Tube PVC 1.1/2x3m	5.00	pza	100%	0.93	4.65	1.59	
	Tuberia de 2" agua	2.92	ml	10%	1.55	0.45	0.16	
	Valvulas de 2" dia	0.03	pza	10%	46.84	0.14	0.05	
	Tuberia de 4" aire	2.92	ml	10%	4.77	1.39	0.48	
	Valvulas de 4" dia	0.03	pza	10%	158.40	0.48	0.16	
	Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	pza	65%	10.02	19.54	6.70	
	Cable electrico bomba achique	2.92	ml	15%	46.22	20.22	6.93	
	Cable electrico alumbrado	2.92	ml	10%	4.70	1.37	0.47	
	Cable de alimentacion NYY 3x95	2.92	ml	10%	69.34	20.23	6.93	
	Mangas de Ventilacion	2.92	ml	100%	4.85	14.15	4.85	
	Luminaria cada 30 mts.	0.10	ml	10%	44.68	0.43	0.15	
	Manguera 1"	50.00	ml	10%	1.79	8.95	3.07	
	Manguera 1/2"	50.00	ml	10%	0.96	4.80	1.65	97.48
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Norm	10.00	Und	34%	1.58	5.38	1.84	
	Implementos de Seguridad Agua	0.00	Und	20%	0.87	0.00	0.00	
	Herramientas			5%			3.24	5.09
4.00	EQUIPOS							
	Jumbo EH	3.48	hm		90.05	313.37	107.43	
	Scoop 4.0 yd3	3.10	hm		75.00	232.50	79.71	
	Ventilador 30,000 cfm	10.00	hm		1.47	14.70	5.04	
	Bomba achique	5.00	hm		5.29	26.45	9.07	
	Cargador de lamparas	0.00	hh		0.00	0.00	0.00	
	Perforadora servicios	9.60	pp		0.25	2.40	0.82	
	Patilladora (cuneta)	8.00	guardia		1.05	8.40	2.88	204.95
COSTO DIRECTO								373.18
GASTOS GENERALES Y UTILIDAD 25.00% del Costo Directo								93.29
COSTO TOTAL US \$ / ML								466.47

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO CHIMENEA 1.5 x 1.5

COSTOS Y PRESUPUESTOS

PARTIDA :	Chimenea 1.5 m x 1.5 m	Longitud barra :	1.83 mt	6.00 pie
DIMENSIONES :	1.50 x 1.50	Longitud efectiva :	1.52 mt	5.00 pie
UNIDAD DE MEDIDA :	ML	Eficiencia voladura :	89.5%	
		Avance por Disparo :	1.36 mt	4.47 pie
UNIDAD DE PRODUCCION:	VINCHOS	No taladros perforados :	26.00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	CALIZA SILICIFICADA	No taladros disparados :	22.00	tal / frente
TIPO DE ROCA:	II	Volumen calculado :	3.43	m3 / disparo
INCLUYE :	limpieza hasta 150 m	Volumen roto :	3.01	m3 / disparo
		Tonelaje roto :	8.12	ton / disparo
FECHA DE ELABORACION:	dic-14	Factor de potencia :	1.14	Kg / m3
		Rendimiento scoop :	38.00	ton / hr
		Velocidad de Perforación :	40.00	mt/hr
		Metros perforados / guardia :	39.62	m / perfor.
APROBADO POR :		Densidad del material :	2.70	ton / m3

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1.00	MANO DE OBRA							
	Maestro perforista	10.00	hh	38%	4.53	17.20	12.62	
	Ayudante perforista	10.00	hh	38%	3.81	14.46	10.61	
	Operador Scoop	10.00	hh	35%	5.79	20.26	14.86	
	Bodeguero	10.00	hh	15%	3.99	5.98	4.39	
	Mecánico electricista	10.00	hh	15%	5.34	8.01	5.87	
	Inspector de Seguridad	10.00	hh	15%	4.41	6.61	4.85	
	Asistente Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Ayudante Topógrafo	0.00	hh	20%	0.00	0.00	0.00	
	Capataz líder	10.00	hh	20%	6.06	12.12	8.89	
	Ingeniero guardia	10.00	hh	25%	12.21	30.54	22.40	84.49
2	MATERIALES							
	Broca de Perforacion (38 y 40mm)	130.00	Pp	100%	0.20	26.00	19.07	
	Barras de Perforacion (4' y 6')	130.00	Pp	100%	0.18	23.40	17.17	
	Broca Rimadora de 2 1/2" Ø	130.00	Pp	100%	0.08	10.40	7.63	
	Aceite de perforacion	0.50	gal	10%	8.24	0.41	0.30	
	Manguera 1"	50.00	ml	12%	1.79	10.74	7.88	
	Manguera 1/2"	50.00	ml	12%	0.96	5.76	4.23	
	Copas de Afilado + Afiladora	130.00	mp	10%	0.12	1.56	1.14	
	Soga de manila de 1" Ø	1.00	Gbal	30%	4.25	1.28	0.94	58.35
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Norma	8.00	Und	34%	1.58	4.30	3.16	
	Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	20%	0.87	0.35	0.25	
	Herramientas			4%			2.96	6.37
4.00	EQUIPOS							
	Perforadora Jackleg	130.00	pp		0.25	32.50	23.84	
	Scoop 4.0 yd3	0.21	hm		75.00	15.54	11.40	35.24
COSTO DIRECTO								184.45
GASTOS GENERALES Y UTILIDAD		25.00%	del Costo Directo					46.11
COSTO TOTAL		US \$ /	ML					230.56

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO CRUCERO 3.0 x 3.5

COSTOS Y PRESUPUESTOS

PARTIDA :	Galeria/crucero/ 3.0x3.5 (H)	Longitud barra :	2.44 mt	8.00 pie
DIMENSIONES :	3.00 x 3.50	Longitud efectiva :	2.13 mt	7.00 pie
UNIDAD DE MEDIDA :	ML	Eficiencia voladura :	85.0%	
		Avance por Disparo :	1.81 mt	5.95 pie
UNIDAD DE PRODUCCION:	VINCHOS	No taladros perforados :	34.00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	CALIZA SILICIFICADA	No taladros disparados :	31.00	tal / frente
TIPO DE ROCA:	II	Volumen calculado :	22.40	m3 / disparo
INCLUYE :	JackLeg, Cuneta limpieza hasta 150 m	Volumen roto :	18.66	m3 / disparo
FECHA DE ELABORACION	jun-11	Tonelaje roto :	50.39	ton / disparo
		Factor de potencia :	1.14	Kg / m3
		Rendimiento scoop :	36.00	ton / hr
		Velocidad de Perforación :	40.00	mt/hr
		Metros perforados / guardia :	72.54	m / perfor.
APROBADO POR :		Densidad del material :	2.70	ton / m3

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	% Incid.	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1.00	MANO DE OBRA							
	Maestro perforista	10.00	hh	45%	4.53	20.37	11.23	
	Ayudante perforista	10.00	hh	45%	3.81	17.13	9.44	
	Operador de scoop	10.00	hh	45%	5.79	26.05	14.36	
	Cargador Disparador	10.00	hh	40%	4.35	17.39	9.59	
	Ayudante de servicios	10.00	hh	20%	3.81	7.61	4.20	
	Bodeguero	10.00	hh	20%	3.99	7.97	4.40	
	Mecánico - Electricista	10.00	hh	20%	5.34	10.68	5.89	
	Insp. Seguridad	10.00	hh	20%	4.41	8.81	4.86	
	Capataz	10.00	hh	30%	6.06	18.18	10.02	
	Ing. Guardia	10.00	hh	35%	12.21	42.75	23.57	97.56
2.00	MATERIALES							
	Barra de Perforacion de 8'	72.54	mp	100%	0.35	25.39	14.00	
	Brocas de 38 mm	72.54	mp	100%	0.42	30.47	16.80	
	Broca Escariadora	6.40	mp	100%	0.59	3.78	2.08	
	Aceite de perforacion	0.59	gal	15%	8.24	0.73	0.40	
	Copas de Afilado + Afiladora	72.54	mp	10%	0.12	0.87	0.48	
	Aceite hidraulico tellus t68	1.00	gal	10%	9.45	0.95	0.52	
	Tubo PVC 1.1/2x3m	4.00	pza	100%	0.93	3.72	2.05	
	Tuberia de 2" agua	1.81	ml	50%	1.86	1.69	0.93	
	Valvulas de 2" dia	0.03	pza	50%	39.30	0.59	0.33	
	Copla de 2" Ø	0.10	pza	50%	11.01	0.55	0.30	
	Tuberia de 4" aire	1.81	ml	50%	5.73	5.19	2.86	
	Valvulas de 4" dia	0.03	pza	50%	190.26	2.85	1.57	
	Copla de 4" Ø	0.10	pza	50%	26.37	1.32	0.73	
	Alcayatas 4" x 3/4" Ø	3.00	pza	65%	10.02	19.53	10.77	
	Cable electrico bomba achique	1.81	ml	15%	46.22	12.57	6.93	
	Cable electrico alumbrado	1.81	ml	10%	4.70	0.85	0.47	
	Cable de alimentacion NYY 3x95	1.81	ml	10%	69.34	12.58	6.93	
	Mangas de Ventilacion	1.81	ml	100%	4.85	8.80	4.85	
	Luminaria cada 30 mts.	0.06	ml	10%	44.68	0.27	0.15	
	Manguera 1"	50.00	ml	10%	1.79	8.95	4.94	
	Manguera 1/2"	50.00	ml	10%	0.96	4.80	2.65	80.75
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Norm	10.00	Und	34%	1.58	5.38	2.97	
	Implementos de Seguridad Agua	2.00	Und	20%	0.87	0.35	0.19	
	Herramientas			5%			4.88	8.03
4.00	EQUIPOS							
	Jumbo EH	0.00	hm		90.05	0.00	0.00	
	Scoop 4.0 yd3	1.50	hm		75.00	112.52	62.04	
	Ventilador 30,000 cfm	10.00	hm		1.47	14.70	8.11	
	Bomba achique	6.00	hm		5.29	31.74	17.50	
	Cargador de lamparas	0.00	hh		0.00	0.00	0.00	
	Perforadora servicios	90.54	pp		0.25	22.64	12.48	
	Patilladora (cuneta)	8.00	guardia		1.05	8.40	4.63	104.76
COSTO DIRECTO								291.11
GASTOS GENERALES Y UTILIDAD 25.00% del Costo Directo								72.78
COSTO TOTAL US \$ / ML								363.88

Anexo N° 08: Taladros de perforación del slot

TALADRO	COORDENADAS LOCALES			LONGITUD	# BARRAS	INCLINACIÓN	AZIMUT
	X	Y	Z				
T1-01	5929.9	5540.0	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T1-02	5930.3	5539.4	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T1-03	5930.8	5538.8	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T2-01	5929.8	5539.5	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T2-02	5930.1	5539.2	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T2-03	5930.3	5538.9	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T3-01	5929.8	5539.2	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T3-02	5929.9	5539.1	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T3-03	5930.0	5538.9	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T4-01	5929.4	5539.4	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T4-02	5929.6	5539.2	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T4-03	5929.7	5539.0	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T4-04	5929.8	5538.9	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T4-05	5929.9	5538.7	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T4-06	5930.1	5538.6	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T5-01	5929.5	5539.0	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T5-02	5929.6	5538.8	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T5-03	5929.7	5538.7	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T6-01	5929.2	5539.0	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T6-02	5929.4	5538.8	3875	17.7 m	12	74 °	322 °
T6-03	5929.6	5538.6	3875	17.7 m	12	74 °	322 °
T7-01	5928.7	5539.1	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T7-02	5929.2	5538.5	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
T7-03	5929.6	5537.9	3875	17.6 m	12	75 °	322 °
TOTAL				422.8 m			

Anexo N° 09: Determinación del “VAN” y el “TIR”

➤ Cálculo de VAN

FASE	LABOR	SECCIÓN	UNIDAD	P.U.(USD/MT)	COSTO(USD)	MES	1	2	3	4	5	6	7	8	TOTAL	
						RESERVAS	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO		
PREPARACIÓN	GA 876 N	3.0 x 3.5	77.8	399.81	31,105.22	58,000.00	-31,105.22 -3,198.48	-5,677.30 -21,149.95 -5,037.61								
	GA 876 S	3.0 x 3.5	19.2	399.81	7,676.35											
	VE 878 NE	3.0 x 3.5	52.9	399.81	21,149.95											
	VE 878 SE	3.0 x 3.5	12.6	399.81	5,037.61											
PREPARACIÓN	DESQUINCHE	M3	1,054.94	20.22	21,330.91					-21,330.91 -4,650.80 -22,000.00						
	PERFORACIÓN	Slot	422.80	11.00	4,650.80											
		Producción	7,939.10	11.00	87,330.10											
	VOLADURA	Slot			1,928.87											
		Producción			41,351.15											
	LIMPIEZA Y ACARREO		16,854.39	5.26 USD/M3	88,654.09											
	TRANSPORTE	Mina	16,854.39 M3	0.72 USD/TM*KM	108,576.00											
Superficie		0.12 USD/TM*KM		348,000.00												
INTERES MENSUA							COSTOS	-34,303.70	-31,864.86	-47,981.71	-184,575.22	-117,316.25	-117,316.25	-117,316.25	-117,316.25	-767,990.48
TASA INTERES (12% ANUAL)							GANANCIA				1,509,624.00	1,509,624.00	1,509,624.00	1,509,624.00	1,509,624.00	7,548,120.00
REGALIA MINERA (1 %ANUAL)										-1,252.99	-1,252.99	-1,252.99	-1,252.99	-1,252.99	-6,264.94	
IMPUESTO ESPECIAL MINERIA										-4,317.52	-4,317.52	-4,317.52	-4,317.52	-4,317.52	-21,587.62	
IMPUESTO A LA RENTA (30% ANUAL)										-37,740.60	-37,740.60	-37,740.60	-37,740.60	-37,740.60	-188,703.00	
INVERSIÓN USD						UTILIDAD	-34,303.70	-31,864.86	-47,981.71	1,281,737.67	1,348,996.64	1,348,996.64	1,348,996.64	1,348,996.64	6,563,573.96	
						VAN	-33,964.06	-31,237.00	-46,570.58	1,231,724.71	1,283,524.01	1,270,815.86	1,258,233.52	1,245,775.76	5,997,528.83	

➤ Cálculo del TIR

FASE	LABOR	SECCIÓN	UNIDAD	P.U.(USD/MT)	COSTO(USD)	MES	1	2	3	4	5	6	7	8	TOTAL	
						RESERVAS	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO		
PREPARACIÓN	GA 876 N	3.0 x 3.5	77.8	399.81	31,105.22	58,000.00	-31,105.22 -3,198.48	-5,677.30 -21,149.95 -5,037.61								
	GA 876 S	3.0 x 3.5	19.2	399.81	7,676.35											
	VE 878 NE	3.0 x 3.5	52.9	399.81	21,149.95											
	VE 878 SE	3.0 x 3.5	12.6	399.81	5,037.61											
PREPARACIÓN	DESQUINCHE	M3	1,054.94	20.22	21,330.91					-21,330.91 -4,650.80 -22,000.00						
	PERFORACIÓN	Slot	422.80	11.00	4,650.80											
		Producción	7,939.10	11.00	87,330.10											
	VOLADURA	Slot			1,928.87											
		Producción			41,351.15											
	LIMPIEZA Y ACARREO		16,854.39	5.26 USD/M3	88,654.09											
	TRANSPORTE	Mina	16,854.39 M3	0.72 USD/TM*KM	108,576.00											
Superficie		0.12 USD/TM*KM		348,000.00												
INTERES MENSUA							COSTOS	-34,303.70	-31,864.86	-47,981.71	-184,575.22	-117,316.25	-117,316.25	-117,316.25	-117,316.25	-767,990.48
TASA INTERES							GANANCIA				1,509,624.00	1,509,624.00	1,509,624.00	1,509,624.00	1,509,624.00	7,548,120.00
REGALIA MINERA (1 %ANUAL)										-1,252.99	-1,252.99	-1,252.99	-1,252.99	-1,252.99	-6,264.94	
IMPUESTO ESPECIAL MINERIA										-4,317.52	-4,317.52	-4,317.52	-4,317.52	-4,317.52	-21,587.62	
IMPUESTO A LA RENTA (30% ANUAL)										-37,740.60	-37,740.60	-37,740.60	-37,740.60	-37,740.60	-188,703.00	
INVERSIÓN USD						UTILIDAD	-34,303.70	-31,864.86	-47,981.71	1,281,737.67	1,348,996.64	1,348,996.64	1,348,996.64	1,348,996.64	6,563,573.96	
						VAN	-18,242.31	-9,011.34	-7,215.92	102,507.15	57,372.62	30,510.08	16,224.91	8,628.21	0.000	

