

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

Implementación del método de explotación "sublevel stoping" en el cuerpo Santa Rosa de Minera Raura

Miguel Angel Huaynalaya Orejon

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

Huancayo, 2019

Repositorio Institucional Continental Tesis digital



Obra protegida bajo la licencia de Creative Commons Atribución-NoComercial-SinDerivadas 2.5 Perú

ASESOR

Ing. Javier Córdova Blancas

AGRADECIMIENTO

De manera especial al Señor, nuestro salvador.

A la Universidad Continental de Huancayo por brindarme la oportunidad de formarme en sus aulas.

Al Ing. Javier Carlos Córdova Blancas por su orientación y asesoramiento en la realización del presente trabajo.

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a mi amada esposa Noemí e hijos: Leonardo y Cristell, por el apoyo constante e incondicional para la concretización de mis estudios y así realizarme profesionalmente.

ÍNDICE

PORTADA		I
ASESOR		11
AGRADECIMI	ENTO	III
DEDICATORI	A	IV
ÍNDICE		V
LISTA DE TA	BLAS	IX
LISTA DE FIG	GURAS	X
RESUMEN		XI
ABSTRACT		XII
INTRODUCCI	ÓN	XIII
CAPÍTULO	I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	14
1.1. PL	ANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	14
1.1.1.	Planteamiento del problema	14
1.1.2.	Formulación del problema	15
1.2. OE	3JETIVOS	15
1.2.1.	Objetivo general	15
1.2.2.	Objetivos específicos	15
1.3. JU	STIFICACIÓN E IMPORTANCIA	16
1.3.1.	Justificación social - práctica	16
1.3.2.	Justificación académica	16
1.3.3.	Justificación económica	
1.4. HIF	PÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	17
1.4.1.	Hipótesis general	17
1.4.2.	Hipótesis específicas	17
1.4.3.	Operacionalización de las variables	18
CAPÍTULO	II MARCO TEÓRICO	19
2.1. AN	ITECEDENTES DEL PROBLEMA	19
2.1.1.	Antecedentes nacionales	19
2.1.2.	Antecedentes internacionales	21
2.2. GE	ENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA RAURA	22
2.2.1.	Ubicación, accesibilidad y generalidades	22
2.2.2.	Historia	23
2.3. GE	OLOGÍA GENERAL DE RAURA	24
2.3.1.	Litología	24

2.3	3.2.	Geología estructural	27
2.3	3.3.	Geología económica	28
2.4.	GE	OLOGÍA DE LAS PRINCIPALES ZONAS DE RAURA	29
2.4	4.1.	Sección catuva	29
2.4	1.2.	Sección hadas	31
2.4	4.3.	Sección esperanza	33
2.5.	RES	SERVAS MINERALES	35
2.5	5.1.	Recursos	35
2.5	5.2.	Reservas	36
2.6.	DES	SCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES	39
2.7.	GE	OMECÁNICA MINA RAURA	40
2.7	7.1.	SIstema rmr (valoración de la masa rocosa de bieniawski (1989)	43
2.7	7.2.	Sistema q de barton (1974)	45
2.7	7.3.	Zonificaciones geomecánicas por estructuras	48
2.7	7.4.	Cálculo de tiempo de aberturas permanentes y temporales	51
2.7	7.5.	Diseño de sostenimiento	52
2.8.	DIS	EÑO GEOMECÁNICO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	54
2.8	3.1.	Método de explotación por sub level stoping – TJ610 Vanessa	54
2.8	3.2.	Metodo de explotación por sub level stoping – TJ658 Santa Rosa	56
2.8	3.3.	Método de explotación por sub level stoping – TJ488 cpo Karol	58
2.8	3.4.	Método de explotación por sub level stoping – TJ750 cpo Farallón	61
2.8	3.5.	Método de explotación por sub level stoping - TJ830 cpo Margot	65
2.8	3.6.	Resumen del cálculo de dilución – Elos	69
2.9.	MÉ	TODOS DE EXPLOTACIÓN	69
2.10	. MÉ	TODO "SUB LEVEL STOPING" O TAMBIÉN LLAMADO TALADROS	
LAR	GOS		71
2.11	. MÉ	TODO "CUT AND FILL" O CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	74
2.12	. OB	JETIVO DEL DESARROLLO DEL PROYECTO	75
2.1	12.1.	Geología del TJ658ns	76
2.13	. AN	ÁLISIS DE LOS ESFUERZOS DEL CUERPO SANTA ROSA	77
2.1	13.1.	Análisis del comportamiento estructuraL	77
		Cálculo de las orientaciones de esfuerzo (Σ1, Σ 2 Y Σ 3)	
		Análisis de la orientación de las labores con la dirección de esfuerzos.	
2.1	13.4.	Estimación de los esfuerzos en el TJ658ns	81
2 14	PAF	RÁMETROS GEOMECÁNICOS DE SANTA ROSA	.82

2.14.1. Litología	82
2.14.2. Condiciones geomecánicas	82
2.14.3. Soporte requerido en los accesos	83
2.14.4. Análisis de estabilidad de por mathews 1981	84
2.14.5. Análisis de estabilidad por el método gráfico de estabilidad	
2.14.6. Estudio de estabilidad mediante métodos numericos	86
2.15. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DEL TJ658NS POR TALADROS LARGO	OS86
2.16. DISEÑO DE MINADO:	87
2.16.1. Modelamiento numérico del TJ658ns	88
2.17. REPORTE DE RECURSOS	90
2.18. DETERMINACIÓN DEL TRADE OFF – MODELO CONCEPTUAL	91
2.19. CLASIFICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO	92
2.20. CALCULO DEL CUT OFF	93
2.21. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO	96
2.22. DIMENSIONAMIENTO DE LA OPERACIÓN	98
2.23. ESTIMACIÓN DE RESERVAS	100
2.23.1. Cálculo de cut off y nsr (3,000 tpd)	100
2.24. RESERVAS MINERALES	101
2.25. DESCRIPCION DE COSTOS UNITARIOS EN EL METODO SLS	102
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	104
3.1. MÉTODO Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN	104
3.1.1. Método de la investigación	104
3.1.2. Alcances de la investigación	105
3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	106
3.2.1. Tipo de diseño de investigación	106
3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA	106
3.3.1. Población	106
3.3.2. Muestra	106
3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	107
3.4.1. Técnicas de tratamiento de datos	107
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN	108
4.1. RESULTADOS DEL TRATAMIENTO Y ANÁLISIS DE INFORMACIÓN.	108
4.1.1. Definición de las propiedades geomecánicas del cuerpo santa rosa	a108
4.1.2. Definición del método de explotación	111
4.1.3. Definición del plan de minado	113

CONCLUSIONES	115
RECOMENDACIONES	116
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	117
ANEXOS	118
ANEXO A	119
PLANOS GENERALES	119
ANEXO B	126
GEOMECANICA	126
ANEXO C	131
REPORTE DE RECURSOS	131
ANEXOS D	137
DIMENSIONAMIENTO	137
ANEXO E	140
BENCH MARKING	140
ANEXO F	143
CUT OFF	143
ANEXO G	146
TRADE OFF	146
ANEXO H	150
MÉTODO DE MINADO	150

LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Tabla de variables	
Tabla 2: Recursos medidos indicados e inferidos	
Tabla 3: Reservas probadas y probables	38
Tabla 4: Tabla de sostenimiento, de acuerdo al tipo de labor ya sea de explotación y avances y	en e
función a las aberturas	
Tabla 5: Clasificación de Barton	46
Tabla 6: Registro para caracterización del macizo rocoso.	47
Tabla 7: Resumen de aberturas máximas por tipo de roca para cada estructura mineralizada	52
Tabla 8: Distribución de pilares y etapas de minado de la veta Vanesa del NV200 al NV300	55
Tabla 9: Resumen de los parámetros geomecánicos de diseño	
Tabla 10: En el cuadro se muestra el resumen de los parámetros geomecánicos de diseño	
Tabla 11: Resumen de los parámetros geomecánicos de diseño	
Tabla 12: En el cuadro se muestra el resumen de los parámetros geomecánicos de diseño	
Tabla 13: Producción por Método de Explotación	70
Tabla 14: Métodos de Minado por Sectores y Estructuras Mineralizadas	70
Tabla 15: Estimación de esfuerzos	
Tabla 16: Análisis de estabilidad de la excavación por mathews	84
Tabla 17: Reporte de Recursos Totales Raura	
Tabla 18: Reporte de Recursos Medidos e Indicados	
Tabla 19: Variables Geomecánicas de Mina Raura (S1 – S2)	
Tabla 20: Variables Geomecánicas de Cuerpo Santa Rosa	
Tabla 21: Métodos de Minado Recomendado de S1 – S2	
Tabla 22: Métodos de Minado Recomendado de Cuerpo Santa Rosa	93
Tabla 23: Parámetros de Dilución y Recuperación Por Método	94
Tabla 24: Parámetros de Costos de Minado	
Tabla 25: Parámetros de Minado	
Tabla 26: Costo por Método	
Tabla 27: Resumen de Cut Off por Método de Minado	
Tabla 28: Cut Off por Método de Minado	
Tabla 29: Producción por Método de Minado:	
Tabla 30: Producción por Método de Minado	
Tabla 31: Reservas a Minar	
Tabla 32: Dimensionamiento	
Tabla 33: Distribución de Costo por Área.	
Tabla 34: Cut Off - NSR	
Tabla 35: Costo unitario método sls	
Tabla 36: Costo rotura de mineral método sls.	
Tabla 37: Costo rotura de mineral método sls	102
Tabla 38: Costo de mina	103

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la mina	
Figura 2: Columna estratigráfica local	. 25
Figura 3: Plano geológico local	
Figura 4: Plano de ubicación de sectores unidad Minera Raura	
Figura 5: Sistema Bieniawski	
Figura 6: Farallón	
Figura 7: Sector Hadas.	
Figura 8: Karol I	
Figura 9: Karol	
Figura 10: Brenda	
Figura 11: Margot	. 50
Figura 12: Santa Rosa	
Figura 13: Estimación de soporte en frente y tajeos	. 53
Figura 14: Estimación de soporte en intersecciones.	. 54
Figura 15: Distribución de pilares y etapas de minado de la veta Vanesa del NV200 al NV300	. 54
Figura 16: Forma geométrica de los espacios vacíos para su análisis de estabilidad, etapa 2	. 55
Figura 17: Zonificación Geomecánica TJ658NS – Santa Rosa	
Figura 18: Análisis de estabilidad para techo, corona, pared frontal/ trasera	. 57
Figura 19: Estimación sobre la rotura y el cuadro de dimensionamiento	
Figura 20: Zonificación Geomecánica TJ488EW – Karol	
Figura 21: Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad	60
Figura 22: Estimación sobre la rotura y el cuadro de dimensionamiento	61
Figura 23: Cuerpo Farallón	
Figura 24: Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad	. 63
Figura 25: Estimación de la sobrerotura equivalente - ELOS	64
Figura 26: cuadro de dimensionamiento	
Figura 27: Sub Level Stoping - TJ830 Margot	. 65
Figura 28: Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad	. 67
Figura 29: Estimación de la sobrerotura equivalente - ELOS	. 68
Figura 30: Dimensionamiento del minado	
Figura 31: Muestra una vista isométrica del "Sublevel Stoping	
Figura 32: Vistas Longitudinal Secuencia 1 de Explotacion "sub Level Stoping"	
Figura 33: Vistas Longitudinal Secuencia 2 de Explotación "sub Level Stoping"	. 73
Figura 34: Vistas Longitudinal Secuencia 2 de Explotación "sub Level Stoping"	. 74
Figura 35: Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (Breasting)	. 75
Figura 36: Plano Geológico de la zona de Santa Rosa	. 76
Figura 37: Orientación de los sistemas de falla	. 77
Figura 38: Diagrama de roseta indicando la orientación de los dos sistemas de fallas	
Figura 39: Plano estructural del TJ 658 mostrando el sistema de fallamiento EW	. 78
Figura 40: Orientación de esfuerzos de Zona	. 78
Figura 41: Orientación de esfuerzos en vista 3D.	
Figura 42: Orientación de los esfuerzos con respecto al cuerpo Santa Rosa	
Figura 43: Estimación de K	
Figura 44 : Zonificación Geo mecánica TJ658NS – Santa Rosa	
Figura 45: Método gráfico de estabilidad	. 84
Figura 46: Estimación de la sobrerotura equivalente	
Figura 47: Condición actual del TJ658	
Figura 48: Vista longitudinal del TJ658NS	. 87
Figura 49: Preparación de subniveles	
Figura 50: Relleno del 1er panel	. 88
Figura 51: Sección transversal del TJ658NS	. 89
Figura 52: Preparación y Voladura en taladros negativos desde el SN644N hacia el SN643N, co	
ancho promedio de 5.0m. Los accesos mantienen la estabilidad, con FS = 2.53, Estable	
Figura 53: Distribución de Recursos	
Figura 54: Curva de Leyes Extraídas	. 91

RESUMEN

El yacimiento minero Raura tiene una larga trayectoria minera desde la Colonia, iniciaron su explotación con vetas de plata, a fines del siglo XIX. Actualmente, la extracción promedio de mineral de la mina viene principalmente de dos sectores. El primer sector compuesto por: Farallón, Santa Rosa, Karol y Katy, y el segundo sector compuesto por: Hadas, Vanessa y Margot. El yacimiento es del tipo metasomatismo de contacto (Skarn), compuesta por cuerpos y vetas con mineralización polimetálica de Cu, Ag, Zn y Pb.

La producción es de 2,850 tms/día, proveniente de tajeos minados mediante corte y relleno ascendente (breasting) y mediante sublevel stoping con taladros largos, y la variante de minado bench and fill. La ley de cabeza promedio para el año 2019 es de 2.45 Oz Ag, 0.17% Cu, 1.78% Pb y 4.33% Zn. El "cash cost" para el año 2018, ha sido estimado en US\$ 71.2/t, pero el promedio para el plan de minado tipo LOM alcanza valores de 68.3 US\$/t.

El presente estudio permitió la evaluación técnico económico del cuerpo Santa Rosa y su aplicación del método de minado sublevel stoping, para lo cual se realizó la evaluación geomecánica y su trade off respectivo. La implementación del método de explotación por sublevel stoping de acuerdo a los parámetros geomecánicos permiten y sugieren dimensiones recomendadas de 8m de ancho, 45m de largo y 19m de altura de tajeo.

Las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5 m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente. Bajo esas dimensiones el TJ658 del cuerpo Santa Rosa se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.25m en las cajas por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío.

El cálculo de Cut Off para el método de minado Taladros Largos (dilución 12 a 18% y recuperación 82 a 85%) a un ritmo de producción de 3,000 toneladas por día, generó un costo de operación de 25 a 41 US\$/t y con 7.1 a 8.1% de Zn equivalente.

ABSTRACT

The Raura mining deposit has a long mining trajectory since the colony, they began their exploitation with silver veins, at the end of the 19th century. Currently, the average mineral extraction from the mine comes mainly from two sectors. The first sector consisting of: Farallón, Santa Rosa, Karol and Katy, and the second sector consisting of: Hadas, Vanessa and Margot. The reservoir is of the contact metasomatism type (Skarn), composed of bodies and veins with polymetallic mineralization of Cu, Ag, Zn and Pb.

The production is 2,850 tms / day, coming from mines cut by means of cut and fill up (breasting) and by sublevel stoping with long drills, and the variant of bench and fill mining. The average head grade for the year 2019 is 2.45 Oz Ag, 0.17% Cu, 1.78% Pb and 4.33% Zn. The cash cost for the year 2018, has been estimated at US \$71.2 / t, but the average for the LOM type mining plan reaches values of US \$68.3 / t.

The present study allowed the technical economic evaluation of the Santa Rosa body and its application of the sublevel stoping mining method, for which the geomechanical evaluation and its respective trade off were carried out. The implementation of the method of exploitation by sublevel stoping according to the geomechanical parameters allows and suggests recommended dimensions of 8m wide, 45m long and 19m height.

The boxes (roof and floor) show intermediate instability with the probability of discarding of <0.5 m (ELOS). This probability can increase by the exposure time by not filling in a timely manner. Under these dimensions the TJ658 of the Santa Rosa body is stable with the probability of 0.25m discards in the boxes due to the relaxation due to the empty space.

The calculation of Cut Off for the Long Drills mining method (dilution 12 to 18% and recovery 82 to 85%) at a production rate of 3,000 tons per day, generated an operating cost of 25 to 41 US \$ / t and with 7.1 to 8.1% of equivalent Zn.

INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Raura inició sus operaciones en 1960 mediante labores subterráneas para la producción de minerales (zinc, cobre, plomo y plata) a cargo de Cerro de Pasco Copper Corporation. Desde fines de los años 80 el 95% de acciones es de propiedad del Grupo Breca (Corporación BRECA, división MINERÍA). La Unidad Minera Raura entre los años 1990 operó dos tajos a cielo abierto Niño Perdido y Primavera, respectivamente. Actualmente continúa desarrollando labores subterráneas en los sectores de Hadas, Santa Rosa, Karol, Vanessa, Brenda y Farallón; adicionalmente opera una Planta Concentradora con una capacidad instalada de 2,500 TMSD, la cual produce concentrados de cobre, plomo, plata y zinc.

Actualmente, la extracción promedio de mineral de la mina es de 2,850 tms/día, proveniente de Tajeos minados mediante Corte y relleno ascendente (Breasting) y mediante sub level stopping con taladros largos. La ley de cabeza promedio para el año 2019 es de 2.45 Oz Ag, 0.17% Cu, 1.78% Pb y 4.33% Zn.

El "cash cost" para el año 2018, ha sido estimado en US\$ 71.2/t, pero el promedio para el LOM alcanza con las reservas a diciembre 2017 es de 68.3 US\$/t. El costo de Mina, es el más relevante en la estructura de costos de Raura, representa el 51% del total. Esta es una gran oportunidad para optimizar ese costo, poniendo en marcha las estrategias e iniciativas claves de la Unidad. De reducirse el costo de Mina, el impacto en las reservas sería de gran importancia para facilitar la aplicación de métodos masivos y de bajo costo de explotación

Si bien los métodos de explotación siguen siendo los tradicionales, en la minería subterránea, existe hoy una clara tendencia enfocada en la seguridad, cuidado medio ambiental, eficiencia y productividad.

El presente trabajo que se presenta es desarrollado en base a un proyecto de reducción de costos de operación y un incremento de producción, mejorando la productividad con métodos de minado masivo. En búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de taladros largos por sub niveles, mejorando la recuperación y reduciendo la dilución con estudios de geomecánica de detalle en cada estructura mineralizada.

El estudio presenta una metodología sistemática, en la cual se analiza y se compara variables técnicas y económicas entre el método tradicional Cut and Fill y el método a implementar de Taladros Largos. Como también la realización de tajos según el diseño

necesario en función de los equipos y estabilidad de terreno, para cumplir el requerimiento de producción.

CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Los costos unitarios del ciclo de minado en una operación minera son los más relevantes, es por esta razón que se buscan mecanismos para reducir costos. Por lo que, implementar métodos de explotación de mayor tonelaje permitirá el cumplimiento de los planes de producción, asociado a la capacidad máxima de alimentación de planta concentradora y su venta de concentrados respectivos.

La constante elección del método de minado en una operación minera de acuerdo a sus propiedades geológicas, geomecánicas y económicas en las diferentes estructuras mineralizadas, permiten tener diferentes variables operacionales para generar programas de optimización y reducción de costos.

Por tal motivo el cumplimiento de los planes mineros tipo LOM permite planificar de una forma más segura la producción de mineral a ser extraída, las leyes de cabeza a procesar y las horas máquinas a programar por los distintos métodos de minado a implementarse en la operación minera.

El implementar métodos de minado más eficientes en la recuperación y control de dilución como el de sublevel stoping permitirá incrementar el tonelaje de mineral a extraer y por ende la disminución de los costos operacionales.

Actualmente en la Compañía Minera Raura, cuenta con métodos de minado como Cut and Fill, Bench and Fill y Sublevel Stoping, los cuales han sido implementados

en base a variables técnicas económicas con una producción promedio de 2800 tpd.

Para determinar cuál es la influencia de las variables operativas en la productividad del método de minado implementado, es importante cuantificar variables de recuperación y dilución y así ir midiendo los diferentes niveles de rentabilidad económica.

1.1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Problema general

¿Cómo se puede mejorar la productividad incorporando un nuevo método de explotación "Sublevel Stoping" en el planeamiento del Cuerpo Santa Rosa en la Unidad Minera Raura?

Problemas específicos

¿Cómo aplicar criterios técnicos y económicos en la explotación del Cuerpo Santa Rosa en la Unidad Minera Raura?

¿Cómo mejorar la productividad en la explotación del cuerpo Santa Rosa en la Unidad Minera Raura?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Diagnosticar el método de minado actual para desarrollar una metodología que permita mejorar la productividad implementando el método de explotación sublevel stoping en la explotación del Cuerpo Santa Rosa en la Unidad Minera Raura.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Evaluar las condiciones geomecánicas en los distintos dominios geológicos en el Cuerpo Santa Rosa de la de la Unidad Minera Raura.
- Evaluar operacionalmente las variables de recuperación y dilución de los métodos de minado en el Cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.

 Determinar variables técnicas y económicas en la implementación del método de minado "Sublevel Stoping" del Cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.3.1. JUSTIFICACIÓN SOCIAL - PRÁCTICA

En la actualidad la generación de programas de optimización y reducción de costos está relacionada directamente con la selección adecuada de los métodos de minado y garantiza la estabilidad económica de una empresa y permite que logre sus objetivos de lineamiento corporativo en base a condiciones de mejora continua

La investigación proporcionará la medición de variables operacionales como la recuperación y dilución de los métodos de minado aplicados en la Unidad Minera Raura, el cual permitirá generar beneficios de como sustentar la inversión en proyectos tipo brownfield o greendfield. Otro objetivo para desarrollar la investigación es mejorar la productividad en la implementación del método de explotación del Cuerpo Santa Rosa en la Unidad Minera Raura.

1.3.2. JUSTIFICACIÓN ACADÉMICA

La implementación del método de minado sublevel stoping en la Unidad Minera Raura permitió generar el incremento de tonelaje, por lo tanto, el análisis de variables de diseño operacional y el incremento de la rentabilidad económica, generando mejora en la productividad y por ende en la reducción de costos de la operación minera.

Así mismo, la mejora de la productividad mediante la implementación del método de minado permitió cumplir con normas del sistema integrado de gestión de calidad, ambiental y seguridad, cumpliendo con las normas ISO 9001, ISO 14001 Y OHSAS 18001.

Las variables a trabajar serán evaluadas para determinar su comportamiento y su relación con la otra variable a estudiar (consecuencia de logros)

1.3.3. JUSTIFICACIÓN ECONÓMICA

La presente investigación pretende generar variables operacionales de recuperación y dilución de mineral mediante el método de minado sublevel stoping y así optimizar el ciclo de minado incrementando el tonelaje, lo cual en términos económicos genera mayor rentabilidad, controlando y disminuyendo el costo, mejorando la productividad en el área de operación mina.

1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

Al implementar el método de minado sublevel stoping en la explotación del cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura aumenta significativamente la productividad, controlando la recuperación y dilución de mineral.

1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- La realización eficiente de los programas de avance en desarrollo y preparación del método de minado sublevel stoping en el cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.
- La implementación segura y eficiente del método de minado Sublevel Stoping, controlando la recuperación y dilución de mineral en la explotación del cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.
- La optimización de los costos al seleccionar un nuevo método de minado incrementando el tonelaje y su recuperación de mineral en la explotación del cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.

1.4.3. OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES

Tabla 1: Tabla de variables

VARIABLE	DEFINICION CONCEPTUAL	DIMENSION	SUB-DIMENSION	INDICADORES
Implementación	Conjunto de actividades geológicas, geomecánicas,		Evaluación geológica del yacimiento	Leyes media y equivalentes.
del método de minado "Sublevel Stoping" en el cuerpo Santa	metalúrgicas y económicas, que desarrolla una metodología que permita mejorar la productividad, controlando la recuperación y	 Clasificación del macizo rocoso. Variables Económicas. 	Evaluación geomecánica del macizo rocoso.	Caracterización del macizo rocoso: RMR, RQD, etc.
Rosa de la Unidad Minera Raura.	dilución de mineral, en la explotación del cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.		Evaluación de Costos Operativos Evaluación	Opex NSR
			Económica	NPV

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

2.1.1. ANTECEDENTES NACIONALES

- Villalta R. (2018) tesis de pregrado que lleva como título "Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la Unidad San Cristobal de la Compañía Minera Volcan SAA". El objetivo El investigador tiene como objetivo determinar las características geomecánicas del macizo rocoso y la geometría del depósito mineral para la aplicación del método de explotación por taladros largos. Los resultados obtenidos son favorables para aplicar el método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la compañía minera Volcan S.A.A., con RMR de la roca encajonante 47, y RMR de la mena 41, tipo de roca III de calidad media o regular evaluados en siete subniveles; con geometría del depósito mineral irregular con potencia promedio de la veta de 3,017 m con variaciones significativas, que tiende a incrementar la potencia a medida que se va profundizando.
- Rivera, E. y Carlos, I. (2016) tesis de pregrado que lleva como título "Ventajas Económicas de la Implementación del Método de Explotación Sublevel Stoping en Vetas Angostas frente al Método de Explotación Convencional de Corte y Relleno Ascendente en la Zona Codiciada de la Mina Morococcha". El objetivo es conocer las ventajas económicas del método de explotación de Sublevel Stoping frente al método de explotación de corte y relleno ascendente convencional aplicado a vetas angostas en la mina Morococha. Los resultados obtenidos fueron:

El costo de producción del método sublevel stoping en comparación al método de corte y relleno ascendente convencional se refleja una disminución del 30 %, osea de 75.15 US\$/Ton a 57.61 US\$/Ton.

Al realizar el estudio de rentabilidad de ambos métodos, se observa que el método de sublevel stoping tiene un índice de 0.80, mientras que el método corte y relleno ascendente convencional tiene un índice de 0.38, por lo tanto hablamos que existe una diferencia de 0.47, haciendo que el método sublevel stoping sea más rentable.

Evaluando los resultados anteriores se llega a la conclusión que el método sublevel stoping ofrece un mayor índice de rentabilidad y un bajo costo de operación en comparación al método corte y relleno ascendente convencional. Así mismo se logra identificar las operaciones unitarias con mayor porcentaje dentro del estudio del método en las cuales se puede analizar para así lograr reducir el costo de operación del método sublevel stoping, y de esta manera sea aún más rentable para la explotación.

Rivera, E. (2015) tesis de pregrado que lleva como título "Método de Minado Sublevel Stoping en Corporación Minera Castrovirreyna S.A." La implementación del método de minado sublevel 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 esta implementación se realizó la selección del método de minado, para después adaptarlo al caso especial de la recuperación de rellenos antiguos, que fue el primer objetivo de la empresa. Los resultados generados en la presente tesis en función de las características geológicas e hidrológicas, geomecánicas, espaciales los métodos de minado que mejor se pueden aplicar, técnicamente, en la veta Matacaballo del Nv. 642 de la unidad Reliquias son el Sub level Stoping y el Cut and fill Stoping. De acuerdo a la evaluación económica, el método de minado Sub level Stoping tiene un VAN de US\$ 705,254.93 que es mayor que el VAN del método de minado Cut and fill Stoping en un 66.675%. Lo que nos indica que la aplicación del método de minado Sublevel Stoping hace más rentable el proyecto.

2.1.2. ANTECEDENTES INTERNACIONALES

- Grigaliunas M. (2016) tesis de pregrado que lleva como título "Diseño Óptimo de Minería Subterránea Auto Soportada". El investigador tiene como objetivo generar e implementar un modelo de optimización para abordar la problemática de diseño y obtención del layout óptimo en minería subterránea auto-soportada; en particular Sublevel Stoping (SLS). Mediante la incorporación de restricciones técnico-económicas y geo-mecánicas, con el fin de obtener los caserones que maximicen el beneficio total de extracción. A partir de la investigación realizada fue posible generar e implementar un modelo de optimización que permite la obtención del layout óptimo de caserones en minería subterránea de Sublevel Stoping sin relleno, sujeto a restricciones que permiten obtener sustento a la explotación, y entregan resultados realistas. Básicamente, se comparó el modelo generado con la heurística de Sandanayake, la que permite obtener el resultado óptimo de caserones mediante la generación de una familia de sets únicos de caserones que cumplen con las restricciones impuestas, para escoger aquel set con mayor beneficio económico.
- Henríquez D. (2019) tesis de pregrado que lleva como título "Evaluación del Límite Óptimo entre Minería Cielo Abierto y Sublevel Stoping". El objetivo general es establecer el límite óptimo entre dos métodos de explotación, cielo abierto y subterráneo, mediante la determinación del plan de producción que entregue el mayor valor actualizado neto (VAN) y manteniendo una distancia mínima de estabilidad. En la presente memoria se desarrolla el problema de determinar el límite óptimo entre una operación a cielo abierto y un sublevel stoping con relleno mediante la propuesta de una metodología que separa el estudio en 3 partes. La primera etapa tiene como objetivo obtener el plan de producción de la mina cielo abierto. La fase siguiente se enfoca en obtener el plan de producción de la mina subterránea, lo cual a su vez entrega las herramientas para definir diseño del método. En el paso final se obtiene la explotación conjunta junto con el plan de producción respectivo, definiendo los periodos de operación conjunta. La metodología se aplica sobre un caso de estudio consistente en un depósito de cobre, oro y plata, en donde el oro es el elemento de principal interés. s re.

2.2. GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA RAURA

2.2.1. UBICACIÓN, ACCESIBILIDAD Y GENERALIDADES

La Unidad Minera Raura está ubicado en la cumbre de la Cordillera Occidental divisoria continental de aguas, cabeceras de los ríos Huaura y Marañon. Limita entre los departamentos de Huánuco (distrito de San Miguel de Cauri, Provincia de Lauricocha) y Lima (Distrito y Provincia de Oyón. Sus coordenadas geográficas de ubicación son:

Latitud : 10° 26' 30" S

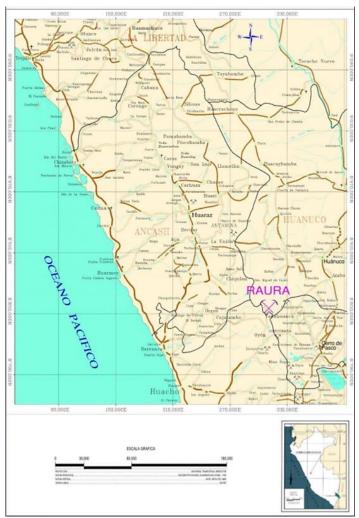
Longitud : 76° 44' 30" W

Coordenadas U.T.M.: 8' 845, 500 N 309,700 E

Se accede al área de estudio Mina Raura por: la Carretera Panamericana Norte (103 Km.), tomando el desvío Río Seco a Sayán (50 Km.), carretera a Churín y Raura (124 Km.), total 277 Km.

RUTA	KILOMETROS	
Lima – Río Seco	103	
Río Seco - Sayán	50	
Sayán – Churín - Raura	124	

Figura 1: Ubicación de la mina.



FUENTE: Departamento de geología.

2.2.2. HISTORIA

Se tiene conocimiento que desde 1890 el Sr. Simeón Dustan trataba mineral en Quichas en una planta de lixiviación y fundición, este mineral procedía de la mina RAURA. En 1928, fue comprada por la VANADIUM CORPORATION OF AMERICAN en sociedad con la Cia. Minera PUQUIOCOCHA. En 1942 la CERRO DE PASCO CORPORATION los toma en opción y en 1945 compra parte de la propiedad. En 1970 la CERRO DE PASCO CORPORATION vende su parte al grupo MARMON. Desde 1987 pertenece a Compañía Minera Raura S.A.

2.3. GEOLOGÍA GENERAL DE RAURA.

2.3.1. LITOLOGÍA

A. Rocas Sedimentarias

Las rocas sedimentarias que afloran en los alrededores de la Mina Raura pertenecen a la secuencia Estratigráfica del Cretáceo.

Las más antiguas se exponen al Suroeste y Oeste, que pertenecen al Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarizquizga) y están representadas por las formaciones Chimú y Carhuáz. Por sobre escurrimiento se presentan la franja calcárea de las formaciones Parihuanca, Chulec, Pariatambo Jumasha y Celendín Inferior con potencia total de 1,200 m. La formación Jumasha es la de mayor espesor con 800 m y la de mayor importancia, alberga yacimientos minerales (Wilson 1963)

Formación Chimú

De edad Neoconiano a Valanginiano inferior. Son cuarcitas blancas y grises blanquecinas de grano fino a medio, presentándose en capas delgadas intercalada con lutitas grises o negras y lechos de carbón, regionalineate son importantes por ser parte de la Cuenca Carbonífera de Oyón (Wilson 1963).

Formación Carhuaz

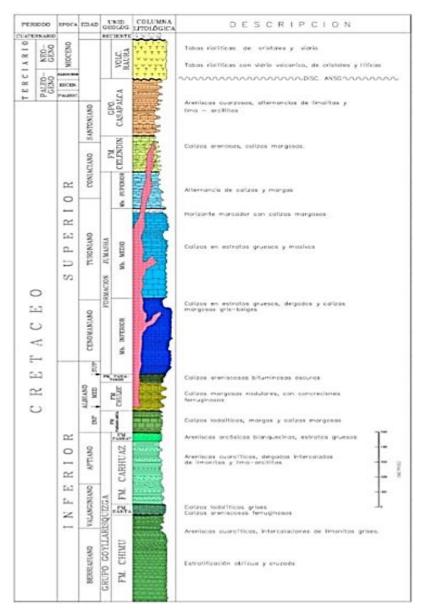
De edad Valanginiano superior a Aptiano: Es una fase continental compuesta de areniscas, Lutitas y Cuarcitas que sobreyacen la formación Chimú. Están en contacto con las calizas Jumasha por sobre escurrimiento (Wilson 1963).

Formación Jumasha

En los alrededores de la mina afloran calizas de edad Cretáceo medio a superior, representadas por la formación Jumasha. Están debajo de las rocas anteriormente descritas en contacto por sobre escurrimiento, que tienen el rumbo regional del plegamiento andino N 30° W. Son calizas en capas medianas a gruesas de color gris que cambian a un gris claro por intemperismo, su edad es Albiano Superior a Turoniano.

Por efecto de intrusiones, de preferencia granodioríticas, las calizas Jumasha presentan diferentes grados de alteración que va desde la caliza fresca a una granatización (SKARN), pasando por marmolización, siicificación, epidotización. Es importante la zona & SKARN por haber permitido la formación de los principales cuerpos mineralizados (Laughin 1924).

Figura 2: Columna estratigráfica local



Fuente: Departamento de Geología.

B. ROCAS ÍGNEAS

La actividad ígnea se ha definido en el área y en base a las últimas reinterpretaciones que integra los estudios de la Geología de superficie efectuada por el Departamento de exploraciones de la Compañía, con los estudios micro petrográficos de nuestras representaciones del distrito (H. candiotti1.982) considera tres fases de actividad ígnea en un lapso geológico comprendido entre 8 a 11 Millones de años.

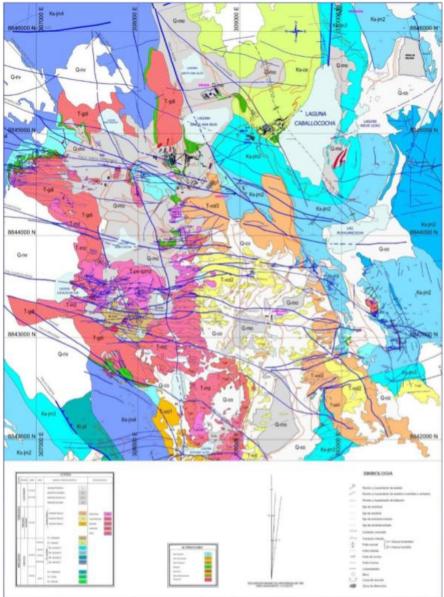
La primera fase, está representada por una fase volcánica explosiva de andesitas, dacitas, riodacíticas y tobas riodacíticas del tipo explosivo. En contacto con las calizas Jumasha tiene fragmentos asimilados de esta última, en el área de Gretty-Brunilda existen reemplazamientos importantes de minerales económicos de Plomo-Zinc que han dado lugar a la formación de cuerpos mineralizados de importancia (H. candiotti1982).

Una segunda fase lo constituye la intrusión de granodiorita que viene a ser la roca intrusiva más antigua del área con una edad radio métrica de 11 millones de años. Se expone entre la Laguna Putusay Alta Cerro Colorado y la Laguna Niñococha en el Sur y sobre la Laguna Tinquicocha al norte del distrito. Fue mapeada como "diorita cuarcífera Cerro Colorado" (J. Férnandez C. 1964)

En sus contactos con la caliza ha producido un anillo de alteración llegando a formar SKARN como fase preliminar para formación de cuerpos mineralizados, en superficie el área se encuentra limonitizada con tonalidades ocre-amarillentas por efecto del intemperismo y procesos de oxidación-lixiviación (J. Férnandez C. 1964).

Tercera fase, lo representa la intrusión del pórfido-monzonitico de una edad radiométrica de 7 millones de años que originó también la formación de columnas de brecha y diques asociados al sistema

Figura 3: Plano geológico local



Fuente: Departamento de Geología.

2.3.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el Sinclinal Caballococha son los plegamientos más importantes del área con rumbo N 200300 W. El sobrescurrimiento al suroeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Gollayrizquizga con las calizas Jumasha.

Debido a fuerzas de compresión E-W se han producido varios sistemas de fractura miento N 65°- 800 W (Vetas Gianinna, Abundancia, Roxana, Torre de Cristal, Flor de Loto). Fallamiento local en bloques es un patrón estructural importante en Catuva ver (Anexo A)

Últimas etapas de actividad tectónica por acción de estas mismas fuerzas, originan fallas regionales que atraviesan el Distrito Minero de Raura, representando una reactivación del Sistema NE, desplazando a los sistemas NW y Norte.

2.3.3. GEOLOGÍA ECONÓMICA

El periodo de mineralización en el Distrito Minero de Raura, se produjo probablemente entre los 8 a 10 millones de años con formación de minerales de Cobre, Zinc, Plomo y Plata. La mineralización se presenta principalmente como relleno de fracturas PRE-existentes (vetas), reemplazamientos meta somáticos de contacto (bolsonadas en skarm) y depósitos tipo Stock Work.

Mineralización en vetas

Dos sistemas de fracturamiento son los que contienen toda la mineralización en vetas en Raura. El sistema más importante tiene rumbo N 60° W a E-W.

El otro sistema tiene rumbo N 65º 80º E. Existe un zoneamiento marcado en la mineralización de Raura, al norte las vetas tienen minerales de cobre y plata, al sur se mineralización los valores de plomo y zinc.

Mineralización en cuerpos

En la zona de contacto metasomático entre las calizas Jumasha (mármol) y los intrusivos granodioríticos, se presentan cuerpos o bolsonadas con minerales de zinc, plomo y plata.

El cuerpo de skarn con remplazamiento de zinc y plomo más importante en el distrito minero de Raura tiene rumbo N 30° W con un buzamiento de 70° W. El halo de alteración meta somático tiene una potencia de 50-60 m y una longitud de 900 a 1000 m; a lo largo de esta alteración se reemplazan los cuerpos de sur a norte, Primavera, Betsheva, Catuva,Niño Perdido, la mineralización se presenta con reemplazamiento de esfalerita, marmitita, galena, calcopirita y diseminación de pirita.

La mineralización en este cuerpo presenta un zoneamiento vertical, en la parte alta se observa mayor contenido de valores de zinc, plomo, plata y en el centro (Nv. 490) se observa mayores valores de zinc disminuyendo los valores de plomo; en profundidad se está observando el incremento de los valores de cobre.

La mineralización dentro de los cuerpos se presenta en forma masiva, en brechas, en parches y diseminada, predominando al norte minerales como galena y esfalerita. (La plata está relacionada principalmente con galena), al sur existe un aumento significativo de cobre (calcopirita) relacionado con un considerable aumento de pirita sacaroidea de grano grueso en una franja de contacto entre Skarn y el intrusivo.

Mineralización tipo stock work

Áreas que encierran mineralización como relleno de fracturas menores irregulares, con diseminación y reemplazamientos masivos; han producido cuerpos de importancia relacionados a estructuras mayores. Se exponen con mayor actividad en la Sección Hada asociadas a la veta Sofía, zonas de mármol entre bolsonadas de la sección Catuva y también el área de afloramientos mineralizados del proyecto Gayco.

2.4. GEOLOGÍA DE LAS PRINCIPALES ZONAS DE RAURA

2.4.1. SECCIÓN CATUVA

A. Bolsonada Betsheva - Araceli

La mineralización se presenta dentro del Skam (Exoskarn) de granates, calcita, actinolita, tremolita, epidotita y clorita. El contacto entre la granodiorita. y caliza ha favorecido la formación de silicatos que ha permitido el emplazamiento de mineral típico de un depósito de contacto. Desarrollos anteriores han demostrado que sobre el Nv. 760, en las partes central y norte las bolsonadas han sido erosionadas por glaciares y el sur está cubierto por morrenas.

En los Nvs. 690 y 630 existen áreas centrales de mármol estéril, irregularmente fracturado. La mineralización está rellenando las facturas tipo stock work. En profundidad (Nv. 590) son muy pequeñas las áreas de mármol y la mineralización principal es a base de esfalerita, marmatita en menor proporción galena y pirita: En los niveles altos, principalmente 690 y 630 existen una concentración mayor de

cobre al sur de la bolsonada. Actualmente se tiene preparado para su explotación en los niveles 380, 300 y 250 y se viene explorando en el Nv 200; pero se dificulta su explotación por la calidad de la roca encajonante que se encuentro irregularmente fracturado.

B. Bolsonada La Niña, Niño Perdido Y Catuva:

Ubicada al norte de la zona metasomática de contacto. Al extremo la mineralización económica se ubica dentro de la franja de skam y en el mármol el cuerpo la Niña está controlada por la veta Aurora, que es la prolongación oeste de la veta Giannina; la mineralización económica mayormente está emplazada en mármol, siendo el principal mineral la galena. Hacia el Sur el cuerpo Niño Perdido y Catuva se ubican dentro del skarn donde es abundante la presencia de pirita y dentro de ella galena y esfalerita. Estos cuerpos se estrangulan por debajo del nivel 630, continuando en profundidad la presencia de pirita. Aún no está bien definida la continuidad en profundidad de cuerpos mineralizados.

La mineralización está representada por galena, esfalerita, pirita y calcopirita. Algunos diques volcánicos de pórfidos cuarzo monzonítico atraviesan la bolsonada Catuva y están relacionadas con la mineralización.

En la bolsonada Niño Perdido se presenta un fuerte fracturamiento que ha facilitado la filtración de agua. Existiendo zonas de fuerte oxidación de minerales.

En términos generales, las bolsonadas Catuva y Niño Perdido pertenecen a un solo cuerpo mineralizado.

Se realizó su explotación con taladros largos en el NV 630 al 660; se realizó sondeos diamantinos en el NV 300 y NV. 250 dando resultados positivos que en este momento se viene realizando su explotación en el NV 250, 300 y exploraciones en el NV 200.

C. Bolsonada Balilla:

Igual que en bolsonadas anteriores, la mineralización se presenta en Skarn de diópsidaepídota moderadamente grana tizado en la zona de contacto con el intrusivo granodiorítico en la parte superior, en profundidad se emplaza en mármol. Sobre el Nv. 590 y 540 se separó en dos cuerpos pequeños con una zona intermedia de mármol de unos 40 m, incluyendo zonas arcillosas.

Los minerales principales son: esfalerita y galena, la ley de plata es ligeramente más alta que en las otras bolsonadas. Se finalizó la explotación en los niveles 490, 380, 300 y 250, actualmente se explota en el Nv. 200.

D. Bolsonada Ofelia:

Es una franja pequeña que se encuentra a unos 200 m. Al Sur-Este de Aracelli. Parece ser un cuerpo satélite de las principales zonas de contacto meta somático, que está controlado por una fractura miento E - W, relacionado con la anomalía NE detectada con estudios geofísicos.

La mineralización es de calcopirita en la estructura del techo (Cu) y galena, escalerita (Pb-Zn) en la estructura del piso.

2.4.2. SECCIÓN HADAS

Se ubica al Sur y Sureste del yacimiento de Raura, se caracteriza por ser la zona de mayor contenido en valores de Plomo.

A. Bolsonada Brunilda.

Se encuentra en la parte Sur de Raura y está relacionada a fractura miento y vetas de dirección E-W con inclinación al Sur.

Al Norte se controla por una falla de igual rumbo y buzamiento. La roca encajonante es una Riodacita subvolcánica brechada. Fracturamiento alrededor de las principales estructuras del tipo stock work. Ha permitido el relleno y emplazamiento del mineral dentro de las porosidades existentes. Los minerales ganga son pirita, rodocrosita y cuarzo, la mejor mineralización se presentó entre los niveles 500 y 790.

Se trabajó en el Nv 440 no cumpliendo las expectativas de los niveles superiores por su baja potencia y presencia de caballos de desmonte. Actualmente se viene trabajando en el Nv 300 con mineralización típico de Raura en Rosario.

B. Stock Work Sofía.

Se ubica dentro de la veta Sofía que forma un sigmoideo que genera una zona de mármol dolomita. El fracturamiento y brechamiento paralelo e irregular a dicha veta rellenada con mineralización de Pb, Zn, Ag intercepta hasta 4 horizontes de reemplazamiento con potencias de 2 – 3 m., en una longitud de 25 a 30 m.

En conjunto es un Cuerpo de 500 m2 cuya explotación principal se realizó en los niveles superiores (660, 630 y 590). No se tuvo la misma área mineral en Nv 380, donde solo se trabajó en veta.

Los minerales mena están representados por galena, esfalerita, freibergita. Los minerales ganga son calcita, rodocrosita, pirita y cuarzo. Esta zona mineralizada está controlada por la falla mata paloma.

C. Vetas Hadas.

Es un sistema de vetas paralelas de rumbo promedio E-W con buzamiento 80° al Sur. El fracturamiento principal crea una estructura en echelón y la mineralización se presenta rellenando fracturas. En total son seis estructuras con "clavos" mineralizados de 50 a 200 m. de longitud. El tipo de roca encajonante de naturaleza dolomitica, es un control importante en la ubicación del mineral económico. Sobre los niveles 710 y 740 se observa el contacto entre calizas y la riodacita subvolcánica superior. El fracturamiento de esta última ha sido mayor en la zona inmediata al contacto con la caliza formándose mineralización tipo bolsonada o stock work.

En profundidad la caliza se altera a Skarn en la zona de contacto con mineralización económica, luego se silicifica con presencia de estructuras que decrecen en potencia. Los minerales principales son: galena, esfalerita, freibergita, en poca proporción calcopirita. Además, rodocrosita, fluorita, pirita y calcita. Se trabajó en el Nv 440 y se viene explotando en el nivel 300 (Proyecto Farallón).

D. Vetas Lead Hill Sur Y Norte.

Pertenecen al sistema N 70° - 85°W, son estructuras paralelas en aproximadamente 200 m. La mineralización a base de Galena y Esfalerita tiene un promedio 2 a 3 OzJAg. En los niveles superiores (770 y 800) al extremo Este de la veta, las leyes de Plata son altas (Sobre 10 con alto contenido en Plomo en una potencia de 0,4 m). Cuando las vetas atraviesan el volcánico riodácitico, la mineralización mejora en potencia y valores, la estructura se presenta en echelón y se estrangulan el Este como se observa en el Nv. 700 y en el Nv. 740 se unen en una sola estructura.

La explotación en los Nvs. 670, 630, 490 y 440 demuestran una reducción de la longitud del clavo mineralizado; en este último el clavo mineralizado se vio reducido considerablemente a 0.2 mts en algunos tramos. Al igual que la veta Hadas se realizó la preparación y actualmente en explotación en el Nv 300

2.4.3. SECCIÓN ESPERANZA

Veta Torre de Cristal:

Se encuentra al NW de la laguna Santa Ana con dirección N 70° W desarrollada en los niveles 630 y 900. Esta veta presenta un sigmoideo con la veta Nancy, la que ramifica en profundidad debajo del Nivel 680 con buzamiento de 65° S. Los minerales principales son: freibergita, esfalerita, galena, cuarzo y pirita.

La roca encajonante es caliza epidotizada y marmolizada. Al Oeste la estructura se estrangula al desarrollarse dentro de un intrusivo granodiorítico. En 1,995 se exploró en el contacto con el intrusivo, siendo los resultados poco halagadores; sin embargo, se concluyó su explotación en el Nv 300 con una potencia de 0.9 mts y se viene desarrollando en el Nv. 250.

Veta Esperanza

Una de las principales vetas que nombra a la sección, forma 2 clavos mineralizados importantes. El desarrollo en el Nivel 630 ha expuesto una estructura de rumbo NW, la que ha sufrido varias etapas de reactivación tectónica, notándose un mineral brecha do por este efecto en los niveles superiores al 630 donde se ha producido un fracturamiento secundario dando lugar a "Splits" con diseminaciones de tipo stockwork. Los ramales de la veta Esperanza en la proximidad de ella han tenido desplazamientos en rumbo y se presentan fuertemente estrangulados (zona de arrastre), se ha comprobado que al alejarse de la falla principal (5 -10 m.) las estructuras son más potentes y con mineral económico. Los minerales principales son: esfalerita, freibergita y en menor proporción galena, cuarzo, calcita y pirita.

La mejor mineralización se presenta en los niveles altos (sobre el nivel 630), en profundidad los valores económicos son menores, pero en los niveles 490 y 640 para su mejor correlación hacia el nivel 380 donde al parecer no se desarrolla la estructura principal. La roca encajonante es mayormente mármol - caliza con segmentos limitados de monzonita cuarcífera al Oeste.

Se concluyó su explotación en el Nv 380 mediante shirinkage y en el Nv 300 mediante corte y relleno ascendente, aquí se tuvo mucha presencia de anhidrita que está dificultando la explotación por su sensibilidad al agua. Se viene desarrollando en el NV 250.

Veta Flor de Loto

Presenta un rumbo promedio N 65° E y buzamiento de 80°S. Sobre el Nivel 630 existen ramificaciones secundarias (Split) que forman un lazo sigmoide de 150 m. de longitud, presentándose fracturas de tensión y cizalla con mineralización en forma de rosario (entre los niveles 630 y 740).

La alteración de la roca encajonante (caliza) es un control importante en la mineralización. Cuando está epidotizada, granatizada o marmolizada, la veta es más potente con buen contenido metálico; pero cuando presenta horizonte sin alteración de la caliza se adelgaza y tiene menos contenido metálico. Los minerales principales son: freibergita, esfalerita rubia, galena, cuarzo, pirita, rodocrosita, yeso y fluorita. Al Oeste la veta Flor de Loto coincide en rumbo con algunas estructuras de Gayco la misma que falta explorar.

El dique granodiorítico ubicado en la parte central limita al principal "clavo" mineralizado. Falta por reconocer 1,000 m. al este, exploración que podría realizarse a partir de los afloramientos y Tinquicocha.

Estudios de coeficientes metálicos y distribución indican dos etapas de mineralización, la primera representada por cobre gris argentífero y esfalerita. La segunda de carácter mesotermal superior a epitermal representada por galena.

Se preparó y en estos momentos se encuentra en explotación esta veta en el nivel 250, aquí se tiene mucha presencia de anhidrita que está dificultando la explotación por su sensibilidad al agua al igual que la veta Esperanza. Aquí se viene realizando la explotación mediante corte y relleno y la preparación para talaros largos. Fig. 4

GAYCO shopal NV 300 PROBADO: 17,972 TMS PROBABLE: 28,106 TMS PROBADO: 44,802 TMS 46,078 TMS PROBABLE: 50,518 TMS **ESPERANZA** Boromi Gayco NV sze PROBADO: 98.875 TMS PROBABLE: 63,666 TMS Bocamina Hidro NV 190 Esperanza NV 610 HADAS PROBADO: 3,156,406 TMS 95% PROBABLE: 2,454,912 TMS 5,611,918 TMS Bocamina Toroming NV 38

Figura 4: Plano de ubicación de sectores unidad Minera Raura.

Fuente: Departamento de Geología.

2.5. RESERVAS MINERALES

2.5.1. RECURSOS

Son concentraciones de minerales que existen de manera natural en la corteza terrestre en forma, cantidad y calidad tales que la extracción económica de un producto, a partir de la concentración, sea actual o potencialmente factible. La ubicación, cantidad, ley, características geológicas y continuidad de un Recurso Mineral se conocen o estiman o interpretan a partir de información, evidencias y conocimiento geológicos específicos, con alguna contribución de otras disciplinas.

Las declaraciones de Recursos Minerales generalmente son documentos dinámicos y cambiantes que se ven afectados por la tecnología, la infraestructura, los precios de metales y otros factores. Según cambien estos diversos factores, el material puede entrar o salir de la estimación de Recursos.

Las partes de un yacimiento que no tengan perspectivas razonables de extracción económica eventual no deben incluirse en un Recurso Mineral. Los Recursos Minerales se subdividen, en orden de confianza geológica creciente en las

categorías de Inferido, Indicado y Medido, para el año 2019 se tienen los siguientes recursos en la Unidad Minera Raura. Tabla N°2

Tabla 2: Recursos medidos indicados e inferidos.

CERTEZA	SECCION	TMS_RECURSOS	A.V.	Cu%	Pb%	Zn%	AgOz	US\$
MEDIDO	CATUVA	186,100	5.14	0.93	0.75	1.49	2.58	88
	ESPERANZA	309,800	1.46	0.50	1.94	3.45	5.42	181
	GAYCO	15,800	1.58	1.50	4.80	7.33	13.67	430
	HADAS	4,662,500	31.28	0.23	2.29	5.35	2.59	188
Total MEDI	00	5,174,200	28.46	0.27	2.22	5.11	2.79	185
INDICADO	CATUVA	159,700	4.53	0.80	1.34	2.41	3.16	124
	ESPERANZA	166,100	1.18	0.48	1.95	3.25	5.22	175
	GAYCO	13,900	2.08	1.26	3.83	7.83	14.63	432
	HADAS	3,516,200	11.68	0.22	1.62	4.04	2.31	145
Total INDIC	ADO	3,855,900	10.89	0.26	1.63	3.96	2.52	147
INFERIDO	ABRA	23,700	2.65	1.01	0.47	2.06	2.14	90
	CATUVA	413,800	3.38	0.32	1.45	3.77	3.15	148
	ESPERANZA	446,200	1.36	0.49	2.23	3.62	5.48	191
	GAYCO	5,200	1.92	1.19	4.49	8.42	14.98	460
	HADAS	15,478,100	14.87	0.35	1.37	6.54	2.16	192
Total INFER	IDO	16,367,000	14.19	0.35	1.40	6.39	2.28	191
Total gener	al	25,397,100	16.60	0.32	1.60	5.76	2.42	183

Fuente: Departamento de Planeamiento.

2.5.2. RESERVAS

Es la parte económica y legalmente extraíble de un Recurso Mineral Medido o Indicado y que incluye materiales de dilución y descuentos por las mermas que pueden ocurrir durante el minado. Requiere haber efectuado evaluaciones que pueden incluir estudios de pre-factibilidad o factibilidad considerando los factores de minado, procesamiento, metalurgia, economía, mercadeo, legales, ambientales, sociales y gubernamentales asumidos en forma realista.

El término económico implica que se ha podido establecer o demostrar analíticamente que es posible una extracción o producción rentable, bajo hipótesis definidas de inversión. Las hipótesis deberán ser razonables, incluyendo los supuestos relacionados con los precios y costos que prevalecerán durante la vida del proyecto. La evaluación dinámica de las Operaciones implica que un cálculo válido efectuado en un momento dado puede cambiar significativamente cuando se dispone de nueva información. El término legalmente implica que no debería haber incertidumbre en lo que respecta a los permisos necesarios para el minado y el procesamiento de los minerales, ni tampoco con la resolución de asuntos legales que estuvieran pendientes.

Se reconoce que las estimaciones de reservas, siendo estas predicciones de lo que ocurrirá en el futuro tendrán cierto grado de inexactitud. Se reconoce también que

diferentes técnicos que pudieran analizar los mismos datos pueden llegar a interpretaciones y conclusiones discrepantes. El hecho de que se demuestre, en una fecha posterior, que la estimación de una reserva fue inexacta debido a que no se contó con información suficiente o a que cambiaron las condiciones económicas, no significa necesariamente que la estimación se hizo de manera incompetente o fraudulenta. La información relacionada con la estimación de reservas debe tener una base sustentable y debe hacerse de buena fe. En ciertas circunstancias, las Reservas Minerales previamente reportadas podrían revertir a Recursos Minerales. Su reclasificación no debe aplicarse cuando se prevé que los cambios serán temporales, de corta duración o cuando la Gerencia decide operar a corto plazo en forma no económica. Ejemplos de estas situaciones son la caída del precio del producto que se espera sea de corta duración, emergencia temporal en la mina, huelga de transportes, etc. Tabla N° 3

Para el año 2019 se tiene las siguientes reservas en la Unidad Minera Raura.

Tabla 3: Reservas probadas y probables.

ATEG	AZONE	(t)	Dil %	%Cu	%Pb	%Zn	Oz_Ag	VM \$
Reserva Probada	BREKA	678,982	0.20	0.32	2.36	6.99	1.96	1
	CPO VANESSA	417,912 346,333	0.10 0.15	0.12	1.29 0.87	5.35 3.48	4.22 2.04	1
	CPO HADAS-1		0.15	0.10	0.87 3.92	3.48 6.58	2.04	_
	VETA _KAROL 1 VETAS HADAS 4	230,659	0.17	0.22	3.92 4.44	2.53	1.70	2
	CPO MARGOT	113,724 111,125	0.17	0.05	1.84	2.33	3.40	1
	RAMAL_FARALLON	106,085	0.07	0.31	2.65	5.38	1.53	1
	CPO FARALLON	100,085	0.04	0.14	1.21	3.64	1.18	1
	CPO_SANTA ROSA	96,378	0.21	0.14	2.75	5.91	1.84	1
	VETA FLOR DE LOTO	74.468	0.21	0.48	1.64	2.34	4.02	1
	VETA BRUNILDA TECHO	53,400	0.27	0.11	2.13	2.85	3.61	1
	VETA _KAROL	44,052	0.24	0.14	2.72	3.48	2.17	1
	VETA BRUNILDA	42,081	0.23	0.06	3.70	2.53	1.57	
	CPO BRENDA	36,744	0.05	0.20	4.42	6.42	1.93	
	VETA ESPERANZA	28,099	0.04	0.33	2.31	3.04	5.23	
	VETA SUSAN	26,200	0.30	0.86	0.65	3.92	4.70	
	VETA GAYCO	25,068	0.11	0.56	1.92	2.39	4.02	
	VETA KAREN	18,900	0.16	0.18	1.66	7.63	1.66	
	CUERPO BALILLAS PISO	15,800	0.23	0.07	2.72	2.06	3.45	
	VETA TOROMINA NO.3	14,400	0.47	0.59	2.56	4.94	7.90	
	VETA LEAD HILL SUR	13,300	0.29	0.09	5.34	2.53	2.51	
	VETA TOROMINA NO.4	12,500	0.57	0.67	2.28	4.02	6.79	
	CUERPO BALILLAS TECHO	12,200	0.26	0.11	0.70	3.06	4.03	
	VETA 05	9,000	0.39	0.01	4.71	0.27	1.42	
	VETA VERONICA	8,600	0.17	0.34	2.81	8.46	2.77	
	CPO_KATTY	7,673	0.05	0.45	3.78	8.74	3.07	
	VETA PALOMA	6,800	0.32	0.05	3.04	3.46	1.95	
	VETA NANCY	5,600	0.31	0.24	2.12	3.61	4.47	
	CPO CATUVA	3,945	0.66	0.70	0.51	2.05	3.60	
	VETA TORRE DE CRISTAL	3,900	0.40	0.19	1.83	1.80	4.20	
	VETA LA COLORADA	3,800	0.21	0.05	5.17	2.78	1.20	
	CATUVA (CUERPO NIÑO PERDIDO)	2,600	0.36	1.08	1.03	1.92	6.94	
	VETA RUBI	2,500	0.21	0.35	11.83	13.76	6.98	
otal Reserva Prob		2,673,704	0.15	0.22	2.22	5.05	2.65	
eserva Probable		1,181,878 532,450	11%	0.17	1.01	4.30	2.06	
	CPO MARGOT	532,450 413,427	6%	0.34	1.77	3.54	3.36	
	CPO VANESSA	413,427 82,895	7% 22%	0.11	1.01 3.91	5.27	2.91	
	VETAS HADAS 4	62,695 77.945	22% 9%	0.05	2.48	2.19 4.69	1.58	
	CPO_SANTA ROSA BREKA	77,825	25%	0.28 0.32	1.05	5.04	1.78 1.05	
		63.804	25% 0%	0.32	2.79	4.59	1.05	
	VETA _KAROL 1 CPO BRENDA	59,613	3%	0.18	4.99	5.33	2.36	
	VETA_KAROL	43.526	8%	0.20	2.71	3.07	2.36	
	VETA BRUNILDA	38.856	29%	0.06	3.67	2.49	1.43	
	CATUVA (CUERPO NIÑO PERDIDO)	36,400	10%	1.18	1.61	2.37	3.96	
	VETA RUBI	34.300	26%	0.28	9.16	6.76	3.41	
	VETA GAYCO	31,546	3%	0.71	1.99	4.03	7.97	
	VETA LEAD HILL SUR	30,100	25%	0.09	5.10	2.19	2.06	
	BOLSONADA MARGOT	27.300	8%	0.34	1.41	2.47	2.88	
	VETA ESPERANZA	22,669	7%	0.43	1.60	3.33	4.91	
	CUERPO BALILLAS PISO	19,700	23%	0.07	2.73	2.01	3.45	
	VETA BRUNILDA TECHO	19,500	29%	0.14	3.50	3.94	5.11	
	CPO_FARALLON	18,357	5%	0.39	2.16	4.00	2.79	
	VETA PALOMA	17,800	31%	0.17	3.69	4.40	2.02	
	VETA 05	17,400	30%	0.04	4.13	2.84	1.39	
	VETA KAREN	17,000	17%	0.22	1.64	7.47	2.24	
	VETA TOROMINA NO.4	14,900	57%	0.65	2.24	3.91	6.55	
	VETA TOROMINA NO.3	12,200	50%	0.58	2.62	4.84	7.65	
	CUERPO BALILLAS TECHO	11,900	26%	0.11	0.70	3.08	4.02	
	VETA VERONICA	10,000	17%	0.34	2.81	8.46	2.77	
	VETA FLOR DE LOTO	9,839	35%	0.58	1.54	1.29	4.14	
	RAMAL_FARALLON	9,548	38%	0.09	1.31	2.63	1.17	
	VETA BETSHEVA	7,877	14%	2.03	0.04	0.71	3.62	
	VETA NANCY	6,200	32%	0.24	2.13	3.63	4.47	
	CUERPO BETSHEVA PISO	4,200	20%	0.64	0.11	2.89	1.68	
	VETA SUSAN	3,700	45%	0.67	0.41	2.51	3.88	
	VETA LA COLORADA	3,700	22%	0.05	5.04	2.81	1.20	
	VETA TORRE DE CRISTAL	3,500	40%	0.19	1.83	1.80	4.20	
	CUERPO BALILLA N-S	3,300	25%	0.37	0.33	3.78	4.48	
	CPO_KATTY	2,610	5%	0.52	1.99	5.58	2.22	
tal Reserva Prob	able	2,967,767	0.11	0.23	1.70	4.17	2.60	

2.6. DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES

Como producto del avance de las exploraciones y explotación a través del tiempo, la mina Raura ha dividido sus operaciones principalmente en un minado subterráneo y un minado superficial que actualmente se encuentra paralizado por agotamiento de reservas.

Para el acceso a las diferentes labores subterráneas se utilizan las siguientes labores:

Zona Catuva, por un túnel en el nivel 630 con una longitud de 460 m y una sección de 6 m x 5.0 m, que se emplea para la extracción de mineral y como nivel de servicios (ingreso de relleno, nivel de ventilación). Para acceder a los niveles inferiores, este socavón continúa con una rampa que une los niveles 630 y 050 una longitud aproximada de 8.6 km. La mina está dividida en niveles intermedios con diferencias de cotas entre nivel y nivel de 50 y 100m.

Para las zonas de **Esperanza y Gayco** se tiene un túnel en el nivel 630 de aproximadamente 2.4 km de longitud y una sección de 3.5 x 3.0 m. Este túnel atraviesa en primer lugar la zona de Esperanza, sirviéndole como nivel de transporte (actualmente paralizado por agotamiento de reservas); para acceder al nivel 580 Esperanza se emplea una rampa negativa de 3.5x3.0m. Este mismo túnel sirve de acceso al Cuerpo Gayco que mediante una rampa está conectada al nivel 300 y esta a su vez con la zona de Esperanza y Catuva – Shucshapaj.

Para el drenaje de las aguas de la mina se tiene el nivel 380, que une las zonas de Catuva, Esperanza y Flor de Loto cuyas aguas alimentan a la vertiente occidental de la Cordillera de los Andes, en el nivel inferior 300 se tiene el túnel de Sucshapaj que sirve de drenaje de aguas subterráneas hacia la cuenca del pacífico. Para una explotación racional la mina está dividida en zonas de explotación asociadas generalmente a las estructuras principales de mineralización, estas zonas a su vez están divididos según su plano de buzamiento en niveles principales generalmente con una diferencia de cota de 50 a 100 m; adicionalmente entre estos se construyen subniveles de explotación, producto de lo expuesto la mina hoy se ha centralizado en la zona sur con las siguientes estructuras:

Skarn Hadas; se encuentra en preparación en el Nv. 100, 150 y 200 para ser explotado con el método sub level stopping con taladros largos desde el Nv.100 al Nv.300. Margot; se encuentra en explotación desde el Nv.100 al Nv.150 y del Nv.200 al Nv.300 con el método de corte y relleno ascendente (Breasting),

Vanessa; se encuentra en explotación desde el Nv. 100 al Nv.150 con el método sub level stopping con taladros largos. Breca; se continúa con la preparación en el Nivel 150 así mismo la explotación en el mismo Nivel mediante el método de sub level stopping con taladros largos. Karol; se encuentra en explotación desde el Nv.300 al Nv.380 con el método sub level stopping con taladros largos. Santa Rosa; se encuentra en explotación del Nv.380 al Nv.490 con el método BF.

2.7. GEOMECÁNICA MINA RAURA

La Unidad Raura tiene más de 50 años de operación y siempre ha asumido roles importantes en la minería con su explotación en vetas, cuerpos y Tajo Abierto. Esta particularidad hace que la información y los aspectos geomecánicos sean relevantes en el diseño de la mina, en el planeamiento y en la producción. Bajo esta perspectiva es importante contar con los respectivos modelos geomecánicos para el diseño y sostenimiento de aberturas que permitan minimizar costos de operación, maximizar la recuperación de las Reservas, en condiciones seguras de explotación.

La Unidad Raura utiliza para el control del macizo rocoso el software geomecánicogeotécnico (Phases). Los principales aspectos geomecánicos considerados para pasar Recursos a Reservas se basan en información de estudios elaborados en la Unidad Raura y por estudios de consultoras que elaboraron y vienen elaborando estudios complementarios.

Esos aspectos relevantes son:

Caracterización Geomecánica

Actualmente en la Mina Raura para los estudios geomecánicos utiliza 3 sistemas de clasificación Sistema RMR de Bieniawski (1989), el Sistema Q de Barton (1974) y el Índice Geológico de Resistencia GSI de Hoek (1997), y el tipo se sostenimiento instalado esta concorde a la clasificación estipulada en la tabla GSI.

Por la parte Norte del yacimiento se tiene 3 zonas de mineralización Flor de Loto, Esperanza y Gayco, cuyos índices geomecánicos según la clasificación de Bieniawski en cajas de calidad de roca buena de tipo II con un RMR de 62-70 y en la zona mineralizada presenta una calidad de roca regular de tipo III con un RMR de 42 a 52.

Por la parte Centro del yacimiento corresponde a la zona de mineralización de Catuva cuyos índices geomecánicos según la clasificación de Bieniawski en cajas es de calidad de roca regular de tipo IIIA con un RMR de 48-58 y en la zona mineralizada presenta

una calidad de roca regular de tipo IIIB hasta una calidad mala de tipo IV b con un RMR de 28 a 45.

Por la parte Sur del yacimiento corresponde a la zona de mineralización de Brenda, Vanesa, Verónica, Karol, Margot, Hadas Skarn y Santa Rosa cuyos índices geomecánicos según la clasificación de Bieniawski en cajas presenta calidad de roca regular de tipo IIIB a IIIA con un RMR de 45-60 y en la zona mineralizada presenta una calidad de roca de mala a regular de tipo IVA a tipo IIIB con un RMR 35 a 45.

Clasificación Geomecánica

En primer lugar, se presentan tres sistemas de clasificación geo mecánica de la masa rocosa más utilizados en la ingeniería de rocas: el Sistema RMR (Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski (1989), el Sistema Q de Barton (1974) y el Índice Geológico de Resistencia GSI.

Luego, utilizando los sistemas señalados, se realizan una serie de aplicaciones, como: la estimación de los abiertos máximos de las excavaciones, la estimación de los tiempos de auto sostenimiento y la estimación del sostenimiento permanente y temporal. Adicionalmente, se presenta una guía para la selección del sistema de pernos y el dimensionamiento de los mismos.

Índice Geológico de Resistencia GSI

El Índice Geológico de Resistencia (G.S.I.) propuesto por Hoek (1997) y Hoek Kaiser y Bawden (1998) proporciona un sistema práctico para estimar la variación de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas.

Tabla G.S.I. modificada; En base a las tablas originales del Índice G.S.I. y teniendo como objetivo que puedan ser utilizadas en forma muy práctica y sencilla, sin dejar de tomar en cuenta las características principales de los macizos rocosos y su comportamiento en aberturas subterráneas, se ha asociado el parámetro de Estructura del macizo rocoso, al grado de fracturamiento medido según el R.Q.D. o la cantidad de fracturas por metro y modificando su terminología de acuerdo a estos conceptos:

Masiva (M) Menos de 2 fracturas / mt, RQD (90 - 100).

Levemente fracturada (LF) De 2 a 6 fracturas / mt, RQD (70 - 90). Moderadamente fracturada (F) De 6 a 12 fracturas / mt, RQD (50 a 70). Muy fracturada (MF) De 12 a 20 fracturas / mt, RQD (25 a 50). Intensamente fracturada (IF) Con

más de 20 fracturas / mt, RQD(0 a 25).

Con respecto al parámetro de condición de las Discontinuidades, se ha asociado este a la resistencia de la roca intacta, determinada en forma muy sencilla y práctica con golpes de picota o su indentación o disgregación de la misma, usando la siguiente terminología:

Muy buena (MB) Extremadamente resistente, solo se astilla con golpes de picota.

Buena (B) Muy resistente, se rompe con varios golpes de picota.

Regular (R) Resistente, se rompe con 1 o 2 golpes de picota.

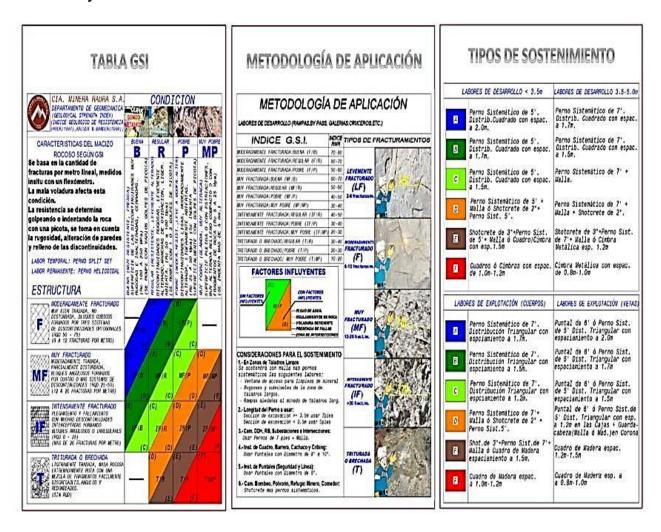
Pobre (P) Pobre, moderadamente resistente, se indenta superficialmente con la picota.

Muy pobre (MP) Blanda a muy blanda, se indenta profundamente con golpes de picota o se disgrega fácilmente, incluyéndose al igual que en el parámetro anterior las condiciones de las discontinuidades mencionadas en la tabla original.

De esta manera con el uso del flexómetro y la picota se obtendrá rápidamente una clasificación del macizo rocoso.

En base a esta clasificación se determina la siguiente tabla.

Tabla 4: Tabla de sostenimiento, de acuerdo al tipo de labor ya sea de explotación y avances y en función a las aberturas.



2.7.1. SISTEMA RMR (VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA) DE BIENIAWSKI (1989).

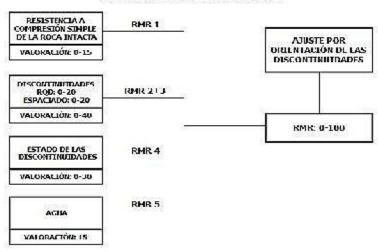
En esencia consiste en asignar a cada tipo de macizo rocoso un índice de calidad denominado RMR, que depende de:

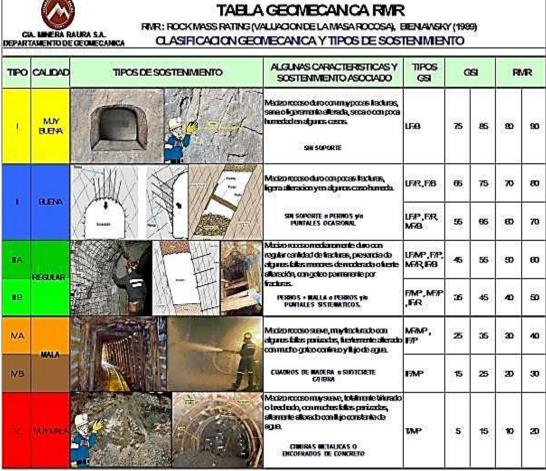
- Resistencia a compresión simple de la roca matriz.
- Condiciones de diaclasamiento.
- Efecto del agua.
- Posición relativa de la excavación con respecto a las diaclasas.

El sistema Bieniawski RMR es representado por las siguientes tablas:

Figura 5: Sistema Bieniawski

CLASIFICACIÓN DE BIENTAWSKI





2.7.2. SISTEMA Q DE BARTON (1974).

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso utilizando 6 parámetros distintos (ver Tabla 5 de la Clasificación de Barton):

- 1. RQD
- 2. Número de familias de fracturas.
- 3. Rugosidad de la fractura o discontinuidad más desfavorable.
- **4.** Grado de alteración o relleno a lo largo de las fracturas más débiles 5.-Flujo de agua
- 5. Condición de esfuerzos

Estos 6 parámetros son agrupados en 3 cocientes para dar la calidad global de la masa rocosa Q como sigue:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} x \frac{Jr}{Ja} x \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

- RQD = Designación de la calidad de la roca
- Jn = Número de familias de fracturas
- Jr = Número de rugosidad de las fracturas
- Ja = Número de alteración de las fracturas
- Jw = Número de reducción por agua en las fracturas.
- SRF = Factor de reducción de esfuerzos

La calidad de la roca puede variar de Q = 0.001 a Q = 1000 sobre una escala logarítmica de calidad del macizo rocoso.

El sistema Q de Barton es representado por las siguientes Tablas:

Tabla 5: Clasificación de Barton.

Descripción	Jn
Roca masiva	0,5 - 1
Una familia de diaclasas	2
Una familia y algunas juntas ocasionales	3
Dos familias	4
Dos familias y algunas juntas	6
Tres familias	9
Tres familias y algunas juntas	12
Cuatro o más familias, roca muy fracturada, "terrones de azucar", etc	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2Jn y en intersecciones de túneles 3Jn	

Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10 cm	Jr
Juntas discontinuas	4
Junta rugosa o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla, ondulada	1,5
Rugosa o irregular, plana	1,5
Suave, plana	1
Espejo de falla, plana	0,5
No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	
Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1
Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1
Nota: Si el espaciado de la familia de juntas es mayor de 3 m hay que aumentar el Jr en Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si éstas están orienta dirección de mínima resistencia se puede usar Jr = 0,5	STATE OF THE STATE

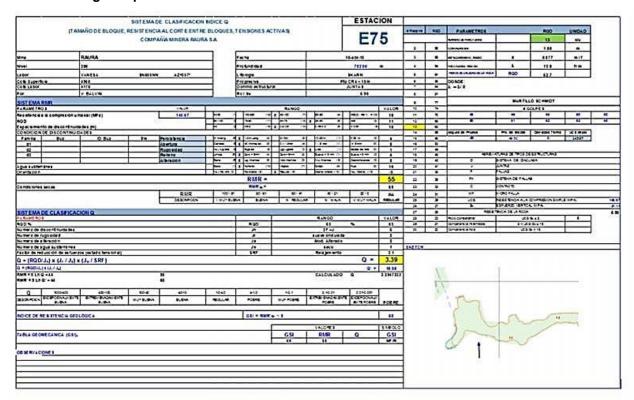
Fuente: Departamento de Planeamiento

	DESCRIPCION							
Z	Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma							
A	Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicam alrededor. Cualquier profundidad	ente, roca r	nuy suelta	10				
В	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicame excavación menor de 50 m	ente. Profu	ndidad de	5				
С	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicame excavación mayor de 50 m	ente. Profu	ndidad de	2,5				
D	Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor. Cualquier profundidad							
E	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla). Profundida de 50 m	d de excav	ación menor	5				
F	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla). Profundida de 50 m	d de excav	ación mayor	2,5				
G	Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas. Cualquier profu	ındidad		5				
	Rocas competentes, problemas de tensiones en las rocas	σ c/σ l	σt/σl	SRF				
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie	> 200	> 13	2,5				
J	Tensiones medias	200 - 10	13 - 0,66	1,0				
K	Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales) 10 - 5 0,66 - 0,33							
L	Explosión de roca suave (roca masiva)	5 - 2,5	0,33 - 0,16	5 - 10				
M								
	σc y σt son las resistencias a compresión y tracción, respectivamente, principal máxima que actúa sobre la roca	de la roca;	⊄1 es la tensión	8				

Roca flu	yente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas	SRF
V	Presión de flujo suave	5 - 10
)	Presión de flujo intensa	10 - 20
Rocas	expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua	SRF
	Presión de expansión suave	5 - 10
	Presión de expansión intensa ciones al S.R.F. r los valores del SRF en un 25 - 50% si las zonas de rotura sólo influyen pero no i vación	10 - 20 ntersectan
- Reducta la exce - En los sugiere - Para c	r los valores del SRF en un 25 - 50% si las zonas de rotura sólo influyen pero no invación casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del missaumentar el SFR de 2,5 a 5 (ver H) impos de tensiones muy anisotropos (si se miden) cuando 5≤0 1/03≤10	ntersectan
- Reduct a la exce - En los sugiere - Para c reducir	ciones al S.R.F. r los valores del SRF en un 25 - 50% si las zonas de rotura sólo influyen pero no invación casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del missaumentar el SFR de 2,5 a 5 (ver H)	ntersectan

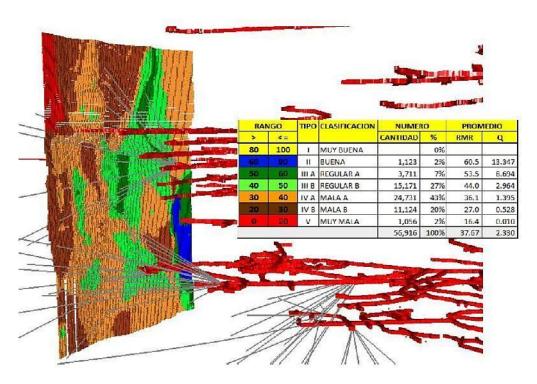
Para la determinación de estos sistemas de clasificación del macizo rocoso, el departamento de geomecánica de CIA Minera Raura emplea el siguiente formato: (Ver anexo B)

Tabla 6: Registro para caracterización del macizo rocoso.



2.7.3. ZONIFICACIONES GEOMECÁNICAS POR ESTRUCTURAS

Figura 6: Farallón.



Fuente: Departamento de Planeamiento.

Figura 7: Sector Hadas.

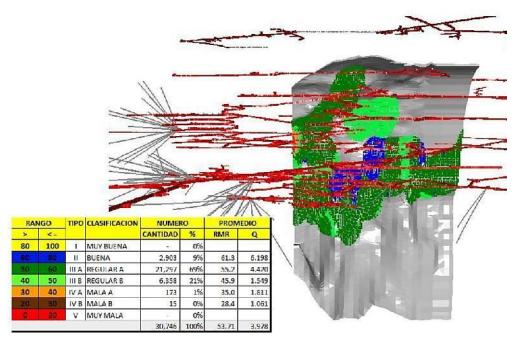


Figura 8: Karol I.

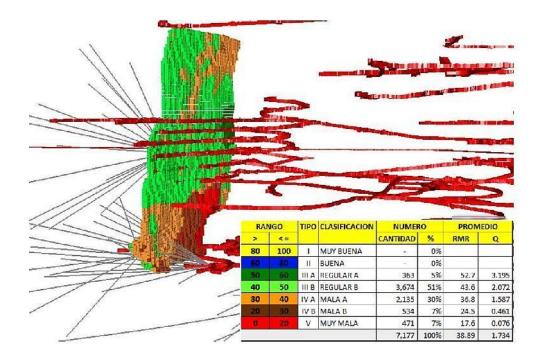


Figura 9: Karol.

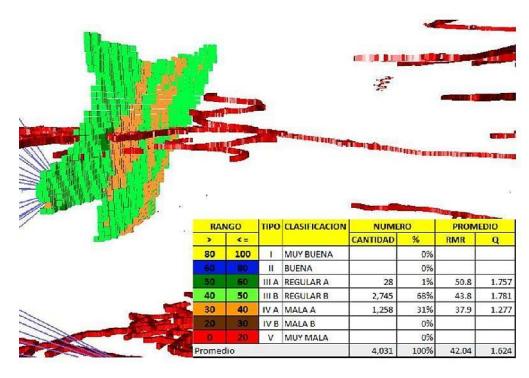


Figura 10: Brenda

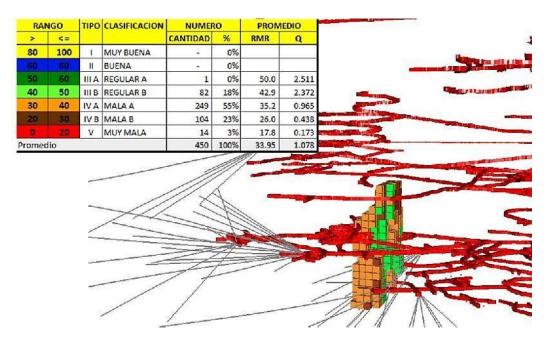


Figura 11: Margot

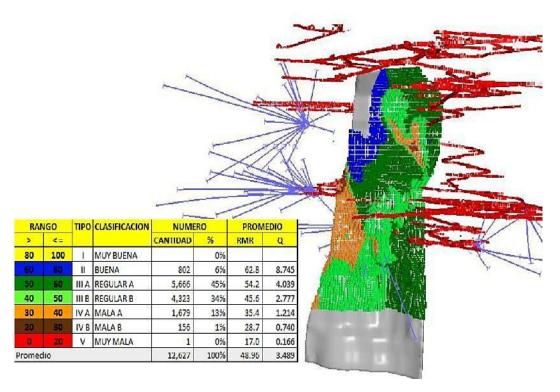
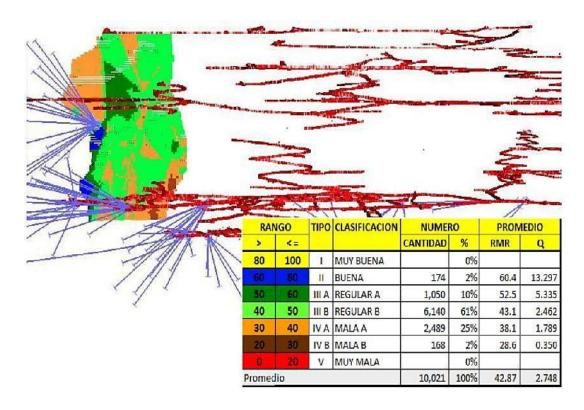


Figura 12: Santa Rosa



2.7.4. CÁLCULO DE TIEMPO DE ABERTURAS PERMANENTES Y TEMPORALES.

En función a lo estipulado al reglamentado del D.S. 055 2010 del MEM las labores excavadas se tienen que sostener de inmediato, para garantizar una mayor estabilidad en las labores de trabajo, por lo que no se aplica el cálculo de tiempo de aberturas sin soporte. Según el artículo del D.S. se tiene:

Artículo 209. - Cuando en el avance de labores mineras horizontales, inclinadas o verticales y en el de las demás labores mineras, se encuentre rocas incompetentes, se procederá a su sostenimiento inmediato antes de continuar las perforaciones en el frente de avance, aplicando el principio de "labor avanzada, labor sostenida". El titular minero establecerá el mínimo estándar de sostenimiento sistematizado que se adecue a las características de dichas rocas incompetentes. La limpieza (carguío, acarreo) de labores horizontales e inclinadas, deberá realizarse con el uso de marchavantes y/o guarda cabezas.

En el cuadro siguiente se muestra:

Tabla 7: Resumen de aberturas máximas por tipo de roca para cada estructura mineralizada

MINA	ESTRUCTURA	RMR (Min)	ESR (Temp)	ESR (Perm)	ANC MAX CALC (Temp)	ALT MAX CALC (Temp)	ANC MAX CALC (Perm)	CALC (Perm)
CATUVA	BALILLA 200-215	45	3	1.6	7.45	6.27	5.22	5.22
	BALILLA 200-215 TECHO	45	3	1.6	7.45	6.27	3.97	3.97
	BALILLA NORTE	45	3	1.6	7.45	5.27	3.97	3.97
	BETSHEVA	43	3	1.6	6.8	5.74	3.63	3.63
	MAC REACHER CRASS	35	3	1.6	4.73	4.02	3.31	3.31
	BRUNILDA	52	3	1.6	10.24	8.56	5.46	5.46
	CATUVA	48	3	1.6	8.53	7.17	6.26	6.26
	NIÑO PERDIDO	44	3	1.6	7.12	6	5.98	5.98
	PRIMAVERA	45	3	1.6	7.45	6.27	5.22	5.22
	VETA PALOMA	46	3	1.6	7.79	6.56	5.22	5.22
ESPERANZA	ESPERANZA	48	3	1.6	8.53	7.17	4.98	4.98
	FLOR DE LOTO	49	3	1.6	8.93	7.49	4.98	4.98
	5-90.0000-000-000-000	49	3	1.6	8.93	7.49	4.98	4.98
	TOROMINA NO.3	51	3	1.6	9.78	8.19	5.71	5.71
	TOROMINA NO.4	51	3	1.6	9.78	8.19	5.71	5.71
	TORRE DE CRISTAL	44	3	1.6	7.12	6	4.16	4.16
	VETA SUSAN	49	3	1.6	8.93	7.49	4.98	4.98
GAYCO	GAYCO	50	3	1.6	9.35	7.83	5.46	5.46
HADAS	CUERPO HADAS 1	51	3	1.6	9.78	8.19	5.98	5.98
	CUERPO KAROL	45	3	1.6	7.45	6.27	5.98	5.98
	CUERPO MARGOT	34	3	1.6	4.52	3.85	2.52	2.52
	CUERPO SANTA ROSA	41	3	1.6	6.21	5.25	5.22	5.22
		48	3	1.6	8.53	7.17	5.22	5.22
	CUERPO VANESSA	52	3	1.6	10.24	9.56	6.85	5.85
	HADA NO. 4	52	3	1.6	10.24	8.56	5.46	5.46
	LEAD HILL SUR	51	3	1.6	9.78	8.19	5.71	5.71
	SANTA ROSA	48	3	1.6	8.53	7.17	5.22	5.22
	SOFIA TECHO	51	3	1.6	9.78	8.19	5.71	5.71
	VETA 05	45	3	1.6	7.45	6.27	5.22	5.22
	VETA COLORADA	52	3	1.6	10.24	8.56	5.98	5.98

2.7.5. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO

Para realizar el cálculo de soporte en frentes de avance y tajeos de breasting y realce se aplica el índice de calidad Q actualizado de la masa rocosa según Grimstad y Barton, 1993. Ver figura 11.

ROCK MASS QUALITY AND ROCK SUPPORT G E D C В A Exceptionally Extremely Very Very Extremely Excep good good good Fair pcor 100C poor 20 50 ength in m for ESR = Span or height in m 20 (8) 2981 엺 5 Õ 2.4 3 2 1.5 0.001 0.004 0.01 0.04 0.4 100 400 Rock mass quality @ = Support categories RRS - specing related to Q-value ① Unsupported or spot boiling 3130/6 Ø16 · Ø20 (span 10m) (2) Spot botting, SB D40/6+2 Ø 16-20 (span 20m) Systematic botting, fibre reinforced sprayed concrete, 5-6 cm, 8+\$fr Si35/6 Ø16-20 (span 5m) Fibre renforced sprayed concrete and botting, 6-9 cm, Str (E500)+8 D45/6+2@16-20 (span 10m) ⑤ Fibre reinforced sprayed concrete and botting. 9-12 cm. Str (£700)-8. D65/6+4 Ø20 (span 20m) ⑤ Fibre rentorced sprayed concrete and botting, 12-15 cm + reinforced D40/6+4 (216-20 (span 5 m) ribs of sprayed concrete and botting. \$1: (£700)+RRS | +B Fibre reinforced sprayed concrete > 15 cm + reinforced ribs of sprayed concrete and botting. Str. (£1 000) + RRS II + B D55/644 Ø20 (span 10 m) D70/6+6 Ø20 (span 20 m) ® Cast concrete liring, CCA or Str (£1000)+RRS III+B SI30/5 = Single layer of 6 rebals. Special evaluation 30 cm thickness of sprayed concrete Bots spacing is mainly based on \$20 mm D - Double layer of rebas E = Energy absorbtion in fibre reinforced sprayed concrete Ø16 = Rebardiameter is 15 mm c/c = R38 spacing, centre - centre ESR = Excavation Support Ratio Areas with dashed lines have no empirical data

Figura 13: Estimación de soporte en frente y tajeos.

Para el criterio de sostenimiento en zonas de intersecciones se emplea el Índice de calidad Tunerlera Q de Barton (1974).

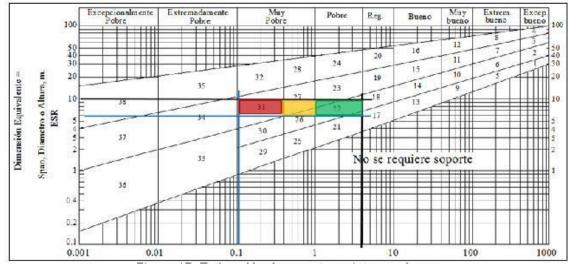
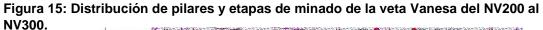


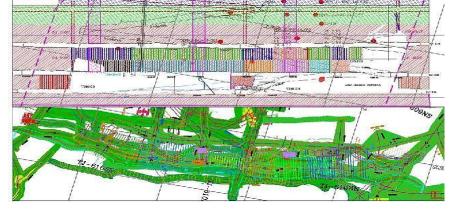
Figura 14: Estimación de soporte en intersecciones.

2.8. DISEÑO GEOMECÁNICO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

2.8.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING – TJ610 VANESSA

Parámetros Geo mecánicos: Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían en la zona encajonante, según la clasificación de Bienawski presenta un RMR de 55-a 60 que corresponde a un tipo de roca IIIA, según la clasificación de Barton corresponde a un índice Q de 6.42 que corresponde a roca regular. La zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA con un RMR de 52, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 2.43. Ver figura 15.





Análisis de estabilidad de aberturas por taladros largos: Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta. El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método grafico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

Número de estabilidad (N').

Radio hidráulico (RH).

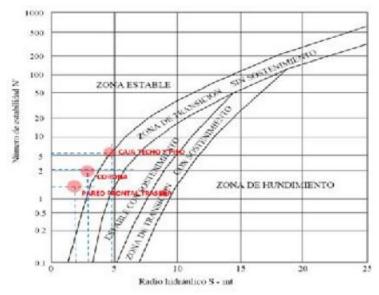
Tabla 8: Distribución de pilares y etapas de minado de la veta Vanesa del NV200 al NV300.

		Q'	A	В	С	N	RH
	CAJA TECHO/PISO	3.5	0.33	0.8	6.45	5.9	4.9
VANESA	CORONA	3.5	0.1	0.97	5.83	2	3.2
	PARED FRONTAL/TRASERA	3.5	0.1	0.5	8	1.4	2.9

Fuente: Departamento de Planeamiento.

Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad.

Figura 16: Forma geométrica de los espacios vacíos para su análisis de estabilidad, etapa 2.



2.8.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING – TJ658 SANTA ROSA

Parámetros Geomecánicos: Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían: En la zona encajonante a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA con un RMR de 53 a 55, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 2.72 a 3.40 y un GSI de MF/R (muy fracturada regular). La zona Mineralizada presenta una calidad de roca, según Bienawski RMR 41 a 45, con un Índice Q de 0.7165 a 1.1175 y un GSI de MF/R (muy fracturado regular). En la fig. 17 muestra la zonificación geomecánica.

EXISC-12-038

FXISTRY

SMEARS

Figura 17: Zonificación Geomecánica TJ658NS - Santa Rosa.

Fuente: Departamento de Planeamiento

Análisis de estabilidad de aberturas por taladros largos: Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método grafico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

Número de estabilidad (N').

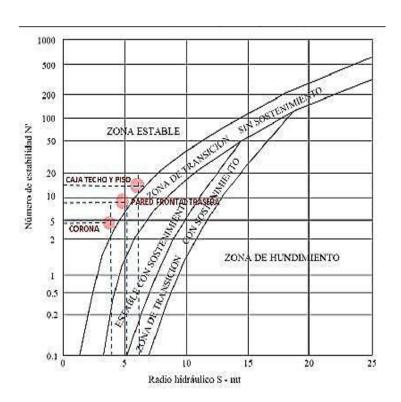
Radio hidráulico (RH).

Tabla 9: Resumen de los parámetros geomecánicos de diseño

		Q'	А	В	С	N	RH
SANTA ROSA	CAJA TECHO/PISO	8.25	0.35	0.8	6.45	14.8	6.9
	CORONA	8.25	0.17	0.94	3.71	4.8	4.5
	PARED FRONTAL/TRASERA	8.25	0.17	0.91	6.4	8	5.5

Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad.

Figura 18: Análisis de estabilidad para techo, corona, pared frontal/ trasera



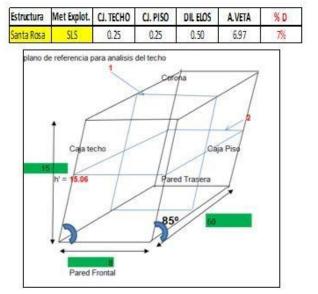
Fuente: Departamento de Planeamiento.

Las dimensiones recomendadas son: 8m de ancho, 50m de largo y 15m de altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5 m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.

Figura 19: Estimación sobre la rotura y el cuadro de dimensionamiento.

HYDRAULIC RADIUS (m)

Estimación se la sobrerotura equivalente - ELOS.



Fuente: Departamento de Planeamiento

El cuadro de resumen muestra la condición actual del TJ658 con 8m de ancho, 50m de largo y 15m de altura. Bajo esas dimensiones el TJ658 se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.25m en las cajas por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío.

2.8.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING – TJ 488 CPO KAROL

Parámetros Geomecánicos: Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían: En la zona encajonante a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA con un RMR de 56, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 3.79 y un GSI de MF/R (muy fracturada regular). La zona Mineralizada presenta una calidad de roca según Bienawski RMR 45, con un Índice Q de 1.12 y un GSI de MF/R-P (muy fracturado regular a pobre) y por producto de las fallas el terreno presenta localmente en estos terrenos tipo IVB. En la fig. 44 muestra la zonificación geomecánica.

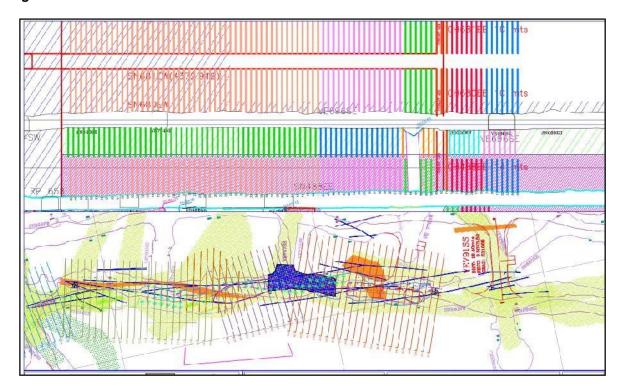


Figura 20: Zonificación Geomecánica TJ488EW - Karol.

Análisis de estabilidad de aberturas por taladros largos: Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

Número de estabilidad (N').

Radio hidráulico (RH).

Tabla 10: En el cuadro se muestra el resumen de los parámetros geomecánicos de diseño

		Q'	А	В	С	N	RH
KAROL	CAJA TECHO/PISO	6.82	0.34	0.28	6.96	4.6	4.5
KAROL	CORONA	6.82	0.17	0.94	6.7	7.3	5.3
	PARED FRONTAL/TRASERA	6.82	0.17	0.94	8	8.7	5.7

Figura 21: Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad.

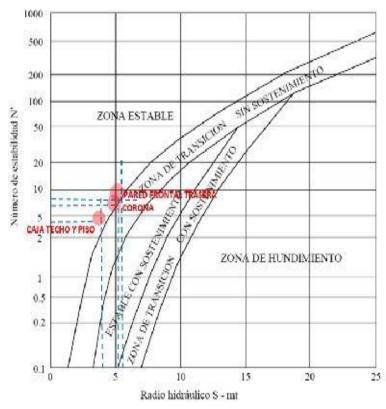
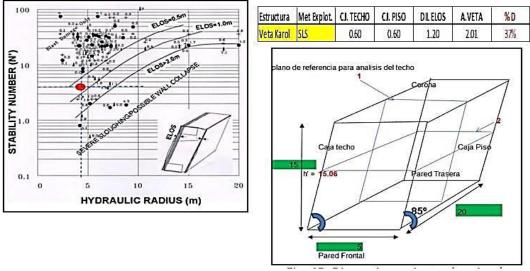


Figura 22: Estimación sobre la rotura y el cuadro de dimensionamiento.

Estimación se la sobrerotura equivalente - ELOS.



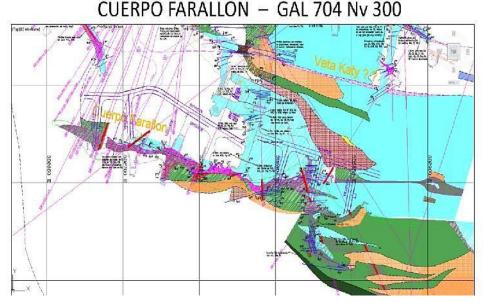
Fuente: Departamento de Planeamiento.

Las dimensiones recomendadas son: 5m de ancho, 20m de largo y 15m de altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.

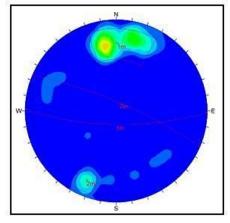
2.8.4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING – TJ750 CPO FARALLÓN

La mineralización en la zona de Farallón se encuentra en contacto hacia el lado Norteste con el Mármol y con el ramal de la veta Karol y hacia el Suroeste se encuentra en contacto con el pórfido e intrusivo y hacia el sureste está limitado por el Skarn y Tramos de profidos y en su totalidad la zona Mineralizada en donde se tiene emplazado el mineral (polimetálicos) presentan espejos de falla con rumbo SE-NW.

Figura 23: Cuerpo Farallón.



Análisis del Comportamiento Estructural: En la zona de Farallón en forma general se tiene definidos 2 sistemas de fallamientos, la **primera** con orientación EW teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCIÓN) de 73°/181°, la **segunda** con orientación NW-SE con DIP/DIP DIRECCION de 79°/23°, en la siguiente figura se muestra las direcciones y orientaciones de los sistemas de fallas.



ORIENTACION
M1: (DIP/DIP-DIR) = 73°/181°
M2: (DIP/DIP-DIR) = 79°/ 23°

Parámetros Geomecánicos: El escenario geomecánico en la zona de estudio está conformado: En la zona encajonante a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA con un RMR de 56, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 3.79 y un GSI de MF/R (muy fracturada regular).

La zona Mineralizada presenta una calidad de roca según Bienawski RMR de 36 – 45 y un GSI de MF/R-P (muy fracturado regular a pobre) y por producto de las fallas el terreno presenta localmente roca del tipo IVB. En la fig. 10 se muestra la zonificación geomecánica.

Análisis de Estabilidad de la Excavación por Mathews 1981: Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta. El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

Número de estabilidad (N').

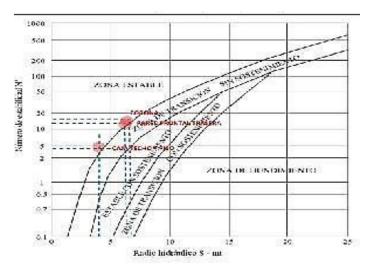
Radio hidráulico (RH).

Tabla 11: Resumen de los parámetros geomecánicos de diseño

		Q'	А	В	С	N	RH
FARALLON	CAJA TECHO/PISO	3.5	0.85	0.23	5.95	4.1	4.3
	CORONA	3.5	0.71	0.92	6.35	14.5	6.9
	PARED FRONTAL/TRASERA	3.5	0.71	0.8	8	15.9	7.1

Fuente: Departamento de Planeamiento.

Figura 24: Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad.



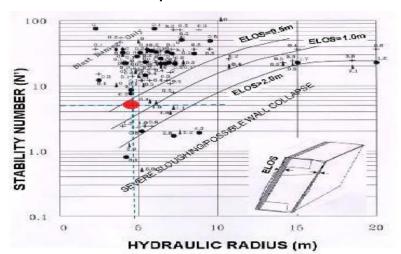
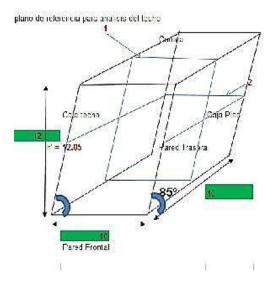


Figura 25: Estimación de la sobrerotura equivalente - ELOS

Las dimensiones recomendadas son: 10m de ancho, 40m de largo y 12m de altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de 0.6m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.

Figura 26: cuadro de dimensionamiento



Estructur a	Met Explot.	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
Farallon	SLS	0.60	0.60	1.20	10.37	10%

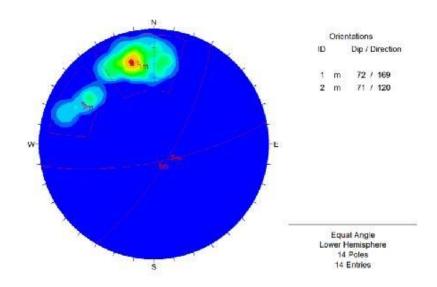
2.8.5. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING - TJ830 MARGOT

La mineralización en Margot se encuentra en contacto con Mármol al norte, pórfido por el sur y la zona mineralizada está dentro del Skarn, con un rumbo EW.

Figura 27: Sub Level Stoping - TJ830 Margot

Fuente: Departamento de Planeamiento.

Análisis del Comportamiento Estructural: En la zona de Margot en forma general se tiene definidos 2 sistemas de fallamientos, la Primera con orientación NNE-SSW teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCION) de 72°/169°, la Segunda con orientación NNE-SSW con DIP/DIP DIRECCION de 71°/120°.



Parámetros Geomecánicos

Litología: La zona de Margot se encuentra en contacto con Mármol al norte y el pórfido por el sur y el conjunto está dentro de Skarn, la mineralización tiene un rumbo EW.

Condiciones Geomecánica: Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían: En la zona encajonante a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA con un RMR de 55 a 58, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 3.4 a 4.7 y un GSI de F/R (fracturado regular).

La zona Mineralizada presenta una calidad de roca según Bienawski RMR de 51 a 53, con un Índice Q de 2.18 a 2.72 y un GSI de MF/R (muy fracturado regular). En la fig. 7 muestra la zonificación geomecánica.

Análisis de Estabilidad de la Excavación por Mathews 1981: Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

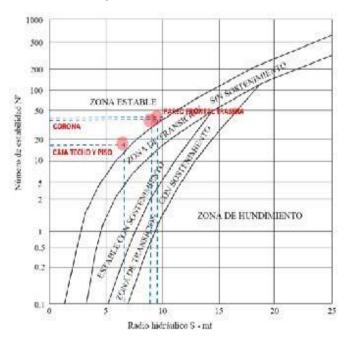
El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

Número de estabilidad (N'). Radio hidráulico (RH).

Tabla 12: En el cuadro se muestra el resumen de los parámetros geomecánicos de diseño.

		Q'	A	В	С	N	RH
MARCOT	CAJA TECHO/PISO	8.75	0.38	0.8	6.96	18.3	7.5
MARGOT	CORONA	8.75	0.68	0.96	5.94	34	9.5
	PARED FRONTAL/TRASERA	8.75	0.68	0.8	8	38.4	9.9

Figura 28: Análisis de estabilidad por el Método Gráfico de Estabilidad.



	Met Explot.	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
Margot	SLS	0.25	0.25	0.50	8.54	6%

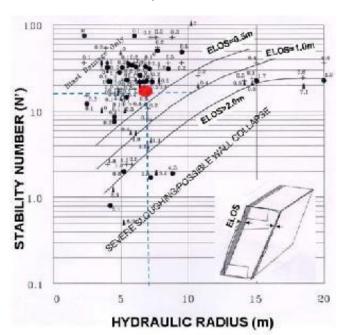


Figura 29: Estimación de la sobrerotura equivalente - ELOS

Las dimensiones recomendadas son: 20m de ancho, 40m de largo y 24m de altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de 0.25m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.

Cafa techo

Cafa techo

Cafa Trasera

Pared Trasera

Figura 30: Dimensionamiento del minado

2.8.6. RESUMEN DEL CÁLCULO DE DILUCIÓN - ELOS

Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Veta Karol 1	BAFVET	0.40	0.40	0.80	7.56	10%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Vanessa	SLSL	0.50	0.50	1.00	6.44	13%
		Vanessa	SLST	0.30	0.30	0.60	8.55	7%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Hadas 1	BAF	0.40	0.40	0.80	5.92	12%
		Hadas 1	CRBR	0.25	0.25	0.50	6.10	8%
		Hadas 1	SLSL	0.50	0.50	1.00	7.14	12%
		Hadas 1	SLST	0.30	0.30	0.60	9.71	6%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Margot	CRBR	0.25	0.25	0.50	8.54	6%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Veta Hada 4	BAFVET	0.30	0.30	0.60	2.70	18%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
-	•	Veta Brunilda	BAFVET	0.30	0.30	0.60	1.50	29%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
•		Veta Esperanza	BAFVET	0.30	0.30	0.60	1.68	26%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Veta Flor de Loto	BAFVET	0.30	0.30	0.60	1.32	31%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Santa Rosa	BAF	0.25	0.25	0.50	6.97	7%
		Santa Rosa	CRBR	0.25	0.25	0.50	5.73	8%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Veta Karol	BAFVET	0.60	0.60	1.20	2.01	37%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Veta Gayco	BAFVET	0.40	0.40	0.80	1.80	31%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Catuva (Cpo Betsheva)	SLSL	0.40	0.40	0.80	4.47	15%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Catuva (Cpo Catuva)	SLSL	0.40	0.40	0.80	4.29	16%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
	1	Cpo Brenda	BAF	0.50	0.50	1.00	15.17	6%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Farallon	BAF	0.60	0.60	1.20	10.37	10%
		Farallon	CRBR	0.25	0.25	0.50	7.60	6%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Ramal Farallon	BAF	0.35	0.35	0.70	10	6%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Cpo Breka	SLST	0.50	0.50	1.00	58	2%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Cpo Karol	BAF	0.60	0.60	1.20	17.96	6%
	T	Cpo Karol	CRBR	0.25	0.25	0.50	17.73	3%
Tajos	Nivel	Estructura	Met	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL ELOS	A.VETA	% D
		Cpo Katty	CRBR	0.25	0.25	0.50	7.41	6%

2.9. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada, el método de corte y relleno ascendente ("Cut and Fill") y explotación con métodos de taladros largos según la calidad del macizo rocoso. Debido al alza de los precios de los metales, la unidad minera Raura está intensificando lo métodos de explotación de mayor productividad y de menores costos de producción, es así que se viene migrando a métodos de minado masivo ("sublevel stoping") en las diferentes zonas de operación como es el caso de Cuerpo Hadas 1, Cuerpo. Santa Rosa, Cuerpo.

Vanessa, Veta karol, Veta karol 1, Cuerpo. Farallón y Cuerpo Karol; además para la estimación de las reservas a diciembre 2017, la estructuras donde la explotación era por métodos convencionales en vetas, se ha evaluado por métodos de taladros largos en vetas angostas.

Desde el año 2016, se mecanizo la mina al 100% y para el años 2017 los métodos de explotación de C&R ascendente mecanizado (23% respecto al mineral extraído), los método de taladros largos (55% respecto al mineral extraído) y avance (22% respecto al mineral extraído), para el año 2018 se considera solo los métodos de explotación por Taladros Largo: sublevel stoping longitudinal con una incidencia de 16%, bench and fill stoping avoca con una incidencia de 53%, C&R mecanizado con una incidencia de 22% y avances con una incidencia de 10%.

Tabla 13: Producción por Método de Explotación.

METODO	REAL 2017	%	PSP 2018	%
Corte y Relleno Ascendente Mecanizado	212,632	23%	204,410	22%
Bench and Fill Stoping Avoca	438,521	47%	495,930	53%
Sub Level Stoping Longitudinal	73,879	8%	148,230	16%
Avances	204,381	22%	96,000	10%
TOTAL RAURA	929,412	100%	944,570	100%

Fuente: Departamento de Planeamiento.

La Tabla 14 muestra los métodos de minado planificados en la mina por sector y estructura mineralizada.

Tabla 14: Métodos de Minado por Sectores y Estructuras Mineralizadas.

SECTOR	ESTRUCTURA	M. EXPLOTACION	M.EXPLOTACION
CATUVA	CUERPO BALILLAS PISO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	CUERPO BALILLAS TECHO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	VETA PALOMA	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
	CUERPO BETSHEVA	SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
	CUERPO CATUVA	SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
ESPERANZA	VETA SUSAN	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
	VETA TOROMINA NO.3	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
	VETA TOROMINA NO.4	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
	VETA FLOR DE LOTO	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
	VETA ESPERANZA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
GAYCO	VETA GAYCO	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
HADAS	VETA BRUNILDA TECHO	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
	VETA LA COLORADA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca

VETA LEAD HILL SUR	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
VETA VERONICA	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
VETA 05	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
		, •
VETA KAREN	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
CUERPO KATTY	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
RAMAL FARALLON	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
VETA BRUNILDA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
BOLSONADA MARGOT	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
VETA HADA 4	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
CUERPO VANESSA	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
CUERPO VANESSA	SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
CUERPO HADAS 1	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
CUERPO HADAS 1	SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
CUERPO FARALLON	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
CUERPO FARALLON	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
CUERPO SANTA ROSA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
CUERPO KAROL	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
VETA KAROL	BAFVET	Bench and Fill Stoping Avoca en Vetas Angostas
VETA KAROL 1	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
CUERPO BRENDA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
CUERPO MARGOT	CRBR	Corte y Relleno Ascendente Mecanizado
CUERPO MARGOT	SLSL	Sub Level Stoping Longitudinal
CUERPO BREKA	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca
VETA RUBI	BAF	Bench and Fill Stoping Avoca

Fuente: Departamento de Planeamiento.

A continuación, una breve descripción de los métodos de explotación empleados en la Unidad Minera Raura:

2.10. MÉTODO "SUB LEVEL STOPING" O TAMBIÉN LLAMADO TALADROS LARGOS

Este método se emplea en yacimientos de tipo "cuerpos". La variante más empleada es la de hundimiento de subniveles con taladros largos. Las labores de preparación constan de dos subniveles de preparación sobre estructura con puentes que pueden variar de 10 a 12 metros de altura y una chimenea slot que sirve para la cara libre de explotación y de ventilación de los subniveles de preparación. Las perforaciones se realizan con equipos jumbos (simbas), estas perforaciones pueden ser negativas, positivas o en abanico. La voladura se desarrolla en retirada como se puede apreciar en la figura 31 y la limpieza con scoops diesel a control remoto.

Los trabajos de preparación consisten en la construcción de un nivel de extracción paralelo a la estructura mineralizada (Galería), generalmente de 20 a 25 m de distancia de la estructura (dependiendo del estudio Geomecánico), a partir de este se construyen cortadas o ventanas hacia la estructura que permiten el acceso a la veta o cuerpo

mineralizado espaciadas de hastial a hastial 25 m y en cada ventana de construye un refugio a 8 metros de la zona mineralizada (refugio para el operador del scoop diesel a control remoto).

El tajo de explotación con taladros largos se cuenta con un RB de ventilación y chimeneas de servicios con el objetivo de asegurar una óptima operación en la preparación y explotación.

Se construye una Rampa de preparación, para ingresar con ventanas y ejecutar los subniveles de explotación:

Rampa Sección: 3.50X3.50; La construcción de esta rampa con esta sección es operativa ya que es solo de acceso de scoop y/o dumper, conforme se va construyendo la rampa se va realizando la construcción de una chimenea que servirá de echadero para la evacuación del desmonte y/o mineral (avance de los subniveles) y posteriormente sea ore pass para la evacuación del mineral de explotación.

Rampa Sección: 4.50X4.00; La construcción de esta rampa con esta sección es de acceso principal de nivel a nivel y es para tránsito de volquetes, conforme se va construyendo la rampa se va realizando la construcción de cámara de carguío para la evacuación del desmonte y/o mineral (avance de los subniveles) y para la evacuación del mineral de explotación.

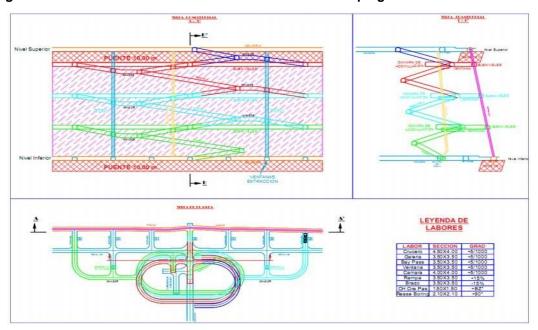


Figura 31: Muestra una vista isométrica del "Sublevel Stoping

Fuente: Departamento de Planeamiento.

Una de las desventajas de este método es que la recuperación y la selectividad es baja en comparación con otros métodos de minado además para que el aporte de mineral sea inmediato se da prioridad al avance de preparación. Las figuras 32, 33 y 34 muestran la secuencia de minado con taladros largos.

Nivel Superior

PUENTE 10.00 m

SUSSISSION

SUSSION

SUSSISSION

SUSSION

S

Figura 32: Vistas Longitudinal Secuencia 1 de Explotacion "sub Level Stoping"

Fuente: Departamento de Planeamiento.

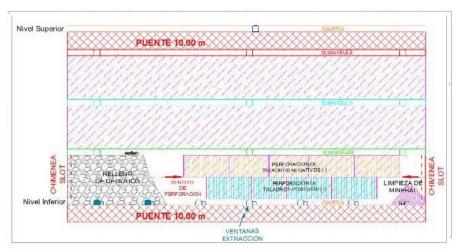


Figura 33: Vistas Longitudinal Secuencia 2 de Explotación "sub Level Stoping"

Fuente: Departamento de Planeamiento.

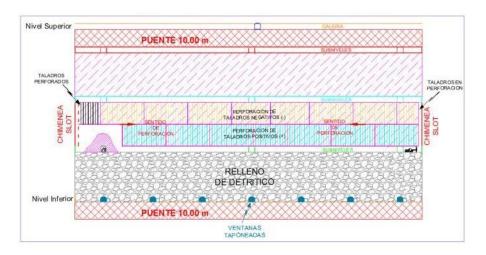


Figura 34: Vistas Longitudinal Secuencia 2 de Explotación "sub Level Stoping"

Fuente: Departamento de Planeamiento.

2.11. MÉTODO "CUT AND FILL" O CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

En este método de minado, el mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando hacia arriba. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril, para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma que sirve de piso de trabajo a los trabajadores mientras la próxima rebanada sea minada.

El material del relleno puede ser de roca estéril proveniente de las labores de preparación, exploración y desarrollo en la mina; en la práctica moderna del corte y relleno es común usar el relleno hidráulico, este material procede de los relaves de la planta concentradora, mezclado con agua y transportado a la mina a través de tuberías impulsado por bombas de alta presión.

La explotación de corte y relleno ascendente puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

Fuertes buzamiento (>55°)

Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes

El mineral debe tener buena ley

Disponibilidad de material de relleno

Límites regulares del yacimiento

En cualquier depósito y terreno.

El material es arrancado en forma de tajadas de manera que se asemeja a bancos o gradas invertidas, en secciones grandes del techo pueden dispararse sin interrupciones.

El ciclo de minado consiste en: Perforación, voladura, sostenimiento, acarreo y transporte, relleno. La información proporcionada por Raura incluye variantes del método de Corte y Relleno en su etapa de limpieza o acarreo de mineral.

NET LEASTER ALL STATES AND ALL STATE

Figura 35: Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (Breasting)

Fuente: Departamento de Planeamiento.

2.12. OBJETIVO DEL DESARROLLO DEL PROYECTO

Realizar el estudio de estabilidad geomecánico para el método de explotación del TJ658NS por Taladros Largos del cuerpo Santa Rosa del Nivel 300.

Para ello se ha usado el modelamiento numérico de elementos finitos como software geomecánico - geotécnico Phase2, el análisis de esfuerzos mediante el estudio de fallas con el método de Anderson y el análisis de estabilidad con la metodología de Mathews (1981) y así definir el trade off del método de explotación sublevel stoping.

2.12.1. GEOLOGÍA DEL TJ658NS.

La mineralización en la zona de Santa Rosa se encuentra en contacto con el intrusivo al lado W y hacia el lado E entra en contacto con el Mármol, formando la parte central el Skarn en donde se tiene emplazado el mineral (polimetálicos) además presentan venillas de pirita, dicha mineralización presenta un rumbo NW-SE. Ver Fig. 36.

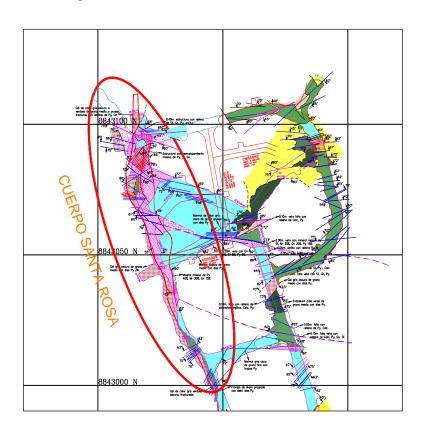


Figura 36: Plano Geológico de la zona de Santa Rosa.

FUENTE: Departamento de Geología

2.13. ANÁLISIS DE LOS ESFUERZOS DEL CUERPO SANTA ROSA

2.13.1. ANÁLISIS DEL COMPORTAMIENTO ESTRUCTURAL.

En la zona de Santa Rosa en forma general se tiene definidos 2 sistemas de fallamientos, la Primera con orientación NNW-SSE teniendo como buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIP DIRECCION) de 69°/183°, la Segunda con orientación NNW-SSE con DIP/DIP DIRECCION de 44°/049°. En la fig 37 y fig 38 se muestra las direcciones y orientaciones de los sistemas de fallas, ver fig. 39.

Orientations
ID Dip / Direction

1 m 69 / 183
2 m 44 / 049

Equal Angle
Lower Hemisphere
12 Poles
12 Entries

Figura 37: Orientación de los sistemas de falla

Fuente: Departamento de Geomecanica.

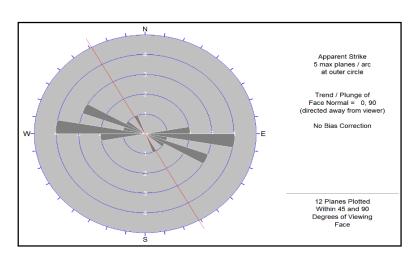


Figura 38: Diagrama de roseta indicando la orientación de los dos sistemas de fallas.

Fuente: Departamento de Geomecánica

S843050 N N

LEYENDA

Fractura

Fractura

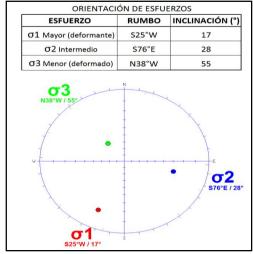
Figura 39: Plano estructural del TJ 658 mostrando el sistema de fallamiento EW

Fuente: Departamento de Geomecánica.

2.13.2. CÁLCULO DE LAS ORIENTACIONES DE ESFUERZO ($\Sigma 1, \Sigma 2$ Y $\Sigma 3$)

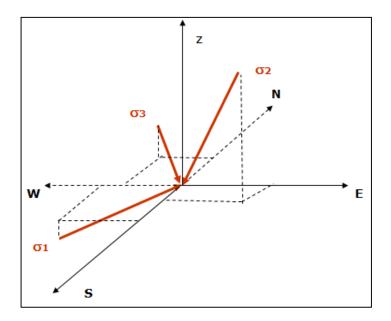
Realizando el análisis estructural de la zona de Santa Rosa se pudo determinar los parámetros de tensores de esfuerzo mediante el método de Diedros Rectos y/o fallas **conjugadas**. **Como se muestra en** la fig. 40 y 41.

Figura 40: Orientación de esfuerzos de Zona



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Figura 41: Orientación de esfuerzos en vista 3D.



Fuente: Departamento de Geomecánica.

Según estos resultados la zona de Santa Rosa presenta una orientación de esfuerzo mayor (σ 1) al SW-NE tangencial, con un ángulo de 17° y la zona de deformación al NW-SE (σ 3), estos esfuerzos considerados como esfuerzos insitu de origen tectónico.

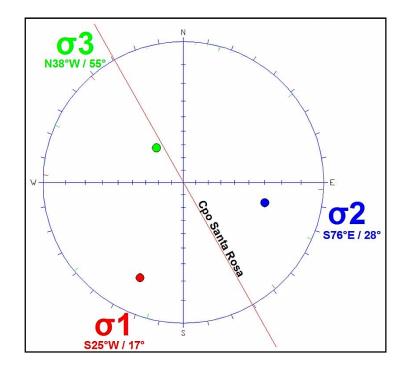
Al realizar análisis locales, estas orientaciones pueden variar ligeramente según las áreas abiertas generadas y estas van formando los esfuerzos inducidos (que son mayores al esfuerzo insitu).

2.13.3. ANÁLISIS DE LA ORIENTACIÓN DE LAS LABORES CON RESPECTO A LA DIRECCIÓN DE ESFUERZOS

Análisis de Presiones para las labores de preparación de la zona de Santa Rosa.

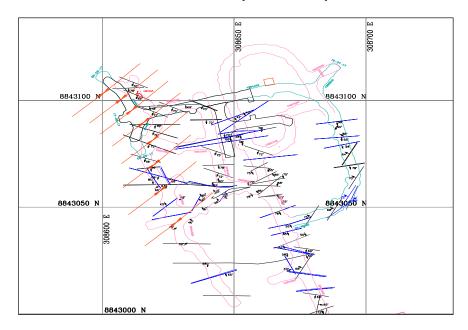
El cuerpo Santa Rosa presenta un rumbo N66°W, superponiendo los tensores de esfuerzos se nota que el esfuerzo principal incide diagonalmente a las labores generando menor presión dándonos más estabilidad con ligeros relajamientos en la corona del vértice caja techo de la labor. Se ve en la fig. 42 y fig.43.

FIGURA N° 1: Orientación de los esfuerzos con respecto al cuerpo Santa Rosa.



Fuente: Departamento de Geología.

Figura 42: Orientación de los esfuerzos con respecto al cuerpo Santa Rosa.



Fuente: Departamento de Geología.

2.13.4. ESTIMACIÓN DE LA MAGNITUD DE LOS ESFUERZOS EN EL TJ658NS

La resistencia del macizo rocoso encajonante corresponde a un R5, presentando como resistencia de roca intacta de 130 MPa para roca intrusiva y 150 MPa para el mármol y para la mineralización es de 80 MPa, comparando con la presión del macizo rocoso a una profundidad de 511m es de 13.8 MPa promedio según la gráfica de abajo. La relación de los esfuerzos horizontales con los verticales es de k=1.2. En la tabla N° 15 se tiene la estimación de los esfuerzos dada el valor de estimado. Según la Teoría de Shorey.

Valor Medio de la Razón de Esfuerzos, K = O_H/O_V 0 1 2 3 4 5 6

500

500

K = 0.5 + 1500

AFRICA

AMERICA

ASIA

AUSTRALIA

EUROPA

CHILE

Figura 43: Estimación de K.

Fuente: Departamento de Geomecánica.

Tabla 15: Estimación de esfuerzos

Z	_σ v Mpa	<i>K</i>	σh Mpa
511.2	13.8	1.20	16.6

Fuente: Elaboración propia.

2.14. PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE SANTA ROSA

2.14.1. LITOLOGÍA

Litológicamente el cuerpo Santa Rosa está encajonada por roca intrusiva y mármol con fallas locales.

2.14.2. CONDICIONES GEOMECÁNICAS

Los índices geomecánicos en la zona de estudio varían: En la zona encajonante a la zona mineralizada presenta una roca de tipo IIIA Regular con un RMR de 53 a 55, según la clasificación de Barton corresponde un Q de 2.72 a 3.40 y un GSI de MF/R (Muy fracturada regular).

La zona Mineralizada presenta una calidad de roca según Bienawski RMR 41 a 45, con un Índice Q de 0.72 a 1.12 y un GSI de MF/R (Muy fracturado regular). En la fig. 45 muestra la zonificación geomecánica.

Nv. 490 4493m. (4) (3) (5) 11 1/2 (13) Ny._ 440 🚅 (14) 15 4442m. SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA PLANO GEOMECANICO SPERFERENCE & SERRING Y SLID OCEP. Ing. A. Yangoo M. SANTA ROSA Ing. N. Copillo T. ZONA-III Re:E.QUISPE RAPORTEDORE DE PLANSAGRA E OFICIENA

Figura 44 : Zonificación Geo mecánica TJ658NS - Santa Rosa.

Fuente: Departamento de Geología.

2.14.3. SOPORTE REQUERIDO EN LOS ACCESOS

Datos de la excavación:

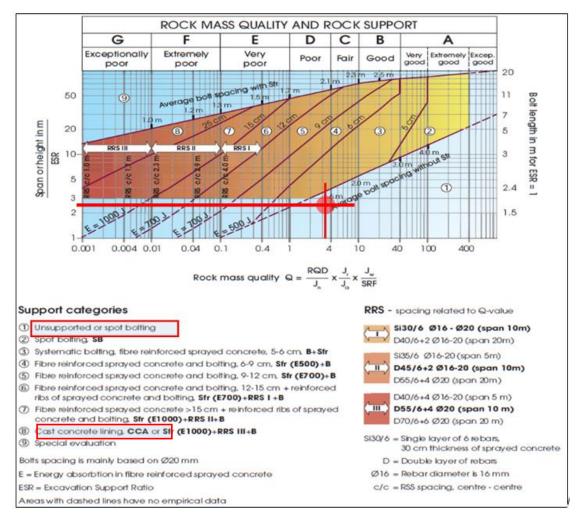
Dimensión máxima de la excavación=4m

ESR=1.6 (Labor Permanente)

Dimensión equivalente= 4.0/1.6 = 2.5

Q = 3.4

Figura N° 2: Calidad de Q según Grimstad y Barton.



Fuente: Grimstad y Barton, 1993.

Categoría de sostenimiento estimado es Split Set sistemático. Basado en el índice de calidad Q actualizado de la masa rocosa. Según Grimstad y Barton, 1993.

Las labores cercanas a la zona de explotación con taladros largos se sostienen con perno sistemático más malla electrosoldada.

2.14.4. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LA EXCAVACIÓN POR MATHEWS 1981

Para el análisis de la geometría de la excavación se considera la metodología de Mathews (1981) quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño/forma de la excavación expuesta.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método grafico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

Número de estabilidad (N').

Radio hidráulico (RH).

Se realiza el análisis para diferentes aberturas: (ancho x largo x altura)

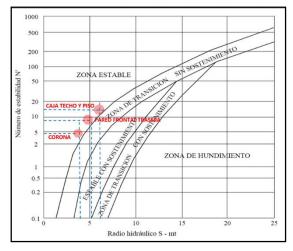
Tabla 16: Análisis de estabilidad de la excavación por mathews.

		Q'	A	В	С	N	RH
	CAJA TECHO/PISO	8.25	0.35	0.8	6.45	14.8	6.9
SANTA ROSA	CORONA	8.25	0.17	0.94	3.71	4.8	4.5
	PARED FRONTAL/TRASERA	8.25	0.17	0.91	6.4	8	5.5

Fuente: Departamento de Planeamiento.

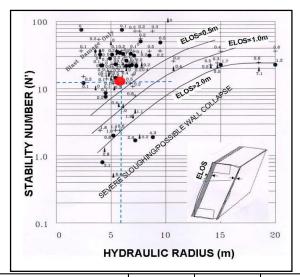
2.14.5. ANÁLISIS DE ESTABILIDAD POR EL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD.

Figura 45: Método gráfico de estabilidad.



Fuente: Departamento de Planeamiento.

Figura 46: Estimación de la sobrerotura equivalente



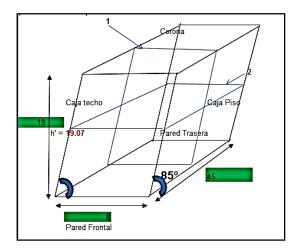
Estructura	Método Explotación	CJ. TECHO	CJ. PISO	DIL. ELOS	A. VETA	%D
Santa Rosa	Taladros Largos	0.25	0.25	0.5	6.97	7%

Fuente: Departamento de Planeamiento.

Las dimensiones recomendadas son: 8m de ancho, 45m de largo y 19m de altura, las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5 m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente

El cuadro de resumen muestra la condición actual del TJ658 con 8m de ancho, 45 m de largo y 19 m de altura. Bajo esas dimensiones el TJ658 se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.25m en las cajas por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío.

Figura 47: Condición actual del TJ658



Fuente: Departamento de Planeamiento.

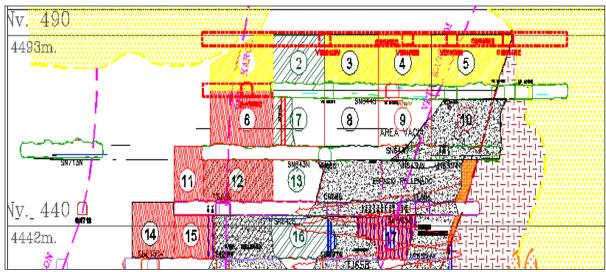
2.14.6. ESTUDIO DE ESTABILIDAD MEDIANTE MÉTODOS NUMERICOS

Para el análisis de estabilidad del método de explotación por Taladros Largos se realizó la simulación mediante el método de elementos finitos usando el Software Phase2. Para la simulación se realizó un corte transversal lo cual se muestra desde la figura 50.

2.15. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DEL TJ658NS POR TALADROS LARGOS

Se realizará taladros largos negativos en paralelo para la voladura. La extracción del mineral se hará por las ventanas de extracción que comunican con la VE730NN y VE643EE. Luego se procederá a rellenar el espacio vacío con Relleno Detrítico. Ver figura 50 del proyecto de ingeniería del TJ658NS.

Figura 48: Vista longitudinal del TJ658NS

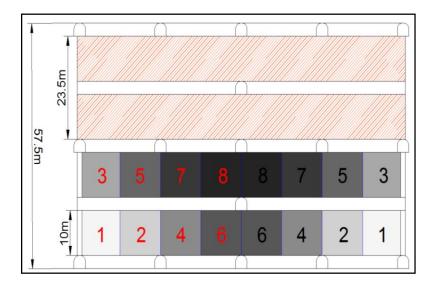


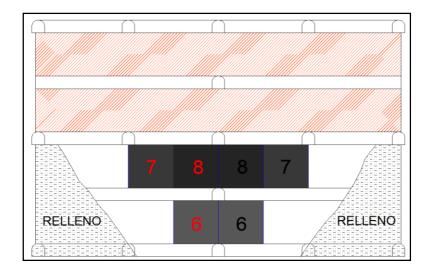
FUENTE: Departamento de geología.

2.16. DISEÑO DE MINADO:

Taladros negativos con secuencia de relleno

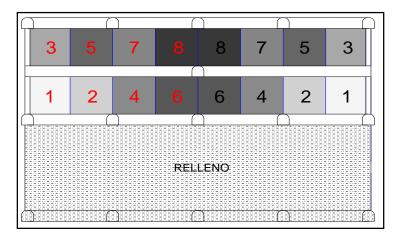
Figura 49: Preparación de subniveles





FUENTE: Departamento de geología.

Figura 50: Relleno del 1er panel

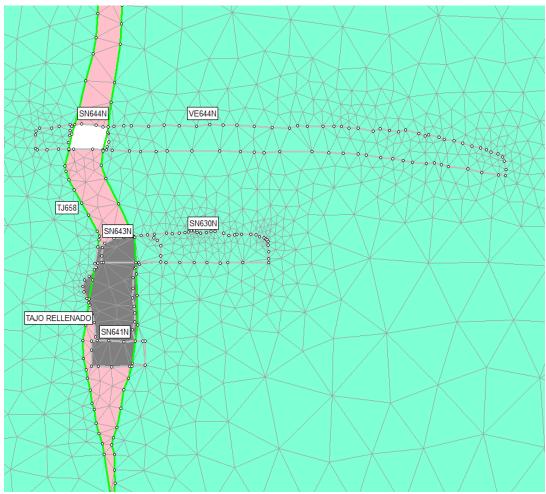


Fuente: Departamento de geología.

2.16.1. MODELAMIENTO NUMÉRICO DEL TJ658NS

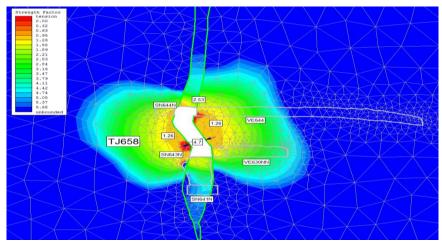
En la figura sucesiva se muestra el modelamiento numérico del progreso del Subnivel inmediato superior al NV300 hasta cerca de la zona minada abierta como se observa en la figura 53 para a partir de ahí realizar taladros largos negativos y en abanico según el diseño de Ingeniería.

Figura 51: Sección transversal del TJ658NS.



Fuente: Departamento de Planeamiento

Figura 52: Preparación y Voladura en taladros negativos desde el SN644N hacia el SN643N, con ancho promedio de 5.0m. Los accesos mantienen la estabilidad, con FS = 2.53, Estable.



Fuente: Departamento de Planeamiento

2.17. REPORTE DE RECURSOS

Para la elaboración del presente estudio, se realizó el reporte de Inventario de los recursos (Ver Anexo C - Reporte de Recursos) donde se muestra el detalle de los reporte y cálculos. La tabla 17 muestra el resultado final del inventario de recursos, obteniéndose un total de 15'650,700 millones de toneladas entre recursos medido, indicado e inferido.

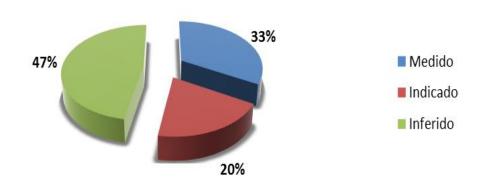
Tabla 17: Reporte de Recursos Totales Raura

Categoria Geológica	Tonelaje	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag (Oz/t)	Cut Off	US (\$)	Zn Eq TMF
Medido	5,184,800	0.28	2.33	5.20	2.67	44.30	147	521,800
Indicado	3,067,300	0.24	2.13	4.28	2.71	44.30	131	272,800
Inferido	7,398,600	0.31	2.01	6.28	2.59	44.30	156	804,600
Total	15,650,700	0.29	2.14	5.53	2.64	44.30	148.12	1,599,200

Fuente: Departamento de Planeamiento.

La Figura 53 muestra la distribución de los recursos, donde los recursos geológicos totales (medido, indicado) obtenidos para el estudio representan el 53% de recursos total.

Figura 53: Distribución de Recursos



Fuente: Departamento de Geología.

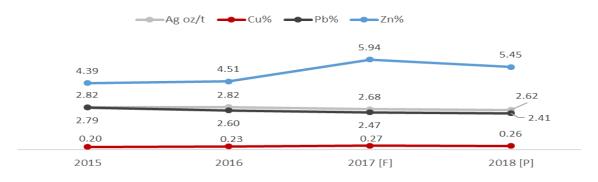
A continuación, se muestra el inventario de Recursos medidos e indicados realizados y la evolución de leyes extraídas en la tabla número 18 y en la figura número 56 (curva leyes extraídas).

Tabla 18: Reporte de Recursos Medidos e Indicados

		Cu				Cut		
Recursos	Tonelaje	(%)	Pb(%)	Zn(%)	Ag(Oz/t)	Off	US(\$)	ZnEq(TMF)
Med + Ind	8,252,100	0.27	2.26	4.86	2.68	44.30	141	429,247

Fuente: Departamento de Planeamiento.

Figura 54: Curva de Leyes Extraídas



Fuente: Departamento de Planeamiento.

Para el desarrollo de las variables técnicas económicas de los métodos de minado taladros largos, se realizó el Trade Off comparativo aplicado en las distintas estructuras mineralizadas de la mina Raura y el cuerpo Santa Rosa.

2.18. DETERMINACIÓN DEL TRADE OFF - MODELO CONCEPTUAL

Para esta etapa del estudio se realizó evaluaciones previas con el objetivo de definir:

- Método de minado: se basó en el estudio geomecánico, el cual propuso tres métodos: Sub Level Stoping Longitudinal (Con Relleno) (SSL), Bench and Fill Stoping (Con Relleno) (BFS) y Cut and Fill Stoping (CFS).
- Nivel óptimo de producción: que nos garantice una producción sostenida para el LOM de mina.

2.19. CLASIFICACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Los cálculos están basados en la información brindada por el área de planeamiento y geología. Consiste en determinar el método de minado del cuerpo Santa Rosa y realizar una analogía con los métodos obtenidos en el estudio general de Raura (S1: Farallón, Santa Rosa, Karol y Katy; S2: Hadas, Vanessa y Margot). Tabla 18 y 20

Tabla 19: Variables Geomecánicas de Mina Raura (S1 - S2)

Sector / Parámetros Geomecánicos		Caja Lejana	Estructura Mineralizada	Caja Lejana
	RC1 (Mpa)	50 - 100; 25 - 50	25 - 50	50 - 100; 100 - 250
C1	RQD (%)	25 - 50; 50 - 75	25 -50	50 - 75
S1	RMR2	49	48	59
	RMR 3	39	38	50
	RC1 (Mpa)	50 - 100	50 - 100	50 - 100
62	RQD (%)	25 - 50; 50 - 75	25 - 50; 50 - 75	50 - 75; 75 - 90
S2	RMR2	56	50	60
	RMR3	51	45	56

Fuente: Departamento de Geología.

Tabla 20: Variables Geomecánicas de Cuerpo Santa Rosa

ZONA	Estructura	Intrusivo	Marmol	
TIPO ROCA		IIIA	IIIA	
RMR	41 - 45	53 - 55	53 - 55	
Q	0.72 - 1.12	2.72 - 3.40	2.72 - 3.40	
GSI	MF/R	MF/R	MF/R	

Fuente: Departamento de Geología.

En función a las variables geológicas y geomecánicas se definió el método de minado de la mina en general y del cuerpo Santa Rosa. Tabla 21 y 22.

Tabla 21: Métodos de Minado Recomendado de S1 - S2

METODO DE MINADO	PUNTUACIÓN
Cut & Fill Stoping	35
Bench and Fill Stoping (Con Relleno)	30
Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)	30

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 22: Métodos de Minado Recomendado de Cuerpo Santa Rosa

METODO DE MINADO	PUNTUACIÓN
Bench and Fill Stoping (Con Relleno)	37
Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)	37
Cut & Fill Stoping	35

Fuente: Fuente Propia.

2.20. CALCULO DEL CUT OFF

Para determinar el cálculo Cut Off inicial en esta etapa se realizó un Benchmarking, que consiste en comparar aquellos indicadores claves como producción (TPD), costo de minado, dilución, recuperación por método, u otros.

Así mismo, estos indicadores pertenecen a operaciones de minado similar y comparable con los objetivos del estudio.

Para realizar este análisis se determinó realizar la comparación en base a una producción de 3,000 TPD con el fin de obtener los datos necesarios, uniformes a una producción determinada. (Ver Anexo D y Anexo E donde se muestra el cálculo del dimensionamiento de la operación y el Benchmarking para métodos de minado masivos). Tabla 23 y 24

Tabla 23: Parámetros de Dilución y Recuperación Por Método

Metodo	Mina	TPD	Elemento	Cut-Off	Dilución	Recuperación
_	Catalina Huanca	1,322	Zn, Cu, Pb	3.69%	13%	90%
ing ing	Mina Chipmo	468.33	Ag, Au	0.48 oz/t	12.24%	95%
Cut & Fill Stoping Stoping	Castrovirreyna	491.67	Pb, Ag, Au, Zn,	1.13%	16.72%	92%
3 % %	Morococha	481	Pb, Ag, Au, Zn,	3.62%	10%	79%
	Raura	2,770	Zn, Pb, Cu, Ag	44.30 \$/t	6%	85%
and pping	Pallancata	1815	Ag, Au	1.67%	18%	82%
Bench and Fill Stoping (con relleno)	Raura	2,770	Zn, Pb, Cu, Ag	44.30 \$/t	10%	93%
ping relleno)	Cerro lindo	18,000	Pb, Zn, Cu	1.32%	15%	80%
Sub-level Stoping Longitudinal(con relleno)	Morococha	481	Pb, Ag, Au, Zn,	3.62%	8%	79%
Suk Longitu	Raura	2,770	Zn,Pb,Cu,Ag	44.30 \$/t	13%	75%

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 24: Parámetros de Costos de Minado

Metodo	Mina	TPD	Costo Mina	Costo Planta
= 0.0	Catalina Huanca	2,150	35.0	11.0
Cut & Fill Stoping Stoping CFS	Mina Chipmo	468.3	33.07	-
Sto Sto	Minera Castrovirreyna	491.67	35.62	3.70
	Mina Morococha	481	37.25	3.50
	Mina Raura	2,770	36.50	5.40
Ind Fill I (con no) S	Pallancata	1,815	34.70	9.97
Bench and Fill Stoping (con relleno) BFS	Raura	2,770	36.50	5.40
ping relleno)	Cerro lindo	18,000	14.40	7.00
Sub-level Stoping Longitudinal(con relleno) SSL	Morococha	18,000	19.71	3.50
Sub Longitu	Raura	2,770	36.50	5.40

Fuente: Elaboración propia

En base a los datos del bench marking, se obtuvo las variables necesarias para definir los parámetros a utilizar en el cálculo del Cut Off, Tabla 25, muestra los resultados obtenidos

Tabla 25: Parámetros de Minado

Método	TPD	Cut - Off	Costo Mina	Dilución	Recuperación
CF	3,000	3.00%	40.0	13%	85%
BF	3,000	1.70%	36.0	18%	82%
SSL	3,000	5.20%	58.1	15%	80%

Fuente: Elaboración propia

Una vez definido los costos de minado por método se obtuvo los costos de producción por cada método. La Tabla 26 muestra el Opex por método.

Tabla 26: Costo por Método

Costo mina por metodo		
Cut and Fill	US\$/t	47
Sub Level Stoping Longitudinal (con relleno)	US\$/t	18
Bench and Fill Stoping	US\$/t	34
Costo Total Por Método		
Cut and Fill	US\$/t	53
Sub Level Stoping Longitudinal (con relleno)	US\$/t	25
Bench and Fill Stoping	US\$/t	41

Fuente: Elaboración propia

Para realizar el cálculo de Cut Off se tomó en cuenta las siguientes consideraciones:

- Cuantificar el pago por cada elemento (Cu, Pb, Zn y Ag)
- Cálculo de las deducciones, maquila y penalidades (As)
- Cálculo del valor de mineral por tonelada NSR
- Cálculo de la ley equivalente de cobre.

Tomando en consideración los costos de minado escalados a un ritmo de producción de 3,000 TPD se obtuvo los Cut-Off equivalentes en zinc por cada método de minado (en el Anexo F se profundiza el desarrollo del Cut Off), y se obtuvieron los siguientes resultados. Tabla 27

Tabla 27: Resumen de Cut Off por Método de Minado

Método	TPD	Cut - Off
BFS	3,000	3.63%
SLS	3,000	5.51%
CFS	3,000	3.97%

Fuente: Elaboración propia

2.21. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Para determinar el método de minado se realizó un análisis con los datos obtenidos en el cálculo del Cut Off como producción, dilución, recuperación y costos de minado obteniéndose los siguientes resultados. Tabla 28

Tabla 28: Cut Off por Método de Minado

ITEM	Unit	Bench and Fill	Sub Level Stoping	Cut and Fill
Producción	tpd	3,000	3,000	3,000
Ley Corte Eq_ Cu % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Costo de Operación (OPEX)				
Mina	US\$/t	34	18	47
Planta	US\$/t	5.40	5.40	5.40
Administración	US\$/t	1.35	1.35	1.35
Transporte	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	41	25	54
Ley Corte Eq_Zn %	%	3.630	5.507	3.970
Tipos de Mineral		Medido,	Medido,	Medido,
Clase de Recursos		Indicado	Indicado	Indicado
Recursos	t	8,252,100	8,252,100	8,252,100
Zn	%	4.860	4.860	4.860
Pb	%	2.260	2.260	2.260
Ag	Oz/t	2.690	2.690	2.690
Cu	%	0.27	0.27	0.27
ZnEq %	%	9.570	9.570	9.570
NSR	US\$/t	113	113	113
Recuperación	%	82	85	85
Dilución	%	18	12	13
Reservas Minables (*)	t	7,984,732	7,591,932	7,926,142
Zn	%	4.119	4.226	4.301
Pb	%	1.915	1.965	2.000
Ag	Oz/t	2.280	2.339	2.381
Cu	%	0.229	0.235	0.239
ZnEq %	%	8.108	6.902	7.032
NSR	US\$/t	95	98	100
Costo Total	US\$/t	41	25	53
Margen	US\$/t	54.4	75.8	46.5
Utilidad Bruta	US\$ MM	435	595	368

^{*} Este Cut Off se calculó con los costos de Planta, Administración y Transporte

Fuente: Elaboración propia

El costo de producción de Bench and Fill 41 US\$/t, Cut and Fill 54 US\$/t y Sublevel Stoping 25 US\$/t, obteniéndose un mayor margen a favor del taladros largos, Además, se obtiene una mayor utilidad bruta a favor de Sublevel Stoping (debido a variables de recuperación, dilución y costos operacionales) Ver la Tabla N° 28 y para más detalle del cálculo de cut off por cada método de minado (ver anexo F - calculo cut off)

Para este estudio se definió utilizar el método de taladros largos para la mayoría de las estructuras mineralizadas en la mina Raura, por representar mejores ingresos. (Anexo G - Trade Off Método de Minado)

En los planes de minado se generaron una producción de 920,700 toneladas para el 2017, con una incidencia por método de minado de: cut and fill 30.46% y de taladros

^{**}Estas reservas son preliminares, solo para la determinación del método de minado

largos 64.34 %. Tabla 29. La producción para el año 2018 fue de 944,570 toneladas, con una incidencia por método de minado de: cut and fill 21.64% y de taladros largos de 68.20 %, tabla 29. Para el año 2019 se planificó un mayor uso de los métodos de minado de taladros largos comparados con el Cut and Fill por cumplir con los planes de producción planificados en el planeamiento tipo LOM.

Tabla 29: Producción por Método de Minado:

			PSP 2017												
		Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL	total
	TL	50,000	44,500	50,400	48,200	50,300	48,500	49,650	50,200	49,400	50,650	49,200	51,250	592,250	64.33%
RESUMEN DE PRODUCCION	CRBR	24,300	21,700	23,900	23,400	24,000	23,100	24,650	24,100	22,200	23,650	22,400	23,050	280,450	30.46%
PSP ENE-DIC 2017	AV	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	48,000	5.21%
	TOTAL	78,300	70,200	78,300	75,600	78,300	75,600	78,300	78,300	75,600	78,300	75,600	78,300	920,700	100.00%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30: Producción por Método de Minado

	PSP 2018														
		Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL	%INCID
	TL	59,330	50,120	53,220	53,560	54,330	49,060	54,330	50,330	53,560	57,430	52,560	56,330	644,160	68.20%
RESUMEN DE PRODUCCION	CRBR	13,000	13,900	19,110	16,000	18,000	20,500	18,000	22,000	16,000	14,900	17,000	16,000	204,410	21.64%
PSP ENE-DIC 2018	AV	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	96,000	10.16%
	TOTAL	80,330	72,020	80,330	77,560	80,330	77,560	80,330	80,330	77,560	80,330	77,560	80,330	944,570	100.00%

Fuente: Elaboración propia

La producción de mineral de los años 2017 y 2018, representan una disminución en el uso de del método de minado Cut and Fill, comparado con el de taladros largos, por la mejora de la productividad entre ambos métodos.

2.22. DIMENSIONAMIENTO DE LA OPERACIÓN

El dimensionamiento de una mina está en función de muchos Factores tales como: condiciones de mercado y precio de productos, ley y reservas del mineral, actitudes políticas del gobierno, factores medio ambientales entre otros.

En la literatura técnica existen algunas fórmulas empíricas para la estimación del tamaño de producción; calculada en función a las reservas estimadas consideradas como explotables dentro de un yacimiento.

Además, las fórmulas nos permiten aproximar la vida óptima de explotación (VOE) los cuales nos pueden dar valores de referencia, el cual en muchos casos es tomado como punto de partida para un proyecto. Esta función es válida para minas a tajo abierto y subterráneas, metálicas y no metálicas según especifica cada autor.

Las fórmulas como se puede ver líneas abajo, depende del tonelaje de recursos de mineral existentes en el yacimiento TAYLOR (1976).

$$VOE(a\tilde{n}os) = 6.5(reservas - Mt)^{0.25} (1 \pm 0.2)$$

$$VOE(a\tilde{n}os) = 6.5(reservas - Mt)^{0.25} (1 \pm 0.2)$$

VOE (años)
 Vida Óptima de Explotación

• (Reservas Mt) : Reservas expresadas en Millones de toneladas

Para determinar el ritmo de producción en toneladas por día para el proyecto en estudio para cada método de minado, se consideró el reporte de recursos mostrados en la tabla 17. La Tabla N°31, muestra los resultados de las reservas para cada método de minado.

Tabla 31: Reservas a Minar

Método de Minado	unid	CFS	BFS	SSL
Ley de corte Zn Eq (*)	%	3.97%	3.63%	5.51%
Recursos descontados **	t	<u>8,252,100.00</u>	<u>8,252,100.00</u>	<u>8,252,100.00</u>
Dilución	%	12%	18%	13%
Recuperación	%	85%	82%	85%
Reservas	t	7,855,999	7,646,396	7,926,142

Fuente: Elaboración propia

Días de Trabajo por año = 365

*Ley de corte Zn Eq: Leyes de corte estimadas

La tabla 32 muestra la vida óptima de la mina, producción en toneladas anuales y producción diaria para cada método de minado. (Formula de Taylor)

^{**} Reporte de recursos

Tabla 32: Dimensionamiento

Método de Minado	Unid.	<u>CFS</u>	<u>BFS</u>	<u>SSL</u>	
VOE	años	[8.7 ; 13.1]	[8.6 ; 13]	[8.7 ; 13.1]	
VOE Promedio	años	10.9	10.8	10.9	
TPA	kt	[900 ; 600]	[900;600]	[900 ; 600]	
TPA Promedio	kt	752	737	757	
TPD	t	[2000 ; 2000]	[2000 ; 2000]	[2000 ; 2000]	
TPD Promedio	t	2,060	2,019	2,074	

Fuente: Elaboración propia

El método minado taladros largos permiten alcanzar una mayor producción respecto al otro método propuesto. La producción de 3,000 TPD sugerida por MINERA RAURA es viable, sin embargo, según los cálculos efectuados se podría alcanzar una mayor producción que varía de 3,000 y 5,000 toneladas por día. Para el presente estudio se desarrolla una producción de 3,000 TPD, con la recomendación que en estudios posteriores se analice la posibilidad de obtener una mayor producción sostenible en el tiempo, siendo el método de minado sublevel stoping el de mejor proyección.

2.23. ESTIMACIÓN DE RESERVAS

2.23.1. CÁLCULO DE CUT OFF Y NSR (3,000 TPD)

Para realizar el cálculo de Cut Off se tomó en cuenta las siguientes consideraciones: el método de minado Taladros Largos (dilución 12 a 18% y recuperación 82 a 85%) a un ritmo de producción de 3,000 toneladas por día, con un costo total de 25 a 41US\$/t, Tabla 33.

Tabla 33: Distribución de Costo por Área.

ITEM	Unit	Bench and Fill	Sub Level Stoping	Cut and Fill
Producción	tpd	3,000	3,000	3,000
Ley Corte Eq_ Cu % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Costo de Operación (OPEX)				
Mina	US\$/t	34	18	47
Planta	US\$/t	5.40	5.40	5.40
Administración	US\$/t	1.35	1.35	1.35
Transporte	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	41	25	54
Ley Corte Eq_Zn %	%	3.630	5.507	3.970

Fuente: Elaboración propia

Previamente al cálculo del Cut Off se realizó el cálculo del valor punto de cada elemento, tomando en cuenta que se obtendrán tres concentrados de mineral,

concentrado de plomo contenido de plata que añadirá valor al concentrado, concentrado de zinc y concentrado de cobre contenido de plata que añadirá valor al concentrado, obteniendo así los parámetros de entrada para el cálculo del NSR (net smelter return) y ley equivalente (zinc equivalente). Los resultados finales y coeficientes se muestran en las siguientes relaciones, tabla 32: (Anexo F - Calculo Cut-Off)

$$Zn Eq = (Ley Zn * \mathbf{1.000}) + (Ley Pb * \mathbf{1.132}) + (Ley Ag * \mathbf{0.790}) + (Ley Cu * 0.088)$$

$$NSR = (Ley Zn * \mathbf{11.776}) + (Ley Pb * \mathbf{13.336}) + (Ley Ag * \mathbf{9.304}) + (Ley Cu * 1.04)$$

Obteniéndose los siguientes resultados:

Tabla 34: Cut Off - NSR

Método de Minado	Cut - Off ZnEq %	NSR US\$/t
Bench and Fill Stoping	3.63	113
Sublevel Stoping Longitudinal	5.51	113
Cut & Fill Stoping	3.97	113

Fuente: Elaboración propia

2.24. RESERVAS MINERALES

Las reservas extraíbles del proyecto superan los 8 millones de toneladas en la configuración de mina para el ritmo más bajo, distribuidas en los tres niveles de explotación.

La implementación del método de explotación por sub level stoping de acuerdo a los parámetros geomecánicos permiten y sugieren dimensiones recomendadas con: 8m de ancho, 45m de largo y 19m de altura.

Las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5 m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.

El cuadro de resumen muestra la condición actual del TJ658 con 8m de ancho, 45 m de largo y 19 m de altura. Bajo esas dimensiones el TJ658 se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.25m en las cajas por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío.

2.25. DESCRIPCIÓN DE COSTOS UNITARIOS EN EL MÉTODO SUB LEVEL STOPING

Tabla 35: Costo unitario método sls

COSTO DE ROTURA DE MINERAL

	cos	TO DE EXPLOTAC	CIÓN - SUB LEVEL STOPING			
		Perforación	vertical hacia abajo			
Volumen de Producción por Tajeo	30,413	ton	Perforación de Producci	<u>ón</u>	286	taladros/tajeo
Longitud del tajeo	80.00	m	Taladros perforados - Pr	ecorte		tal/tajeo
Ancho de minado	8.00	m	Taladros perforados - Pr	oducción	286	tal/tajeo
Altura de bancos de minado	15.00	m	Inclinación de taladros		90	grados
Densidad	3.20	ton/m3	m por taladro		15.00	m/tal
Dilución	10%					
Recuperación	90%					
<u>Voladura</u>			Taladros Alivio	0	tal/gdia	
Diametro de carguio (entubado):	54.4	mm	Burden:	1.40	m	
Densidad de Anfo	950	kg/m3	Espaciamiento:	1.60	m	
			Broca:	64	mm	
Kg explosivo/m	2.21	kg/m	RMR	60		
Total de explosivos tajo	8,441	kg	Indice de perf.	7.09	Ton/m	
Factor de carga	0.92	kg/m3				
Factor de carga	0.29	kg/ton	Equipos de Limpieza			
Rend. Carguio:	18	tal/Gdía	Tamaños de los scooptra	am	6	Yd3
Equipos de Perforación			Distancia de acarreo		150	m
Velocidad de Percusión	60	m/hora	Rendimiento Scooptram	6 Yd3	72	ton/hr
Horas Trabajadas SIMBA-Percusión	2.5	hr/gdia	Horas Trabajadas SCOOF)	7	hr/gdia
Horas Trabajadas SIMBA-Percusión	150	hr/mes	Horas Trabajadas SCOOF)	420	hr/mes
Rendimiento de SIMBA	10.00	tal/gdia	Rendimiento Scooptram	6 Yd3	30,240	ton/mes
Rendimiento de SIMBA	150	m/Gdia	Consumo de Petroleo		6.5	Gal/hr
Rendimiento de SIMBA	9,000	m/mes	Horas por guardia		10.28	Horas
Consumo de Petroleo	1.50	Gal/hr				

Fuente: Elaboración propia

Tabla 36: Costo rotura de mineral método sls.

COSTO DE ROTURA DE MINERAL

tem	Descripción	Unidad	Cantidad (Personas)	Cantidad	Costo Unitario US\$/Unidad	Vida Util	Costo Parcial US\$/Tajeo	Costo Total US\$/ton
2.00 V	/OLADURA						19,923.80	0.6
2.01 N	Mano de Obra						2,423.75	0.0
N	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.30	15.89	44.00		908.91	
Δ	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	2.60	15.89	36.67		1,514.85	
2.02 E	xplosivos y accesorios de voladura						13,020.53	0
S	Semexa 80% 1 1/4x8	Pza.		1,114.00	0.54		618.90	
E	xamon "P" (bls. X 25kg.)	kg.		8,841.10	0.92		8,092.52	
G	Guias ensambladas Carmex de 7"	Pza.		14.00	1.57		22.04	
Е	xcel periodo largo del N°1 al N° 400	Pza.		1,114.00	3.70		4,229.37	
G	Guia de seguridad	m.		0.00	3.70		0.00	
Ν	Mecha rapida de ignition	m.		4.00	0.29		1.16	
C	Cordon Detonante Pentacord 5gr	m.		250.00	0.23		56.54	
2.03 E	quipos						3,801.60	0.
C	Cargador de Anfo	Ton.		30,412.80	0.13		3,801.60	
2.04 H	Herramientas y EPP	Pza.					677.92	0
- In	mplementos de Seguridad	Gdia	3.90	15.89	6.14		380.76	
H	Herramientas	Gdia	2.00	15.89	7.10		225.57	
L	amparas mineras	Gdia	3.90	15.89	1.16		71.59	
3.00 A	ACARREO						62,827.51	2
3.01 N	Mano de Obra						4,602.47	0
C	Operador de Scooptram	Gdia	1.30	60.34	58.67		4,602.47	
3.02 li	nsumos						153.62	0
Ν	Mangas de ventilación 30"	m.		40.00	3.84		153.62	
3.03 E	quipos						62,070.44	2
S	Scooptram 6Yd3	hr.		422.40	96.88		40,921.48	
C	Combustible scoop	Gal.		2,745.60	5.75		15,787.20	0
٧	/entilador de 32,000 CFM	hr.		1,091.83	4.91		5,361.77	
3.04 H	Herramientas y EPP						1,000.99	0
- In	mplementos de Seguridad	Gdia	1.30	60.34	6.14		482.01	
H	Herramientas	Gdia	1.00	60.34	7.10		428.34	
L	amparas mineras	Gdia	1.30	60.34	1.16		90.63	
Т	TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/tn)						139.993.97	4.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 37: Costo rotura de mineral método sls

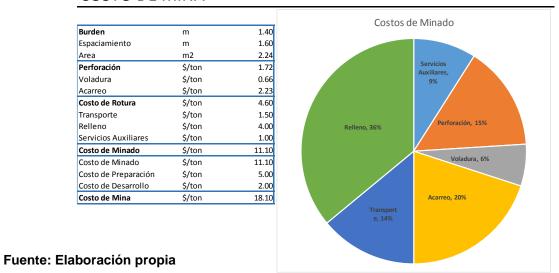
COSTO DE ROTURA DE MINERAL

ltem	Descripción	Unidad	Cantidad (Personas)	Cantidad	Costo Unitario US\$/Unidad	Vida Util	Costo Parcial US\$/Tajeo	Costo Total US\$/ton
1.00	PERFORACIÓN						52,242.65	1.72
1.01	Mano de Obra						4,382.23	0.14
	Operador de Simba	Gdia	1.30	30.64	73.34		2,921.49	
	Ayudante Operador de Simba	Gdia	1.30	30.64	36.67		1,460.74	
1.02	Aceros de Perforación						33,611.06	1.11
	Barra SP T38-RD38-T38 x 4"	p.p	10	14,071.20	305.00	4000	10,279.29	
	Broca Retractil FP T38 x 64mm	p.p	1	14,071.20	200.00	550	5,116.80	
	Broca Retractil FP T38 x 89mm	p.p		562.85	0.00		0.00	
	Shank COP 1838/1638 T38 x 435mm	p.p	1	14,071.20	285.00	5600	716.12	
	Broca B T38 x 5"	p.p		0.00	0.87		0.00	
	Copas de afilado	Jgo.		14,071.20	0.40		5,628.48	
	Aguzadora de copas	Pza.		14,071.20	0.00		23.45	
	Tubo de PVC	m.		1,430.00	7.02		10,031.45	
	Bolsa de Polipropileno	kg.		107.25	0.90		96.31	
	Cancamos de anclaje	Pza.		2.00	2.00		4.00	
	Reflectores de 500 Watt	Pza.		4.00	178.57		714.29	
	Conos de plastico naranja para SLS	Pza.		10.00	19.18		191.77	
	Manguera de 1" (70 m)	m.		70.00	3.53		247.10	
	Manguera de 1/2" (70 m)	m.		70.00	1.60		112.00	
1.03	Equipos						13,450.24	0.44
	Simba	hr.		76.61	176		13,450.24	
	Combustible Simba	Gal.		114.91	5.75		660.74	0.22
1.04	Herramientas y EPP						799.11	0.03
	Implementos de Seguridad	Gdia	2.60	30.64	6.14		489.54	
	Herramientas	Gdia	1.00	30.64	7.10		217.52	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.60	30.64	1.16		92.05	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38: Costo de mina

COSTO DE MINA



CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. MÉTODO Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. MÉTODO DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación que se desarrollara en esta tesis utiliza el método científico como método general y el método descriptivo como método especifico. Logrando la mejora de la productividad en la implementación del método de explotación sublevel stoping en el cuerpo Santa Rosa.

A. Método general

El método empleado en la investigación es el método inductivo - deductivo. Este método estuvo orientado a observar e investigar a fondo los parámetros operacionales (geológicos, geomecánicos, etc) y económicos. Así poder aplicar criterios de la implementación del método de minado para ver los resultados que se producen en la producción. Las evaluaciones de los parámetros técnicos económicos, sirvieron para llegar a determinar de qué manera mejorar la productividad en la implementación del método de minado sublevel stoping en el Cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.

B. Métodos específicos

A continuación, se detalla el procedimiento de recolección y procesamiento de datos, donde determinamos el control de los KPIs de los métodos de minado usados en la Unidad Minera Raura, haciendo uso del método general. Se realizó el análisis de los datos que se obtuvieron en la observación directa de las variables técnicas en la implementación del método de minado sublevel stoping en la explotación del cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.

Recopilación de informes anteriores. Con el objetivo de entender el desarrollo de las actividades unitarias en la implementación del método de minado sublevel stoping en la explotación del cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura, se recopiló toda la data de las áreas de geología, geomecánica, mina, planta y

planeamiento. Se interpretó los resultados de los informes de los meses anteriores.

Trabajo de campo. Se realizó el trabajo de campo con las observaciones pertinentes de mapeo, monitoreo de convergencia/divergencia, análisis de tiempo y costeo de las labores de desarrollo y preparación en el método de minado "Sublevel stoping".

Trabajo de gabinete: Se realizó los estudios de diseño operacionales, modelamientos, controles de mineralización y costos.

Resultados. Se realizó la evaluación de los resultados en la implementación del método de minado sublevel stoping aplicado en el Cuerpo Santa Rosa de la Unidad Minera Raura.

3.1.2. ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

Tipo de investigación

De acuerdo a los diversos criterios de investigación, es considerada de tipo aplicada. La investigación hace utilización y aplicación de los conocimientos y teorías que ya se han desarrollado en las investigaciones básicas, porque de su uso depende los resultados y conclusiones que se van a obtener.

Nivel

El nivel de la investigación que se desarrolló es de tipo explicativo, porque se buscó conocer un método que ayude a mejorar la productividad bajo criterios técnicos económicos. Los estudios explicativos buscan nuevas respuestas que ayuden a mejorar ciertas deficiencias.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

El diseño de investigación consistió en realizar el control técnico económico en la

aplicación del método de explotación "Sublevel Stoping" del Cuerpo Santa Rosa. Se

desarrolló en un periodo de 03 meses y luego se analizó para la obtención de resultados.

3.2.1. TIPO DE DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

La investigación es de diseño no experimental de corte longitudinal (evolutivo).

Se realizó durante el periodo de 03 meses, se hizo un control y registro de las

variables, durante el estudio se visualizaron cambios a través del tiempo. En la

investigación no se manipuló o trató de alterar las variables. Solo nos enfocamos

en investigar y observar los parámetros técnicos económicos en la operación

minera, luego analizamos su rentabilidad de la explotación del Cuerpo Santa

Rosa.

GNO:

01 (T1, T2, T3, T4)

02 (T1, T2, T3, T4)

GNO:

01 y 02

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. POBLACIÓN

La población pertenece a la Compañía Minera Raura S.A., en la zona del Cuerpo

Santa Rosa, se tienen labores de exploración, desarrollo, preparación y

producción.

3.3.2. **MUESTRA**

Para esta investigación se tomará como muestra al cuerpo "Santa Rosa"

perteneciente a la Compañía Minera Raura; ya que es el lugar en el cual se

llevará a cabo toda la investigación.

106

3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Con el objeto de contrastar la hipótesis propuesta, se realizará una investigación no experimental de tipo descriptivo que permita analizar el trabajo de tesis. Para ello se realizó la revisión de fuentes bibliográficas referidas al tema de investigación (libros, informes de tesis, informes internos de la empresa, revistas, publicaciones, boletines, etc.). Así mismo se harán observaciones por parte del participante, con fundamentos teóricos concernientes al tema de investigación y finalmente se realizarán las comparaciones con otros resultados.

3.4.1. TÉCNICAS DE TRATAMIENTO DE DATOS

En primer lugar, se realizó el acopio y recopilación de información histórica y actual con la que cuenta la Compañía Minera Raura y se hizo un análisis interno y externo de la misma.

Finalmente se estructuró una base de indicadores de los estándares óptimos que nos permitieron procesar la información.

CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS DEL TRATAMIENTO Y ANÁLISIS DE INFORMACIÓN

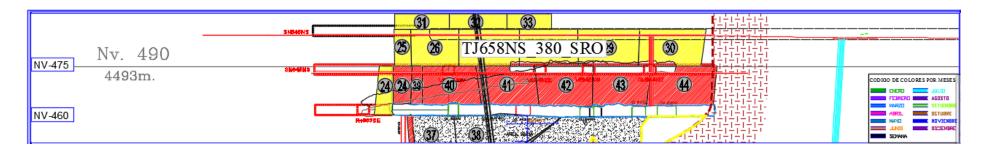
A continuación, se presentan los resultados de investigación, mostrando la implementación del método de explotación "Sublevel Stoping" en el cuerpo Santa Rosa de la Compañía Minera Raura.

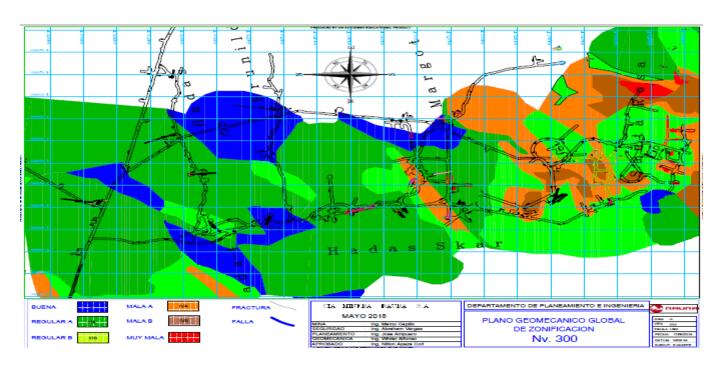
4.1.1. DEFINICIÓN DE LAS PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DEL CUERPO SANTA ROSA.

En relación al estudio geomecánico realizado se definió las propiedades del macizo rocoso y permitió definir los siguientes parámetros de diseño para el método de explotación del TJ658NS por Taladros Largos del cuerpo Santa Rosa del NV 300, con las siguientes conclusiones:

- a. De la preparación de labores para Taladros Largos, el análisis de estabilidad del SN644NN y SN643N del Subnivel inferior antes de llegar a la zona minada por taladros largos, el F.S. del block de mineral resulta mayor e igual 1.26 indicando que es estable.
- b. El análisis de estabilidad de los accesos, tienen como F.S. = 2.53 con ligeros a moderados relajamientos por causa del espacio vacío de los taladros largos, el sostenimiento indicado para dichas labores es split-set más malla electrosoldada y shotcrete si hubiese factores influyentes (Geodas, agua).
- Los accesos cercanos a la zona de explotación se sostienen con split set sistemático de 7 pies más malla electrosoldada.

- d. Para minimizar los esfuerzos inducidos generados por el propio minado se tiene que rellenar las áreas vacías.
- e. La zona encajonante (caja piso y techo) están expuestos a desprendimiento de rocas por efecto de la voladura y relajamiento a causa del vacío generado. Su control depende de la velocidad de relleno.
- f. Los accesos de extracción de mineral se mantienen estable después de la voladura de taladros largos negativos desde el SN644N, con factores de seguridad igual a 1.26.
- g. El dimensionamiento recomendado: Altura H: 19; Ancho W: 8; Longitud L:45. Con estos parámetros se obtiene un ELOS: 0.25.
- h. La implementación del método de explotación por sub level stoping de acuerdo a los parámetros geomecánicos permiten y sugieren dimensiones recomendadas con: 8m de ancho, 45m de largo y 19m de altura.
- Las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5 m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente.
- j. La condición actual del TJ658 con 8m de ancho, 45 m de largo y 19 m de altura. Bajo esas dimensiones el TJ658 se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.25m en las cajas por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío.





4.1.2. DEFINICIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

De acuerdo a las propiedades geológicas, geomecánicas y económicas se definieron los métodos de explotación: Cut and Fill, Bench and Fill y Sublevel Stoping. De acuerdo a la evaluación mediante el trade off de cada método de explotación se realizó las evaluaciones operacionales considerando una mejor rentabilidad económica a los métodos de explotación por taladros largos, exponiendo las siguientes conclusiones:

- La producción de mineral extraída en los años 2017 y 2018, fueron de 920,700 y 944,570 toneladas, mediante los métodos de minado Cut and Fill, Bench and Fill y Sub Level Soping, con una producción de 3,000 tpd.
- La incidencia de producción, por método de minado fueron de: Taladros Largos 64.33 % y de Cut and Fill 30.46 %, para el año 2017.
- c. La incidencia de producción, por método de minado fueron de: Taladros Largos 68.20 % y de Cut and Fill 21.64 %, para el año 2018. Con un incremento sustancial para el 2019.

PSP 2017

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL	total
TL	50,000	44,500	50,400	48,200	50,300	48,500	49,650	50,200	49,400	50,650	49,200	51,250	592,250	64.33%
CRBR	24,300	21,700	23,900	23,400	24,000	23,100	24,650	24,100	22,200	23,650	22,400	23,050	280,450	30.46%
AV	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000	48,000	5.21%
TOTAL	78,300	70,200	78,300	75,600	78,300	75,600	78,300	78,300	75,600	78,300	75,600	78,300	920,700	100.00%

PLAN	78,306	70,206	78,306	75,606	78,306	75,606	78,306	78,306	75,606	78,306	75,606	78,306	920,771
Oz Ag	3.06	3.06	3.18	3.21	3.20	3.20	3.22	3.17	3.20	3.21	3.19	3.19	3.18
% Cu	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.26	0.24	0.24	0.24	0.24	0.24	0.24	0.25
% Pb	2.89	2.92	2.88	2.83	2.77	2.76	2.71	2.73	2.78	2.81	2.80	2.79	2.81
% Zn	5.40	5.47	5.42	5.47	5.61	5.63	5.70	5.72	5.70	5.67	5.71	5.72	5.60

PSP 2018

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL	%INCID
TL	59,330	50,120	53,220	53,560	54,330	49,060	54,330	50,330	53,560	57,430	52,560	56,330	644,160	68.20%
CRBR	13,000	13,900	19,110	16,000	18,000	20,500	18,000	22,000	16,000	14,900	17,000	16,000	204,410	21.64%
AV	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	8,000	96,000	10.16%
TOTAL	80,330	72,020	80,330	77,560	80,330	77,560	80,330	80,330	77,560	80,330	77,560	80,330	944,570	100.00%

PLAN	80,330	72,020	80,330	77,560	80,330	77,560	80,330	80,330	77,560	80,330	77,560	80,330	944,570
Oz Ag	2.46	2.60	2.61	2.56	2.68	2.77	2.60	2.59	2.70	2.61	2.74	2.50	2.62
% Cu	0.23	0.27	0.36	0.32	0.28	0.32	0.26	0.23	0.21	0.21	0.23	0.22	0.26
% Pb	2.35	2.58	2.11	2.35	2.58	2.02	2.29	2.67	2.14	2.71	2.61	2.48	2.41
% Zn	5.62	5.65	5.46	5.12	5.18	5.59	5.36	5.58	5.41	5.38	5.47	5.60	5.45

4.1.3. DEFINICIÓN DEL PLAN DE MINADO

De acuerdo al estudio realizado mediante el trade off y selección del método de minado se definieron las siguientes conclusiones:

- Las reservas extraíbles del proyecto superan los 8 millones de toneladas en la configuración de mina para el ritmo más bajo, distribuidas en los tres niveles de minado.
- b. El cálculo de Cut Off para el método de minado Taladros Largos (dilución 12 a 18% y recuperación 82 a 85%) a un ritmo de producción de 3,000 toneladas por día, generó un costo total de 25 a 41 US\$/t y de 7.10 a 8.117 % de Zn equivalente.
- c. El margen de utilidad bruta del método de explotación cut and fill, bench and fill y sublevel stoping fue de 368 US\$ MM, 435 US\$ MM y 595 US\$ MM respectivamente.
- d. El método de explotación a aplicarse en el planeamiento tipo LOM para la Compañía Minera Raura será el de taladros largos, por las condiciones geológicas, geomecánicas, geometalúrgicas y económicas.

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

ITEM Producción	Unid	Bench and Fill	Sub level Stoping	Cut and Fill
Production	tpd	3,000	3,000	3,000
Ley Corte Eq_Zn % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Recursos Minerales Marginales	t	7,398,600	7,398,600	7,398,600
Zn	%	5.53	5.53	5.53
Pb	%	2.01	2.01	2.01
Ag	Oz/t	2.59	2.59	2.59
Cu	%	0.31	0.31	0.31
ZnEq	%	9.88	9.88	9.88
NSR	US\$/t	116	116	116
Costo de Operación (OPEX)				
Mina	US\$/t	34	18	47
Planta	US\$/t	5.40	5.40	5.40
Administración	US\$/t	1.35	1.35	1.35
Transporte	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	41	25	53
1. 0.1.5.7.0	24	2 522	F 507	2.070
Ley Corte Eq_Zn %	%	3.630	5.507	3.970
Tipos de Mineral		Medido,	Medido,	Medido,
Clase de Recursos		Indicado	Indicado	Indicado
ciase ac recaisos				
Recursos	+	8 252 100	8 252 100	8 252 100
Recursos 7n	t %	8,252,100	8,252,100	8,252,100
Zn	%	4.86	4.86	4.86
Zn Pb	% %	4.86 2.26	4.86 2.26	4.86 2.26
Zn Pb Ag	% % Oz/t	4.86 2.26 2.69	4.86 2.26 2.69	4.86 2.26 2.69
Zn Pb Ag Cu	% % Oz/t %	4.86 2.26 2.69 0.27	4.86 2.26 2.69 0.27	4.86 2.26 2.69 0.27
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO	% % Oz/t % %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57
Zn Pb Ag Cu	% % Oz/t %	4.86 2.26 2.69 0.27	4.86 2.26 2.69 0.27	4.86 2.26 2.69 0.27
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO	% % Oz/t % %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR	% % Oz/t % % US\$/t	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación	% % Oz/t % US\$/t	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación	% % Oz/t % US\$/t	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dill MAHO	% % Oz/t % US\$/t %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*)	% % Oz/t % US\$/t %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*) Zn	% % Oz/t % US\$/t % t %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18 7,984,732 4.119	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12 7,855,999 4.339	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13 7,926,142 4.301
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*) Zn Pb	% % Oz/t % US\$/t % t % %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18 7,984,732 4.119 1.915	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12 7,855,999 4.339 2.018	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13 7,926,142 4.301 2.000
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*) Zn Pb Ag	% % Oz/t % US\$/t % t % Oz/t %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18 7,984,732 4.119 1.915 2.280	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12 7,855,999 4.339 2.018 2.402	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13 7,926,142 4.301 2.000 2.381
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*) Zn Pb Ag Cu	% % Oz/t % US\$/t % t % Oz/t % %	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18 7,984,732 4.119 1.915 2.280 0.229	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12 7,855,999 4.339 2.018 2.402 0.241	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13 7,926,142 4.301 2.000 2.381 0.239
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*) Zn Pb Ag Cu ZnEq % NSR	% % Oz/t % US\$/t % t % Oz/t % % US\$/t	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18 7,984,732 4.119 1.915 2.280 0.229 8.108 95	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12 7,855,999 4.339 2.018 2.402 0.241 7.099 101	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13 7,926,142 4.301 2.000 2.381 0.239 7.032 100
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*) Zn Pb Ag Cu ZnEq % NSR Costo Total	% % Oz/t % % US\$/t % t % Oz/t % US\$/t US\$/t	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18 7,984,732 4.119 1.915 2.280 0.229 8.108 95 41	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12 7,855,999 4.339 2.018 2.402 0.241 7.099 101	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13 7,926,142 4.301 2.000 2.381 0.239 7.032 100
Zn Pb Ag Cu ZnEq % MAHO NSR MAHO Recuperación Dilt MAHO Reservas Minables (*) Zn Pb Ag Cu ZnEq % NSR	% % Oz/t % US\$/t % t % Oz/t % % US\$/t	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 82 18 7,984,732 4.119 1.915 2.280 0.229 8.108 95	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 12 7,855,999 4.339 2.018 2.402 0.241 7.099 101	4.86 2.26 2.69 0.27 9.57 113 85 13 7,926,142 4.301 2.000 2.381 0.239 7.032 100

CONCLUSIONES

- 1. El cuerpo Santa Rosa es del tipo metasomatismo de contacto (Skarn), compuesta con mineralización polimetálica de Cu, Ag, Zn y Pb.
- 2. El presente estudio permitió la evaluación técnico económico del cuerpo Santa Rosa y su aplicación del método de minado sublevel stoping, para lo cual se realizó la evaluación geológica, geomecánica y su trade off respectivo.
- 3. La implementación del método de explotación por sublevel stoping de acuerdo a los parámetros geomecánicos permiten y sugieren dimensiones recomendadas de 8m de ancho, 45m de largo y 19m de altura de tajeo.
- 4. Las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5 m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementar por el tiempo de exposición al no rellenarse oportunamente. Bajo esas dimensiones el TJ658 del cuerpo Santa Rosa se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.25m en las cajas por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío.
- 5. El cálculo de Cut Off para el método de minado Taladros Largos (dilución 12 a 18% y recuperación 82 a 85%) a un ritmo de producción de 3,000 toneladas por día, generó un costo de operación de 25 a 41 US\$/t y con 7.1 a 8.1% de Zn equivalente.
- 6. El margen de utilidad bruta del método de explotación cut and fill, bench and fill y sublevel stoping fue de 368 US\$ MM, 435 US\$ MM y 595 US\$ MM respectivamente.
- 7. El método de explotación a aplicarse en el planeamiento tipo LOM para la Compañía Minera Raura será el de taladros largos, por las condiciones geológicas, geomecánicas, geometalúrgicas y económicas.

RECOMENDACIONES

- La Perforación y Voladura se hará en Taladros Negativos supervisado por el Área de Voladura en coordinación con Ingeniería, cumpliendo el diseño y minimizando los efectos de la voladura a las cajas.
- 2. Las labores de preparación se deben desarrollar cerca de la caja techo del cuerpo mineralizado.
- 3. Para el control del relajamiento en Ventanas y Subniveles, el sostenimiento será con malla más slit set sistemático hasta la altura de la gradiente.
- 4. Para el control del relajamiento con desprendimiento de rocas de las cajas, se completará el relleno como máximo hasta el nivel superior cuando la longitud de espacio vacío supere los 45m, según los cálculos de la estabilidad de Mathews.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Bienawski, Z.T. 1989. Engineering rock mass classifications. New York: Wiley.
- 2. **Hoek, E., Kaiser, P.K. and Bawden. W.F. 1995**. Support of underground excavations in hard rock. Rotterdam: Balkema.
- José Ramón Martínez Catalán 2002. Geología Estructural y Geodinámica "Comportamiento Frágil" Universidad de Salamanca.
- Luis I. Gonzales de Vallejo. 2002" Ingeniería Geológica". Editorial Pearson Educación, Madrid.
- Raúl Castro (Universidad de Chile), Ph.D. University of Queensland, Australia. 2010
 "Programa internacional en Diseño de Minas Subterráneas". Organizado por BS GRUPO S.A.C.
- 6. Córdova, J. (2009/1 0/02). (1) "Minera Casapalca".
- 7. **Huarcaya, C. (2008).** 7mo. Congreso de Minería, "Explotación de Vetas por Subniveles con Taladros Largos". Huaraz, Perú.(2)
- 8. **SRK CONSULTING. 2017**. Estudio Global de la Unidad Minera Raura Aspectos Geomecánicos. Compañía Minera Raura S. A. Lima: s.n., 2017. Informe Interno.
- Puchoc, D. (2002). "Estudio de Aplicación de Taladros Largos en la Zona Gayco Compañía Minera Raura", Lima, Perú.(3)
- 10. José Moran Montoya Lima Perú (2009)(4) "Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A"
- Leidy Guerrero Sandoval (Piura Perú 2015) "aplicación de taladros largos en vetas angostas Compañía Minera Raura S.A "
- 12. Universidad politécnica de Madrid Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Minas (Madrid - noviembre 2007). "Diseño de explotaciones e infraestructura mineras subterráneas"
- 13. **Alejandro Novitzky (Buenos Aires 1975).** "Métodos de explotación subterránea y planificación de minas"
- 14. **Hustrulid W.A. Inc 1982.** "Underground Mining Methods Handbook", Edit The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineer's
- 15. **Presidencia de la república de Perú, Decreto supremo N° 055-2010-EM,** Decreto supremo que aprueba el reglamento de seguridad y salud ocupacional y otras medidas complementarias en minería, Lima, Perú.
- 16. Memoria Anual de Compañía Minera Raura 2018.
- 17. Plan de minado anual 2018 de Compañía Minera Raura.
- 18. Informes Mensuales del Departamento de Seguridad de Compañía Minera Raura S.A.
- 19. Raura, Información Geológica y estructural.

ANEXOS

ANEXO A PLANOS GENERALES

FIGURA N° 1: Método de Explotación Corte y Relleneo Ascendente Scoop Movil y Jumbo en Breasting

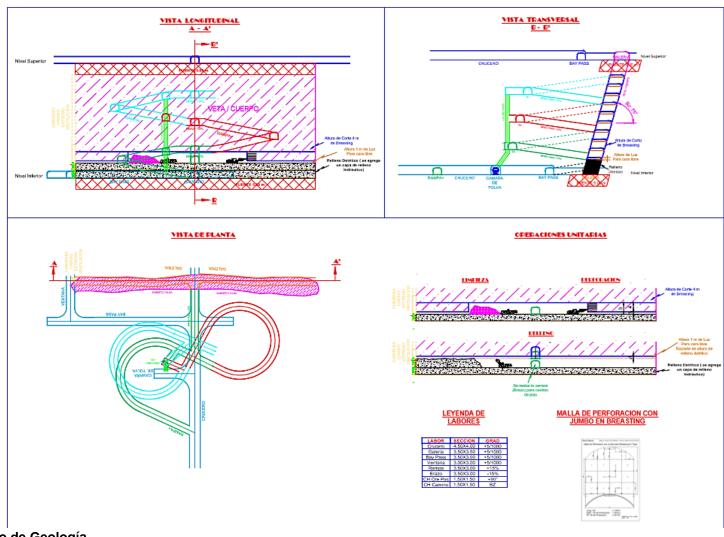


FIGURA N° 2: Método de Explotación Sub Level Stoping - Hundimiento por subniveles

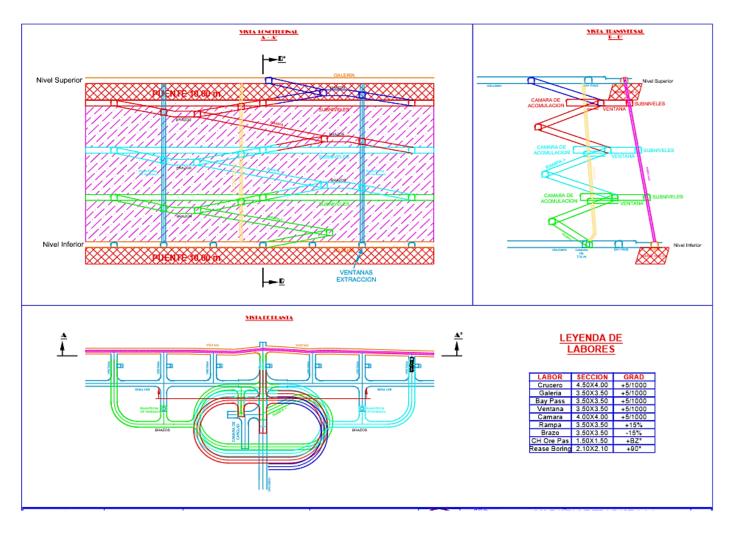


Figura N° 3: Secuenciamiento del Método de Explotación Sub Level Stoping - Hundimiento por subniveles

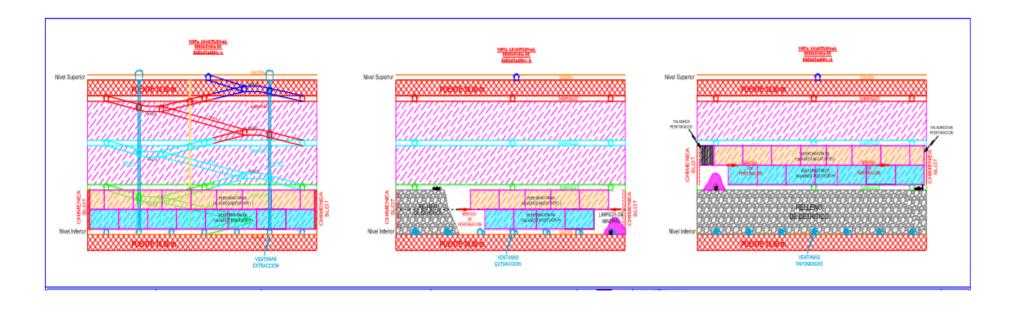


Figura N° 4: Aspectos Geomecánicos zona sur Unidad Minera Raura

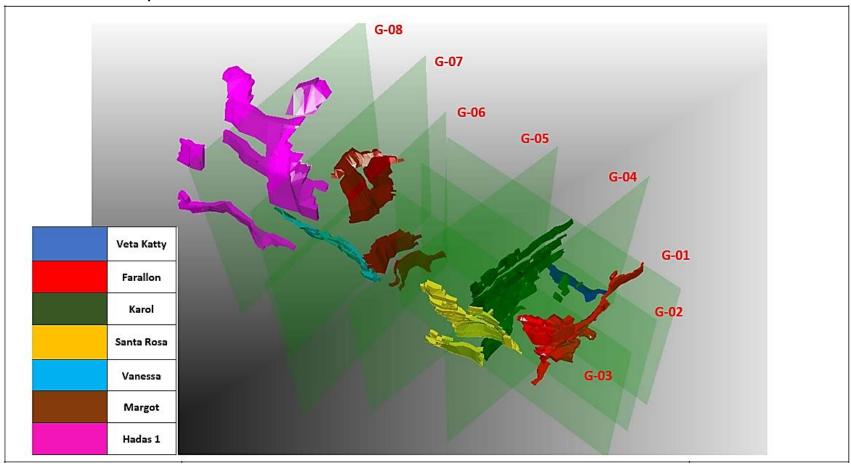
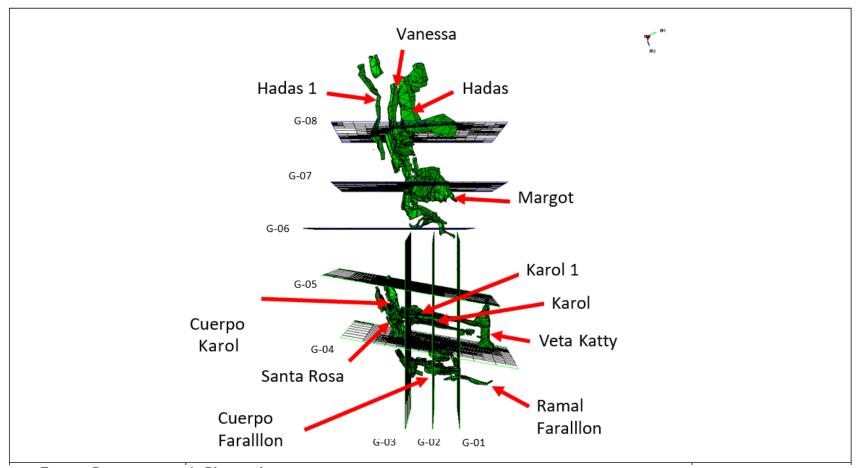


Figura N° 5: Aspectos Geomecánicos zona sur Unidad Minera Raura



NV 500 1.30 NV 460 3 NV 420 Hatep= 3 oc= 75 m=2.520 s=0.002 Std=0.000 NV 380 NV 340 NV 300 NV 260 NV 220 NV 180 NV 120

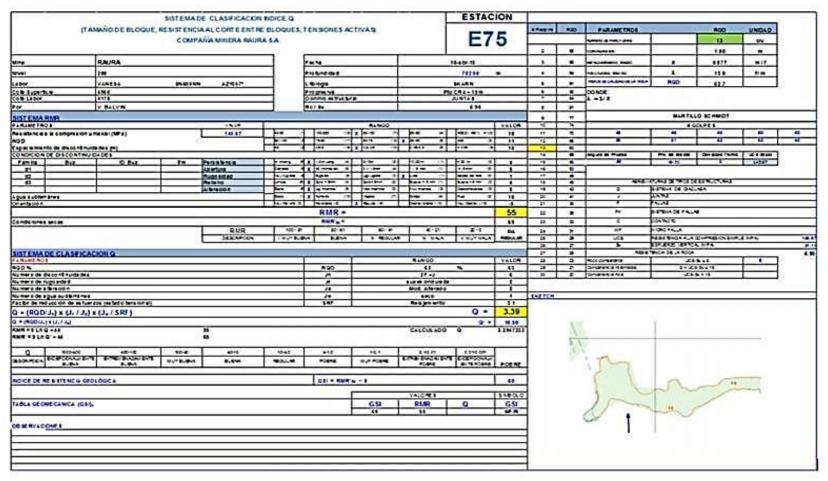
Figura N° 6: Aspectos Geomecánicos zona sur Unidad Minera Raura Modelo Map 3D

ANEXO B GEOMECANICA

Tabla N° 1: Clasificación del macizo rocoso

CLASI	FICACION	DEL MACIZO ROCOSO S	EGUN SU G.S.I.
TIPO DE MAC	CIZO ROCOSO	LABORES PERMANENTES DE 2.2M A 3.0M	LABORES TEMPORALES (TAJEOS)
A	(LF/MB); (LF/B); (LF/R) (F/MB); (F/B); (MF/MB)	PERNO OCASIONAL	PERNO OCASIONAL O PUNTAL PARA CONTROL DE BLOQUES
В	(LF/R); (LF/P) (F/B); (F/R) (MF/MB); (MF/B)	PERNO SISTEMÁTICO DE (1.5x1.5 m) MÁS MALLA OCASIONAL	PERNO SISTEMÁTICO DE (1.5x1.5M) O PUNTALES DE SEGURIDAD ESPACIADOS A 1.5
С	(F/P); (MF/R); (IF/B) PERNO SISTEMÁTICO (1.2x1.2 m) MÁS MALLA OBLIGATORIA		PERNO SISTEMÁTICO (1.2x1.2M) MÁS MALLA O PUNTALES GUARDACABEZA
D	(F/MP); (MF/P); (MF/MP); (IF/R); (IF/P); (T/R)	CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.0 - 1.2M	CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.5 M
Ε	(MF/MP) (IF/P); (IF/MP) ; (T/R); (T/P); (T/MP)	CIMBRAS METALICAS VIGAS H4 O CUADROS ESPACIADOS DE 0.7 - 1.0 M	CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.0 M

Figura N° 7: Sistema de clasificación



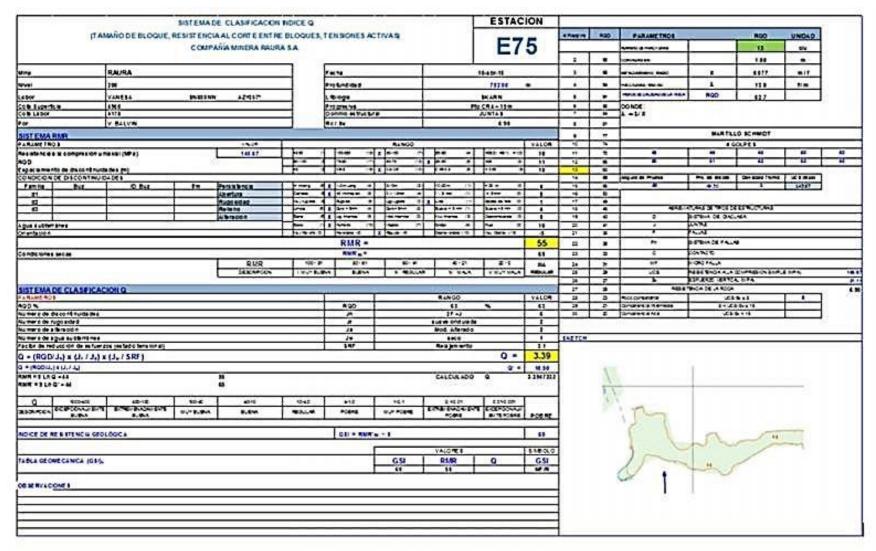
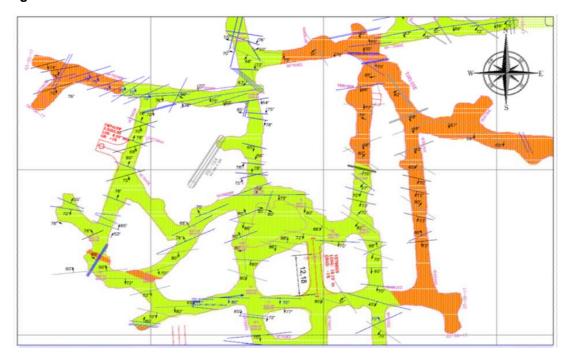
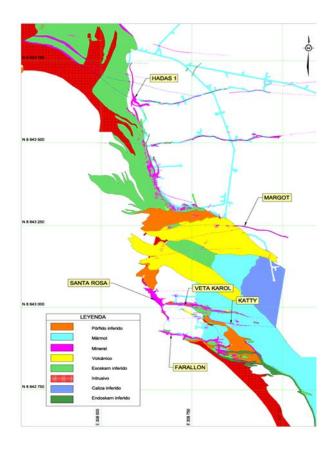


Figura N°8: Plano Geomecánico.





Fuente: Elaboración Propia

ANEXO C REPORTE DE RECURSOS

1.0 ALCANCE

Determinar los recursos totales para el Estudio del Cuerpo Santa Rosa - Minera Raura.

2.0 OBJETIVOS

El presente documento contiene como resultado reporte de recursos totales brindados por Minera Raura, el cual servirá para realizar el reporte de reservas.

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la información proporcionada por Minera Raura (modelo de bloques).

Archivo de base de datos: skarn_raura

4.0 PROCEDIMIENTO

Para calcular el reporte de recursos se realizaron los siguientes pasos:

- 1.- Ingreso de la información del modelo de bloques (formato csv) al software Datamine.
- 2.- Codificación del modelo y cálculo del porcentaje topográfico debajo de la superficie, esto con el objetivo de no reportar partes de bloques que están encima de la topografía.
- 3.- En el software Datamine, con la herramienta "Wireframe Dinamic" se reportó el total de los recursos divido en categoría geológica (Medido, Indicado e Inferido).

5.0 CONSIDERACIONES

Para el Reporte de recursos se consideraron el porcentaje topografico por debajo de la superficie.

- *Obs. 1: Para este cálculo no se consideró los recursos potenciales.
- *Obs. 2: Dentro de los reportes se considera a la potencia del Skarn Raura (POT).

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

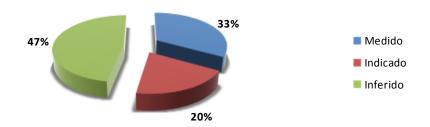
Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel y el Software Datamine.

7.0 RESULTADOS

7.1 Reporte de Recursos Totales

Categoria Geológica	Tonelaje	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag (Oz/t)	Cut Off	US (\$)	Zn Eq TMF
Medido	5,184,800	0.28	2.33	5.20	2.67	44.30	147	521,800
Indicado	3,067,300	0.24	2.13	4.28	2.71	44.30	131	272,800
Inferido	7,398,600	0.31	2.01	6.28	2.59	44.30	156	804,600
Total	15,650,700	0.29	2.14	5.53	2.64	44.30	148.12	1,599,200

7.2 Distribución de Recursos



7.3 Reporte Recursos Medido e Indicado

Recursos	Tonelaje	Cu (%)	Pb(%)	Zn(%)	Ag(Oz/t)	Cut Off	US(\$)	ZnEq(TMF)
Med + Ind	8,252,100	0.27	2.26	4.86	2.68	44.30	141	429,247

8.0 CONCLUSIONES

- Los recursos geológicos totales (medido, indicado e inferido) obtenidos para el proyecto son: 15'650,700 tn.
- Los recursos medido e indicado representan el 53% de recursos total, (8'252,100.00 tn).
- Los recursos medido e indicado tienen leyes de: Cu 0.27%, Pb 2.26%, Zn 4.86% y Ag 2.69 oz/t.
- Los resultados obtenidos servirán para compararlo con los resultados de la estimación de reservas de Minera Raura realizado (probado, probable y posible).

9.0 ANEXOS

9.1 Anexo I. Hoja de Reporte de Recursos.

ANEXOS D DIMENSIONAMIENTO

137

1.0 ALCANCE

El presente documento determina el ritmo de producción para una operación minera.

2.0 OBJETIVOS

Determinar el ritmo de producción en tonelas por día (tpd) para el Estudio Conceptual de la memoria de Tésis.

Determinar el dimensionamiento de producción para los siguientes métodos de minado de:

CFS: Cut and Fill Stoping

BFS Bench and Fill Stoping (Con Relleno)

SSL Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno)

MC-008-2018-JCB

Reporte de recursos

4.0 DESCRIPCIÓN

El dimensionamiento de una mina está en función a muchos Factores tales como: condiciones de mercado y precio de productos, ley y reservas del mineral, actitudes politicas del gobierno, factores medio ambientales entre otros.

En la literatura técnica existen algunas fórmulas empíricas para la estimación del tamaño de producción; calculada en funcion a las reservas estimadas consideradas como explotables dentro de un yacimiento.

Además, las formulas nos permite aproximar la vida óptima de explotación (VOE) los cuales nos pueden dar valores de referencia, el cual en muchos casos es tomado como punto de partida para un proyecto. Esta función es válida para minas a tajo abierto y subterráneas, metalicas y no metálicas segun especifica cada autor.

Las formulas como se puede ver lineas abajo depende del tonelaje de recursos de mineral existentes en el yacimiento TAYLOR (1976).

$$VOE(a\tilde{n}os) = 6.5(reservas - Mt)^{0.25} (1 \pm 0.2)$$

VOE (años) : Vida Óptima de Explotación

(Reservas-Mt) : Reservas expresadas en Millones de Toneladas

<u>Glosario</u>

TPA : Toneladas por Año
TPD : Toneladas por Día

5.0 CONSIDERACIONES

Metodo de Minado	unid	CFS	BFS	SSL
Ley de corte Zn Eq (*)	%	3.97%	3.63%	5.51%
Recursos descontado **	t	8,252,100	8,252,100	8,252,100
Dilución	%	12%	18%	13%
Recuperación	%	85%	82%	85%
Reservas	t	7,855,999	7,984,732	7,926,142

Dias de Trabajo por año 365

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel.

7.0 RESULTADOS

Método de Minado	Unid.	<u>CFS</u>	BFS	SSL
VOE	años	[8.7 ; 13.1]	[8.7 ; 13.1]	[8.7 ; 13.1]
VOE Promedio	años	10.9	10.9	10.9
TPA	kt	[900 ; 600]	[900;600]	[900 ; 600]
TPA Promedio	kt	752	761	757
TPD	t	[2000 ; 2000]	[2000;3000]	[2000 ; 2000]
TPD Promedio	t	2,060	2,086	2,074

8.0 CONCLUSIONES

La producción promedio obtenida para el método de Cut and Fill Stoping es de 1,977 tpd La producción promedio obtenida para el método de Bench and Fill Stoping (Con relleno) es de 2174 tpd

La producción promedio obtenida para el método de Sublevel Stoping Longitudinal (Con Relleno) es de 1,888 tpd

La máxima producción se podría alcanzar empleado los método de minado de Bench and Fill Stoping (Con Relleno)

BISA recomienda que para esta etapa del proyecto la producción sea 50,000 tpd, y en los posteriores estudios a realizarse determinar la producción promedio estimada líneas arriba.

8.0 BIBLIOGRAFÍA

 C. Lopez Jimeno & M. Bustillo Revuelta: "Manual de Evaluación y Diseño de Explotación Mineras" pag, 482,483

^{*} Ley de corte Zn Eq: Leyes de corte estimadas

^{**} Reporte de Recursos

ANEXO E BENCH MARKING

1.0 ALCANCE

El presente documento compila información con los indicadores claves en operaciones similares al Cuerpo Santa Rosa - Minera Raura.

2.0 OBJETIVOS

Determinar el costo operativo de minado masivo y parámetros de diseño como dilución y recuperación para el Cuerpo Santa Rosa - Minera Raura.

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la información recopilada de operaciones y proyectos similares:

4.0 BENCHMARKING

Consiste en comparar aquellos indicadores claves como producción(tpd),dilución recuperación, etc. que pertenezcan a operaciones de minado similares los cuales evidencien las mejores prácticas.

CFS Cut & Fill Stoping

BFS Bench and Fill Stoping (con relleno)

SSL Sublevel Stoping Longitudinal(con relleno)

4.1 Parametros de Diseño

Metodo	Mina	TPD	Elemento	Cut-Off	Dilución	Recuperación
_	Catalina Huanca	1,322	Zn, Cu, Pb	3.69%	13%	90%
ing ing	Mina Chipmo	468.33	Ag, Au	0.48 oz/t	12.24%	95%
Cut & Fill Stoping Stoping CFS	Castrovirreyna	491.67	Pb, Ag, Au, Zn,	1.13%	16.72%	92%
S & &	Morococha	481	Pb, Ag, Au, Zn,	3.62%	10%	79%
	Raura	2,770	Zn, Pb, Cu, Ag	44.30 \$/t	6%	85%
and ping lleno) S	Pallancata	1815	Ag, Au	1.67%	18%	82%
Bench and Fill Stoping (con relleno) BFS	Raura	2,770	Zn, Pb, Cu, Ag	44.30 \$/t	10%	93%
oing relleno)	Cerro lindo	18,000	Pb, Zn, Cu	1.32%	15%	80%
Sub-level Stoping Longitudinal(con relleno) SSL	Morococha	481	Pb, Ag, Au, Zn,	3.62%	8%	79%
Suk Longitu	Raura	2,770	Zn,Pb,Cu,Ag	44.30 \$/t	13%	75%

4.2 Costos

Metodo	Mina	TPD	Costo Mina	Costo Planta
=	Catalina Huanca	2,150	35.0	11.0
sing Sing	Mina Chipmo	468.3	33.07	-
Cut & Fill Stoping Stoping CFS	Minera Castrovirreyna	491.67	35.62	3.70
0 " "	Mina Morococha	481	37.25	3.50
	Mina Raura	2,770	36.50	5.40
ind Fill 1 (con no) S	Pallancata	1,815	34.70	9.97
Bench and Fill Stoping (con relleno) BFS	Raura	2,770	36.50	5.40
ping relleno)	Cerro lindo	18,000	14.40	7.00
Sub-level Stoping -ongitudinal(con relleno) SSL	Morococha	18,000	19.71	3.50
Sub Longitu	Raura	2,770	36.50	5.40

5.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel.

6.0 RESULTADOS

Método	TPD	Cut - Off	Costo Mina	Dilución	Recuperación
CF	3,000	3.00%	40.0	13%	85%
BF	3,000	1.70%	36.0	18%	82%
SSL	3,000	5.20%	58.1	15%	80%

7.0 CONCLUSIONES

A. El costo de minado aproximado del metdo de minado cut and fill stoping es de 40 \$/ton, sacando costo de dilucion , recuperacion etc. B. El costo de minado aproximado del metodo de minado bench and fill stoping es de 36 \$/ton, sacando costo de dilucion, recuperacion, etc. C. El costo de minado aproximado del metodo de minado sublevel stoping longitudinal es de 58.1 \$/ton, sacando costo de dilucion, recuperacion, etc.

8.0 RECOMENDACIONES

A. para la siguiente etapa se debe afinar costo para cada uno con datos reales.

ANEXO F

CUT OFF

1.0 ALCANCE

Determinar la ley de corte para el método de minado recomendado para el Cuerpo Santa Rosa - Minera Raura

2.0 OBJETIVOS

Determinar el Cut-Off por cada método de minado propuesto el cual permita una explotación de 1486 tpd para el metodo Cut & Fill, 1420 tpd para Sub level Stoping y 1635tpd para Bench & Fill.

B&F: Bench and Fill Stoping

SLS Sublevel Stoping Longitudinal (con relleno)

C&F: Cut & Fill Stoping

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la siguiente información:

ANEXO C Reporte de Recursos

ANEXO D Cálculo del Dimensionamiento de Producció

ANEXO F Benchmarking Método de Explotación

Precios de Metales Investigado por MAHO

Parámetros de Cálculo Proporcionado por Minera Raura

4.0 DESCRIPCIÓN

Para realizar el cálculo del Cut-Off se realizaron los siguientes pasos:

- 1.- Cuantificar el pago por cada elemento, luego se obtiene el pago total del concetrado.
- 2.- Calculo de las deducciones, maquila y penalidades .
- 3.- Calculo del valor por tonelada de mineral NSR
- 4.- Calculo de la Ley Equivalente de Zinc

5.0 PROCEDIMIENTO

Precios de Metales

Zn	US\$/t	2,210	US\$/Ib	1.00
Pb	US\$/t	1,937	US\$/lb	0.88
Ag	US\$/Oz	14.20		

Costo Operativo

Descripción	Unid.	C&F	SLS	B&S
Planta	US\$/t	5.4	5.4	5.4
Administración	US\$/t	1.4	1.4	1.4
Transporte	US\$/t	0.0	0.0	0.0
Costo Mina	US\$/t	47	18	34
Costo Total	US\$/t	54	25	41

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel.

7.0 RESULTADOS

Realizando el Cálculo de los factores del NSR y la ley equivalente se tienes las siguientes fórmulas (Ver anexo 9.1 donde se muestra el procedimiento de calculo)

7.1.- NET SMELTER RETURN (NSR)

$$NSR = (Ley\ Zn * 11.776) + (Ley\ Pb * 13.336) + (Ley\ Ag * 9.304) + (Ley\ Cu * 1.04)$$

7.2.- LEY EQUIVALENTE

$$Zn \ Eq = Ley \ Zn + Ley \ Pb * \frac{(Precio \ Pb * Recuperaci\'on \ Pb)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Constant \ Ag * \frac{(Pr$$

$$Zn Eq = (Ley Zn * 1.000) + (Ley Pb * 1.132) + (Ley Ag * 0.790) + (Ley Cu * 0.088)$$

7.3.- RESUMEN

Método de Minado	Cut - Off ZnEq %	NSR US\$/t
Bench and Fill Stoping	3.63	113
Sublevel Stoping Longitudinal	5.51	113
Cut & Fill Stoping	3.97	113

8.0 CONCLUSIONES

Tomando en consideración los costo de minado escalados a un ritmo de producción de 3000 tpd para el metodo Cut & Fill, 3000tpd para Sub level Stoping y 3000tpd para Bench & Fill se obtuvo los Cut-Off equivalentes en zinc por método de minado obteniendo que el menor cut-off es para el Bench and Fill Stoping (3.68% ZnEq).

ANEXO G
TRADE OFF

1.0 ALCANCE

Determinar el método de minado mas apropiado para el Estudio de Tésis: "Implementación del Método de Explotación Sublevel Stoping - Cuerpo Santa Rosa - Raura

2.0 OBJETIVOS

Determinar el métodos de minado con mayor utilidad bruta el cual permita una explotación de 3,000 tpd.

Métodos de Minado Pre-Seleccionados

B&F: Bench and Fill Stoping

SLS Sublevel Stoping Longitudinal (con relleno)

C&F: Cut & Fill Stoping

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la siguiente información:

ANEXO C Reporte de Recursos

ANEXO D Cálculo del Dimensionamiento de Producció

ANEXO E Benchmarking Método de Explotación

ANEXO F Cálculo del Cut Off

Precios de los Metales Proporcionado por Minera Raura
Parámetros de Cálculo Proporcionado por Minera Raura

4.0 DESCRIPCIÓN

Para determinar el método de minado que se adecue al yacimiento se realizaron los siguientes pasos:

- 1.- Determinar el cut off y reporte de recursos por método de minado.
- 2.- Calculo de costo operativo
- 3.- Calculo del NSR por método de minado
- 4.- Determinar Margen bruto por método de minado

5.0 PROCEDIMIENTO

Costo Operativo

Costo Mina	US\$/t	47	18	34
Transporte	US\$/t	0.0	0.0	0.0
Administración	US\$/t	1.4	1.4	1.4
Planta	US\$/t	5.4	5.4	5.4
Descripción	Unid.	C&F	SLS	B&S

6.0 HERRAMIENTA COMPUTACIONAL

Las herramientas computacionales utilizadas son las hojas de cálculos Excel.

7.0 RESULTADOS

Realizando el Cálculo de los factores del NSR y la ley equivalente se tienes las siguientes fórmulas (Ver anexo 9.1 donde se muestra el procedimiento de calculo)

7.1.- NET SMELTER RETURN (NSR)

$$NSR = (Ley\ Zn\ *11.776) + (Ley\ Pb\ *13.336) + (Ley\ Ag\ *9.304) + (Ley\ Cu\ *1.04)$$

7.2.- LEY EQUIVALENTE

$$Zn \ Eq = Ley \ Zn + Ley \ Pb * \frac{(Precio \ Pb * Recuperaci\'on \ Pb)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \cdots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Ag)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Zn)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Zn)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Recuperaci\'on \ Zn)}{(Precio \ Zn \ * Recuperaci\'on \ Zn)} + \dots + Ley \ Ag * \frac{(Precio \ Ag \ * Rec$$

$$Zn Eq = (Ley Zn * 1.000) + (Ley Pb * 1.132) + (Ley Ag * 0.790) + (Ley Cu *0.088)$$

7.3.- RESUMEN

Método de Minado	Cut - Off ZnEq %	NSR US\$/t
Bench and Fill Stoping	3.63	113
Sublevel Stoping Longitudinal	5.51	113
Cut & Fill Stoping	3.97	113

8.0 CONCLUSIONES

Tomando en consideración los costo de minado escalados a un ritmo de producción de 3000 tpd para el metodo Cut & Fill, 3000tpd para Sub level Stoping y 3000tpd para Bench & Fill se obtuvo los Cut-Off equivalentes en zinc por método de minado obteniendo que el menor cut-off es para el Bench and Fill Stoping (3.68% ZnEq).

9.0 ANEXOS

9.1 Anexo I. Hoja de Calculo detallada: SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

ITEM Producción	Unid tpd	Bench and Fill 3,000	Sub level Stoping 3,000	Cut and Fill 3,000
Ley Corte Eq_Zn % - CutOff Marginal	%	0.664	0.664	0.664
Recursos Minerales Marginales	t	7,398,600	7,398,600	7,398,600
Zn	%	5.53	5.53	5.53
Pb	%	2.01	2.01	2.01
Ag	Oz/t	2.59	2.59	2.59
Cu	%	0.31	0.31	0.31
ZnEq	%	9.88	9.88	9.88
NSR	US\$/t	116	116	116
Costo do Onovación (ODEV)				
Costo de Operación (OPEX)	IIC¢/+	24	10	47
Mina	US\$/t	34	18	47
Planta	US\$/t	5.40	5.40	5.40
Administración	US\$/t	1.35	1.35	1.35
Transporte	US\$/t	0.00	0.00	0.00
TOTAL	US\$/t	41	25	53
Ley Corte Eq_Zn %	%	3.630	5.507	3.970
Tipos de Mineral		Medido,	Medido,	Medido,
Clase de Recursos		Indicado	Indicado	Indicado
<u>Recursos</u>	t	8,252,100	8,252,100	8,252,100
Zn	%	4.86	4.86	4.86
Pb	%	2.26	2.26	2.26
Ag	Oz/t	2.69	2.69	2.69
Cu	%	0.27	0.27	0.27
ZnEq % MAHO	%	9.57	9.57	9.57
NSR	US\$/t	113	113	113
MAHO				
Recuperación	%	82	85	85
DiluMAHO	%	18	12	13
Posonias Minables (*)		7 004 722	7 055 000	7 026 142
Reservas Minables (*)	t o/	7,984,732	7,855,999	7,926,142
Zn	%	4.119	4.339	4.301
Pb	% O=/t	1.915	2.018 2.402	2.000
Ag	Oz/t	2.280		2.381
Cu	%	0.229	0.241	0.239
ZnEq %	%	8.108	7.099	7.032
NSR	US\$/t	95	101	100
Costo Total	US\$/t	41	25	53
Margen	US\$/t	54.4	75.8	46.5
Utilidad Bruta	US\$ MM	435	595	368

ANEXO H MÉTODO DE MINADO

150

1.0 ALCANCE

El presente documento compila información con los indicadores claves brindado por el área de Planeamiento, Minera Raura.

2.0 OBJETIVOS

Determinar el método de minado adecuado para la explotación del Yacimiento Skarn y Vetas - Minera Raura

3.0 BASES DE CÁLCULO

Los cálculos están basados en la información brindada por el área de planeamiento y geología.

4.0 DATOS A CONSIDERAR

Consiste en determinar el método de minado, para lo cual el área de planeamiento, geología y geomecánica de Minera Raura, brindó datos de mineralización, geología, topografía, etc.

Sector 1 (S1): Farallón, Karol y Katy Sector 2 (S2): Hadas, Margot y Vanessa

4.1 Parámetros geomecanicos a considerar

Sector / Parámetros Geomecánicos		Caja Lejana	Estructura Mineralizada	Caja Lejana
	RC1 (Mpa)	50 - 100; 25 - 50	25 - 50	50 - 100; 100 - 250
C 4	RQD (%)	25 - 50; 50 - 75	25 -50	50 - 75
S1	RMR2	49	48	59
	RMR 3	39	38	50
	RC1 (Mpa)	50 - 100	50 - 100	50 - 100
S2	RQD (%)	25 - 50; 50 - 75	25 - 50; 50 - 75	50 - 75; 75 - 90
	RMR2	56	50	60
	RMR3	51	45	56

Variables geomecánicas del sector sur (S1 y S2) de Minera Raura para definir el método de minado. (1: Resistencia a la compresión simple; 2: RMR básico sin ajuste por orientación; 3: RMR con ajuste por orientación).

4.3 Profundidad de la estrucutra mineralizada

La profundad total del yacimeinto desde la superficie topografíca es > 400 **metros,** para este proyecto se consideró un promedio de **(600 metros)** por la irregularidad del yacimiento.