



**VICERRECTORADO ACADÉMICO
FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

**“APLICACIÓN DEL MÉTODO BENCH AND FILL PARA
LA MEJORA DE LA PRODUCTIVIDAD EN LAS
OPERACIONES MINERAS – VETA GINA SOCORRO -
UNIDAD MINERA UCHUCCHACUA – 2018”**

Presentado por

Bach. VICENTE VÁSQUEZ LÓPEZ

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PASCO – PERÚ

2019

DEDICATORIA

Agradecer a Dios, por haberme dado la oportunidad de disfrutar este momento. A mis padres Adolfo Vásquez e Hilda López, a mi esposa Jessica por darme esa fuerza y ese apoyo incondicional para el logro de los objetivos en mi formación profesional. A mis hijos Anthony y Waldir que fueron la fuente de inspiración y motivación.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Alas Peruanas, a todos los docentes de la facultad de Ingeniería de Minas que contribuyeron a mi formación profesional.

RESUMEN

El objetivo del estudio fue demostrar que el método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras en la unidad minera Uchucchacua – Veta Gina Socorro, 2018.

El tipo de investigación fue aplicada y cuantitativa, La muestra fue la veta Gina-Socorro durante el año 2018, en la Mina Uchucchacua Socorro Bajo. La técnica de recolección fue el análisis documental, el análisis estadístico comprendió un análisis descriptivo y bivariado, utilizando la prueba de t de student para muestras independientes.

Los resultados demuestran que la aplicación del método Bench and Fill reduce de manera significativa el costo por tonelada métrica ($p < 0.000$), permitiendo un ahorro de \$ 37.02 dólares por tonelada métrica. Asimismo, se demostró que la aplicación del método Bench and Fill reduce de manera significativa el tiempo de minado ($p < 0.000$), logrando reducir el tiempo de minado en 2.0 horas. Sin embargo, no reduce de manera significativa el porcentaje de dilución ($p > 0.05$), considerando que dicho porcentaje de dilución promedio con el método Cut & Fill fue de 19%, mientras que con el método Bench & Fill, fue de 15%.

Se concluyó, que la aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras de manera significativa en la Unidad minera Uchucchacua, puesto que se incrementó en un 43.56%

Palabras Claves: Aplicación del método Bench and Fill, costo por tonelada, tiempo, % de dilución, productividad.

SUMMARY

The objective of the study was to demonstrate that the Bench and Fill method improves the productivity of mining operations in the Uchucchacua - Veta Gina Socorro mining unit, 2018.

The type of research was applied and quantitative, the sample was the veta Gina-Socorro during the year 2018, at the Mina Uchucchacua Socorro bajo. The collection technique was the documentary analysis, the statistical analysis included a descriptive and bivariate analysis, using the student's t-test for independent samples.

The results show that the application of the Bench and Fill method significantly reduces the cost per metric ton ($p < 0.000$), allowing savings of \$ 37.02 per metric ton. Likewise, it was demonstrated that the application of the Bench and Fill method significantly reduces the mining time ($p < 0.000$), reducing the mining time by 2.0 hours. However, it does not significantly reduce the percentage dilution ($p > 0.05$), considering that the average dilution percentage with the Cut & Fill method was 19%, while with the Bench & Fill method, it was 15%.

It was concluded that the application of the Bench and Fill method improves the productivity of mining operations significantly in cost per ton and mining time in the Uchucchacua mining unit, since it increased by 43.56%.

Keywords: Application of the Bench and Fill method, cost per ton, time, % dilution, productivity.

ÌNDICE

Carátula.....	i
Dedicatoria.....	ii
Agradecimientos.....	iii
Resumen	iv
Summary.....	v
Ìndice	vi
Ìndice de tablas	x
Ìndice de figuras	xii
Introducci3n.....	xiii

CAPÌTULO I

PLANTEAMIENTO METODOL3GICO

1.1. DESCRIPCI3N DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	1
1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACI3N.....	3
1.2.1. Espacial.....	3
1.2.2. Temporal.....	3
1.3. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMAS DE INVESTIGACI3N.....	3
1.3.1. Problema general	3
1.3.2. Problemas especÌficos	3
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACI3N	4
1.4.1. Objetivo general	4
1.4.2. Objetivos especÌficos.....	4
1.5. FORMULACI3N DE LA HIP3TESIS DE LA INVESTIGACI3N	4
1.5.1. Hip3tesis general	4
1.5.2. Hip3tesis especÌficas	4
1.6. VARIABLES DE INVESTIGACI3N	5
1.6.1. Variable independiente.....	5

1.6.2. Variable dependiente	5
1.6.3. Operacionalización de variables	6
1.7. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	7
1.7.1. Tipo de investigación.....	7
1.7.2. Nivel de investigación	7
1.7.3. Diseño de investigación.....	7
1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.....	7
1.8.1. Población	7
1.8.2. Muestra	7
1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	8
1.9.1. Técnicas	8
1.9.2. Instrumento.....	8
1.10. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	8
1.10.1. Justificación	8
1.10.2. Importancia.....	9

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	10
2.2. BASES TEÓRICAS	14
2.2.1. Mina Uchucchacua	14
2.2.2. Sondajes Diamantinos	15
2.2.3. Desarrollo	17
2.2.4. Preparación	17
2.2.5. Perforación.....	18
2.2.6. Método Cut & Fill	21
2.2.7. Geomecánica	21
2.2.8. Veta.....	21

2.2.9. Estereografía.....	22
2.2.10. Clasificación geomecánica de Macizo Rocoso	26
2.2.11. Tipos de mineral	36
2.2.11.1. Mena.....	36
2.2.11.2. Marginal	36
2.2.11.3. Sub Marginal	36
2.2.11.4. Baja ley.....	37
2.2.11.5. Ley de mineral.....	37
2.2.11.6. Ley de mina (lm)	37
2.2.11.7. Ley de cabeza (f)	37
2.2.11.8. Ley de concentrado (c)	37
2.2.11.9. Ley de relave (t)	37
2.2.11.10. Radio de concentración metalúrgica (RCM).....	38
2.2.11.11. Recuperación metalúrgica (R).....	38
2.2.11.12. Peso del mineral	39
2.2.11.13. Criterios y parámetros de Diseño de explotación.....	39
2.2.11.14. Parámetros de los métodos de minado	40
2.2.12. Productividad.....	53
2.2.13. Costo de operación minera	53
2.2.14. Tiempo del método de minado	53
2.2.15. Dilución	53
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	54

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

3.1. CONFIABILIDAD Y VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO	55
3.2. ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES.....	56
3.3. PRUEBAS DE NORMALIDAD.....	65

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

4.1. PRUEBA DE HIPÓTESIS GENERAL	70
4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS ESPECÍFICAS	72

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	78
CONCLUSIONES.....	81
RECOMENDACIONES	82
FUENTES DE INFORMACIÓN	83
ANEXOS	87
Anexo 1. Instrumento de recolección.....	87
Anexo 2. Matriz de consistencia.....	88
Anexo 3. Data Básica del mapeo geomecánico – Labores subterráneas.....	89
Anexo 4. Data Básica del logueo geotécnico sondajes diamantinos (3)	90
Anexo 5. Cálculo de longitud de tajeos (m.) usando el MGE- VETA GINA SOCORRO (5)	91
Anexo 6. Pasos del método de minado Bench & Fill (8)	92
Anexo 7. Base de datos.....	93
Anexo 8. Validación de contenido	94
Anexo 9. Pasos para la prueba de la normalidad y contrastación de hipótesis en el programa SPSS.	99
Anexo 10. Detalle del estudio del macizo rocoso	102
Anexo 11. Detalle del cálculo de las leyes	125
Anexo 12. Estudio de la veta.....	127
Anexo 13. Detalle del costo de operaciones mineras	136
Anexo 14. Detalle del tiempo del método de minado	145
Anexo 15. Detalle del cálculo de la dilución.....	148
Anexo 16. Tabla de distribución t	150

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Preparación de método de minado Bench & Fill.....	18
Tabla 2. Sistemas de discontinuidades estructurales	22
Tabla 3. Clasificación de la calidad según valor de RQD	29
Tabla 4. Sistemas de discontinuidades estructurales	31
Tabla 5 . Calidad de la masa rocosa por tipo de roca	32
Tabla 6. Zonificación Geomecánica de la veta Gina Socorro	33
Tabla 7. Métodos de minado subterráneo en orden de costos	40
Tabla 8. Consolidado de cálculos de Ley - Veta Gina Socorro (Método Bench and Fill) ..	57
Tabla 9. Ley mínima Veta Gina Socorro.....	57
Tabla 10. Consolidado del cálculo de la productividad por métodos de minado	60
Tabla 11. Consolidado de costos de los métodos para minado	61
Tabla 12. Consolidado del tiempo de los métodos para minado	61
Tabla 13. Consolidado del cálculo de dilución por métodos de minado	62
Tabla 14. Estadísticos de la productividad por ambos métodos.....	63
Tabla 15. Estadísticos del costo por tonelada por ambos métodos	63
Tabla 16. Estadísticos del tiempo de minado por ambos métodos.....	64
Tabla 17. Estadísticos del % de dilución por ambos métodos.....	65
Tabla 18. Prueba de normalidad de la productividad	66
Tabla 19. Prueba de normalidad de la variable costos por tonelada.....	67
Tabla 20. Prueba de normalidad de la variable tiempo de minado.....	68
Tabla 21. Prueba de normalidad del % de dilución.....	68
Tabla 22. Análisis de la productividad con la prueba t de student para muestras independientes	71
Tabla 23. Análisis del costo por tonelada con la prueba t de student para muestras independientes	72
Tabla 24. Análisis del tiempo de minado con la prueba t de student para muestras independientes	74
Tabla 25. Análisis del % de dilución con la prueba t de student para muestras independientes	76
Tabla 26. Costo de excavaciones método Bench and Fill	136
Tabla 27. Costos de sostenimiento de las excavaciones método Bench and Fill	137

Tabla 28. Costos de traslado del desmonte de la excavaciones del método Bench and Fill	137
Tabla 29. Costos de explotación de tajo del método Bench and Fill.....	138
Tabla 30. Costos de transporte de mineral del tajo del método Bench and Fill	138
Tabla 31. Costo del relleno del tajo del método Bench and fill	139
Tabla 32. Costos directos de mina.....	139
Tabla 33. Costos indirectos de mina.....	140
Tabla 34. Costo unitario US\$/TM método Bench and Fill.....	140
Tabla 35. Costo total del método Cut and Fil (Corte y relleno ascendente).....	142
Tabla 36. Comparativo de costos de ambos métodos de minado	143

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Sondajes diamantinos ejecutados	16
Figura 2. Desarrollo del Método de minado Bench & Fill	17
Figura 3. Taladros largos para perforación.....	19
Figura 4. Equipos utilizados para perforación.....	19
Figura 5. Ejemplo de preparación del Método de minado Bench & Fill.....	20
Figura 6. Estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades (datos del mapeo geomecánico).....	22
Figura 7. Estereográfico de planos compósito de discontinuidades	23
Figura 8. Roseta del compósito de discontinuidades.....	23
Figura 9. Estereográfico de contornos del compósito	24
Figura 10. Planos de discontinuidades	24
Figura 11. Roseta del compósito de discontinuidades.....	25
Figura 12. Determinación del GSI de Hoek (Hoek, 2006).....	29
Figura 13. Zonificación Geomecánica de la veta Gina Socorro.....	35
Figura 14. Esquema Bench and Fill.....	41
Figura 15. Áreas de minado de la estructura mineralizada Gina Socorro	47
Figura 16. Secuencia de avances de minado	52
Figura 17. Isocontornos de potencias de la estructura mineralizada Gina Socorro.....	59
Figura 18. Campana de Gauss de la variable productividad	71
Figura 19. Campana de Gauss de la variable costo por tonelada	73
Figura 20. Campana de Gauss del variable tiempo de minado	75
Figura 21. Campana de Gauss del variable del porcentaje de dilución.....	77
Figura 22. Costo total de producción (US\$/TM) con método Bench and Fill	141
Figura 23. Costo total de producción (US\$/TM) con método Cut and Fill.....	143
Figura 24. Comparativo de costo de desarrollo y preparación (US\$/TM)	144
Figura 25. Comparativo de costo de explotación de los métodos de minado (US%/TM)	144

INTRODUCCIÓN

En la Unidad Minera Uchucchacua, cuya ubicación es en la ladera occidental de los andes, en la provincia de Oyón del departamento de Lima, en la actualidad se han presentado altos costos, baja producción de materiales, elevados tiempos de minado, etc. Frente a esta realidad, la presente investigación ha planteado la aplicación del método Bench and Fill para mejorar la productividad de las operaciones mineras en la veta Gina Socorro, dentro de la unidad minera Uchucchacua.

La presente investigación se secciona en cinco capítulos, dentro del primer capítulo se plasma el planteamiento metodológico, donde se abordó temas como la realidad problemática, justificación e importancia, diseño metodológico. En el capítulo II fue el marco teórico, definiendo antecedentes ligados a las variables en estudio, así como las bases teóricas necesarias para consolidar los conocimientos necesarios durante el desarrollo del proyecto. En el capítulo III se desarrolló los resultados, abordando el análisis de la información brindado por la unidad minera Uchucchacua, analizando los costos de los métodos de minado para los métodos involucrados en el estudio, así como el análisis estadístico. En el cuarto capítulo se mostró el contraste de hipótesis, en el quinto capítulo discusión de resultados, donde se buscó la relación o diferencias con los estudios presentados en el estudio, para finalmente presentar las conclusiones y recomendaciones

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

En la actualidad la plata ha sido el metal con más demanda en la industria mundial, en parte generado por el conflicto mercantil entre potencias de oriente y occidente, además se considera material insustituible en muchas industrias por su propiedades, tales como resistencia, maleabilidad y ductilidad, conductividad eléctrica y térmica, su reflectancia de la luz y su capacidad para soportar temperaturas extremas, las cuales hacen de este material un notable aliado en las industrias, tales como la joyería, electrónica, eléctrica, medicina y óptica, lo que se ve reflejado en su incremento del 10% en su precio en 2017.(DIPROMIN, 2018)

A nivel Latinoamericano, el Banco Mundial (2017) observó que las rentas mineras son el 8,33% del PIB Peruano, siendo uno de los países donde la minería tiene presencia significativa en la economía nacional, teniendo por delante a Guyana 18.13% y Surinam 26.16%.

Según Barecena (2018), secretaria ejecutiva de CEPAL, la región latina cuenta con una base importante de reservas y producción, esto debido al aumento

poblacional, el crecimiento económico y patrones de consumo, en países como India y China como principales impulsores de productos básicos.

Para mitigar al impacto ambiental y de cambios climáticos, afectados en parte por las operaciones mineras globales, se evalúa la aplicación de nuevas técnicas que reduzcan este impacto, como por ejemplo en los métodos de minado.

A nivel continental, Perú fue nombrado en 2017 como principal potencia en reservas minerales de oro, plata, zinc y plomo. En segundo lugar, fue el cobre, como menciona el Ministerio de Energía y Minas del Perú (2017). Además, tiene un papel importante en la producción minera mundial, estando entre los productores más importantes, registrando en febrero del año 2018 una mayor producción de zinc (8.59%); hierro (41.17%); cobre (0.67%); plata (2.02%); plomo (5.75%), y estaño (5.87%), como producto del alto precio de los minerales a nivel mundial, siendo este el diagnóstico del primer semestre del año.

Para el SNMPE mencionado en el Diario Gestión (2018), el sector minero en Perú tendrá un repunte en 2019, se estima una alza del 19% a finales del 2018 y del 23% durante 2019, en consecuencia, se espera un crecimiento del PIB minero en el periodo 2019 - 2022.

Ante la situación inestable del sector económico minero, se considera evaluar la operación minera, para poder amortiguar una eventual caída del sector minero o, de manifestarse crecimiento durante el 2019, poder maximizar las ganancias operacionales a través de una mayor producción.

La depreciación en el valor monetario de los minerales en el segundo semestre 2018 del sector minero, ha venido afectando a la compañía minera Buenaventura, reflejado en las acciones de la empresa. Para el Diario Perú 21 (2018) la Bolsa de Valores de Lima registra una baja de 2.26% como índice general del sector minero y un 8.85% en las acciones de la compañía a la cual pertenece la Unidad Minera Uchucchacua, afectando directamente sus ingresos, llevando a la empresa a evaluar sus operaciones mineras.

Con el método Bench and Fill se busca mejorar la productividad teniendo resultados significativos en la reducción del costo por tonelada, así como reducir el tiempo del método de minado manteniendo el bajo porcentaje de dilución.

1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1. Espacial

El presente estudio se realizó en:

Lugar : Oyón – Lima

Unidad Minera : Uchucchacua

Mina : Socorro bajo

Veta : Gina-Socorro

Tajeos de aplicación :

- Método Bench and Fill : Tajeo 6675-2

- Método Cut and Fill : Tajeo 6661-1

1.2.2. Temporal

La investigación se realizó durante Enero a Diciembre del 2018. El levantamiento de la información fue durante el mes de mayo del 2019.

1.3. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMAS DE INVESTIGACIÓN

1.3.1. Problema general

¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad en las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018?

1.3.2. Problemas específicos

1. ¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill reduce el costo por tonelada en la Unidad minera Uchucchacua- 2018
2. ¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill reduce el tiempo del método de minado en la Unidad minera Uchucchacua- 2018?

3. ¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill reduce el porcentaje de dilución en la Unidad minera Uchucchacua- 2018?

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Objetivo general

Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

1.4.2. Objetivos específicos

1. Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill reduce el costo por tonelada en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018
2. Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill reduce el tiempo del método de minado en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018.
3. Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill reduce el porcentaje de dilución en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018.

1.5. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Hipótesis general

La aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

1.5.2. Hipótesis específicas

1. La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el costo por tonelada en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

2. La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el tiempo en el método de minado en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018
3. La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el porcentaje de dilución en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

a. VARIABLES DE INVESTIGACIÓN

i. Variable independiente

Método de minado Bench and Fill.

ii. Variable dependiente

- Productividad
- Costo de operaciones mineras
- Tiempo del método de minado
- Dilución

iii. Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	DESCRIPCION DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	UNIDAD DE MEDIDA
Independiente	Método de minado Bench and Fill	El método de minado por banqueo y relleno (bench and fill) se aplica a cuerpos en vertical o casi verticales, con lo cual se logra una reducción en los costos de producción. (Jorquera, 2015)	El método de explotación Bench & Fill nos permite disparar tajeos de grandes volúmenes, para ello se elaboran planos de perforación de acuerdo a las características geomecánicas.	Calidad del macizo rocoso en relación al índice RMR	>60	RMR
					51-60	
					41-50	
					31-40	
					21-30	
					<21	
				Leyes	Ag	Oz
					Pb	%
					Zn	
					Mn	
Veta	Buzamiento	Grados				
	Longitud	Metros				
	Potencia	Metros				
Dependiente	Productividad	Resultados que son obtenidos en un proceso, a través de diferentes parámetros como el costo, el tiempo de operaciones.	Son aquellas actividades a través de las cuales se realiza el proceso de extracción de los minerales de un yacimiento mineral específico, estas actividades están diseñadas de una manera específica para cada método de minado que se establecerá en la mina.	Costo de operaciones mineras	Σ Costo (Excavaciones, sostenimiento, traslado de desmonte, explotación, transporte del mineral, relleno, costos directos e indirectos)	\$US/TM
				Tiempo del método de minado	Σ Tiempo de actividades de explotación	Horas por día
				Dilución	Porcentaje de dilución	%

Fuente: Elaboración Propia

b. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

i. Tipo de investigación

El presente estudio es una investigación aplicada.

ii. Nivel de investigación

El estudio tiene un nivel explicativo, puesto que se expuso como la aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras en la mina Uchucchacua, Veta Gina-Socorro.

iii. Diseño de investigación

Según su naturaleza

El presente estudio es cuantitativo, ya que según Hernández, Fernández y Baptista (2014), busca aplicar las matemáticas y estadística para probar hipótesis.

Según su alcance

El presente estudio fue una investigación transversal, debido a que se realizó una medición. Para ello se evaluó la aplicación del método Bench and Fill.

c. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN

i. Población

La población consta de 5 vetas en la unidad minera Uchucchacua, mina Socorro Bajo, ubicada en Oyón – Lima, durante el periodo del 2018.

ii. Muestra

Se seleccionó como muestra a la Veta Gina-Socorro en la unidad minera Uchucchacua donde se realizó el levantamiento de información de manera documental que corresponde al periodo 2018, correspondiente a los métodos de minado Bench and Fill en el tajeo 6675-2 y el método Cut and Fill en el tajeo 6661-1; constituyéndose en una muestra no probabilística por conveniencia.

Según (James H. McMillan y Sally Shumacher, 2010) se decide el muestreo por conveniencia, con un método no probabilístico de seleccionar sujetos que están accesibles o disponibles; como es el caso del presente estudio.

d. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

i. Técnicas

El presente estudio uso como técnica de recolección el análisis documental.

ii. Instrumento

En el estudio, se empleó la información generada por el área de planeamiento de la unidad minera Uchucchacua, donde se detalló los costos por tonelada métrica (US\$/TM) de ambos métodos, porcentaje de dilución obtenido, toneladas producidas y tiempo que conlleva los métodos de minado, durante el 2018.

e. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

i. Justificación

El estudio en curso busca establecer como la aplicación del método de minado Bench and Fill ayudó a mejorar la productividad de las operaciones mineras en la unidad minera Uchucchacua.

Para realizar la extracción del mineral entre niveles se utilizaba el método Cut and Fill ascendente, el cual consiste en realizar el cortado por niveles de 3 metros y posteriormente rellenarlo con material detrítico. Este método acarrea altos costos de procesamiento por cada nivel de minado y sostenimiento de split sets con mallas electrosoldadas. Se realizó el cambio al método Bench and Fill, el cual genera una gran reducción de costos debido a la forma de su aplicación, la cual consiste en utilizar el sostenimiento a través de cables bolting para sostener el techo y las cajas de éste, posteriormente aplicar el método de minado por talados largos entre los niveles que se ubican a una distancia aproximada de 15 metros de altura uno del otro. Al realizar la voladura se fractura la roca mineralizada que se ubica

entre estos, desplomándose al nivel inferior por donde se procede a realizar la extracción del mineral. Al final se realiza el relleno de la labor con material detrítico, de esta manera se minimiza el tiempo, el costo de sostenimiento y se acelera el minado de la operación.

ii. Importancia

La investigación es relevante pues estudia la relación entre ambos métodos de minado en la minería subterránea. Si bien existen estudios sobre métodos de minado, son muy pocos los que evalúan la relación con la reducción de costos por tonelada métrica, tiempo del método de minado y el porcentaje de dilución, a pesar de que el sector minero es representativo para el PIB nacional.

La investigación resulta importante en el sector de minas subterráneas, pues el resultado de la investigación pondrá en evidencia la productividad, los bajos costos operativos, tiempo del método de minado y el porcentaje de dilución, el cual tendrá relación directa con el método Bench and Fill.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Antecedentes Internacionales

Villacrés (2016) en su proyecto titulado “*Optimización de costos al sistema de explotación subterránea en la veta Kathy de la empresa Produmin S.A*” se plantea como objetivo general la optimización de los costos del sistema de explotación subterránea por el método de corte y relleno ascendente, centrando la investigación en la empresa minera PRODUMIN.

La investigación se centra en ofrecer a la empresa un optimización a su diseño de explotación convencional, lo cual lo realiza a través del análisis de cada una de las operaciones, delimitando bloques a minar entre chimeneas con un espaciado de 35 a 40 metros a lo largo de *la vera*, con lo que se observó una reducción del 19% en el costo del método de corte y relleno quedando con un valor de 88,27 US\$/TM, sin embargo la dilución no presento mejora alguna, además de lograr reducir el uso de mallas y explosivos en un 17%.

Jorquera (2015) realizó su estudio en la Minera Michila con el objetivo de realizar una estimación de los costos del método Bench and Fill, para luego compararlo con el método cut & fill. Para ello, se realizó la simulación del diseño anterior a través de un modelo computacional para evaluar los costos asociados al método de explotación.

Encontrando que la estimación del costo para el método de bench & fill fue de 34,3 US\$/TM, mientras que con el método actual el costo fue de 46.5 US\$/TM, lo que resulto ser hasta un 25% más barato que el método que actual mente se utiliza. En conclusión, el método B&F resulto ser más económico en la mayor parte de las operaciones mineras unitarias

Antecedentes nacionales

Arapa (2018) en su proyecto de investigación “Planificación minera a corto plazo en minería subterránea – Unidad minera San Rafael – MinSur S.A”, busca revisar los conceptos para mejorar y optimizar la planificación de corto plazo en minería subterránea, contribuyendo de esta manera a las futuras generaciones de ingenieros, que pronto ingresarán al mundo minero.

Para ello se requiere de datos basales que darán forma al plan de producción, entre estos se tiene: programa de mantenimiento equipos mina, programa de mantenimiento de planta, requerimiento mínimo de equipos de acarreo y transporte mina, modelo de bloques corto plazo e información de levantamientos topográficos. Después, la combinación de las operaciones unitarias asociadas a sus tiempos apoya al secuenciamiento operativo, que le da al plan la consistencia necesaria y con ello permite cumplir las metas fijadas con eficacia en la alimentación de mineral a proceso de la producción y productividad de la empresa minera.

A medida que se avanzó en el trabajo, se descubrieron algunos de los datos que se deben disponer para confeccionar el plan de producción de corto plazo, generalmente en un mes. Cabe resaltar que, para realizar la planificación mensual ya se disponen de determinados equipos (perforadoras, cargadores, camiones, etc.) con sus características específicas y sistemas de proceso de mineral ya definidos. Entonces, el plan tiene como base la utilización óptima de las herramientas que se disponen, las cuales deben ser bien conjugadas, para que la programación sea realista y ejecutable.

Ccoto, A. (2018) realizó un estudio, con la finalidad de encontrar el método que genere una mayor rentabilidad a la empresa. El estudio contempla una investigación de los métodos que se emplean en la empresa MinaSur S.A en sus estructuras mineras tales como Eliana, Carmen, Jorge, Mariano, Kimberly, San Rafael y otros.

Durante su proyecto evaluó métodos de explotación minera como Bench and Fill (taladros largos) y Sub Level Stopping Transversal y Longitudinal (taladros largos), entre otros. La recopilación de la información, así como su análisis busca la selección del mejor método de minado que genere una disminución de costos e incremento de la productividad en la extracción de minerales para la empresa, los resultados la investigación de Ccoto arroja que el método por taladros largos tiene una incidencia del 36% determinándola como la mejor alternativa para la explotación minera.

Villalta (2018), realizó su investigación centrado en problemas de sostenimiento y explotación minera, buscando a través de esta investigación determinar métodos que reduzcan los altos costos de minado y eleven el nivel de producción de los minerales.

En la investigación de Villalta se analizaron en la veta Virginia, teniendo 04 familias en la roca filita Excelsior, RMR corregido de 54, Tipo de roca III, de calidad regular o media en Nivel 920 - 1020, subnivel 308 - 2, el RMR de caja techo y piso es 47 y el RMR de mena es 41 evaluados en siete sub niveles, el ancho de la veta es de 3,02 m y el ancho de minado 3,08 a 4,00 m con potencias de 2,85 m hasta 3,00 m, buzamiento máximo de 75° SE y buzamiento mínimo de 59° SE, en una dirección de excavación de N42° E, teniendo resultados esperados, como el incremento en 700,000 TM/Año a lo producido con el método actual.

Vilca (2018) en su estudio evaluó cómo influye el método en la producción de mena y los costos de producción de una minera. Esto se debe a que el actual método de minado Cut & Fill no ha brindado los resultados esperados, lo cual es causado en parte por las vetas angostas de la unidad minera.

De este modo, se planteó una posible solución al problema antes mencionado, el cual es la incorporación de otro método de minado. Se concluye de la investigación, en primer lugar, las condiciones de la roca (veta Viento) tiene un RMR en mineral 55, haciendo factible la implementación y diseño del método de explotación Bench and Fill Stopping. Luego, se incrementó la producción del Tj 460 de 960 TM al mes a 6000 TM, dando como resultado la vida del tajo de 3 meses, reduciendo el costo de producción de 62.40\$/TM a 41.36 \$/TM. Con ello se logra la viabilidad de incorporar el nuevo método en la explotación de vetas angostas en Minera Chalhuane S.A.C. El costo de inversión del método de explotación en vetas angostas es equivalente a 744

678.53 \$, el cual es menor que el proyectado por el método Cut and Fill (1 276 705.19 \$), resultando ser más barato en la mayor parte de operaciones.

Mallco & De la Cruz (2014), desarrollaron su investigación basada en la comparativa de los métodos aplicados en la zona de la esperanza donde predomina el método Cut and Fill, el cual se busca reemplazar por el método Bench and Fill, con la finalidad de conseguir unos costos de operación menores.

La aplicación se direcciona al método Bench and fill con la finalidad de la reducción de costo, a través del sustento de los análisis geo mecánicos que avalan su posible aplicación en la zona de la Esperanza donde predominan las vetas angostas, siendo utilizado para la fase de explotación y perforación un equipo cop 1237, el cual realiza perforaciones con taladros de 11m con brocas de 64mm, con una planificación de 480 TMD.

En conclusión: se consiguió la reducción del costo de 18.32 US\$/TM a 12.6US\$/TM, creciendo su producción de 7,000 TM/mes a 12,000 TM/mes.

Gutiérrez (2011) realizó su estudio en la Mina Chipmo ubicada en el Departamento de Arequipa con el objetivo de comparar el método tajeo por subniveles en el tajo 420-380 con el método de Corte y Relleno. Para llegar a las siguientes conclusiones:

- El método de Tajeo con refuerzo de Cablebolt resulto adecuado para la explotación en el tajo, ya que permite una mayor estabilidad y una reducción en los costos
- El cablebolting aseguro la extracción del mineral incrementando la productividad de 13 968 onzas de oro mensuales, además la dilución del método de Tajeo fue de 24.4%.
- El valor de mineral utilizando en el método de Cut & Fill es mayor en un 5.2, asimismo en el costo de explotación.

2.2 BASES TEÓRICAS

2.2.1 Mina Uchucchacua

El Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería -Decreto Supremo N° 024-2016-M define una mina como un yacimiento mineral que se encuentra en proceso de explotación.

La Unidad Minera Uchucchacua se ubica en la vertiente occidental de los andes, en el área del distrito y provincia de Oyón del departamento de Lima, en un rango de altitud entre los 4300 a 5000 msnm. Se ubica aproximadamente en las coordenadas 10° 36' 34" Latitud Sur, 76° 59' 56" Longitud Oeste.

El área es montañosa, éste presenta una longitud aproximada de 35 km por un ancho de 12 a 15 km, formando una topografía abrupta (sobresaliendo unos 700m sobre el relieve adyacente). Está conformada por valles profundos, altiplanicies, colinas y cumbres de montaña que alcanzan elevaciones que superan los 5000 msnm. También se aprecia rasgos del efecto glacial en la zona como: circos glaciares, aretes, lagos sub glaciarios, till y depósitos glaciarios morrénicos, evidencia del trayecto de las lenguas glaciares y artesas.

La Unidad Minera Uchucchacua tiene tres zonas de minado: Socorro, Carmen y Huantajalla; de estas, la zona Socorro es la más importante actualmente y con vista a futuro de la mina. La zona de profundización de Gina Socorro está comprendida entre el Nivel 3990 y Nivel 3710, entre estos están los Niveles 3920, 3850 y 3780 separados verticalmente cada 70 m.

La rampa actual ya llegó al Nivel 3640. La mineralización abarca una longitud de aproximadamente 1 km y la potencia de la estructura mineralizada es variable, de 1 a 4.5 m, pudiendo alcanzar los 12 m y hasta 16 m o más localmente.

2.2.2 Sondajes Diamantinos

Son aquellas perforaciones que se realizan con la finalidad de llegar a zonas que son de acceso complicado desde la superficie o desde los trabajos mineros, siendo caracterizadas principalmente por ser de una gran longitud y un diámetro pequeño. (Ver figura 1)

Los datos obtenidos son analizados por geólogos. Las muestras pueden llegar hasta los 1,200 m, siendo la perforación con recuperación de diamantina y detrítico o aire reverso la más utilizada. (Ministerio de Minas de Chile, 2019)

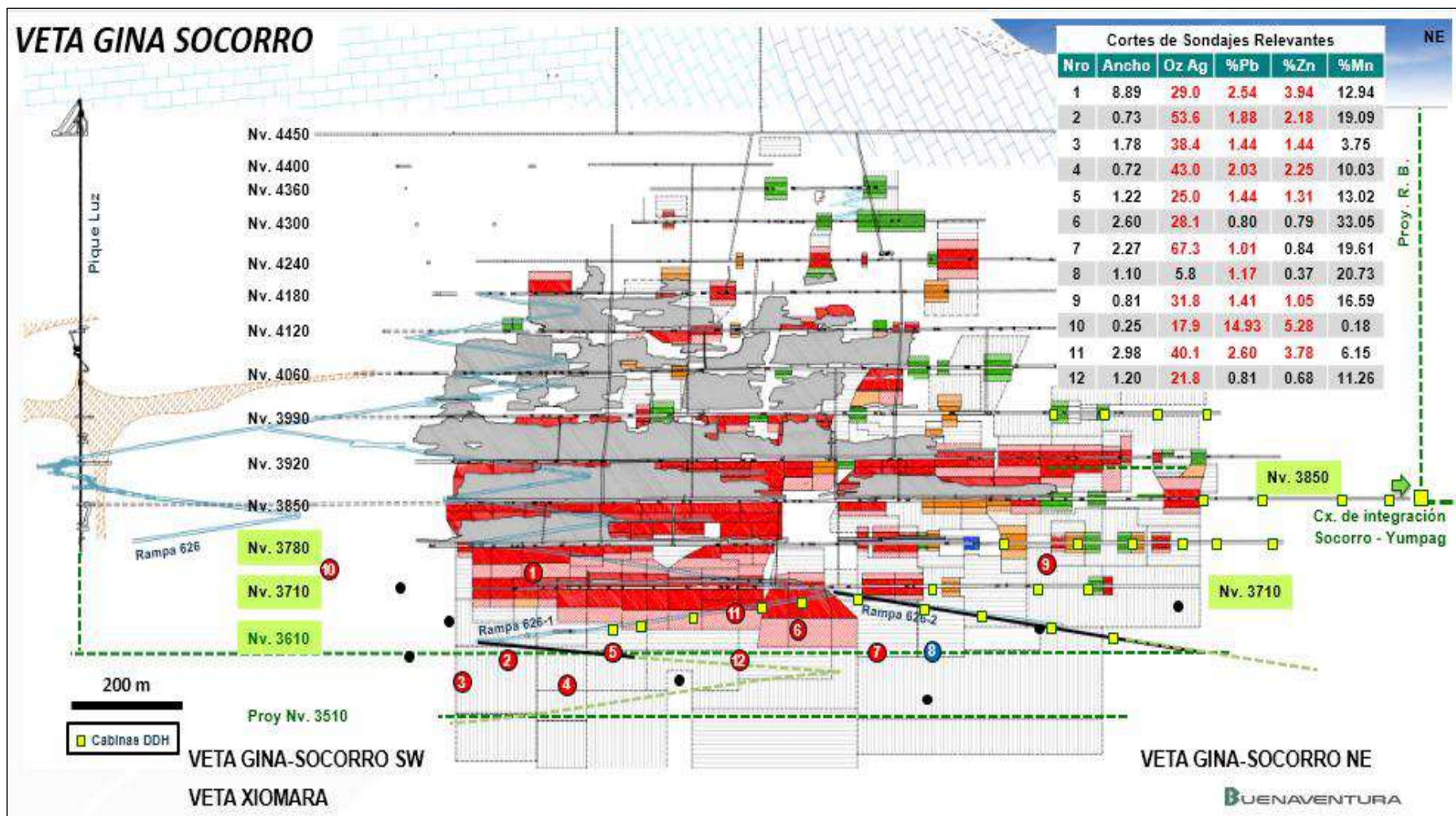


Figura 1. Sondajes diamantinos ejecutados

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

2.2.3 Desarrollo

Los niveles bases y de intermedio son los siguientes

- La sección de las galerías es de 4x4 m. para los niveles y 4x3.5 m. para los subniveles.
- Los cruceros son cada 25 m a lo largo de todo el cuerpo mineralizado (Ver figura 2).

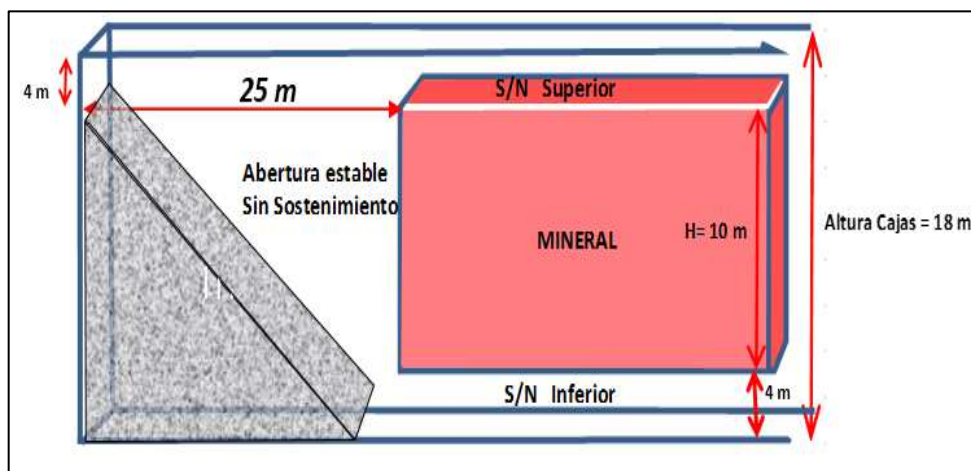


Figura 2. Desarrollo del Método de minado Bench & Fill

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

2.2.4 Preparación

De acuerdo a la tabla 1 y figura 3.

- Los by passes mínimos son de 10 m al tajo y las ventanas de extracción separados entre sí 15 m.
- Se realizan las Chimeneas del tipo V.C.R. (Vertical Cráter Retreat) de sección 1.5 m x 2.1 m. son construidas para crear la cara libre de un determinado cuerpo en producción”.

Tabla 1. Preparación de método de minado Bench & Fill

Zona Baja				Proyecto	
Nivel	Avances	Tipo de labor	Sección(m)		m.
3780	RP 6661	Rampa	4.0	x 4.0	375
3850	RP 661-2	Rampa	4.0	x 4.0	275
3780	VN 6933-1SW (Vn 01-SW)	Ventana	3.5	x 3.5	50
3780	VN 6933-2SW (Vn 01-SW)	Ventana	3.5	x 3.5	110
3780	VN 6847-1NE (Vn 02-SW)	Ventana	3.5	x 3.5	44
3780	VN 6803-2NE (Vn 03-SW)	Ventana	3.5	x 3.5	72
3780	VN 6918NW (Vn 01 Central)	Ventana	3.5	x 3.5	35
3780	VN 6919NW (Vn 02 Central)	Ventana	3.5	x 3.5	35
3780	VN 6918NW (Vn 03 Central)	Ventana	3.5	x 3.5	35
3780	VN 6948NE (Vn 01 NE)	Ventana	3.5	x 3.5	105
3780	VN 6948-1NE (Vn 02 NE)	Ventana	3.5	x 3.5	95
3780	VN 6961 NE (Vn 03 NE)	Ventana	3.5	x 3.5	116
3780	Subnivel 6981 (Subnivel 01)	Subnivel	4.0	x 3.5	300
3780	Subnivel 6841 (Subnivel 02)	Subnivel	4.0	x 3.5	300
3780	Subnivel 6843 (Subnivel 03)	Subnivel	4.0	x 3.5	300
3780	VN 6904NE (OP)	Ventana	4.0	x 4.0	17
3780	VN 6902SW (OP)	Ventana	4.0	x 4.0	10
3780	CHOP 6661	Chimenea	1.5	x 2.1	50
3780	CHFP 6661	Chimenea	1.5	x 2.1	56
3780	RB 59 (Ch Ventilación)	Chimenea	2.1	x 2.1	70
Total					2450

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

2.2.5 Perforación

Sonami (2016) en su guía de perforación y voladura menciona “que la finalidad de la perforación es que a través de taladros realizar perforaciones cilíndricas donde se colocaran explosivos para su futura voladura. La trituración de la roca se realiza con instrumentos que aplican en conjunto la percusión y la rotación”.

En la figura 4 y 5 la perforación se ejecuta con taladros largos paralelos y radiales, llegando alcanzar longitudes entre 15 -20 m, hacia arriba y abajo

- Los equipos son electrohidráulicos con un atio de 3.75 TM/m perforado
- La perforación comienza en la línea base (taladros positivos), mientras que en los niveles intermedios son negativos.



Figura 3. Taladros largos para perforación

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico – Gina Socorro DCR 2018

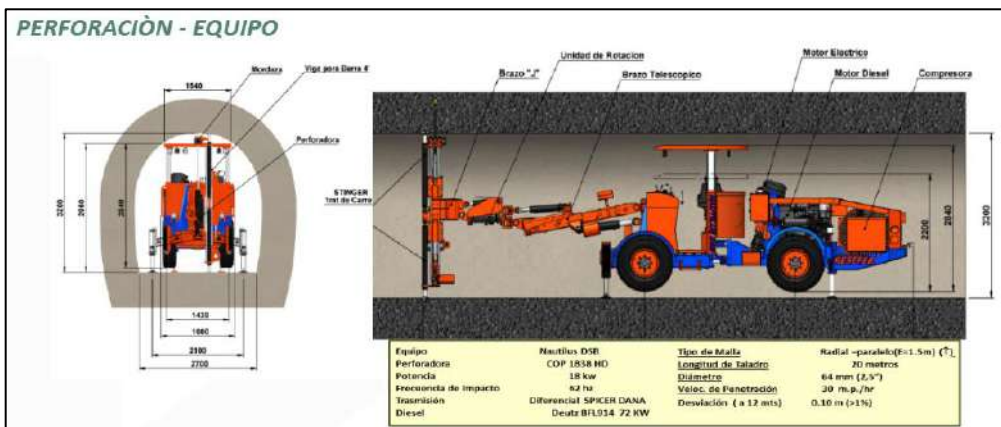


Figura 4. Equipos utilizados para perforación

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018.

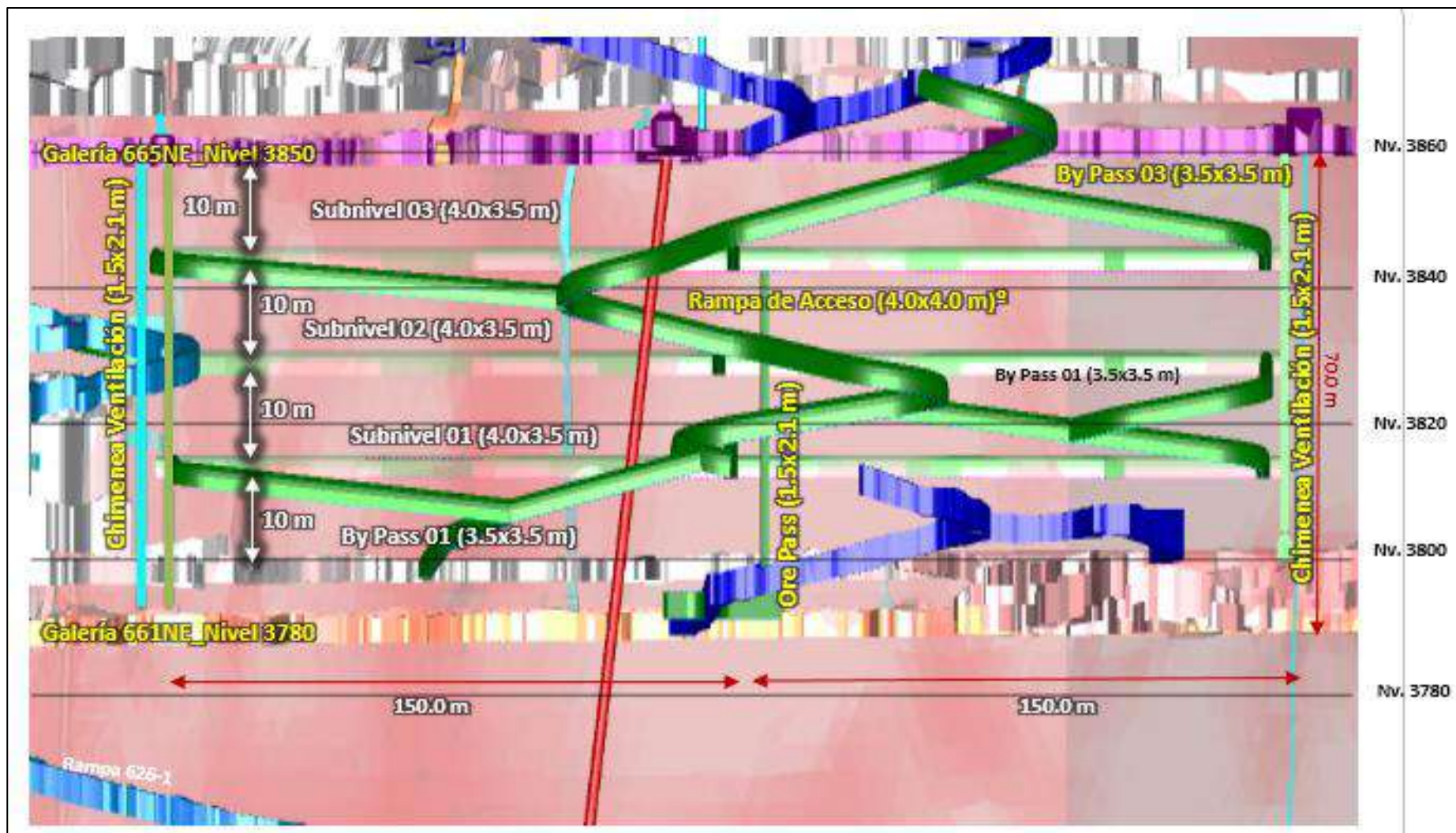


Figura 5. Ejemplo de preparación del Método de minado Bench & Fill

Fuente: Unidad minera Uchucchacua / Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

2.2.6 Método Cut & Fill

Flores, R. (2018) menciona que el método Cut and Fill es aplicada en cuerpos que tienen formas verticales o subverticales, de espesor variable entre 15 o 20 metros, este método no es apto siempre que la roca encajonante es de mala calidad. Al ser un método de costo elevado para su recuperación, se debe tener la certeza de que el mineral a extraer cubrirá estos costos, y que la roca encajonante sea estable, especialmente en vetas de gran espesor.

En la actualidad las técnicas de relleno pueden mejorar los aspectos técnicos y económicos. Es por ello que en la Unidad minera Uchucchacua el C&F ascendente ha sido siempre el método de minado utilizado tanto en la modalidad convencional como en la modalidad mecanizada. El personal de la mina está bastante familiarizado con este método y tiene un buen dominio y experiencia en el mismo.

El método Cut &Fill debe ser un método de minado obligatorio a seguir utilizándose para la explotación de las partes de ensanchamiento de la potencia de la Veta Gina Socorro que corresponden a cuerpos o bolsonadas mineralizadas que tienen contornos irregulares.

2.2.7 Geomecánica

UNDAC (2015) Menciona que la geomecánica es la especialidad que abarca el estudio geológico a través de la mecánica de suelos y mecánica de rocas.

2.2.8 Veta

Se le conoce como Veta a aquellas formaciones en forma de grieta en la corteza terrestre, estas grietas presentan la particularidad de presentar mineralización, a su vez tienen que tener una inclinación mayor a 30°, siendo estas generalmente de desarrollo regular en longitud, ancho y profundidad. (UNDAC, 2010)

2.2.9 Estereografía

Son estereogramas de distribución de discontinuidades correspondientes, en las figuras 6 a 8 y 9 a 11, además los resultados de distribución se presentan de manera detallada en el anexo 3. En la tabla 2 se muestra un resumen de los resultados

Tabla 2. Sistemas de discontinuidades estructurales

Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Compósito de Mapeo Geomecánico					
Rumbo / Buzamiento	N48°E/74°SE	N51°E/78°NW	N35°E/35°SE	N64°w/70°nE	N07°W/75°SW
Dir. De Buzam. / Buzam.	138°/74°	321°/78°	125°/35°	026°/70°	263°/75°
Compósito de planos litológicos					
Rumbo / Buzamiento	N40°E/77°SE	N41°E/77°NW	N08°E/28°SE	-	-
Dir. De Buzam. / Buzam.	130°/77°	311°/77°	098°/28°	-	-
Compósito total					
Rumbo / Buzamiento	N48°E/74°SE	N51°E/78°NW	N35°E/35°SE	N64°w/70°nE	N07°W/75°SW
Dir. De Buzam. / Buzam.	131°/76°	313°/78°	112°/33°	026°/70°	263°/75°

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

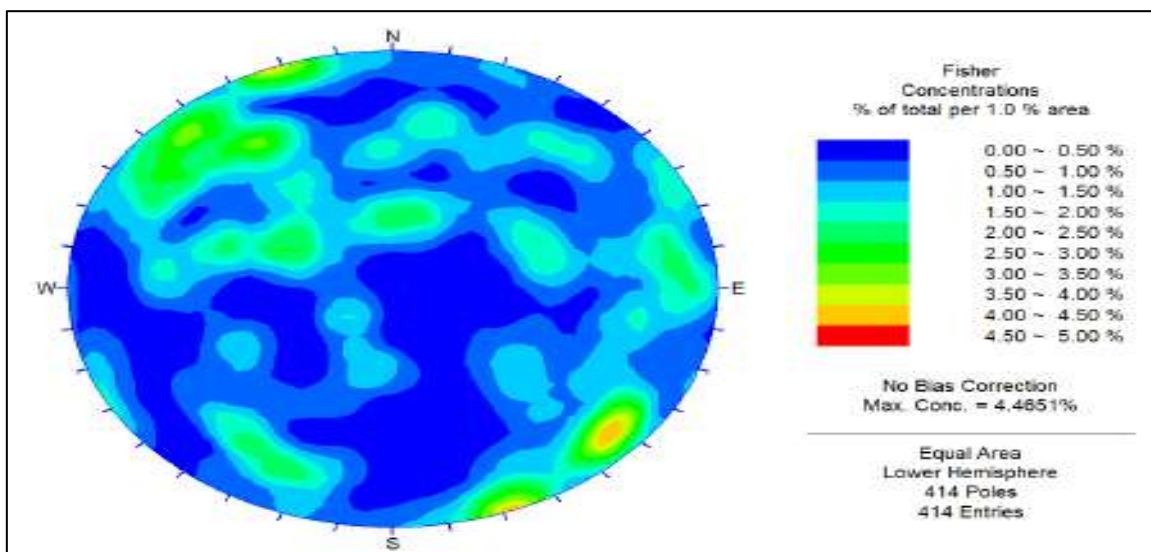


Figura 6. Este Oreográfico de contornos del compósito de discontinuidades (datos del mapeo geomecánico)

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018.

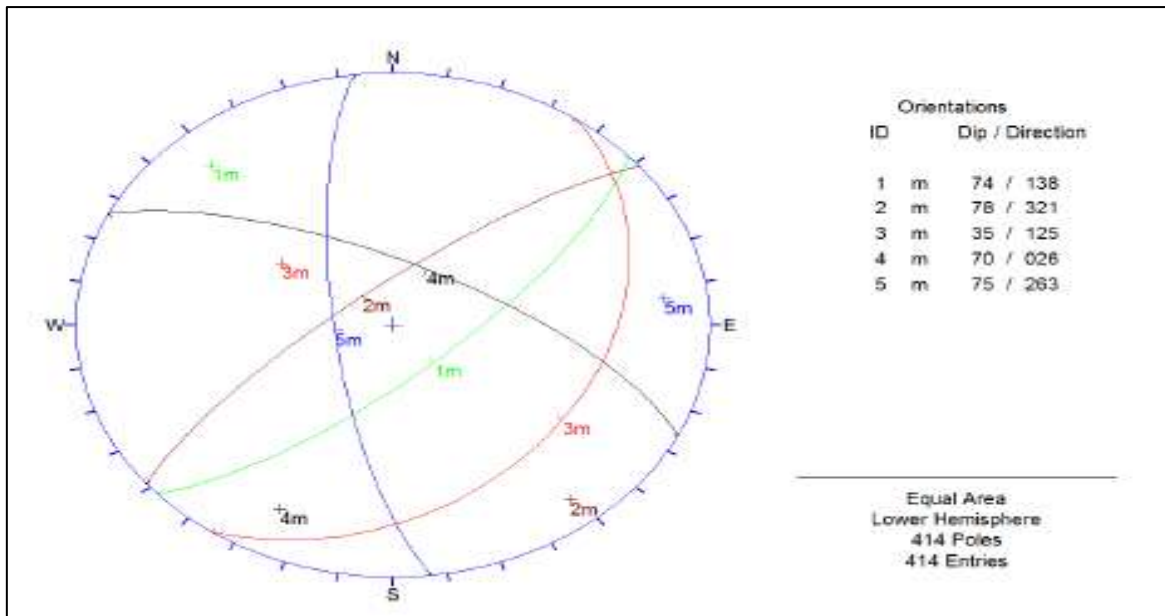


Figura 7. Estereográfico de planos compósito de discontinuidades

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

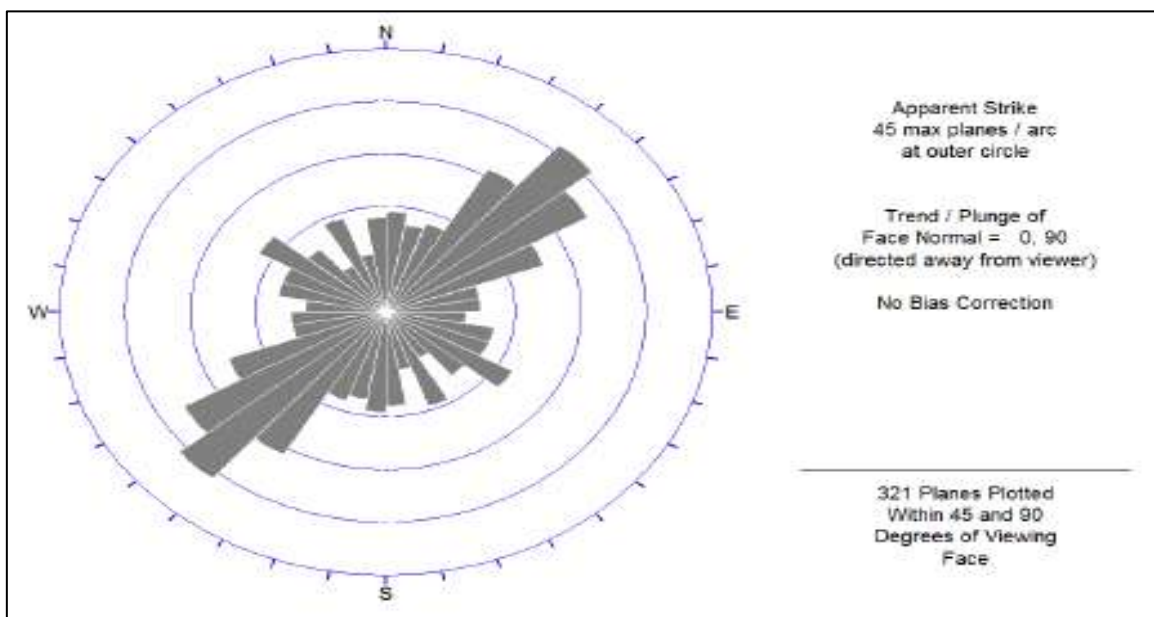


Figura 8. Roseta del compósito de discontinuidades

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

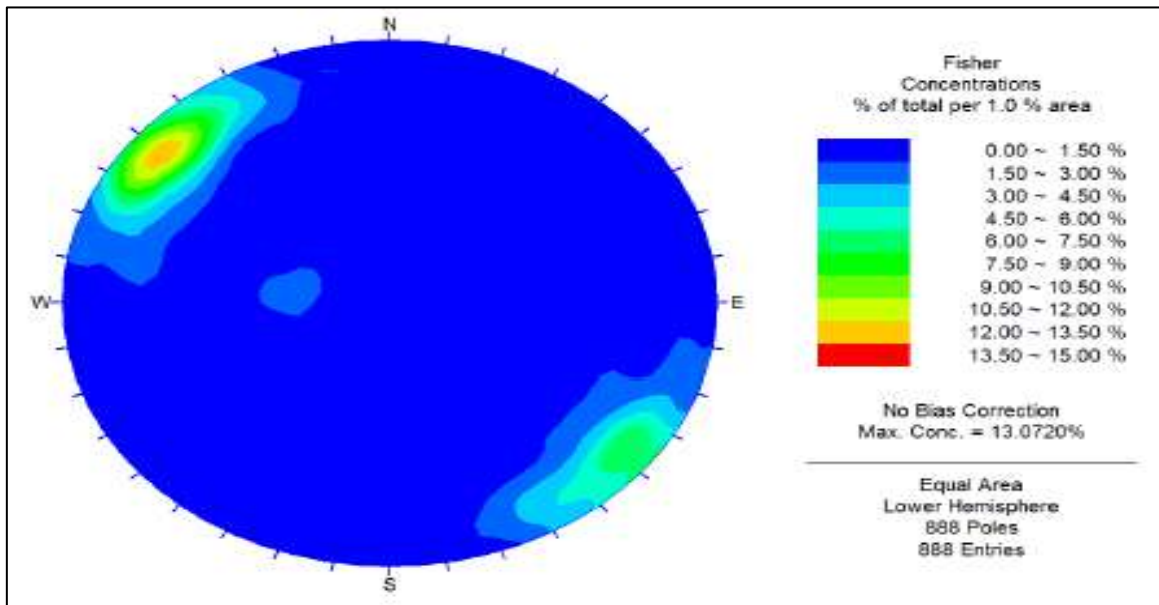


Figura 9. Estereográfico de contornos del compósito (datos extraídos de planos estructurales)

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR

2018

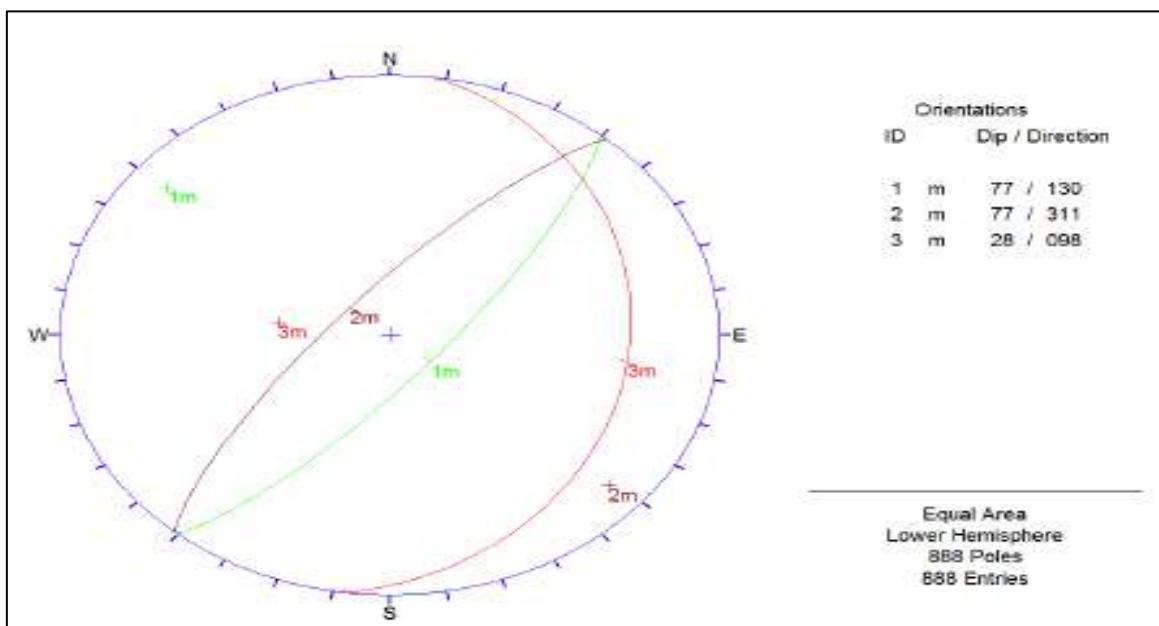


Figura 10. Planos de discontinuidades

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

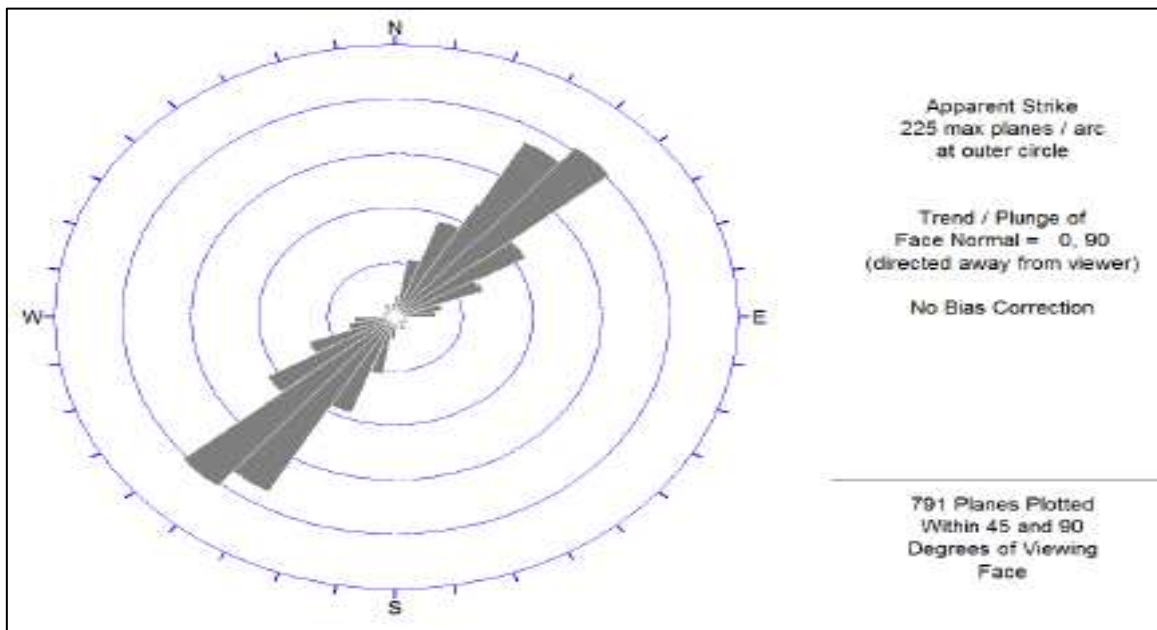


Figura 11. Roseta del compósito de discontinuidades

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018.

Realizando el análisis de la información obtenida, ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa asociada a la veta Gina Socorro es el siguiente:

- Existen tres sistemas principales de discontinuidades, de los cuales dos de ellos están asociados a la orientación de la estructura mineralizada.
- Los Sistema 1 y 2 tienen el mismo rumbo de la veta, es decir tienen rumbo NE, y el buzamiento de ellos es alto hacia el SE y NW respectivamente. Estos sistemas están conformados por discontinuidades en general incluyendo a las fallas.
- El Sistema 3 está relacionado a la estratificación, la cual presenta rumbo promedio de NNE con bajo buzamiento al SE. Esta información fue recopilada principalmente de los planos geológicos estructurales.
- Del mapeo geomecánico se han obtenido otros sistemas que aparecen con menor presencia pero que pueden ser considerados complementariamente para un análisis de estabilidad estructuralmente controlado.

2.2.10 Clasificación geomecánica de Macizo Rocosó

➤ **Modelo geomecánico**

González y Muñoz (1987) nos menciona que el proceso utilizado para la determinación de su elaboración tiene puntos en común, se eligen los referentes geológicos disponibles para aquellas magnitudes que tengan relación importante con la forma de afectar el comportamiento geotécnico del macizo rocoso en la excavación, dichos límites son examinados y combinados para separar las clases de rocas en función a su comportamiento proyectado.

Este método inicial es más complicado en relación con aquellos métodos que aportan indicador cuantitativo de evaluación de la roca y proponen sostenimientos. Como resultado de la evaluación de la incidencia de los distintos parámetros escogidos y del establecimiento de baremos de puntuación, se estipula un índice de calidad de la roca. Las combinaciones de valores posibles de los parámetros determinan un rango de los índices de calidad de roca. (González & Muñoz, 1987)

Además, González y Muñoz (1987) nos dice que dicho rango es ramificado en intervalos denominadas tipos de roca, en base a la conducta esperada. En las distribuciones geomecánicas más evolucionadas se procede a una matización de este índice de calidad de roca por condicionamiento geotécnico. En base a la experiencia obtenida del análisis de la casuística se proponen sostenimientos para cada una de las clases de roca y se calculan parámetros para ser utilizados durante el diseño.

➤ **Mecánica de rocas**

Gonzales (2002) debe tomarse la parte de la Geotecnia que abarca los estudios tanto teóricos como experimentales. Además es una forma de Mecánica Aplicada.

Los cambios pueden estar relacionados a un factor natural - por ejemplo, Gonzales (2002) manifestó que el propósito de esta rama de la mecánica para algunos es técnico, mientras que para otros es una ciencia, ya que a veces explicar el comportamiento de la roca por procedimientos empíricos hace que esta definición tan simple sea ineficaz.

➤ **Matriz rocosa**

Gonzales (2002) refiere que la matriz rocosa, además de ser continua, es heterogéneo y anisótropo atado a su fábrica. Además, de ser un material rocoso exento de discontinuidades.

➤ **Macizo rocoso**

Rocas blandas o duras que presentan discontinuidades, heterogéneo y comportamiento discontinuo. Para Gonzales (2002) refiere que para el estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso se deben estudiar las propiedades de la matriz.

➤ **Clasificación de macizo rocoso**

La Universidad Industrial de Santander (2013) manifiesta que uno de los modelos de clasificación más utilizados es el propuesto por Bieniawski en 1973, que se conoce como Rock Mass Rating.

Además, se debe tener en cuenta aspecto como:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa
- Grado de fracturación en términos del RQD
- Espaciado de las discontinuidades
- Condiciones hidrogeológicas

➤ **Índice de designación de la calidad de la roca(RQD)**

Deere (1967) determina que el presente índice es usado como un parámetro de clasificación porque, aunque por sí mismo no brinda información suficiente para una descripción completa de una masa de roca, se ha descubierto que es de mayor utilidad en aplicaciones de túneles como una guía en la selección del tipo de sostenimiento que tendrá el túnel.

El RQD ha sido usado extensamente y es una simple, reproducible y no muy costosa manera de evaluar la calidad del núcleo de la roca.

Este índice cuantitativo es un porcentaje modificado de recuperación del núcleo que incorpora únicamente las piezas del núcleo que cuentan con 100 mm. o más de longitud. Bieniawski (1989) hace referencia a que las longitudes cortas del núcleo son ignoradas desde que se considera que esto se debe a la cizalladura, uniones o a la intemperie en la masa rocosa. Cabe resaltar que el RQD no toma en cuenta la influencia de la opresión de la discontinuidad, la orientación, la continuidad y el material sin rellenar.

Para la determinación del RQD, el International Society for Rock Mechanics, citado por Bieniawski (1989) recomienda doble tubo, con barriles para extracción de núcleo tamaño N. (diámetro 54 mm.).

Según Bongiorno (sf) indica que el RQD se encuentra a partir de trozos de rocas mayores a 10 cm. Hallados en sondeos o a partir de juntas J_v que indican el número de juntas por m^3 observadas en un afloramiento. Para este caso se debe utilizar la siguiente fórmula:

$$RQD = [(\sum(Ripios > 10 \text{ cm})) / (\text{total de la perforación})] \times 100 \quad (\text{A})$$

De no ser así se utiliza la siguiente fórmula:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v \quad (\text{B})$$

El valor obtenido en (A) y (B) se compara con la tabla 3:

Tabla 3. Clasificación de la calidad según valor de RQD

Índice de calidad R.Q.D (%)	Calidad
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Fuente: Índice de calidad de la roca RQD. Clasificaciones de los macizos rocosos.

➤ Índice de resistencia geológica(GSI)

Según Hoek (2006), manifiesta que el GSI se estima a partir de inspecciones visuales del macizo rocoso expuestos en las superficies de excavación, tales como: taludes, túneles, entre otros, etc. Proporcionando un sistema para la reducción en diferentes condiciones geológicas mostradas. El índice GSI varía entre 0 y 100.

La evaluación el índice de resistencia geológica varía entre 0 y 100, de acuerdo a la figura 12.







GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000) From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.		SURFACE CONDITIONS					
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →					
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities.	90				N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70				
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50			
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40			
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				30		20
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A				10

Figura 12. Determinación del GSI de Hoek (Hoek, 2006)

Fuente: Hoek, 2006

Hoek (2006) manifiesta que para determinar la composición estructural de la masa rocosa interviene por un lado el grado de fracturamiento las cuales son 5, tal como se muestra a continuación:

- Masiva o Levemente Fracturado (LF)
- Moderamiento Fracturada (F)
- Muy fracturada (MF)”
- Intensamente fracturada (IF)
- Triturada o brechada (T)

➤ **Clasificación de Bieniawski(RMR)**

Según Bieniawski (1989), se desarrolló por Bieniawski durante 1972 y 1973, en el transcurso hubo modificaciones, de acuerdo a los casos históricos y estándares y/o procedimientos internaciones.

El método de Bieniawski se basa en los diferentes puntajes respecto a los parámetros, denominado RMR (Rock Mass Rating). Bieniawski (1989) define los parámetros a clasificar son:

- Resistencia a la compresión simple (UCS)
- Índice de calidad de la roca (RQD)
- Espaciamiento de discontinuidades (S)
- Condicion de las discontinuidades
- Agua subterránea

➤ **Resistencia a compresión simple**

Sjöberg (1996) lo señala como la carga máxima a la que puede ser sometida una roca por compresión uniaxial, la cual es delimitada a través de una probeta sin confinar en el laboratorio.

➤ **Factor de seguridad**

Read y Stacey (2009) hacen mención al factor de seguridad como la que determina la relación entre la capacidad y demanda, del sistema en su entorno, siendo así el factor más básico que la ingeniería acepta.

➤ **Discontinuidad**

Para De las Heras, Portilla, Martínez y Roldán (1987) es el plano que separa los bloques de matriz rocosa.

➤ **Resistencia a la discontinuidad**

Resistencia a la compresión de la superficie de discontinuidad, puede ser más baja que la resistencia de la roca matriz a causa de la meteorización (De la Heras et al, 1987).

En criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en la tabla 4.

Tabla 4. Sistemas de discontinuidades estructurales

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	>60	>5.92	Buena
IIIA	51-60	2.18--5.92	Regular-A
IIIB	41-50	0.72--1.95	Regular-B
IVA	31-40	0.24--0.64	Mala-A
IVB	21-30	0.08--0.21	Mala-B
V	<21	<0.08	Muy-Mala

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

Los resultados se presentan en los Anexos 3 y 4. Posteriormente se han establecido varias secciones transversales a lo largo de la veta Gina Socorro tales que sean representativas en el sector del estudio. En ellas se han proyectado la información de calidad de los testigos rocosos y del mapeo geomecánico de las labores. A partir de toda esta información se presentan los resultados resumidos en la tabla 5 considerando el RMR correspondiente.

Tabla 5 . Calidad de la masa rocosa por tipo de roca

Sección	Estructura	Rango RMR	Rango de calidad masa rocosa
240-W	Caja-piso	53-62	III A y II
	Veta-mineral	49-50	IIIB
	Caja-Techo	53-62	III A y II
120-W	Caja-piso	53-59	III A
	Veta-mineral	51	III A
	Caja-piso	62-66	II
60-E	Caja-Techo	54-55	III A
	Veta-mineral	45-49	IIIB
	Caja-piso	62-66	II
240-E	Caja-Techo	55-57	III A
	Veta-mineral	48	IIIB
	Caja-piso	57-58	III A
440-E	Caja-Techo	60-62	III A y II
	Veta-mineral	49	IIIB
	Caja-piso	53-64	III A y II

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018.

La litología presente en las cajas en todas las secciones se trata de roca caliza. El buzamiento de la veta hasta aproximadamente la cota 3800 es hacia el SE y de esta cota hacia abajo el buzamiento cambia de dirección hacia el NW. Este comportamiento se observa en casi todas las secciones a excepción de la Sección 240W donde el buzamiento se mantiene en profundidad hacia el SE.

Se concluye de los resultados de la Tabla 4, lo siguiente:

- Considerando que el rango de variación del macizo rocoso se observa que en general la calidad de la masa rocosa es de Regular B (IIIB) hasta calidad Buena (II)
- La calidad de la roca es mejor en relación de la veta mineralizada. Asimismo, la calidad de la roca de la caja piso es ligeramente mayor a la calidad de roca en la caja techo.
- Dentro de la masa rocosa de las cajas existen pequeños tramos de inferior calidad de masa rocosa que están asociados a las fallas u otras estructuras mineralizadas de potencia menor.
- Hacia el contacto de la veta mineralizada con las cajas existen fallas contactos que, si bien no aparecen en las secciones, se debe de tener presente este hecho para los análisis correspondientes posteriores.

Tomando la información, se ha determinado parámetros de calidad para la veta y las cajas, los cuales han permitido realizar una zonificación geomecánica, la cual es detallada en el siguiente acápite.

En la Tabla 6 puede apreciarse los valores de la calidad en la veta mineralizada.

- La veta mineralizada Gina Socorro tiene calidad apropiable al dominio estructural DE-IIIB (RMR 41-50) en toda su extensión, con valores hacia el extremo superior.
- La calidad de la caja techo pertenece al DE-IIIA (RMR 51-60). Cabe recalcar que el buzamiento de la veta cambia de dirección SE hacia el NW a partir de la cota 3800, a excepción de la Sección 240W.
- Para el caso de la caja piso, la calidad corresponde también al dominio DE-IIIA (RMR 51-60) y también existen sectores pertenecientes al dominio DE-II (RMR >60). En la Figura 13 se muestra un ejemplo de la zonificación realizada.

Tabla 6. Zonificación Geomecánica de la veta Gina Socorro

Sección	Estructura	RMR Promedio	Dominio Estructural
	Caja piso	62	DE-II
240 W	Veta mineral	48	DE-IIIB
	Caja Techo	53	DE-IIIA
120 W	Caja Techo	56	DE-IIIA
	Veta mineral	50	DE-IIIB
	Caja piso	52	DE-IIIA
60 E	Caja Techo	54	DE-IIIA
	Veta mineral	45	DE-IIIB
	Caja piso	62	DE-II
240 E	Caja Techo	55	DE-IIIA
	Veta mineral	48	DE-IIIB
	Caja piso	53	DE-IIIA
440 E	Caja Techo	60	DE-IIIA
	Veta mineral	49	DE-IIIB
	Caja piso	53	DE-IIIA

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

De modo general se ha llegado a la conclusión que la calidad de las cajas son generalmente homogéneas, siendo estas últimas de mejor calidad

respecto al mineral. Los que corresponden al promedio de la información registrada procedente de las labores subterráneas y del logeo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas. Esta zonificación se ha considerado para los análisis de la estabilidad asociadas a las excavaciones del minado.

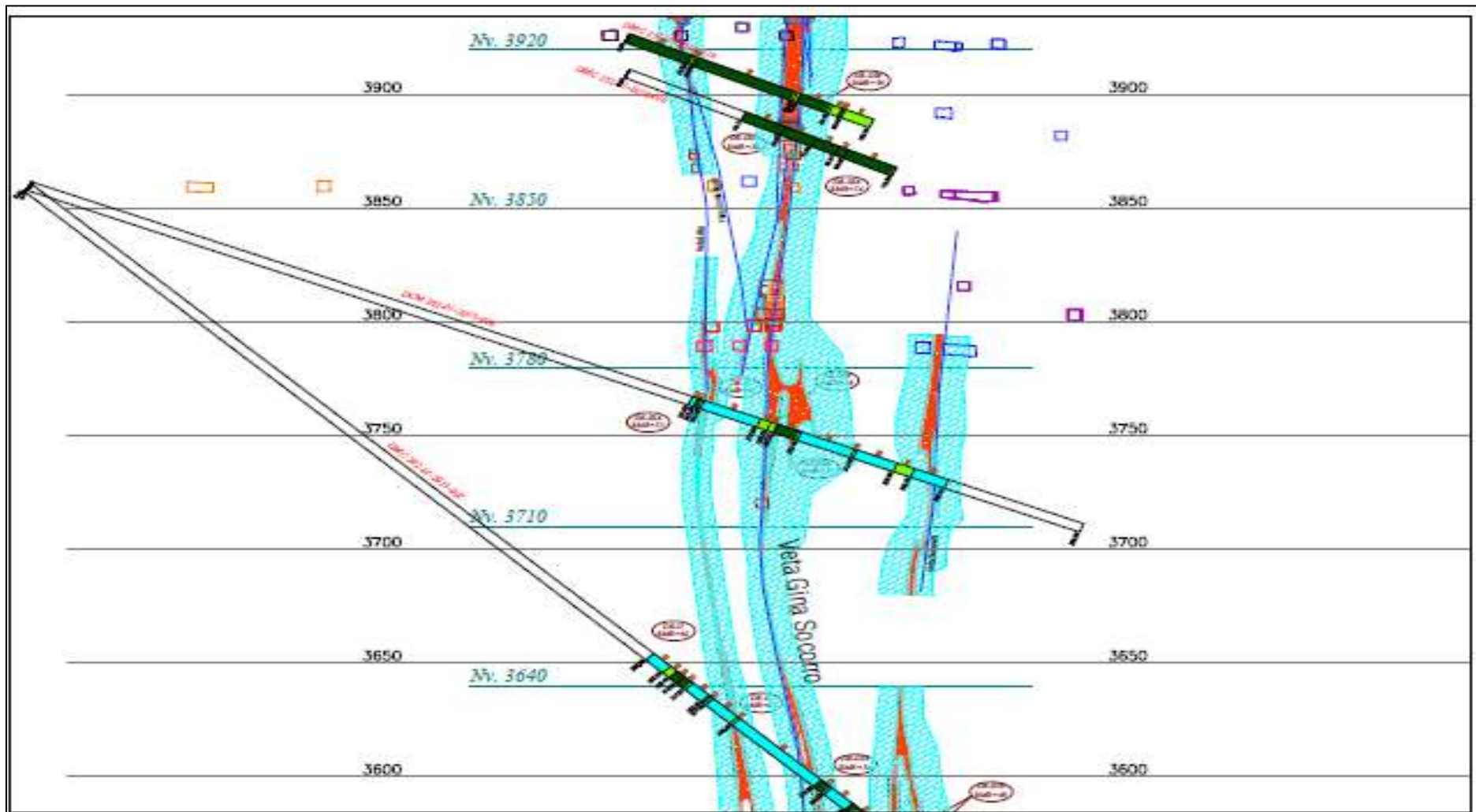


Figura 13. Zonificación Geomecánica de la veta Gina Socorro

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

2.2.11 Tipos de mineral

2.2.11.1 Mena

Es el mineral cuyo valor supera el de los costos de su explotación, el cual al ser trabajado con la infraestructura existente nos dará los productos que el mercado exige, cumpliendo con las condiciones vigentes para su comercialización. (Tupia, 2000)

Tupia (2000) define estos costos como:

- a. Gastos de producción
- b. Gastos de venta
- c. Gastos de administración
- d. Gastos financieros
- e. Depreciación

El mineral de mena es aquel que constituye reservas dentro de la zona.

2.2.11.2 Marginal

El mineral considerado marginal es aquel cuyo valor cubre totalmente los gastos “a” y “b” presentados por Tupia (2000), a su vez los considerados en los puntos “c”, “d” y “e” son cubiertos al 30%, es cuyo mineral no genera utilidades en la operación minera, así mismo por si solo este no constituye reservas, pero al ser explotado con el mineral de mena este brinda un factor de división de los costos totales, lo cual mejorara los parámetros económicos. (Tupia, 2000)

2.2.11.3 Sub Marginal

Tupia (2000) Aquel mineral que solo cubrirá los gastos de producción, el cual lo lleva a ser considerado como mineral no económico, por lo cual no debería ser explotado en condiciones

normales, para que este mineral sub-marginal sea explotable requerirá de variaciones favorable, este mineral no está considerado como reservas de mineral.

2.2.11.4 Baja ley

Es un mineral que no cubrirá los gastos de producción es considerado mineral no económico. (Tupia, 2000)

2.2.11.5 Ley de mineral

Se considera ley mineral, al contenido metálico existente dentro del mineral, estos se expresan de diversas formas, tales como: Cu, Pb, Zn, Fe, estos se expresan como porcentaje.

2.2.11.6 Ley de mina (lm)

Se le llama ley de mina a lo producido en la explotación minera, es la ley que se obtiene tras las labores mineras.

2.2.11.7 Ley de cabeza (f)

Es la ley que se obtiene de la mina, aquella que entra a la planta procesadora, es diferente a la ley de mina.

2.2.11.8 Ley de concentrado (c)

Es la ley que se obtiene de las celdas de flotación dentro de la planta procesadora.

2.2.11.9 Ley de relave (t)

Esta es considerada como la ley del desperdicio que se va al relave

2.2.11.10 Radio de concentración metalúrgica (RCM)

Se le considera a la cantidad de mineral que ingresa a la planta para obtener una tonelada de concentrado:

$$RCM = \frac{C - T}{F - T}$$

$$RCM = \frac{PM}{PC}$$

$$RCM = \frac{VC}{VM}$$

Donde:

C = Ley de concentrado

F = Ley de cabeza

T = Ley de relave

PM = Peso del mineral

PC = Peso de concentrado

VC = Valor del concentrado

VM = Valor de mineral

2.2.11.11 Recuperación metalúrgica (R)

Se considera al porcentaje de recuperación del metal valioso del mineral de cabeza

$$R = \frac{C(F - T)}{F(C - T)} \times 100$$

$$R = \frac{C}{F} \times \frac{1}{RCM} \times 100$$

$$R = \frac{C}{F} \times \frac{PC}{PM} \times 100$$

Donde:

C = Ley de concentrado

F = Ley de cabeza

T = Ley de relave

RCM = Radio de concentración metalúrgica

PC = Peso de concentrado

PM = Peso del mineral

2.2.11.12 Peso del mineral

$$PM = PC + PR$$

Donde:

PR = Peso del relave

PC = Peso de concentrado

PM = Peso del mineral

2.2.11.13 Criterios y parámetros de Diseño de explotación

Según el criterio UBC el proceso de jerarquización de los factores relacionados a los distintos métodos para el minado subterráneo, son los siguientes:

- El método que se adapta a las condiciones encontradas, de manera técnica, es el “Cut & Fill – C&F”, para todo el rango de condiciones geomecánicas y potencias asociadas a la Veta Gina Socorro.
- Sigue al C&F, método para el minado “subniveles con taladros largos” (Sublevel Stopping – SLS) para todo el rango de condiciones geomecánicas asociadas a Veta Gina Socorro y para las potencias predominantes, exceptuando las partes más anchas correspondientes a cuerpos o bolsonadas que se presentan en esta estructura mineralizada.

En la tabla 7 se aprecia de manera referencial y en forma ordenada, los costos de minado a los diferentes métodos para el minado subterráneos. En lo general se debe buscar la aplicación

de los métodos en el orden presentado, e ir descartando para encontrar el método aplicable más barato.

Tabla 7. Métodos de minado subterráneo en orden de costos

Orden	Método de Minado	Abreviación
1	Block o Panel Caving	BC
2	Room and Pillar	R&P
3	Sub Level Stoping	SLS
4	Sub Level Caving	SLC
5	Cut and Fill Stoping	C&F
6	Vertical Crater Retreat	VCR
7	Top Slicing	TS
8	Shrinkage Stoping	SHS
9	Square Set Stoping	SQS

Fuente: Unidad minera Uchucchacua / Informe Estudio Geomecánico
- Gina Socorro DCR 2018

Dadas las condiciones de la Veta Gina Socorro, específicamente por la morfología de la mineralización y sus relaciones espaciales, y por el tamaño de las reservas se imposibilita la aplicación del BC. El R&P propiamente dicho también queda descartado principalmente por las condiciones morfológicas de la mineralización, sin embargo, el uso de pilares no debe descartarse de ser necesario, por ser complemento de la mayoría de los métodos de minado. El SLS es uno de los métodos alternativos según el proceso de selección efectuado y bajo las consideraciones dadas en los párrafos precedentes. El SLC queda descartado por razones similares que el BC. El C&F es el método preferido.

2.2.11.14 Parámetros de los métodos de minado

➤ Metodo Bench and fill

Para Jorquera (2015) El método de minado por banqueo y relleno (Bench and Fill) en el cual este método se aplica a cuerpos en vertical o casi verticales con la cual se logra una reducción en los costos de producción.

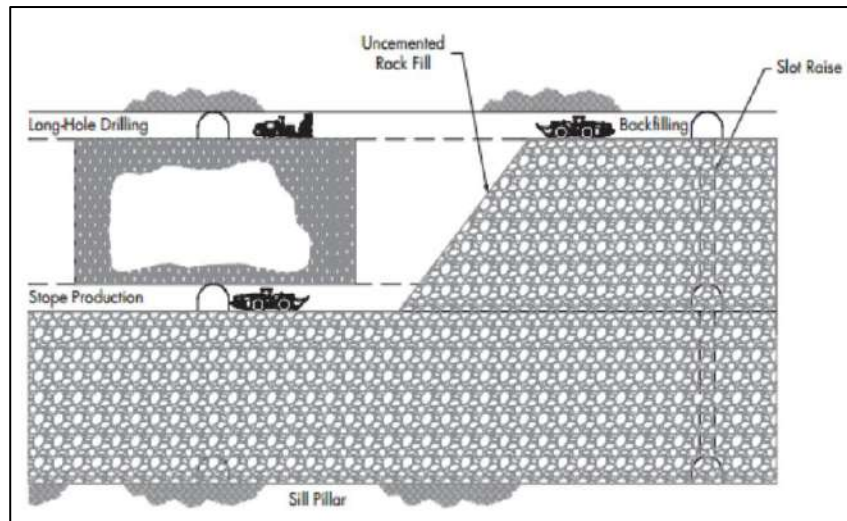


Figura 14 Esquema Bench and Fill

Fuente: Jorquera (2015)

Los bancos incluyen la extracción inicial de un taladro y una unidad de extracción para todo el largo y ancho de un yacimiento. Se crea una ranura de banco entre los dos horizontes en un extremo de la persona mediante la ampliación de un aumento de corte situado cerca de la pared del pie del yacimiento (figura 14). La ranura así creada se utiliza como un vacío de expansión en el que el resto de la banqueta se forma mediante la voladura secuencial de los orificios de producción. En la mayor cantidad de orificios de producción se perforan en anillos paralelos a la inmersión de la fuente entre las dos unidades. La minería se produce mediante el disparo secuencial de los anillos de producción en el vacío que se avanza y el mineral se elimina de forma remota desde el horizonte de extracción. La extracción de bancos se retira a cortes transversales centrales ubicados dentro de pilares permanentes de 40 m de ancho. Los cortes transversales tienen una orientación este-oeste y brindan acceso permanente a todos los yacimientos en un elevador de banco particular.

El desarrollo de vehículos convencionales de limpieza, así como de los de teletrabajo de carga y descarga (LHD) ha sido

crucial para los bancos. Los LHD se operan desde estaciones de control remoto ubicadas en áreas seguras. Las cámaras de video en color montadas en los vehículos brindan vistas frontal y posterior de manera continua durante todo el ciclo de limpieza. La banqueta y las áreas de tránsito están aisladas por barricadas ópticas en todas las entradas que detienen el vehículo si se interrumpe. Se utiliza una red de cable coaxial de alimentación de fugas en cada subnivel para transmitir las señales de video, datos y control entre el LHD y La estación de control.

Los topes de banco típicos se extienden sobre todo el ancho de la pieza y tienen una longitud promedio de 100 m junto con una pared inclinada sin soporte que sobresale, la pared colgante, desde 12 a 45 m de inclinación descendente. Tras la extracción de la longitud económica de un yacimiento, el vacío se llena con relleno de arena hidráulica o agregado al piso de la unidad de perforación, que se convierte en la nueva unidad de extracción en el siguiente levantamiento. El relleno hidráulico se prepara a partir de relaves desechados y se entrega a una densidad del 69% en peso de sólidos. El relleno hidráulico se distribuye a los topes a través de 150 m de tubos de relaves deslizados revestidos con caucho de m y orificios. El otro tipo de relleno, conocido localmente como "agregado". Es el producto de desecho de la pre-concentración pesada-media de los minerales de la mina de plomo. Se transporta a las paradas a través de pases alimentados por estrangulamiento y se entrega al destino final mediante unidades LHD.

El comportamiento predicho del muro colgante no soportado, la capacidad de perforar pozos con una desviación mínima y la ubicación de las unidades de acceso preexistentes se consideran al seleccionar las alturas de los bloques de banco. La secuencia de extracción para un bloque en particular se desarrolla después de considerar los requisitos de producción, las restricciones de

acceso, la disponibilidad de relleno y el análisis de estrés de las secuencias mineras. En general, el acceso al bloque se realiza a través de disminuciones con servicios, aumentos de minerales y ventilación localizados cerca de cortes transversales centrales y dentro de pilares permanentes.

El método de Bench & Fill consiste de las siguientes operaciones:

- Perforación

Elaboración de huecos en el subsuelo, a través de equipos, los cuales son utilizados en labores técnicas de explotación. Para esta operación se utilizó el equipo Jumbo TL.

- Voladura

Se basa en el cargue de los huecos hechos en la perforación, con una sustancia explosiva que al entrar en acción origina una honda de choque.

- Voladura controlada

Proceso por el cual se detonan los hoyos de manera progresiva, esto con la finalidad de reducir las vibraciones y precisar la dirección de la proyección.

- Limpieza

Antes de proceder a la siguiente operación, debe verificarse que los túneles o subniveles inferior y superior (generados mediante las operaciones de perforación y voladura antes explicadas) estén limpios sin detritos. En este caso, para la labor de limpieza se emplearon los equipos Scoop y Dumper para el recojo de los residuos.

- Sostenimiento de excavaciones

Se realiza una fortificación o sostenimiento de las excavaciones mediante una malla para tipo de roca regular. Para colocar la malla se utilizaron los equipos Small Scissor Bolter (perforación de pernos de anclaje) y el Robot Lanzador de concreto (para el shotcrete o lanzamiento de concreto).

- Traslado de desmonte de excavaciones

Teniendo las detonaciones de corte vertical en toda la extensión definida Una vez detonado el corte vertical a toda la longitud definida del tajeo según el tipo de roca, se retira la mena a través de echaderos con los equipos Scoop y Dumper.

- Explotación del tajo

Esta operación es el conjunto de 3 sub-operaciones tales como perforación, carguío y voladura. Una vez realizada la perforación del tajo (sección a explotar), se va a realizar la carga de los residuos mediante los equipos Scoop y Dumper. Finalmente, se produce la voladura del tajo.

- Transporte del mineral del tajo

Al realizarse la voladura del tajo, se generan restos y mineral que requieren ser trasladados de la zona del tajo para poder realizar la siguiente operación. Esto se realiza mediante el uso de los equipos Scoop y Dumper.

- Relleno del tajo (detrítico)

Al culminar la limpieza del mineral roto, y con ayuda de los equipos Scoop y Dumper se realiza el relleno con material catalogado como desmonte.

- Ubicación de las labores de acceso y servicios permanentes

Por un lado, las condiciones geomecánicas de la caja techo y de la caja piso de la Veta Gina Socorro son similares, la masa rocosa en ambos casos pertenece en promedio al dominio DE-III A, por otro lado, el buzamiento de esta veta es subvertical o más propiamente dicho hasta la cota 3,800 msnm el buzamiento es alto hacia el SE, y debajo de dicha cota el buzamiento es alto y se invierte hacia el NW. En tal condición es indistinto ubicar estas excavaciones en cualquiera de las cajas, si fuera caja piso mejor.

La decisión de buscar una ubicación adecuada de las labores de acceso y servicios permanentes dependerá del planeamiento y diseño del minado, en la cual los aspectos operativos tendrán un rol importante. Se deberá tener en consideración que los lugares en donde se ubicarán estas labores estén lo suficientemente alejados de la influencia del minado de los tajeos, para lo cual se deberá tener correctamente detallado el mapa de la veta (figura 15). Por otro lado, también se deberá tomar en cuenta la distancia a las áreas de minado futuro. Como se puede apreciar en la Figura 16 la mayor cantidad de excavaciones de acceso y servicios han sido ubicados en la caja SE, lo cual es adecuado.

- Esquemas de minado y dimensiones de tajeos

En relación al método de minado C&F, el personal de la mina está bastante familiarizado con este método y tiene un buen dominio y experiencia en el mismo. Los estándares que actualmente se utilizan deben continuar utilizándose y si se quisiera modificar estos estándares, deben utilizarse los diferentes parámetros geomecánicos resultantes de los diversos análisis realizados en este trabajo.

En relación al B&F, en el Anexo 6 se pueden ver los esquemas de minado correspondientes a este método de minado aplicado a la Veta Gina Socorro.

Respecto al dimensionamiento del B&F, es necesario determinar la altura entre los subniveles, el ancho de los tajeos y la longitud de los mismos. Todos estos parámetros están relacionados entre sí como se podrá apreciar líneas abajo.

Sobre la altura entre los subniveles, se ha considerado alturas de tajeos de 18, 20, 23 y 26 m, considerando que la altura de los subniveles es 4 m. Esto significa bancos de mineral entre subniveles de 10, 12, 15 y 18 m, o lo que es lo mismo, altura de los subniveles de 16, 16, 19 y 22 m. Por el potencial problema de la sismicidad inducida por el minado, es aconsejable en esta etapa adoptar bancos de 10 m, significando altura de tajeos de 18 m o altura entre subniveles de 14 m. Más adelante, a la luz de la experiencia que gane el personal de la mina se podría variar este parámetro hacia arriba o hacia abajo.

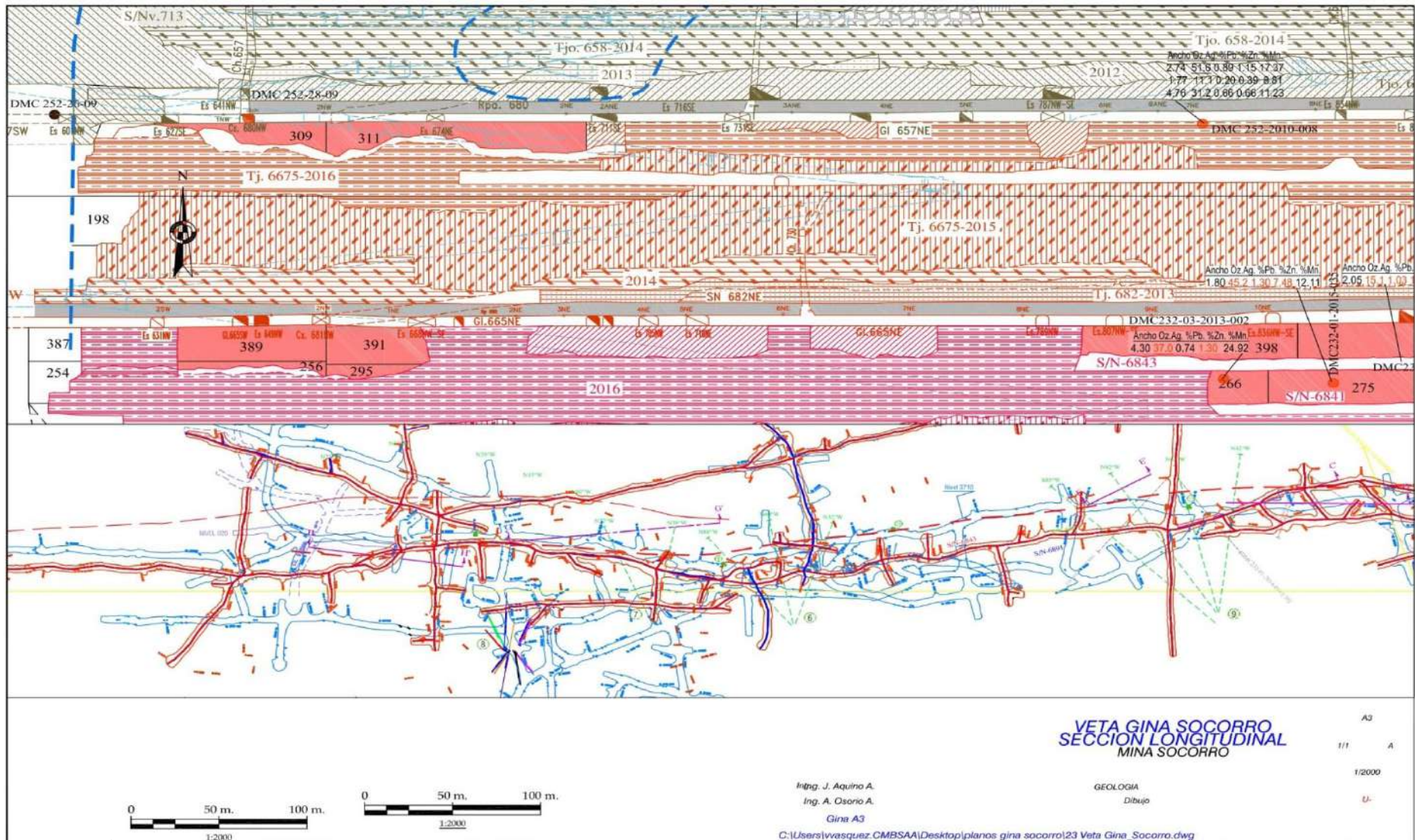


Figura 15. Áreas de minado de la estructura mineralizada Gina Socorro

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

Sobre el ancho de los tajeos, este dependerá de la potencia de la veta, la potencia que predomina es de 2.1 a 4 m, le sigue la potencia de 1.1 a 2 m, luego de 4.1 a 6 m y en mucha menor proporción las potencias < 1 m y 6.1 a 16 m. Hasta los 6 m. no habría mayores problemas, el límite superior de ancho de tajeo podría ser 8 m, no siendo aconsejable sobrepasar este valor. Si se sobrepasara los 8 m de ancho de tajeo puede haber problemas de estabilidad del banco de 10 m, debido a que acompañan a la veta fallas geológicas longitudinales a la estructura mineralizada, a través de las cuales podría fallar por gravedad el citado banco. Además, cuando ocurren ensanchamientos en la potencia del mineral los contornos mineralizados se hacen irregulares, pudiendo generarse problemas mayores de dilución y recuperación del mineral. Las porciones o partes anchas de mineral deben ser explotadas mejor con el método de C&F.

Sobre la longitud del tajeo, es recomendable mantener la mínima longitud entre el frente de rotura del mineral y la cresta del relleno, considerando que el relleno tiene un ángulo de reposo de 37° , la mínima longitud recomendable es de aproximadamente 25 m. Sobre la longitud del block de minado, desde el análisis geomecánico no hay prohibiciones importantes a tener en cuenta, esta longitud dependerá atender más de los requerimientos de los procedimientos operacionales, dejándose a decisión de los ingenieros de la mina.

- Relleno

Asociado al método de minado C&F se deberá continuar con el uso del relleno detrítico y del relleno hidráulico. La función que deberá cumplir este relleno operativamente es tener un piso sólido para poder seguir trabajando encima del mismo para ascender en el minado; mientras que desde el

análisis geomecánico la función será contribuir a la estabilidad local y global de la mina.

En relación al B&F, la esencia de este método de minado es utilizar relleno detrítico convencional (no cementado), tal como se puede ver en los esquemas adjuntos del Anexo 6.

A fin de tener condiciones geomecánicas más favorables a medida que profundice el minado será necesario conformar pilares puentes dejando mineral in-situ o extrayendo el mineral y reemplazando este por relleno cementado. Los modelamientos numéricos efectuados, han indicado la necesidad de conformar pilares puentes de relleno cementado en los Niveles 3710 y 3640. Estas estructuras tendrán un ancho aproximado de 5 a 6 m y altura de 4 y 5 m respectivamente, teniendo una resistencia requerida de 10 MPa.

- Secuencias de avance del minado

En el B&F, hay varias alternativas de secuencia de avance, se puede avanzar en un solo horizonte entre dos niveles o se puede hacer un minado simultáneo en varios horizontes.

Cuando se avanza en un mismo horizonte es recomendable dividir a la estructura mineralizada en paneles para tener un número mayor de frentes de producción, el avance en este caso puede ser convergente o divergente entre panel y panel, ciclando adecuadamente la secuencia de avance. Cuando se avanza en varios horizontes, es adecuado el minado en gradines, pues este permite tener más frentes de producción, su puesta en práctica depende de los procedimientos operativos, teniendo accesos adecuadamente ubicados pueden llevarse a cabo diferentes planes de avance del minado, tal como se muestran en los ejemplos de las figuras del Anexo 6.

Desde el punto de vista geomecánico no habría mayores implicancias al adoptar una u otra secuencia de avance del minado. En este método de minado también es recomendable comenzar la explotación desde el fondo del yacimiento, de otro modo será necesario dejar pilares puentes de mineral, los cuales podrían perderse, a menos que se conformen pilares puentes de relleno cementado.

- Consideraciones finales

Uno de los principales problemas que podría surgir en el minado de Veta Gina Socorro por taladros largos es la dilución y recuperación del mineral, a causa de que en Mina Uchucchacua la mineralización no tiene contornos regulares. En las partes de ensanchamientos de la potencia definitivamente no es recomendable por la irregularidad de los bordes mineralizados. La información que se tiene de Gina Socorro indica que los contornos mineralizados en las potencias predominantes son más o menos regulares, en estas condiciones será importante el manejo de los parámetros dilución y recuperación.

Con respecto a la dilución, con el B&F, estos están ligados a la calidad del macizo rocoso así como las cajas y el mineral. Las aplicaciones existentes en Perú muestran diluciones en el intervalo de 10 a 15 % y recuperaciones de alrededor de 85 %.

Para el caso de Gina Socorro, se ha hecho un ejercicio de estimación del parámetro ELOS (Equivalent Linear Overbreak Slough – Equivalente Lineal de Sobrerotura y Desprendimiento) utilizando el criterio de Clark (1998), considerando valores promedio del Número de Estabilidad Modificado ($N' = 3$) y Radio Hidráulico ($RH = 5$) presentados

en el Anexo 6, y calidad de la masa rocosa $RMR = 50$, obteniéndose valores de ELOS de 0.5 a 1 m.

Según el ELOS determinado, la dilución dependerá de la potencia de la veta, así para una potencia de 6 m la dilución podría variar de 8 a 16 %, a menores potencias la dilución será mayor y la recuperación menor y viceversa. También en este caso será muy importante realizar meticulosos diseños y parámetros para su ejecución de la perforación y voladura controlada, para preservar principalmente la estabilidad adecuada de las cajas de los tajeos.

Otro aspecto importante para el minado con B&F es el sostenimiento de la bóveda de los tajeos. Este método de minado requiere que los subniveles superior e inferior sean desquinchados hasta conformar cámaras del mismo ancho que la potencia del mineral, luego el ancho de estas cámaras podría llegar aproximadamente a 8 m. El sostenimiento para tajeos de 4 a 5 m. Para las cámaras de 6 m de ancho, el sostenimiento sería: pernos sistemáticos de 8 a 10 pies longitud, separados cada 1.2 m, con malla metálica de ser necesario + una capa de shotcrete de 2" de espesor. El sostenimiento para cámaras de 8 m de ancho sería: pernos sistemáticos de 8 a 10 pies de longitud, separados cada 1.2 m + malla metálica electrosoldada + una capa de shotcrete de 2" de espesor. Los pernos recomendables sería los de barra helicoidal en caso ocurrieran eventos sísmicos, caso contrario serían de tipo split sets o hydrabolts.

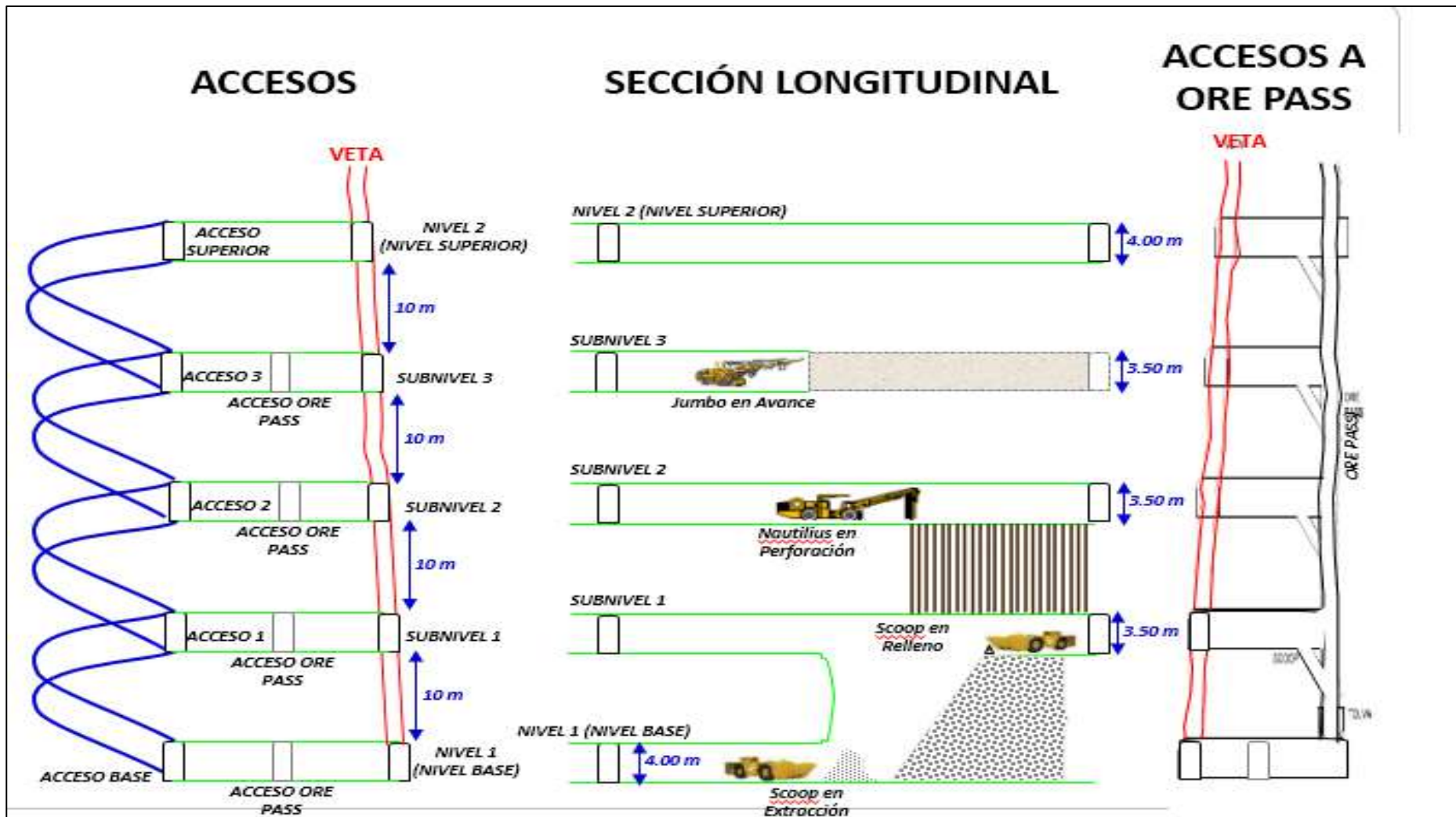


Figura 16. Secuencia de avances de minado

Fuente: Unidad minera Uchucchacua/ Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

2.2.12 Productividad

Gutiérrez (2010) lo define como los resultados que son obtenidos en un proceso, a través del tiempo necesario para obtener la cantidad de producción óptima.

Por su parte Mejia (2013) manifiesta que la productividad puede ser calculada a través de la cantidad producida y el costo incurrido. Es decir:

$$\textit{Productividad} = \textit{Cantidad producida} / \textit{Costo incurrido}$$

2.2.13 Costo de operación minera

Los “COSTOS DE OPERACIONES MINERAS”, se traducen en un concepto de “GASTO MONETARIO”; esto es, mide las operaciones minero-metalúrgicas, en términos de dinero. (Huaypar y Medina, 2018)

2.2.14 Tiempo del método de minado

Estará conformado por las operaciones involucradas durante el minado, será conformado por los tiempos de ejecución de los procesos de excavaciones, sostenimiento de las excavaciones, traslado del desmonte de las excavaciones, explotación del tajo, transporte de mineral del tajo y relleno del tajo; estas actividades son las que comprenden el método de minado, definido por la UNDAC (2010) que lo define al conglomerado de operaciones que intervienen en la extracción del minera, buscando realizarse al menor costo y de manera más veloz posible, garantizando la mayor seguridad posible a los trabajadores y las instalaciones.

2.2.15 Dilución

Se define a la mezcla de mineral con estéril. (Cebrián, 2007)

Está catalogado como aquel factor que logra la disminución del contenido metálico con respecto a lo calculado en el muestreo, se puede expresar de tres maneras diferentes, como el % de la potencia de la veta que se incluye a dicha

potencia, la cantidad fija que se agrega a la potencia de la veta. (UNDAC, 2010)

2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Para la definición de los términos básicos nos hemos centrado en el manual de Introducción a la Minería de la UNDAC (2010), detallando como principales términos en las operaciones mineras lo siguiente:

- **CAJA PISO.** – Se le denomina a la roca encajante bajo la veta
- **CAJA TECHO.** - Se le denomina a la roca encajante sobre la veta
- **CUERPO (ORE BODY).** – Aquellos lugares con gran cantidad de mineral sin forma determinada
- **DESMONTE.** – Material extraído que no tiene valor alguno
- **DISEMINACIONES.** – Yacimiento donde el material se encuentra dentro de las rocas
- **GANGA.** – Parte del mineral sin valor
- **MENA.** – Parte más valiosa del mineral
- **POTENCIA.** – Corresponde al ancho del lugar mineralizado

➤ **PRINCIPALES CARACTERÍSTICAS DE LOS YACIMIENTOS MINERALES:**

- **PROSPECCIÓN.** – Es el proceso de búsqueda del mineral
- **RAMALES (SPLITS).** – Ramificaciones de menor potencia en la veta
- **VETA O FILON (VEIN).** – Espacio mineralizado entre las rocas
- **YACIMIENTO DE MINERALES (ORE DEPOSIT).** – Se le determina a la zona que presenta más de un espacio mineralizado, lo cuales suelen ser variados.

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

3.1 CONFIABILIDAD Y VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO

Confiabilidad

Debido a que la recolección de datos se realizó mediante una ficha de recolección (datos exactos) y no mediante un instrumento de medición propiamente dicho, es decir, opiniones, percepciones, conocimientos, actitudes, etc., no es necesario evaluar su confiabilidad.

Validación de contenido

La validez de contenido se realizó a través a 3 expertos, se les proporcionó 7 criterios, detallado en el anexo 8, mostrando un grado de concordancia en general del 100% (21/21), de tal manera que el instrumento tiene validez y queda como tal para su aplicación.

3.2 ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES

A continuación, se plasma el análisis estadístico de los datos recolectados durante el periodo 2018, para cada una de las variables en estudio.

3.2.1 Resultados de la variable independiente

Estudio del macizo rocoso

Según Bieniawski (1989) la masa rocosa de Gina Socorro se puede clasificar de la siguiente manera

- El rango de la masa rocosa se observa que en general la calidad de la masa rocosa es de Regular B (IIIB – RMR 41-50) hasta calidad Buena (II – RMR > 60)
- Dentro de la masa rocosa de las cajas existen pequeños tramos de inferior calidad de masa rocosa que están asociados a las fallas u otras estructuras mineralizadas de potencia menor.
- Hacia el contacto de la veta mineralizada con las cajas existen fallas contactos que, si bien no aparece en las secciones, se debe de tener presente este hecho para los análisis correspondientes.
- La zonificación geomecánica elaborada para Gina Socorro ha indicado las siguientes características:
 - La masa rocosa mineralizada tiene calidad DE-IIIB (41-50 RMR) en toda su extensión, con valores hacia el extremo superior.
 - La calidad de la caja techo pertenece al dominio DE-III A (RMR 51-60). Cabe recalcar que el buzamiento de la veta cambia de dirección SE hacia el NW a partir de la cota 3800, a excepción del sector de la Sección 240W.
 - Para el piso, la calidad corresponde también al DE-III A (RMR 51-60) y también existen sectores pertenecientes al dominio DE-II (RMR >60).

Estos datos se pueden observar de una manera más detallada en el anexo 10 de la investigación.

Cálculo de las leyes

Durante el año 2018 (anexo 11) se realizó los cálculos de ley para las operaciones mineras, los cuales han sido consolidados y presentados en la siguiente tabla 8.

Tabla 8. Consolidado de cálculos de Ley - Veta Gina Socorro (Método Bench and Fill)

Mes	Oz Ag	%Pb	%Zn	%Mn
ene-18	12.5	0.73	1.26	13.05
feb-18	12.69	0.76	0.86	9.98
mar-18	14.30	1.56	1.29	8.46
abr-18	18.00	1.35	1.45	7.48
may-18	15.10	2.06	2.37	8.94
jun-18	13.61	1.92	2.76	7.76
jul-18	12.20	1.03	0.89	7.30
ago-18	12.40	1.00	1.11	8.33
sep-18	11.88	1.43	1.53	6.91
oct-18	17.14	1.43	2.27	7.16
nov-18	13.50	1.60	2.10	6.88
dic-18	12.80	1.88	2.47	7.71

Fuente: Adaptado de la información de la Veta Gina Socorro

Así mismo, se llegó al cálculo de la ley mínima (tabla 9), en donde calculamos la Ley de mena, marginal, sub-margina y baja ley, para que se tomen las consideraciones pertinentes para correcta explotación.

Tabla 9. Ley mínima Veta Gina Socorro

LEY MINIMA				
Mineral Común Ag - Pb - Zn			Mineral de Zinc	
Mena	13.84	Eq_oz_Ag	Mena	17.66 Eq_oz_Ag
Marginal	11.84	Eq_oz_Ag	Marginal	15.10 Eq_oz_Ag
Submarginal	11.40	Eq_oz_Ag	Submarginal	14.54 Eq_oz_Ag
Baja Ley	5.00	Eq_oz_Ag	Baja Ley	5.00 Eq_oz_Ag

Fuente: Adaptado de la información de la Veta Gina Socorro

Veta

La estructura de la Veta Gina Socorro se conforma por el relleno mineral de fracturas N35°-45°E, y buzamiento subvertical, con potencias que varían de 1.0 a 4.5 m, en otros tramos o inflexiones se presenta la formación de cuerpos de 4 hasta 16 m de potencia (ver Figura 17).

La composición mineralógica se conforma principalmente por galena, marmatita, alabandita, platas, entre otros.

Esta información se puede encontrar de manera más detallada en el anexo 12 de la investigación.

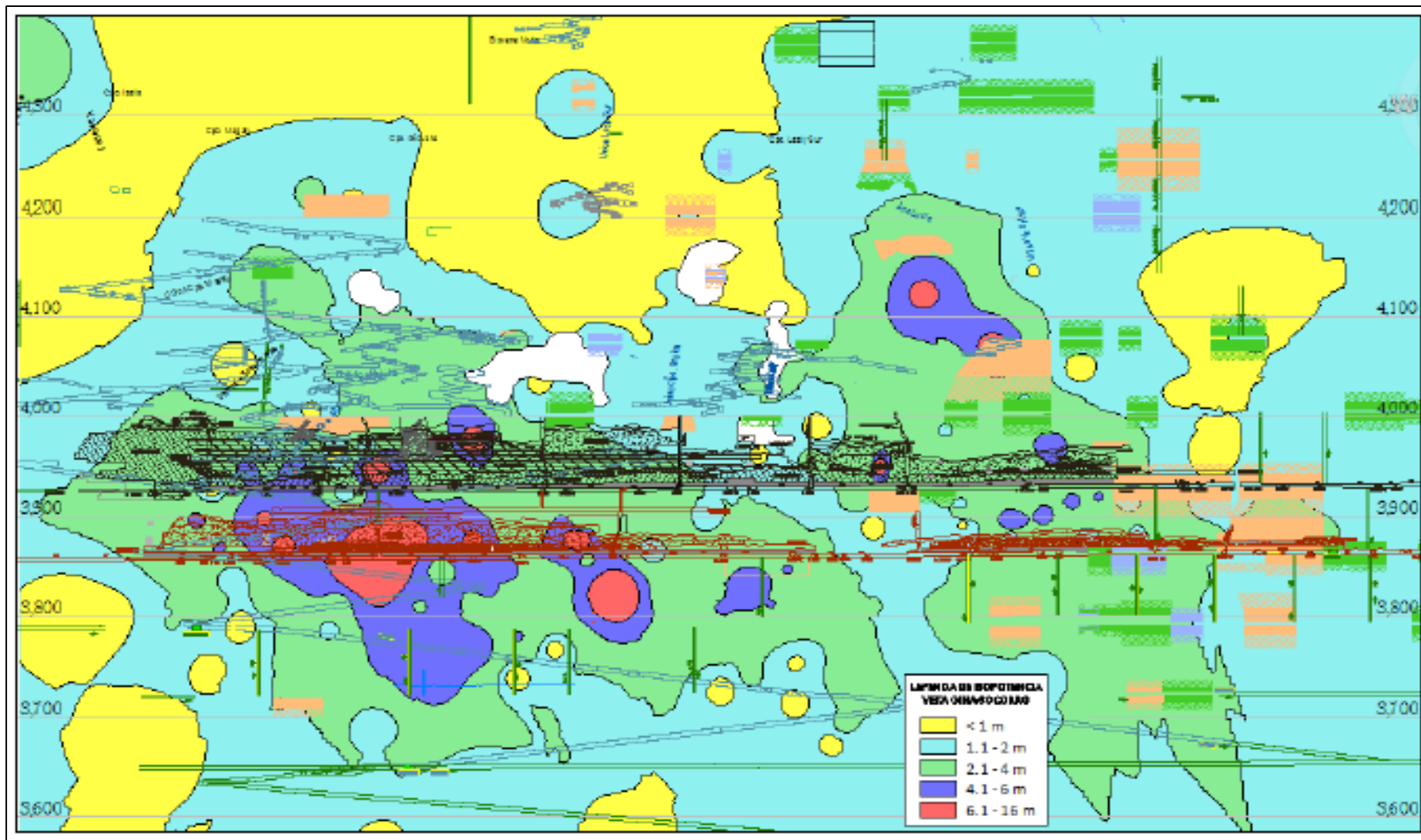


Figura 17. Isocontornos de potencias de la estructura mineralizada Gina Socorro
 Fuente: Unidad minera Uchucchacua / Informe Estudio Geomecánico - Gina Socorro DCR 2018

3.2.2 Resultados de la variable dependiente

Cálculo de la productividad

Se realizó el cálculo de la productividad por métodos de minado y se consolidó con la finalidad de dar una visualización rápida a los resultados en la tabla 10 se muestran los datos obtenidos para los meses del año 2018, con ambos métodos, de acuerdo a la siguiente fórmula aplicada.

$$\text{Productividad} = \text{Cantidad producida} / \text{Costo incurrido}$$

Tabla 10. Consolidado del cálculo de la productividad por métodos de minado

2018	Productividad	
	Cut & Fill	Bench & Fill
Enero	0.0084	0.0120
Febrero	0.0081	0.0119
Marzo	0.0082	0.0111
Abril	0.0079	0.0114
Mayo	0.0082	0.0120
Junio	0.0079	0.0121
Julio	0.0082	0.0122
Agosto	0.0081	0.0120
Septiembre	0.0081	0.0119
Octubre	0.0084	0.0115
Noviembre	0.0083	0.0116
Diciembre	0.0083	0.0113

Fuente: Adaptado de la información de la Veta Gina Socorro

Costo de operaciones mineras

Se realizó el cálculo del costo de las operaciones mineras (anexo 13), los cuales son observados en la Tabla 11, donde se muestran los datos obtenidos para los meses del año 2018.

Tabla 11. Consolidado de costos de los métodos para minado

2018	Costo	
	Cut & Fill	Bench & Fill
Enero	\$ 119.58	\$ 87.19
Febrero	\$ 123.08	\$ 84.27
Marzo	\$ 122.08	\$ 90.03
Abril	\$ 125.98	\$ 87.62
Mayo	\$ 122.38	\$ 83.16
Junio	\$ 125.88	\$ 82.55
Julio	\$ 121.68	\$ 82.08
Agosto	\$ 122.88	\$ 83.48
Septiembre	\$ 122.78	\$ 84.09
Octubre	\$ 119.70	\$ 87.16
Noviembre	\$ 120.08	\$ 86.32
Diciembre	\$ 120.98	\$ 88.57

Fuente: Adaptado de la información de la Veta Gina Socorro

Tiempo del método de minado

Se realizó el cálculo del tiempo del método de minado (anexo 14) y se consolidó con la finalidad de dar una visualización rápida a los resultados en la Tabla 12 se muestran los datos obtenidos para los meses del año 2018.

Tabla 12. Consolidado del tiempo de los métodos para minado

2018	Tiempo en el método de minado	
	Cut & Fill	Bench & Fill
Enero	7.5	5.4
Febrero	7.6	5.3
Marzo	7.2	5.1
Abril	7.5	5
Mayo	7.5	5.6
Junio	7.2	5.4
Julio	7	5.7
Agosto	7.6	5.3
Septiembre	7.8	5.3
Octubre	7.5	5.6
Noviembre	7.1	5.4
Diciembre	7.5	5.6

Fuente: Adaptado de la información de la Veta Gina Socorro

Cálculo de la dilución

Se realizó el cálculo de la dilución por métodos de minado (anexo 15) y se consolidó con la finalidad de dar una visualización rápida a los resultados en la Tabla 13 se muestran los datos obtenidos para los meses del año 2018.

Tabla 13. Consolidado del cálculo de dilución por métodos de minado

2018	% de dilución	
	Cut & Fill	Bench & Fill
Enero	0.16	0.16
Febrero	0.17	0.11
Marzo	0.14	0.13
Abril	0.3	0.11
Mayo	0.18	0.11
Junio	0.29	0.12
Julio	0.34	0.13
Agosto	0.1	0.18
Septiembre	0.16	0.21
Octubre	0.18	0.21
Noviembre	0.16	0.09
Diciembre	0.13	0.19

Fuente: Adaptado de la información de la Veta Gina Socorro

3.2.2.1 Análisis descriptivo

El promedio de la productividad obtenido con el método Cut & Fill en la mina Socorro Bajo, Veta Gina-Socorro fue de 0.0082 (media), la mitad de las muestras lograron una productividad de 0.0082 (mediana). La diferencia entre la productividad mínimo y máximo fue de 0.0005 (rango), con una variación de 0.0005 (desviación estándar). Mientras que en el método Bench & Fill, el promedio fue de 0.0117; la mitad de las muestras lograron una productividad 0.0119 (mediana). La diferencia entre la productividad mínimo y máximo fue de 0.0011 (rango), con una variación de 0.0004 (desviación estándar), tal como se muestra en la tabla 14.

Tabla 14. Estadísticos de la productividad por ambos métodos

Productividad		Cut & Fill	Bench & Fill
N	Válido	12	12
	Perdidos	0	0
Media		0.0082	0.0117
Mediana		0.0082	0.0119
Desviación estándar		0.0005	0.0004
Rango		0.0005	0.0011
Mínimo		0.0079	0.0111
Máximo		0.0084	0.0122

Fuente: Unidad minera Uchucchacua

El promedio del costo de producción por tonelada obtenido con el método Cut & Fill la mina Uchucchacua Socorro Bajo, Veta Gina-Socorro fue de \$ 122.26 dólares (media), la mitad de las muestras lograron \$ 122.23 dólares (mediana). La diferencia entre el costo mínimo y máximo fue de \$ 6.4 dólares (rango), con una variación de \$.2.11 dólares (desviación estándar). Mientras que en el método Bench & Fill, el costo de producción por tonelada promedio fue de \$ 85.24 dólares (media), la mitad de las muestras lograron \$ 85.18 dólares (mediana). La diferencia entre el costo mínimo y máximo fue de \$ 7.95 dólares (rango), con una variación de \$.2.6 dólares (desviación estándar), tal como se muestra en la Tabla 15.

Tabla 15. Estadísticos del costo por tonelada por ambos métodos

Costo por tonelada		Cut & Fill (\$)	Bench & Fill (\$)
N	Válido	12	12
	Perdidos	0	0
Media		122.26	85.24
Mediana		122.23	85.18
Desviación estándar		2.11	2.6
Rango		6.4	7.95
Mínimo		119.58	82.08
Máximo		125.98	90.03

Fuente: Unidad minera Uchucchacua

El promedio del tiempo de minado obtenido con el método Cut & Fill en la Veta Gina-Socorro fue de 7.4 horas (media), la mitad de las muestras lograron 7.5 horas (mediana). La diferencia entre el tiempo mínimo y máximo fue de 0.8 horas (rango), con una variación de 0.2 horas (desviación estándar). Mientras que en el método Bench & Fill, el tiempo de minado promedio fue 5.4 horas (media), la mitad de las muestras lograron 5.4 horas (mediana). La diferencia entre el tiempo mínimo y máximo fue de 0.7 horas (rango), con una variación de 0.2 horas (desviación estándar), tal como se muestra en la Tabla 16.

Tabla 16. Estadísticos del tiempo de minado por ambos métodos

Tiempo de minado		Cut & Fill	Bench & Fill
N	Válido	12	12
	Perdidos	0	0
Media		7.4	5.4
Mediana		7.5	5.4
Desviación estándar		0.2	0.2
Rango		0.8	0.7
Mínimo		7.0	5.0
Máximo		7.8	5.7

Fuente: Unidad minera Uchucchacua

El promedio del % de dilución obtenido con el método Cut & Fill en la mina Socorro Bajo, Veta Gina-Socorro fue de 19% (media), la mitad de las muestras lograron un % de dilución 17% (mediana). La diferencia entre el % de dilución mínimo y máximo fue de 24% (rango), con una variación de 8% (desviación estándar). Mientras que en el método Bench & Fill, el promedio fue de 15%; la mitad de las muestras lograron un % de dilución de 13% horas (mediana). La diferencia entre el % de dilución mínimo y máximo fue de 12% (rango), con una variación de 4% (desviación estándar), tal como se muestra en la Tabla 17.

Tabla 17. Estadísticos del % de dilución por ambos métodos

% de dilución		Cut & Fill	Bench & Fill
N	Válido	12	12
	Perdidos	0	0
Media		0.19	0.15
Mediana		0.17	0.13
Desviación estándar		0.08	0.04
Rango		0.24	0.12
Mínimo		0.1	0.09
Máximo		0.34	0.21

Fuente: Unidad minera Uchucchacua

3.3 PRUEBAS DE NORMALIDAD

✓ **Planteamiento de la hipótesis estadística**

H₀: Los datos de la productividad provienen de una distribución normal.

H_a: Los datos de la productividad no provienen de una distribución normal.

✓ **Nivel de significancia**

$$\alpha = 0.05$$

✓ **Estadístico de prueba**

Se utilizó la prueba estadística Shapiro-Wilk

✓ **Regla de decisión**

Regla: Si $p < 5\%$ se rechaza H₀

Si $p \geq 5\%$ se acepta H₀

Tabla 18. Prueba de normalidad de la productividad

Prueba de normalidad			
Productividad	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
C. U. Cut & Fill	0.921	12	0.297
C. U. Bench & Fill	0.911	12	0.22

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Con un error del 5% se concluye que los datos de la variable productividad provienen de una distribución normal, debido a que el p-valor es mayor al valor de significancia (α) en la prueba de Shapiro Wilk (Tabla 18).

p valor (Cut & Fill) = 0.297 > 0.05

p valor (Bench & Fill) = 0.22 > 0.05

✓ **Planteamiento de la hipótesis estadística**

H₀: Los datos de costos por tonelada provienen de una distribución normal.

H_a: Los datos de costos por tonelada no provienen de una distribución normal.

✓ **Nivel de significancia**

$\alpha = 0.05$

✓ **Estadístico de prueba**

Se utilizó la prueba estadística Shapiro-Wilk

✓ **Regla de decisión**

Regla: Si $p < 5\%$ se rechaza H₀

Si $p \geq 5\%$ se acepta H₀

Tabla 19. Prueba de normalidad de la variable costos por tonelada

Prueba de normalidad			
Costo por tonelada	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	p-valor.
Cut & Fill	0.913	12	0.236
Bench & Fill	0.914	12	0.243

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Con un error del 5% se concluye que los datos de la variable costo de producción por tonelada tienen una distribución normal, debido a que el p-valor es mayor al valor de significancia (α) en la prueba de Shapiro Wilk (Tabla 19).

p valor (Cut & Fill) = 0,236 > 0, 05

p valor (Bench & Fill) = 0,243 > 0, 05

✓ **Planteamiento de la hipótesis estadística**

H₀: Los datos de tiempo de minado provienen de una distribución normal.

H_a: Los datos de tiempo de minado no provienen de una distribución normal.

✓ **Nivel de significancia**

$\alpha = 0.05$

✓ **Estadístico de prueba**

Se utilizó la prueba estadística Shapiro-Wilk

✓ **Regla de decisión**

Regla: Si $p < 5 \%$ se rechaza H₀

Si $p \geq 5 \%$ se acepta H₀

Tabla 20. Prueba de normalidad de la variable tiempo de minado

Prueba de normalidad			
Tiempo de minado	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	p-valor
Cut & Fill	0.902	12	0.167
Bench & Fill	0.936	12	0.451

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Con un error del 5% se concluye que los datos de la variable tiempo de minado provienen de una distribución normal, debido a que el p-valor es mayor al valor de significancia (α) en la prueba de Shapiro Wilk (Tabla 20).

p valor (Cut & Fill) = 0.167 > 0.05

p valor (Bench & Fill) = 0.451 > 0.05

✓ **Planteamiento de la hipótesis estadística**

H₀: Los datos de % de dilución provienen de una distribución normal.

H_a: Los datos de % de dilución no provienen de una distribución normal.

✓ **Nivel de significancia**

$\alpha = 0.05$

✓ **Estadístico de prueba**

Se utilizó la prueba estadística Shapiro-Wilk

✓ **Regla de decisión**

Regla: Si $p < 5\%$ se rechaza H₀

Si $p \geq 5\%$ se acepta H₀

Tabla 21. Prueba de normalidad del % de dilución

Prueba de normalidad			
% de dilución	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	p-valor
Cut & Fill	0.841	12	0.029
Bench & Fill	0.892	12	0.125

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Con un error del 5% se concluye que los datos de la variable % de dilución provienen de una distribución normal, debido a que el p-valor es mayor al valor de significancia (α) en la prueba de Shapiro Wilk (tabla 21).

p valor (Cut & Fill) = 0.029 < 0,05

p valor (Bench & Fill) = **0,125 > 0,05**

De acuerdo a la prueba Shapiro Wilk los datos se distribuyen de manera normal, por lo que se empleó la prueba paramétrica t de student en la contratación de hipótesis que se muestra en el siguiente capítulo.

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

4.1. PRUEBA DE HIPÓTESIS GENERAL

H₀: La aplicación del método Bench and Fill no mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

H_a: La aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

a. Nivel de significancia

El nivel de significancia estadística es del 5%

b. Estadístico de prueba

De acuerdo, a los resultados de la prueba normalidad, corresponde seleccionar una prueba paramétrica, en este caso como son variables numéricas se utilizó la Prueba t de student para muestras independientes.

c. Lectura del p-valor

Si el p-valor o significancia es inferior a 5% ($p < 0.05$) rechazamos la hipótesis nula (tabla 22).

Tabla 22. Análisis de la productividad con la prueba t de student para muestras independientes

Prueba de muestras independientes					
Productividad	t	gl	Sig. (bilateral)	95% Intervalo de confianza	
				Inferior	Superior
C. U. Cut & Fill	-31.572	22	0.000	-0.0038	-0.0033
C. U. Bench & Fill					

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Mediante el programa Minitab 17 se obtuvo la campana de Gauss (figura 18), y por medio la tabla de cuantiles representamos el grado de libertad (22) y el margen de error (0.025) para obtener los valores críticos ± 2.074 . Tal como se muestra en la Figura 18, las cuales siendo llevadas a la campana de Gauss con la finalidad de analizar si el valor T-Student (-31.572), donde el resultado se posiciona en la zona de rechazo por ende se descarta la hipótesis nula.

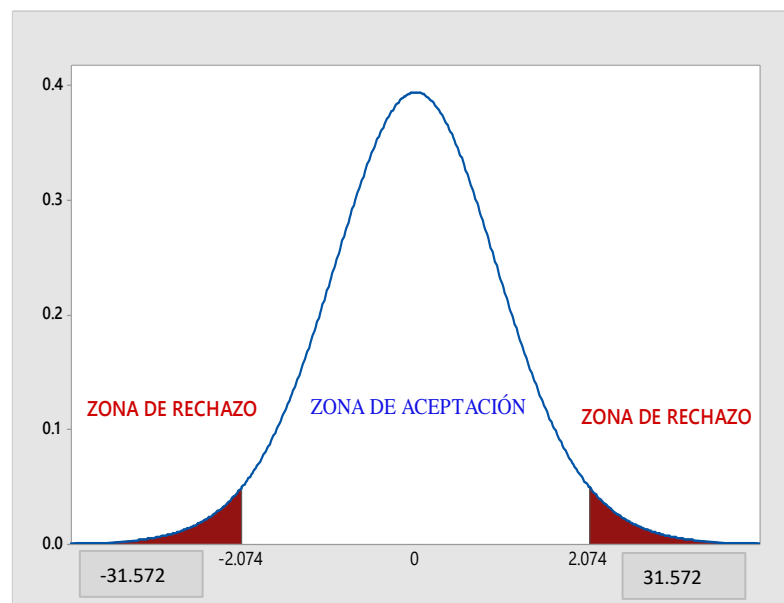


Figura 18. Campana de Gauss de la variable productividad

Fuente: Elaboración propia

Decisión:

De acuerdo al valor obtenido de -31.572 , especificado en la tabla 22 se rechaza la hipótesis nula y aceptamos la hipótesis alterna, que señala que la

aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

4.2.1. Contratación de la hipótesis específica 1

H₀: La aplicación del método Bench and Fill no reduce significativamente el costo por tonelada en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

H_a: La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el costo por tonelada en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

a. Nivel de significancia

El nivel de significancia estadística es del 5%

b. Estadístico de prueba

De acuerdo, a los resultados de la prueba normalidad, corresponde seleccionar una prueba paramétrica, en este caso como son variables numéricas se utilizó la Prueba t de student para muestras independientes.

c. Lectura del p-valor

Si el p-valor o significancia es inferior a 5% ($p < 0.05$) rechazamos la hipótesis nula (tabla 23).

Tabla 23. Análisis del costo por tonelada con la prueba t de student para muestras independientes

Prueba de muestras independientes					
Costo por tonelada de producción	t	gl	Sig. (bilateral)	95% Intervalo de confianza	
				Inferior	Superior
C. U. Cut & Fill	37.823	22	0.000	34.674	38.697
C. U. Bench & Fill					

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Mediante el programa Minitab 17 se obtuvo la campana de Gauss (figura 19), y por medio la tabla de cuantiles representamos el grado de libertad (22) y el margen de error (0.025) para obtener los valores críticos ± 2.074 . Tal como se muestra en la figura 19, las cuales siendo llevadas a la campana de Gauss con la finalidad de analizar si el valor T-Student (+ 37.823), donde el resultado se posiciona en la zona de rechazo por ende se descarta la hipótesis nula.

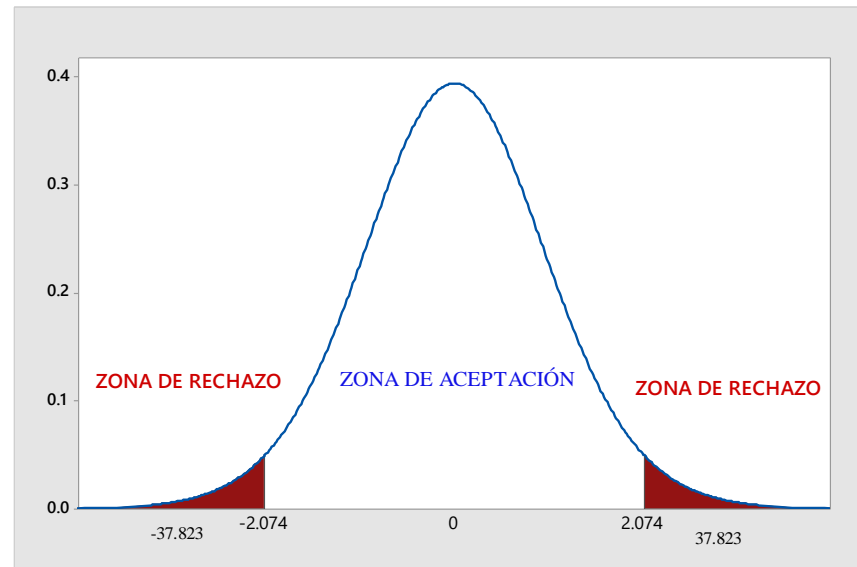


Figura 19. Campana de Gauss de la variable costo por tonelada

Fuente: Elaboración propia

d. Decisión

De acuerdo a la regla de decisión se rechaza la hipótesis nula. Es decir, aprobamos la hipótesis alterna que nos indica que la aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el costo por tonelada en la Veta Gina Socorro en la Unidad minera Uchucchacua- 2018.

4.2.2. Contratación de la hipótesis específica 2

H₀: La aplicación del método Bench and Fill no reduce significativamente el tiempo en el método de minado en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018.

H_a: La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el tiempo en el método de minado en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018.

a. Nivel de significancia

El nivel de confianza estadística es del 95%

b. Estadístico de prueba

De acuerdo, a los resultados de la normalidad, corresponde seleccionar una prueba paramétrica, en este caso como son variables numéricas se utilizó la Prueba t de student.

c. Lectura del p-valor

Si el p-valor o significancia es inferior a 5% ($p < 0.05$) rechazamos la hipótesis nula (tabla 24).

Tabla 24. Análisis del tiempo de minado con la prueba t de student para muestras independientes

Prueba de muestras independientes					
Tiempo de operación	t	gl	Sig. (bilateral)	95% Intervalo de confianza	
				Inferior	Superior
C. U. Cut & Fill	22.124	22	0.000	18.352	22.148
C. U. Bench & Fill					

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Mediante el programa Minitab 17 se obtuvo la campana de Gauss (figura 20), y por medio la tabla de cuantiles representamos (ANEXO 16) el grado de libertad (22) y el margen de error (0.025) para obtener los valores críticos +/- 2.074. Tal como se muestra en la figura 20, las cuales siendo llevadas a la campana de Gauss con la finalidad de analizar si el valor t -Student (+ 22.124), donde el resultado se posiciona en la zona de rechazo por ende se descarta la hipótesis nula.

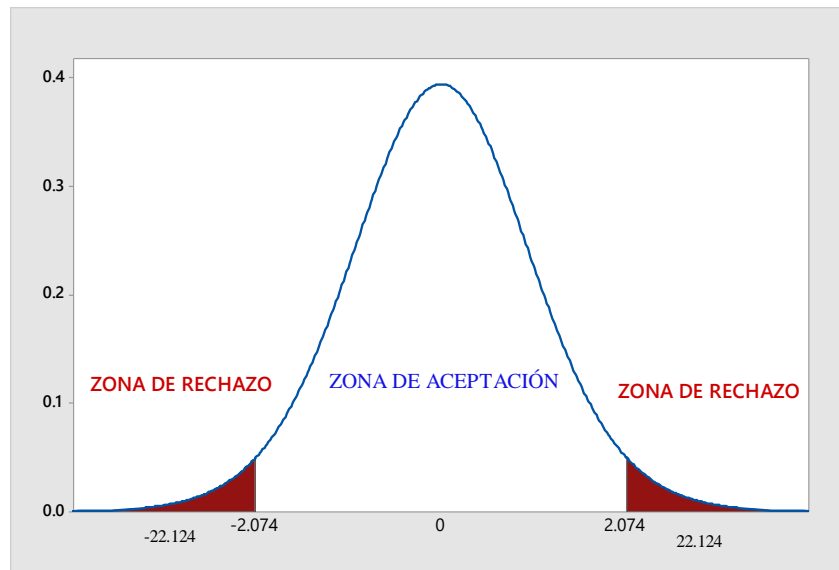


Figura 20. Campana de Gauss del variable tiempo de minado

Fuente: Elaboración propia

d. Decisión

De acuerdo a la regla de decisión se rechaza la hipótesis nula. Es decir, que se acepta la hipótesis alterna que dice que la aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el tiempo en el método de minado en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018

4.2.3. Contratación de la hipótesis específica 3

H₀: La aplicación del método Bench and Fill no reduce significativamente el % de dilución en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018.

H_a: La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el % de dilución en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018.

a. Nivel de significancia

El nivel de confianza estadística es del 95%

b. Estadístico de prueba

De acuerdo, a los resultados de la prueba normalidad, corresponde seleccionar una prueba paramétrica, en este caso como son variables numéricas se utilizó la Prueba t de student.

c. Lectura del p-valor

Si el p-valor o significancia es inferior a 5% ($p < 0.05$) rechazamos la hipótesis nula (tabla 25).

Tabla 25. Análisis del % de dilución con la prueba t de student para muestras independientes

Prueba de muestras independientes					
% de dilución	t	gl	Sig. (bilateral)	95% Intervalo de confianza	
				Inferior	Superior
C. U. Cut & Fill	1.876	22	0.074	-0.493	9.826
C. U. Bench & Fill					

Fuente: Elaboración propia con SPSS vs 25

Mediante el programa Minitab 17 se obtuvo la campana de Gauss (figura 21), y por medio la tabla de cuantiles representamos el grado de libertad (22) y el margen de error (0.025) para obtener los valores críticos ± 2.074 . Tal como se muestra en la figura 21, las cuales siendo llevadas a la campana de Gauss con la finalidad de analizar si el valor T-Student (+ 1.876), donde el resultado se posiciona en la zona de aceptación por ende se acepta la hipótesis nula.

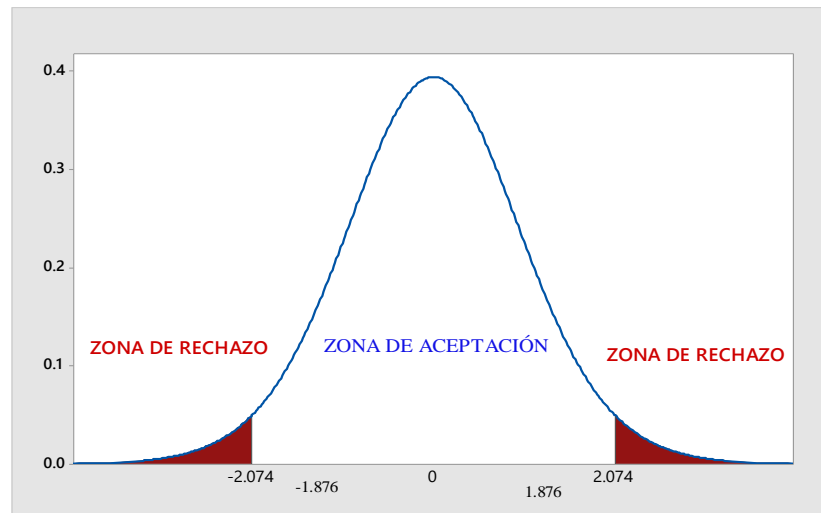


Figura 21. Campana de Gauss del variable del porcentaje de dilución

Fuente: Elaboración propia

d. Decisión

De acuerdo a la regla de decisión se acepta la hipótesis nula y por lo tanto afirmamos que la aplicación del método Bench and Fill no reduce la dilución en la Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018.

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

El presente estudio busca demostrar que el método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras en la Unidad minera Uchucchacua. A través de los indicadores costo, tiempo y % de dilución para ello se contrastó con los estudios previos, tal como se muestra a continuación:

Discusión de hipótesis general

Según los resultados obtenidos en la productividad se logró evidenciar que la aplicación del método Bench and Fill aumenta significativamente la productividad por tonelada en la Unidad minera Uchucchacua- 2018, con un nivel de significancia menor a 0.000, donde la productividad con el método Cut & Fill fue de 0.0082 toneladas producidas/ costo, mientras que con el método Bench & Fill, fue de 0.0117 toneladas producidas/costos. Demostrando un aumento del 43.56%. Resultados similares a lo reportado por: Bautista (2017) quien realizó su estudio en la ciudad de Puno con el objetivo de desarrollar un diseño y planeamiento de minado del Proyecto Pablo a mediano plazo, para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata, logrando incrementar la producción diaria con 320 toneladas a 948 toneladas por día. Asimismo, fue para Ordoñez (2017) quien encontró que el método bench and fill reflejó mayor incremento de producción a comparación del método corte y relleno ascendente.

Discusión de hipótesis específica 1.

Según los resultados obtenidos en nuestro indicador costo por tonelada, se logró evidenciar en que la aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el costo por tonelada en la Unidad minera Uchucchacua- 2018, con un nivel de significancia menor a 0.000, donde el costo por tonelada promedio con el método Cut & Fill fue de \$ 122.26 dólares, mientras que con el método Bench & Fill, fue de \$ 85.24 dólares, permitiendo un ahorro de \$ 37.02 dólares por tonelada. Resultados similares a lo reportado por:

Villalta R. (2018) quien encontró una diferencia en el costo de operación entre Realce y Bench And Fill siendo de 13,37 US\$/TM, lo que permitió un ahorro de 13,37 US\$/TM. Asimismo fue para Ccoto A. (2018) quien realizó un estudio con el título “Factores representativos en los métodos de explotación de la unidad minera San Rafael – MINSUR”, buscando evaluar de una manera técnica y económicamente rentable los métodos de minado en la Unidad Minera San Rafael; esto para ser empleados en las diferentes estructuras operacionales subterráneas de San Rafael; buscando una mejora continua en la parte operativa, seguridad y en el cuidado del medio ambiente. Encontró que el método de Bench & Fill genera un menor costo (\$ 53.93 por tonelada) en la mina a comparación de los distintos métodos propuestos, ya sean Cut and Fill, Shrinkage stoping (SHRK), Block caving y sublevel caving etc. De la misma manera para Vilca C (2018) quien concluyo que durante el diseño y aplicación del método Bench and Fill, redujo el costo de producción de 62.40\$/TM a 41.36 \$/TM. C.

Discusión de hipótesis específica 2.

Nuestro indicador tiempo, se logró evidenciar en que la aplicación del método Bench and Fill reduce de manera significativa el tiempo de minado en la Unidad minera Uchucchacua-2018, con un nivel de significancia menor a 0.000, donde el tiempo promedio de minado con el método Cut & Fill fue de 7.4 horas, mientras que con el método Bench & Fill, fue de 5.4 horas, logrando reducir el tiempo en 2.0 horas. Resultados similares a lo reportado por:

Vilca C (2018) quien realizó un estudio comparando los costos de inversión los cuales para el método de taladros largos fue (744,678.53 US\$). Para el método de corte y relleno fue (1, 276,705.19US\$), con el tiempo para explotación de 17 meses. Siendo el método por taladros largos el de menos tiempo de ejecución. Asimismo, fue para De la Cruz y Mallcco

(2014) quienes encontraron que hubo diferencias significativas entre ambos métodos. ($p < 0.05$)

Discusión de hipótesis específica 3.

Según los resultados obtenidos en nuestro indicador % de dilución, se logró evidenciar en que la aplicación del método Bench and Fill no reduce de manera significativa el % de dilución en la Unidad minera Uchucchacua- 2018. Sin embargo, se observó una ligera disminución, donde el % de dilución promedio con el método Cut & Fill fue de 19%, mientras que con el método Bench & Fill, fue de 15%. Resultado similar a lo reportado por:

Villalta R. (2018) realizó un estudio en la universidad del Altiplano, encontrado que el método de minado por taladros largos redujo el porcentaje de dilución en un 7% debido a los controles de perforación y voladura que se emplean, y por el mismo diseño del banqueo.

CONCLUSIONES

Con los resultados obtenidos durante la investigación podemos señalar las siguientes conclusiones:

- ✓ Se determinó que la aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras en la Unidad minera Uchucchacua, durante el periodo 2018. lo que significó un aumento del 43.56%
- ✓ Se determinó estadísticamente que luego de la aplicación del método Bench and Fill el costo por tonelada promedio se redujo significativamente ($p < 0.000$). Es decir; el costo por tonelada promedio con el método Cut & Fill fue de \$ 122.26 dólares, mientras que con el método Bench & Fill, el costo por tonelada promedio fue de \$ 85.24 dólares, lo que significó una disminución del 30.3%.
- ✓ Se comprobó estadísticamente que luego de la aplicación del método Bench and Fill el tiempo de minado promedio se redujo significativamente ($p < 0.000$). Es decir; el tiempo de minado promedio con el método Cut & Fill fue de 7.4 horas, mientras que con el método Bench & Fill, el tiempo de minado promedio fue de 5.4 horas, lo que significó una disminución del 28%.
- ✓ Se determinó estadísticamente que luego de la aplicación del método Bench and Fill el porcentaje de dilución promedio no se redujo significativamente ($p > 0.074$). Sin embargo, hubo una ligera reducción en el porcentaje de dilución. Es decir; el porcentaje de dilución promedio con el método Cut & Fill fue de 19%, mientras que con el método Bench & Fill, fue de 15%.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda a la comunidad científica y a los profesionales en ingeniería profundizar en las variables estudiadas, ya que es de gran importancia en las empresas mineras. Asimismo, investigar otras variables o métodos de explotación para maximizar los diferentes procesos de la operación como: Perforación, voladura, acarreo, transporte y relleno.
2. De acuerdo a los resultados encontrados se recomienda la revisión de los indicadores de forma periódica para verificar el avance y todo lo referente a operaciones de minado con la finalidad de hacer una mejora continua en el método Bench & Fill.
3. Se recomienda llevar un correcto registro en los procedimientos de los procesos de método de minado con la finalidad de perfeccionarlo reduciendo su tiempo de ejecución.
4. Se recomienda seguir registrando de manera puntual de las actividades operativas de la mina obtener mejores resultados en relación a los costos directos e indirectos de la mina.

FUENTES DE INFORMACIÓN

- Arapa, R. (2018). *Planificación minera a corto Plazo en minería subterránea -Unidad minera San Rafael — MinSur S.A. (Tesis de grado)*. Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú. Recuperado de: <http://bit.ly/2WAbZqe>
- Banco Mundial (2017), *Rentas Mineras (0/0) PIB, Grupo sanco Mundial. Consultado: 08 de mayo de 2019*. Recuperado de: <http://bit.ly/2HeCjzF>
- Barecena, A. (2018). *Estado de situación de minería en América Latina y el Caribe: desafíos y oportunidades para un desarrollo sostenible* [diapositiva]. Consulta: 08 de mayo de 2019. Recuperado de: <http://bit.ly/2Jqb485>
- Bautista, J. (2017) *Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la unidad operativa Pallancata Proyecto Pablo Compañía Minera Ares SAC* [tesis de grad01. Universidad Nacional Altiplano.
- Bieniawski, Z. (1989). *“Engineering Rock Mass Classifications”*. Wiley, New York. Recuperado de: <http://bit.ly/2DUDIKH>
- Bongiorno, F. (s/f) *Índice Calidad la Roca RQD Clasificaciones de los macizos rocosos según Bieniawski, Hoek y Brown*. Universidad de los Andes. Recuperado de: <http://bit.ly/W2Ypza7h>
- Ccoto, A (2018). *Factores representativos en los métodos de explotación en la unidad minera San Rafael — Mtnasur S.A. (Tesis de grado)*. Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú. Recuperado de: <http://bit.ly/2HgwlsO>
- Cebrián, B. (2007). *Técnicas de voladura para control de dilución en minería metálica*.
- Compañía minera Buenaventura (2018). *Informe Geomecanico Gina- Socorro DCR 2018*.

- De las Heras, C.; Portilla, R.; Martínez, R.; Roldán, R. (1987). *Manual de taludes Ira Edición Instituto Geológico y Minero de España*. Madrid. Recuperado de: <http://bit.ly/W2HecqOz>
- Deere, D. (1967). *Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes*. Recuperado <http://bit.ly/308x7pE>
- Diario Gestión (2018). *Pablo de la Flor: "La minería en 2019 deberá afrontar la conflictividad y la burocracia"*, Gestión: CEO Forecast 2019, Lima, 04 de diciembre de 2018 Consulta: 08 de Mayo de 2019. Recuperado de. <http://bit.ly/2vNujAa>
- Diario Perú 21 (2018). *BVL se desploma tras fuerte caída del sector minero ante retroceso del precio de los metales, Perú 21, Lima*. 15 de agosto de 2018. Consultado: 08 de mayo de 2019. Recuperado de: <http://bit.ly/2DZuopf>
- DIPROMIN (2018). *Dos minas peruanas entre las 10 minas más importantes de producción de plata en el mundo durante el 2016, DIPROMIN*, Lima, 28 de marzo de 2018. Consultado: 08 de mayo de 2018. Recuperado de <http://bit.ly/2vNFtFe>
- Flores, R. (2018) *Over cut and fil*/ Recuperado de: <http://bit.ly/2Xt1AQD>
- Gutiérrez, L. (2011) *Proyecto de aplicación del método tajeo por subniveles en el tajo 420-380 en Mina Chipmo U.EA ORCOPAMPA*. Pontifica Universidad Católica del Perú. Lima-Perú.
- Gonzales, L. (2002). *Ingeniería Geológica. Pearson Educación*. Recuperado de: <http://bit.ly/2VP0WfJf>
- González, L.; Muñoz, L (1987). *Aplicación de las clasificaciones geomecánicas al estudio de excavaciones subterráneas*. Universidad Complutense. Recuperado de: <http://bit.ly/2HaD1zh>
- Gutiérrez, H. (2010). *Calidad total y productividad*. 30 ed. México: Mc Graw Hill. pp.383

- Hernández, R.; Fernández, R., y Baptista, P. (2014). *Metodología de la Investigación*. 6.º ed. México: McGraw-Hill / Interamericana Editores, S.A
- Hoek, E. (2006), *Sistema GSI (Geological strength index)* Recuperado de: <http://bit.ly/2Jx70ro>
- Huaypar, C., Medina, H. (2018). *Módulo de comercialización y costos*.
- Jorquera, M. (2015). *Método de explotación bench & fill y su aplicación en minera MICHILLA. (Tesis de grado)*. Universidad de Chile. Santiago de Chile, Chile. Recuperado de: <http://bit.ly/2PWyAe2>
- Mallco, F., De la Cruz, P. (2014). *Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona esperanza- CIA MINERA CASAPALCA SA* Universidad Nacional de Huancavelica.
- Mejia C. (2013). *Como medir la productividad*. Recuperado de: <http://bit.ly/2m1arba>
- Ministerio de Energía y minas del Perú (2017). *Comentario sobre Liderazgo en reservas naturales [tweet]*, Visto: 30 de setiembre de 2017.
- Ministerio de Minas de Chile (2019) *Glosario Minero*. Recuperado de <http://bit.ly/QKCePZt>
- Ordoñez, W. (2017) *Aplicación de taladros en vetas angostas, caso Mina Austrial Duvaz — Morococha*. [Tesis de ingeniería de minas]. Universidad continental.
- Osinermin (2017). *La industria la minería en el Perú*. Recuperado de: <http://bit.ly/2xR7qNu>
- Read, J. & Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit slope Design* Ira CSIRO Publishing. Australia. Recuperado de: <http://bit.ly/2JsChXG>
- Sjoberg J. (1996). *Large Scale Slope Stability in Open Pit Mining - A Review*. Division Of Rock Mechanics - University Of Technology de: <http://bit.ly/2VP152L>

Sonami (2016) *Perforación y tronadura*. Recuperado de: <http://bit.ly/2Nb9eeF>

Tupia, O. (2000). *Optimización de las operaciones en la Mina Julcani. (Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.

UNDAC (2010). *Introducción a la minería*. Recuperado de: <Http://bit.ly/2Hek21Y>

Universidad Industrial de Santander (2013). *Clasificación de los macizos rocosos*. Recuperado de. <http://bit.ly/2PZLo3h>

Vilca C. (2018) *Diseño e implementación del método de explotación bench and fill stoping en vetas angostas tipo rosarios, para incrementar la producción-Minera Chalhuane SAC*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.

Vilalta. R. (2018). *Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcan S.A.A.* (Tesis de grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú. Recuperado de: <http://bit.ly/2Jbch3S>.

Villacrés, R. (2016) *Optimización de costos al sistema de explotación subterránea en la veta Kathy de la empresa Produmin S.A.* Universidad Central del Ecuador. Quito. Ecuador.


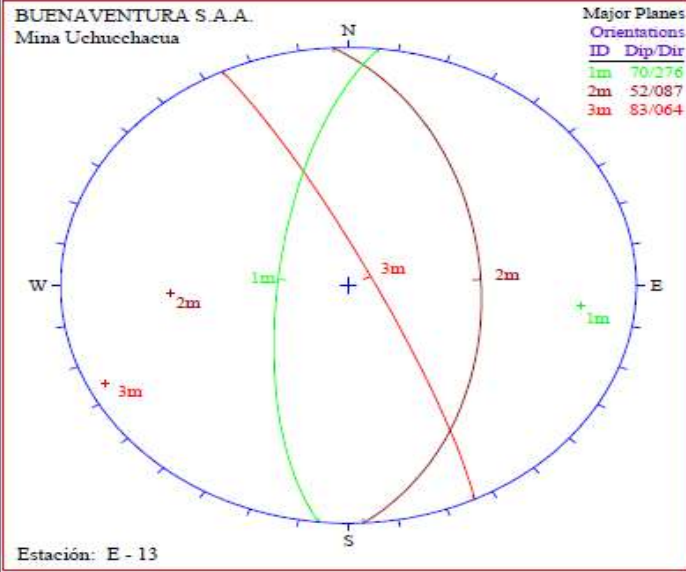
Anexo 2. Matriz de consistencia

Título: APLICACIÓN DEL MÉTODO BENCH AND FILL PARA LA MEJORA LA PRODUCTIVIDAD DE LAS OPERACIONES MINERAS – VETA GINA SOCORRO - UNIDAD MINERA UCHUCCHACUA – 2018

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	Independiente:	DISEÑO:
¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018?	Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018	La aplicación del método Bench and Fill mejora la productividad de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad minera Uchucchacua- 2018	Método de minado Bench and Fill Dimensiones Calidad del macizo rocoso en relación al índice RMR Leyes Veta	Aplicada, cuantitativa, explicativa. POBLACIÓN Y MUESTRA Población: 5 Vetas en la unidad minera Uchucchacua, mina Socorro Bajo, ubicada en Oyon – Lima, durante el periodo del 2018. Muestra: Se seleccionó como muestra a la Veta Gina-Socorro en la unidad minera Uchucchacua donde se realizó el levantamiento de información de manera documental que corresponde al periodo 2018, correspondiente a los métodos de minado Bench and Fill en el tajeo 6675-2 y el método Cut and Fill en el tajeo 6661-1. TÉCNICA DE RECOLECCIÓN DE DATOS
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPOTESIS ESPECÍFICAS	Dependiente:	Análisis documental
¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill reduce el costo por tonelada en la Unidad minera Uchucchacua- 2018?	Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill reduce el costo por tonelada en la Unidad minera Uchucchacua- 2018	La aplicación del método Bench and Fill sí reduce significativamente el costo de las operaciones mineras - Veta Gina Socorro - Unidad Minera Uchucchacua - 2018	Productividad	ANÁLISIS DE DATOS El análisis estadístico comprendió un análisis descriptivo y bivariado, utilizando la prueba de t de student con un nivel de significancia del 5%.
¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill reduce tiempo del método de minado en la Unidad minera Uchucchacua- 2018?	Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill reduce tiempo del método de minado en la Unidad minera Uchucchacua- 2018	La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el tiempo de minado - Veta Gina Socorro - Unidad Minera Uchucchacua - 2018	Dimensiones Costo de operaciones mineras	
¿De qué manera la aplicación del método Bench and Fill reduce porcentaje de dilución en la Unidad minera Uchucchacua- 2018?	Demostrar que la aplicación del método Bench and Fill reduce porcentaje de dilución en la Unidad minera Uchucchacua- 2018	La aplicación del método Bench and Fill reduce significativamente el % de dilución - Veta Gina Socorro - Unidad Minera Uchucchacua - 2018	Tiempo de minado % de Dilución	

Fuente: Elaboración propia

Anexo 3. Data Básica del mapeo geomecánico – Labores subterráneas

DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles		MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS						BUENAVENTURA			
PROYECTO:		Evaluación Geomecánica del Minado de Profundización de Mina Uchucchacua									
Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		UBICACION	NIVEL	REALIZADO	FECHA	HOJA		
E - 13	DIR. BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	GL-8980NE	3710	WV/FUC	04/11/2015	13 de 66		
TIPO DE ROCA		FRECUECIA FRACTURA		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)							
A	%	B	%	Nº Fract. / ml.	RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)						
Clz	100	-	-	14	R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	X 50-100 (7)	X 25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	VALORA.
				CONDICION DE JUNTAS							
				VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 55							
				CLASE DE MACIZO ROCOSO							
				RMR 100 - 81 80 - 61 60 - 51 50 - 41 40 - 31 30 - 21 20 - 0 III A							
				DESCRIPCION I Muy Buena II Buena IIIA Regular A IIIB Regular B IVA Mala A IVB Mala B V Muy Mala							
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS						
DIRECCION BUZ.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPEJOR							
J 266°	84°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 272°	68°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 266°	73°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 273°	75°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 091°	58°	3	Cal	< 1 mm							
J 084°	49°	3	Cal	< 1 mm							
J 086°	50°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 290°	68°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 286°	63°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 284°	59°	4,3	Cal	< 1 mm							
J 068°	82°	3	Cal	< 1 mm							
J 060°	84°	3	Cal	< 1 mm							
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS					ABREVIACION DE TIPO DE Roca						
J	Junta	C	Contacto	Clz	Caliza	Min	Mineral				
F	Falla	mF	Microfalla	Bx	Brecha	Da	Daotita				
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO					ABREVIACION DE TIPO DE Roca						
Ox	Oxido	Cal	Caloita								
Arc	Arcilla	Lm	Limos								
Cb	Carbonatos	Py	Pirita								
ABREVIACION ESPACIAMEN.					RANGO UCS (MPa)						
1	> 2 m	R1	1 - 5								
2	0.6 - 2 m	R2	5 - 25								
3	0.2 - 0.6 m	R3	25 - 50								
4	0.06 - 0.2 m	R4	50 - 100								
5	< 0.06 m	R5	100 - 250								
		R6	> 250								
RL (NUMERO DE REBOTE)					BUENAVENTURA S.A.A. Mina Uchucchacua						
J	RQD	J	RQD	Major Planes							
5	91	15	55	Orientations							
6	88	16	52	ID Dtp/Dtr							
7	84	17	48	1m 70/077							
8	81	18	44	2m 52/087							
9	77	19	40	3m 83/064							
10	74	20	37								
11	70	21	33								
12	66	22	29								
13	63	23	26								
14	59	24	22								
											

Anexo 4. Data Básica del logueo geotécnico sondajes diamantinos (3)

SONDAJE		COORDENADAS		E :		N :		Cota :		Realiz:		WVV/FUC		Hoja		Pág.					
DMC 262-01-2012-012		ORIENTACION		Azimut :		Inclinación :		Longitud:		Fecha:		Nov-2015		1 de 2		1					
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)		Litología		Grado de Alteración		Resistenc. compres. roca intacta		RQD (%)		Parámetros del RMR						Descripción			
Desde (m)	Hasta (m)									Condición de juntas (4)											
										RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Per	Ap	Rug	Rel	Alt	Agua (5)	RMR Total		
0.00	226.80																				
226.80	234.05	7.25	Clz	Lig	R4	90	7	17	9	3	3	3	3	4	6	10	62	II	Buena		
234.05	235.85	1.80	Clz Min Bx	Muy	R2	<25	2	3	5	4	3	3	3	4	4	10	38	IVA	Mala A		
235.85	242.00	6.15	Clz	Lig	R4	90	7	17	9	3	3	3	3	4	6	10	62	II	Buena		
242.00	243.80	1.80	Clz Min Bx	Muy	R2	<25	2	3	5	4	3	3	3	4	4	10	38	IVA	Mala A		
243.80	246.90	3.10	Clz	Mod	R3	55	4	13	9	3	3	3	3	4	4	10	53	IIIA	Regular A		
246.90	250.40	3.50	Clz	Mod	R3	40	4	8	8	3	3	3	3	4	4	10	47	IIIB	Regular B		
250.40	253.60	3.20	Clz	Lig	R4	90	7	17	9	3	3	3	3	4	6	10	62	II	Buena		
253.60	255.40	1.80	Clz	Mod	R3	30	4	8	8	3	3	3	3	4	4	10	47	IIIB	Regular B		
255.40	267.60	12.20	Clz	Lig	R4	90	7	17	9	3	3	3	3	4	6	10	62	II	Buena		
267.60	269.40	1.80	Clz Min Bx	Muy	R2	<25	2	3	5	4	3	3	3	4	4	10	38	IVA	Mala A		
269.40	300.35	30.95	Clz	Lig	R4	90	7	17	9	3	3	3	3	4	6	10	62	II	Buena		
300.35	301.16	0.81	Clz	Muy	R2	<25	2	3	5	3	3	3	3	4	4	10	37	IVA	Mala A		
301.16	310.35	9.19	Clz	Lig	R4	90	7	13	9	3	3	3	3	4	6	10	58	IIIA	Regular A		
310.35	315.15	4.80	Clz Min Bx	Mod	R3	30	4	8	8	3	3	3	3	4	3	10	46	IIIB	Regular B		
315.15	316.55	1.40	Clz	Lig	R4	90	7	17	9	3	3	3	3	4	6	10	62	II	Buena		
316.55	317.38	0.83	Clz Min Bx	Mod	R3	<25	4	3	5	4	3	3	3	4	5	10	41	IIIB	Regular B		
317.38	327.47	10.09	Clz	Lig	R4	90	7	17	9	3	3	3	3	4	6	10	62	II	Buena		
327.47	335.90	8.43	Clz Min Bx	Mod	R3	30	4	8	8	4	3	3	3	4	5	10	49	IIIB	Regular B		
335.90	339.65	3.75	Clz	Lig	R4	90	7	17	10	3	3	3	3	4	6	10	63	II	Buena		
Litología		Resistencia de la roca intacta (MPa)				VALORACION DEL MACIZO ROCOSO															
Clz	Caliza	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla		1 - 5	RESIST. COMP. UNIAX.		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1								
Min	Mineral					R Q D (%)		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2								
Bx	Brecha	R2	Se desconcha con dificult. c/ cuchilla. Marcas no profundas con la picota.		5 - 25	ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	3								
And	Amdesita					COND. DE JUNTAS	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10 m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A								
Dac	Dacita	R3	No se raya ni desconcha c/ cuchillo. Se rompe con golpe firme de picota.		25 - 50		Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper. (5)	0,1-1,mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B								
Int	Intrusivo					Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo falla (0)	4C									
Grado de alteración		R4	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.		50 - 100	Relleno	Limpia (6)	Duro>5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 m (1)	Suave>5 mm (0)	4D									
San	Sano					Alteración	Sana (6)	Lig. Altera (5)	Mod.Alterada (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	4E									
Lig	Ligero	R5	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.		100 - 250	AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5								
Mod	Moderado					RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0								
Muy	Muy alterado	R6	Solo se rompe esquistos c/ la picota.		>250	DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	IIIA Regular A	IIIB Regular B	IVA Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala								

Anexo 5. Cálculo de longitud de tajeos (m.) usando el MGE- VETA GINA SOCORRO

(5)

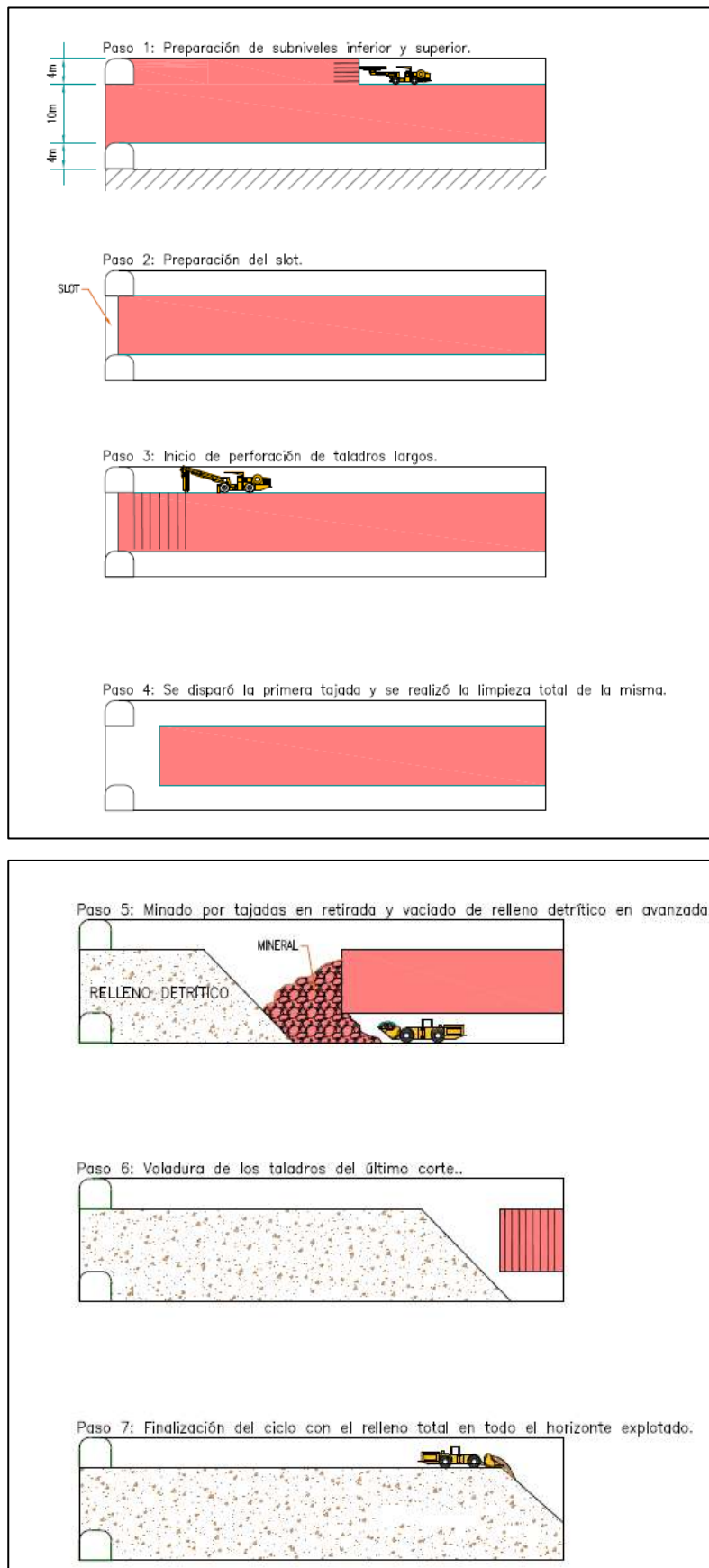
Análisis Caja de tajeos

Alt. tajeo	Altura = 18 m			Altura = 20 m			Altura = 23 m			Altura = 26 m		
Q'	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944	1.944
Factor A	1.000	1.000	0.517	1.000	1.000	0.517	1.000	1.000	1.000	0.937	1.000	1.000
Factor B	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237	0.237
Factor C	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958	6.958
N'	3.21	3.21	1.39	3.21	3.21	3.21	3.21	3.21	3.21	3.00	3.21	3.21
S	3.94	5.32	6.21	3.94	5.45	6.55	3.72	5.62	6.78	3.61	5.65	6.96
Long. (m)	14	26	40	13	24	38	11	22	33	10	20	30
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Análisis Techo de tajeos

	Ancho = 4 m			Ancho = 6 m			Ancho = 8 m			Ancho = 10 m		
Q'	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389	1.389
Factor A	0.166	0.100	0.100	0.201	0.112	0.100	0.289	0.130	0.100	0.339	0.140	0.100
Factor B	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300	0.300
Factor C	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000
N'	0.14	0.08	0.08	0.17	0.09	0.08	0.24	0.11	0.08	0.14	0.08	0.08
S	1.43	1.62	1.76	1.71	2.14	2.44	1.54	2.48	2.93	1.43	1.62	3.33
Long. (m)	10	17	30	8	15	26	5	13	22	4	12	20
Cond. Est.	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS	ESS	ESO	ECS

Anexo 6. Pasos del método de minado Bench & Fill (8)



Anexo 7. Base de datos

2018	Costo		% de difusión		Tiempo en el método de minado		Producción		Productividad		
	Cut & Fill	Bench & Fill	Cut & Fill	Bench & Fill	Cut & Fill	Bench & Fill	Cut & Fill	Bench & Fill	Cut & Fill	Bench & Fill	%
Enero	119.58	83.52	0.16	0.16	7.5	5.4	69100	99505	0.008	0.01	143.17
Febrero	123.08	84.27	0.17	0.11	7.6	5.3	69600	99137	0.008	0.01	146.06
Marzo	122.08	90.03	0.14	0.13	7.2	5.1	68000	99791	0.008	0.01	135.59
Abril	125.98	87.62	0.30	0.11	7.5	5	68854	99597	0.008	0.01	143.78
Mayo	122.38	83.16	0.18	0.11	7.5	5.6	69722	99269	0.008	0.01	147.17
Junio	125.88	82.55	0.29	0.12	7.2	5.4	69765	99409	0.008	0.01	152.49
Julio	121.68	82.08	0.34	0.13	7	5.7	69969	99638	0.008	0.01	148.25
Agosto	122.88	83.48	0.10	0.18	7.6	5.3	69363	99431	0.008	0.01	147.19
Septiembre	122.78	84.09	0.16	0.21	7.8	5.3	69361	99993	0.008	0.01	146.01
Octubre	119.7	87.16	0.18	0.21	7.5	5.6	68168	99765	0.008	0.01	137.34
Noviembre	120.08	86.32	0.16	0.09	7.1	5.4	68576	99983	0.008	0.01	139.11
Diciembre	120.98	88.57	0.13	0.19	7.5	5.6	69287	99893	0.008	0.01	136.60
										Promedio	143.56

Anexo 8. Validación de contenido

Nombre del Experto: _____

Profesión: _____

Teniendo como base los criterios que se presenta, se solicita su opinión sobre el instrumento que se adjunta. Marque con una X (aspa) en SÍ o NO en cada criterio según su opinión. Marque SÍ, cuando el ítem cumpla con el criterio señalado o NO cuando no cumpla con el criterio.

CRITERIOS	Opinión		
	SI	NO	Observación
1. El instrumento recoge información que permite dar respuesta al problema de investigación.			
2. El instrumento propuesto responde a los objetivos del estudio.			
3. La estructura del instrumento es adecuado.			
4. Los ítems del instrumento responden a la Operacionalización de variables.			
5. La secuencia presentada facilita el desarrollo del instrumento.			
6. Los ítems son claros y entendibles.			
7. El número de ítems es adecuado para su aplicación			

Aportes y/o sugerencias para mejorar el instrumento:

8. Validación de contenido

Nombre del Experto: Luis Enrique Huaman Quintana
 Profesión: Ingeniero Estadístico

Teniendo como base los criterios que se presenta, se solicita su opinión sobre el instrumento que se adjunta. Marque con una X (aspa) en SÍ o NO en cada criterio según su opinión. Marque SÍ, cuando el ítem cumpla con el criterio señalado o NO cuando no cumpla con el criterio.

CRITERIOS	Opinión		
	SÍ	NO	Observación
1. El instrumento recoge información que permite dar respuesta al problema de investigación.	X		
2. El instrumento propuesto responde a los objetivos del estudio.	X		
3. La estructura del instrumento es adecuado.	X		
4. Los indicadores del instrumento responden a la operacionalización de variables.	X		
5. La secuencia presentada facilita el desarrollo del instrumento.	X		
6. Los indicadores de la variable son claros y entendibles.	X		

Aportes y/o sugerencias para mejorar el instrumento:


 DR. LUIS HUAMAN QUINTANA
 Consultor Estadístico

Anexo Validez de Contenido

Nombre del Experto: EDWIN BARRIENTOS LLACUA

Profesión: INGENIERO DE MINAS

Teniendo como base los criterios que se presenta, se solicita su opinión sobre el instrumento que se adjunta. Marque con una X (aspa) en SÍ o NO en cada criterio según su opinión. Marque SÍ, cuando el ítem cumpla con el criterio señalado o NO cuando no cumpla con el criterio.

CRITERIOS	Opinión		
	SÍ	NO	Observación
1. El instrumento recoge información que permite dar respuesta al problema de investigación.	X		
2. El instrumento propuesto responde a los objetivos del estudio.	X		
3. La estructura del instrumento es adecuado.	X		
4. Los ítems del instrumento responden a la operacionalización de la variable.	X		
5. La secuencia presentada facilita el desarrollo del instrumento.	X		
6. Los ítems son claros y entendibles.	X		
7. El número de ítems es adecuado para su aplicación.	X		

Aportes y/o sugerencias para mejorar el instrumento:

CÍA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.
UEA. UCHUCCHACUA


Edwin Barrientos Llacua
Jefe de Planeamiento

Firma de Experto

Anexo Validez de Contenido

Nombre del Experto: Andrés Juan Gamboa Rodríguez

Profesión: Ingeniero de Minas

Teniendo como base los criterios que se presenta, se solicita su opinión sobre el instrumento que se adjunta. Marque con una X (aspa) en SÍ o NO en cada criterio según su opinión. Marque SÍ, cuando el ítem cumpla con el criterio señalado o NO cuando no cumpla con el criterio.

CRITERIOS	Opinión		
	SÍ	NO	Observación
1. El instrumento recoge información que permite dar respuesta al problema de investigación.	X		
2. El instrumento propuesto responde a los objetivos del estudio.	X		
3. La estructura del instrumento es adecuado.	X		
4. Los ítems del instrumento responden a la operacionalización de la variable.	X		
5. La secuencia presentada facilita el desarrollo del instrumento.	X		
6. Los ítems son claros y entendibles.	X		
7. El número de ítems es adecuado para su aplicación.	X		

Aportes y/o sugerencias para mejorar el instrumento:

CÍA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.S.
 UEA, UCHUCCHACÚA

Andrés
 Jefe de Mina

Firma de Experto
 Andrés Gamboa Rodríguez
 CIP 119924

VALIDEZ DE CONTENIDO: JUICIO DE EXPERTOS

Luego de solicitar la evaluación mediante la ficha de expertos a 3 *especialistas*, se calculó su grado de concordancia entre las respuestas de los especialistas de cada ítem, se establecen las siguientes hipótesis:

Ho: La proporción de los especialistas que dicen "Si" (están de acuerdo) es igual a la de los especialistas que dicen "No" (están en desacuerdo).

Es decir que entre los especialistas no hay concordancia, pues la proporción es de 50% para "Si" y 50% para "No".

Hi: La proporción de los especialistas que dicen "Si" (están de acuerdo) es diferente del 50%.

Es decir que, si hay concordancia entre los especialistas, porque la mayoría está de acuerdo o en desacuerdo respecto a un ítem.

Luego de establecer las hipótesis, donde: "1" es SI o significa de acuerdo (éxito), mientras que "0" es NO o significa en desacuerdo, se procede al cálculo, tal como se muestra a continuación

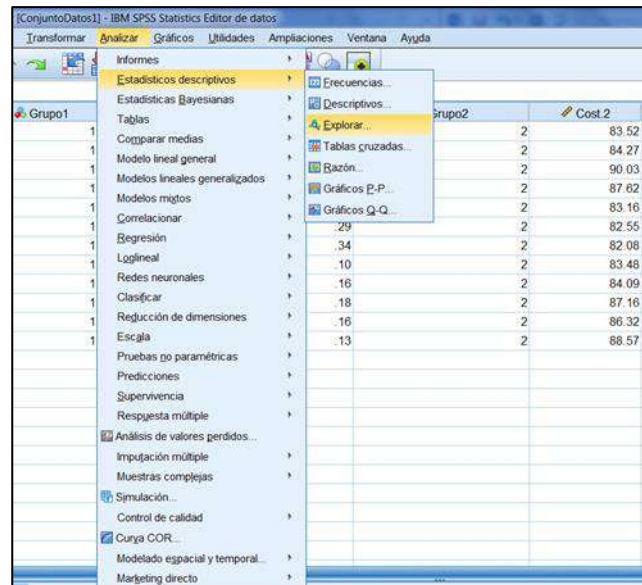
ID	ESPECIALISTAS			Exitos
	1	2	3	
1	1	1	1	3
2	1	1	1	3
3	1	1	1	3
4	1	1	1	3
5	1	1	1	3
6	1	1	1	3
7	1	1	1	3

Total de acuerdos: 21 Total en desacuerdos: 0 **Total de respuestas: 21**

Se observa un grado de concordancia en general del 100% (21/21), por lo que se considera pertinentes los ítems actuales, de tal manera el instrumento tiene validez de contenido y queda como tal para su aplicación.

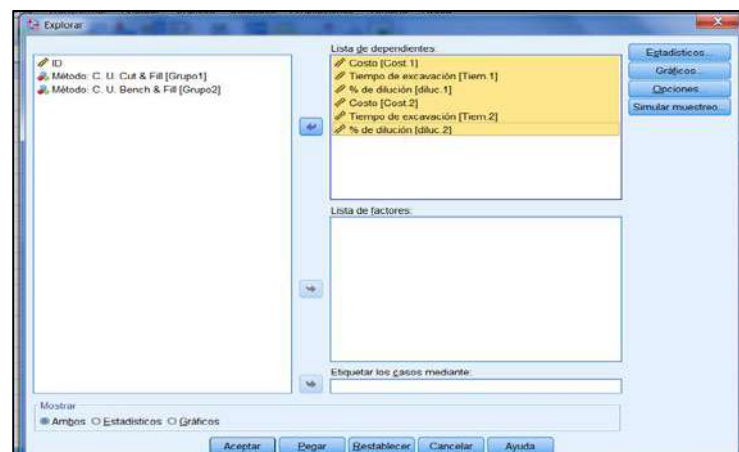
Anexo 9. Pasos para la prueba de la normalidad y contrastación de hipótesis en el programa SPSS.

- a. Opción analizar: estadísticos descriptivos: explorar.



Luego de haber ingresado los datos en el programa SPSS, se dirigió a la opción analizar: estadísticos descriptivos: explorar.

- b. Opción Explorar:

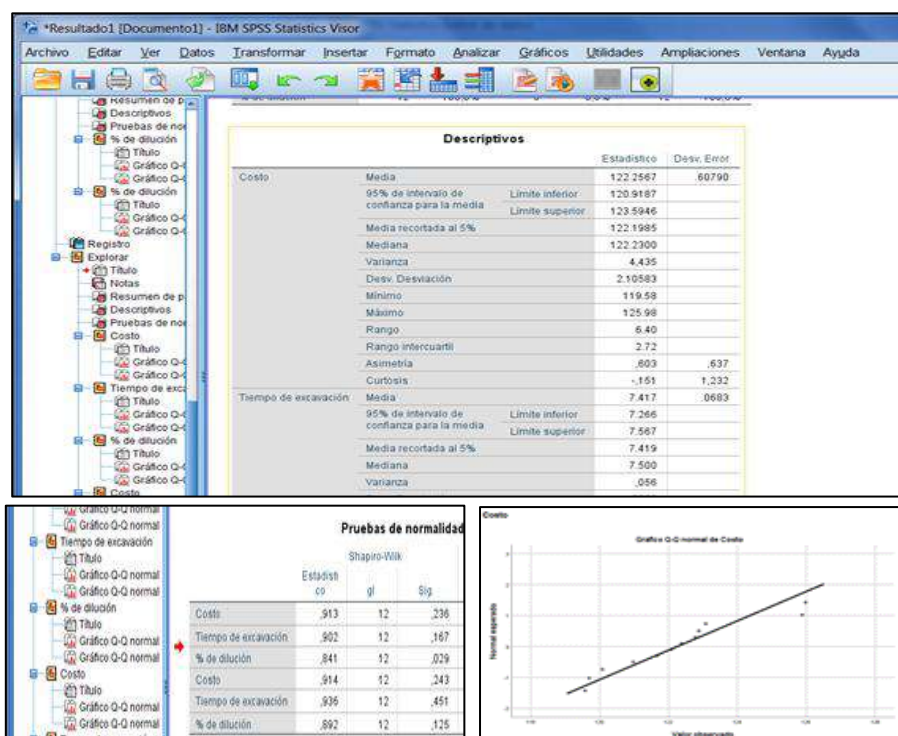


En este punto se trasladan las variables (costo, tiempo y dilución) de la izquierda a la derecha. Se dirigió a la opción Gráficos y se marcó las opciones de gráficos de normalidad con pruebas y la opción ninguna en el diagrama de cajas.



Le damos continuar y aceptar, para obtener los resultados descriptivos y de la normalidad como se muestra en las siguientes imágenes.

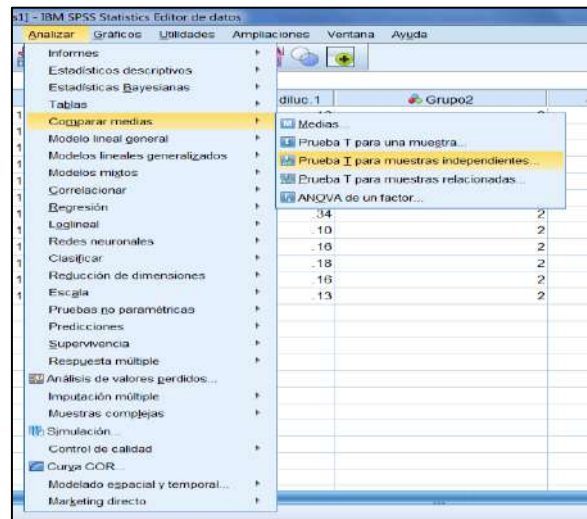
c. Resultados acerca de la Normalidad obtenidos en el programa SPSS



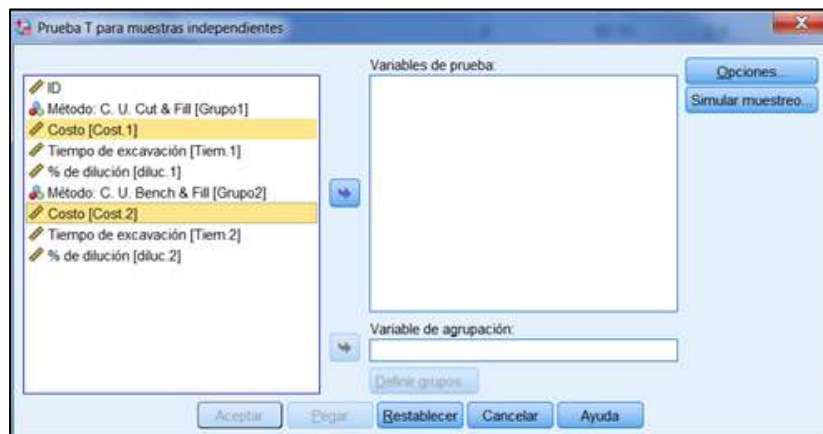
Luego de obtener los resultados de la normalidad se procedió con la elección de la prueba estadística para cada hipótesis planteada en la presente investigación.

Para ello se realizó las siguientes opciones

d. Opción analizar: comparar medias: Prueba T para muestras independientes



Aparase la siguiente ventana



Aquí se traslada las variables en estudio hacia la derecha y en la variable de agrupación se coloca la variable método, luego se da aceptar.

Finalmente se obtiene los resultados de las variables en estudio.

Anexo 10. Detalle del estudio del macizo rocoso

El estudio del geomecánico de la veta Gina-Socorro se realizó por la empresa DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles, y presentado en el informe “Evaluación geomecánica del minado de profundización”, ubicado en el punto 4 del informe interno de la minera.

4. INVESTIGACIONES GEOMECHANICAS BASICAS

4.1 Caracterización de la masa rocosa

4.1.1 Registro de datos

El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas de los diferentes niveles de la mina. Adicionalmente, se realizaron trabajos de logeo geotécnico de los testigos rocosos de los diferentes sondajes diamantinos ejecutados como parte de los trabajos de exploración del yacimiento. Por otro lado se aprovechó toda la información de interés desarrollada por el Departamento de Geología de Mina Uchucchacua.

El mapeo geomecánico de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas, se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en 65 estaciones de medición distribuidas en los Niveles 3990, 3920, 3850, 3780 y 3710, representadas cada una de ellas por un área de extensión variable de la roca expuesta en las labores mineras. La ubicación de las estaciones de medición se puede ver en las Láminas 8 a 20. Además de realizar las mediciones sistemáticas de estaciones, se realizó una inspección visual sobre la calidad del macizo rocoso en todas las labores donde se hizo el recorrido, plasmando dicha información directamente en los planos geomecánicos.

Los parámetros de observación y medición, fueron obtenidos en formatos de registro diseñados por el CONSULTOR para esta evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Ver formatos y data básica en los Anexos 2 y 3. Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y el grado de fracturamiento (RQD = Rock Quality Designation).

En los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, el logeo geotécnico se llevó a cabo por métodos convencionales en formatos adecuados también a las normas ISRM (Anexo 3), con similares parámetros de observación y medición que los mencionados en el párrafo precedente. En total se realizó el logeo geotécnico de 15 sondajes diamantinos con una longitud total de 2,587 m.

4.1.2 Aspectos litológicos

Las características litológicas simplificadas de la masa rocosa involucrada con las estructuras mineralizadas en el área del proyecto, indican que en general toda la masa rocosa es roca caliza de la Formación Jumasha estando principalmente en los Miembros

Medio e Inferior. La estructura mineralizada Gina-Socorro es un relleno de fracturas que conforman vetas dentro la roca caliza. De modo localizado se observa la presencia de roca intrusiva que aparece conformando las cajas de la veta.

4.1.3 Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de distribución de discontinuidades o arreglo estructural de la masa rocosa, se procesaron los datos orientacionales mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995), elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá), y también la versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004). La primera versión se utilizó por las facilidades gráficas que ésta presenta.

Durante el mapeo geomecánico se han registrado las discontinuidades presentes en cada estación de medición de las cuales se ha realizado un compósito por niveles y por sectores, concluyendo luego que existe una tendencia en el arreglo estructural.

Por otro lado, se ha tenido disponible la información estructural desarrollada por el personal de Geología la cual está dibujada en los planos geológicos de los distintos niveles de la mina en el área de interés, esta información ha sido analizada en cada nivel y en distintos sectores, resultando en una tendencia estructural regular, por lo que se ha hecho un compósito de todos ellos.

A partir de ambas fuentes de información se han elaborado los estereogramas de distribución de discontinuidades correspondientes, los cuales son mostrados en las Figuras 4.1 a 4.3 (datos de mapeo geomecánico) y 4.4 a 4.6 (datos de planos), además los resultados de las características de distribución de las discontinuidades estructurales se presentan en el Anexo 2. Un resumen de estos resultados se presenta en el Cuadro 4.1.

Cuadro 4.1
Sistemas de discontinuidades estructurales

Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Compósito de Mapeo geomecánico					
Rumbo / Buzamiento	N48°E/74°SE	N51°E/78°NW	N35°E/35°SE	N64°W/70°NE	N07°W/75°SW
Dir. de Buzam. / Buzam.	138°/74°	321°/78°	125°/35°	026°/70°	263°/75°
Compósito de planos litológicos					
Rumbo / Buzamiento	N40°E/77°SE	N41°E/77°NW	N08°E/28°SE	---	---
Dir. de Buzam. / Buzam.	130°/77°	311°/77°	098°/28°	---	---
Compósito total					
Rumbo / Buzamiento	N48°E/74°SE	N51°E/78°NW	N35°E/35°SE	N64°W/70°NE	N07°W/75°SW
Dir. de Buzam. / Buzam.	131°/76°	313°/78°	112°/33°	026°/70°	263°/75°

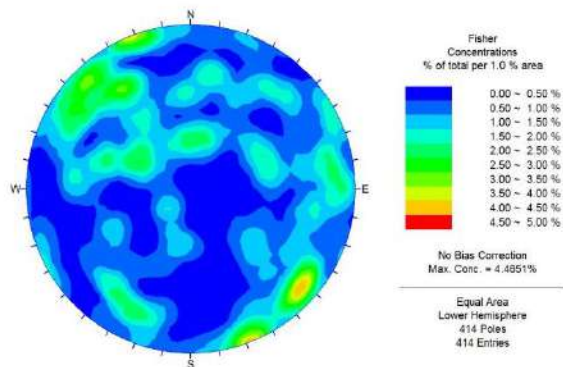


Figura 4.1: Diagrama estereográfico de contornos del compuesto de discontinuidades (datos del mapeo geomecánico).

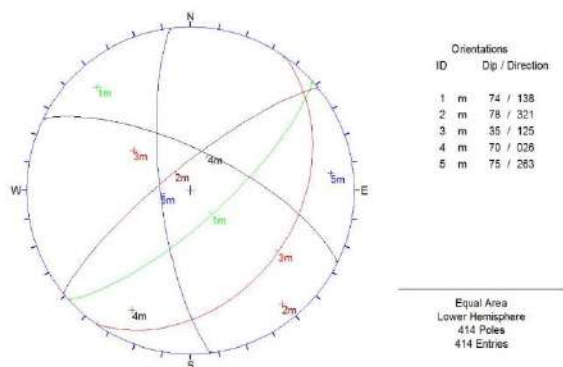


Figura 4.2: Diagrama estereográfico de planos principales del compuesto de discontinuidades.

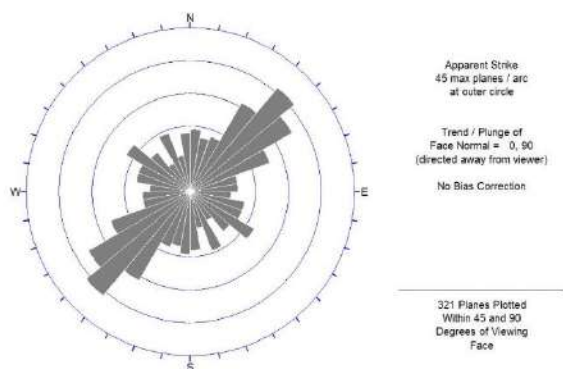


Figura 4.3: Diagrama de roseta del compuesto de discontinuidades.

El análisis realizado en base a toda la información que se ha registrado y se ha tenido disponible, ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa asociada a la veta Gina Socorro es el siguiente:

- Existen tres sistemas principales de discontinuidades, de los cuales dos de ellos están asociados a la orientación de la estructura mineralizada.
- Los Sistema 1 y 2 tienen el mismo rumbo de la veta, es decir tienen rumbo NE, y el buzamiento de ellos es alto hacia el SE y NW respectivamente. Estos sistemas están conformados por discontinuidades en general incluyendo a las fallas.
- El Sistema 3 está relacionado a la estratificación la cual presenta rumbo promedio de NNE con bajo buzamiento al SE. Esta información fue recopilada principalmente de los planos geológicos estructurales.
- Del mapeo geomecánico se han obtenido otros sistemas que aparecen con menor presencia pero que pueden ser considerados complementariamente para un análisis de estabilidad estructuralmente controlado.

4.1.4 Aspectos estructurales

Las características estructurales se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en las labores subterráneas de los distintos niveles, de los planos geológicos y de los testigos de los sondajes diamantinos convencionales ejecutados como parte de la exploración de la veta en profundidad (ver Anexos 2 y 3). Según esto, las siguientes son las características estructurales de las discontinuidades presentes en el área del proyecto:

Fallas

Las fallas tienen espaciamientos desde 3 a 5 m y mayores a 20 m, estando el menor espaciado asociado a la veta mineralizada y los mayores espaciados a las fallas principales alejadas de la veta Gina Socorro, la persistencia va de decenas a centenas de metros. De manera general, tienen relleno de materiales de óxidos y arcillas, con espesores generalmente de 1 a 5 cm. La apertura es menor a 5 mm. Sus áreas de influencia no son significativas, las superficies de las caras son lisas, en algunos casos onduladas, con estrías de falla. Estas estructuras son favorables a las filtraciones de agua, puesto que se observa en algunas de ellas condiciones de goteo.

Estratos

Los estratos tienen espaciamientos generalmente de 20 a 60 cm, con persistencias mayores a 20 m, aperturas menores a 1 mm, superficies ligeramente rugosas, con relleno de

carbonatos, pirita y óxidos menores de 5 mm, la alteración ligera, con condiciones de agua subterránea húmedas.

Diaclasas

De manera generalizada, las diaclasas tienen espaciamientos de 6 a 20 cm y de 20 a 60 cm, persistencias de 3 a 10 m, aperturas menores a 1 mm, paredes ligeramente rugosas a rugosas, rellenos de carbonatos, óxidos, pirita y arcillas con espesores generalmente menores a 5 mm, las superficies de las discontinuidades se hallan sanas a ligeramente alteradas y las condiciones de agua subterránea corresponden a húmedas.

4.2 Clasificación de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa, se utilizó la información del mapeo geomecánico de la masa rocosa realizada en las labores subterráneas del Nv. 3990 hasta el Nv. 3710 y del logueo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas convencionales realizadas como parte de la exploración del yacimiento en profundidad. Se utilizan en este informe como criterio principal el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989), y como criterios complementarios los de Barton y Colaboradores (Sistema Q – 1974) y Marinos & Hoek (GSI – Geological Strength Index – 2002).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante en el Acápite 4.4. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron tomados directamente durante el logueo de los testigos rocosos diamantinos y del registro lineal de discontinuidades en la masa rocosa de las labores subterráneas, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el siguiente cuadro:

Cuadro 4.2
Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 21	<0.08	Muy Mala

Los resultados de la clasificación geomecánica se presentan en los formatos de los Anexos 2 y 3. Posteriormente se han establecido varias secciones transversales a lo largo de la veta

Gina Socorro tales que sean representativas en el sector del estudio. En ellas se han proyectado la información de calidad de los testigos rocosos y del mapeo geomecánico de las labores. A partir de toda esta información se han obtenido resultados de clasificación de la masa rocosa los cuales son resumidos en el Cuadro 4.3 considerando los rangos de calidad según el RMR correspondiente.

Cuadro 4.3
Calidad de la masa rocosa por tipo de roca

Sección	Estructura	Rango RMR	Rango de calidad masa rocosa
240W	Caja piso	53 – 62	III A y II
	Veta mineral	49 – 50	IIIB
	Caja Techo	53 – 62	III A y II
120W	Caja Techo	53 – 59	III A
	Veta mineral	51	III A
	Caja piso	62 – 66	II
60E	Caja Techo	54 – 55	III A
	Veta mineral	45 – 49	IIIB
	Caja piso	62 – 66	II
240E	Caja Techo	55 – 57	III A
	Veta mineral	48	IIIB
	Caja piso	57 – 58	III A
440E	Caja Techo	60 – 62	III A y II
	Veta mineral	49	IIIB
	Caja piso	53 – 64	III A y II

La litología presente en las cajas en todas las secciones se trata de roca caliza. El buzamiento de la veta hasta aproximadamente la cota 3800 es hacia el SE y de esta cota hacia abajo el buzamiento cambia de dirección hacia el NW. Este comportamiento se observa en casi todas las secciones a excepción de la Sección 240W donde el buzamiento se mantiene en profundidad hacia el SE.

A partir de los resultados del Cuadro 4.3 podemos concluir en lo siguiente:

- Tomando en cuenta el rango de variación de la masa rocosa se observa que en general la calidad de la masa rocosa es de Regular B (IIIB) hasta calidad Buena (II)
- La calidad de la roca de las cajas es mejor en relación de la veta mineralizada. Así mismo, la calidad de la roca de la caja piso es ligeramente mayor a la calidad de roca en la caja techo.
- Dentro de la masa rocosa de las cajas existen pequeños tramos de inferior calidad de masa rocosa que están asociados a las fallas u otras estructuras mineralizadas de potencia menor.

- Hacia el contacto de la veta mineralizada con las cajas existen fallas contactos que si bien no aparecen en las secciones, se debe de tener presente este hecho para los análisis correspondientes posteriores.

Considerando la información de la calidad de la masa rocosa, se han establecido promedios de calidad tanto para la veta y las cajas, los cuales han conducido a realizar una zonificación geomecánica la cual es detallada en el siguiente acápite.

4.3 Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

Dentro de estas propiedades, la litología, la alteración, el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la delimitación de los dominios estructurales.

Para nuestro caso, los resultados del análisis de distribución de discontinuidades mencionado en el Acápite 4.1.4, muestran una tendencia regular en todo el área de estudio. En ese sentido, a partir de la clasificación de la masa rocosa se ha realizado una zonificación geomecánica en las distintas secciones analizadas con la finalidad de tener valores representativos promedios de calidad de la masa rocosa, dicha zonificación se muestra en las Láminas 21 a 30 y un resumen de la zonificación en el Cuadro 4.4.

En este cuadro puede apreciarse los valores promedio de calidad en la veta mineralizada así como en las respectivas cajas, de los cuales podemos mencionar lo siguiente:

- La veta mineralizada Gina Socorro presenta calidad promedio perteneciente al dominio estructural DE-IIIB (RMR 41-50) en toda su extensión, con valores hacia el extremo superior.
- La calidad de la caja techo pertenece al DE-IIIA (RMR 51-60). Cabe recalcar que el buzamiento de la veta cambia de dirección SE hacia el NW a partir de la cota 3800, a excepción de la Sección 240W.
- Para el caso de la caja piso, la calidad corresponde también al dominio DE-IIIA (RMR 51-60) y también existen sectores pertenecientes al dominio DE-II (RMR >60). En la Figura 4.7 se muestra un ejemplo de la zonificación realizada.

Cuadro 4.4
Zonificación geomecánica de la veta Gina Socorro

Sección	Estructura	RMR promedio	Dominio estructural
240W	Caja piso	62	DE-II
	Veta mineral	48	DE-III B
	Caja Techo	53	DE-III A
120W	Caja Techo	56	DE-III A
	Veta mineral	50	DE-III B
	Caja piso	52	DE-III A
60E	Caja Techo	54	DE-III A
	Veta mineral	45	DE-III B
	Caja piso	62	DE-II
240E	Caja Techo	55	DE-III A
	Veta mineral	48	DE-III B
	Caja piso	53	DE-III A
440E	Caja Techo	60	DE-III A
	Veta mineral	49	DE-III B
	Caja piso	53	DE-III A

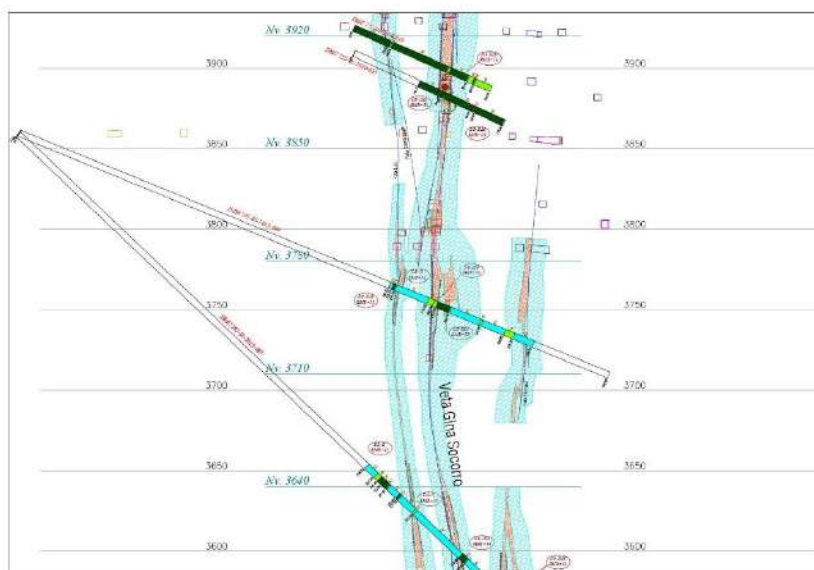


Figura 4.7: Ejemplo de la zonificación geomecánica en la Sección 240W.

De modo general se ha llegado a la conclusión que la calidad de la masa rocosa de la veta mineralizada y en las cajas son generalmente homogéneas, siendo estas últimas de mejor calidad respecto al mineral.

Los valores de la calidad de la masa rocosa corresponden al promedio de la información registrada procedente de las labores subterráneas y del logueo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas. Esta zonificación se ha de tener en cuenta para los análisis de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

4.4 Resistencia de la roca

4.4.1 Resistencia de la roca intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c) o denominada también UCS. Para la presente evaluación, durante el logueo geomecánico de testigos diamantinos, se han realizado ensayos de golpe con el martillo de geólogo, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta.

A fin de verificar los resultados de campo, durante los trabajos de campo se ha realizado un muestreo sistemático de muestras de testigos rocosos y bloques de roca tanto en mineral y en la roca caliza para realizar ensayos en un Laboratorio de Mecánica de Rocas. Dichos ensayos fueron realizados en el laboratorio de la Universidad Nacional de Ingeniería, los cuales fueron: ensayos de carga puntual, ensayos de compresión uniaxial y ensayos de compresión triaxial. Los resultados de estos ensayos se presentan en el Anexo 4 y un resumen en los Cuadros 4.5, 4.6 y 4.7, respectivamente.

Cuadro 4.5
Resultados de los ensayos de carga puntual

Sondaje	Profundidad	Litología	I_s (MPa)	σ_c (MPa)
DMC-262-1-006	271.30 – 271.56	Caliza	6.09	123.8
DMC-262-1-019	102.29 – 102.60	Caliza	5.12	104.0
DMC-262-01-2015-007	304.34 – 304.74	Caliza	6.50	144.8
DMC-252-01-2010-019	73.32 – 73.68	Caliza	5.36	108.8
DMC-262-2-014	162.95 – 163.20	Caliza	2.52	56.2

Cuadro 4.6
Resultados de los ensayos de compresión uniaxial

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	σ_c (MPa)
DMC-262-1-012	298.93 - 299.34	Caliza	54.6
DMC-262-1-012	160.00 - 160.35	Caliza	37.4
MIN	---	Mineral	57.5

Cuadro 4.7
Resultados de los ensayos de compresión triaxial

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	"m _i "	σ_c (MPa)	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
DMC-262-1-012	280.95 – 385.25	Caliza	15.99	93.71	18.86	47.87
DMC-262-2-002	149.60 – 153.25	Caliza	15.01	56.80	11.75	46.57
MIN	---	Mineral	14.33	99.41	19.80	47.43

Con el ensayo de compresión triaxial, además de la resistencia compresiva de roca intacta se obtiene el parámetro "m_i" de la roca intacta del criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2006). Los valores determinados de "m_i" se presentan en el Cuadro 4.7, además con este ensayo también se obtienen los parámetros de resistencia al corte de Mohr Coulomb: cohesión y ángulo de fricción, de la roca intacta.

Adicionalmente a los ensayos mencionados, para el presente estudio también se han realizado ensayos de tracción indirecta mediante el método brasilero con la finalidad de estimar la resistencia a la tracción de la roca intacta. Los resultados de estos ensayos están en el Anexo 4 y un resumen se presenta en el Cuadro 4.8.

Cuadro 4.8
Resistencia a la tracción de la roca intacta

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	σ_c (MPa)
DMC-262-1-012	280.95 – 385.25	Caliza	3.2
DMC-262-2-002	149.60 – 153.25	Caliza	2.6
MIN	---	Mineral	5.1

Por otro lado, para estimar la densidad de los diferentes tipos de rocas presentes en el área de evaluación, se han realizado ensayos de propiedades físicas. Los resultados de estos ensayos se muestran también en el Anexo 4 y un resumen de los mismos en el siguiente cuadro.

Cuadro 4.9
Resultados de los ensayos de propiedades físicas de la roca intacta

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Densidad seca (g/cm ³)
DMC-262-1-012	280.95 – 385.25	Caliza	0.94	0.35	2.69
DMC-262-2-012	149.60 – 153.25	Caliza	2.59	0.96	2.69
MIN	---	Mineral	0.73	0.21	3.46

4.4.2 Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros fueron determinados también mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas realizados para el presente estudio, cuyos resultados se presentan en el Anexo 4 y un resumen de los mismos se muestra en el siguiente cuadro.

Cuadro 4.10
Resultados de los ensayos de corte directo en discontinuidades

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
DMC-262-1-012	384.65 - 385.25	Caliza	0.059	35.79
DMC-262-02-002	152.80 - 153.25	Caliza	0.067	31.44
MIN	-	Mincral	0.082	33.09

4.4.3 Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2007), con el programa Roclab (Rocscience Inc., 2007). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial promedio y la constante "m_i" de la roca intacta, desarrollados en este estudio. En el Cuadro 4.11, se presentan los resultados obtenidos sobre las propiedades de resistencia de la masa rocosa por dominios estructurales o principales tipos de rocas que estarán involucrados con el minado del yacimiento.

4.5 Condiciones del agua subterránea

La presencia del agua en la masa rocosa de las excavaciones subterráneas tiene un efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las mismas. El principal efecto de la presencia del agua en la masa rocosa, es la presión que ejerce en las discontinuidades estructurales disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad de las labores subterráneas.

Durante el recorrido de las diferentes labores subterráneas y en los distintos niveles se ha podido apreciar que el agua no es un factor significativo para la estabilidad de las labores ya que su presencia es mínima, observándose por lo general algunos sectores húmedos y de manera muy localizada zonas de goteo.

Cuadro 4.11
Propiedades de resistencia de la masa rocosa

Sección	Litología	GSI	σ_c (MPa)	γ (kN/m ³)	"m _r "	m _{nr}	s _{nr}	E _{nr} MPa	Poisson "ν"
240W	Caja piso	62	80	2.70	12	2.200	0.007660	13923	0.22
	Veta mineral	48	50	3.50	13	1.276	0.001273	3007	0.26
	Caja Techo	53	60	2.70	12	1.472	0.002416	6233	0.25
120W	Caja Techo	56	60	2.70	12	1.683	0.003549	7493	0.24
	Veta mineral	50	50	3.50	13	1.395	0.001645	3429	0.25
	Caja piso	52	50	2.70	12	1.408	0.002125	4876	0.24
60E	Caja Techo	54	60	2.70	12	1.539	0.002747	6635	0.24
	Veta mineral	45	50	3.50	13	1.116	0.000866	2465	0.26
	Caja piso	62	80	2.70	12	2.200	0.007660	13923	0.22
240E	Caja Techo	55	60	2.70	12	1.610	0.003122	7055	0.24
	Veta mineral	48	50	3.50	13	1.276	0.001273	3007	0.26
	Caja piso	53	60	2.70	12	1.472	0.002416	6233	0.25
440E	Caja Techo	60	70	2.70	12	2.012	0.005927	10974	0.24
	Veta mineral	49	50	3.50	13	1.334	0.001447	3212	0.26
	Caja piso	53	60	2.70	12	1.472	0.002416	6233	0.25

En ese sentido se podría generalizar que las condiciones de presencia del agua señalada en el párrafo anterior deben de persistir en profundidad, por lo general el agua siempre tiende a descender hacia los niveles más profundos, es aquí donde su manejo debe ser tratado adecuadamente.

La información que se ha tenido disponible (Ref.: 7) indica que en Mina Socorro, lugar donde se ubica Gina Socorro, se genera un caudal de 111.8 l/s, menor que Mina Carmen y mayor que Mina Huantajalla. La tendencia de la presencia de agua será la misma con la profundización de la mina, la permeabilidad secundaria generará flujos concentrados cambiando los puntos de surgencia de acuerdo a los frentes de avance.

4.6 Esfuerzos in-situ

Es importante conocer la orientación y magnitud de los esfuerzos in-situ ya que estos influirán directamente en las condiciones de estabilidad de cualquier excavación cuando esta es creada, más aun cuando la excavación está a considerable profundidad como ocurre en la Mina Uchucchacua y particularmente en la Veta Gina Socorro. La mejor manera de conocer estos esfuerzos es mediante la realización de mediciones de campo. Como no se disponen de datos de mediciones de campo, los esfuerzos in-situ son aquí estimados utilizando distintos procedimientos como el concepto de carga litostática (Hoek & Brown, 1978) y el criterio de Sheorey (1994) para estimar la constante "k" (relación esfuerzo horizontal/esfuerzo vertical); el modelamiento numérico; y la información del Mapa Mundial de Esfuerzos.

De acuerdo al primer criterio mencionado, según la profundidad del minado que se viene desarrollando en la veta Gina Socorro, los niveles de producción alcanzan profundidades de 900 a 1100 m por lo que para fines prácticos podemos asumir una profundidad promedio de 1000 m. Para la citada profundidad el esfuerzo vertical resulta 27 MPa, el valor de la constante “ k ” se estima en 0.45 por lo que el esfuerzo horizontal resultaría aproximadamente 12 MPa.

Según el segundo de los criterios nombrados, en la Figura 4.8 se presentan el resultado del modelamiento numérico esfuerzo / deformación efectuado para el entorno de Mina Uchucchacua mediante el método de elementos finitos con el programa Phase² Vr. 7 de Rocscience Inc. (2010).

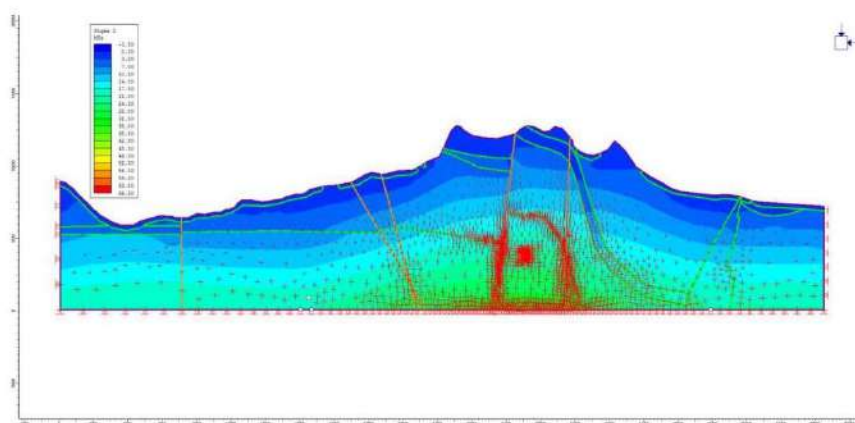


Figura 4.8: Resultado del modelamiento esfuerzo / deformación de Mina Uchucchacua.

Este resultado indica que en profundidad los esfuerzos verticales tienden a ser similares a los esfuerzos horizontales, estimándose que la constante “ k ” tiende a la unidad (1.0).

En relación al Mapa Mundial de Esfuerzos (Ref.: 6), se verifica que en los alrededores de Mina Uchucchacua hay muy escasa información sobre esfuerzos in-situ. La información registrada más cerca indica que los esfuerzos verticales podrían ser ligeramente menores que los esfuerzos horizontales. Mediciones de esfuerzos in-situ hechas en minas distantes 50 km de Uchucchacua también indican resultados similares. Por tal razón, para propósitos de modelamientos numéricos, podemos considerar que los esfuerzos in-situ horizontales son similares al esfuerzo in-situ vertical.

Es recomendable que se realicen mediciones de esfuerzos in-situ en Mina Uchucchacua, con cuyos resultados se podrán afinar los análisis presentados en este trabajo.

Finalmente, se ha estimado que el “factor de competencia”, que relaciona a los esfuerzos con la resistencia de la roca intacta, está por debajo de 10, lo cual significa que la estabilidad de las excavaciones estará regida tanto por la influencia de los esfuerzos y por el arreglo estructural de la masa rocosa. En estas condiciones se puede esperar que el comportamiento de la roca tenga únicamente deformación elástica o únicamente deformación plástica o rotura frágil, estando este último caso asociado al problema de los estallidos de rocas o más propiamente dicho a la sismicidad inducida por el minado, entre otros relacionado a ambientes rocosos altamente esforzados.

Uchucchacua es una mina donde ocurren problemas de sismicidad inducida por el minado y este problema es manejado entre otros por un sistema de monitoreo microsísmico, que actualmente no está operativo, esperando la repotenciación de este sistema con una inversión que deberá realizar CMBSAA durante el presente año. Según las observaciones in-situ realizadas durante los trabajos de campo no se han encontrado evidencias de ocurrencias de eventos sísmicos o estallidos en el área de estudio Gina Socorro, esto ha sido corroborado por la información recibida del personal de Geomecánica que está a cargo del citado monitoreo, en el sentido de que en esta área actualmente no se vienen registrando eventos sísmicos significativos, pero que sí se han registrado eventos sísmicos aislados en los últimos años.

El sector Carmen de Mina Uchucchacua ha sido el lugar donde se han registrado el mayor número y magnitud de eventos sísmicos en el pasado, actualmente en este sector hay poca actividad minera motivo por el cual no se registran eventos significativos.

Cuando se tenga operativo el sistema de monitoreo microsísmico, este deberá constituirse en la herramienta importante para el control de la sismicidad inducida por el minado futuro de Gina Socorro de ser el caso.

5. CONSIDERACIONES SOBRE LAS CONDICIONES DE ESTABILIDAD

5.1 Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Existen direcciones preferenciales en las cuales se puede alinear el avance de las excavaciones, de tal manera de lograr mejores condiciones de estabilidad de las mismas. Las condiciones más favorables para la estabilidad ocurren cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular al sistema principal de discontinuidades estructurales, de manera contraria, las condiciones más desfavorables para la estabilidad ocurren, cuando se avanzan las excavaciones en forma paralela al sistema principal de discontinuidades.

Según el modelo del arreglo estructural de la masa rocosa de Veta Gina Socorro presentado en el Acápite 4.1.3 (Distribución de discontinuidades), los principales sistemas de discontinuidades, conformados por fallas, diaclasas y la misma estructura mineralizada en evaluación tienen alineamiento SW-NE, por tanto, la dirección preferencial de avance de las excavaciones debería ser perpendicular a este sistema, es decir, debe ser alineada con el NW-SE o viceversa, en este alineamiento se lograrán mejores condiciones de estabilidad de las excavaciones que se realizarán como parte del minado de la Veta Gina-Socorro.

Por razones de orden técnico asociados a la operación y diseño actual de la mina, la dirección de avance del minado de los tajeos se viene desarrollando siguiendo el rumbo de las vetas. Este hecho conlleva a no tener la mejor dirección para el minado pero finalmente el dimensionamiento de los tajeos se realizará tomando en cuenta este aspecto adverso, así como también para el tema del sostenimiento. Para el caso de las labores de desarrollo en lo posible hay que adoptar direcciones no paralelas al rumbo de la veta.

5.2 Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento

Para llevar a cabo esta evaluación, las excavaciones han sido divididas en tres categorías: excavaciones permanentes, excavaciones temporales y tajeos.

5.2.1 Excavaciones permanentes

Se incluyen aquí: rampas, galerías de nivel, cámaras de chancado, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, comedores, polvorines, etc.

En lo posible estas excavaciones deben ser orientadas según las direcciones preferenciales de avance mencionadas en el acápite anterior (5.1). En tal caso, se mejorarán las condiciones de estabilidad, la velocidad de avance de la excavación y se disminuirán los requerimientos de sostenimiento. Para nuestro caso, como la mina está actualmente en operación, esta recomendación puede ser tomada para nuevas excavaciones.

Para las excavaciones permanentes deberá instalarse un sostenimiento también permanente, que sea resistente a la corrosión y que sea capaz de soportar cargas adicionales debidas a los cambios de las condiciones de esfuerzos a lo largo de la vida de la mina.

Según los resultados de la clasificación y de la zonificación geomecánica de la Veta Gina-Socorro y su entorno (ver Capítulo 4), las excavaciones permanentes se ubicarán en las cajas alejadas, y de preferencia en la caja piso, en donde predomina la presencia de masas rocosas del dominio DE-III A y un poco del dominio DE-II. Si consideramos el criterio dado en el Cuadro 4.2 para clasificar a la masa rocosa del yacimiento, podemos establecer las siguientes aberturas máximas promedio de excavaciones para los diferentes rangos de valores RMR ajustadas por orientación de las discontinuidades, tomando además la profundidad donde se halla ubicado el minado.

Cuadro 5.1
Aberturas máximas de las excavaciones permanentes

Dominio	Rango RMR	Abertura máxima Según RMR	Abertura máxima Según Q
DE-II	> 60	5.2 m	4.9 m
DE-III A	51 – 60	4.2 m	4.0 m
DE-III B	41 – 50	2.6 m	2.5 m

Si consideramos los valores de calidad de la masa rocosa reportados en el capítulo anterior, utilizando los criterios de Barton et.al. (1974) y Bienawski (1989), se estima conservadoramente que la abertura máxima promedio sin sostenimiento sistemático para masas rocosas de los dominios DE-II, DE-III A y DE-III B es aproximadamente 5, 4 y 2.5 m.

Tomando como ejemplo el caso de las masas rocosa del dominio DE-III A, aberturas de 4.2 m o menores teóricamente no requerirán sostenimiento sistemático sino solo esporádico, en la práctica por el problema de la sismicidad inducida por el minado de Mina Uchucchacua se requerirá por lo menos instalar pernos de roca tipo barra helicoidal o varilla corrugada, cementado o con resina + malla metálica, de modo sistemático. Luego, en ambientes de altos esfuerzos como es el caso de Gina Socorro, el concepto de aberturas máximas es relativo.

Cabe señalar que en la minería subterránea del país, las labores mineras permanentes más comunes son aquellas que tienen alrededor de 4 a 5 m de abertura máxima (rampas y galerías de nivel y otros), que también es el caso de Mina Uchucchacua donde se tienen anchos promedios de aproximadamente 4.5 m, el sostenimiento recomendado para estas labores permanentes se presenta en el Cuadro 5.2, este sostenimiento compatibiliza con los estándares de Mina Uchucchacua que vienen utilizándose y que usualmente se utilizan en minas de ambientes altamente esforzados.

Cuadro 5.2
Sostenimiento para labores de avance permanentes

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	Pernos sistemáticos de 7 m de longitud, espaciados 1.5 m + malla metálica electrosoldada.
DE-III A	51 – 60	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados 1.5 m + malla metálica electrosoldada + una capa de shotcrete reforzado de 2" de espesor.
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.3 m + malla metálica electrosoldada + una capa de shotcrete de 3" de espesor.
DE-IV A	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.0 m + malla metálica electrosoldada + una capa de shotcrete de 4" de espesor.

En este caso, los pernos de roca recomendados deben ser de tipo varilla corrugada o barra helicoidal de 7 pies de longitud, cementado o con resina (cuando haya presencia del agua). Para excavaciones de mayor o menor tamaño que 5 m de ancho, habrá necesidad de realizar nuevas estimaciones del sostenimiento, utilizando métodos de cálculo adecuados.

5.2.2 Excavaciones temporales

Dentro de estas excavaciones se incluyen las labores de avance asociadas al minado en los tajeos, como galerías y cruceros de acceso a los tajeos en roca estéril o en mineral, que son excavaciones temporales del tipo de ingreso de personal dentro de las mismas y de tamaño suficientemente pequeño para permitir realizar un buen desatado periódico o reforzarla adicionalmente. Generalmente estas excavaciones tendrán también aberturas máximas de alrededor de 4 a 5 m.

En el Cuadro 5.3 se presentan los estimados para el sostenimiento de labores de avance temporales, el cual podría incluir también a tajeos de 4 a 5 m de ancho ya que la potencia de la veta en muchos sectores es de esta dimensión. Teniendo presente la calidad promedio de la masa rocosa se ha determinado el sostenimiento necesario para este tipo de excavaciones.

Cuadro 5.3
Sostenimiento para labores de avance temporales

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	> 60	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados 1.5 m. Malla electrosoldada de ser necesario.
DE-III A	51 – 60	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados 1.4 m +, malla metálica electrosoldada.
DE-III B	41 – 50	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.3 m + una capa de shotcrete de 2" de espesor. Utilizar malla electrosoldada de ser necesario.
DE-IV A	31 – 40	Pernos sistemáticos de 7 pies longitud, espaciados cada 1.2 m + malla metálica electrosoldada + una capa de shotcrete de 3" de espesor.

Para el caso de labores temporales, los pernos de roca a utilizarse en este caso debe ser del tipo split sets de 7 pies de longitud y en terrenos malos es recomendable el uso de los pernos tipo hydrabolts. Para excavaciones de mayor tamaño a lo citado se deberá realizar nuevos estimados del sostenimiento.

5.2.3 Tajeos

Para determinar las dimensiones de los tajeos consideramos aquí las dos siguientes modalidades: primero, del tipo de ingreso del personal dentro del tajeo; y segundo del tipo de no ingreso del personal dentro del tajeo.

El análisis llevado a cabo en el Acápito 5.2.2 anterior es válido para el primer caso: del tipo de ingreso del personal dentro del tajeo.

Para el segundo caso: del tipo de no ingreso del personal dentro del tajeo, utilizamos aquí el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), tal como aparece en la publicación de Hoek, Kaiser y Bawden (1995) – Ref. 8. Este método fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos. Información sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. El método también es adecuado para el dimensionamiento del sostenimiento con cablebolt.

De manera muy resumida, el procedimiento de diseño aplicando este método está basado en el cálculo de dos factores: N' y S . El primero es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

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

Donde:

- Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado
- A es el factor de esfuerzo en la roca
- B es el factor de ajuste por orientación de las juntas
- C es el factor de ajuste gravitacional

El factor de forma o radio hidráulico S , para la superficie del tajeo bajo consideración, se obtiene dividiendo el “área de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”.

Usando los valores del número de estabilidad N^* , y el radio hidráulico S , se puede estimar la estabilidad de un tajeo utilizando el “gráfico de estabilidad” presentado en la Figura 5.3. Para los cálculos se ha utilizado el software STOPESOFT desarrollado por Graeme Fitz (1999) y además se ha realizado la verificación del análisis en una hoja de cálculo en Excel.

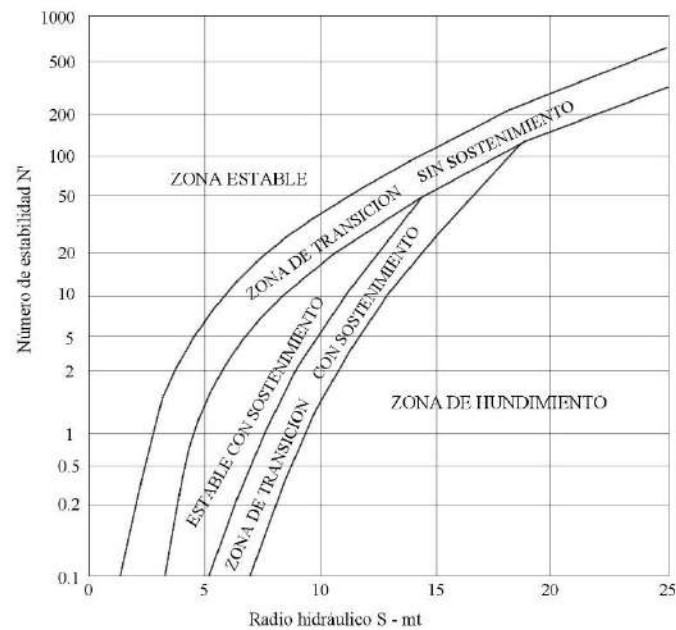


Figura 5.1: Gráfico de estabilidad. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).

Para el caso de la Veta Gina Socorro los análisis fueron llevados a cabo tomando en cuenta las potencias promedio predominantes a lo largo de la veta en estudio, que es de 4 a 6 m, adicionalmente se han evaluado anchos de tajeos de 8 y 10 m. Por otro lado se han considerado alturas de tajeos de 18, 20, 23 y 26 m que corresponden a tener bancos de mineral de producción de 10, 12, 15 y 18 m respectivamente y altura de subniveles de 4 m.

Tomando en cuenta los anchos y alturas de tajeos, varias longitudes de tajeos fueron evaluadas y los resultados fueron ploteados en el Gráfico de Estabilidad, a fin de observar si el diseño cae en la región “estable sin sostenimiento”, “estable con sostenimiento opcional” o “estable con sostenimiento obligatorio”, o en la región de “hundimiento”.

En el Anexo 5 se presenta un resumen del análisis realizado. Según esto, las máximas dimensiones recomendadas para los tajeos abiertos en la modalidad de no ingreso del personal son presentadas en el Cuadro 5.4:

Cuadro 5.4
Dimensiones máximas de tajeos abiertos de no ingreso del personal

Condición de estabilidad	Techo de tajeos (ancho=)				Cajas techo y piso (altura=)			
	4 m	6 m	8 m	10 m	18 m	20 m	23 m	26 m
ESS	10	8	5	4	14	13	11	10
ESO	17	15	13	12	26	24	22	20
ECS	30	26	22	20	40	38	33	30

ESS = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento obligado
sr: Significa (sin restricción) que no hay límite de longitud en la superficie analizada para dicha condición de estabilidad.

A manera de ejemplo para interpretar la información de este cuadro, si asumimos tajeos de 18 m de altura y anchos de 6 m:

- Considerando la condición ESS, en el techo podemos alcanzar hasta 8 m de longitud de tajeo y en las cajas hasta 14 m. La longitud el tajeo que se adoptaría en este acaso es 8 m, es decir la menor dimensión, porque si adoptáramos 14 m el techo podría fallar.
- Considerando la condición ESO, en el techo podemos alcanzar hasta 15 m de longitud de tajeo y en las cajas hasta 26 m. La longitud el tajeo que se adoptaría en este caso es 15 m, por la misma razón mencionada en el párrafo anterior.
- Considerando la condición ECS, en el techo podemos alcanzar hasta 26 m de longitud de tajeo y en las cajas hasta 406 m. La longitud el tajeo que se adoptaría en este acaso es 26 m.
- También podemos considerar la condición de ECS en el techo, porque éste tendrá sostenimiento, en este caso la longitud del tajeo sería 26 m. En las cajas, que no tendrán sostenimiento, consideramos la condición ESO, que corresponde a una longitud de tajeo también de 26 m por coincidencia. En este caso se adoptaría una longitud de tajeo de 26 m.

Debido a la profundidad a la que se halla el minado, es recomendable utilizar relleno en los tajeos, así mismo hay la necesidad de dejar pilares de rumbo para mantener condiciones de estabilidad adecuadas tanto local como globalmente. Más adelante, en el Acápite 5.4 se presentan los resultados de la estimación de las dimensiones de estos pilares.

5.3 Estabilidad estructuralmente controlada

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, diaclasas, estratos, etc.), las cuales constituyen planos de

debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina "estabilidad estructuralmente controlada". Los planos de debilidad, al interceptarse, podrían formar cuñas o bloques rocosos en el techo y paredes de la excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

Para evaluar esta influencia del arreglo estructural que presenta la masa rocosa asociada al minado de la veta Gina Socorro se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlado utilizando el programa de cómputo UNWEDGE (Rocscience, 2004). Para ello se ha considerado la información desarrollada en el Capítulo 4: Acápites 4.1.4 (Distribución de discontinuidades) y 4.4.2 (Resistencia de las discontinuidades). Los resultados de los datos de entrada y salida del programa de cómputo utilizado se presentan en el Anexo 6.

Los resultados de este análisis, válido tanto para las galerías de avance, cruceros o bypass de alrededor de 5 m de ancho, alineados paralelos al rumbo de la veta (NE-SW), han indicado lo siguiente:

- Se observa la formación de cuñas grandes inestables de gran altura donde están involucrados los Sistemas 1 y 2. Estas cuñas por tener alto ápice son más difíciles que puedan fallar por gravedad por encontrarse trabadas en la masa rocosa en conjunto. En los hastiales se observa la formación de cuñas menores de naturaleza estable.
- Siguiendo la misma dirección paralela al rumbo de la veta se observa la formación de cuñas inestables de menor altura las cuales son más propensas a caer. Para la estabilización de estas cuñas se requiere la colocación de pernos cementados ubicados sistemáticamente cada 1.5 m. En su defecto, los resultados también indican que se puede utilizar pernos split set espaciados a 1.3 m más la aplicación de 2" de shotcrete.

Para el caso de excavaciones que siguen dirección perpendicular al rumbo de la veta, los resultados han indicado lo siguiente:

- Hay formación de cuñas de gran altura pero de corta longitud que requieren sostenimiento con pernos cementados. También se observa la formación de otras cuñas menores de poca altura que requieren sostenimiento sistemático con pernos split set espaciados a 1 m o caso contrario utilizar pernos split set con mayor espaciamiento (1.5 m) más la aplicación de 2" de shotcrete.

En resumen, habrá formación de cuñas en techos y paredes cuando el avance sea paralelo y perpendicular al rumbo de la veta, siendo el sostenimiento algo mayor cuando el avance es paralelo. En casos localizados podría haber formación de cuñas importantes, estas deben ser identificadas durante la operación minera para adoptar la medida adecuada de estabilización con la utilización del sostenimiento.

Los resultados de este análisis de estabilidad estructuralmente controlado, deben ser tomados en cuenta en adición a los sostenimientos anteriormente recomendados en el Acápite 5.2 (Aberturas máximas de las excavaciones y sostenimiento).

Otro aspecto importante es aquel relacionado a la presencia de las fallas paralelas a las cajas de los tajeos y en el contacto de la veta y las cajas, si bien estas fallas no son de espesor significativo hay que tener presente en la evaluación de la estabilidad local. Las técnicas de perforación y voladura que se utilicen tendrán un rol importante durante la apertura de excavaciones, siendo recomendable realizar cuidadosos diseños y ejecuciones de perforación y voladura controlada para mantener mejores condiciones de estabilidad de las excavaciones.

5.4 Estabilidad controlada por esfuerzos

Para analizar la estabilidad controlada por los esfuerzos se han realizado modelamientos numéricos esfuerzo/deformación utilizando el software Phase² de Rocscience Inc. (2010).

Los análisis realizados han estado dirigidos a evaluar la aplicación del método de minado “subniveles con taladros largos” y a dimensionar sus componentes estructurales, como complemento de los análisis realizados con el Método Gráfico de Estabilidad presentado en el Acápite 5.2.3. Los modelamientos han sido realizados en la Sección 100W considerada como típica representando a la estructura mineralizada de potencias predominantes de la Veta Gina Socorro. En esta sección se evalúa el comportamiento de la estabilidad de los tajeos debido a la influencia de los esfuerzos.

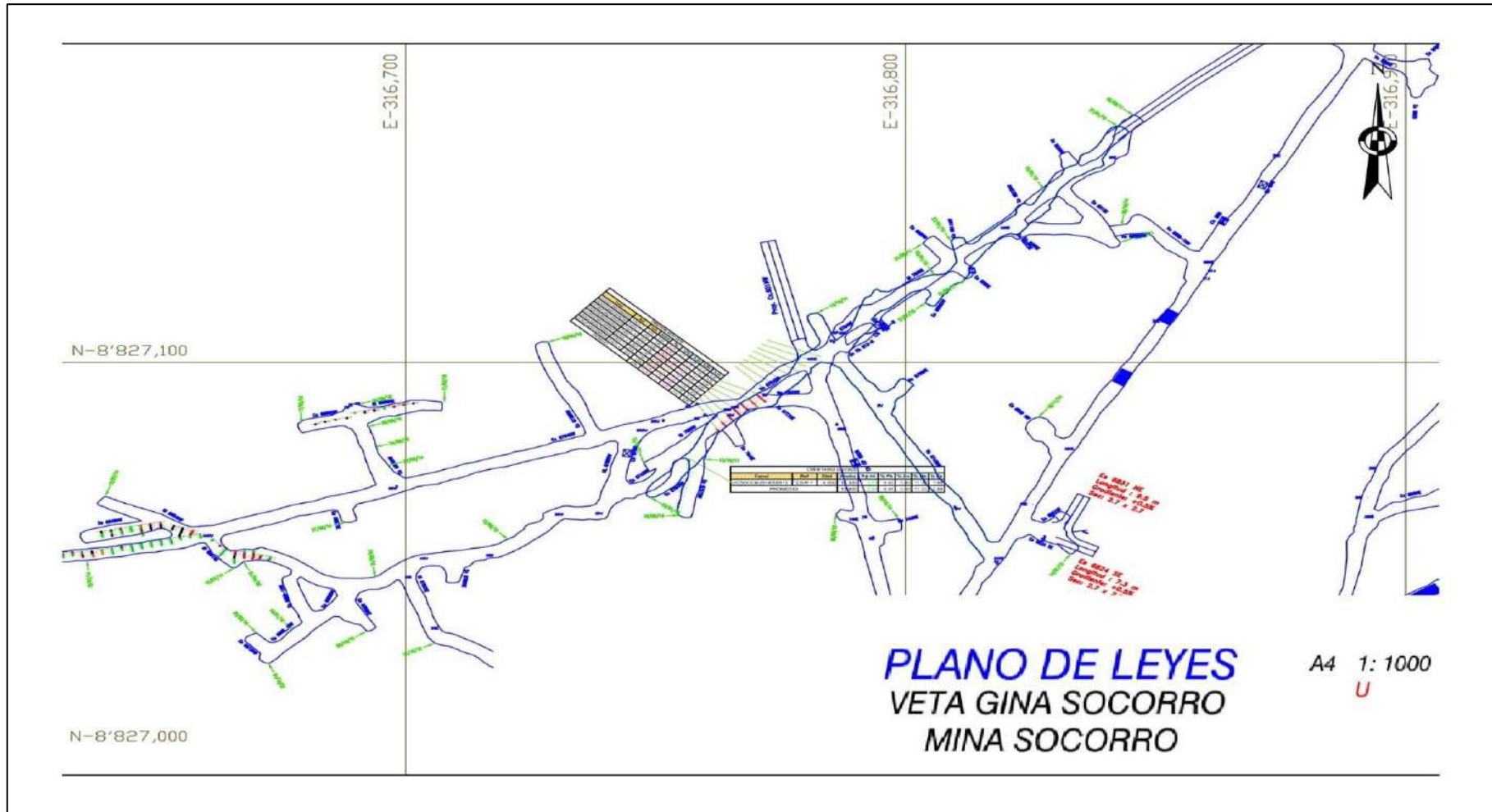
Los resultados de los modelamientos realizados han revelado lo siguiente:

- Cuando se realiza la simulación del minado entre los Niveles 3710 y 3780, los tajeos explotados que conforman alturas alrededor de 18 m, muestran en sus paredes perturbaciones que indican indicios de inestabilidad, razón por la cual hay la necesidad de utilizar relleno (convencional) para controlar la estabilidad de los tajeos. Esta misma situación se observa en la simulación del minado entre los Niveles 3640 y 3710, así mismo entre los Niveles 3570 y 3640. En parte este comportamiento es reflejo de los altos esfuerzos presentes en el medio ambiente de minado.
- Se observa que los esfuerzos inducidos se concentran en los pilares de roca in-situ dejados por el avance del minado, aumentando esta concentración en profundidad. Esto favorece para una menor concentración de los esfuerzos en las áreas de minado actuales y futuras, lográndose mejores condiciones de estabilidad local y global, por lo que es importante dejar pilares puente de rumbo a medida que avance el minado en profundidad. Para aumentar la recuperación del mineral estos pilares puente pueden ser también conformados por relleno cementado.

- Se puede observar del modelo realizado que los pilares puente que han sido dejados en los niveles superiores, desde el Nivel 3780 hacia arriba, están favoreciendo en la estabilidad global de la mina, por lo que hay la necesidad de seguir conformando pilares puente naturales o artificiales cuando el minado profundice, en resumen cualquier pilar que se deje en adición a los pilares puente será beneficioso para las condiciones de estabilidad local y global de la mina.
- Se ha realizado el ejercicio de dimensionar los pilares puente de relleno cementado, teniendo como resultado la colocación de estos pilares puente en los Niveles 3710 y 3640, con dimensiones de 5 a 6 m de ancho (recomendándose no sobrepasar estas dimensiones), por 4 m de altura el primero y 5 m de altura el segundo de los nombrados. La resistencia del relleno cementado debe ser de 10 MPa en ambos casos. La conformación de estos pilares artificiales, por un lado permitirá la explotación del mineral cuando se ingrese por debajo de dichos niveles y por otro lado servirá para mejorar la estabilidad global y local de la mina a medida que el minado progrese en profundidad.
- La altura de tajeo de 18 m (o banco de mineral de 10 m) considerada para los modelamientos realizados es razonable para esta etapa de evaluación. Debido a la profundidad a la que se halla el minado (altos esfuerzos) pretender adoptar alturas de tajeos mayores involucra exponer superficies rocosas más grandes y por lo tanto producir mayor perturbación a la masa rocosa con la consiguiente inestabilidad potencial de los tajeos. Por otro lado, mientras se gane experiencia suficiente en el método de minado subniveles con taladros largos, no es recomendable que el ancho de los tajeos sobrepase los 8 m. Más adelante, a la luz de los resultados obtenidos se podrá aumentar el ancho de los tajeos o incluso variar la altura de los mismos.
- Al haber indicado los modelamientos realizados la necesidad de utilizar relleno en los tajeos, nace la posibilidad de que el método de minado “banqueo y relleno” (Bench& Fill) sea el candidato con mayor opción a ser adoptado para el minado de la Veta Gina Socorro.

Otro aspecto importante que hay que tener en cuenta cuando se realiza este tipo de minado y más aún en las condiciones de gran profundidad en la que se halla la explotación de la veta Gina Socorro es la velocidad del minado. Hay que procurar mantener el menor tiempo posible de excavaciones abiertas para favorecer a la estabilidad de las mismas, esto se puede lograr con una adecuada planificación sobre todo en el tema de la disponibilidad del relleno detrítico.

En el presenta plano se ejemplifica la forma en la que se realiza la distribución de las áreas donde se realizan los surcos para muestreo, de los cuales tras realizar los procesos correspondientes se obtiene las leyes.



Anexo 12. Estudio de la veta

El estudio de la veta Gina-Socorro fue realizado por la empresa DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en Minería y Obras Civiles, y presentado en el informe “*Evaluación geomecánica del minado de profundización*”, ubicado en el punto 3 del informe interno de la minera.

<p>COMPañÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. Evaluación Geomecánica del Minado de Profundización de Mina Uchucchacua</p>	<p>Enero 18, 2016</p>
<p>3. MINA UCHUCCHACUA</p>	
<p>3.1 Ubicación, acceso y clima</p>	
<p>La Mina Uchucchacua se ubica en la vertiente occidental de los andes, en el área del distrito y provincia de Oyón del departamento de Lima, en un rango de altitud entre los 4300 a 5000 msnm. Se ubica aproximadamente en las coordenadas 10° 36' 34" Latitud Sur, 76° 59' 56" Longitud Oeste. Ver Mapa de Ubicación en el Anexo I.</p>	
<p>La vía de acceso principal es por la ciudad de Huacho, tramo Lima-Huacho de 152 km (asfaltado), Huacho-Sayán de 45 km (asfaltado), Sayán - Churín de 62 km (con un tramo corto afirmado), y Churín - Oyón (asfaltado) - Uchucchacua (afirmado) de 63 km, totalizando 322 km. Otro acceso alternativo es el que une Lima-La Oroya-Cerro de Pasco de 320 km (asfaltado) y Cerro de Pasco-Uchucchacua de 70 km (afirmado), totalizando 390 km.</p>	
<p>El clima es frío y seco entre los meses de Abril a Diciembre, tornándose lluvioso de Enero a Marzo con disminución del frío. La vegetación en el área es escasa y está formada mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados. La fauna en la región es caracterizada por la presencia de llamas, vizcachas y lagartijas principalmente.</p>	
<p>3.2 Marco geológico</p>	
<p>3.2.1 Geomorfología</p>	
<p>El área es montañosa, este presenta una longitud aproximada de 35 km por un ancho de 12 a 15 km, formando una topografía abrupta (sobresaliendo unos 700m sobre el relieve adyacente). Está conformada por valles profundos, altiplanicies, colinas y cumbres de montaña que alcanzan elevaciones que superan los 5000 msnm. También se aprecia rasgos del efecto glacial en la zona como: circos glaciares, arêtes, lagos sub glaciarios, till y depósitos glaciarios morrénicos, evidencia del trayecto de las lenguas glaciares y artesas.</p>	
<p>3.2.2 Geología regional</p>	
<p>Las rocas predominantes corresponden a sedimentarias del cretáceo, sobre ellas se tiene a los volcánicos terciarios, e intruyendo a las anteriores se observan rocas intrusivas. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrénicos. Ver Anexo I.</p>	
<p>En la zona tuvo lugar un tectonismo intenso a moderado que ha dado lugar en las capas sedimentarias a la formación de anticlinales, plegamientos, sobreescurrecimientos, fallas, etc, así como el emplazamiento de cuerpos ígneos asociados a la Orogenia Andina a la que se</p>	
<p>DCR Ingenieros S.R.Ltda.</p>	<p>Página 15</p>

han sumado los efectos del posterior emplazamiento del batolito y el movimiento epigénico de los Andes.

Las capas sedimentarias muestran varios plegamientos en forma de anticlinales sub paralelos con diferentes persistencias y con una orientación promedio N10°-20°W. De manera similar se observan sobre-escurrimientos sub-paralelos de orientación N10°-20°W. Hacia el flanco NE se observan derrames volcánicos Calipuy dacíticos del terciario. La litología predominante son las calizas de la Formación Jumasha y las calizas y lutitas de la Formación Celendín, siendo flanqueados por el W por capas de las Formaciones Santa y Carhuáz y por el E por capas de la Formación Carhuáz y depósitos cuaternarios aluviales. También se aprecian sistemas de fallamiento con orientación dentro del rango NE a E-W.

3.2.3 Estratigrafía

Se describe a continuación las formaciones rocosas de la más antigua a la más reciente:

Grupo Goyllarisquisga

Se aprecia estas rocas sedimentarias entre la laguna Patón y Chacua, al NW y SE de este centro minero, ocupando algo más del 50 % del área observada. Está compuesta por las Formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat. Ver Anexo 1.

– Formación Oyón (Ki-o)

Compuesta por una intercalación de lutitas gris oscuras, areniscas y capas carbonosas antracíticas muy disturbadas. Se reconoce una potencia de 400 m aflorando al NW de Oyón. Se le asigna al Valanginiano.

– Formación Chimu (Ki-ch)

Compuesta por cuarcitas blancas con una porción superior de calizas con capas arcillosas y lechos carbonosos. Tiene una potencia de 400 a 600 m, se le observa a lo largo del eje del anticlinal de Patón. Se le ubica en el Valanginiano.

– Formación Santa (Ki-sa)

Compuesta por una serie de 120 m de calizas, lutitas azul grisáceas, y ocasionales nódulos de chert. Aflora al Oeste y Norte de la laguna Patón. Se le considera del Valanginiano.

– Formación Carhuaz (Ki-ca)

Compuesta por una intercalación de areniscas finas y lutitas marrón amarillento y una capa superior de arenisca de grano fino y color rojo brillante. Su potencia es de 600 m y su edad corresponde al Valanginiano Superior a Barremiano. Aflora en el flanco Oeste del anticlinal de Patón.

– **Formación Farrat (Ki-f)**

Compuesta por areniscas blancas con estratificaciones cruzadas, 20 á 50 m de espesor; aflora al Nor-oeste de la laguna Patón. Pertenece al Aptiano.

Grupo Machay

Este grupo de rocas sedimentarias está constituido por las Formaciones Pariahuanca, Chulec y Pariatambo.

– **Formación Pariahuanca (Ki-Ph)**

Compuesta por calizas grises de 50 m de espesor. Afloran al Nor-oeste de la laguna Patón. Se le asigna al Aptiano Superior.

– **Formación Chulec (Ki-Ch)**

Compuesta por un paquete de margas, lutitas y calizas de 200 m de espesor. Aflora al Nor-oeste de Patón. Se le ubica en el Albiano Inferior.

– **Formación Pariatambo (Ki-Pt)**

Compuesta por lutitas negras carbonosas y calizas bituminosas plegadas. Tiene una potencia de 50 m y hacia el techo existe una alternancia con bancos delgados de sílex. Afloran al Oeste y Nor-oeste de Patón. Su edad es del Albiano Medio.

Formación Jumasha (Ks-j)

Secuencia de calizas gris claro en superficie intemperizada y gris oscuro en fractura fresca. Constituye la mayor unidad calcárea de los Andes Centrales de Perú. Se le subdivide en tres miembros limitados por bancos finos de calizas margosas beige: Inferior, Medio y Superior.

– **Miembro Jumasha Inferior (J-i)**

Alternancia de calizas nodulosas con sílex y calizas margosas que alcanzan los 570 m de potencia. Se le ubica en el Albiano Superior-Turoniano.

– **Miembro Jumasha Medio (J-m)**

Calizas grises alternadas con calizas nodulosas y algunos horizontes margosos. Se le estima 485 m de grosor y se le asigna al Turoniano.

– **Miembro Jumasha Superior (J-m)**

Calizas de grano fino con base de esquistos carbonosos, coronados por calizas margosas. Potencia estimada 405 m y ubicado en el Turoniano Superior. Es el techo del Jumasha.

Formación Celendín (Ks-c)

Es una intercalación de calizas margosas, margas blancas y lutitas calcáreas nodulares de color marrón, que sobreyacen concordantemente al Jumasha. Se ha diferenciado dos miembros ubicados entre el Coniaciano y Santoniano: Inferior y Superior.

– Miembro Celendín Inferior (C-i)

Compuesta por calizas margosas amarillentas intercaladas con lutitas calcáreas de un grosor de 100 m que en la base se muestran finamente estratificadas. Aflora flanqueando al anticlinal de Cachipampa, al Oeste y Este de Uchucchacua.

– Miembro Celendín Superior (C-s)

Compuesta por lutitas y margas marrón grisáceo de 120 m de potencia. Aflora flanqueando al anticlinal de Cachipampa, al Oeste y Este de Uchucchacua.

Formación Casapalca (Kti-ca)

Sobreyace ligeramente discordante sobre el Celendín y está constituido por lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, con ocasionales horizontes lenticulares de calizas grises. Se le estima una potencia de 1,000 m y su edad probable es Post-Santoniano.

Rocas Volcánicas**– Volcánicos Calipuy (Ti-Vca)**

Descansa discordantemente sobre la Formación Casapalca, está compuesto por derrames andesíticos y piroclásticos de edad Terciaria. Su espesor es estimado en 500 m y se aprecia al Norte de la zona de Uchucchacua.

Rocas Intrusivas

Compuestas por pórfidos de dacita que forman pequeños stocks de hasta 30 m de diámetro. También se tiene diques y apófisis de dacita distribuidos irregularmente en el flanco occidental del valle, afectando a las calizas Jumasha-Celendín principalmente en las áreas de Carmen, Socorro, Casualidad y Plomopampa.

Cuaternarios**Depósitos Morrénicos (Q-mo)**

Conformados por un conjunto pobremente clasificado de cantos grandes en matriz de grano grueso a fino, se encuentra cubriendo de manera extensa las capas rojas en Cachipampa.

Depósitos Aluviales (Q-al)

Compuesto por escombros de ladera, flujos de barro, aluviales de río. La naturaleza de estos elementos es la misma de las unidades de roca circundante.

3.2.4 Geología local

Está conformada principalmente por rocas sedimentarias calizas de la Formación Jumasha y Celendín, con distintas gradaciones entre ellas calizas fosilíferas y/o mayor contenido orgánico, con presencia de estructuras marcadas producto del tectonismo formando pliegues erosionados, de orientación NW-SE, que muestran rasgos correspondientes a una actividad glaciaria que ha generado la morfología actual. También se tienen estructuras mineralizadas de origen hidrotermal tipo vetas rosario y en algunos casos han dado lugar a la formación de cuerpos mineralizados, con orientación NE-SW y otras E-W, con diferentes persistencias, profundidades y potencias. También se aprecian fallas de orientaciones similares a las estructuras mineralizadas como la Falla Socorro.

3.2.5 Geología estructural

Los principales rasgos estructurales comprenden a pliegues, sobre-escurrimientos, fallas y fracturamiento. Ver Anexo I.

Pliegues

Se tienen los anticlinales de Cachipampa, Pacush y Patón formando por sedimentos cretácicos, en una orientación NW-SE, inclinados hacia su flanco occidental.

Sobre-escurrimientos

Se tiene el sobre-escurrimiento de Colquicocha, que pone a “cabalgar” a la formación Jumasha sobre la formación Celendín. Hacia el NW, el sobre-escurrimiento Mancacuta que pliega a la formación Chimú sobre las margas Celendín.

Fallas

El área ha sido afectado por numerosas fallas en diversas etapas. A nivel regional, se observa que las fallas de mayor magnitud son transversales al plegamiento y se desplazan en ese sentido, aunque también los movimientos verticales son importantes. Las fallas principales presentes son Falla Puntachaca NS / 78°E, Falla Uchucchacua N30°E / 80°NW, Falla Cachipampa N55°E / 85°NW, Falla Socorro N40°E / 82°NW, Falla Mancacuta N45°E / 85°NW, Falla Rosa S80°E / 80°SW (sinextral), Falla Socorro 1 N85°W / 60°NE, Falla Andrea EW / 83°S y la Falla Sandra EW / 80°N.

La UEA Uchucchacua presentan 4 sistemas de fallas importantes: primer sistema de N a S con buzamiento 78° E, segundo sistema de N 30°- 60° E, con buzamiento 82°NW, tercer sistema de E a W con buzamiento 83°S y cuarto sistema de N 80°- 85° W con buzamiento 70°NE. Estos sistemas incluyen las fallas principales y tensionales portadoras de la mineralización y sistemas de diaclasas propios del fracturamiento de los paquetes de estratos de caliza. Estos sistemas de fallamiento de acuerdo a las zonas de explotación pueden ser agrupados del siguiente modo:

Mina Socorro

Falla Gina-Socorro N74°W / 16°NE, Eliana Norte N40°W / 16°SE, Regina N64°E / 20°NW, Veta Deissy N80°W / 75°NE y Giovana-Norte N40°E / 85°NW.

Mina Huantajalla-Casualidad

Falla Casualidad N37°W / 85°NE, Veta Ramal 3A N60°W / 60°SW, Veta Mariana N80°E / 70°SE, Veta Sarita N73°W / 75°SW, Veta Sarita Tensional S63°W / 75°NW.

Fracturamiento

Localmente, se ha determinado tres sistemas de fracturas. El primero tiene rumbo NE-SW, predominante en las zonas de Socorro y Casualidad. El segundo, en Carmen, de rumbo E-W. El tercer sistema de fracturas se encuentra indistintamente en las tres zonas, con rumbo NW-SE.

3.2.6 Geología económica

Uchucchacua es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), las cuales también fueron canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que finalmente formaron cuerpos de mineral. La presencia de intrusivos ácidos como pequeños stocks y diques, sugieren la posible existencia de concentraciones u ore bodies de mineral del tipo de metasomatismo de contacto especialmente de zinc.

La mineralización económica es básicamente de plata, como subproducto se extrae zinc, se observa además una amplia gama de minerales de ganga muchos de rara naturaleza. Las estructuras se emplazan en rocas calcáreas del cretácico superior y son de diversa magnitud, asociadas a ellas se encuentran cuerpos de reemplazamiento irregulares y discontinuos. En la zona de Casualidad y Socorro SW hay evidencia de skarn mineralizado.

El área mineralizada se encuentra en un perímetro de 4 km x 1.5 km y para efectos de operación se le ha dividido la mina en tres zonas: Socorro, Carmen y Huantajalla.

En relación a las alteraciones principales se aprecian marmolización, granatización y silicificación.

Los minerales de mena son: galena, proustita, argentita, pirargirita, plata nativa, esfalerita, marmatita, jamesonita, polibasita, boulangerita, chalcopirita, covelita, jalpaita, estromeyerita, golfeldita. Según estudio de BISA (Noviembre 2011), se han reportado nuevas especies de minerales de plata, como: diaforita, pearceita, freibergita, miargirita, uchucchacuita, smithita, tetrahedrita, pirquitasita, canfieldita, freieslebenita.

Los minerales de ganga son: pirita, alabandita, rodocrosita, calcita, pirrotita, fluorita, psilomelano, pirolusita, johansonita, bustamita, arsenopirita, marcasita, magnetita, estibina, cuarzo, oropimente, rejalgá, benavidesita, tefroita y yeso.

La mineralización se da en las siguientes formas:

Relleno de Fracturas

Rellenadas por las soluciones hidrotermales toman la configuración en rosario. El relleno mineralógico es mayormente de sulfuros tales como galena, blenda, pirita, plata roja, alabandita, también calcita, rodocrosita, en menor cantidad presentan silicato.

La mineralización se dispone en bolsanadas de diversa longitud con zonas de ensanchamiento y adelgazamiento en los bordes, en algunos casos son filones de fisura de muy limitada extensión.

Reemplazamiento Metasomático

Este proceso ha sido favorecido por las calizas del Jumasha Medio e Inferior como cajas de las fracturas en Chacua, dando lugar al reemplazamiento por sulfuros y silicatos de metales económicos como plata y zinc, formando cuerpos irregulares muy relacionados a las vetas, con dimensiones entre 30 a 140 m de longitud, alrededor de 150 m de altura y de 4 a 30 m de ancho. En profundidad el reemplazamiento es mucho más irregular y tienden a ser controlados por planos de estratificación.

Metasomatismo de Contacto

La presencia de intrusivos en el distrito minero determina la existencia de skarn en sus dos tipos, endoskarn y exoskarn mineralizados predominantemente con blenda oscura, chalcopirita y galena argentífera de grano grueso que se disemina con granate del tipo grosularia.

Con respecto a las estructuras mineralizadas económicas se tienen sistemas de vetas bien definidos y cuerpos. Hay tres sistemas de vetas. Sistema NW-SE, predomina mayormente en el área de Socorro, a esta pertenece las vetas Camucha, Lucero, Dora, V-3, Doris, Socorro 1 y se encuentran limitados entre las fallas Uchucchacua y Cachipampa. Sistema E-W, el cual parece estar controlando el fracturamiento NW-SE y NE-SW; estas vetas tienen rumbos entre N80°E a E-W y buzamientos que tienden a ser verticales, sus zonas de oxidación profundizan considerablemente, pasando a veces los 300 m; las vetas de este sistema son: Rosa, Sandra, Rosa 2, Consuelo, Karla, Silvana, etc. El sistema NE-SW, es al parecer el sistema dominante sobre todo al Sur de la zona de producción, a este sistema pertenecen las vetas Luz, Casualidad 1, 2, Victoria, Claudias, Plomopampa 1, 2 y sistema Huantajalla.

Se tienen cuerpos de reemplazamiento metasomático en la Mina Carmen (relacionados a inflexiones de veta de formas irregulares, más extendidos verticalmente que horizontalmente, su característica principal es la presencia de los silicatos de manganeso con importante cantidad de platas rojas. También se presentan en la mina Socorro donde predominan los carbonatos como matriz (calcita rodocrosita), fina diseminación de pirita, galena, esfalerita, platas rojas y no se observan silicatos de manganeso.

Veta Gina Socorro

Esta es la estructura mineralizada que motiva el presente estudio, esta estructura está formada por el relleno mineral de fracturas tipo rosario de rumbo N35°-45°E y buzamiento subvertical, con potencias que varían de 1.0 a 4.5m y en algunos tramos o inflexiones se presenta la formación de cuerpos de 4 hasta 16 m de potencia y en forma localizada la potencia puede alcanzar los 22 m (ver Figura 3.1). La longitud reconocida desarrollada alcanza aproximadamente 1 km y con una amplitud vertical desarrollada de 300 m aproximadamente, apreciándose acompañada de estructuras satélites o ramales sub paralelos, los que también presentan un comportamiento tipo rosario pero cuyas longitudes no logran alcanzar más de 200 m en promedio con algunas excepciones mayores como la estructura Lilia. La composición mineralógica está compuesta principalmente por esfalerita, galena, marmatita, alabandita, platas rojas, pirita y calcita.

3.3 Minado subterráneo

El método de explotación principal utilizado por muchos años en Mina Uchucchacua es el “corte y relleno ascendente” en sus modalidades mecanizado y convencional, con relleno detrítico e hidráulico y voladura en realce. En la explotación de cuerpos mineralizados irregulares este método fue combinado con el uso de pilares, resultando en “corte y relleno con pilares” o lo que es lo mismo “cámaras y pilares con relleno” (post room & pillar

mining). En ambas modalidades señaladas es importante el sostenimiento de la bóveda y hastiales mediante la aplicación de la combinación pernos – malla – shotcrete.

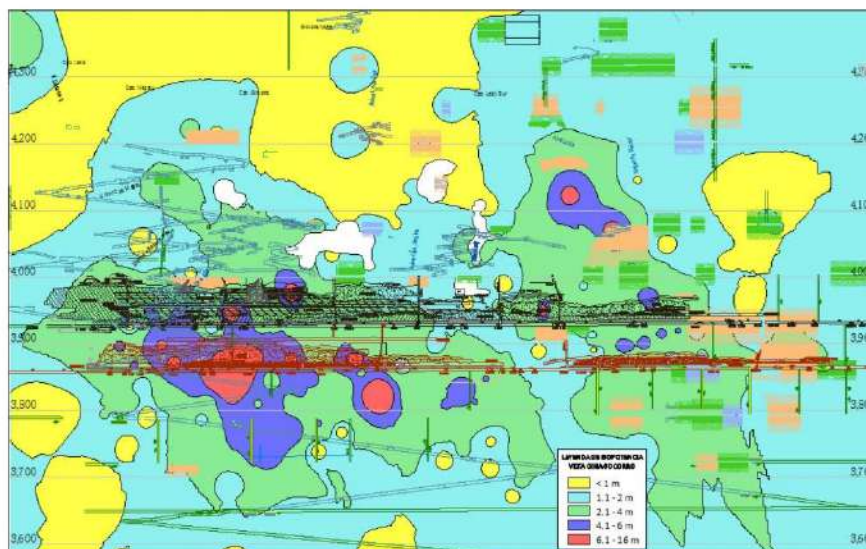


Figura 3.1: Isocontornos de potencias de la estructura mineralizada Gina Socorro.

En el año 2014 el Ing. David Córdova en su calidad de Asesor de Mina Uchucchacua realizó el diseño geomecánico del método de minado subniveles con taladros largos del Tajeo 775 del Cuerpo Magaly, diseño este que fue llevado a la práctica habiéndose piloteado este método de minado. Los principales problemas encontrados en aquella oportunidad fueron las inestabilidades potenciales de la masa rocosa involucrada y los contornos irregulares de la mineralización que no permitían controlar adecuadamente la dilución y recuperación del mineral.

Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. tiene planes de aumentar la producción de su Mina Uchucchacua para lo cual viene evaluando la posibilidad de ir al minado masivo de la Veta Gina Socorro, que es la estructura mineralizada más importante de esta mina. El minado masivo podría ser factible en este caso implementando el método de minado subniveles con taladros largos. Para evaluar la posibilidad del minado masivo utilizando el método de minado subniveles con taladros largos, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. ha contratado los servicios de la empresa especializada DCR Ingenieros S.R.Ltda., quien presenta en este documento el informe técnico de la evaluación realizada.

Anexo 13. Detalle del costo de operaciones mineras

a. Costos del método Bench and Fill

Cálculo del costo de producción

Para estimar el costo de producción primero se determina el costo de operación mina, seguido a este costo se le suma los costos fijos.

Costo de Producción = Costo de Operación Mina + Costos Fijos.

Costo de operación Mina (US\$/TM)

Para determinar el costo de operación mina se considera el gasto desde la preparación del bloque de mineral para la explotación de la tajea hasta la puesta en planta para su tratamiento. A continuación, se desarrolla el costo de operación mina para el método de taladros largos (*Bench and Fill*) considerando los costos unitarios referidos a mano de obra, herramientas, accesorios de perforación, materiales e insumas para la voladura, sostenimiento, costo de transporte minaplanta y servicios.

Costo de excavaciones de taladros largos

En la tabla 26 se observa el desglose de los costos asociados al trabajo de excavaciones.

Tabla 26. Costo de excavaciones método Bench and Fill

ÍTEM	PROCESO/ ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
					US\$	US\$/t
1	EXCAVACIONES (Desarrollos/Preparaciones)				1,197,921	8.91
	Ejecución de Labores mineras	Contratista	2,475	m.	959,733	7.13
	Abastecimiento de Explosivos	Compañía	2,475	m.	238,188	1.77

Fuente: Veta Gina Socorro

- Costo de sostenimiento de las excavaciones

En la tabla 27 se observa el desglose de los costos de sostenimiento de las excavaciones.

Tabla 27. Costos de sostenimiento de las excavaciones método Bench and Fill

M	PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
					US\$	US\$/t
SOSTENIMIENTO DE LAS EXCAVACIONES					768,676	5.71
	Preparación shotcrete	Compañía	2,181	m ³	52,068	0.39
	Aplicación de Shotcrete	Contratista	26,173	m ²	577,907	4.3
	Abastecimiento de Pernos split set 7'	Compañía	10,449	und	61,461	0.46
	Abastecimiento de Malla electro soldada	Compañía	436	und	3,540	0.03
	Instalación de Perno más malla	Contratista	10,449	p+m	73,698	0.55

Fuente: Veta Gina Socorro

- Costo de traslado del desmonte de las excavaciones

En la tabla 28 se observa el desglose de los costos.

Tabla 28. Costos de traslado del desmonte de la excavaciones del método Bench and Fill

M	PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
					US\$	US\$/t
TRASLADO DEL DESMONTE DE LAS EXCAVACIONES					738,397	5.49
	Carguío a dumper	Contratista	94,502	t	36,100	0.27
	Traslado con Dumper	Contratista	94,502	t	572,247	4.25
	Transporte con Locomotora	Contratista	94,502	t	30,822	0.23
	Mantenimiento de Locomotora	Compañía	94,502	t	23,626	0.18
	Izaje con Pique	Compañía	94,502	t	75,602	0.56

Fuente: Veta Gina Socorro

- Costo de preparación

Tras calcular el costo por tonelada de las operaciones de excavaciones, sostenimiento y traslado de desmonte de las excavaciones, se puede determinar que el costo de desarrollo y preparación del método bench and fill es de US\$ 20.11 por tonelada.

- Costo de explotación de tajo

En la tabla 29 se observa el desglose de los costos de explotación de tajo.

Tabla 29. Costos de explotación de tajo del método Bench and Fill

ÍTEM	PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
					US\$	US\$/t
4	EXPLOTACIÓN DE TAJO				653,447	4.86
	Perforación	Contratista	136,866	t	376,849	2.8
	Voladura	Contratista	136,866	t	72,126	0.54
	Explosivos y Accesorios	Contratista	136,866	t	158,729	1.18
	Limpieza	Contratista	136,866	t	45,743	0.34

Fuente: Veta Gina Socorro

- Costo de transporte de mineral del tajo

En la tabla 30 se observa el desglose de los costos de transporte de mineral del tajo.

Tabla 30. Costos de transporte de mineral del tajo del método Bench and Fill

M	PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
					US\$	US\$/t
	TRANSPORTE DE MINERAL DEL TAJO				1,356,618	10.08
	Carguio a dumper	Contratista	136,866	t	52,283	0.39
	Traslado con Dumper	Contratista	136,866	t	1,105,037	8.21
	Transporte con Locomotora	Contratista	136,866	t	44,639	0.33
	Mantenimiento de Locomotora	Compañía	136,866	t	34,217	0.25
	Izaje con Pique	Compañía	136,866	t	120,442	0.9

Fuente: Veta Gina Socorro

- Costo del relleno del tajo

En la tabla 31 se observa el desglose de los costos del relleno del tajo.

Tabla 31. Costo del relleno del tajo del método Bench and fill

EM	PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
					US\$	US\$/t
6	RELLENO DEL TAJO				387,219	2.88
	Traslado con Dumper	Contratista	80,712	t	325,828	2.42
	Acarreo con scoop	Contratista	80,712	t	61,391	0.46

Fuente: Veta Gina Socorro

- Costo de producción

Tras calcular el costo por tonelada de las operaciones de explotación, transporte de mineral del tajo y relleno del tajo, se puede determinar que el costo de explotación del método Bench and Fill es de US\$ 17.82 por tonelada.

- Costo de mina

En la tabla 32 se observa el desglose de los costos de mina.

Tabla 32. Costos directos de mina

ÍTEM	PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	COSTOS	
			US\$	US\$/t
	Mantenimiento Mina			1.95
	Servicios Mina			2.06
	Supervisión y Administración Mina			0.75

Fuente: Veta Gina Socorro

- Costo indirecto

En la tabla 33 se observa el desglose de los costos indirectos.

Tabla 33. Costos indirectos de mina

ÍTEM	PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	COSTOS	
			US\$	US\$/t
	Costo de Prospección y Exploración			7.5
7	Costo de Planta			12
8	Costo de Servicios			25

Fuente: Veta Gina Socorro

- Resumen de costos unitarios del método Bench and Fill

En la tabla 34 se observa el desglose de los costos asociados al método de minado Bench and Fill, teniendo la figura 21 con la cual se observa una manera rápida como se encuentran distribuidos estos costos.

Tabla 34. Costo unitario US\$/TM método Bench and Fill

Costos Unitarios	US\$/TM	% de participación
Costo de excavaciones	\$ 8.91	10%
Costos de sostenimiento de las excavaciones	\$ 5.71	7%
Costos de traslado del desmonte de las excavaciones	\$ 5.49	6%
Costo total de desarrollo y preparación (US\$/tn)	\$ 20.11	23%
Costo de explotación de tajo	\$ 4.86	6%
Costo de transporte de mineral del tajo	\$ 10.08	12%
Costo del relleno del tajo	\$ 2.88	3%
Costo total de explotación (US\$/TM)	\$ 17.82	20%
Costo directos de mina (US\$/TM)	\$ 4.76	5%
Costo indirecto (US\$/TM)	\$ 44.50	51%
Total	\$ 87.19	100%

Fuente: Veta Gina Socorro

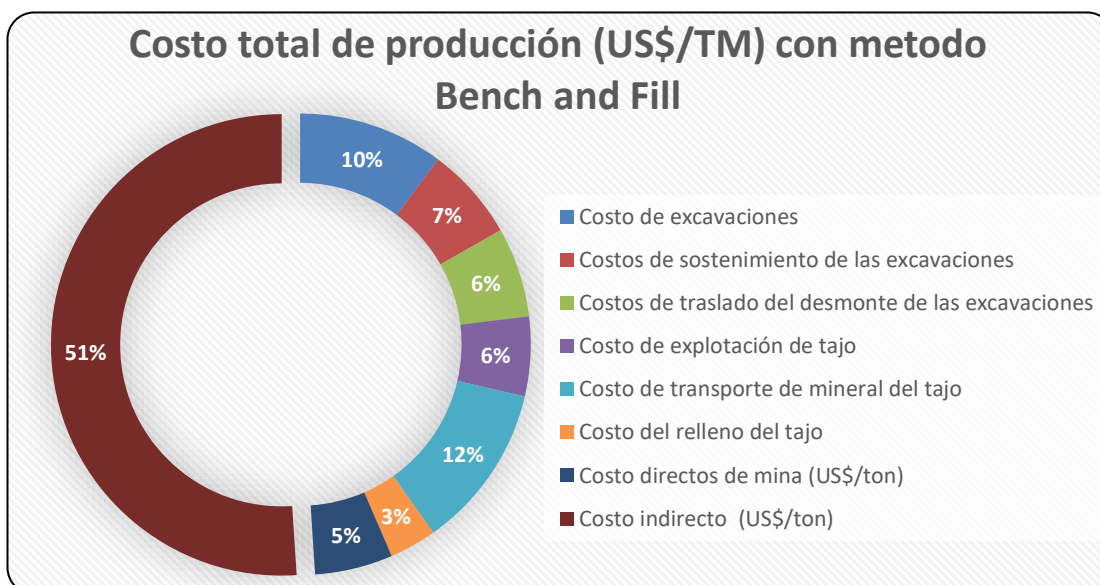


Figura 22. Costo total de producción (US\$/TM) con método Bench and Fill

Fuente: Compañía Veta Gina Socorro - minera Buenaventura

- Costo de operación Corto y relleno Ascendente

De la misma manera que se obtuvo el costo de operación para el método Bench and Fill, se determinó para el método de corte y relleno Ascendente. En la tabla 35 se detalla el estudio del método de corte y relleno, cuyo resultado es: Costo total de producción (US\$/TM) = 119.58 US\$/TM

b. Costos del método Cut and Fill

En la tabla 35 se observa el costo total del método cut and fill.

Tabla 35. Costo total del método Cut and Fill (Corte y relleno ascendente)

PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
				US\$	US\$/t (CRA)
OPERACIONES (Desarrollos/Preparaciones)				1,197,921	23.15
Alquiler de Labores mineras	Contratista	2,475	m.	959,733	18.55
Alquiler de Explosivos	Compañía	2,475	m.	238,188	4.6
OPERACIONES DE LAS EXCAVACIONES				768,676	14.86
Alquiler shotcrete	Compañía	2,181	m ³	52,068	1.01
Alquiler de Shotcrete	Contratista	26,173	m ²	577,907	11.17
Alquiler de Pernos split set 7'	Compañía	10,449	Und	61,461	1.19
Alquiler de Malla electrosoldada	Compañía	436	Und	3,540	0.07
Alquiler de Perno más malla	Contratista	10,449	p+m	73,698	1.42
OPERACIONES DEL DESMONTE DE LAS EXCAVACIONES				738,397	14.27
Alquiler dumper	Contratista	94,502	t	36,100	0.7
Alquiler con Dumper	Contratista	94,502	t	572,247	11.06
Alquiler con Locomotora Nv 3990	Contratista	94,502	t	30,822	0.6
Alquiler de Locomotora	Compañía	94,502	t	23,626	0.46
Pique	Compañía	94,502	t	75,602	1.46
TOTAL DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN (US\$/t)				2,704,994	52.28
PROCESO/ACTIVIDAD	RESPONS	CANTIDAD	UNIDAD	COSTOS	
				US\$	US\$/t (CRA)
OPERACIONES DE LA EXCAVACIÓN				653,447	4.86
Alquiler de Taladro	Contratista	136,866	t	376,849	3.05
Alquiler de Taladro	Contratista	136,866	t	72,126	0.58
Alquiler de Herramientas y Accesorios	Contratista	136,866	t	158,729	1.29
Alquiler de Herramientas y Accesorios	Contratista	136,866	t	45,743	0.37
OPERACIONES DE LA EXCAVACIÓN DE MINERAL DEL TAJO				1,356,618	10.04
Alquiler dumper	Contratista	136,866	t	52,283	0.42
Alquiler con Dumper	Contratista	136,866	t	1,105,037	8.95
Alquiler con Locomotora Nv 3850	Contratista	136,866	t	44,639	0.36
Alquiler de Locomotora	Compañía	136,866	t	34,217	0.28
Pique	Compañía	136,866	t	120,442	0.98
OPERACIONES DEL TAJO				387,219	3.14
Alquiler con Dumper	Contratista	80,712	t	325,828	2.64
Alquiler con scoop	Contratista	80,712	t	61,391	0.5
TOTAL DE EXPLOTACIÓN (US\$/t)				2,397,284	18.04
TOTAL DE PRODUCCIÓN (US\$/t)					70.32
Alquiler de Mina					1.95
Alquiler de Mina					2.06
Alquiler de Mina y Administración Mina					0.75
TOTAL DE MINA (US\$/t)					75.08
Prospección y Exploración					7.5
Planta					12
Servicios					25
TOTAL (US\$/t)					119.58

Fuente: Veta Gina Socorro

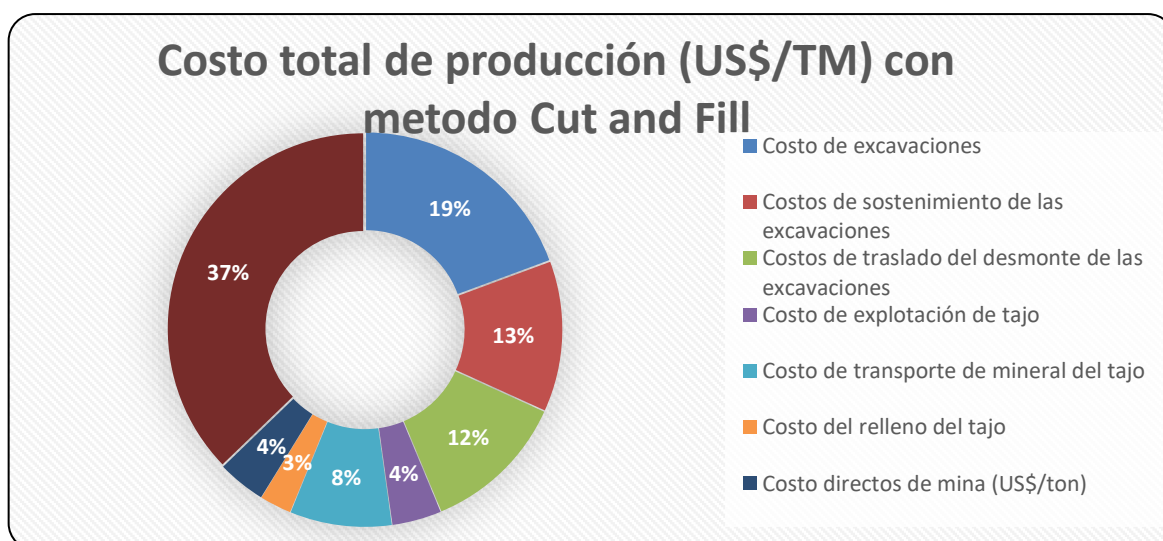


Figura 23. Costo total de producción (US\$/TM) con método Cut and Fill

Fuente: Veta Gina Socorro

Teniendo determinado para ambos métodos se presentan la comparación de los costos entre ambos métodos teniendo una diferencia de US\$ 32.00 por tonelada.

Comparativo de costos de ambos métodos

En la tabla 36 se observa el comparativo de los costos de ambos métodos de minado.

Tabla 36. Comparativo de costos de ambos métodos de minado

Costos Unitarios	Métodos (US\$/TM)		Diferencia entre métodos (US\$/TM)
	Bench and Fill	Cut and Fill	
Costo de excavaciones	\$ 8.91	\$ 23.15	\$ 14.25
Costos de sostenimiento de las excavaciones	\$ 5.71	\$ 14.86	\$ 9.14
Costos de traslado del desmante de las excavaciones	\$ 5.49	\$ 14.27	\$ 8.78
Costo de explotación de tajo	\$ 4.86	\$ 4.86	\$ 0.00
Costo de transporte de mineral del tajo	\$ 10.08	\$ 10.04	\$ -0.04
Costo del relleno del tajo	\$ 2.88	\$ 3.14	\$ 0.26
Costo directos de mina (US\$/TM)	\$ 4.76	\$ 4.76	\$ 0.00
Costo indirecto (US\$/TM)	\$ 44.50	\$ 44.50	\$ 0.00
Costo total de producción (US\$/TM)	\$ 87.19	\$ 119.58	\$ 32.39

Fuente: Veta Gina Socorro

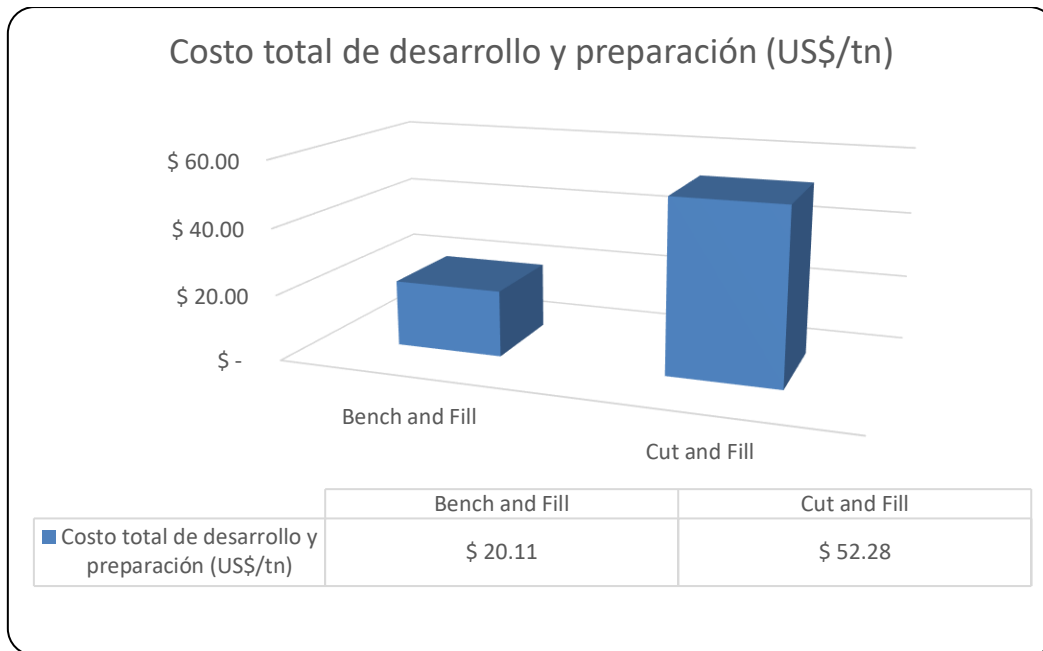


Figura 24. Comparativo de costo de desarrollo y preparación (US\$/TM)

Fuente: Veta Gina Socorro

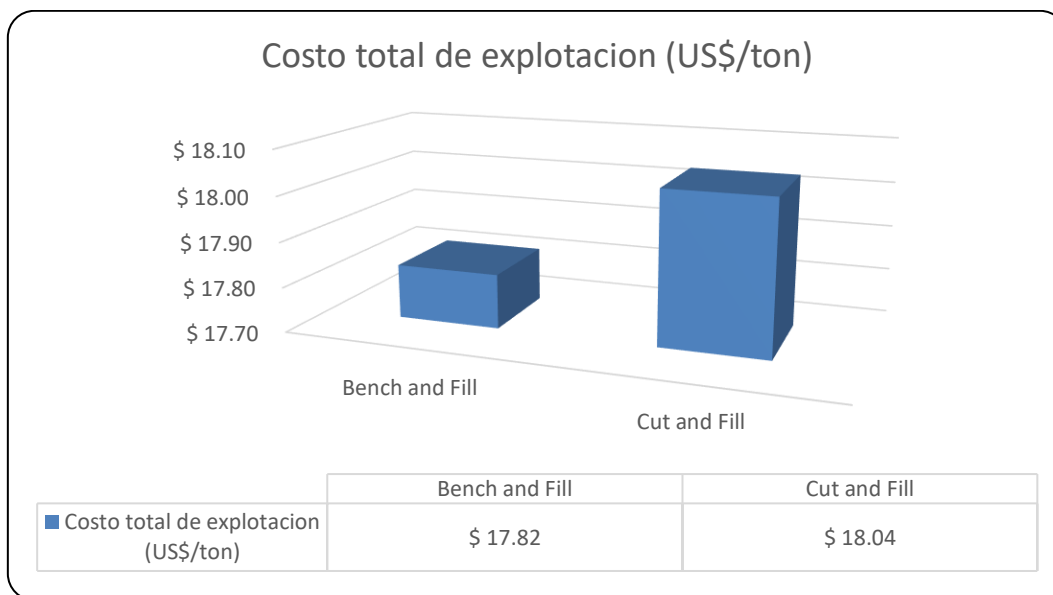


Figura 25. Comparativo de costo de explotación de los métodos de minado (US\$/TM)

Fuente: Veta Gina Socorro

Anexo 14. Detalle del tiempo del método de minado

La información correspondiente al cálculo de los tiempos del método de minado se extrajo de conglomerado de informes de “*Resultados del control de estudio de tiempos*”, siendo estos los siguientes:

Informes de control de estudio de tiempos – Método Cut and Fill 2018

- Informe – 01 – 2018 – C&F – Excavaciones
- Informe – 02 – 2018 – C&F – Sostenimiento
- Informe – 03 – 2018 – C&F – Traslado de desmonte
- Informe – 04 – 2018 – C&F – Explotación
- Informe – 05 – 2018 – C&F – Transporte del mineral
- Informe – 06 – 2018 – C&F – Relleno

Informes de control de estudio de tiempos – Método Bench and Fill 2018

- Informe – 01 – 2018 – B&F – Excavaciones
- Informe – 02 – 2018 – B&F – Sostenimiento
- Informe – 03 – 2018 – B&F – Traslado de desmonte
- Informe – 04 – 2018 – B&F – Explotación
- Informe – 05 – 2018 – B&F – Transporte del mineral
- Informe – 06 – 2018 – B&F – Relleno

Se adjuntara las tablas presentadas en el informe “*informe – 01 – B&F – Excavaciones*” con la finalidad de mostrar la forma de consolidación de la información.



**AREA DE MINAS
U.E.A UCHUCCHACUA C.M.B.S.A.A.**

Periodo:
17 / 01 / 2018 30 / 04 / 2018

Cuadro 3. Formato para el control de tiempos en el Jumbo N°03 NAUTILUS

JUMBO 03													
FECHA	TURNO	OPERADOR	NIVEL	LABOR	HORA			ACTIVIDAD	TIPO ACTIVIDAD	TALADROS PERFORADOS			
					INICIAL	FINAL	TOTAL			N° TALADROS	PIES	PIES PERFORADOS	M PERFORADOS
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	7.00	7.30	0.30	REPARTO DE GUARDIA	DEMORA OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	7.30	8.30	1.00	INGRESO DE PERSONAL	DEMORA OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	8.30	9.05	0.75	MANTENIMIENTO CORRECTIVO	DEMORA NO OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	9.05	9.20	0.15	POSICIONAMIENTO	DEMORA OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	9.05	9.20	0.15	INSTALACION DE SERVICIOS	DEMORA OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	9.20	10.05	0.85	PERFORACION	ACTIVIDAD OPERATIVA	59.5	1.2	71.4	21.76
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	10.05	10.50	0.45	PROBLEMAS DE VENTILACION	DEMORA NO OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	10.50	11.50	1.00	PERFORACION	ACTIVIDAD OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	11.50	13.30	1.80	ALMUERZO	DEMORA OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	13.30	15.00	1.70	PROBLEMAS GEOMECANICOS	DEMORA NO OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	15.00	16.30	1.30	PERFORACION	ACTIVIDAD OPERATIVA				
22/02/2017	DIA	ULPIANO	3710	0280 - 2	16.30	17.00	0.70	SALIDA DE PERSONAL	DEMORA OPERATIVA				
TOTAL							10.15			59.50		71.40	21.76



AREA DE MINAS
U.E.A UCHUCCHACUA C.M.B.S.A.A.

Periodo:
17 / 01 / 2018 30 / 04 / 2018

REPORTE DE PERFORACION DE JUMBO 03 NAUTILUS		
CODIGO	ACTIVIDADES OPERATIVAS	HORAS
101	PERFORACION	3.15
TOTAL		3.15

CODIGO	DEMORAS OPERATIVAS	HORAS
113	ALMUERZO	1.80
112	REPARTO DE GUARDIA	0.30
114	INGRESO DE PERSONAL	1.00
115	POSICIONAMIENTO	0.15
116	INSTALACION DE SERVICIOS	0.15
117	SALIDA DE PERSONAL	0.70
TOTAL		4.10

CODIGO	DEMORA NO OPERATIVAS	HORAS
133	PROBLEMAS DE VENTILACION	1.00
134	MANTENIMIENTO CORRECTIVO	0.75
135	PROBLEMAS GEOMECANICOS	1.30
TOTAL		3.05
TOTAL DE ACTIVIDADES		10.30

Cuadro 4. Distribución de tiempos (horas) de acuerdo a tipo de actividad.

Anexo 15. Detalle del cálculo de la dilución

El detalle del cálculo de dilución se extrajo del informe de cubicación 2018 de la empresa minera.

Se adjunta tablas de cálculo correspondientes al mes de Junio del año 2018.

CUBICACION - SOCORRO BAJO - JUNIO 2018										
	Tajo	Rotura Escáner (M3)	Mineral Modelo (M3)	Mineral Extraído (M3)	Desmante (M3)	Separación de desmante (M3)	Dilución	Recuperación	Mineral a Planta (M3)	TMH
MODELO	6610-2BC5	1,003.80	966.5	855.1	148.70	0.00	14.81%	88.47%	1081.91	0.9278
MODELO	6637-5	71	11.30	11.2	59.80	0.00	84.23%	99.12%	76.53	
STOPE	6652-1BC3	477.30	364.7	348.4	128.90	0.00	27.01%	95.53%	514.44	
STOPE	6980-3	428.3	368.80	262.7	165.60	0.00	38.66%	71.23%	461.63	
	TOTAL	1980.40	1711.30	1477.40	503.00	0.00	25.40%	86.33%	2134.51	
	873 S	426.5	No hay modelo							
	0									
	0									

**CUBICACIÓN
DETALLE**

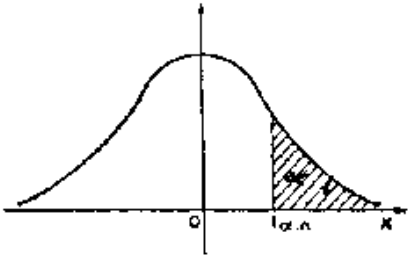
CUBICACION - SOCORRO BAJO - JUNIO 2018

Tajo	Rotura Escáner (TMS)	Mineral Modelo (TMS)	Mineral Extraído (TMS)	Desmante (TMS)	Separación de desmante (TMS)	Dilución	Recuperación	Mineral a Planta (TMH)
6610-2BC5	3,413	3,286	2,907	506	0	14.81%	88.47%	3,679
6637-5	241	38	38	203	0	84.23%	99.12%	260
6652-1BC3	1,623	1,240	1,185	438	0	27.01%	95.53%	1,749
6980-3	1,456	1,254	893	563	0	38.66%	71.23%	1,570
TOTAL	6,733	5,818	5,023	1,710	0	25.40%	86.33%	7,257

873 S	1,450
0	-
0	-

1,563

Anexo 16. Tabla de distribución t



$\alpha/2$ gl	0,40	0,30	0,20	0,10	0,050	0,025	0,010	0,005	0,001	0,0005
1	0,325	0,727	1,376	3,078	6,314	12,71	31,82	63,66	318,3	636,6
2	0,289	0,617	1,061	1,886	2,920	4,303	6,965	9,925	22,33	31,60
3	0,277	0,584	0,978	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	10,22	12,94
4	0,271	0,569	0,941	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	7,173	8,610
5	0,267	0,559	0,920	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	5,893	6,859
6	0,265	0,553	0,906	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,208	5,959
7	0,263	0,549	0,896	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	4,785	5,405
8	0,262	0,546	0,889	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	4,501	5,041
9	0,261	0,543	0,883	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,297	4,781
10	0,260	0,542	0,879	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,144	4,587
11	0,260	0,540	0,876	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,025	4,437
12	0,259	0,539	0,873	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	3,930	4,318
13	0,259	0,538	0,870	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	3,852	4,221
14	0,258	0,537	0,868	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	3,787	4,140
15	0,258	0,536	0,866	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	3,733	4,073
16	0,258	0,535	0,863	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	3,686	4,015
17	0,257	0,534	0,863	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,646	3,965
18	0,257	0,534	0,862	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,611	3,922
19	0,257	0,533	0,861	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,579	3,883
20	0,257	0,533	0,860	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,552	3,850
21	0,257	0,532	0,859	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,527	3,819
22	0,256	0,532	0,858	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,505	3,792
23	0,256	0,532	0,858	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,485	3,767
24	0,256	0,531	0,857	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,467	3,745
25	0,256	0,531	0,856	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,450	3,725
26	0,256	0,531	0,856	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,435	3,707
27	0,256	0,531	0,855	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,421	3,690
28	0,256	0,530	0,855	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,408	3,674
29	0,256	0,530	0,854	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,396	3,659
30	0,256	0,530	0,854	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,385	3,646
40	0,255	0,529	0,851	1,303	1,648	2,021	2,423	2,704	3,307	3,551
50	0,255	0,528	0,849	1,298	1,676	2,009	2,403	2,678	3,262	3,495
60	0,254	0,527	0,848	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,232	3,460
80	0,254	0,527	0,846	1,292	1,664	1,990	2,374	2,639	3,195	3,415
100	0,254	0,526	0,845	1,290	1,660	1,984	2,365	2,626	3,174	3,389
200	0,254	0,525	0,843	1,286	1,653	1,972	2,345	2,601	3,131	3,339
500	0,253	0,525	0,842	1,283	1,648	1,965	2,334	2,586	3,106	3,310
∞	0,253	0,524	0,842	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,090	3,291