

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA EL CONTROL DE
DILUCIÓN EN LA IMPLEMENTACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN
POR CÁMARAS Y PILARES EN LA UNIDAD MINERA CORI
PUNO S.A.C. – UNTUCA**

TESIS

PRESENTADA POR:

DENIS YONATAN MAQUERA BUSTINCIO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA EL CONTROL DE
DILUCIÓN EN LA IMPLEMENTACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN POR
CÁMARAS Y PILARES EN LA UNIDAD MINERA CORI PUNO S.A.C. –
UNTUCA

TESIS

PRESENTADA POR:

DENIS YONATAN MAQUERA BUSTINCIO

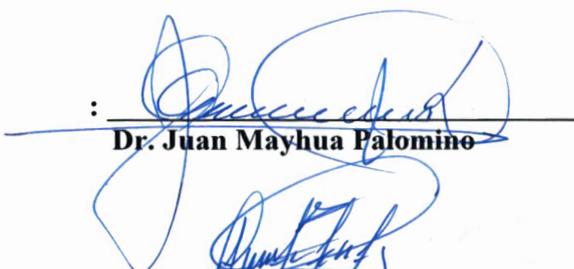
A la dirección de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, como requisito para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS

APROBADA POR:

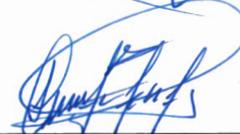
PRESIDENTE

:


Dr. Juan Mayhua Palomino

PRIMER MIEMBRO

:


Ing. Juan Carlos Chayña Contreras

SEGUNDO MIEMBRO

:


M.Sc. Lucio Quea Gutierrez

DIRECTOR/ASESOR

:


M.Sc. Eugenio Araucano Domínguez

Área: INGENIERÍA DE MINAS.

Fecha Sustentación: 17/12/2018

Tema: Mecánica de rocas, geomecánica y geotecnia.

DEDICATORIA

A **Dios**, por permitirme llegar a este momento tan importante de mi formación profesional. Por los triunfos y los momentos difíciles que me han enseñado a valorarlo cada día más.

A **mi madre**, Feliciana quien fue la forjadora de mi camino, por ser el pilar más importante y por demostrarme siempre su amor y apoyo incondicional.

A **mi tío**, Modesto quien fue como un padre, que con sus consejos ha sabido guiarme para culminar mi carrera profesional.

A **mi hermana**, Ruth que siempre ha estado junto a mí muchas veces poniéndose en el papel de madre, por demostrarme siempre su cariño y apoyo incondicional sin importar nuestras diferencias de opiniones.

AGRADECIMIENTOS

Mi reconocimiento y gratitud a:

- ❖ Mi Alma Mater La Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, por contribuir el molde para lograr la profesión que siempre aspire.
- ❖ A los docentes y administrativos de la Facultad de Ingeniería de Minas por ser la vía y servicio de los conocimientos que servirá la piedra angular en mi vida profesional.
- ❖ A mi familia, en general porque me han brindado su apoyo incondicional y por compartir conmigo buenos y malos momentos.
- ❖ La Empresa Minera Cori Puno S.A.C., por haberme permitido pertenecer a esta gran empresa y conocer personas de gran índole por haberme permitido realizar la respectiva investigación.
- ❖ A mis compañeros por su apoyo, orientación, conocimientos y en especial por todos los momentos de alegrías, tristezas, felicidad que vivimos en la facultad que hicieron esta experiencia una de las más especiales.
- ❖ Los miembros del jurado revisor, presidente y director asesor, quienes me brindaron enseñanza y orientación constante para la culminación de la presente y me mostraron apoyo constante.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	9
ABSTRACT	10
CAPÍTULO I	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA.....	12
1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	13
1.2.1 Problema general	13
1.2.2 Problemas específicos	13
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	13
1.3.1 Objetivo general	13
1.3.2 Objetivos específicos.....	13
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	13
1.5 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	14
1.6 VIABILIDAD DE LA INVESTIGACIÓN	14
CAPÍTULO II	
REVISIÓN DE LITERATURA	
2.1 REVISIÓN DE ANTECEDENTES DEL TRABAJO.....	15
2.1.1 Antecedentes específicos al tema.	15
2.1.2 Antecedentes mediáticos al tema.....	18
2.2 REVISIÓN TEÓRICA DE INSTRUMENTOS.	20
2.2.1 Dilución y leyes de la mineralización.....	20
2.2.2 Factores causadores de la dilución	21
2.2.3 Tipos de dilución minera	23
2.2.4 Reporte de la dilución.....	24
2.2.5 Factores y mecanismos condicionantes de la dilución.....	25
2.2.6 Medición y representación de la dilución.....	26
2.2.7 Estimación de excavación y sobre excavación (ELOS)	28
2.2.8 Modelos de sobre excavación en la dilución	34

2.2.9	Parámetros de influencia sobre la dilución	35
2.3	MARCO CONCEPTUAL	38
2.3.1	Dilución	38
2.3.2	Geomecánica	38
2.3.3	Cámaras	39
2.3.4	Pilares	39
2.4	HIPOTESIS	39
2.4.1	Hipótesis General.....	39
2.4.2	Hipótesis Específica.....	39

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	UBICACIÓN Y ACCESO.....	40
3.1.1	Ubicación	40
3.1.2	Clima y vegetación	41
3.1.3	Topografía y fisiografía	41
3.1.4	Geología de la zona.....	41
3.1.5	Minería subterránea sector Pomarani	49
3.1.6	Procedimiento de minado	51
3.2	METODOLOGÍA DE ESTUDIO	54
3.2.1	Minería de datos	54
3.2.2	Verificación de análisis de datos	55
3.2.3	Estimación de la dilución usando HR, N y ELOS.....	57
3.2.4	Criterios numéricos preliminares.....	57
3.3	POBLACIÓN	58
3.4	MUESTRA	58
3.5	ÁMBITO DE ESTUDIO	58
3.6	OPERALIZACION DE VARIABLES.....	59
3.6.1	VARIABLES.....	59
3.6.2	CATEGORÍA DE LAS VARIABLES	59

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES DETERMINANTES	61
4.2	DESCRIPCIÓN DE LOS DATOS RESULTANTES	62
4.3	DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS.....	70
4.3.1	Zona de ELOS ≤ 0.5 (m)	70
4.3.2	Zona de 0.5 (m) \leq ELOS ≤ 1.0 M.....	71

4.3.3 Zona $1.0 (m) \leq ELOS \leq 2.0 (m)$	71
4.3.4 Criterio numérico de la sobre excavación, respecto al modelo numérico de la dilución por sobre excavación ELOS (m)	72
CONCLUSIONES.....	76
RECOMENDACIONES	77
BIBLIOGRAFÍA	78
ANEXOS	81

ÍNDICE FIGURAS

Figura 1: Barrenación, estructura y voladura con proceso de dilución.	21
Figura 2: Estructura mineralizada dependiente del proceso geológico.	22
Figura 3: Representación de dilución planificada y operacional.....	25
Figura 4: Gráfica 3D y 2D ELOS.....	28
Figura 5: Estimación de dilución (%).....	29
Figura 6: Estimación de dilución.....	31
Figura 7: guía de estimación de la dilución.....	32
Figura 8: Estimación de dilución capes.....	33
Figura 9: Variación de ELOS con la dirección de σ_1	36
Figura 10: Estimado de densidad de dilución (DDm) como función de la pared colgante (m) y la razón (h/l) notificado por Henning & Mitri (2007)	36
Figura 11: Guía estimación 3D RMR > 60, W = 10 (m).....	37
Figura 12: DD (m) en relación de la profundidad por criterio.	37
Figura 13: Ubicación de la unidad de producción Untuca.	40
Figura 14: Plano de geología local	43
Figura 15: Cartilla geomecánica para valorar GSI.	48
Figura 16: Recursos minerales-sector Pomarani.	49
Figura 17: Vista 3D del desarrollo de las labores.....	50
Figura 18: Diseño de perforación en una sección de 3.5 m x 3.5 m.....	51
Figura 19: Perforación de malla en una sección de 3.5 m x 3.5 m.....	52
Figura 20: Metodología del estudio.....	54
Figura 21: Esquema del método de minado cámaras y pilares.	63
Figura 22: Histograma de inclinación piso.....	64
Figura 23: Histograma ancho y largo de cámara.....	65
Figura 24: Histograma alto de cámara.....	65
Figura 25: Histograma razón de aspecto en cámaras y pilares.....	66
Figura 26: Histograma Radio Hidráulico cámaras & pilares	66
Figura 27: Histograma N (Mathews) Cámaras y Pilares.....	67
Figura 28: Guía de estimación de la dilución en cámaras	69
Figura 29: Criterio cualitativos referente al esfuerzo principal menor σ_3	72
Figura 30: Guía de estimación tridimensional de Vongpaisal (2009).....	74

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Metodología de Pakalnis (1993).	30
Tabla 2: Estimación de Mah (1997)	31
Tabla 3: Modelos por autores diversos.....	35
Tabla 4: Resistencia de la roca en ensayos de laboratorio y en campo.	46
Tabla 5: Clasificación ponderada de RQD en el área Pomarani.	46
Tabla 6: Distribución de reservas en el sector Pomarani	50
Tabla 7: Parámetros y constante de voladura	52
Tabla 8: Operacionalización de variables.....	60
Tabla 9: Dimensiones de los pilares y cámaras en la zona de Pomarani, Mina Untuca	64
Tabla 10: Resumen estadístico de la base de datos cámaras y pilares zona Pomarani Mina Untuca	67
Tabla 11: Zonificación en intervalos de ELOS del potencial de sobre excavación	68
Tabla 12: Guías de estimación tridimensional RMR < 60 de calidad buena a media...	74

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

ELOS	: Equivalent Linear Overbreak.
HR (m)	: Radio Hidráulico (m).
N	: Número de Estabilidad de Mathews.
N'	: Número de Estabilidad Modificado.
RMR ₇₀	: Rock Mass Rating (70).
RF	: Ratio factor.
FN	: Pared lateral.
RQA	: Rock Quality Designation.
GSI	: Geoloqycal Strength Index.
RMR ₈₉	: Rock Mass Rating (89).
SAC	: Sociedad Anónima Cerrada.
$\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$: Esfuerzos principales.
n/L	: Ratio de forma.
ISRM	: International Society Rock Mechanics.
C&P	: Cámaras y Pilares.
%Dil	: Dilución en Base Porcentual.
BEM	: Método de Elementos de Borda.
FEM	: Método de Elementos Finitos.
FDM	: Método de Diferencias Finitas.
DD (m)	: Mayor radio hidráulico mayor sobre excavación.
a, b, c, d	: Coeficientes de ajuste.
UCS	: Resistencia a compresión simple.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado “Aplicación de la geomecánica para el control de dilución en la implementación de la explotación por cámaras y pilares en la unidad Minera Cori Puno S.A.C. – Untuca”, efectuada en el sector Pomarani, que tiene como fin presentar una evaluación integral del estado de estabilidad del terreno de naturaleza discontinua asociada a la condicionalidad geomecánica de las razones de aspecto y lo relacionado a la calidad de la roca; en cuya realidad de explotación de los yacimientos de Pomarani y Santa Rosa, es evidente la problemática diaria de la dilución que implica la contaminación material estéril del mineral a procesar en planta, cuya causa está impuesta a las condiciones Geomecánicas del yacimiento conducente a la construcción de cámaras en cuyas paredes de la apertura subterránea se presentó dilución por efecto de la perforación, voladura y además de la exposición a través del tiempo de las labores. En el sector Pomarani de la Mina Untuca con caracterización del macizo rocoso en base a los índices Q y N’ para la determinación volumétrica de ELOS (m) se determinó la zonificación de ELOS (m) ≤ 0.5 m, que se asocia a la dilución producida por voladura por la onda de choque que produce vibraciones y con ello la desestabilización del techo, corresponde al 81.64% del total de las cámaras y de la zona 0.5 (m) \leq ELOS (m) ≤ 1.0 en 18.36% considerando la dilución por deslizamiento de bloques por lajamiento. Además, las diluciones entre $0\% < \text{Dilución} (\%) \leq 20\%$ en cambio planificado y corresponde a un 77.5%, en cambios a una dilución no planificada entre $20\% \leq \text{Dil} (\%) \leq 30$ al 22.5%.

Palabras claves: Geomecánica, dilución, mineral, macizo rocoso, modelo.

ABSTRACT

This research paper entitled "Application of the Geomechanics for dilution control in the implementation of the exploitation by chambers and pillars in the unit Mining Cori Puno S.A.C. - Untuca", carried out in the Pomarani sector, which has the purpose To present an integral evaluation of the state of stability of the terrain of discontinuous nature associated with the Geomécanica conditionality of the reasons of appearance and related to the quality of the rock; In whose reality of exploitation of the deposits of Pomarani and Santa Rosa, it is evident the daily problem of dilution involving the sterile material contamination of the mineral to be processed in plant, whose cause is imposed on the geomechanical conditions of the Site conducive to the construction of chambers in whose walls of the underground opening showed dilution by effect of drilling, blasting and in addition to exposure over time of work. In the Pomarani sector of the Untuca mine with characterization of the Rocky massif based on the indexes Q and N ' for the volumetric determination of the (m) were determined zoning of the $(m) \leq 0.5$ m, which is associated with the dilution produced by blasting by the shock wave that It produces vibrations and thus the destabilization of the roof, corresponds to 81.64% of the total of the chambers and of the Zone $0.5 (m) \leq (m) \leq 1.0$ in 18.36% considering the dilution by sliding blocks by slab. In addition, dilutions between $0\% < \text{dilution} (\%) \leq 20\%$ in planned change and corresponds to 77.5%, in changes to an unplanned dilution between $20\% \leq \text{Dil} (\%) \leq 30$ to 22.5%.

Keywords: Geomechanics, dilution, mineral, rock mass, model.

INTRODUCCIÓN

La empresa Cori Puno S.A.C., con operación de explotación en Untuca, viene explotando los yacimientos auríferos Pomarani y Santa rosa, por el método de cámaras y pilares y la implementación.

Para la realización de las investigaciones de la explicación de la geomecánica para el control de la dilución en la implementación de la explotación por el método de cámaras y pilares en el sector Pomarani es a través de la evaluación de las condiciones geomecánicas del yacimiento para el control de la contaminación por material estéril del mineral destinado a la planta de tratamiento, para de este modo cumplir con los objetivos planeados.

El trabajo de investigación se divide en tres capítulos, en el Capítulo I, se considera la realidad del problemática, el planteamiento del problema y los objetivos de la investigación propiamente, en el Capítulo II, se considera los antecedentes referidas al tema, en marco teórico de los instrumentos usados en la investigación y también se da una exposición sobre el marco conceptual específico al trabajo, que conduce a precisar las hipótesis, en base a los objetivos planteados en el Capítulo III, se precisa el lugar de la realización de la investigación asociado a la materialización y la exposición del aspecto metodológico apropiado para la investigación del tema motivo de la tesis y finalmente en el Capítulo IV, se muestran los resultados y las discusiones respecto a cada una de las hipótesis especificadas en el trabajo para dar la coherencia necesaria al método científico utilizado a lo largo el proceso de investigaciones para arribar a las conclusiones y recomendaciones.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD DEL PROBLEMA

La empresa Cori Puno S.A.C., opera la explotación subterránea de los yacimientos auríferos Pomarani y Santa Rosa, ubicado en la mina Untuca, por el método de cámaras y pilares que presenta inestabilidad, lo que origina remoción parcial en las cámaras y pilares con desprendimiento de material rocoso estéril que origina dilución en la mena, lo que significa disminución en la ley de cabeza del mineral, incremento de costos de transporte y tratamiento en planta, como consecuencia de un diseño de planificación y operacional deficiente en razón a que los parámetros geomecánicos de la masa rocosa y del macizo rocoso no son analizados correctamente en donde influye además el estado tensional y las deformaciones de la roca, lo que contribuye al desprendimiento del material rocoso estéril de las cajas que va en incremento de un 10% hasta un 30% esto requiere fundamentalmente la evaluación y control geomecánico del macizo rocoso que presenta condiciones de riesgo de caída de bloques de roca; que apunta a la ineficiencia del método de explotación que se traduce en pérdidas económicas y la inseguridad del recurso humano y maquinarias complicando las operaciones de la explotación de la empresa Cori Puno S.A.C.

Es necesario mencionar que para el presente trabajo de investigación se tomó como referencia o guía la Metodología de la Tesis de Investigación “Modelamiento Numérico De La Dilución Por Sobre Excavación En Minería Subterránea Explotada Por Sublevel Stopping”, mediante el cual se logra los objetivos de nuestra investigación y

esto con lleva a la demostración de la hipótesis del proyecto de esta investigación respecto al método de cámaras y pilares; haciendo especial énfasis en el dimensionamiento de las cámaras y la relación geométrica de las mismas.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema general

¿Cómo evaluar y controlar la dilución utilizando el análisis geomecánico del proceso de explotación por cámaras y pilares en la mina Untura de la empresa Cori Puno S.A.C.?

1.2.2 Problemas específicos

¿Cómo se puede evaluar apropiadamente el macizo rocoso que presenta potencialmente inestabilidad local que contribuye al proceso de dilución del mineral?

¿Cómo se puede controlar el riesgo de dilución que se produce a nivel de las cámaras durante el proceso de explotación?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1 Objetivo general

Realizar la evaluación y control de la dilución del mineral, utilizando el análisis geomecánico del proceso de explotación por cámaras y pilares en la mina Untuca de la empresa Cori Puno S.A.C.

1.3.2 Objetivos específicos

- Evaluar de forma integral el potencial de dilución a través de los procedimientos de la geomecánica del macizo rocoso en las cámaras y pilares.
- Controlar el riesgo de dilución en las labores de explotación por las características del macizo rocoso sujeto a las operaciones de explotación que condiciona el método de cámaras y pilares.

1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación que se efectúa tiene como fines de realizar una evaluación integral del estado de estabilidad del terreno de naturaleza discontinúa asociado a la condición de blocosidad por efecto de la explotación del mineral por el método de cámaras y pilares, además de efectuar el control de carácter geomecánico utilizando los principales indicadores de carácter estático y pseudoestático que se presentan en las

labores de minado y que condiciona el incremento de la dilución por encima de los niveles permisibles de explotación en la mina Untuca del empresa Cori Puno S.A.C.

Se debe indicar que el análisis geomecánico integral parte desde el análisis de la geología del yacimiento, las características estructurales, la caracterización del macizo rocoso y la presencia de agua subterránea que necesariamente contribuyen a la inestabilidad de los bloques en torno a las labores de minado que, asociado a las condiciones de esfuerzo y deformación, que deben ser analizados con anticipación para de este modo proponer el control de la dilución en las labores de explotación. Se indica que el trabajo permitirá un control a nivel de pequeñas fracturas que en este caso constituyen el dominio de carácter estructural más importante en las cámaras.

1.5 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

El análisis geomecánico de la masa rocosa por efecto de la convergencia de las aberturas subterráneas (cámaras) requiere de un procedimiento más complejo desde el punto de la tectónica que influye en las mega estructuras de la Cordillera de los Andes y de la macroestructura de la Cordillera Real de Carabaya en donde se ubica el yacimiento objeto de la investigación que influye en el estado tensional y de formacional que requiere de un largo plazo de seguimiento para ver las condiciones y en qué medida influye en el proceso de dilución e la convergencia geométrica de las cámaras cuestión que no es tomado en trabajo por ser una limitante tectónica.

1.6 VIABILIDAD DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación efectuada en todos sus extremos ha mostrado ser viable en la medida de la toma de la data geomecánica sujeta al macizo rocoso característica de la zona del trabajo, por la que establecieron los parámetros necesarios para aplicar al método seguido en la investigación del control geomecánico de las caramas para evitar la dilución.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 REVISIÓN DE ANTECEDENTES DEL TRABAJO

2.1.1 Antecedentes específicos al tema.

Castro C. (2015), “Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stoping” facultad de ciencias físicas y matemáticas de la Universidad de Chile; concluye que las herramientas utilizadas para el diseño de caserones o cámaras en minería subterránea, que son de mayor aceptación son las empíricas que permiten incorporar fácilmente el procedimiento de carácter analítico en el diseño de las aberturas subterráneas o espacios vacíos que presenten estabilidad acondicionada a la operación de manera que se evite el proceso de dilución por caída de bloques de roca de distintos tamaños.

Sandoval O. y Guillen H. (2012) “Minería sostenible en CMHSA, mediante el minado de vetas angostas con sostenimiento mecanizado”, Consorcio Minero Horizonte Trujillo, que en sus conclusiones indican la minimización de los índices de dilución que se observan durante el proceso de minado, para maximizar la recuperación del mineral, además de la determinación de la altura y longitud de los tajeos, a través de la cuantificación de las pérdidas de la carga piezométrica de lanzado máximas admisibles que permitan la adherencia eficiente mediante el shotcrete fibro reforzado.

Valenzuela H. (2017) “Mejoramiento de las técnicas operativas en perforación y voladura para reducir la dilución en vetas angostas, caso tajo Mariano unidad minera San Rafael – MINSUR, Universidad nacional San Antonio Abad del Cusco” que entre sus objetivos y conclusiones afirma el fin es de controlar la influencia significativa de la dilución en la explotación de vetas angostas, los costos de minado y la sostenibilidad de las operaciones en la mina, específicamente en el tajo Mariano, donde las características

geológicas de orden geométrico es identificado como uno de los factores fundamentales que incluyen directamente en el resultado de la dilución, además se identifica la calidad de la roca, para realizar una malla de perforación adecuada, mediante la aplicación de los criterios de diseño los factores del tiempo de posición de los tajos con lo cual se llegó hasta un 17% de dilución.

Calixto C. (2015) “Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: caso práctico; una mina subterránea del norte” Pontificia Universidad Católica del Perú – Lima, en sus conclusiones referencia que la sección de diseño de 3.5 x 3.5 m., ayudó a mejorar la ley de cabeza como muestra de ello con el incremento en la ley equivalente del Zn. en las reservas y por lo tanto los márgenes operativos se incrementaron y además concluye que se debe realizar el cálculo del porcentaje de dilución, para cada método de explotación que se emplea en la mina y no tomar un valor determinado para generalizarlo en todas las zonas de explotación de la mina en estudio.

Cebrián B. (2007) “Técnicas de voladura para el control de dilución en minería metálica”; XII Congreso internacional de Energía y Recursos Minerales; octubre 2007 en sus objetivos y el desarrollo de la investigación menciona el modelo geológico en el desplazamiento de la roca como una primera fase del control de dilución entre los contactos del estéril con el mineral, para la determinación el tipo o tipos de voladura que se deben precisar entre un cuerpo rocoso estéril y el mineral a extraerse, está generalmente se determina por las muestras de cada barrenos de voladura o bien de los barrenos de investigación conformando junto al modelo geológico de la mineralización y seguidamente como se mueve la roca volada en las condiciones específicas de la explotación, esto mediante el modelo de desplazamiento que estima su desplazamiento y su proyección de la roca volada durante y después del proceso de volado.

De Nicola C. (2015), “Dilución operacional en mina El Soldado” Universidad de Chile, facultad de ciencias físicas y matemáticas; departamento de ingeniería civil de minas, la investigación corresponde a la determinación de la dilución operativa y la cual genera un impacto en el beneficio económico haciendo que muchas veces se incurra en menores retornos de los esperados y el objetivo generalizado es el de analizar diferentes focos de dilución en la mina El Soldado, cuantificando su importe en la dilución global y estudiando las posibles soluciones para disminuir y parte del modelo geológico de la definición de los polígonos de extracción operativos de tronadura, forma de carguío, selectividad de equipos de carguío, caserones rellenos, errores de muestreo geológico y

en sus conclusiones y recomendaciones afirman que la dilución planificada en la que es poco lo que se puede mejorar pero si es conveniente precisar la dilución inherente al modelo geológico que es parte de las características propias del macizo y la mineralogía del sector, también su mejora poco probable, además la vista de la dilución por definición de polígonos de extracción, ha condicionado a la geometría y dimensiones de los cuerpos mineralizados además de las dimensiones de los equipos; el planificador tiene que utilizar su conocimiento y experiencia e ingenio para la disminución de las pérdidas del mineral en los bordes de los disparos y las zonas de por de estéril/ mineral y finalmente la dilución operacional que debe manejarse en la mina de manera que se pueda disminuir la entre las que interviene la dilución por tronadura, por carguío, selectividad equipo de carguío, por caserones rellenos y por error de muestreo geológico.

Jesusi A. (2017), ““Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles”” Pontificia Universidad católica del Perú - Lima, trabajo de investigación en donde se plantea las estrategias necesarias para controlar la dilución del mineral aplicando criterios geomecánicos para reducir el porcentaje de dilución secundario y la toma en énfasis de los parámetros geomecánicos influyentes, para establecer estrategias para su control y reducir la dilución secundaria (dilución no planeada) posteriormente se procedió a levantar la información necesaria (mapeo y logueos geomecánicos), para la caracterización y clasificación geomecánica adicionalmente se tenía la información de los ensayos de laboratorio lo que permitió levantar la información necesaria en la zona de veta, para definir las propiedades índices de la roca y con esto se procedió al uso de métodos empíricos como el método gráfico de Mathews para la estabilidad de los tajeos (N extendido, el equivalente lineal de sobre rotura ELOS de Clark y Palkanis para estimar la dilución, el método de Carter para dimensionar los pilares puentes y el método de Barton para el diseño de sostenimiento de labores y el programa Phase 2 de Rocscience , para calcular las deformaciones y esfuerzos con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de los tajeos diseñados.

Fernández M., Belete O. & Rojas A. (2015), “Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto” mineralogía y geología Cuba. Donde se menciona el efecto de la dilución muy significativa en la economía minera y se reconoce actualmente como un parámetro en los que se puede trabajar en los yacimientos lateríticos de Ni y Co en el nororiente cubano , donde se explota por

muchos años, sin conocimiento preciso de las fuentes de la dilución y en particular la dilución interna que se atribuye fundamentalmente a la complejidad del contacto entre los diferentes horizontes de mina y que interviene las imprecisiones derivadas de los modelos geológicos-geométricos insuficientes que afectan a la selectividad en la planificación a corto plazo específicamente en la selectividad operacional, en donde la clasificación en componentes geológicos y mineros de los parámetros asociados a los yacimientos lateríticos de Ni y Co, permitió diferenciar aquellos elementos que condicionan e identifican las interrelaciones y que facilitan la separación de las mismas durante el laboreo minero y dentro de estas son los parámetros y factores geoquímicos del componente geológico relacionado a los equipos de arranque del mineral con una capacidad de la tecnología minera en su aspecto operacional.

Santillana M. (2013) “Reducir el % de dilución, mediante el empleo de técnicas de control en los tajos de U.P. Santa María”, Compañía Minera Poderosa S.A. La Libertad – Perú, en el que se determinó la data histórica disponible de acuerdo a las técnicas de la geomecánica en cuya fuente de datos se encuentra el porcentaje de dilución diario y también la adopción de la medida de control, para luego evaluar su cumplimiento de mejora de la recuperación a través de la mejora en el proyecto CMC “Team Zona Sur”, en donde se concluye con una meta establecida de evaluación del desempeño futuro para asegurar la continuidad de la mejora del porcentaje de dilución por debajo del 40% en base a una evaluación diaria del performance de los contratistas en base a un BM de dilución establecida y la coordinación mediática de las áreas de mina y geología, para obtener un mejor nivel de control de las mediciones de la dilución.

2.1.2 Antecedentes mediáticos al tema

Castro A., Monsalve J. & Bustamente O. (2007) “Análisis de excavaciones en la mina subterránea el Toro por medio de elementos finitos” Universidad Nacional de Colombia - Medellín; en la que la mina subterránea el Toro, explota roca calcárea para cementos Argos S.A., por el método de explotación de realce por niveles, que consiste en aberturas de cámaras que tienen 20m de ancho con longitudes de 50 a 120 m., reforzados por pilares intermedios de 10 m de espesor, donde es necesario modelar y evaluar los desplazamientos y esfuerzos resultantes de la compleja interacción de bloques y cámaras a través de la acción mecánica del medio discontinuo para una mejor eficiencia del método y la recuperación del calcáreo.

Cotes D. (2011) “Recopilación de información para futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en Mina Rafaela” Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas del Departamento de Ingeniería Minas de la Universidad de Chile. En el informe de investigación se presenta una compilación de carácter técnico finalidad de entregar un estudio de los parámetros orientados a la recuperación minera basado en las consideraciones geológicas y caracterización del macizo rocoso con la finalidad de realizar un correcto dimensionado de distintos sectores para su explotación y recuperación apropiada a las características del yacimiento que incida en la disminución del porcentaje de la dilución.

Waman L. (1998) “Aplicación del relleno hidráulico en la mina Gimeno de la compañía minera Poderosa S.A.” facultad de ingeniería geológica, minería geográfica de E.A.P. de ingeniería de minas de la Universidad nacional mayor de San Marcos, la finalidad del trabajo pretende disminuir los problemas de inestabilidad en la explotación de la mina Jimena de la Compañía Minera Poderosa S.A., previa evaluación técnico-económica, para la aplicación del relleno hidráulico, para el control de la convergencia y la dilución del mineral en las labores de explotación del tajo como consecuencia de su explotación y vaciado del mineral.

Canchan K. (2011), "Factibilidad técnica en la aplicación del método de explotación hundimiento por subniveles en el cuerpo mineralizado CNB de Compañía Minera Cerro S.A.C – Cerro de Pasco" Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Daniel Alcides Carrión. Donde se identifica el fundamento del diseño minero para la determinación de la geometría de la misma debe satisfacer, tanto sean posible los parámetros de flujo gravitacional con respecto a las coberturas y su deyección por los espacios considerados para el modelo de explotación indicada.

Gutiérrez L. (2011), “Proyecto de aplicación del método tajeo por subniveles en el tajo 420-380 en mina Chipmo, U.E.A. Orcopampa” Facultad de Ingeniería de Minas de la Pontificia Universidad Católica del Perú – Lima. El trabajo de investigación reporta que teniendo en cuenta las condiciones geológicas y geomecánicas del depósito evaluado se determina la factibilidad del proyecto a partir del método de corte y relleno que no satisfacía la producción deseada y radica el motivo de cambio por las evaluaciones técnicas de la roca o masa rocosa que garantice el proceso de explotación.

Morón J. (2005), “Análisis técnico-económico para explotar por taladros largos en el tajo 775 en la unidad Uchuchagua de la compañía minera Buenaventura S.A.C.”, facultad de ingeniería de minas de la Universidad Nacional de Ingeniería en la que se

reporta que la mina viene implementando modificaciones, cambios en la gestión de los procesos de explotación minera buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de las operaciones y trabajar con los estándares aplicables de seguridad que derivan de labores previamente analizadas en su contexto geomecánico de los posibles riesgos en las aberturas subterráneas en las relaciones con las deformaciones permisibles que intervienen en la estabilidad de las labores de explotación que a su vez ocasionen una menor dilución del mineral destinada a su tratamiento en la planta. Más que los esfuerzos no deben exceder a 150 MPa a 125 MPa, implica cierto modo la modelización por Montecarlo, para establecer la probabilidad de falla o caída de trozos de roca estéril que puede incrementar la dificultad por encima de la dilución planificada resultante de la operación.

Aduvire O. (2010), “Aplicación de los índices geomecánicos en el arranque de rocas mediante excavación o voladura”, Asume que el ciclo básico de extracción de una explotación minera está constituido por las operaciones de arranque, carguío y transporte, siendo la primera responsable de la fragmentación de las rocas hasta alcanzar los tamaños adecuados que permitan optimizar el ciclo minero si se eligen los equipos de arranque sin una caracterización del macizo rocoso, con frecuencia el ejecutor se ve obligado a continuos cambios de plan de trabajo en el trabajo se presenta la aplicación de las clasificaciones geomecánicas para la elección del sistema de arranque (excavación y voladura) en minería estos índices denominados excavabilidad o ripabilidad y de volabilidad ayudan correctamente a seleccionar la maquinaria más adecuada para el arranque de las rocas, que pueden ser con equipos mecánicos como excavadoras o mediante el empleo de explosivos, en cuyo caso de arranque se realiza mediante la perforación y voladura en base a un diseño de malla adecuado y carga útil al término para evitar dilución.

2.2 REVISIÓN TEÓRICA DE INSTRUMENTOS.

2.2.1 Dilución y leyes de la mineralización

La dilución del mineral “Es la reducción en ley por la cantidad de material por abajo de la ley mínima de corte o estéril que se mezcla con el mineral económico” la dilución ha sido en todas las minas, una gran preocupación por los ingenieros de minas y geólogos que buscan reducir sus efectos en el sentido de aumentar sus ganancias y reducir sus costos.

En realidad, la dilución no solamente significa bajar la ley del mineral es elevar en mucho los costos de operación, por ello en las minas ocupa un lugar de estudio tendientes encontrar procedimientos eficientes con los cuales reducir el “empobrecimiento” del mineral. En todo lo que se ha hecho hasta ahora, en términos de evaluación de la dilución en las minas, Bismark (2005), se puede concluir que el valor aceptable de la dilución debe estar alrededor del 10% lo que hoy sirve para establecer el estándar mundial “Bench marking”

2.2.2 Factores causadores de la dilución

Al realizar la explotación por el método de cámaras y pilares, los factores que causan la dilución se considera los siguientes.

- **Factores tecnológicos**

Paralelismo en la barrenación. - Es cuando los barrenos no son paralelos entre sí y ni siquiera siguen al echado del cuerpo mineralizado, lo que implica el daño de la roca estéril encajónante provocando la dilución por el material estéril proveniente de la caja techo y/o caja piso especialmente en las formaciones estratificadas o foliados de roca ígnea, sedimentaria o metamórfico con esquistosidad (Ver Figura 1).

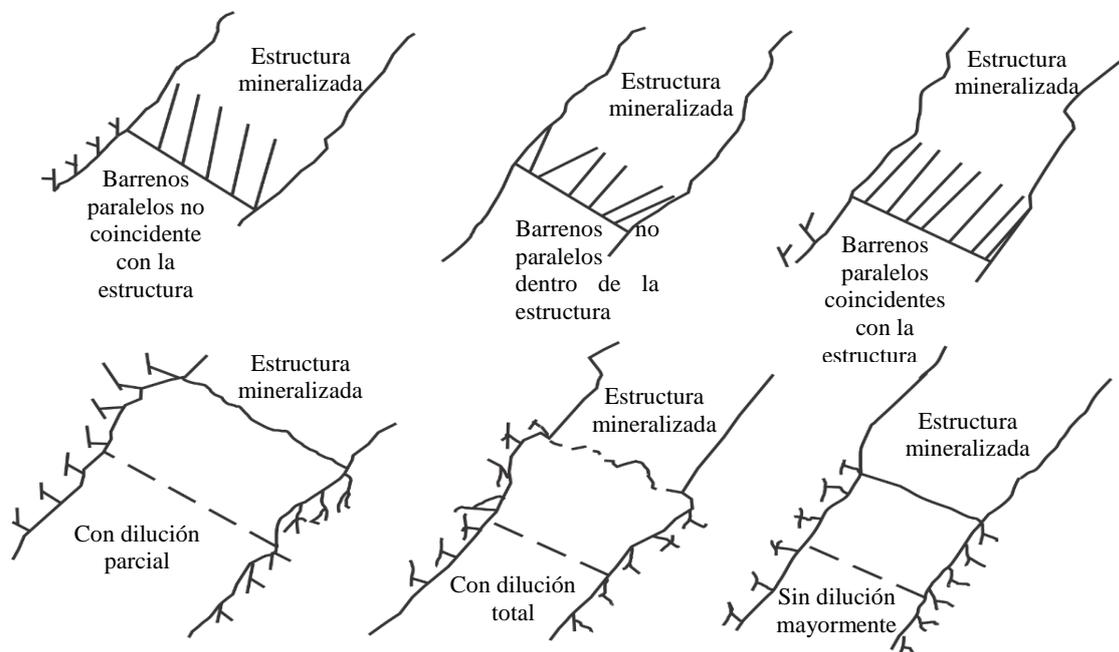


Figura 1: Barrenación, estructura y voladura con proceso de dilución.

Fuente: Elaboración propia.

- **Factores geológicos**

Proceso de mineralización. - En el momento de la consolidación de la mineralización sea por procesos de soluciones hidrotermales o genético o por proceso singenéticos, presenta una formación sinuosa o dentada o sumamente irregular como caja de roca estéril o a veces con reemplazamiento metasomático producto de las fases de paragenismo ocasionando una silificación o carbonificación que en muchos casos es más resistente que las cajas, lo cual en su explotación origina una dilución (Ver Figura 2)

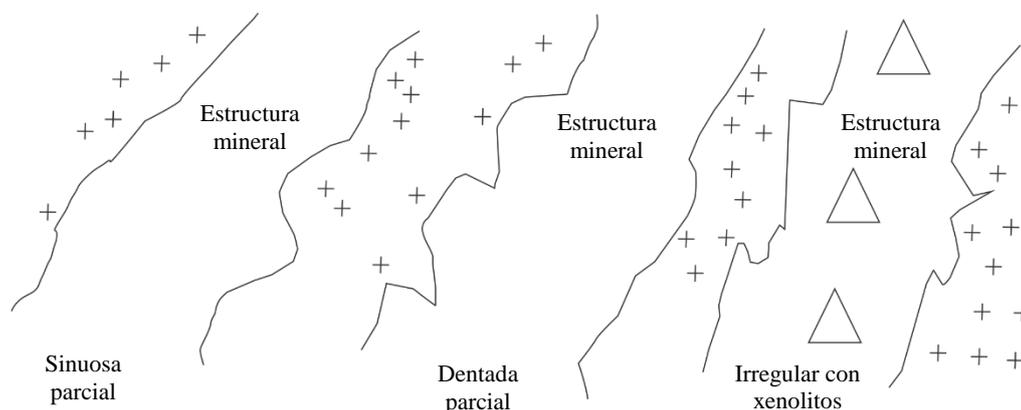


Figura 2: Estructura mineralizada dependiente del proceso geológico.

Fuente: Elaboración Propia.

- **Factores Geomecánicos**

Estado tensional y deformación.- En la actualidad constituyen el factor de mayor importancia por la influencia de la carga de deformación de carácter gravitacional y tectónico que se presenta en las estructuras líticas como estructurales de los yacimientos de carácter masivo como también los tabulares y venas, tanto a pre-operación, post-operación siendo éstos aún más impredecibles por la característica de permanencia de las estructuras sujetos a diversos fenómenos de carácter exterior como las de carácter interno relacionado al yacimiento y son la causa principal de la recuperación y dilución del proceso de aprovechamiento de los recursos mineros.

- **Factores de manipuleo y transporte**

Estos factores relacionados a carguío, acarreo y transporte están relacionados básicamente a la recuperación, dilución y contaminación de proceso de extracción de los minerales al momento de la operación relacionado a la planificación.

2.2.3 Tipos de dilución minera

Se define teóricamente como dilución minera a la mezcla de mineral con estéril, mediante la cual se lleva bien a procesar un material que no tiene valor económico previsto o bien se destina al depósito de minerales de baja ley, o bien simplemente al echadero de desmonte, con la siguiente posibilidad de realizar una explotación racional del recurso mineral y con esto se establece la disminución de la calidad de mineral en términos de la cantidad efectivamente extraída y/o bajando las leyes del mismo.

Se encuentra fuertemente asociado a nivel de selectividad que se tenga con el equipo de carguío para definir el contacto estéril/mineral, aunque en realidad la dilución no significa necesariamente bajar la ley del mineral, sino también está asociado a un aumento de costos, ya que el envío de una tonelada de mineral estéril a la planta es más costoso que el envío de una tonelada de mineral mena.

- **Dilución planificada**

Es el estéril que se incorpora a los planes de producción pues de otro modo tecnológicamente es imposible obtener mineral mena adyacente a roca estéril sin comprometerlo su mezclado operacional y en este caso tenemos que tener en mente lo siguiente:

- **Modelamiento geológico**

El modelamiento geológico es una interpretación de la posición espacial y la forma que poseen los cuerpos mineralizados dentro del yacimiento. Los modelos geológicos contienen información relativa a la litología, alteración y mineralización, con ellos es posible de diferenciar los contactos entre unidades geológicas (estéril y mineral), de manera que se puede analizar datos correspondientes a una población y no a una mezcla de ellos en ese sentido Srivastava (1992), señala que el no considerar el modelo geológico resulta en la mayoría de los casos una mala decisión ya que las estimaciones de los recursos dependen básicamente de las decisiones apropiadas desde el punto de vista geológico – geoestadístico aplicado a las características peculiares del yacimiento, en muchos casos la mineralización se encuentra asociada a ciertas unidades geológicas por lo cual resulta clave para entender el proceso de mineralización como define su proceso de evaluación.

Uno de los problemas del modelamiento geológico es la arbitrariedad que posee, debido a que con los datos de los sondajes se forman modelos muy complejos de las estructuras y su mineralización presentes en un depósito, pero es necesario indicar que los casos más difíciles de modelamiento geológico corresponden a yacimientos de metales preciosos (oro, platino, cromo, etc.) los cuales por lo general tienen mineralización asociada a vetas en estos casos las estimaciones de mineralización (Volumen) continuidad y leyes comprometen a miles de toneladas de estéril y por lo tanto hay inflación sobre el recurso a explotarse.

En este sentido la caracterización de las diferentes unidades litológicas están asociadas a la mineralización económica de forma que la planificación tenga en cuenta los contactos de diferentes unidades litológicas al momento de llevar a cabo la explotación.

- **Dilución operacional**

La dilución operativa o de operación permanente está referido a la actividad de la explotación del yacimiento por minado en cuyo proceso no es posible separar el 100% del material mineral del estéril y se genera por una deficiencia del proceso selectivo de explotación; la dilución operativa produce dos tipos de impactos.

- Un aumento del tonelaje enviado a planta con una baja en la ley media a la planificada, producto de la mezcla del material estéril adyacente a la estructura mineralizada.
- Disminución del tonelaje enviado a planta con una mayor ley media a la planificada denominada “dilución negativa”

Finalmente, la voladura o tronadura produce una mezcla de material en los límites de mineral y estéril no permitiendo establecer o definir un contacto claro para efectos de la manipulación posterior, carguío y transporte.

2.2.4 Reporte de la dilución

- Conciliación mina – planta

La estimación de reservas realizadas por geología es medida y comparada de acuerdo a los resultados obtenidos por la mina, así mismo los pronósticos de la mina son comparados con los resultados informados por la planta que procesa el mineral

y a este proceso comúnmente se la denomina conciliación mina-planta y es el proceso donde se produce diferencias en los tonelajes y leyes informados por cuerdas separadas esto debido a que la mina maneja con las cifras de planificación haciendo actualizaciones en el terreno de los hechos (es imposible poder actualizar la ley en el momento mismo del arranque del mineral) y la planta con los datos que ellos mismos obtienen de los análisis que realizan entrante en el mismo proceso, que se puede entender a través de la siguiente figura.

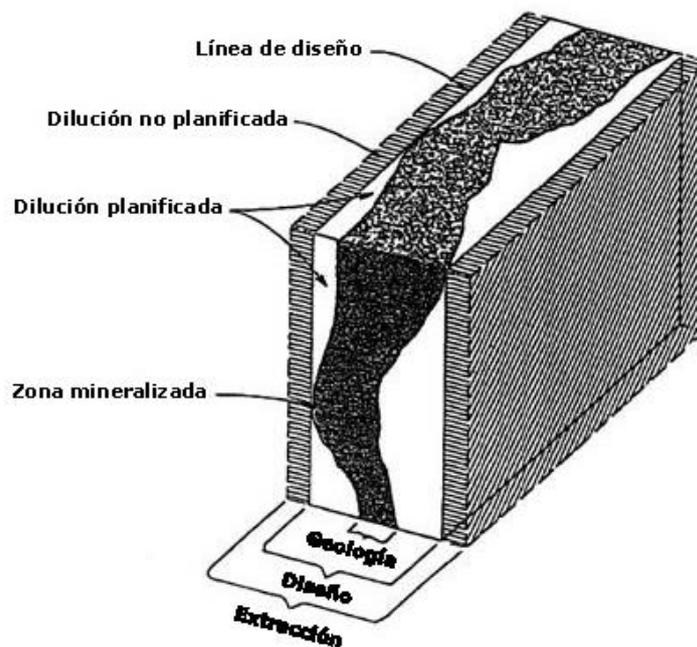


Figura 3: Representación de dilución planificada y operacional.

Fuente: Mah (1997).

2.2.5 Factores y mecanismos condicionantes de la dilución

Muchos autores, a través del estudio de casos de seguimiento de antecedentes o mediante procedimientos de modelamiento de distintos casos representativos Capes (2009), Henning & Mitri (2007), han concluido y destacan que la cantidad de dilución por excavación observada y su medida está condicionada a aspectos fundamentales que guardan relación con la geometría de la excavación, la orientación de los esfuerzos principales y a la competencia del macizo rocoso.

Altura de la cámara: asociada a la desviación excesiva de los tiros de producción conforme se aumenta la distancia de perforación, o a la estabilidad del macizo rocoso a medida que se aumenta la altura y con esto a la luz máxima de exposición.

Ángulo de inclinación de la pared colgante mientras más inclinada se encuentra la pared colgante, mayor será la dilución por la excavación debido a la presencia de

esfuerzos verticales actuando sobre el macizo circundante y al aumento de la altura real de la pared.

Tensor de esfuerzos imperante: se genera una zona de relajación en la pared colgante, debido a una distribución de esfuerzos se ha demostrado que la relajación puede causar condiciones de esfuerzos casi nulas lo que produce la capacidad de excavación a auto soportarse en un macizo, fracturado aumenta la posibilidad de formación de grietas nuevas Diederichs & Kaiser (1999) y Hoek (1968).

Forma y tipo de cámara: hace referencia a la relación de aspecto que presenta la Cámara y se indica que las cámaras o espacios vacíos más altos que en muchos presentan menos dilución que los que presentan una dimensión proporcionada cubica Henning & Mitri (2007).

Secuencia de extracción: se toma en relieve a la secuencia de extracción sea en pendiente positiva o de un cuerpo que toma una situación ascendente en donde las cámaras de inicio, se caracteriza por estar circundado por roca, en cambio las que se construyen posteriormente, están rodeados de mineral en una situación preliminar presenta poca dilución en cambio finalmente presentan mayor dilución.

2.2.6 Medición y representación de la dilución

- **Sistemas de convergencia en cámaras (SCC)**

Los sistemas generalmente son diversos:

- Monitoreo en cámaras se usa tecnología través de perfiles tridimensionales para delinear una cavidad subterránea. La utilización de esta tecnología geométrica permite la determinación de los valores de la dilución medida como una sobre excavación de contorno en realidad es una aplicación de tecnología láser no reflejante, utilizada para delinear el perfil de una excavación subterránea tecnología diseñada por Noranda technology Center y Optech Systems para delinear el tamaño y forma de excavación subterránea.
- Monitoreo por punto de convergencia (MPC) Se usa especialmente en cavidades relacionadas a los planos de estratificación y de este modo de forma vertical medir la convergencia de estratos con relación a la deformación principalmente en el techo con respecto al piso, para ello se usa extensómetro de cuerda

indeformable, para mayor precisión de la cavidad se puede realizar el monitoreo en varias puntas que llevado a la topografía de la apertura subterránea se utiliza para la determinación de la variación volumétrica y lo cual se traduce en el control de la posibilidad de la dilución.

- **Equivalent Linear Overbreak Sloogh (ELOS)**

El término ELOS, fue introducido por Clark & Pakalnis, Dunne & Pakalnis, (1997), para representar a la dilución en términos de una densidad lineal de la excavación. Este término uniformiza el volumen total de sobre excavación de una pared a lo largo de toda la extensión de su área, tal como se puede apreciar en la Figura 4 , físicamente el término ELOS representa una profundidad promedio de sobre excavación para una pared, tiene la ventaja de entregar información de manera independiente del valor del ancho de la cámara a diferencia del término porcentual, cuando se expresa la dilución en términos porcentaje (%) en el ancho de las cámaras genera grandes distorsiones en el análisis dado su peso en el volumen total de la excavación pudiendo ser este último el caso de comparación entre vetas angostas y cámaras de ancho considerable, que se da en el modelo siguiente:

$$ELOS (m) = \frac{\text{Volumen de sobre excavación de la pared (m}^3\text{)}}{\text{Área de la pared (m}^2\text{)}}$$

Fuente: Henning (2007).

El ELOS, convierte una medida volumétrica de la sobre excavación en una profundidad promedio, redistribuida sobre el área total estudiada. Así la dilución en términos porcentuales es fácilmente obtenida luego por el modelo.

$$\% \text{ Dilución} = \frac{ELOS (m)}{\text{Ancho de la pared (m)}} \times 100$$

Fuente: Henning (2007).

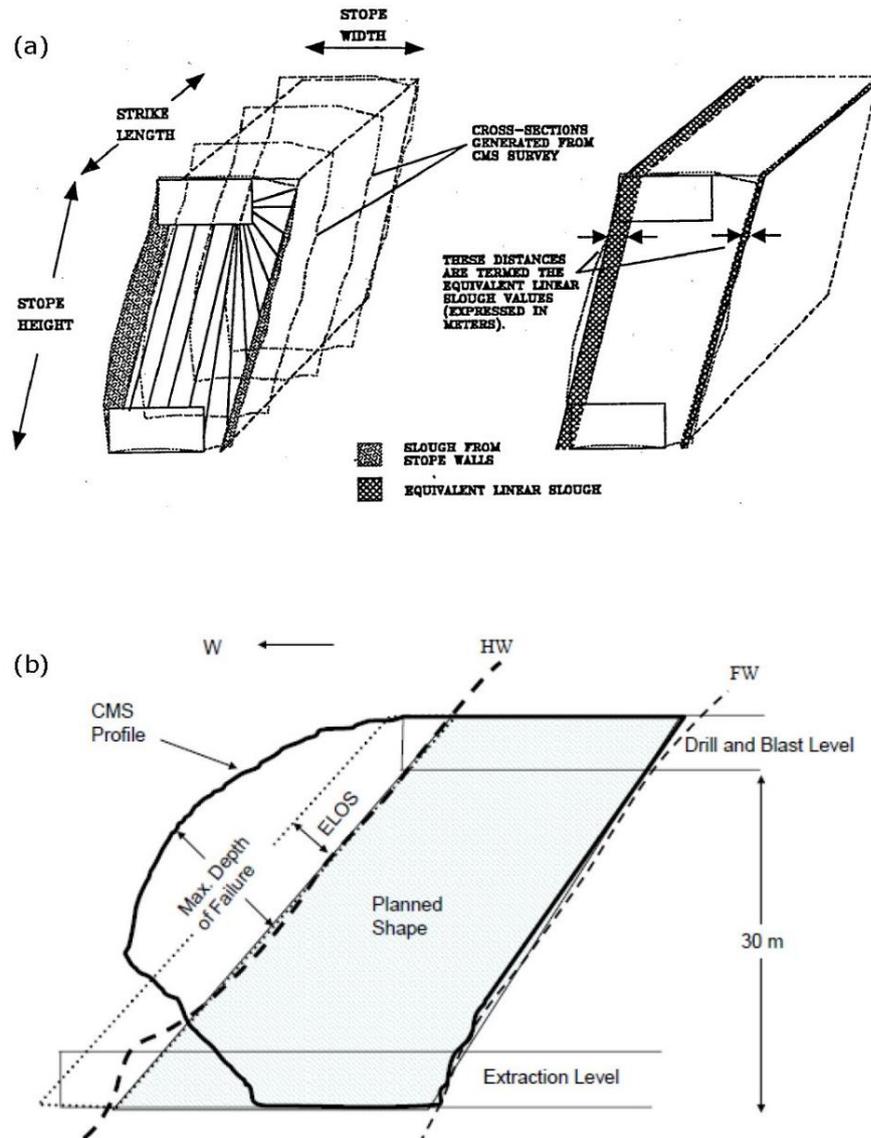


Figura 4: Gráfica 3D y 2D ELOS.
Fuente: Mah y Capes (2009).

2.2.7 Estimación de excavación y sobre excavación (ELOS)

Las metodologías actuales de estimación de dilución por sobre excavación, posee un carácter gráfico y empírico que los métodos de diseño de cámaras, estas guías han evolucionado de la misma forma que los métodos de diseño, las metodologías integran sus procedimientos en la estimación de ELOS, como función de dos variables independientes que caracteriza la pared analizada de la excavación.

- Número de estabilidad N o ' N '.
- El radio hidráulico [HR (m)]

La diferencia gráfica y la precisión entre una y otra metodología, corresponden a la datación correspondiente en donde un mayor volumen permite delimitar estadísticamente mejor las zonas de similar sobre excavación.

- **Metodología de Pakalnis (1993)**

Es una metodología de dimensionamiento y diseño de caserones con enfoque en la cantidad de dilución (%) estimada y propone que la dilución observada en un caserón atribuida a la pared colgante y está en función de RMR de la pared, radio hidráulico de la pared, casa de extracción y del tipo básico de configuración geométrica de la cámaras, Pakalnis & Vongpaisal (1993) para su determinación ver Figura 5, se asume que dilución proviene de la pared colgante no incluye en el análisis, otras paredes e interacción con el techo.

El modelo para el estimado de acuerdo al tipo de cámara o apertura subterránea, está básicamente compuesto por la relación geométrica y disposición de los mismos de la condición aislada, echelon y adyacentes para su determinación ver la Tabla 1.

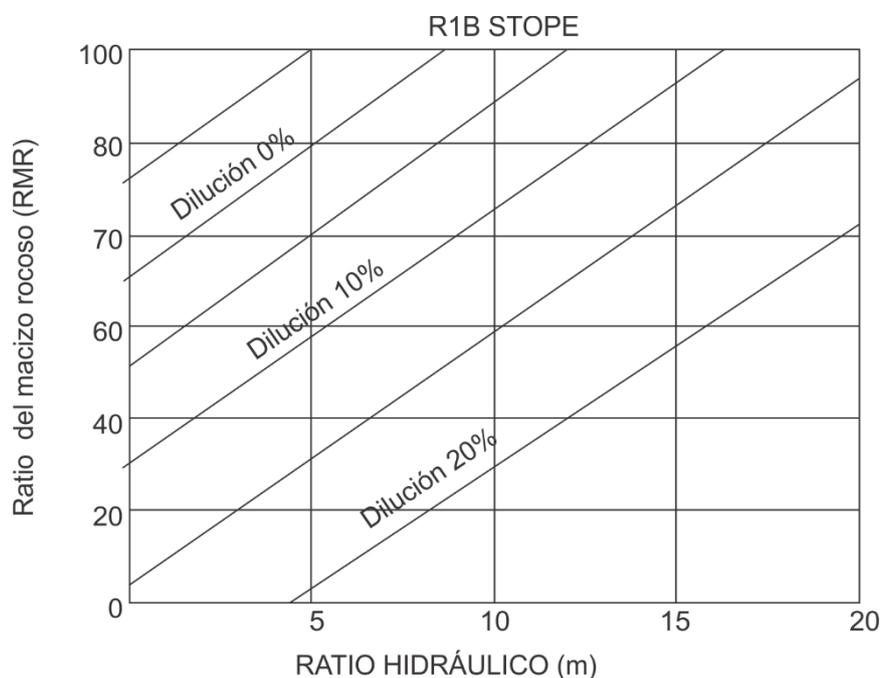


Figura 5: Estimación de dilución (%).

Fuente: Pakalnis (1993).

Tabla 1*Metodología de Pakalnis (1993).*

Condición de las cámaras	Modelamiento matemático
Cámaras aisladas	Dil (%) = 5.9 – 0.08 RMR – 0.01 ER + 0.98 HR
Cámaras en echelon	Dil (%) = 8.8 – 0.12 RMR – 0.018 ER + 0.8 HR
Cámaras Adyacente	Dil (%) = 10.1 – 0.22 RMR – 0.011 ER + 0.9 HR

Fuente: Pakalnis (1993).

- **Metodología de Mah (1997)**

Toma la metodología en función del número de estabilidad modificado (N') el radio factor de la excavación sin relleno (RF) y en función de un punto (RF, N') en el gráfico de Mah (1997) ver Figura 6, es posible estimar la cantidad de dilución potencial de la pared colgante, para su método considera lo siguiente:

- No se considera la dilución en la pared lateral (FVV)
- Toma el tamaño máximo de la excavación para el cálculo de RF (Asumen la distorsión por causas de voladura)
- Es posible la superposición de tendencia estadística para la misma población para el estudio de las paredes colgantes (HW) con o sin relleno, las fronteras o condición de frontera se representa en la Figura 6, en donde el radio hidráulico está definido por:

$$RF = \frac{0.5}{\left(\frac{1}{n}\right)\overline{Z_{xi}}}$$

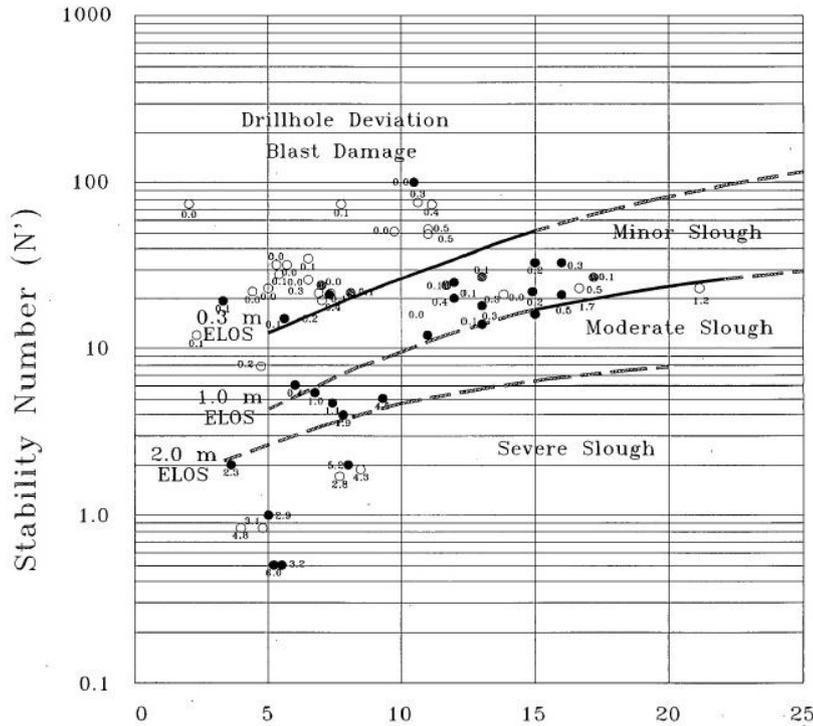


Figura 6: Estimación de dilución.
Fuente: Mah (1997).

El requerimiento de estimar las diluciones mayores, es necesario mezclar el juicio ingenieril con las de limitación estadística generando una estimación gráfica y los modelos formales se observan en la Tabla 2 de la función ELOS y su error mediático.

Tabla 2

Estimación de Mah (1997)

Función ELOS	Ecuación funcional	Error %
0.3 (m)	$\sqrt{RF} = - 0.64 + 0.86 \sqrt{N'}$	22.0
0.5 (m)	$\sqrt{RF} = - 4.16 + 1.95 \sqrt{N'}$	12.4
1 (m)	$\sqrt{RF} = - 3.33 + 1.74 \sqrt{N'}$	13.8

Fuente: Mah (1997)

- **Metodología de Clark (1998)**

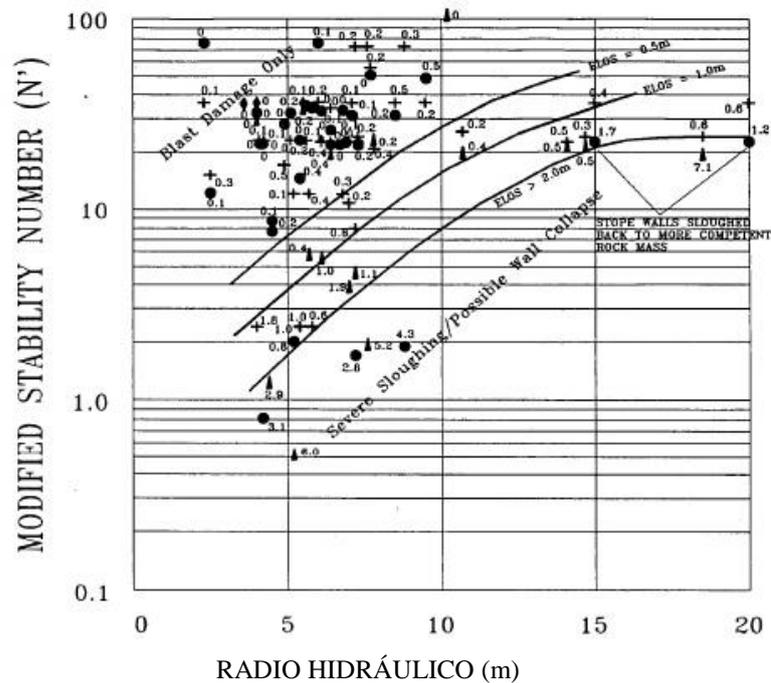
Redunda en el número de estabilidad modificado (N') en el radio hidráulico[HR (m) para la cuantificación de la sobre excavación para definir las líneas de la división de las zonas de sobre excavación, Clark puso su experiencia de por medio y la

tendencia visual u ordenado de los datos, busca a través de las regresiones logísticas y redes neuronales para afinar las curvas alcanzándose las zonas de buen ajuste, pero no siempre en su totalidad en la Figura 7, es una buena herramienta conocida en la actualidad, pero no siempre es independiente de quién lo usa respecto al sesgo y si es así se convierte en una delimitación casi estadística.

• **Metodología de Capes (2009)**

Se propone un nuevo gráfico de estimación de la sobre excavación que complementa los trabajos realizados anteriormente por Mah (1997) y Clark, propuesta en la misma dirección, capes toma la sobre excavación potencial nuevamente como formación del número de estabilidad modificada de Potvin (N') y el radio hidráulico para (HR).

La herramienta de diseño predictivo de capes se aparece en la Figura 8, donde se aprecian las curvas graficadas para un acierto del 80% (P=0.8) este porcentaje fue variado de la manera de observar la mayor correlación entre las guías y los datos empíricos de las cámaras, Capes (2009).



Leyenda:

- Sin soporte en paredes laborales
- + Sin soporte en el techo
- Δ Soporte con cable en las paredes laterales
- ◊ Soporte por cable en el techo de la cámara

Figura 7: guía de estimación de la dilución.

Fuente: Clark (1998).

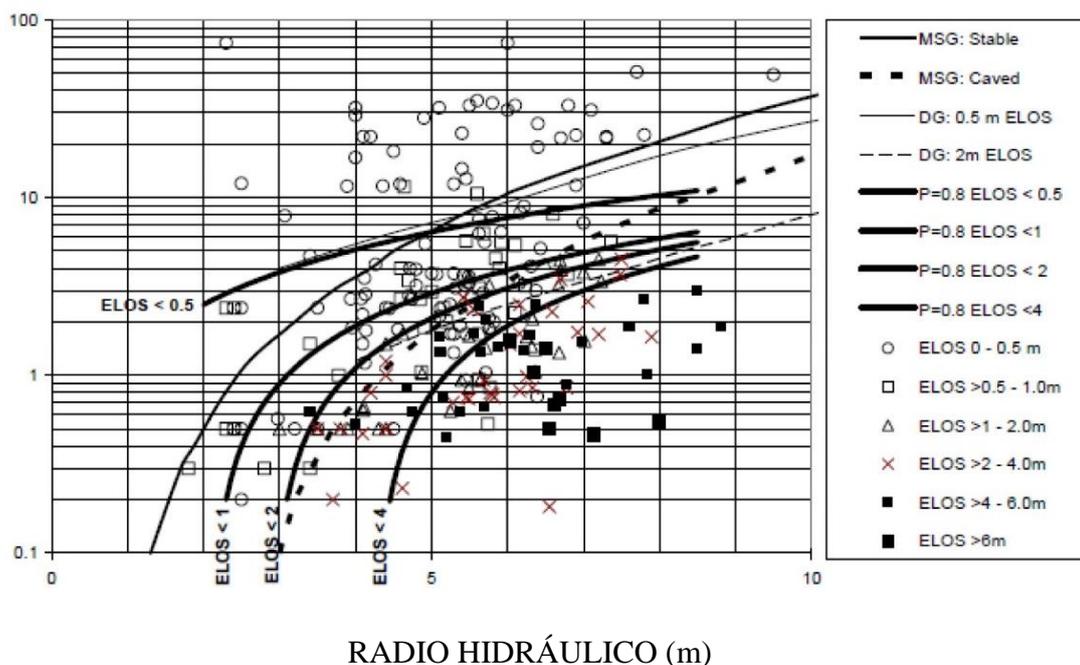


Figura 8: Estimación de dilución capes.
Fuente: Capes (2008).

- **Zonificación generalizada en gráfico empíricos**

Los métodos de producción de sobre excavación presentan gran variabilidad en los valores de la base de datos, estos son zonificados en intervalos de igual potencial de sobre excavación, estas zonas se asumen en la asociación de ciertas prácticas operacionales como:

- Zona: $ELOS \leq 0.5$ (m)**

Se asocia principalmente a daño por voladura, por la sobre excavación provocada por efecto de la propagación de ondas de choque, vibraciones y desviaciones de los tiros de producción que aumentan el poder rompedor de la configuración inicial de la voladura, más allá de los límites del diseño.

- Zona: 0.5 (m) \leq ELOS \leq 1.0 (m)**

Considerado como dilución menor provocada por fenómenos de deslizamiento de bloques de las paredes de la cámara producto de la redistribución de esfuerzo en torno a la cámara.

- Zona: 1.0 (m) \leq ELOS \leq 2.0 (m)**

Considerado como dilución moderada, está asociada al desprendimiento y caída de bloques de roca desde la pared colgante y techo, esto está controlado por la generación de una zona de relajación de esfuerzos adyacentes a la pared colgante

que provoca un efecto de des confinamiento de los bloques presentes, los que deslizan entre sí o caen por gravedad.

iv. Zona: ELOS > 2.0 (m)

Considerado como dilución severa. Esta zona corresponde a una sobre excavación mayor producto del des confinamiento de la pared asociada a la zona de relajación de esfuerzos que ha concluido en un área estable mucho más atrás de la delimitación de la pared colgante.

2.2.8 Modelos de sobre excavación en la dilución

Estos estudios se fundan básicamente en la zona de relajación producida por la pared colgante producto de la redistribución de los esfuerzos en la cámara y en los pilares. La experiencia muestra que un macizo rocoso fracturado permanece estable en la medida que el confinamiento mantenga los bloques que lo conforman trabados entre sí, pero al poner en el tapete la zona de relajación implica para analizar el potencial de caída y desprendimiento de los bloques producido por energía gravitatoria desde la pared colgante (techo y paredes) y su tratamiento se basa en dos principios claramente definidos.

i. $\sigma_3 \leq 0$

Este método considera que la dilución potencial por sobre excavación corresponderá a toda la zona de relajación que disminuya el tensor de esfuerzos, inducido hasta el nivel de relajación plena o el desconfinamiento en realidad este criterio asume que toda la combinación de fracturas inducidas por cizalla y tracción en la envolvente definida por el contorno de isovalor de la tensión de confinamiento nulo que provocara el desprendimiento de roca y de este modo aumentando la magnitud de la sobre excavación y por consiguiente la dilución.

ii. $\sigma_3 \leq \sigma_t$

A diferencia del comportamiento anterior este criterio considera que la cuantificación de la sobre excavación corresponderá a la porción de la zona de relajación que disminuya el tensor de esfuerzos inducidos hasta alcanzar la resistencia a la tracción del macizo rocoso (σ_t) este criterio asume que la dilución observada estaría provocada por la combinación de fracturas por cizalle y tracción en zonas que generen una tensión menor a la resistencia a la fracción.

Para estudiar la dilución frente a condiciones diversas de operación en este caso la variable de la tensión principal (σ_1 , σ_3) y la geometría de la excavación subterránea en base a una sobre excavación

Tabla 3

Modelos por autores diversos.

Autor	Criterio estudiado	Programa utilizado
Clark (1998)	$\sigma_3 = 0$	Map 3D
Martin (1999)	$\sigma_3 = 0$	Examine 3D
Henning	$\sigma_3 = 0$	
Mitri (2007)	$\sigma_3 = 0$	Map 3D
Vongpaisal (2010)	Elasto - plástico	FEM 3D

2.2.9 Parámetros de influencia sobre la dilución

i. Trayectoria de los esfuerzos principales

La influencia de la trayectoria de esfuerzos es de cuidado en los análisis de estabilidad que tiene que ser considerado en el tema de la dilución, Martin (1999), en su estudio para minería de vetas angostas o manteados, propone que la trayectoria de los esfuerzos asociados a la pared colgante o techo es de descarga o relajación que tiene que ver con la reorientación del esfuerzo principal mayor con respecto al techo o pared colgante, se tiene dos casos límite:

- Esfuerzo principal mayor (σ_1) perpendicular a la pared colgante.
- Esfuerzo principal mayor (σ_1) coplanario a la pared colgante que se puede aplicar el siguiente gráfico a manera de guía.

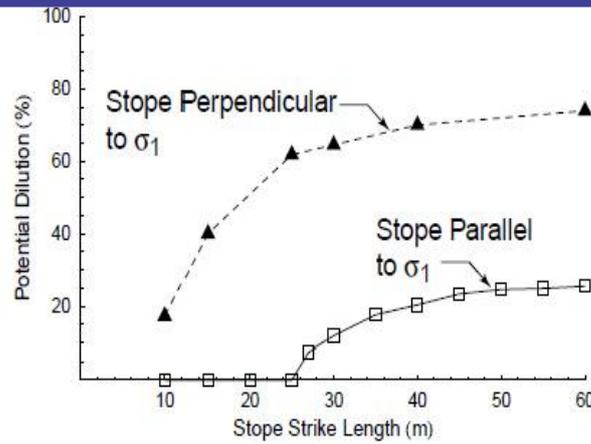


Figura 9: Variación de ELOS con la dirección de σ_1 .
Fuente: Martin (1999).

ii. Geometría de la pared

La influencia de la geometría de la abertura es un intento de correlacionar el aumento proporcional de la sobre excavación con las dimensiones de alto y corrida de la pared colgante y como también trata de explicar la estabilización de la sobre excavación producto de la formación de la bóveda o arco en su proceso de estabilización del macizo rocoso y/o mineral, Martin (1999), que comprueba el aumento de la cantidad de dilución (%) y el proceso de su estabilización aumenta en su magnitud de una dimensión de la pared colgante y con esto su radio hidráulico RH(m) y este análisis es profundizado posteriormente por Henning & Mitri (2007), lógicamente incrementando en la variación de la sobre excavación con respecto al diseño de la cámara o caserón.

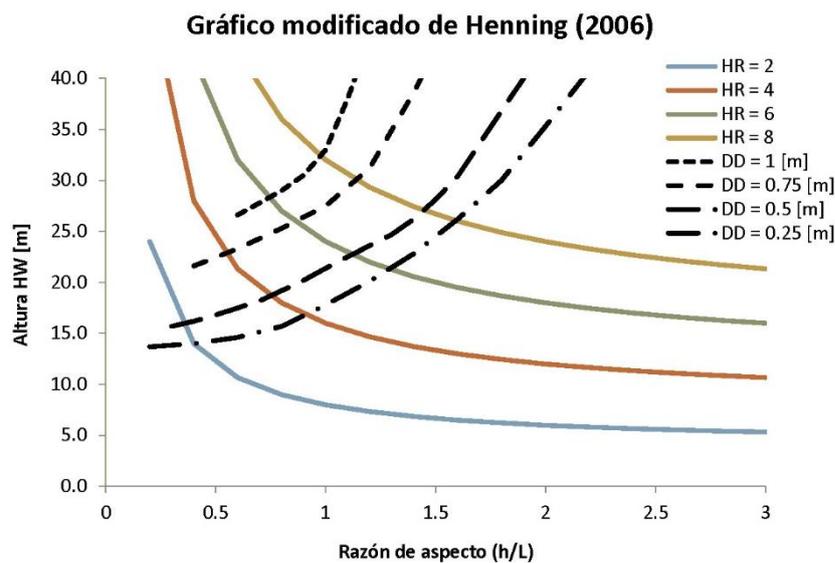


Figura 10: Estimado de densidad de dilución (DDm) como función de la pared colgante (m) y la razón (h/l) notificado por Henning & Mitri (2007).
Fuente: Henning & Mitri (2007).

Vongpaisal (2009), genera guías de estimación de la dilución de manera 3D fijando o considerando el macizo rocoso y relativamente indica el autor que tiene mayor precisión que las guías empíricas, la relación (h/w) (L/W) reemplaza el radio hidráulico para la representación del tamaño de la excavación como cámara o salón o simplemente caserón, es la que en los últimos años ha tenido mayor aplicación especialmente por el método de explotación “Block Caving”.

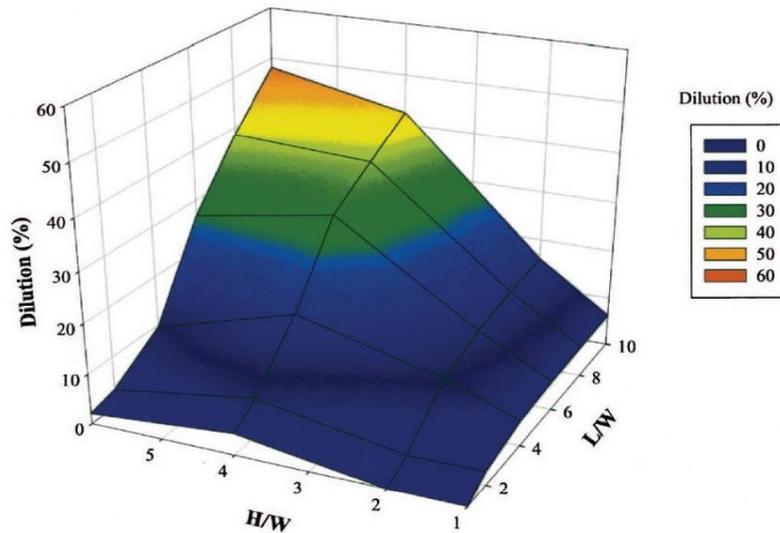


Figura 11: Guía estimación 3D RMR > 60, W = 10 (m).
Fuente: Vongpaisal (2009).

iii. Profundidad el caserón

Según Henning & Mitri (2007) al variar la profundidad de la sobre excavación DD (m), se tiene los criterios siguientes con respecto a la tensión principal menor (σ_3)

- $\sigma_3 \leq 0$ permanece el terreno casi uniforme o constante.
- $\sigma_3 \leq \sigma_t$ presenta una gradiente considerable con la profundidad como se puede apreciar en la Figura 12.

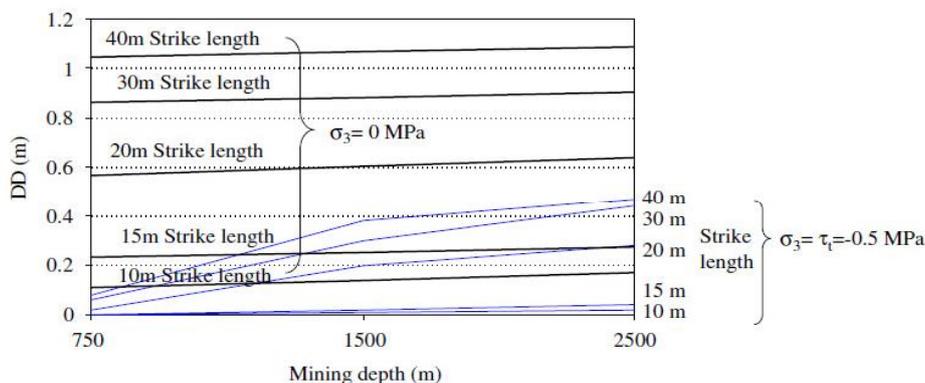


Figura 12: DD (m) en relación de la profundidad por criterio.
Fuente: Henning & Mitri (2007).

2.3 MARCO CONCEPTUAL.

2.3.1 Dilución.

Se define comúnmente como dilución a la mezcla de mineral con estéril, mediante la cual se lleva bien a procesar un material que no tiene el valor económico previsto, o bien se arroja a la escombrera mineral, con la consiguiente pérdida de aprovechamiento de las reservas. (*Glosario de términos mineros, 2015*), Bogotá.

2.3.2 Geomecánica.

Es una disciplina que en las últimas tres décadas ha tenido grandes progresos, convirtiéndose en una herramienta tecnológica más en la industria minera en particular y en otras ramas de la ingeniería en general.

Para su aplicación efectiva al minado subterráneo, a donde se dirige la presente tesis, las actividades geomecánicas que se realizan en una mina deben ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte de todo el personal involucrado con la explotación de la mina.

El primero trata del comportamiento de suelo desde pequeña escala a una escala de Talúd. Este último se refiere a temas en ciencias de la tierra relacionados con la caracterización de masas de las rocas y de la mecánica de las rocas, como se aplica a la industria del petróleo o altas profundidades, diseño de túneles, rotura de las rocas, y los útiles de perforación. Muchos aspectos de la geomecánica se superponen con partes de la ingeniería geotécnica, y de la ingeniería geológica. Los avances modernos se refieren a sismología, mecánica de medios continuos, mecánicas discontinuas y Fenómenos de Transporte.

En la industria de la ingeniería petrolera, la geomecánica se utiliza para predecir los parámetros importantes, tales como las tensiones in-situ de las rocas, módulo de elasticidad, coeficiente de fugas y el coeficiente de Poisson.

Los parámetros del yacimiento incluyen: la formación de la porosidad, la permeabilidad y la presión del fondo del pozo que se pueden derivar de la evaluación geomecánica. El ingeniero geotécnico o geofísico se basa en varias técnicas para la obtención de modelos geomecánicos fiables.

SEMSIG-Sociedad Española de Mecánica de Suelo e Ingeniería Geotécnica.

2.3.3 Cámaras.

Corte, Sector de una mina subterránea donde se lleva a cabo la explotación gradual del depósito. El término, generalmente, se aplica a la explotación de depósitos constituidos por capas o vetas inclinadas. 2. Cualquier excavación de una mina subterránea, diferente de las labores de desarrollo (guías, cruzadas, entre otros) y preparación (tambores, diagonales, sobre guías y otros) elaborada con el fin de extraer un mineral.

2.3.4 Pilares

Pilar: bloque sólido de mena o de roca dejado en su lugar para estructuralmente sostener el pozo de acceso a la mina, las paredes o el techo de la mina. (*Glosario de términos mineros, 2015*), Bogotá.

2.4 HIPOTESIS

2.4.1 Hipótesis General.

Al realizar el análisis geomecánico de la explotación por cámaras y pilares se controlará el riesgo de la dilución del mineral de la mina Untuca Cori Puno S.A.C.

2.4.2 Hipótesis Específica.

- La determinación del riesgo de dilución por medio del análisis geomecánico del entorno estructural de las labores de la mina se preverá la contaminación del mineral en la mina Untuca Cori Puno S.A.C.
- La evaluación de manera integral el riesgo de dilución del mineral que se produce en las labores utilizando el método de explotación cámaras y pilares se tendrá el control en la mina Untuca Cori Puno S.A.C.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 UBICACIÓN Y ACCESO

3.1.1 Ubicación

En el 2004 Consorcio Minero Horizonte inaugura la empresa Cori Puno, la que inicia operaciones en el 2007, las operaciones de la unidad de producción Untuca, ubicada a 4950 m.s.n.m., En la provincia de Sandía, Región Puno, las labores en las cuales se efectúa el estudio están centralizadas en la sección denominada Cerro la Torre. La unidad se ubica al sur del distrito de Quiaca, en el flanco oriental de la cordillera de Carabaya, las instalaciones e infraestructura productiva, se localiza a 192 km. al noroeste de la ciudad de Juliaca a una altura de 4305 m.s.n.m. (Ver Figura 13)

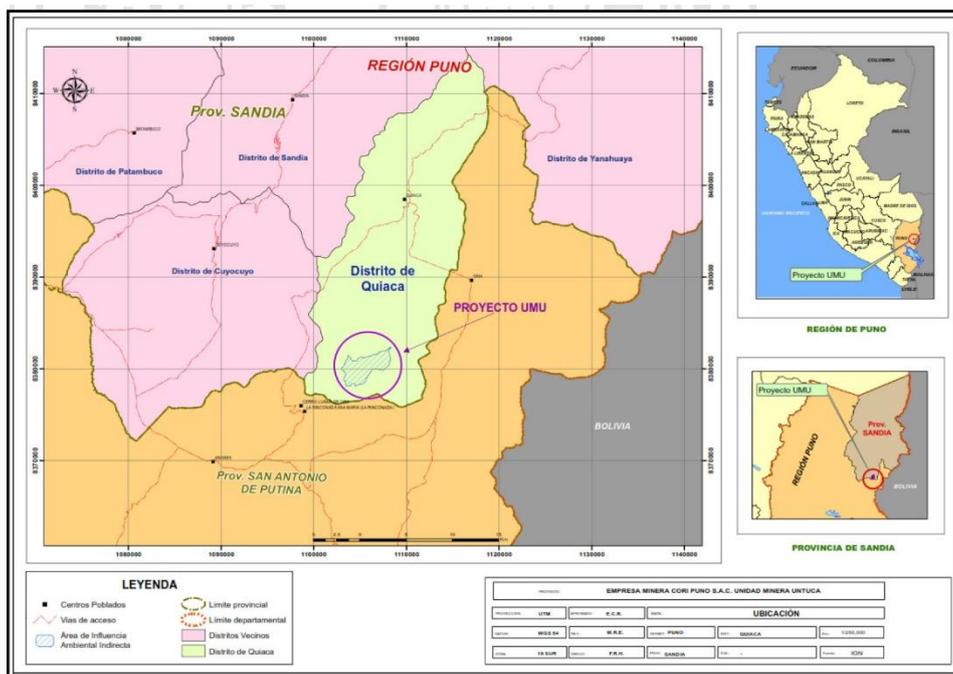


Figura 13: Ubicación de la unidad de producción Untuca.
Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC. 2016.

3.1.2 Clima y vegetación

El paraje Untuca presenta un clima de temperaturas bajas en el período comprendido de mayo a agosto llegando hasta los 5 °C, la vegetación propia de la zona de la cordillera con escasa vegetación casi pegado al suelo y siendo el principal el ichu (suave).

3.1.3 Topografía y fisiografía

El paraje en mención y adyacentes presenta un relieve suave con presencia de grandes elevaciones que corresponde a procesos tensionales del tectonismo además, estas zonas contienen glaciares que presentan un relieve abrupto, crestas agudas producto de la erosión glacial y las zonas descubiertas de glaciares presentan plegamientos, fallas y fracturas que se dan en rocas ligeramente metamorfizadas consistente en cuarcitas, filitas, esquistos y pizarras de la formación Sandía y Ananea del Cretácico.

3.1.4 Geología de la zona

i. Geología regional

En el área de la cadena oriental de la cordillera de los andes que corresponde a la cordillera de Carabaya afloran extensamente rocas sedimentarias del Paleozoico, que comprende la formación Sandía y la formación Ananea, cuya característica es el común de rocas de pizarra, cuarcitas y filitas.

- **Formación Sandía (Os – s)**

Definido inicialmente por Laubacher (1978), en el valle de Sandía constituida por una secuencia detrítica de pizarras oscuras intercaladas con cuarcitas que van de metro a milímetros de potencia que son del Ordovisico, indicarían además la formación que habría sedimentado en un ambiente de llanura.

- **Formación Ananea (SD – a)**

Laubacher (1978) en la cordillera oriental formada por una gruesa serie de esquistos pizarrosas con minerales secundarios petrográficos de muscovita, cuarzo, sericita y clorita, afectados por un metamorfismo de tipo epizonal sus

contactos estratigráficos con la formación infrayacente están dados por un fallamiento inverso que se muestra con la formación Sandía cabalgando sobre la anterior en edad. La formación Ananea, mientras que en el contacto se observa colgajos pertenecientes al Silurico-Devonico.

- **Depósitos cuaternarios**

Representados en la zona por depósitos morrenicos conformado por clastos dispersos en una matriz limo – arcillosa – arenosa, que dependen de su lugar de origen, estas contienen placeres auríferos. Los depósitos aluviales constituidas por limos y arcillas productos de la meteorización del substrato rocoso y transportados sobre la pendiente por la acción fluvial y depositados en las depresiones y los depósitos coluviales se localizan al pie de los flancos de los cerros producto también de la meteorización.

- **Rocas intrusivas**

Localizada al NW del área de la Unidad en el cerro Utccuccoca, de roca granítica que a intruido en las rocas del Paleozoico inferior (formación Sandía), probablemente controlada por un sistema de fallamiento de orientación NW además producto de la intrusión se observan rocas metamórficas consistente en esquistos.

ii. **Geología local**

El yacimiento Pomarani, se encuentra localizado en la formación Sandía que está compuesto por pizarras – filitas de color negro de potencia que van de milímetro a centímetro y de aspecto lustroso en los planos de estratificación, originados por la presencia de muscovita y clonta.

Las filitas y pizarras están intercaladas con cuarcitas blancas a grises de grano fino a medio cuya orientación es de N 100° - 155° E, y un buzamiento de 7° a 22° SW, estas rocas han sufrido un fallamiento debido a las tensiones tectónicas (ver Figura 14)

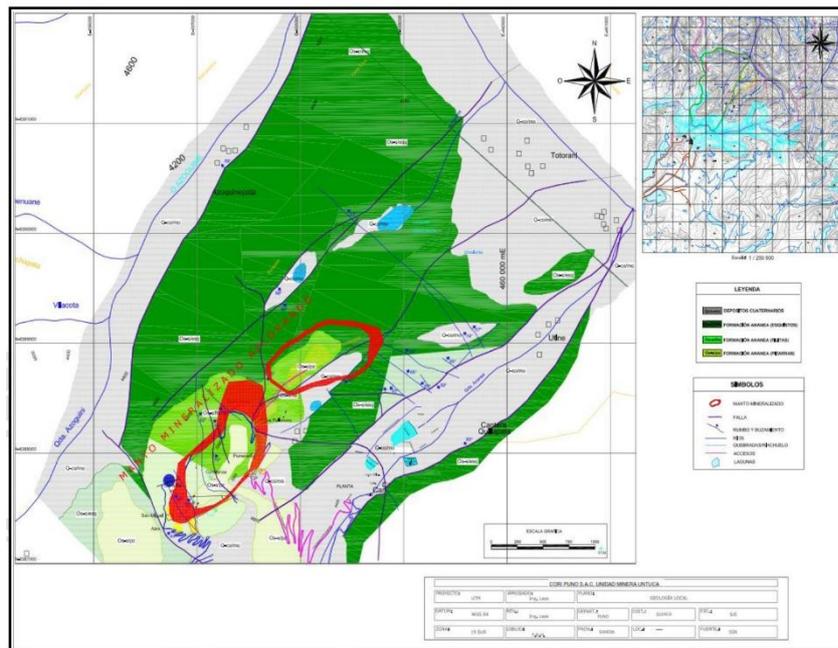


Figura 14: Plano de geología local.
Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC. 2016.

En la zona de estudio se observan depósitos morrenicos ubicado alrededor de la laguna Ananea originado por acción glaciár constituido por material arrancado por el hielo, integrado en una matriz limo – arcillosa – arenosa de características angulares y su sub angulares de filitas, pizarras, cuarcitas, cuarzos y también se observan depósitos aluviales de espesores variables depositados en las quebradas.

Finalmente se observan depósitos aluviales localizados en las zonas La Torre Llactapata, Lomada, Gallocunca y Pomarani, producto de la meteorización de la roca subtrato y transportados por el viento y por la gravedad, compuesta por partículas finas a gruesas que engloban a clastos y bloques angulosos y sub angulosos del mismo subtrato.

iii. Geología estructural

La zona ha sido afectada por el tectonismo de tensiones comprensiva y de corte los cuales han producido áreas de cizallamientos y plegamientos que originan zonas de debilidad en donde las en donde se emplazaron soluciones mineralizadas. Este fallamiento es controlado principalmente por la falla San Miguel, la cual es una falla inversa de bajo ángulo que aflora al Oeste de la zona, tiene un buzamiento de 30° E, con una potencia de 80m de forma simoidal que

se encuentra rellenado en un primer evento por feldespatos, luego por cuarzo hialino y posteriormente diseminado por pirita asociado a cuarzo gris y cuarzo euédrico hialino.

La zona de Pomarani está controlada por el sistema de fallas de rumbo NE (Sistema andino). La presencia de fallas tensionales es muy importante, ya que en estos sectores hay concentración de valores de oro.

El sistema de fallas secundarias y de tercer orden NE, se encuentra mayormente rellenado de cuarzo lechoso, cuarzo hialino, clorita, jarosita, goetita y feldespato. El cuarzo en estas fallas se presenta con textura masiva.

iv. Geología mineral

El yacimiento mineral de Untuca, es de tipo estatiforme, tipo “Stock work”, diseminado dentro de las rocas del paleozoico inferior, la caracterización estructural del sistema de vetas, mantos y diseminaciones por el aporte hidrotermal que ascendieron por las fracturas, microfisuras, llevando iones libres de oro y sulfuros de hierro, como metal libre está diseminado en las rocas y dentro de las mantas de cuarzo gris ahumado, aunque también se presenta la existencia de oro blanco denominado calaverita, a partir de los fluidos de teluros.

Entre los sulfuros se tienen minerales como la pirrotita, que se encuentra en forma diseminada, en forma de lentes, motas acompañando a los mantos de cuarzo gris. La Pirita es muy común en la zona, se presenta en cristales en el sistema cúbico, se encuentra en vetas, mantos, nódulos de cuarzo lechoso y la arsenopirita se encuentra acompañando a los sulfuros asociados a minerales de antimonio, plomo y diseminados también en estructuras de mantos lenticulares _ de cuarzo gris emplazados en rocas filitas. La calcopirita es la mina principal de cobre, se encuentra en pequeñas cantidades asociadas a la pirrotita, pirita, blenda, galena, esfalerita, etc., y es de origen hidrotermal.

Los óxidos provienen de la oxidación de los sulfuros por reacciones químicas en la zona su presencia es débil, entre otros fenómenos a la hematita, limonita y la jarosita.

Uno de los sectores principales en la geología mineralizante es el sector Pomarani por la presencia de vetas, lentes, motas, venillas y microvenillas de cuarzo lechoso-gris-feldespatozoideo, cerca de las fallas es una buena guía, por

otro lado sulfuros diseminados a lo largo de la secuencia de pizarras y cuarcita, indica la continuidad de la mineralización en este sector importante.

- **Sector Pomarani**

Como materia de estudio y objeto de la tesis, es un yacimiento aurífero que forma parte de la unidad productora Untuca la mineralización tiene forma tabular a manera de mantos con rumbo predominante de N 30° W, y buzamiento S 12° W y ocurre a partir de la cota 4890 m.s.n.m., hasta los 4960 m.s.n.m., El ancho de estas zonas de falla con vetas y vetillas que van del orden de 0.5 a 4 m, presentando halos de mineralización de interés geológico y económico. Las dimensiones aproximadas según los planos y secuencias son 385 m de ancho por 500 m de largo y la potencia promedio del paquete que alberga la mineralización económica es de 30 m.

La mineralización del yacimiento a un no está bien reconocido, la principal característica de este es que no es de carácter uniforme si no ocurre en pequeños lentes dentro del paquete de las dimensiones nombradas.

v. **Hidrología**

En esta sistematización en el área de estudio hidrológico se determinó la existencia de tres lagunas (Ananea, Umalenta y Pulluncuyunoa) en la zona de Untuca.

- **Hidrología del yacimiento Pomarani**

En la investigaciones geotecnicas de exploración con perforaciones diamantina, sea encontrado niveles freáticos que varían de 1 a 5 m de profundidad con caudales de 2.2 l/s. Estos niveles de agua son considerados superficiales y corresponde al agua contenida en el material cuaternario, conformado por gravas limo con matriz en arenas y arcillas y son producto de las precipitaciones pluviales que en su escorrentía superficial se producen filtraciones en el suelo.

vi. **Modelo geológico de los mantos del yacimiento Pomarani**

Resulta que los sondeos diamantinos con una longitud total de 3302m en superficie y 492 m de labores subterráneas o mineras con una ley de corte utilizada para su modelamiento es de 1gr/TM Au, de este modo delimitar los sólidos en una representación 3D.

- **Aspectos geo mecánicos.**

El registro en las estaciones geomecánicas se efectuaron en los afloramientos rocosos más relevantes de las principales familias de juntas se formaron, el buzamiento dirección del buzamiento y las características de las discontinuidades como: apertura, relleno, rugosidad, continuidades espaciamiento y presencia de agua.

Macizo rocoso para determinar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso, se analizaron las distintas propiedades de sus componentes de la roca intacta y las discontinuidades del macizo rocoso, ver Tabla 4, y Anexos A, B, C, D, E, F y G.

Tabla 4

Resistencia de la roca en ensayos de laboratorio y en campo.

Litología	Resistencia compresión	Resistencia a compresión	mi
	simple MPa	simple puntual MPa	
Mineral	29 – 146	40	4.98
Pizarra	31 – 123	80	4.90
Filita	70	70	6.20

Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC, 2016, clasificación Geo mecánica del macizo rocoso como sistema procedimental se utilizaron en la caracterización los tres índices más usados: RQD, RMR y GSI.

- **RQD (Rock Quality Designation)**

En base a un análisis estadístico descriptivo de todos los valores RQDi, para los diferentes tipos de roca en la zona Pomari. Se obtuvo

Tabla 5

Clasificación ponderada de RQD en el área Pomarani.

Intervalo RQD	Clase	Porcentaje en Pomari (%)
< 25	Muy mala	5
25 – 50	Mala	39
50 – 75	Regula	52
35 – 90	Buena	4
90 – 100	Muy buena	0
TOTAL		100

Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC. 2016

- **RMR (rating Mass Rock)**

Obtenida por el uso de RMR 89 de Bieniawski en campo por rebote de martillo Schmith, valores de RQD, lo que más se ajuste por lo formado en afloramiento se aplica la relación volumétrica.

$$RQD = 113.3 J_v \quad \text{donde;}$$

$$J_v = \text{número de discontinuidades por m}^3$$

– **GSI (Geological Strength Index)**

Evalúa el macizo rocoso en función de criterios básica. Estructura y condiciones de la superficie de junta de las fracturas en realidad el GSI se basa en la determinación de la litología, estructura y las condiciones de las superficies de las discontinuidades (Ver Figura 15) en función de los carretilla geomecánica utilizado ampliamente en la minería y las obras de carácter civil en superficie del macizo rocoso de acuerdo a su característica, estructura y la condición de los planos de fractura que presenta en la rugosidad y ocasionalmente planos de falla.

Labor Temporal		Sección de la Labor (m)			
Clasificación GSI		Menor a 2.5	2.5 a 3.50	3.50 a 6.00	6.00 a Mas
II	F/B - MF/B	A	A	B	C
III-A	F/R - MF/R	A	C	D	D
III-B	IF/B - IF/R	PS	D	E	E
IV	F/P - MF/P - IF/P - T/R	F	F	I	NR
V	MF/MP - IF/MP - T/P - T/MP	G	G	G	NR

Labor Permanente		Sección de la Labor (m)			
Clasificación GSI		Menor a 2.50	2.5 a 3.00	3.00 a 4.00	4.00 a 5.00
II	F/B - MF/B	A	A	B	B
III-A	F/R - MF/R	C	C	D	D
III-B	IF/B - IF/R	D	D	E	E
IV	F/P - MF/P - IF/P - T/R	F	F	G	NR
V	MF/MP - IF/MP - T/P - T/MP	G	G	H	NR

Tipo de AutosopORTE		Tipo de Sostenimiento	
Temporal - Permanente	Sostenimiento	Cod.	Descripción del Sostenimiento
Sostenimiento Inmediato	Labor Avanzada Labor Sostenida	A	Perno Puntual o Ocasional
		B	Perno Sistemático 2.50 a 3.00 m
		C	Perno Sistemático 2.00 a 2.50 m
		D	Perno Sistemático 1.50 a 1.80 m
		E	Perno + Malla Electro soldada
		F	Cuadros Espaciado a 1.50 m
		G	Cuadro Espaciado a 1.00 m
		H	Cimbra Espac. 1.50 m
		I	Pilar de madera + Jack Pack
		PS	Puntal de Seguridad con redondos de 6" a 8"
		NR	Excavación No Recomendable

TIPO DE PERNO / LABOR	
Split Set	Perno Temporal
Helicoidal	Perno Permanente

Importante: Uso de plantillas de madera y/o combinaciones de sostenimiento se realizará por recomendación del Área de Geomecánica.

CONDICIÓN DE ESTRUCTURAS (PLANOS DE ESTRATIFICACIÓN)		CALIDAD SUPERFICIAL																				
<p>CARTILLA GEOMECÁNICA</p> <p>Cori Puno[®]</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>RMR</th> <th>Tipo Roca</th> <th>GSI</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>61 - 80</td> <td>II</td> <td>F/B - MF/B</td> </tr> <tr> <td>51 - 60</td> <td>III-A</td> <td>F/R - MF/R</td> </tr> <tr> <td>41 - 50</td> <td>III-B</td> <td>IF/B - IF/R</td> </tr> <tr> <td>41 - 21</td> <td>IV</td> <td>F/P - MF/P - IF/P - T/R</td> </tr> <tr> <td>0 - 20</td> <td>V</td> <td>MF/MP - IF/MP - T/P - T/MP</td> </tr> </tbody> </table> <p>ESTA TABLA NO ES APLICABLE A PROBLEMAS CON CONTROL ESTRUCTURAL</p> <p>COMPOSICIÓN DE ESTRUCTURAS</p> <p>FRACTURADA (F) ESTRATOS GRISESOS DE GRAN BLOCCOSIDAD, FORMADO POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 51 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p> <p>MUY FRACTURADA (MF) ESTRATOS GRISESOS CON INTERCALACIÓN DE ESTRATOS DELGADOS, DE MENOR BLOCCOSIDAD FORMADO POR TRES O CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p> <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. (IF) ESTRATOS CON MUCHAS DISCONTINUIDADES Y FALLAMIENTO, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD < 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)</p> <p>TRITURADA O BRECHADA. (T) ESTRATIFICACIÓN CON PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROJA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS ANGULOSOS Y ESQUISITOS. (SIN RQD)</p>	RMR	Tipo Roca	GSI	61 - 80	II	F/B - MF/B	51 - 60	III-A	F/R - MF/R	41 - 50	III-B	IF/B - IF/R	41 - 21	IV	F/P - MF/P - IF/P - T/R	0 - 20	V	MF/MP - IF/MP - T/P - T/MP	F/B	F/R	F/P	-
	RMR	Tipo Roca	GSI																			
	61 - 80	II	F/B - MF/B																			
	51 - 60	III-A	F/R - MF/R																			
41 - 50	III-B	IF/B - IF/R																				
41 - 21	IV	F/P - MF/P - IF/P - T/R																				
0 - 20	V	MF/MP - IF/MP - T/P - T/MP																				
REGULAR (R) RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA. LIGERAMENTE ABERTAS. (te 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP																		
BUENA (B) MUY RESISTENTE. LEVEMENTE ALTERADA DE OXIDACIÓN. LIGER. ABIERTA. (te 100 a 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP																		
POBRE (P) MODERADAMENTE RESISTENTE Y ALTERADA. PULDA CON ESTRUCTURAS. MUY ALTERADA. RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (te 25 a 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	T/R	T/R	T/P	T/MP																		
MUY POBRE (MP) BLANDA. MUY ALTERADA. SUPERFICIE PULDA Y ESTRADA. MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (te < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)	-	-	-	-																		

Figura 15: Cartilla geomecánica para valorar GSI. Fuente: Hoek – Brown 1987.

3.1.5 Minería subterránea sector Pomarani

En el minado subterráneo en Pomarani corresponde a un plan que va reforzado con el auxilio del modelo geológico y geomecánico en base a los sondajes diamantino y la existencia de labores desarrolladas y las de preparación preliminar que permitieron la caracterización de los recursos minerales en la condición de inferidos e indicados atendiendo al módulo geológico de la estructura mineralizada de explotación económica rentable de manera selectiva impuesta por la mineralización del yacimiento.

i. Recursos minerales

El plan de minado reformulado se ha desarrollado sobre un modelo determinado de bloques en cada sector.

La distribución de recursos permite planificar la secuencia de explotación tal como se puede apreciar en la siguiente Figura 16.

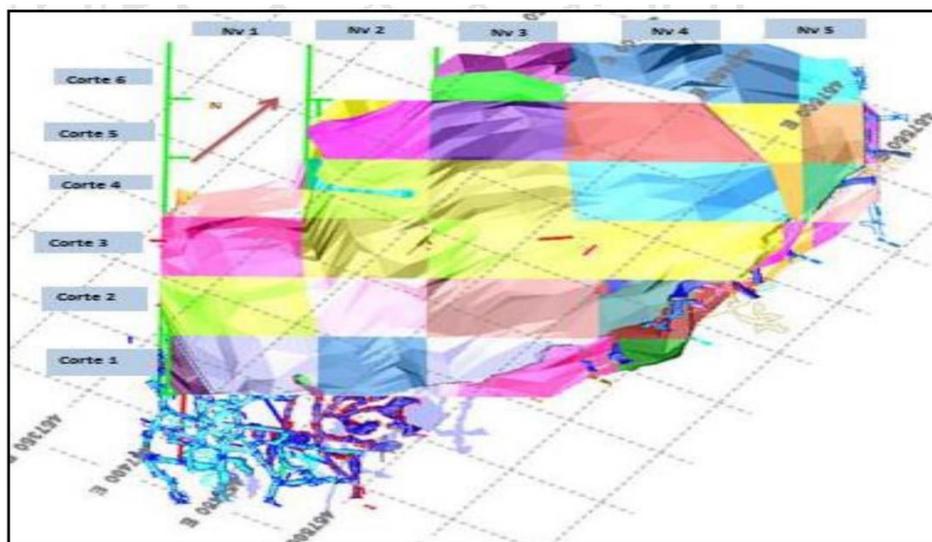


Figura 16: Recursos minerales-sector Pomarani.

Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC. 2018.

En la tabla 6, se observan los recursos mineros del sector Pomarani en su calidad de reservas.

Tabla 6*Distribución de reservas en el sector Pomarani*

Manto	Reservas (TM)	Ley gr./Au TM
1	332.006	2.92
2	285.135	2.68
3	186.015	2.92
4	500.020	3.53
5	338.338	2.98
6	34.234	2.98
TOTAL	1,675.748	3.00

Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC.

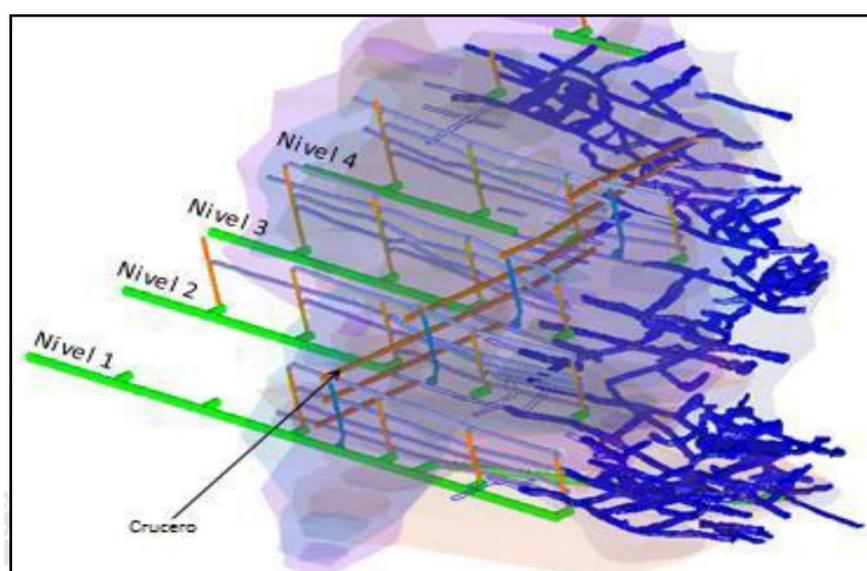
ii. Reservas minerales

El mineral probado más el probable que en este caso son las reservas están calculadas sobre un “cut off” de 3gr/Tn y sobre 555 531, toneladas de mineral aurífero.

iii. Diseño de minado

- **Labores de desarrollo**

En el diseño de la sección de las labores de cruceros e inclinados de acceso se considera una sección de 3.5 m x 3.50 m que están en función del dimensionado de los “Scoops” por los niveles de producción y esto permite el acceso inmediato a los mantos para el acarreo del mineral aurífero ver Figura 17.

**Figura 17:** Vista 3D del desarrollo de las labores.

Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC. 2016.

- **Labores de explotación.**

Una vez realizada las labores de desarrollo y preparación es condición de limitar los panales de explotación cada 50 m, y se realiza mediante la excavación de cámaras separadas por pilares siguiendo el buzamiento desde el nivel inferior hacia el nivel superior.

Es necesario mencionar que en la primera etapa de la explotación, el avance debe prosperar en forma ascendente desde el manto inferior (manto 1) al manto superior (manto 6) y la segunda etapa especialmente acondicionado a las características del terreno y a la condición de la distribución de las leyes de oro, cuyo tener permite la recuperación de los pilares y se opera en forma descendente con respecto a la primera etapa.

3.1.6 Procedimiento de minado

i. Perforación

Se efectúa con Jumbo de un brazo y la distribución del esquema de perforación se hará tomando como parámetro principal la potencia de la estructura mineralizada, pero teniendo en cuenta de crear las caras libres respecto al corte a diseñarse (ver Figura 18)

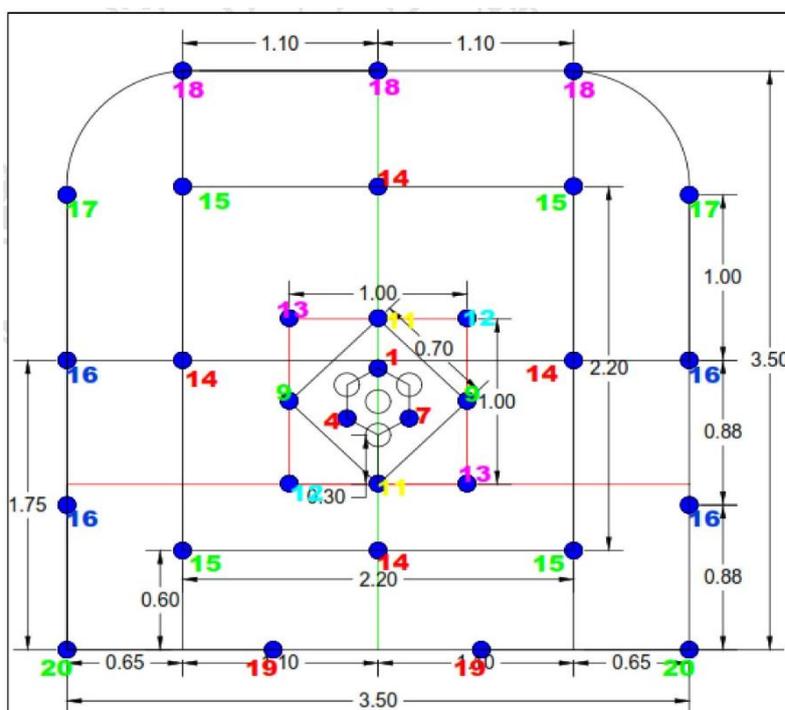


Figura 18: Diseño de perforación en una sección de 3.5 m x 3.5 m.

Fuente: Área de planeamiento de Cori Puno SAC.



Figura 19: Perforación de malla en una sección de 3.5 m x 3.5 m.
Fuente: Propia.

ii. Voladura

Para el proceso de voladura se efectúa con explosivos comerciales de las marcas Emultex o Semexa y como iniciadores conectores Carmex por cordón detonante de 12 pies (ver Tabla 7)

Tabla 7

Parámetros y constante de voladura

Roca	Unidad
Roca predominante	Pizarra
Tipo (RMR 89)	111 – A
Peso unitario	2.7 Tn/m ³
Material/sección	Mineral/3.5 x 3.5 m ²
Diseño estándar	
Diámetro de taladros	45 mm
Diámetro de taladro de	4.5 Pulg.
Nº taladros	38 unid
Nº taladro cargado	34 unid
longitud de Barreno	12 pies
longitud de perforación	3.5 m
longitud cargada	2.6 m
longitud de taco	0.87 m

Estándar de voladura			
Emultex		0.119 Kg/unid	
consumo total explosivo		91.39 Kg	
Mesura de factores			
Avance por disparo		3.20 m	
Volumen roto		38.42 m ³	
tonelaje roto		103.72 Tn	
factor de carga		2.38 Kg/m ³	
factor de avanzar		28.56 Kg/m	
factor de potencia		0.88 Kg/Tn	
eficiencia de voladura		92%	
Distribución de taladros			
	Armada	Cantidad emultex	Total Ka
Taladro corona	3	18	64
Taladros hastiales	6	22	15.7
Taladro de alivio	4	0	0.0
Taladros de arranque	3	24	8.6
Taladro ayudas de arranque	8	24	22.8
Taladro cuadradores	9	22	23.6
Taladro de arrastre	5	24	14.3
Total	38	768	91.4

Fuente: Área de planeamiento Cori Puno SAC. 2016.

iii. Sostenimiento

El caso cámaras o espacios vacíos se realiza con “Split Set” pero con frecuencia en la zona de interacción de mayor longitud entre pilares en este caso se suplementa de acuerdo a su característica geo mecánica con malla electro soldada con pernos de 7 a 5 pies según las características funcionales y el terreno.

iv. Acarreo del mineral

El acarreo y cargado se realiza con “Scoops” de 4.5 yd³ y desde el frente de avance hasta las cámaras de acumulación y de estas se cargan con los “Scoops” de 4.5 yd³ a volquetes Volvo de 20 m³ de capacidad.

v. Transporte

Se efectúa con volquete es que se desplazan en el nivel principal de transporte (Manto 1 y manto 5) de sección de 4.5 m x 4.5 m y se emplea camiones mineros de 25 ton, para llevar directamente a la planta concentradora.

3.2 METODOLOGÍA DE ESTUDIO

La metodología planteada para el logro de los objetivos (general y específico) se resume en el siguiente diagrama de la Figura 20.

3.2.1 Minería de datos

En base a los estudios de geomecánica realizado por el área de planeamiento de Cori Puno SAC. 2016, corroborados por el ejecutante, relativos a la dilución que tiene para su determinación de manera indirecta en la estabilidad principalmente en el techo y paredes de los pilares a partir del método de explotación por cámaras y pilares se procedió a la unificación de datos históricos o antecedentes y de allí pasar a una verificación referencial para el estudio.

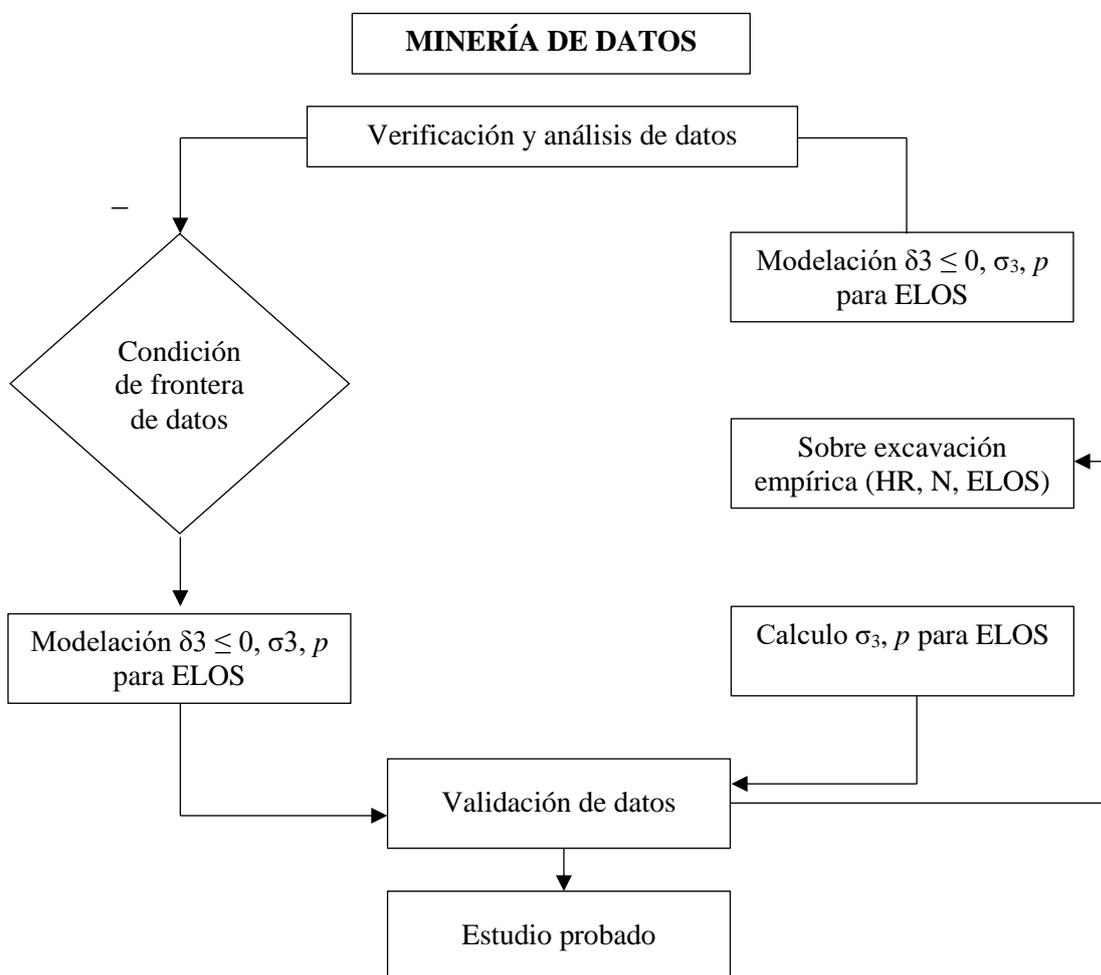


Figura 20: Metodología del estudio
Fuente: Elaboración propia

- Base de datos por explotación por cámaras y pilares sin utilización de soporte
- Base de datos por explotación por cámaras y pilares con utilización de soporte adicional en casos críticos u ocasionales.

3.2.2 Verificación de análisis de datos

Para la verificación de la data con el objeto de determinar los parámetros que controlan la cantidad de dilución por sobre excavación ELOS (m) se utilizaron métodos estadísticos para analizar las variables de allí tamizada las significativas para su estimación según la teoría de la geomecánica.

i. Regresión logarítmicas

Éstas están dadas por regresiones lineales, logarítmicas, para las variables y se tiene la ecuación genérica.

$$Y = x_0 + x_1 \text{Log} (x_1) + x_2 \text{Log} (x_2)t \dots$$

Para el análisis respectivo en caso de la distribución lógica rítmica son verificados por el coeficiente de la correlación lenta de Pearson (R^2):

$R^2 = 1$ correlación muy aceptable

$R^2 = 0$ correlación no aceptable

$0 < R^2 < 1$ correlación aceptable

ii. Regresión logística

Pertenece a una regresión multivariable cuya característica es dicotómica y puede tomar dos extremos 0 ò 1 para el caso de la cantidad de dilución ELOS (m) efecto de la dilución proveniente del techo sobre excavado, considerando un tope de ELOS = (m)

ELOS = 1 m Valor 1

ELOS < 1 m Valor 0

ELOS > 1 m Valor 0

Según la ecuación genérica

$$z = \ln\left(\frac{p}{1-x}\right) = \beta_0 + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 \dots$$

Z= Valor de la regresión

P = probabilidad [0,1]

β = coeficiente de regresión

Para la correlación se usa R^2 de Nagekerke que es similar al valor de Pearson.

iii. Matriz de contingencia

(Fawcett, 2006) permite obtener indicadores sobre estimulador en relación con la base de datos, en base a una matriz como: (Figura 21)

		Ocurrencia	
		(+)	(-)
Ocurrencia hidráulica	(+)	TP	FP
	(-)	FN	TN

Leyenda:

TP = verdades positivas

FP = falsos positivos

FN = falsos negativos

TN = verdades negativas

Figura 21: Matriz de contingencia

Fuente: Fawcett 2016

(TP, FP, FN y TN) expresados en términos de porcentaje y para caracterizar el estimado, se considera las ecuaciones.

$$R(TP) = \frac{TP}{TP + FN}$$

$$R(FP) = \frac{FP}{FP + TN}$$

Para restricciones de obtener la aceptabilidad

$$R (TP) = 1$$

$$R (FP) = 0$$

Para: $PSS = R (TP) - R (FP)$

$PSS = 1$ indicador aceptable

$PSS = -1$ indicador inverso

$PSS = 0$ indicador aleatorio

Mediante la utilización de los métodos estadísticos anteriores en base a su análisis se procesó la información para la determinación de factores que controlan la cantidad de sobre excavación.

3.2.3 Estimación de la dilución usando HR, N y ELOS

Siendo la cantidad de sobre excavación ELOS (m), la variable dependiente a relacionar, se utilizó para cada técnica una combinación lineal del tamaño de la excavación HR (m) y del número de estabilidad como indicador del macizo rocoso N, de acuerdo a la identificación de estas variables como significativas, partiendo del análisis de la data ya confirmada líneas arriba.

La estimación de la sobre excavación geométrica de la explotación por cámaras y pilares que comprende exclusivamente del techo de las cámaras como también en algunos casos las paredes en caso de los frentes o topes.

3.2.4 Criterios numéricos preliminares

Los criterios numéricos buscan la determinación de las líneas intencionales debido a la distribución en el trabajo de σ^1 y σ^3 y que corresponden:

$$\sigma_3 \leq 0$$

$$\sigma_3 \leq \sigma_t \text{ y}$$

$$\rho \leq \sigma_t; \text{ donde}$$

σ_3 : esfuerzo principal menor

σ_t : resistencia a la tracción del macizo rocoso

ρ : resistencia a la presión media hídrica

Dichos estudios y análisis en los métodos numéricos para su análisis están dados por el programa PHASE 2, RocScience, que se adapta al caso del macizo rocoso que presenta un promedio de RMR 50.

La geometría de los casos se obtuvo para un ancho fijo de $w = 7.0\text{m}$ con una inclinación o procesamiento de 12° a lo largo de la cámara de 7.0 m aproximadamente en este caso el manejo del parámetro RH del radio hidráulico se varía las dimensiones del alto de la pared colgante del techo para un factor fijo C y que está sometido a una relajación local de las labores de $A = 1$, en un macizo rocoso asumido por las fracturas o discontinuidades que van de 2 a 3 familias característica de la zona con $B = 0.5$ estableciéndose el valor de Q' , en base al valor de N y su extrapolación con respecto al GSI (cuyos datos dispone el arco de planeamiento Cori Puno SAC. 2016) para la determinación del valor promedio de módulo de elasticidad de la roca intacta (E_i) y al módulo del macizo rocoso E_{rm} , para que finalmente se caracterice un modelo elástico-lineal y se asumen una razón de Poisson $\nu = 0.3$; de acuerdo a la data para estimar la sobre excavación ELOS (m) de acuerdo al criterio indicado para el trabajo de investigación para determinar el volumen real de la zona de relajación de acuerdo a la línea de isovalor.

3.3 POBLACIÓN

La población está conformada por todas las labores de desarrollo, preparación explotación y extracción como la parte dinámica de la operación mina del plan de minado que se desarrolla a partir de los bloques en el sector Pomarani.

3.4 MUESTRA

La muestra para el trabajo está compuesta por los cortes que van del corte 1 al corte 5; comprende los niveles de 01 al 04 en las cuales se tiene la distribución espacial de las cámaras y pilares y los accesos en el sector de Pomarani.

3.5 ÁMBITO DE ESTUDIO

El lugar donde se desarrolla el estudio en suma será el lugar donde se obtendrá los datos e información de la geomecánica del terreno subterráneo donde se viene explotando mineral aurífero por el método de cámaras pilares, en donde básicamente se debe evitar el problema de la dilución del mineral con material estéril, lo que conduce a la falta de recuperación del método adoptado.

3.6 OPERALIZACION DE VARIABLES

3.6.1 VARIABLES

- **Variable Independiente (x)**
Análisis geomecánico de la explotación por cámaras y pilares.
- **Variable Dependiente (y)**
Control del riesgo de dilución del mineral.

3.6.2 CATEGORÍA DE LAS VARIABLES

- **Variable Independiente (x)**
Categoría:
Geomecánica de la masa rocosa.
- **Variable Dependiente (y)**
Categoría:
Dilución del mineral de mina.

Indicadores y medición:

- **Variable independiente (x)**
 - Propiedades de la roca
 - Densidad ρ $[KN/m^3]$
 - Peso γ $[KN/m^3]$
 - La resistencia a compresión simple $[KN/m^2]$
 - Resistencia a acorte $[KN/m^2]$
- **Caracterización de la masa rocosa**
 - RQD [%]
 - RMR [0 – 100]
 - Q [0 – 1000]
 - GSI $[KN/m^2]$
- **Estudio Tensional y deformación**
 - **Variable dependiente (x)**
 - Recuperación (%)
 - Eficiencia (%)
 - Dilución (%)
 - ELOS (%), (m³)

Tabla 8

OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

VARIABLE	CATEGORÍA	INDICADORES	MEDIDA
Independiente (X) análisis geomecánico de la explotación por caramas y pilares	Geomecánica de la masa rocosa	Densidad Peso unitario USC RQD RMR Q GSI $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$	TON/m^3 KN/m^3 KN/m^2 % 0 – 100 0 – 1000 % KN/m^2
Dependiente (Y) control de riesgo de dilución del mineral aurífero	Dilución del mineral de mina	Recuperación Eficiencia Dilución ELOS	% % % m

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES DETERMINANTES

En la revisión bibliográfica de los modelos empíricos de dilución de cámaras o caserones la sobre-excavación se presenta en las zonas de reflujo de esfuerzo o simplemente denominado relajación de esfuerzos que se ubican en la pared colgante o techo de las cámaras, esto ocurre por la redistribución de esfuerzo de carácter localizado en torno a la excavación ante la disminución de esfuerzos confinantes (σ_3), el macizo rocoso inmediata responde sobre excavándose tal como ocurre en los niveles del 1 al 5 en la zona de Pomari, dando lugar al término de abovedamiento o saloneo hasta estabilizarse en arco de comportamiento mecánico por esfuerzo a la comprensión característica fundamental del macizo rocoso de la zona de estudio.

Dentro del análisis en la base al procedimiento empírico constituyen las variables principales el tamaño de la pared colgante o techo de la cámara RH (m) la calidad del macizo rocoso Q.

Los resultados indican la que a medida que aumenta el tamaño del techo o pared colgante o sea el aumento del radio hidráulico de la pared HR (m) y aumente las distancias hacia las paredes o pilares, por lo que inevitablemente se presentara la redistribución de esfuerzos y por consiguiente la zona de relajación incrementándose el potencial de la sobre excavación y por consiguiente el volumen de la zona de relajación en la que también interviene la forma y la que se puede apreciar a través de las razones, la más fundamental conocida como la razón de aspecto que es adimensional como:

$$\frac{h}{L} = \frac{\text{alto de la cámara}}{\text{largo de la cámara}}$$

De manera que se tiene el radio hidráulico HR (m) y la forma h/L (I) puede describirse el patrón de la distribución de esfuerzos en torno a la cámara.

La calidad del macizo rocoso por ejemplo de $RMR = 30$ fracturado es posible que se produzca desprendimientos de bloques del techo como consecuencia de la relajación de las fuerzas de sujeción de los bloques esto en su análisis indica que cuanto menor sea el caracterizador del macizo rocoso RMR ; mejor el potencial de la sobre excavación, lo que está condicionada a:

$$f\left(HR(m), \frac{h}{L(i)}, N\right)$$

Lo importante es que el modelo de regresión aplicable para la determinación de la sobre excavación medida por ELOS (m), en base al método de explotación por cámaras y pilares (C y P) que se muestra a continuación:

$$ELOS(m) = a + b f(H/R) + c f(N) + d f(h/L)$$

Dónde:

a = Intercepto

b, c y d constantes aspectos a los parámetros H/R, N y h/L

4.2 DESCRIPCIÓN DE LOS DATOS RESULTANTES.

Los datos reportados corresponde a las paredes colgantes del techo de acuerdo a la potencia de la zona mineralizada en el sector Pomarani cuya mineralización tiene forma tabular a manera de manto con rumbo preferente de $N 20^\circ W$ y buzamiento $15^\circ SW$, que ocurre a partir de la cola 4890 m.s.n.m., hasta 4920 m.s.n.m., Sus dimensiones son 385 m de ancho por 500 m de largo y una potencia del paquete de 30 m, el registro de información se efectúa en base a las labores desarrollado por el método indicado formando en cada caso las medidas requeridas para la determinación de sobre excavación ELOS (m) la misma que se efectuó de manera integral por un muestreo dimensional distinto en cada caso de 40 mediciones siguiendo las normas de la Sociedad internacional de mecánica de rocas (ISRM) y estos parámetros considerados fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipos de relleno, espesor de relleno, intemperización y la presencia de agua, adicionalmente los datos de resistencia, grado de fracturamiento para definir RQD (Rock Quality Designation)

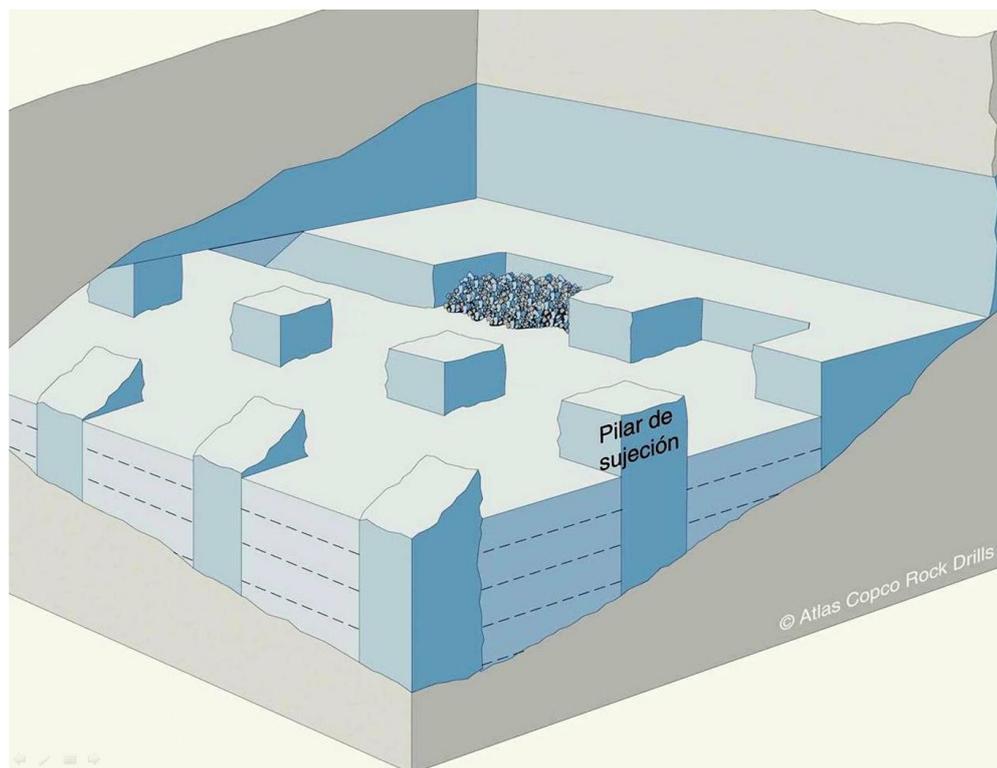


Figura 21: Esquema del método de minado cámaras y pilares.
Fuente: Atlas Copco.

La característica litológica para el sector Pomarani la roca principal es la pizarra en donde se presentan interrelaciones de cuarcitas y en donde se encuentra el mineral, al paso se encuentran pizarras y cuarcitas que tiende a ser esquistos es necesario indicar que en el método de minado por cámaras y pilares según las leyes del mineral los esquemas de distribución varía para acomodar los pilares los materiales de desmonte o mineral de baja ley, sin embargo tiene o guarda una alineación a las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones es decir de SSW a NNE o viceversa de NWN a SEE, está de acuerdo a la planificación y diseño asegurar las condiciones de estabilidad de las cámaras, sin embargo para la determinación de las dimensiones de las cámaras y pilares se ha utilizado el método convencional del área tributaria para la estimación de los esfuerzos sobre los pilares y el criterio Lunder y Pakalnis (1997) para su resistencia y según los factores de seguridad de diseño están por el valor de 1.5 y que están dispuestos en base a una cuadratura tal como se observa en la Tabla 9.

Tabla 9

Dimensiones de los pilares y cámaras en la zona de Pomarani, Mina Untuca

Dimensiones Pilar y Cámara	Frecuencia (/)	Frecuencia	Recuperación
		acumulada (i)	planificada (%)
6 m x 6 m; h = 5 m; b = 10 m	5	5	86
6 m x 6 m; h = 5 m; b = 10 m	4	9	85
6 m x 6 m; h = 5 m; b = 8 m	3	12	80
6 m x 6 m; h = 4 m; b = 8 m	8	20	81
6 m x 6 m; h = 3 m; b = 8 m	4	24	75
5m x 5 m; h = 4 m; b = 8 m	3	27	78
5 m x 5 m; h = 4 m; b = 7 m	4	31	80
4 m x 4 m; h = 4 m; b = 7 m	3	34	82
4 m x 4 m; h = 3 m b; = 7 m	4	38	85
3 m x 3 m; h = 3 m b; = 7 m	2	40	85

Fuente: Elaboración propia

Leyenda:

B x B = Área de Pilar

h = Altura del pilar y/o cámara

b = ancho de la cámara como el largo

Para la explotación por cámaras y pilares requiere como condición para su selección que sean mantos y que sea llano o plano de 0° a 15°, sin embargo, la datación consta de lo siguiente:

PISO °	FREC.
0	7
2	4
4	4
6	2
8	5
10	5
12	4
14	5
16	4

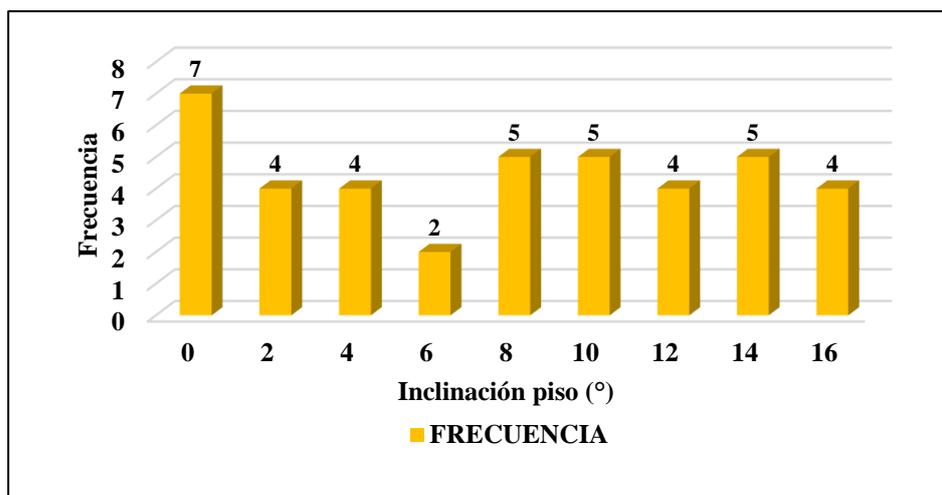


Figura 22: Histograma de inclinación piso.

Fuente: Elaboración propia.

ANCHO b (m)	FREC.
0	0
7	13
8	18
10	9

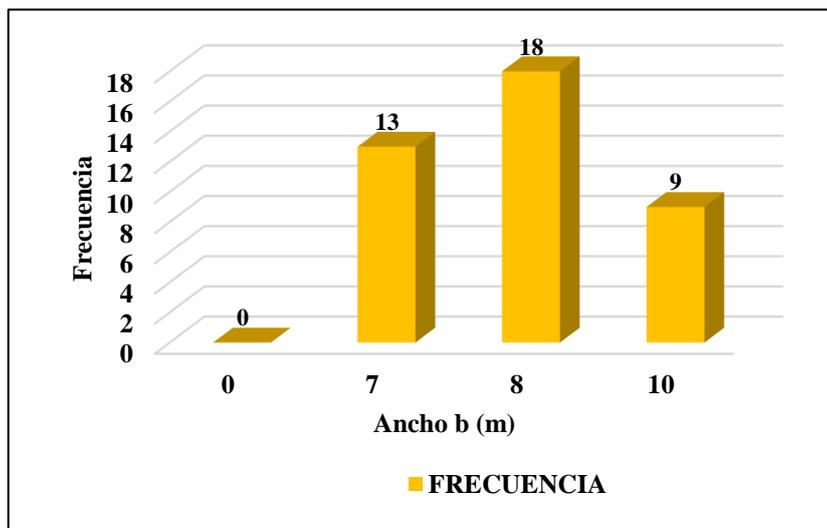


Figura 23: Histograma ancho y largo de cámara

Fuente: Elaboración propia.

Altura (m)	FREC.
0	0
3	10
4	22
5	8

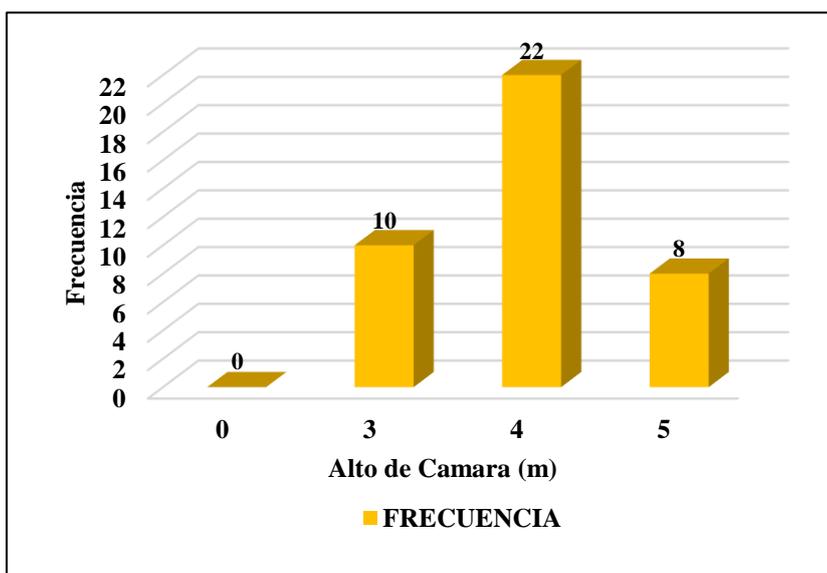


Figura 24: Histograma alto de cámara

Fuente: Elaboración propia.

Razón de aspecto	FREC.
0	0
0.4	14
0.5	16
0.6	10
0.7	0

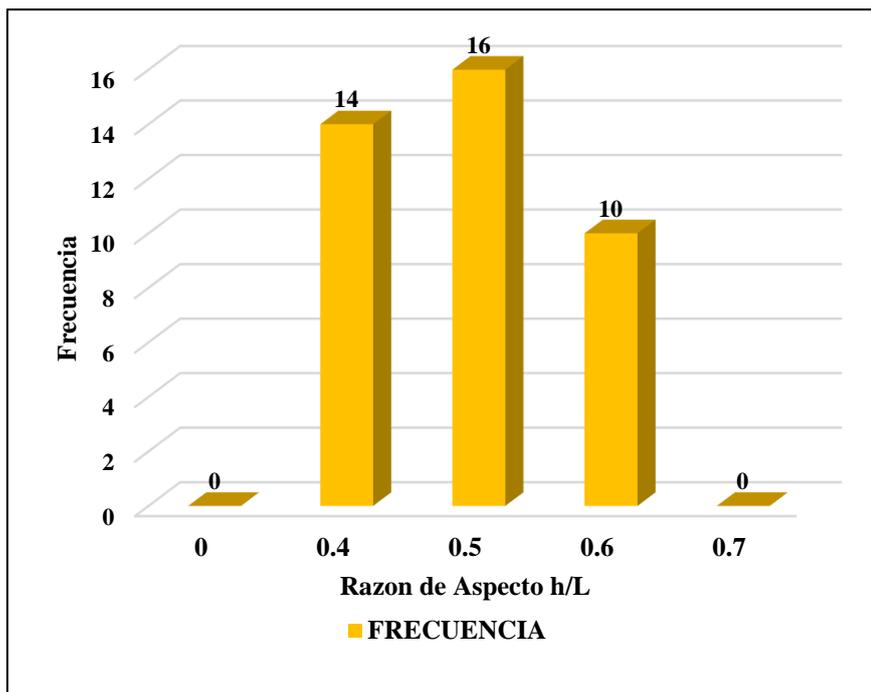


Figura 25: Histograma razón de aspecto en cámaras y pilares.
Fuente: Elaboración propia.

HR (m)	FREC.
0.0	0
1.8	13
2.0	18
2.5	9
3.0	0

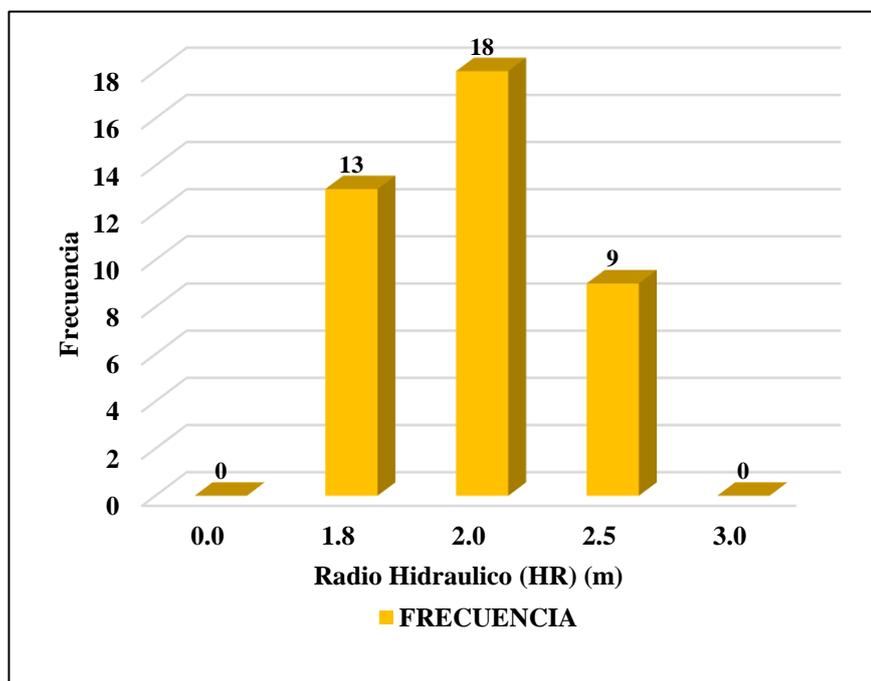


Figura 26: Histograma Radio Hidráulico cámaras & pilares
Fuente: Elaboración propia.

N	FREC.
0.0	0
0.2	2
0.3	4
0.4	3
0.5	4
0.6	8
0.7	4
0.8	11
0.9	4

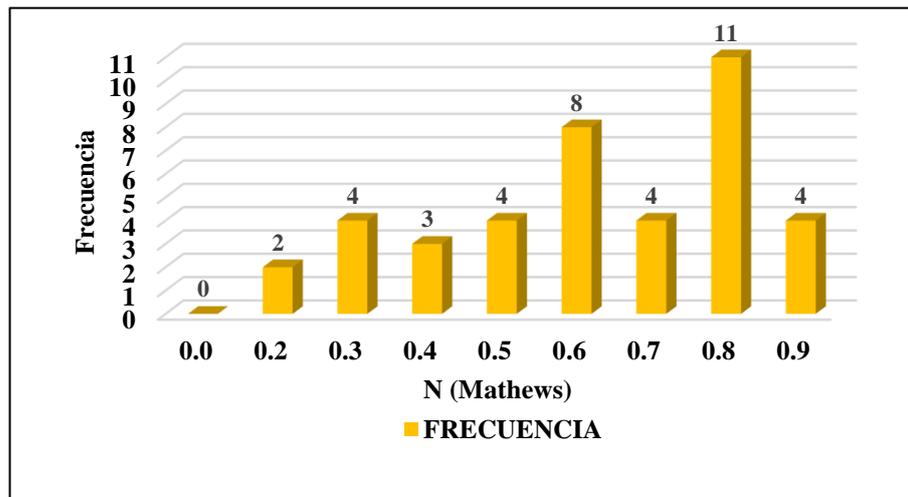


Figura 27: Histograma N (Mathews) Cámaras y Pilares.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 10

Resumen estadístico de la base de datos cámaras y pilares zona Pomarani Mina Untuca

PARÁMETROS	DATA				
	Mínimo	Promedio	Máximo	σ	s
Profundidad (m)	70	160	210	25	0.2
Inclinación (°)	0	10	15	9	0.3
Ancho (m)	7	8	10	9	0.3
Largo (m)	7	9	10	9	0.3
Altura (m)	3	4	5	4	0.2
Razón de aspecto	0.4	0.3	0.6	9	0.4
HR (m)	1.8	2.2	2.5	16	0.3
Q`	0.1	4.0	12	9	0.4
N	0.2	0.5	0.9	4	0.3

Fuente: Elaboración propia.

Leyenda:

σ = Desviación estándar.

s = Desviación muestral.

La razón de trabajar con los datos referido al método de explotación por cámaras y pilares, el estudio busca estimar la sobre excavación producida en el techo de la cámara básicamente de acuerdo a la estructura mineralizada que se observa casi en un ambiente horizontal la conformación del techo en base a la zona de relajaciones que ocurre en el techo ya que en el caso de las paredes laterales asociada los pilares en algunos casos respecto a la dilución no planificada no tiene interés porque no se

presenta con frecuencia y si se presenta ocasionalmente estas están conformada por la roca mineralizada por lo que no tendrá mucha importancia delineante en el estudio; por consiguiente es conveniente el uso de los datos de las tablas anteriores de la Figuras 24 y 25, para la determinación, ósea del radio hidráulico (m) y numero de estabilidad modificada para determinación del valor de ELOS(m), según la guía de estimación empírica de dilución de Capes (2009).

La interrelación de las tablas anteriores se establece en la Tabla 11.

Tabla 11

Zonificación en intervalos de ELOS del potencial de sobre excavación

ELOS	%
Zona: $ELOS \leq 0.5$ (m) Se asocia principalmente a daños por voladura, provocada por efecto por la onda de choque, vibraciones y desviaciones de los techos.	81.64
Zona: $ELOS \leq 0.5$ (m) $\leq ELOS \leq 1.0$ (m): Considerado como dilución menos, deslizamiento de bloque alojamientos en techo y paredes, producto de la redistribución de tensiones.	18.36
Zona: $ELOS 1.0 \leq ELOS \leq 2.0$ (m): Considerado de dilución moderada asociada a desprendimiento y caída de bloques de roca en techo y paredes, producida por relajación a esfuerzos.	1.0
TOTAL	100.00

Fuente: Elaboración Propia

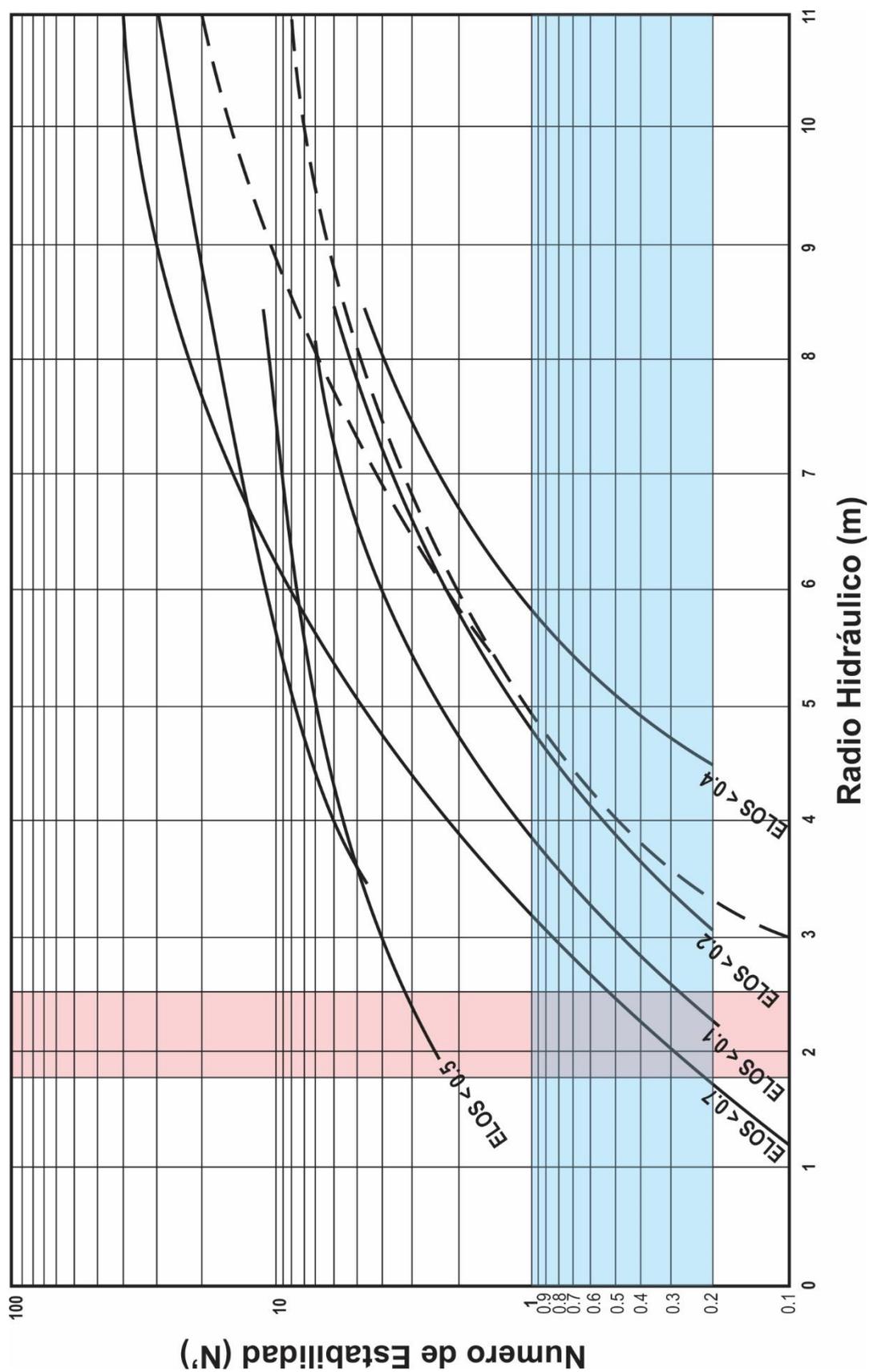


Figura 28: Guía de estimación de la dilución en cámaras.
Fuente: Capes (2009).

4.3 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

La sobre excavación es un problema de carácter permanente en la apertura de espacios subterráneos que se produce en la explotación por cámaras y pilares que se viene realizando en la Mina Untuca de Cori Puno SAC., que tiene determinadas particularidades en el sector Pomarani en donde el resumen de la data implica que el aspecto geométrico de las labores consistente en cámaras dependen básicamente de las características geométricas del terreno dado por la caracterización en base a los indicadores de N' y Q , que acondicionan los parámetros citados bajo un determinado margen impuesto a la estadística en función a sus medida centrales y en base a la mismas medidas de dispersión que presenta valores cercanos a las labores estudiada, pero esta condición de cuantificación de la dilución donde la medida principal es la sobre excavación principalmente en el techo de la cámara en razón a que la roca encajonante presenta planos de estratificación, foliación y esquistosidad que es paralela en muchos casos a las dimensiones de largo y ancho de la labor que bajo las condiciones de cálculo del valor ELOS (m), de acuerdo a la aplicación de método empírico que está en relación a las diferentes excavaciones subterráneas dados en diferentes partes de los trabajos realizados por la minería trabajado en su sistematización por Capes (2009).

4.3.1 Zona de $ELOS \leq 0.5$ (m)

Uno de los problemas que influye en el manejo de la voladura son los parámetros básicos como perforación con desviación en los frentes, el cálculo de la carga, las salidas de acuerdo a las características geométricas del terreno y ésta se convierte en el manejo geométrico de las aberturas de las cámaras especialmente en el techo y las paredes que después de la voladura debe controlarse a través del desatado selectivo respecto a la selección del material mineralizado y/o metalizado aurífero, para el control debe partir del manejo correcto de acuerdo al diseño de la perforación y voladura, que es un aspecto controlable para evitar la sobre excavación por efecto inmediato de las ondas primarias o de choque de la voladura y las ondas secundarias de vibración que se produce inmediatamente de las primarias lo que requiere un estudio sísmico a través del uso de instrumentos de cálculo de la velocidad pico de las partículas.

4.3.2 Zona de $0.5 \text{ (m)} \leq \text{ELOS} \leq 1.0 \text{ M}$

En las labores de mina se presenta con menor frecuencia como por la mismo que su influencia en la dilución es también de menor proporción y está dada por deslizamiento de lo que es de roca plana por efecto de relajamiento que se produce por la exposición de la labor que sobrepasa al span de la abertura o ancho de la cámara en las condiciones sin sostenimiento, que se produce por lajamiento del techo fundamentalmente por producir deformación que sobrepasa a la condición elástica en caso de rocas frágiles como la pizarra metamórfizada o en el caso de pizarras de comportamiento elástico-plástico que se presenta en rocas pizarras sedimentarias especialmente las que se encuentran cerca de la superficie y ésta se incrementa más de acuerdo a lo observado por las condiciones contenidas de agua que influye a la disminución de la resistencia de la roca en cuanto a su calidad que se debe a la disminución de los índices N' y Q' de la roca, este procedimiento de sobre excavación por aspectos de seguridad se debe realizar una supervisión constante especialmente en las labores que se encuentra con exposición durante un período prolongado y debe ser después del trabajo selectivo de la roca mineralizada respecto al estéril especialmente de la caja techo en algunos casos de las paredes laterales que están impuesta por los pilares o paredes en labores únicas, o la posibilidad de efectuar en alguno el sostenimiento a través de pernos de anclaje o Split Set.

4.3.3 Zona $1.0 \text{ (m)} \leq \text{ELOS} \leq 2.0 \text{ (m)}$

De acuerdo al tiempo de estudio que se ha venido estudiando las cámaras su ocurrencia es muy ocasional por efecto del desgaste de las cajas especialmente en zonas donde se encuentra muy cerca de las fallas de carácter local y/o regional en los que el diseño de las cámaras debe disminuirse las dimensiones y altura de las cámaras para evitar la caída de bloques mayores que pueden producir accidentes de consideración en equipos y personas que están expuestos a las condiciones de peligro inminente.

En base al análisis de las cámaras por sus dimensiones del ancho y el largo que va de 8 m a 9 m y en altura un promedio de 4 m a una profundidad promedio de 160 m, que se considera casi superficial por la caracterización en profundidades y que es tema de la geotecnia, donde el esfuerzo principal por la acción del energía gravitatoria coincide con el esfuerzo vertical y del mismo modo el esfuerzo principal σ_2 y σ_3 coincide con el esfuerzo horizontal y donde la redistribución de las tensiones sobre la

labor coincide cuando el tamaño de las aberturas utilizadas en la mina mayormente no se produce la caída de grandes bloques por el efecto de la redistribución de las tensiones ya que en la acción y la reacción cada esfuerzo en σ_3 que dará un equilibrio en el terreno por la acción de efecto confinante.

4.3.4 Criterio numérico de la sobre excavación, respecto al modelo numérico de la dilución por sobre excavación ELOS (m)

Está definida en la zona de relajación por el tiempo de permanencia sin sostenimiento de la cámara en su pared colgante o techo, por efecto de la redistribución de los esfuerzos, ésta se debe a que el macizo rocoso fracturado permanece estable en la medida de que el confinamiento mantenga a los bloques que lo conforman trabados entre sí, su estudio cualitativo se basa en la influencia de la zona de relajación que representa la sobre excavación referida fundamentalmente al esfuerzo principal menor σ_3 .

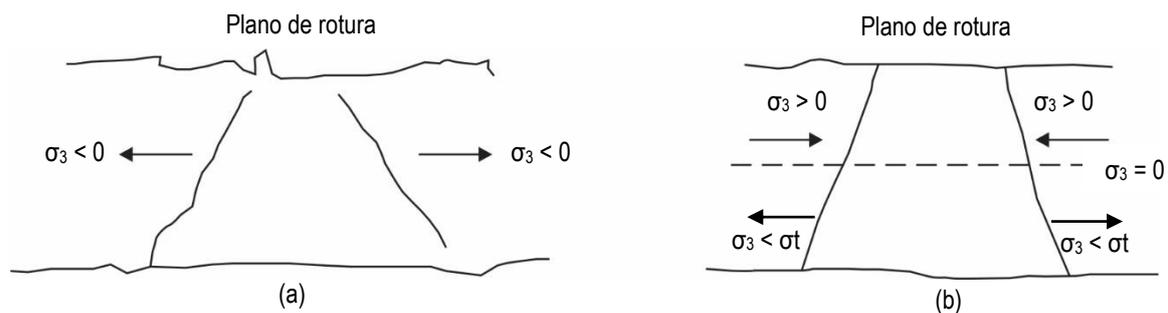


Figura 29: Criterio cualitativos referente al esfuerzo principal menor σ_3 .

Fuente: Elaboración propia.

Figura (a) en este caso de $\sigma_3 \leq 0$ la dilución es potencial por sobre excavación en donde se tienen roca parcialmente trabada en el techo de la cámara como ocurre en las partes intermedias del yacimiento Pomarani Untuca en este caso se producirá un des trabamiento de los bloques creando que las condiciones de bloque invertido que se encuentra sujeto a la resistencia a corte de las superficies que presenta distintos niveles de rugosidad y si las condiciones de esfuerzo tangencial por efecto del peso del bloque supera a la resistencia de corte in-situ el bloque se desprenderá del techo de la cámara o de la paredes laterales.

La caída de bloques en roca en cuñas por efecto del relajamiento estos casos se han producido en la mina sector de Pomarani fuera de la operación especialmente en las cámaras abandonadas en donde juega un rol importante la presencia del agua

especialmente en zonas donde existen flujos de agua intra fracturas, además es necesario mencionar si $\sigma_3 = 0$, existe un equilibrio inestable en las fracturas que fueron producidas por cizalla o de tracción que provocará también desprendimiento.

Fig, (b) en este caso $\sigma_3 \leq -\sigma_t$, se produce generalmente en la zona Pomarani Untuca en las zonas que se encuentran cerca de la superficie y en formaciones pizarrosas sedimentaria en donde claramente se observan planos de sedimentación que guardan paralelismo con respecto al techo de la cámara, entonces se produce una especie de viga plana en la que mecánicamente se puede observar que se produce una zona neutra sin deformación en cambio en la parte superior a la viga plana se producirá un esfuerzo de compresión que difícilmente se producirá la rotura de la roca por el efecto local y por lo contrario más bien por la parte superficial del techo de la cámara que corresponde a la parte inferior de la viga plana de la zona neutra por las características de la roca de comportamiento elástico-plástico se producirá un esfuerzo de tracción mayor a la resistencia de la roca y se producirá la ruptura y que se magnificará por el paso del tiempo y la presencia del agua originando bloques que caerán en proporción de la luz de la cámara como también de las características de resistencia del material rocoso y la presencia de planos de sedimentación y/o foliación como podemos ejemplificar la conducta de la dilución en estos casos frente a las diferentes condiciones de la geometría de la labor como la caracterización del macizo rocoso se producirá inevitablemente la sobre excavación que tempranamente producirá dilución pero que posteriormente significará más bien la condición de peligro de caída de roca en bloques en los condiciones de seguridad.

Para su estimación usaremos la dilución tridimensional propuesta por Vongpaisal (2009), de acuerdo a los resultados numéricos se aplica las relaciones geométricas de la cámara H/W y L/W , que son parámetros que posibilitan caracterizar el tamaño como la forma de la cámara de manera conjunta resultando del muestreo de 40 labores consistentes en cámaras tal como se muestra en la Tabla 12.

Tabla 12

Guías de estimación tridimensional RMR < 60 de calidad buena a media.

Razones de aspecto	H/W	L/N	Fr	Fra	%	%
Valor mínimo	1.5	1.5	13	13	32.5	32.5
Valor < 77.5	1.7	1.7	18	31	45.0	77.5
Valor \geq 22.5	2.0	2.0	8	39	20.0	97.5
Valor máximo	2.5	2.5	1	40	2.5	100.0

Fuente: Elaboración propia

Simbología

H = Altura de la labor o cámara (m)

W = Ancho de la labor o cámaras (m)

L = Largo de la labor un cámara (m)

fr. = Frecuencias relativas

% = Porcentaje

H/W, L/N = Razones respecto geométrico

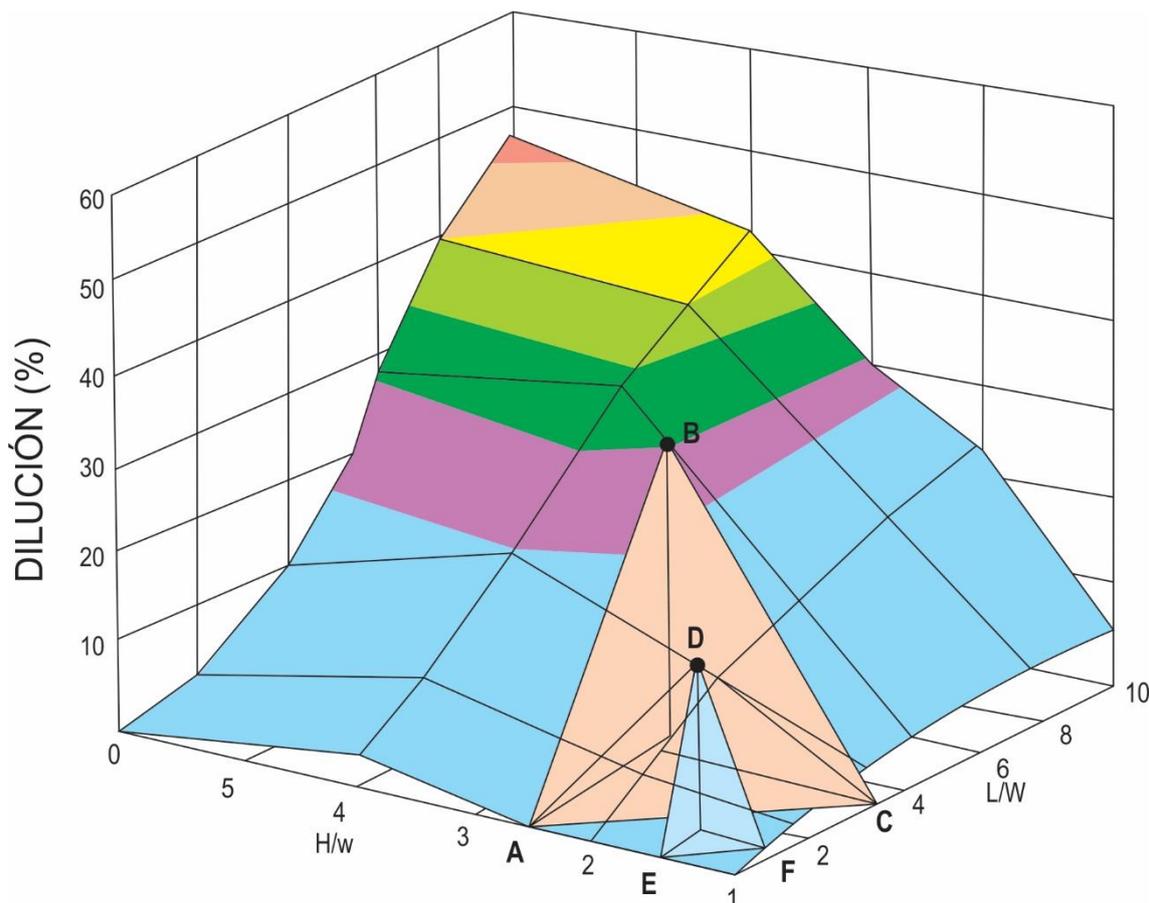


Figura 30: Guía de estimación tridimensional de Vongpaisal (2009).

Fuente: Vongpaisal (2009).

Teniendo como herramienta de análisis y discusión la Tabla 12 de Guía de estimación tridimensional y la Figura 30 de Guía gráfica de estimación tridimensional donde se tiene el aprestamiento sobre las razones de aspecto que relaciona el aspecto tridimensional para la determinación de los rangos de dilución en función de los planos e interceptos con el volumen de posibilidades de dilución porcentual.

- a) Dilución: $0\% < Dil \leq 20\%$; que tiene como sustento del 77.5% de labores en las que se presenta la dilución por efectos de los manejos irregulares de los parámetros de perforación y voladura y que también de acuerdo a los autores corresponde a una dilución planificada por efecto de los parámetros de voladura y el desatado correspondiente.
- b) Dilución $20\% \leq Dil \leq 30\%$; que tiene como base de ocurrencia 22.5% de labores y que se considera como dilución moderada por los efectos del manejo de $ELOS 0.5 \leq ELOS (m) \leq 1.0$, que se presenta en el plazo inmediato de la explotación de las labores en este caso las cámaras por el efecto de la relajación en función de la debilitación de los planos de sedimentación, foliación o de esquistosidad en caso de rocas intrusivas que alternan en el sector de Pomarani donde se produce el desprendimiento de cuñas que va hasta un 30% de la dilución de este modo observamos que se presenta una correlación de $ELOS (m)$ con respecto a la dilución que se presenta en el gráfico entre los planos ABC y EDC, de ocurrencia en las labores que llevan sin sostenimiento en estos estudios será conveniente tomar en consideración la sucesiva acción de la voladura porque esta operación produce la propagación de las fracturas en el medio inmediato a la voladura.

CONCLUSIONES

1. Por las características geológicas y geomecánicas especiales del sector Pomarani de la Mina Untuca Cori Puno SAC, sujeto a su origen a una intensa acción de esfuerzos de carácter mecánico que presenta una alta brechificación; que difiere claramente de las zonas de manto y presenta una mineralización también en brecha que ajustada al método de explotación por cámaras y pilares presenta inestabilidad en el techo y las paredes especialmente de las cámaras, lo que conduce inevitablemente a la dilución no planificada por el método de explotación elegida, al realizar la evaluación geomecánica mediante el uso del método ELOS(m), que acondiciona el cociente entre el volumen de la labor y el área de las paredes de la cámara y para capas con un espesor ELOS (m) menores de 0.5 (m) comprende la perturbación por efecto de la voladura y al haber realizado la evaluación “in-situ” a través de la estereogrametría corresponde a un 81.64 % de las labores y la zona adyacente inmediata a esta zona cuyo espesor corresponde de 0.5(m) a 1.0 (m) que se considera como zona potencial de dilución moderada producida en la mina por el deslizamiento de la blocosidad del macizo rocoso por efecto de la acción de su propio peso especialmente en el techo de las cámaras y esta se produce en un 18.36% de las labores.
2. Las labores de explotación por el método de cámaras y pilares en el sector Pomarani de la Mina Untuca Cori Puno SAC., tiene una carga promedio de macizo rocoso de 160 m. con estructuras mineralizadas que tiene una inclinación de 10° hacia el SW, ajustado a los estándares planificados. Los controles de riesgo de dilución en este caso en las cámaras de una población de 40 labores que relacionado a la estimación tridimensional propuesta por Vongpaisal (2009). En las zonas brechadas presenta una dilución de hasta el 20% en un 77.5% de las labores y esta corresponde a una dilución planificada como consecuencia del método de explotación, sin embargo para dilución mayores del 20% hasta un máximo del 30% se da en un 22.5% de las cámaras, existiendo una diferencia neta del 10% y que corresponde de acuerdo a lo determinado en el trabajo a una dilución no planificada y que se debe manejar o controlar en base a un ajuste de las operaciones unitarias de perforación y voladura en los frentes de las cámaras.

RECOMENDACIONES

1. Para la aplicación del modelo ELOS (m), para otros sectores mineralizados como Santa Rosa de la Mina Untuca Cori Puno SAC. Que presenta geológicamente rocas sedimentarias y metamórficas en pizarra y rocas intrusivas, que también presenta zonas de mineralización en brecha, deberán ser convenientemente evaluados a partir del modelo, para su aplicación correcta.
2. En las zonas de cizallamiento, que en este caso se consideran como extremas, pero que no pasa del 5% de las labores en estudio, es necesario establecer una evaluación más exhaustiva para establecer los dominios geotécnicos, para establecer los controles de dilución a través de procedimientos de mejora de la calidad del terreno.
3. En el estudio de las cámaras es necesario establecer un plan de monitoreo para establecer la relación de convergencia y de este modo prevenir el colapso generalizado de los soportes naturales especialmente en pilares y paredes adyacentes mineralizadas.

BIBLIOGRAFÍA

- Aduvire O. (2010), *“Aplicación de los índices geomecánicos en el arranque de rocas mediante excavación o voladura”* SVS INGENIEROS S.A.C. Lima – Perú.
- Brady B. & Brown E. (1985), *“Rock Mechanics for Underground Mining”*, George Allen & Unwin – London.
- Brown E. (1981), *“Rock Characterization testing and monitoring”*, ISRM Suggested Methods commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics.
- Canchan K. (2011), *“Factibilidad técnica en la aplicación del método de explotación hundimiento por subniveles en el cuerpo mineralizado CNB de Compañía Minera Cerro S.A.C – Cerro de Pasco”*, Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Daniel Alcides Carrión – Cerro de Pasco.
- Capes G. (2009), *Open stope hangingwall design based on general and detailed data collection in rock masses with unfavourable hangingwall conditions*. University of Saskatchewan.
- Calixto C. (2015), *“Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: caso práctico; una mina subterránea del norte”*, Tesis PUCP – Lima.
- Castro R. (2011), *“Rol y fuente de dilución en minería subterránea”*, Universidad de Chile – Santiago.
- Castro A., Monsalve J. & Bustamente O. (2007), *“Análisis de excavaciones en la mina subterránea el Toro por medio de elementos finitos”*, Universidad Nacional de Colombia - Medellín.
- Castro A. (2015), *“Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stoping”*, facultad de ciencias físicas y matemáticas de la Universidad de Chile.
- Cebrián B. (2007), *“Técnicas de voladura para control de dilución en minería metálica”*, XII Congreso Internacional de Energía y Recursos Minerales, Oviedo – España.
- Clack L. (1998), *“Minimizing Dilution in open stope mining with a focus on stope design approach for estimating un planned dilution from open stope hanging walls and foot walls. 99th annual AGM - dM conference”*, Vancouver – Canada.

- Cori Puno SAC. (2013), *“Planos, secciones topográficas y geológicas”*, Mina Untuca, Área de planeamiento Cori Puno SAC.
- Compañía Minera Poderosa (2013), *“Reducción de la dilución, mediante el empleo de técnicas de control en los tajos de U.P. Santa María”*.
- Cotes D. (2011), *“Recopilación de información para futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en Mina Rafaela”* Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.
- Dunne K. & Pakalnis R. (1996), *“Dilution aspects of a sublevel retreat stope at detour, lake mine”*, Rock mechanics, Balkema, Rotterdam.
- Diederichs, S. & Kaiser, P. K. (1999), *Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.
- Fawcett, T. (2006), *An introduction to roc analysis*. Pattern Recognition Letters.
- De Nicola C. (2015), *“Dilución Operacional en la mina El Soldado”*, Tesis Universidad de Chile – Santiago.
- Fernández M., Belete O. & Rojas A. (2015), *“Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto”* Minería y Geología v.31 Cuba.
- Galarce T. (2014), *“Modelos de esfuerzos in-situ para Chile y su incidencia en el diseño minero subterráneo”*, Universidad de Chile – Santiago.
- Gutiérrez L. (2011), *“Proyecto de aplicación del método tajeo por subniveles en el tajo 420-380 en mina Chipmo, U.E.A. Orcopampa”* Facultad de Ingeniería de Minas de la Pontificia Universidad Católica del Perú – Lima.
- Henning J. & Mitri H. (2007), *“Numerical modelling of are dilution in blast hole stopping”*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.
- Hoek, E. (1968), *Brittle failure of rock*, in: K. G. S. A. O. C. Zienkiewicz.
- Jesusi A. (2017), *“Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles”* Pontificia Universidad Católica del Perú - Lima.
- Mah S. (1997), *“Quantification and predication of Wall slough in open stope mining methods”*, University of British Colombia.
- Martin, C., Tannant, D., Yazici, S. & Kaiser, P. (1999) *Stress path and instability around mine openings*. Proc. 9th, ISRM Congress on Rock Mechanics.

- Mathews K., Hoek E., Wyllie D. & Stewart S. (1981), *“Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock”*, report for.
- Morón M. (2005), *“Análisis técnico-económico para explotar por taladros largos en el tajo 775 en la unidad Uchuchagua de la compañía minera Buenaventura S.A.C.”*, Universidad nacional de Ingeniería.
- Nieva Claudia F. (2015), *“Dilución operacional en mina El Soldado Santiago de Chile”* Universidad de Chile.
- Pakalnis R. & Vongpaisal S. (1993), *“Mine design an empirical approach, in: innovate mine design”*, 21st century Blakema, Rotterdam.
- Santillana M. (2013), *“Reducir el % de dilución, mediante el empleo de técnicas de control en los tajos de U.P. Santa María”*, Compañía Minera Poderosa S.A. La Libertad – Perú.
- Sandoval O. y Guillen H. (2012), *“Minería sostenible en CMHSA, mediante el minado de vetas angostas con sostenimiento mecanizado”*, Consorcio Minero Horizonte Trujillo.
- Srivastava M. (1992), *“Reservoir characterization with probability field simulation”*, SPE Annual Conference and Exhibition, Washington, Society of Petroleum Engineers.
- SEMSIG-*Sociedad Española de Mecánica de Suelo e Ingeniería Geotécnica.*
- Valenzuela V. (2017) *“Mejoramiento de las técnicas operativas en perforación y voladura para reducir la dilución en vetas angostas, caso tajo Mariano unidad minera San Rafael – MINSUR”*, Universidad nacional San Antonio Abad del Cusco.
- Vongpaisal S., Li, G., Pakalnis R. & Brady, T. (2009), *New 3d engineering curves for predicting stope stability and mining dilution in longitudinal blasthole mining operations.* International Journal of Mining, Reclamation and Environment.
- Waman M. (1998), *“Aplicación del relleno hidráulico en la mina Gimeno de la compañía minera Poderosa S.A.”* facultad de ingeniería geológica, minería geográfica de E.A.P. de ingeniería de minas de la Universidad nacional mayor de San Marcos.
- Weiss F. y Córdova D. (1981), *“Influencia de las condiciones naturales en la selección del método de explotación en minería subterránea”*, Informe INGEMMET.

ANEXOS

Anexo A.2 Mapeo geomecánico de labores en zona Pomarani (E-15)

Cori Puno S.A.C.

MAPEO GEOMECANICO DE LABORES SUBTERRANEAS

PROYECTO: **EVALUACION GEOMECANICA PARA EL MINADO SUBTERRANEO DE POMARANI Y SANTA ROSA**

UBICACION: **POMARANI GL 7457 N**

POR: **JCF/IMVV**

FECHA: **Setiembre 2015**

HOUJA: **15 de 48**

N° ESTACION	ORIENTACION DE LA EXCAVACION		TRAMO		VALORACI.
	DIRECCION DE BUZAM.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	
E - 15	168	30	0	7 m	
TIPO DE ROCA					
A	%	B	%	N° Fract./m.l.	
PZ	100			20	

TIPO ESTRUCT.	DIREC. DE BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	RELLENO		COMENTARIOS
				TIPO	ESPESOR	
D	82	71	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	88	78	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	84	78	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	280	25	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	264	32	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	248	16	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	158	90	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	156	80	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	165	78	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	72	80	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	74	88	4.5	Atc.Ox	<5 mm	
D	248	33	4.5	Atc.Ox	<5 mm	

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloracion indica alteracion. del material rocoso y super. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente. es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Más de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

PARAMETRO	RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO										
R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)	5-250	100-250	12	50-100	7	25-50	4	<25(2)	<5(1)	<10	1
ROD %	90-100	75-90	17	50-75	13	25-50	8	X	<25	3	3
ESPACIAMIENTO (m)	>2	0.5-2	23	0.2-0.6	10	0.05-0.2	8	X	<0.05	6	5
CONDICION DE RUGOSIDAD	<1m long. Cerrada	1-3 m Long. (6)	(4)	3-10m (4)	(2)	10-20 m (1)	(1)	> 20 m (1)	> 5 mm (1)	(0) 4A	1
RELLENO DE JUNTAS	Muy rugosa Limpia	Muy rugosa (6)	(5)	Rugosa (6)	(5)	Lisa (4)	(4)	Espejo de falla (1)	Suave < 5 mm (1)	(0) 4B	2
ALTERACION AGUA SUBTERRANEA	Sana	Lig. Alterada. (6)	(6)	Mod. Alterada. (5)	(3)	Muy Alterada. (2)	(2)	Descompuesta. (0)	Flujo (4)	(0) 4D	1
	Seco	Humedo (19)	X	Mogado (10)	(7)	Socoo (4)	(4)			(0) 4E	3
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 32											

CLASE DE MACIZO ROCOSO				
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41
DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	III Regular A	IV Regular B
			IVA Mala A	IVB Mala B
				V Muy Mala

Indice de rebote: 19

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA
PZ Pizarra
FLT Filita
MTC Melacuarcitiz
GZT Cuarcita
BX Brecha

ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS
D Diaclasa
Fa Falla
Ct Contacto

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Pzo Panizo
Ca Calcita

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

RANGO RESIS. COMP. Mpa
1.0 - 5.0
5 - 25
25 - 50
50 - 100
100 - 250
> 250

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO
R1
R2
R3
R4
R5
R6

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

INDICE DE ALTERACION
I SANA
II LIGERO
III MODERADA
IV MUY ALTERD.
V DESCOMPU.

Anexo A.3 Mapeo geomecánico de labores en zona Pomarani (E-16)

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

Cori Puno S.A.C.

PROYECTO: **MAPEO GEOMECANICO DE LABORES SUBTERRANEAS**
EVALUACION GEOMECANICA PARA EL MINADO SUBTERRANEO DE POMARANI Y SANTA ROSA

UBICACION: **POMARANI GL 7503**

POB: **JCF/WWV**
FECHA: **Setiembre 2015**
HOJA: **16 de 48**

N° ESTACION	ORIENTACION DE LA EXCAVACION		TRAMO		VALORACI.																																																																																																																																																																																																																											
	DIRECCION DE BUZAM.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA																																																																																																																																																																																																																												
E - 16	35	75	0	8 m																																																																																																																																																																																																																												
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																																																																																																																																																																																																																																
RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO																																																																																																																																																																																																																																
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>PARAMETRO</th> <th>100-250</th> <th>250-500</th> <th>500-750</th> <th>750-1000</th> <th>1000-1250</th> <th>1250-1500</th> <th>1500-1750</th> <th>1750-2000</th> <th>2000-2250</th> <th>2250-2500</th> <th>2500-2750</th> <th>2750-3000</th> <th>3000-3250</th> <th>3250-3500</th> <th>3500-3750</th> <th>3750-4000</th> <th>4000-4250</th> <th>4250-4500</th> <th>4500-4750</th> <th>4750-5000</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>R. COMPRESION UNIAXIAL (MPa)</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>ROD %</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>ESPACIAMIENTO (m)</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>PERSISTENCIA</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>APERTURA</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>CONDICION DE RUGOSIDAD</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>RELLENO DE JUNTAS</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>ALTERACION</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> <tr> <td>AGUA SUBTERRANEA</td> <td>(18)</td> <td>(20)</td> </tr> </tbody> </table>						PARAMETRO	100-250	250-500	500-750	750-1000	1000-1250	1250-1500	1500-1750	1750-2000	2000-2250	2250-2500	2500-2750	2750-3000	3000-3250	3250-3500	3500-3750	3750-4000	4000-4250	4250-4500	4500-4750	4750-5000	R. COMPRESION UNIAXIAL (MPa)	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	ROD %	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	ESPACIAMIENTO (m)	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	PERSISTENCIA	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	APERTURA	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	CONDICION DE RUGOSIDAD	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	RELLENO DE JUNTAS	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	ALTERACION	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	AGUA SUBTERRANEA	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)
PARAMETRO	100-250	250-500	500-750	750-1000	1000-1250	1250-1500	1500-1750	1750-2000	2000-2250	2250-2500	2500-2750	2750-3000	3000-3250	3250-3500	3500-3750	3750-4000	4000-4250	4250-4500	4500-4750	4750-5000																																																																																																																																																																																																												
R. COMPRESION UNIAXIAL (MPa)	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
ROD %	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
ESPACIAMIENTO (m)	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
PERSISTENCIA	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
APERTURA	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
CONDICION DE RUGOSIDAD	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
RELLENO DE JUNTAS	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
ALTERACION	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
AGUA SUBTERRANEA	(18)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)	(20)																																																																																																																																																																																																											
CLASE DE MACIZO ROCOSO																																																																																																																																																																																																																																
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th>RMR</th> <th>100 - 81</th> <th>80 - 61</th> <th>60 - 51</th> <th>50 - 41</th> <th>40 - 31</th> <th>30 - 21</th> <th>20 - 0</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>DESCRIPCION</td> <td>I Muy Buena</td> <td>II Buena</td> <td>III Regular A</td> <td>III Regular B</td> <td>IV Mala A</td> <td>IV Mala B</td> <td>V Muy Mala</td> </tr> </tbody> </table>						RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0	DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	III Regular A	III Regular B	IV Mala A	IV Mala B	V Muy Mala																																																																																																																																																																																																											
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0																																																																																																																																																																																																																									
DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	III Regular A	III Regular B	IV Mala A	IV Mala B	V Muy Mala																																																																																																																																																																																																																									
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 45																																																																																																																																																																																																																																

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloracion indica alteracion del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condicion sana
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Más de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS
PZ Pizarra	D Diaclasa
FLT Filita	Fa Falla
MTC Metacalciz	Ct Contacto
QZT Cuarcita	
BX Brecha	

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Py Pirita
Lm Limos
Si Silice
Ca Calca

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

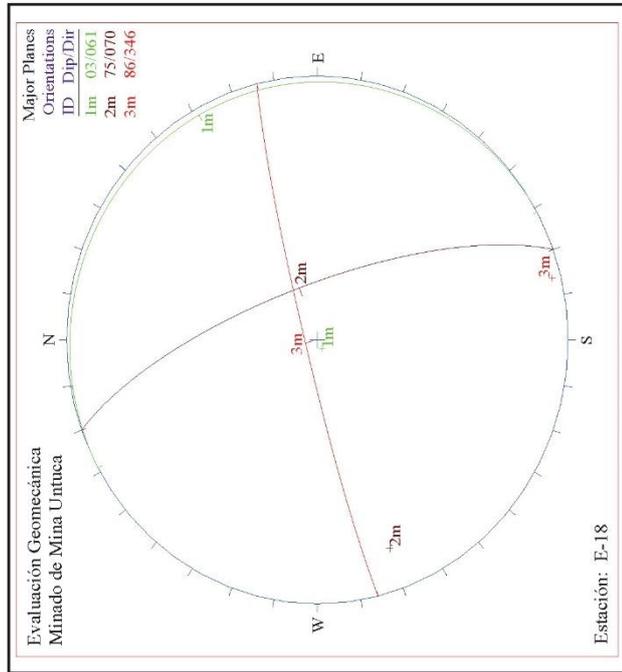
ABREVIACION DE TIPO DE RELENO
Ox Oxido
Arc Arcilla
Lm Limos
Cb Carbonatos
Pzo Panizo
Ca Calca

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO
1 > 2 m
2 0.6 - 2 m
3 0.2 - 0.6 m
4 0.06 - 0.2 m
5 < 0.06 m

ABREVIACION DE

Anexo A.5 Mapeo geomecánico de labores en zona Pomarani (E-18)

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		CORI PUNO S.A.C.		MAPEO GEOMECANICO DE LABORES SUBTERRANEAS							
PROYECTO: EVALUACION GEOMECANICA PARA EL MINADO SUBTERRANEO DE POMARANI Y SANTA ROSA		UBICACION: POMARANI GL 7562		POR: JCF/WVV							
FECHA: Setiembre 2015		HOJA: 18 de 48									
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
PARAMETRO		RANGO DE VALORES		VALOR ESTIMADO							
R. COMPRESION UNIAIXIAL (MPa)		5-250	100-250	15	50-100	(7) X 25-50	(4)	<25(2) <5(1) <10	1	4	
ROD %		90-100	75-90	20	90-75	(13) X 25-50	(8)	<25	(3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)		>2	0.2-0.2	(23)	0.2-0.2	(10) X 0.05-0.2	(6)	<0.05	(5)	3	
CONDICION DE RUGOSIDAD JUNTAS		<1m long.	1-3 m Long.	(6)	3-10m	(2) X 10-20 m	(1)	> 20 m	(0)	4A	
ALTERACION		Cerrada	<0.1mm apert.	(6)	Lig rugosa	(3) X 1-5 mm	(1)	> 5 mm	(0)	4B	
AGUA SUBTERRANEA		Muy rugosa	Rugosa	(6)	Duro < 5mm	(2) X Lisa	(1)	Espejo de falla	(0)	4C	
		Limpia	Duro < 5mm	(6)	Muy Alterada.	(3) X Muy Alterada.	(2)	Stalva > 5 mm	(0)	4D	
		Sana	Lig. Alterada.	(6)	Humedo	(7) X Mojado	(4)	Descompuesta	(0)	4E	
		Seco	Humado	(15)				Flujo	(0)	5	
									(0)	10	
										44	
CLASE DE MACIZO ROCOSO											
RMR		100-81	80-61	60-51	50-41	40-31	30-21	20-0	III B		
DESCRIPCION		I Muy Buena	II Buena	III Regular A	IIIB Regular B	IV Mala A	IVB Mala B	V Muy Mala			
Indice de rebote		25									
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA		Pizarra		Fillita		Melacianciz		Cuarcita		Brechia	
ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS		D Diaclasa		E Estrato		Fa Falla		Ve Venilla		Ct Contacto	
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO		Ox Oxido		Py Pirita		Arc Arcilla		Lm Limos		Si Silice	
ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO		1 >2 m		2 0.6 - 2 m		3 0.2 - 0.6 m		4 0.06 - 0.2 m		5 <0.06 m	
INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO		RANGO RESIS. COMP. Mpa		R1 Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla		R2 Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)		R3 No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo		R4 La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	
INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION		I SANA		II LIGERO		III MODERADA		IV MUY ALTERD.		V DESCOMPU.	
INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION		Ningun signo de alteracion en el material rocoso. Quizás lig. decoloracion sobre superficies de discontinuidades principales		La decoloracion indica alteracion. del material rocoso y super. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente. es más débil que en su condición sana.		Menos de la mitad del mat. rocoso. esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.		Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.		Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.	



Anexo A.6 Mapeo geomecánico de labores en zona Pomarani (E-19)

Cori Puno S.A.C.

PROYECTO: **MAPEO GEOMECANICO DE LABORES SUBTERRANEAS**
EVALUACION GEOMECANICA PARA EL MINADO SUBTERRANEO DE POMARANI Y SANTA ROSA

UBICACION: **POMARANI**

POR: **JCF/MVV**
 FECHA: **Setiembre 2015**
 HOJA: **19 de 48**

Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA EXCAVACION		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)		VALORACI.	
E - 19		DIRECCION DE BUZAM.		BUZAMIENTO		DESD E		HASTA	
		157		80		0		7 m	
TIPO DE ROCA		% B		Nº Fract./m.		R. COMPRES UNIA XIAL (MPa)		VALOR ESTIMADO	
PZ		100		16		250		25-50	
						90-100		50-75	
						20		13	
						15		7	
						10		4	
						5		1	
						2		8	
						1		3	
						0.5		2	
						0.2		1	
						0.1		0.5	
						0.05		0.2	
						0.02		0.1	
						0.01		0.05	
						0.005		0.02	
						0.002		0.01	
						0.001		0.005	
						0.0005		0.002	
						0.0002		0.001	
						0.0001		0.0005	
						0.00005		0.0002	
						0.00002		0.0001	
						0.00001		0.00005	
						0.000005		0.00002	
						0.000002		0.00001	
						0.000001		0.000005	
						0.0000005		0.000002	
						0.0000002		0.000001	
						0.0000001		0.0000005	
						0.00000005		0.0000002	
						0.00000002		0.0000001	
						0.00000001		0.00000005	
						0.000000005		0.00000002	
						0.000000002		0.00000001	
						0.000000001		0.000000005	
						0.0000000005		0.000000002	
						0.0000000002		0.000000001	
						0.0000000001		0.0000000005	
						0.00000000005		0.0000000002	
						0.00000000002		0.0000000001	
						0.00000000001		0.00000000005	
						0.000000000005		0.00000000002	
						0.000000000002		0.00000000001	
						0.000000000001		0.000000000005	
						0.0000000000005		0.000000000002	
						0.0000000000002		0.000000000001	
						0.0000000000001		0.0000000000005	
						0.00000000000005		0.0000000000002	
						0.00000000000002		0.0000000000001	
						0.00000000000001		0.00000000000005	
						0.000000000000005		0.00000000000002	
						0.000000000000002		0.00000000000001	
						0.000000000000001		0.000000000000005	
						0.0000000000000005		0.000000000000002	
						0.0000000000000002		0.000000000000001	
						0.0000000000000001		0.0000000000000005	
						0.00000000000000005		0.0000000000000002	
						0.00000000000000002		0.0000000000000001	
						0.00000000000000001		0.00000000000000005	
						0.000000000000000005		0.00000000000000002	
						0.000000000000000002		0.00000000000000001	
						0.000000000000000001		0.000000000000000005	
						0.0000000000000000005		0.000000000000000002	
						0.0000000000000000002		0.000000000000000001	
						0.0000000000000000001		0.0000000000000000005	
						0.00000000000000000005		0.0000000000000000002	
						0.00000000000000000002		0.0000000000000000001	
						0.00000000000000000001		0.00000000000000000005	
						0.000000000000000000005		0.00000000000000000002	
						0.000000000000000000002		0.00000000000000000001	
						0.000000000000000000001		0.000000000000000000005	
						0.0000000000000000000005		0.000000000000000000002	
						0.0000000000000000000002		0.000000000000000000001	
						0.0000000000000000000001		0.0000000000000000000005	
						0.00000000000000000000005		0.0000000000000000000002	
						0.00000000000000000000002		0.0000000000000000000001	
						0.00000000000000000000001		0.00000000000000000000005	
						0.000000000000000000000005		0.00000000000000000000002	
						0.000000000000000000000002		0.00000000000000000000001	
						0.000000000000000000000001		0.000000000000000000000005	
						0.0000000000000000000000005		0.000000000000000000000002	
						0.0000000000000000000000002		0.000000000000000000000001	
						0.0000000000000000000000001		0.0000000000000000000000005	
						0.00000000000000000000000005		0.0000000000000000000000002	
						0.00000000000000000000000002		0.0000000000000000000000001	
						0.00000000000000000000000001		0.00000000000000000000000005	
						0.000000000000000000000000005		0.00000000000000000000000002	
						0.000000000000000000000000002		0.00000000000000000000000001	
						0.000000000000000000000000001		0.000000000000000000000000005	
						0.0000000000000000000000000005		0.000000000000000000000000002	
						0.0000000000000000000000000002		0.000000000000000000000000001	
						0.0000000000000000000000000001		0.0000000000000000000000000005	
						0.00000000000000000000000000005		0.0000000000000000000000000002	
						0.00000000000000000000000000002		0.0000000000000000000000000001	
						0.00000000000000000000000000001		0.00000000000000000000000000005	
						0.000000000000000000000000000005		0.00000000000000000000000000002	
						0.000000000000000000000000000002		0.00000000000000000000000000001	
						0.000000000000000000000000000001		0.000000000000000000000000000005	
						0.0000000000000000000000000000005		0.000000000000000000000000000002	
						0.0000000000000000000000000000002		0.000000000000000000000000000001	
						0.0000000000000000000000000000001		0.0000000000000000000000000000005	
						0.00000000000000000000000000000005		0.0000000000000000000000000000002	
						0.00000000000000000000000000000002		0.0000000000000000000000000000001	
						0.00000000000000000000000000000001		0.00000000000000000000000000000005	
						0.000000000000000000000000000000005		0.00000000000000000000000000000002	
						0.000000000000000000000000000000002		0.00000000000000000000000000000001	
						0.000000000000000000000000000000001		0.000000000000000000000000000000005	
						0.0000000000000000000000000000000005		0.000000000000000000000000000000002	
						0.0000000000000000000000000000000002		0.000000000000000000000000000000001	
						0.0000000000000000000000000000000001		0.0000000000000000000000000000000005	
						0.00000000000000000000000000000000005		0.0000000000000000000000000000000002	
						0.00000000000000000000000000000000002		0.0000000000000000000000000000000001	
						0.00000000000000000000000000000000001		0.00000000000000000000000000000000005	
						0.000000000000000000000000000000000005		0.00000000000000000000000000000000002	
						0.000000000000000000000000000000000002		0.00000000000000000000000000000000001	
						0.000000000000000000000000000000000001		0.000000000000000000000000000000000005	
						0.0000000000000000000000000000000000005		0.000000000000000000000000000000000002	
						0.0000000000000000000000000000000000002		0.000000000000000000000000000000000001	
						0.0000000000000000000000000000000000001		0.0000000000000000000000000000000000005	
						0.00000000000000000000000000000000000005		0.0000000000000000000000000000000000002	
						0.00000000000000000000000000000000000002		0.0000000000000000000000000000000000001	
						0.00000000000000000000000000000000000001		0.00000000000000000000000000000000000005	
						0.000000000000000000000000000000000000005		0.00000000000000000000000000000000000002	
						0.000000000000000000000000000000000000002		0.00000000000000000000000000000000000001	
						0.000000000000000000000000000000000000001		0.000000000000000000000000000000000000005	
						0.0000000000000000000000000000000000000005		0.000000000000000000000000000000000000002	
						0.0000000000000000000000000000000000000002		0.000000000000000000000000000000000000001	
						0.0000000000000000000000000000000000000001</			

Anexo B: LOGEO GEOTECNICO

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		LOGEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS										Proyecto:		Evaluación Geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa			
SONDAJE PO-01-2011		COORDENADAS		E :		N :		Cota :		Realiz.:		Fecha:		Hoja		Pág.	
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo (m)		Azimut :		Inclinación :		-84.31°		5,097.37		330.10		1		1	
Desde (m)	Hasta (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	ROD (%)	RC	RQD	Esp.	Per	Ap	Rug	Rel	Alt	Agua	RMR	Total	Descripción
Parámetros del RMR																	
Condición de juntas (4)																	
0.00	3.00	PZ	Mod	R3	<25	4	3	5	1	1	3	1	3	10	31	IVA	Mala A
3.00	17.30	PZ, MTC	Mod	R3	35	4	8	8	1	2	2	2	4	10	42	IIIB	Regular B
17.30	25.20	PZ	Mod	R3	60	4	13	8	2	2	3	2	3	10	47	IIIB	Regular B
25.20	29.50	PZ	Mod	R3	30	4	8	5	1	2	3	1	3	10	37	IVA	Mala A
29.50	50.60	PZ	Mod	R3	50	4	8	8	2	3	3	3	4	10	45	IIIB	Regular B
50.60	72.00	PZ, MTC	Mod	R3	35	4	8	5	1	2	3	1	4	10	38	IVA	Mala A
72.00	72.40	F	Muy	R1	<25	1	3	5	0	0	0	0	2	10	21	IVB	Mala B
72.40	78.90	PZ, FLT	Mod	R3	40	4	8	8	1	2	3	2	4	10	42	IIIB	Regular B
78.90	85.30	FLT	Mod	R3	35	4	8	5	1	2	3	1	3	10	37	IVA	Mala A
85.30	104.10	PZ, FLT	Mod	R3	55	4	13	8	2	3	3	3	4	10	50	IIIB	Regular B
104.10	111.90	FLT	Mod	R3	30	4	8	5	1	2	3	1	3	10	37	IVA	Mala A
111.90	115.70	FLT	Mod	R3	45	4	8	8	1	2	3	2	4	10	42	IIIB	Regular B
115.70	121.70	FLT	Mod	R3	60	4	13	10	2	3	3	2	4	10	51	IIIA	Regular A
121.70	126.10	FLT	Mod	R3	30	4	8	5	1	2	3	2	4	10	39	IVA	Mala A
126.10	137.65	FLT	Mod	R3	60	4	13	10	2	3	3	3	4	10	52	IIIA	Regular A
137.65	140.25	FLT	Mod	R3	<25	4	3	5	1	1	3	1	3	10	31	IVA	Mala A
140.25	149.45	MTC	Mod	R3	30	4	8	5	1	1	3	1	2	10	35	IVA	Mala A
149.45	165.45	FLT, PZ	Mod	R3	65	4	13	10	2	3	3	3	4	10	52	IIIA	Regular A
165.45	171.65	PZ	Mod	R3	45	4	8	5	1	2	3	1	3	10	37	IVA	Mala A
171.65	183.05	PZ	Mod	R3	60	4	13	10	2	3	3	3	4	10	52	IIIA	Regular A
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO																	
RESIST. COMP. UNIAJ.																	
R Q D (%)																	
ESPACIAMIENTO (m)																	
COND. DE RUGOSIDAD DE JUNITAS																	
ALTERACION																	
AGUA SUBTERRANEA																	
RMR																	
DESCRIPCION																	
R1																	
R2																	
R3																	
R4																	
R5																	
R6																	

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS																								
Proyecto:		Evaluación Geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa																								
SONDAJE PO-01-2011		COORDENADAS ORIENTACION		E : 457,344.96 Azimut : 149.62°		N : 8,388,152.47 Inclinación : -84.31°		Cota : 5,097.37 Longitud : 330.10		Realiz.: JCF/MVV Fecha: Ago-2013		Hoja de 2 de 2		Pág. 2												
Intervalo de Profundidad Desde (m) Hasta (m)	Longitud del tramo (m)	Litología	Grado de Alteración	Resistenc. compres. roca intacta	RQD (%)	Parámetros del RMR				RMR Total	Agua (5)	Alt	Rel	Rug	Ap	Per	Esp. (3)	RQD (2)	RC (1)	Condición de juntas (4)	RMR	Descripción				
						Rug	Rel	Ap	Per														Esp. (3)	RQD (2)	RC (1)	Rug
183.05	192.85	PZ	Mod	R3	35	4	8	4	2	3	3	1	3	3	1	3	5	4	4	2	3	3	10	37	IVA	Mala A
192.85	202.35	PZ	Mod	R3	70	4	13	10	2	3	3	3	3	3	4	10	5	4	4	0	0	0	10	52	IIIA	Regular A
202.35	204.10	F	Muy	R1	<25	1	3	5	0	0	0	0	0	0	0	5	5	1	0	0	0	0	10	21	IVB	Mala B
204.10	209.75	PZ	Mod	R3	40	4	8	5	1	2	3	2	3	2	3	5	5	1	2	3	2	3	10	38	IVA	Mala A
209.75	211.95	F	Muy	R1	<25	1	3	5	0	0	0	0	0	0	0	5	5	1	0	0	0	0	10	21	IVB	Mala B
211.95	222.80	PZ	Mod	R3	60	4	13	10	2	3	3	3	3	3	4	10	5	4	2	3	3	3	10	52	IIIA	Regular A
222.80	224.85	PZ	Mod	R3	40	4	8	5	1	2	3	3	3	3	3	5	5	1	2	3	3	3	10	39	IVA	Mala A
224.85	270.25	PZ, CZT, MTC	Mod	R3	70	4	13	10	3	3	3	3	3	3	4	10	5	4	2	3	3	3	10	53	IIIA	Regular A
270.25	272.75	PZ	Mod	R3	30	4	8	5	1	2	3	3	3	3	1	2	5	4	4	0	0	0	10	36	IVA	Mala A
272.75	301.50	PZ, MTC	Mod	R3	65	4	13	10	3	3	3	3	3	3	4	10	5	4	2	3	3	3	10	53	IIIA	Regular A
301.50	313.70	PZ, MTC	Mod	R3	50	4	8	8	3	2	3	2	3	2	4	10	4	4	0	0	0	0	10	44	IIIB	Regular B
313.70	325.70	PZ, MTC	Mod	R3	65	4	13	10	3	3	3	3	3	3	4	10	5	4	2	3	3	3	10	53	IIIA	Regular A
325.70	330.10	PZ	Mod	R3	30	4	8	5	1	2	3	3	3	3	1	2	5	4	4	0	0	0	10	37	IVA	Mala A

Litología		Resistencia de la roca intacta (MPa)														
PZ	Pizarra	R1	1 - 5	RESIST. COMP. UNIAJ.	>250	(15)	100-250	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1
FLT	Filita	R2	5 - 25	R Q D (%)	90-100	(20)	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	>25			2
MTC	Metacuarcita	R3	25 - 50	ESPACIAMIENTO (m)	>2	(20)	0.6-2	(15)	0.2-0.6	(10)	0.06-0.2	(8)	< 0.06			3
HRN	Hornfels	R4	50 - 100	COND. DE JUNTAS	<1m long.	(6)	1-3 m Lon.	(4)	3-10 m	(2)	10-20 m	(1)	> 20 m			4A
QZT	QZT	R5	>250	Apertura	Cerrada	(6)	<1mm aper.	(5)	0.1-1mm	(4)	1-5 mm	(1)	> 5 mm			4B
QZV	Cuarcita craquelada	R6		Rugosidad	Muy rugosa	(6)	Rugosa	(5)	Lig. rugosa	(3)	Lisa	(1)	Espajo falla			4C
	Grado de alteración			Relleno	Limpia	(6)	Duro>5mm	(4)	Duro>5mm	(2)	Sluave < 5 m	(1)	Sluave>5 mm			4D
	San			Alteración	Sana	(6)	Lig. Altera.	(5)	Mod.Alterada	(3)	Muy Alterada	(2)	Descompuesta			4E
	Lig			AGUA SUBTERRANEA	Seco	(15)	Humedad	(10)	Mojado	(7)	Gotoso	(4)	Filiplo			5
	Mod			RMR	100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31			20 - 0
	Muy alterado			DESCRIPCION	I Muy Buena		II Buena		III Regular A		IIIB Regular B		IVA Mala A			V Muy Mala

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS										
Proyecto:		Evaluación Geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa										
SONDAJE PO-02-2011		COORDENADAS		E :		N :		Realiz.:		Pág.		
Intervalo de Profundidad		Litología		Grado de Alteración		Resistenc. compres. roca intacta		Inclinación :		Hoja		
Desde (m)		Longitud del tramo (m)		Azimut :		136.98°		301.50		de 2		
Hasta (m)		PZ, FLT, MTC		Mod		R3		Cota :		1 de 2		
		PZ, MTC		Mod		R3		Longitud :		3		
		FLT, PZ		Mod		R3		-75.00°				
		PZ, MTC		Mod		R3		5,104.97				
		MTC, PZ		Mod		R3		301.50				
		PZ		Mod		R3		Agua				
		PZ, FLT		Mod		R3		RMR				
		PZ, FLT		Mod		R3		Total				
		FLT, PZ		Mod		R3		40				
		PZ, FLT		Mod		R3		53				
		PZ, FLT		Mod		R3		45				
		PZ, FLT		Mod		R3		49				
		PZ		Mod		R3		38				
		PZ		Mod		R3		53				
		PZ		Mod		R3		37				
		PZ		Mod		R3		55				
		PZ		Mod		R3		38				
		PZ		Mod		R3		54				
		PZ		Mod		R3		38				
		PZ		Mod		R3		44				
		PZ		Mod		R3		38				
		PZ		Mod		R3		53				
		PZ		Mod		R3		44				
		PZ		Mod		R3		38				
		PZ		Mod		R3		43				
		PZ		Mod		R3		54				
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO												
Litología		Resistencia de la roca intacta (MPa)										
PZ	Pizarra	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla		1 - 5		RESIST. COMP. UNIAX.		R Q D (%)		DESCRIPCIÓN	
FLT	Filita	R2	Se desconcha con difícil. c/ cuchilla.		5 - 25		90-100 (20)		75-90 (17)		100-250 (12)	
MTC	Metacuarcita	R3	Marcas no profundas con la picota.		25 - 50		2		0.6-2 (15)		50-100 (7)	
HRN	Hornfels	R4	No se raya ni desconcha c/ cuchillo.		50 - 100		COND. DE JUNTAS		1-3 m Lon. (4)		50-100 (7)	
OZV	Cuarcita	R5	Se rompe con golpe firme de picota.		100 - 250		Persistencia		<1m long. (6)		50-100 (7)	
	Cuarcita craquelada	R6	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.		>250		Apertura		<1mm apor. (6)		50-100 (7)	
	Sano		Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.				Rugosidad		0.1-1 mm (4)		50-100 (7)	
	Ligero		Solo se rompe esquivas c/ la picota.				Relleno		Lig. rugosa (5)		50-100 (7)	
	Moderado						Alteración		Duro>5mm (4)		50-100 (7)	
	Muy alterado						AGUA SUBTERRANEA		Lig. Altera. (5)		50-100 (7)	
							RMR		Humedad (10)		50-100 (7)	
							DESCRIPCIÓN		Mojado (7)		50-100 (7)	
							I Muy Buena		80 - 61		50 - 41	
							II Buena		60 - 61		30 - 21	
							III Regular A		40 - 31		20 - 0	
							IV Regular B		25 - 50			
							V Muy Mala		0.06-0.2 (8)			
							VI Muy Mala		< 0.06 (5)			
							VII Mala A		10-20 m (1)			
							VIII Mala B		> 20 m (1)			
							IX Mala A		1-5 mm (1)			
							X Mala B		Esp. folla (0)			
							XI Mala A		Lisa (1)			
							XII Mala B		Suave < 5 m (1)			
							XIII Mala A		Suave > 5 m (1)			
							XIV Mala B		Descompuesta (2)			
							XV Mala A		Muy Alterada (3)			
							XVI Mala B		Fijado (4)			

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS										Evaluación Geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa		Proyecto:		Realiz.: JCVF/MVV		Hoja de 2		Pág. 5																				
SONDAJE PO-03-2011		COORDENADAS		ORIENTACION		E :		N :		Cota :		Longitud:		Fecha:		Ago-2013		1		5																				
Intervalo de Profundidad		Longitud del tramo		Litología		Grado de Alteración		Resistenc. compres. roca intacta		RQD (%)		Esp. (3)		Per		Rug		Rel		Alt		Agua		RMR		Total		Descripción												
Desde (m)		Hasta (m)																																						
0.00	1.70	1.70	8.95	7.25	QZT, MTC	Mod	R3	<25	4	3	5	1	1	3	1	3	1	3	1	3	10	31	10	31	10	31	IVA	Mala A												
1.70	8.95	8.95	12.10	3.15	MTC, PZ	Mod	R3	50	4	8	8	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	4	10	45	10	45	IIIB	Regular B												
8.95	12.10	12.10	28.30	16.20	PZ, MTC	Mod	R3	30	4	8	5	1	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	10	37	10	37	IVA	Mala A												
12.10	28.30	28.30	30.05	1.75	MTC	Mod	R3	50	4	8	8	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	4	10	45	10	45	IIIB	Regular B												
28.30	30.05	30.05	54.00	23.95	MTC, PZ	Mod	R3	<25	4	3	5	1	1	3	3	3	3	3	3	3	3	10	31	10	31	IVA	Mala A													
30.05	54.00	54.00	56.50	2.50	PZ	Mod	R3	67	4	13	10	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	4	10	53	10	53	IIIA	Regular A												
54.00	56.50	56.50	61.00	4.50	PZ	Mod	R3	<25	4	3	5	1	1	3	3	3	3	3	3	3	3	10	31	10	31	IVA	Mala A													
61.00	61.00	61.00	61.70	0.70	PZ	Mod	R3	45	4	8	8	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	10	44	10	44	IIIB	Regular B													
61.70	61.70	61.70	65.20	3.50	PZ, QZT	Mod	R3	<25	4	3	5	1	1	3	3	3	3	3	3	3	3	10	31	10	31	IVA	Mala A													
65.20	65.20	65.20	66.50	1.30	F	Muy	R1	55	4	13	8	2	2	3	3	3	3	3	3	3	4	10	49	10	49	IIIB	Regular B													
66.50	66.50	66.50	98.35	31.85	PZ	Mod	R3	<25	4	3	5	0	0	3	3	3	3	3	3	3	3	10	21	10	21	IVB	Mala B													
98.35	103.10	103.10	159.45	4.75	PZ	Mod	R3	75	4	13	10	3	4	3	3	3	3	3	3	3	5	10	55	10	55	IIIA	Regular A													
103.10	159.45	159.45	159.70	0.25	PZ, FLT	Mod	R3	50	4	8	8	1	2	3	3	3	3	3	3	3	3	10	41	10	41	IIIB	Regular B													
159.70	159.70	159.70	170.00	10.30	F	Muy	R1	<25	1	2	3	0	0	3	3	3	3	3	3	3	5	10	55	10	55	IIIA	Regular A													
170.00	170.00	170.00	171.40	1.40	FLT	Mod	R3	65	4	13	10	2	3	3	3	3	3	3	3	3	4	10	52	10	52	IIIA	Regular A													
171.40	171.40	171.40	236.10	64.70	PZ	Mod	R3	45	4	8	8	1	2	3	3	3	3	3	3	3	1	10	40	10	40	IVA	Mala A													
236.10	236.10	236.10	238.55	2.45	PZ	Mod	R3	70	4	13	10	3	3	3	3	3	3	3	3	3	4	10	53	10	53	IIIA	Regular A													
238.55	238.55	238.55	284.05	45.50	PZ	Mod	R3	45	4	8	8	1	2	3	3	3	3	3	3	3	4	10	43	10	43	IIIA	Regular A													
284.05	284.05	284.05						60	4	13	10	2	3	3	3	3	3	3	3	3	4	10	52	10	52	IIIA	Regular A													
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO																																								
Resistencia de la roca intacta (MPa)																																								
PZ	Pizarra	R1	Deleznable con golpes firmes, se desconcha con una cuchilla																									RESIST. COMP. UNIAX.	>250	(15)	100-250	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1
FLT	Filita	R2	Se desconcha con difícil. c/ cuchilla.																									R Q D (%)	90-100	(20)	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	<25			2
MTC	Metacuarcita	R3	Marcas no profundas con la picota.																									ESPACIAMIENTO (m)	>2	(20)	0.6-2	(15)	0.2-0.6	(10)	0.06-0.2	(8)	< 0.06	(5)		3
HRN	Hornfels	R4	No se raya ni desconcha c/ cuchillo.																									COND. DE JUNTAS	<1m long.	(6)	1-3 m long.	(4)	3-10 m	(2)	10-20 m	(1)	> 20 m	(0)	4A	
OZT	Ozarcita	R5	Se rompe con golpe firme de picota.																									ALTERACION	Corrada	(6)	<1mm apor.	(5)	0.1-1 mm	(4)	1-5 mm	(1)	> 5 mm	(0)	4B	
OZV	Cuarcita craquelada	R6	La muestra se rompe con más de un golpe de la picota.																									AGUA SUBTERRANEA	Muy rugosa	(6)	Rugosa	(5)	Lig. rugosa	(3)	Espejo follá	(0)	4C			
San	Sano	R7	Se requiere varios golpes de la picota para romper la muestra.																									RMR	Limpia	(6)	Duro>5mm	(4)	Duro>5mm	(2)	Surve>5 m	(1)	4D			
Lig	Ligero	R8	Solo se rompe esquivas c/ la picota.																									DESCRIPCION	Sana	(6)	Lig. Altera	(5)	Mod.Alterada	(3)	Muy Alterada	(2)	Descompuesta	(0)	4E	
Mod	Moderado	R9																											Seco	(15)	Húmedo	(10)	Mojado	(7)	Gobro	(4)	Flujo	(0)	5	
Muy	Muy alterado	R10																											100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0					
<table border="0" style="width: 100%; text-align: center;"> <tr> <td>I</td><td>II</td><td>III</td><td>IV</td><td>V</td> </tr> <tr> <td>Muy Buena</td><td>Buena</td><td>Regular A</td><td>Regular B</td><td>Muy Mala</td> </tr> </table>																												I	II	III	IV	V	Muy Buena	Buena	Regular A	Regular B	Muy Mala			
I	II	III	IV	V																																				
Muy Buena	Buena	Regular A	Regular B	Muy Mala																																				

**Anexo C: RESULTADO DE LOS ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS (LMR)
ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS**

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97 – 02. Los resultados son los siguientes:

Sector	Litología	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Saturada (gr/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
Pomarani	Mineral	A	196.87	128.85	196.13	2.883	2.894	1.088	0.377
		B	80.37	51.28	80.10	2.754	2.763	0.928	0.337
		C	108.86	69.59	108.47	2.762	2.772	0.993	0.360
		D	96.04	61.43	95.69	2.765	2.775	1.011	0.366
		E	114.27	77.85	113.84	3.126	3.138	1.181	0.378
					Promedio	2.858	2.868	1.040	0.363
Pomarani	Pizarra	A	162.85	103.97	162.38	2.758	2.766	0.798	0.289
		B	211.66	135.55	211.13	2.774	2.781	0.696	0.251
		C	197.49	126.35	196.98	2.769	2.776	0.717	0.259
		D	162.26	103.91	161.78	2.773	2.781	0.823	0.297
		E	181.92	116.25	181.65	2.766	2.770	0.411	0.149
					Promedio	2.768	2.775	0.689	0.249

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS (continuación)

Muestra	Litología	Sub-muestra	Peso saturado (gr)	Peso suspendido (gr)	Peso seco (gr)	Densidad Seca (gr/cm ³)	Densidad Saturada (gr/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)
Santa Rosa	Mineral	A	138.17	88.00	137.38	2.738	2.754	1.575	0.575
		B	194.39	123.79	193.59	2.742	2.753	1.133	0.413
		C	206.64	131.76	205.85	2.749	2.760	1.055	0.384
		D	218.60	139.30	217.74	2.746	2.757	1.084	0.395
		E	190.55	121.16	190.04	2.739	2.746	0.735	0.268
					Promedio	2.743	2.754	1.116	0.407
Santa Rosa	Filita	A	156.80	99.84	156.11	2.741	2.753	1.211	0.442
		B	204.62	130.06	203.30	2.727	2.744	1.770	0.649
		C	188.74	120.16	187.92	2.740	2.752	1.196	0.436
		D	193.79	123.16	192.65	2.728	2.744	1.614	0.592
		E	181.71	115.97	180.70	2.749	2.764	1.536	0.559
					Promedio	2.737	2.751	1.466	0.536

ENSAYOS DE TRACCIÓN INDIRECTA

Los resultados son los siguientes:

Sector	Litología	Sub-muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Tracción (Kg/cm ²)	Resistencia a la Tracción (MPa)
Pomarani	Pizarra	A	6.32	2.85	4000.00	141.38	13.86
		B	6.32	2.88	7100.00	248.33	24.35
		C	6.32	2.99	5350.00	180.24	17.68
		D	6.32	3.58	9100.00	256.05	25.11
		E	6.32	3.17	6650.00	211.31	20.72
		F	6.32	2.43	3900.00	161.67	15.85 (*)
		G	6.32	2.21	4500.00	205.11	20.11 (*)
		H	6.32	2.28	5600.00	247.41	24.26 (*)

(*) Ensayos adicionales

ENSAYOS DE TRACCIÓN INDIRECTA (continuación)

Sector	Litología	Sub-muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Tracción (Kg/cm ²)	Resistencia a la Tracción (MPa)
Santa Rosa	Filita	A	6.33	2.70	3600.00	134.10	13.15
		B	6.33	2.68	3000.00	112.58	11.04
		C	6.33	2.79	1600.00	57.68	5.66
		D	6.33	2.52	2600.00	103.76	10.18
		E	6.33	2.40	1950.00	81.71	8.01 (*)
		F	6.33	2.50	2800.00	112.64	11.05 (*)

(*) Ensayos adicionales

ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02 (cargas puntuales axiales y diametrales), obteniéndose los siguientes resultados:

Axiales

Sector	Litología	Sub-muestra	Distancia entre conos D (mm)	Ancho W (mm)	Carga P (kN)	De (mm)	Is(50) (MPa)
Pomarani	Mineral	A	41.2	63.2	25.00	57.58	8.04
		B	42.5	63.2	21.00	58.48	6.59
		C	41.1	63.2	24.00	57.51	7.73
		D	35.1	63.2	25.00	53.15	9.10
		E	36.9	63.2	26.00	54.49	9.10
Pomarani	Pizarra	A	40.6	63.2	10.00	57.16	3.25
		B	39.8	63.2	25.00	56.59	8.25
		C	39.6	63.2	23.00	56.45	7.62
		D	39.1	63.2	24.00	56.09	8.03
		E	39.0	63.2	25.00	56.02	8.38

ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL (continuación)

Axiales

Sector	Litología	Sub-muestra	Distancia entre conos D (mm)	Ancho W (mm)	Carga P (kN)	De (mm)	Is(50) (MPa)
Santa Rosa	Mineral	A	34.2	63.3	27.00	52.50	10.01
		B	31.9	63.3	24.00	50.71	9.39
		C	36.2	63.3	26.00	54.01	9.23
		D	33.4	63.3	20.00	51.88	7.55
		E	33.6	63.3	12.00	52.04	4.51
Santa Rosa	Filita	A	41.3	63.3	10.00	57.69	3.20
		B	38.6	63.3	13.00	55.78	4.39
		C	40.3	63.3	17.00	56.99	5.55
		D	39.9	63.3	10.00	56.71	3.29
		E	40.8	63.3	14.00	57.34	4.53

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Se ensayaron 9 probetas de mineral del sector Pomarani, 3 probetas de pizarras del sector Pomarani y 4 probetas de filitas del sector Santa Rosa. Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95.

A continuación se presentan los resultados obtenidos:

Sector	Litología	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga	σ_{Imax} (MPa)	σ_3 (MPa)
Pomarani	Mineral	A	6.32	13.10	51000.00	159.43	0.00
		B	6.32	13.17	39000.00	121.92	1.00
		C	6.32	13.20	48400.00	151.30	2.00
		D	6.32	13.29	56200.00	175.68	3.00
		E	6.32	13.00	16000.00	50.02	4.00
		F	6.32	12.47	57000.00	177.89	5.00
		G	6.32	13.19	58200.00	181.94	6.00
		H	6.32	13.26	59000.00	184.44	7.00
		I	6.32	13.28	61600.00	192.56	8.00

ENSAYOS DE COMPRESIÓN TRIAXIAL (continuación)

Sector	Litología	Probeta	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga	σ_{1max} (MPa)	σ_3 (MPa)
Pomarani	Pizarra	A	6.32	13.20	53000.00	165.68	2.00
		B	6.32	13.31	55000.00	171.93	4.00
		C	6.32	9.30	48200.00	144.45	6.00
Santa Rosa	Filita	A	6.33	10.53	15800.00	48.07	2.00
		B	6.33	10.16	42800.00	129.55	4.00
		C	6.33	12.57	29200.00	90.91	6.00
		D	6.33	12.10	46600.00	144.41	8.00

ENSAYOS DE CORTE DIRECTO

Las muestras se ensayaron sobre discontinuidad inducida. Los ensayos fueron realizados siguiendo los procedimientos indicados en la norma ASTM D 5607-95

Los resultados son los siguientes:

<i>Sector</i>	<i>Litología</i>	<i>Área</i>	<i>Diámetro (cm)</i>	<i>Ángulo de Fricción (°)</i>	<i>Cohesión (MPa)</i>
<i>Pomarani</i>	<i>Mineral</i>	<i>31.37</i>	<i>6.32</i>	<i>30.74</i>	<i>0.054</i>
<i>Pomarani</i>	<i>Pizarra</i>	<i>31.37</i>	<i>6.32</i>	<i>27.70</i>	<i>0.092</i>
<i>Santa Rosa</i>	<i>Mineral</i>	<i>31.47</i>	<i>6.33</i>	<i>25.35</i>	<i>0.110</i>
<i>Santa Rosa</i>	<i>Filita</i>	<i>31.47</i>	<i>6.33</i>	<i>33.22</i>	<i>0.067</i>