

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

**Dimensionamiento de taladros largos para obtener los parámetros
confiables en la orientación y diseño de la Mina Contonga**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Gianmarco YACHACHIN ROBLES

Asesor:

Ing. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA

Cerro de Pasco – Perú - 2025

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

**Dimensionamiento de taladros largos para obtener los parámetros
confiables en la orientación y diseño de la Mina Contonga**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA
PRESIDENTE

Ing. Toribio GARCIA CONTRERAS
MIEMBRO

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA
MIEMBRO



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Recuperación y Consolidación de la Economía Peruana"



Firmado digitalmente por CONDOR SURICHACUI Santa Silvia FAU 20154605046 soft No Soy el autor del documento 06/07/2025 08:07:00 -05:00



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 020-2025

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. Gianmarco YACHACHIN ROBLES

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo

"Dimensionamiento de Taladros Largos para Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga."

Asesor:

Ing. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA

Índice de Similitud: **5 %**

Calificativo
APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 14 de julio de 2025.

Sello y Firma del responsable
de la Unidad de Investigación

DEDICATORIA

A mis padres por haberme forjado como la persona que soy en la actualidad; muchos de mis logros se los debo a ustedes entre los que incluye este. Me formaron con reglas y con algunas libertades, pero al final de cuentas, me motivaron contantemente

Gracias, madre y padre

AGRADECIMIENTO

Gracias infinitas a mis padres, por su amor incondicional y su apoyo moral. Su fe en mí, incluso en los momentos más difíciles, ha sido el pilar de este logro. También expreso mi gratitud a mis tías y tíos, quienes supieron brindarme su tiempo para escucharme y apoyarme, quienes supieron estar cuando más los necesitaba. Sin ustedes, todo esto no habría sido posible. Su amor y sacrificio han sido la luz que guio mi camino a través de este viaje académico.

RESUMEN

La Mina Contonga utiliza el método de Taladros largos para su explotación minera. Se realizaron pruebas de Overcoring y se registraron los esfuerzos tectónicos in-situ para obtener parámetros confiables en el diseño de las aberturas mineras. El principal objetivo es dimensionar las aberturas mineras para mantener la estabilidad sin necesidad de sostenimiento, basado en modelos gráficos de estabilidad y modelamientos numéricos. Se busca un método que permita una mayor producción a menor costo, sin comprometer la seguridad del personal.

Se desarrollaron diversos estudios para la evaluación geomecánica, incluyendo:

- Resultados de laboratorio sobre propiedades físicas y compresión de rocas.
- Medición de esfuerzos con Overcoring.
- Levantamientos de campo, clasificación geomecánica y levantamiento estructural.

Se realizaron mediciones de esfuerzos en stock Contonga, con algunos resultados anomalías descartados. Los ensayos de laboratorio incluyeron pruebas de propiedades físicas, compresión uniaxial, compresión triaxial y constantes elásticas, siguiendo normas ASTM e ISRM.

El Stock Contonga presenta fallas principales con rumbo NW-SE y NE-SW. La masa rocosa se clasifica utilizando el criterio de Bieniawski (RMR). La clasificación varía de Muy Buena a Muy Mala, dependiendo de las condiciones geológicas específicas de las zonas analizadas.

La masa rocosa en la zona Este, Norte y Sur muestra un RQD alto y una calidad de roca variada de Regular a Buena.

- La zona Oeste tiene un RQD menor y una calidad de roca inferior.

- Se realizaron pruebas para determinar el número de estabilidad (N') y el radiohidráulico (S) necesarios para mantener la estabilidad de los tajos sin sostenimiento.

El diseño de tajos se basa en el método gráfico de estabilidad, considerando factores como el índice de calidad tunelera y ajustes por orientación de las juntas.

- Se estimaron las dimensiones máximas para mantener la estabilidad sin sostenimiento, calculando el radio hidráulico y aplicando los factores de ajuste correspondientes.

Palabras Clave: Dimensionamiento, Taladros Largos, Parámetros, Orientación y Diseño.

ABSTRACT

The Contonga Mine uses the long drilling method for its mining exploitation. Overcoring tests were carried out and in-situ tectonic stresses were recorded to obtain reliable parameters in the design of the mining openings. The main objective is to size the mining openings to maintain stability without the need for support, based on graphic stability models and numerical modeling. A method is sought that allows greater production at a lower cost, without compromising the safety of personnel.

Various studies were developed for geomechanical evaluation, including:

- Laboratory results on physical properties and compression of rocks.
- Measurement of efforts with Overcoring.
- Field surveys, geomechanical classification and structural survey.

Stress measurements were carried out in Contonga stock, with some anomaly results discarded. The laboratory tests included tests of physical properties, uniaxial compression, triaxial compression and elastic constants, following ASTM and ISRM standards.

The Contonga Stock presents main faults trending NW-SE and NE-SW. The rock mass is classified using the Bieniawski criterion (RMR). The classification varies from Very Good to Very Bad, depending on the specific geological conditions of the areas analyzed.

The rock mass in the East, North and South area shows a high RQD and a varied rock quality from Fair to Good.

- The West zone has a lower RQD and a lower rock quality.
- Tests were carried out to determine the stability number (N') and the radiohydraulic number (S) necessary to maintain the stability of the unsupported pits.

The design of pits is based on the graphical stability method, considering factors such as the tunneling quality index and adjustments for joint orientation.

- - The maximum dimensions to maintain stability without support were estimated, calculating the hydraulic radius and applying the corresponding adjustment factors.

Keywords: Sizing: Long Holes, Parameters, Orientation and Design.

INTRODUCCION

En la Mina Contonga, se ha implementado el método de taladros largos para la explotación minera, una técnica que requiere una cuidadosa planificación y evaluación para garantizar la estabilidad y seguridad de las operaciones. Este proceso exige una comprensión detallada de las características geomecánicas de la masa rocosa, lo cual se ha abordado mediante pruebas de overcoring y el registro de esfuerzos tectónicos in-situ. Estas mediciones proporcionan los parámetros necesarios para el diseño y la orientación de las aberturas mineras, asegurando que se mantengan estables sin la necesidad de sostenimiento adicional.

El principal objetivo de este estudio es el dimensionamiento óptimo de las aberturas mineras para que se mantengan estables con el método gráfico de estabilidad y modelamientos numéricos. Esto se enmarca en un esfuerzo por encontrar un método de explotación más eficiente y económico, siempre priorizando la seguridad del personal. Para alcanzar este objetivo, se ha desarrollado un modelo geomecánico detallado basado en datos obtenidos de diversos ensayos y mediciones, incluyendo resultados de laboratorio, mediciones de esfuerzos y levantamientos de campo.

La evaluación del dimensionamiento de los taladros largos implica un enfoque exhaustivo que abarca el análisis de la masa rocosa, la clasificación geomecánica, y la implementación de técnicas de diseño para asegurar la estabilidad de las aberturas mineras. Este informe detalla el enfoque metodológico utilizado para el dimensionamiento, la secuencia de minado y los resultados de los ensayos, proporcionando una base sólida para la toma de decisiones en la explotación de la Mina Contonga.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

INDICE

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la Investigación.....	2
1.2.1. Ubicación	2
1.2.2. Accesibilidad.....	2
1.2.3. Geología Regional.....	3
1.2.4. Geología Local	5
1.2.5. Geología Estructural.....	8
1.2.6. Geología Económica	9
1.3. Formulación del Problema	11
1.3.1. Problema general.....	11
1.3.2. Problemas Específicos	11
1.4. Formulación de Objetivos	11
1.4.1. Objetivo general	11
1.4.2. Objetivos específicos	11
1.5. Justificación de la investigación	12
1.6. Limitaciones de la Investigación.....	12

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	13
2.2. Bases teóricas - científicas	18
2.2.1. Minado Subterráneo	18
2.2.2. Minería Subterránea	19
2.2.3. Método de Ampliación de Minas	23
2.3. Definición de términos básicos	26
2.4. Formulación de Hipótesis	31
2.4.1. Hipótesis general	31
2.4.2. Hipótesis específicos	31
2.5. Identificación de las Variables	32
2.5.1. Variable Independiente:	32
2.5.2. Variable Dependiente:	32
2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores	33

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación	34
3.2. Nivel de investigación	35
3.3. Métodos de la Investigación.	35
3.4. Diseño de la Investigación	35
3.5. Población y muestras	35
3.5.1. Población	35
3.5.2. Muestra	35
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	36

3.6.1. Técnicas.....	36
3.6.2. Instrumentos de recolección de datos	36
3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.	36
3.8. Tratamiento estadístico de datos.	37
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica	37

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	38
4.1.1. Dimensionamiento de Taladros Largos	38
4.1.2. Objetivos	38
4.1.3. Enfoque de la evaluación	39
4.1.4. Resultado de las mediciones de esfuerzos en stock Contonga.....	39
4.1.5. Ensayos de laboratorio	40
4.1.6. Resultado de las mediciones de esfuerzos en stock Contonga.....	42
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados	43
4.2.1. Geología estructural	43
4.2.2. Clasificación de la Masa Rocosa.....	43
4.2.3. RQD de taladros de exploración en profundización	44
4.3. Prueba de Hipótesis.....	46
4.4. Discusión de Resultados	48
4.4.1. Diseño de tajos de explotación (POTVIN – LAUBSHER)	48
4.4.2. Método Gráfico de Estabilidad	48
4.4.3. El número de estabilidad, N'	48
4.4.4. Método de Laubsher.....	51
4.4.5. Radio Hidráulico, S	51

4.4.6. Secuencia de explotación	52
4.4.7. Procesamiento de datos	55
CONCLUSIONES	
RECOMENDACIONES	
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	
ANEXOS	

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Ubicación Satelital de mina Cotonga	3
Ilustración 2. Columna estratigráfica general en relación a los depósitos y a las minas en el distrito.....	9
Ilustración 3. Cámaras y pilares	22
Ilustración 4. Subniveles	22
Ilustración 5. RQD en la zona de profundización	44
Ilustración 6. Testigos del Over 01, de la zona Norte CAM 918 NV_-310.....	45
Ilustración 7. Plano de Zonificación del NV_-310 con las direcciones de los esfuerzos principales S1 del Over 01, rumbo N 247° y S1 del Over 02 Rumbo N 221°	46
Ilustración 8 Factor de Esfuerzo en la roca A	49
Ilustración 9. Factor de Ajuste B.....	49
Ilustración 10. Factor de Ajuste por Gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos	50
Ilustración 11. Factor de Ajuste por Gravedad C, para modo de falla por deslizamiento	50
Ilustración 12. Gráfico de Estabilidad	51
Ilustración 13. Método Laubscher.....	51
Ilustración 14. Radio Hidráulico (S)	57
Ilustración 15. Aberturas máximas, manteniendo Radios hidráulicos para zonas estables sin sostenimiento.	58
Ilustración 16. Simulaciones de secuencia miento para NV (-)310 hasta NV (-)250 (Pot 15.0 m Top Down)	60

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de Variables.....	33
Tabla 2. Magnitud y Dirección de esfuerzos Insitu del Over 1.....	40
Tabla 3. Propiedades Físicas del Macizo Rocoso.	40
Tabla 4. Compresión Simple Uniaxial.	41
Tabla 5. Compresión Triaxial.....	41
Tabla 6. Constantes Elásticas	41
Tabla 7. Ensayos de constantes elásticas en roca Intrusivo.....	42
Tabla 8. Ensayos de constantes elásticas en roca Caliza (zona transición del intrusivo hacia la caliza)	42
Tabla 9 Criterio para la clasificación.....	43
Tabla 10 Calidad de la masa rocosa por Litología NV_-310	44
Tabla 11. Levantamiento de datos de acuerdo al mapeo Geomecánico.....	55
Tabla 12. Cálculo del Número de Estabilidad (N').	56
Tabla 13. Cálculo de Radio Hidráulico (S) para una zona estable SIN SOSTENIMIENTO manteniendo potencia de 15m.	56
Tabla 14. Cálculo de Radio Hidráulico (S) para una zona estable SIN SOSTENIMIENTO y EN TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO	56
Tabla 15. Longitud máxima (altura constante) para Zona Estable, sin sostenimiento..	57
Tabla 16. Longitud máxima (altura constante) para Zona Estable EN TRANSICIÓN sin sostenimiento.....	57
Tabla 17. Simulaciones de secuencia miento para NV (-)310 hasta NV (-)250 (Pot 8.0 m Top Down)	62

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La Mina Contonga busca encontrar un Método de explotación que le permita una producción masiva, para lo cual fue necesario realizar pruebas de Overcoring y registrar los esfuerzos tectónicos in-situ, de tal manera se tenga parámetros confiables durante la orientación y diseño de las aberturas mineras.

El problema principal es obtener los parámetros de acuerdo a la evaluación Geomecánica de la masa rocosa de la Mina Contonga, estos parámetros nos permitirán el dimensionamiento máximo de las aberturas mineras de tal manera que se mantengan estables sin sostenimiento de acuerdo al método gráfico de estabilidad, y los modelamientos numéricos, con el propósito de encontrar un método de mayor producción a un menor costo, siempre y cuando el riesgo hacia el personal expuesto sea nulo. Los alcances relacionados con el objetivo planteado fueron, desarrollar el modelo Geomecánico de las áreas previstas para la explotación por el método de taladros largos.

1.2. Delimitación de la Investigación

1.2.1. Ubicación

La minera Contonga se ubica en Región Ancash, Provincia de Huari, Distrito de San Marcos. Se encuentra en las coordenadas:

- Latitud 9°29'26" Sur - Longitud 77°04'03" Oeste.
- Con una altitud entre 4,000 msnm hasta 4,600 msnm.

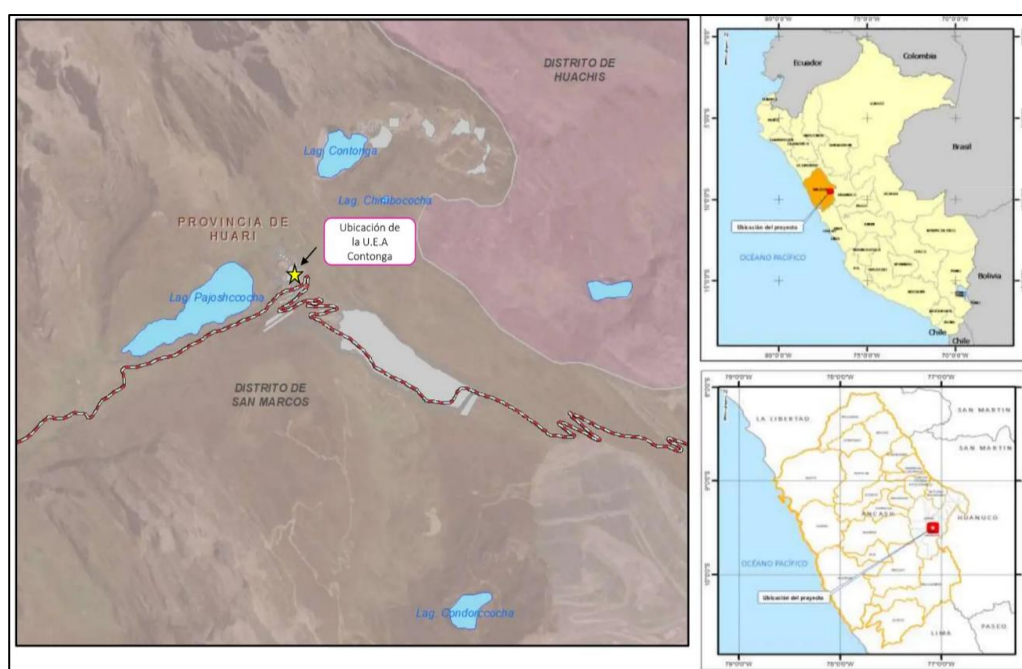
Las coordenadas UTM aproximadas:

Norte 8'950,200 - Este 273,000.

1.2.2. Accesibilidad.

Lima – Pativilca – Conococha – Yanashalla – Yanacancha – Campamento Antamina – Contonga, con una longitud de 465Km, el tiempo en camioneta fluctúa en ocho (08) horas, desde Lima hasta Yanacancha se encuentra con carretera asfaltada, a partir de ahí hasta unidad de producción alrededor de 17Km en carretera afirmada. Lima – Pativilca – Cátac – San Marcos – Contonga, alrededor de 530Km, tiempo de viaje 8.5 hrs.

Ilustración 1. Ubicación Satelital de mina Contonga



Fuente: Sugle, 2022

1.2.3. Geología Regional

La mina Contonga (Los Quenuales S.A.) se desarrolla en un yacimiento polimetálico tipo skarn de reemplazamiento metasomático de contacto, con mineralización de cobre, zinc, plomo, como sulfuros y minerales accesorios de plata, bismuto y molibdeno.

La zona de estudio se encuentra en la cordillera Blanca que forma parte de la cordillera occidental, y alcanza altitudes de hasta 6,000 msnm al este de la cordillera su límite es una amplia Puna la cual se extiende con una altura promedio de 4,000 msnm, estando divididas por valles bastante profundos.

Regionalmente, el contexto Geológico se caracteriza por presentar una amplia secuencia sedimentaria, aisladas ocurrencias de volcánicos, la presencia de rocas intrusivas y cuaternarias.

La Secuencia Sedimentaria está representada por calizas, limolitas, lutitas y cuarcitas, comprendidas entre el Valanginiano (Cretáceo Inferior) y el

Coniaciano (Cretáceo Superior); dichas edades no son absolutas, se deducen por correlación estratigráfica y evidencias paleontológicas, usando como referencias las Hojas Geológicas del INGEMMET a 1:100,000 (SINGA y LA UNION).

Las principales unidades estratigráficas que afloran regionalmente son Formación Celendín, conformadas por calizas de color gris oscuros, de fina estratificación. Intercalaciones de limolitas y margas grises, irregularmente estratificadas. Presencia de cefalópodos, gasterópodos, bivalvos, equinodermos (espesor: 500m). Formación Jumasha, conformada por calizas de estratificación gruesa y compacta de color gris claro; intercalaciones de lutitas grises, finamente bandeadas. Presenta en la base de la secuencia 2m de espesor, de una arenisca calcárea, es la unidad principal que alberga la mineralización en la mina Contonga. Formación Pariatambo, son calizas grises bituminosas con estratos gruesos, margas marrón oscuras son características por su olor fétido en esta unidad, algunas zonas del área también están mineralizadas. La Formación Chulec, son calizas grises dolomíticas, intercaladas con finos estratos de areniscas, limolitas y lutitas con presencia de mineralización en finas venillas en forma de mantos. La Formación Pariahuanca, se presenta en intercalaciones de estratos de caliza de aspecto manchado o teñido. La secuencia silicoclástica está representada por el Grupo Goyllarisquizga conformada por las Formaciones Chimú, Santa y Carhuáz que en el área están indiferenciados.

Las rocas intrusivas del área se consideran como intrusiones jóvenes en comparación con los intrusivos cercanos: Plutón de Cahuish (oeste de Contonga – Cordillera Blanca), datados en 11.1Ma –16Ma, por J. Wilson en 1975. En 1966, las dataciones obtenidas de D. Noble, arrojan edades de 10Ma para el stock de Antamina. El stock Contonga puede correlacionarse con este intrusivo.

1.2.4. Geología Local

Como se ha descrito en la geología regional, el área de estudio está cubierta mayormente por una secuencia Sedimentaria Cretácea (desde el Grupo Goyllarisquizga hasta la Fm. Celendín). Esta secuencia se encuentra simétricamente plegada, formada por anticlinales (Qda. Pichiu), y por sinclinales y anticlinales hacia el lado Oeste, orientados hacia el NW y bien expuestos en la Qda. Tucush.

Las principales unidades estratigráficas que afloran regionalmente son las que pasaremos a describir brevemente:

- **Formación Celendín**

Calizas de color gris oscuros, de fina estratificación. Intercalaciones de limolitas y margas grises, irregularmente estratificadas. Presencia de cefalópodos, gasterópodos, bivalvos, equinodermos. Espesor: 500m. La Fm. Celendín en este punto se estima en 350m de espesor; el rumbo de la estratificación es NW, con buzamiento entre 60° - 70° al SW.

- **Formación Jumasha**

Calizas de estratificación gruesa y compacta de color gris claro; intercalaciones de lutitas grises, finamente bandeadas. Presenta en la base de la secuencia 2 m. de espesor, de una arenisca calcárea. Jumasha es la unidad principal que alberga la mineralización en Contonga. Edad: Turoniano a Albiano Superior (espesor: 800m). Típicamente, forma relieves casi verticales con más de 60° de buzamiento de las rocas caja. El rumbo de los estratos es NW, buzando 60° - 70° SW, que coincide con el contacto del intrusivo, presentando ligeras disturbancias. El espesor estimado es de 750m. en la zona.

- **Formación Pariatambo**

Calizas grises bituminosas, de estratificación gruesa; margas marrón oscuras son características por su olor fétido en esta unidad. En algunas zonas del área también están mineralizadas. Edad: Albiano Medio (espesor: 100 - 500m). El rumbo de los estratos es NW, con un buzamiento entre 55° - 60° al SW. Representa un estrato “clave” para ubicar mineralización tipo manto (Flor de Habas).

- **Formación Chulec**

Calizas grises dolomíticas, intercaladas con finos estratos de areniscas, limolitas y lutitas. En esta unidad se puede ver mineralización selectiva tipo manto. Edad: Albiano Medio (espesor: 100m). Tienen rumbo NW y presentan buzamientos de 50° - 55° hacia SW.

- **Formación Pariahuanca**

Calizas grises con intercalaciones de estratos de aspecto sucio. Edad: Aptiano (espesor: 100 – 400m). Subyace a las anteriores.

- **Grupo Goyllarisquizga**

Tiene tres formaciones: Chimú, Santa y Carhuaz en el área están indiferenciados. Edad: Valanginiano (espesor: +500m). Subyace a las anteriores.

- **Intrusivos**

Las rocas intrusivas del área se consideran como intrusiones jóvenes en comparación con los intrusivos cercanos: Plutón de Cahuish (Oeste de Contonga – Cordillera Blanca), datados en 11.1Ma –16Ma, por J. Wilson en 1975. En 1966, las dataciones obtenidas de D. Noble, arrojan edades de 10Ma

para el stock de Antamina. El stock Contonga puede correlacionarse con este intrusivo.

El Intrusivo es Pórfido Dacítico formada por fenocristales de plagioclasas I, cuarzo I, feldespatos potásicos I y escasos minerales ferromagnesianos.

Las plagioclasas se presentan en dos generaciones. Las plagioclasas I (27%) aparecen como fenocristales tabulares maclados de tamaños menores a 5mm; son reemplazados muy débilmente por sericita y carbonatos, así mismo, las plagioclasas II (10%) ocurren como cristales anhedrales de formas irregulares con tamaños por debajo de 0.2mm, se encuentran formando parte de la matriz de la roca y están asociadas a cuarzo II y feldespatos potásicos II. En sectores cerca al contacto Carbonatos reemplazando a plagioclasas.

Los feldespatos están alterados a arcillas. La alteración predominante es silicificación – argilización – sericitización, confinada principalmente a las zonas de contacto caliza – intrusivo, donde es notable adicionalmente la alteración K-potásica en el intrusivo con diseminación de pirita. Este intrusivo es responsable de la mineralización Ag-Pb-Zn, Ag-Zn-Cu, dentro del skarn cálcico.

La geometría de la intrusión está íntimamente relacionada con el sentido de la Estratificación (Jumasha – Pariatambo). Los principales stocks (Contonga y Taully), evidentemente, están controlados por las fallas NW concordante a lo largo de los Estratos y por los lineamientos estructurales NE, fácilmente observables en superficie.

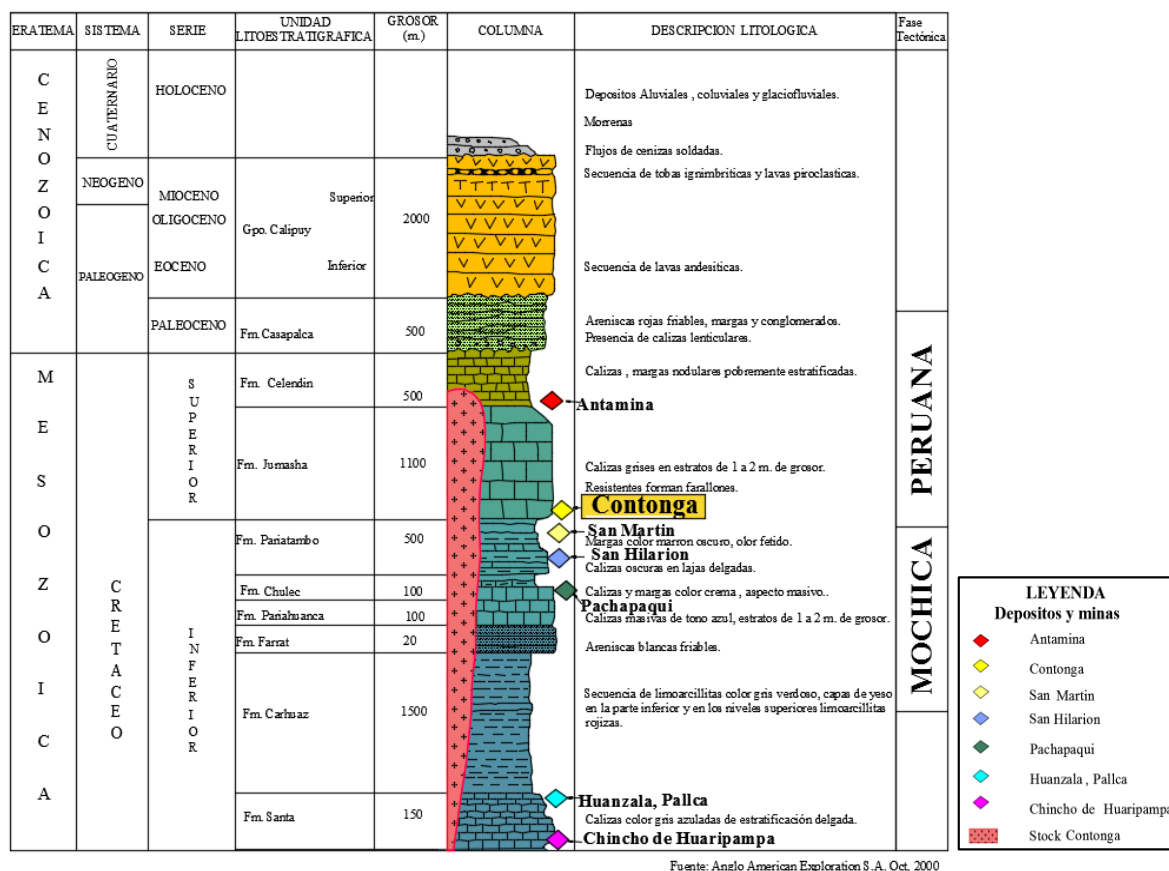
Los resultados de los mapeos subterráneos y resultados de la perforación diamantina realizada en Contonga, llevan a concluir que el intrusivo, en profundidad, adopta el comportamiento de apófisis en su emplazamiento.

1.2.5. Geología Estructural

La mayoría de los episodios compresionales ocurridos durante el Cretáceo y el Cenozoico fueron co-axiales, como resultado dieron un eje de plegamiento orientado NW – SE, claramente expuesto en el área. La dirección principal de dicha compresión se orientó de NE – SW, la intercepción de ambos sistemas ha favorecido la permeabilidad, circulación y emplazamiento de las soluciones, esta orientación coincide con el mecanismo de subducción de la corteza marina con la corteza continental en el Perú Central.

Separadamente, existieron procesos tensionales durante el Plegamiento, habiéndose reconocido tres eventos, relacionados a dichos procesos tensionales. Asimismo, como consecuencia de los movimientos de compresión, se han identificado fallamientos inversos entre las unidades más competentes (Jumasha y Chimú), con las intercalaciones de unidades menos competentes (Chulec y Carhuáz). La Figura 8, muestra los principales yacimientos en la zona, y su ubicación dentro de la columna estratigráfica.

Ilustración 2. Columna estratigráfica general en relación a los depósitos y a las minas en el distrito.



Fuente: Geología - Contonqa

1.2.6. Geología Económica

En los pórfidos dacíticos de Contonga y Taully, se distinguen dos tipos principales de mineralización: Skarn y reemplazamiento masivo de sulfuros en carbonatos, alrededor de los intrusivos y también como mantos controlados por fallamiento, a lo largo de los estratos. Además, se distingue una última estructura circular de una brecha hidrotermal cementada, con sulfuros alrededor del Stock Contonga.

El Skarn y la mineralización asociada al reemplazamiento de carbonatos, están principalmente compuestos por Wollastonita, menor Granate verde y un extenso halo de marmolización. Los hornfels y las calizas recrystalizadas representan la expresión distal de las estructuras mineralizadas (Fotos 1 y 3).

La brecha hidrotermal cementada con sulfuros de Ag-Pb-Zn en la zona alta, se desarrolla mayormente en el contacto intrusivo, y las principales zonas están restringidas a los sectores oeste y sur de stock Contonga. El ensamble de alteración en el Skarn está constituido por granate verde - piroxeno - fluorita. Fallamiento post mineral ha generado material inconsolidado dentro de la brecha (arcillas, sericita, carbonatos). Ver Foto 2.

Los diferentes tipos de skarn pueden agruparse de la manera siguiente: un típico skarn cálcico distal, teniendo en cuenta el ensamble Zn-Pb-Ag; un exo-skarn caracterizado por la presencia de piroxeno - fluorita y de su comportamiento por ser un sistema de mineralización extenso y algo profundo. La alteración tipo endo-skarn está restringida a fracturas angostas en el contacto, con algo de granate verde y débil cantidad de sulfuros.

La mineralización del skarn se caracteriza por presentar granos gruesos de esfalerita (marmatita), galena, pirita, calcopirita y, ocasionalmente, tetraedrita; los primeros aumentan en profundidad. Pirrotita se ha observado en profundidad, con típica zonación respecto a la mineralización de Zn - Pb. Bismutinita ha sido reportada por Sociedad Minera Gran Bretaña.

La alteración potásica mencionada, parece estar asociada a las últimas fases de mineralización representadas por cuarzo - pirita + calcopirita. Zonas de anomalías con mineralización de interés exploratorio se han ubicado en la parte superior a lo largo de la Fm. Pariatambo: contacto Norte del stock Taully, la anomalía Ango y la anomalía Flor de Habas.

Flor de Habas presenta un halo de alteración de 300m x 30m de extensión, donde se ha observado por lo menos cuatro mantos cuyas potencias van desde menos de 1m hasta 7m (2m con 1.1 oz/t Ag, 3 %Pb, y 2.3 %Zn).

Estructuras tipo manto se emplazan siguiendo el rumbo de los estratos Jumasha y Pariatambo, las mencionadas estructuras denominadas “A” (anomalía Flor de Habas, Fm. Pariatambo), estructuras “B” y “C” (Fm. Jumasha), tienen presencia de mineralización.

1.3. Formulación del Problema

1.3.1. Problema general

¿Es posible realizar el Dimensionamiento de Taladros Largos para Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga?

1.3.2. Problemas Específicos

- a) ¿Con la realización del modelo geomecánico se obtendrá los parámetros de la masa rocosa de la Mina Contonga?
- b) ¿Con la ejecución del dimensionamiento de los taladros largo se realizará la orientación y diseño de la Mina Contonga?

1.4. Formulación de Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar el Dimensionamiento de Taladros Largos para Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Realizar el modelo geomecánico para obtener los parámetros de la masa rocosa de la Mina Contonga.
- b) Ejecutar el dimensionamiento de los taladros largo para realizar la orientación y diseño de la Mina Contonga.

1.5. Justificación de la investigación

El trabajo está orientado al dimensionamiento, Spm de minado, Secuencia de Minado y orientaciones de laboreo, con el fin de obtener los resultados de diseño que mejore la producción y la seguridad en las operación.

1.6. Limitaciones de la Investigación

Las limitaciones es que se encontraron fueron la falta de zonificación Geomecánica por niveles, el complemento de levantamientos estructurales por niveles y la Clasificación Geomecánica. Que no estaban completas pero se fueron mejorando y eliminando estas limitaciones con los trabajos in-situ, de acuerdo a las necesidades que se fueron presentando en la ejecución del presente proyecto de investigación.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

a) Antecedentes Nacionales.

- (Huerta R, 2020)de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo - Huaraz, presenta su tesis “Planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción en la unidad minera Mallay compañía de minas Buenaventura S.A. - 2018”. El presente trabajo de investigación se origina de la pregunta que hay hacer para incrementar la producción diaria en la unidad minera Mallay. El objetivo fundamental de la presente tesis es la de realizar el planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción unidad minera Mallay Compañía de Minas Buenaventura. La presente investigación se justifica porque el planeamiento de minado tiene como objetivo el de incrementar la producción y mantenerla sostenida en el tiempo, prediciendo con anticipación todas las fases operativas para lograr una producción efectiva y eficiente. La profundización de la Unidad minera Mallay para

incrementar la producción y las reservas mineras hace necesario el diseño y planeamiento de minado subterráneo para cumplir con el objetivo principal de incrementar la producción. Se concluyó que el planeamiento de minado aplicado para efectos de esta tesis podemos apreciar que se comienza con la explotación minera de 1,100 TM/Día en el primer día del mes de enero del 2018 y llegando al mes de diciembre del mismo con una producción diaria de 2,500 TM/Día, lo que haría que se cumpliría con el planeamiento de minado de corto y mediano plazo.

- **(Quispe A, 2019)**, de la Universidad Nacional de Ingeniería, desarrolla la tesis “Plan de minado subterráneo aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A.” Con el presente trabajo de Tesis de investigación de campo se muestra el incremento de la producción y la productividad de una minería aurífera subterránea en las Operaciones de la Corporación minera Ananea S.A. en la concesión minera Ana María N° 1, ubicado en el paraje La Rinconada, entre el nevado Ananea y el cerro San Francisco, en el sector denominado Comuni 21, Santa Ana y Balcón III a 5,000 m.s.n.m. mediante método de explotación de cámaras y pilares en los mantos auríferos. La característica de los filones es delgada, con un promedio de potencia de 4 cm., y en otros se adelgaza a potencias de 0.2, 0.5 y 0.7 cm., son mantos de cuarzo ahumado, cuarzo gris oscuro y cuarzos azuláceos muy cristalizados, otra característica, es que tiene abundante pirita, calcopirita, y pirrotita, con una mezcla de abundantes sulfuros y óxidos de Cu, óxidos de Ag, galena y blenda, con una ley promedio de 25 gr/TM. El método de explotación es el de “cámaras y pilares con circado”, método que consiste en llevar el manto o filón

aurífero en la caja techo, para desbrozar mediante tajeos la pizarra encajonante de la caja piso, con una altura promedio de 1.50 ms. dejando así al manto descubierto con una pequeña caja de pizarra denominada “la circa de mineral”, el mismo que se dispara luego. El ciclo de minado de las operaciones de explotación considera las operaciones unitarias: perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, carguío y transporte de desmonte y beneficio de mineral. Con el mejoramiento de las operaciones mineras subterráneos se incrementó la cantidad de frentes de trabajo de la empresa en un 57%, con la finalidad de obtener más avance, más exploraciones y mayor producción, pero este aumento naturalmente significa una evidente y consecuente elevación de los costos de operación. Para el proceso de recuperación, la planta concentradora tiene una capacidad de mineral 18 toneladas por día, para tratar el mineral. Según los reportes de la planta concentradora, se incrementó la capacidad de molienda de minerales en un 100%, este efecto es porque sube a un 30 %, cuando se incrementan los frentes de extracción para producir mayor volumen de mineral, mientras se observa un declive de las leyes de mineral que se extraían, entonces el objetivo principal del plan es la de mejorar las operaciones: “moler mayor volumen de mineral con leyes bajas, y hacer rentable la operación”. El costo de tratamiento de una tonelada de mineral en la planta concentradora, es de US\$ 15.86 por tonelada tratada. Por lo que nuestra ley de corte operacional es de 13.4 gramos de oro por tonelada de mineral, para un precio del oro muy conservador de \$650.00 dólares la onza entonces la ley de equilibrio para la explotación del Oro es de 5.5

gramos Au / TM. El presente estudio demuestra claramente que mejorando las operaciones mineras, acondicionando los métodos empirico-practicos a técnicas de ingeniería de minas moderna, con un software informatica, y un gerente proactivo, es posible trabajar minerales de baja ley de Oro. En la actualidad, CORPORACION MINERA ANANEA S.A. es la encargada de administrar las concesiones de Ana María, a través del accionariado de Cooperativas Mineras, las cuales de acuerdo a la legislación vigente están en proceso de formalización y son las siguientes: Cooperativa Minera San Francisco de Rinconada Ltda. Cooperativa Minera Lunar de Oro Ltda. Cooperativa Minera Cerro San Francisco Ltda.

b) Antecedentes Internacionales

- **(Diaz C, 2017)**, Universidad de Chile, desarrolla la tesis “Planificación Minera a Cielo Abierto considerando diseño Óptimo de Rampas”. El diseño de rampas en minas a cielo abierto es un paso clave en el proceso de planificación minera, en el que las envolventes económicas obtenidas por técnicas y algoritmos de optimización se transforman en volúmenes operativos (fases) aptos para la extracción. Sin embargo, aunque existen herramientas para ayudar al diseño de la rampa, el proceso sigue siendo muy complejo y requiere mucho tiempo. Esto implica que hay pocas oportunidades de explorar diferentes configuraciones y, por lo tanto, la calidad del diseño resultante depende de la experiencia del ingeniero y la disponibilidad de tiempo. El objetivo de este trabajo es comparar los resultados técnico-económicos del diseño operativo de fases, al utilizar el estado del arte actual, versus una metodología semiautomática, que

utiliza programación matemática para la optimización económica del diseño de pit con rampa. El procedimiento consistió en una serie de pasos: primero, se diseñó un pit final óptimo en base a la metodología tradicional de planificación a largo plazo. Luego, se procedió a incorporar la geometría de rampas mediante dos alternativas; la primera denominada como óptima, introduce modelos matemáticos a través de una herramienta computacional que asiste al proceso de diseño operativo de fases, modelando una ubicación geométrica de rampa a nivel de bloques, que maximiza el beneficio económico reportado por los límites del pit con rampa. Esta ubicación sirvió como guía en el diseño final, entregando el punto de partida, sentido de giro y posicionamiento de la rampa en el talud minero. La segunda alternativa utilizó el arte del diseño actual empleado comúnmente para modelar rampas en los límites de rajo. Finalmente, se evaluó el impacto técnico-económico en las reservas del pit al incorporar el diseño geométrico de rampa de acuerdo a las alternativas mencionadas. Al introducir el modelo matemático, se lograron resultados muy similares en relación al estado del arte actual para el caso de estudio, con un aumento del 1.59 [%] del beneficio económico y un 1.40 [%] de las reservas disponibles para la extracción. Los resultados indican que esta herramienta entrega una mayor robustez al proceso de planificación; al permitir analizar distintos escenarios de diseño en un limitado periodo de tiempo, asegurando un diseño óptimo económico.

- **(Toledo H, 2015)**, de la Universidad Nacional Autónoma de México, presenta tesis de investigación “Desarrollo del Proceso de Planeación,

Ejecución y Control dentro del Área de Planeación de Minera La Ciénega de Fresnillo PLC.” Cuando se inicia la vida profesionista hay que enfrentar una serie de obstáculos, empezando por la fuerte competencia y la falta de experiencia. Pero contando con una buena formación académica, el apoyo de personas con experiencia de diferentes especialidades, los problemas que se llegan a presentar, así como la forma de solucionarlos se van adquiriendo mayores responsabilidades que permiten conseguir mejores puestos y a la vez enfrentar nuevos retos, y lograr un mayor conocimiento profesional del mundo. El presente documento se enfoca en describir el proceso de planeación de una mina subterránea, dentro de la Unidad Minera Mexicana La Ciénega, perteneciente al grupo de Fresnillo PLC, ubicada en el Municipio de Santiago Papasquiaro, Estado de Durango; dedicada a la exploración, extracción y beneficio de minerales de oro y plata. En la actualidad la planeación de minas es impredecible para lograr una eficiencia operativa que se vea reflejada en la reducción de costos y por ende en la maximización de los recursos económicos, humanos y materiales.

2.2. Bases teóricas - científicas

2.2.1. Minado Subterráneo

Debemos hacer un enfoque preliminar sobre el planeamiento y control del proceso productivo (operaciones mineras) hacer resaltar su importancia, sus alcances, sus limitaciones y sus técnicas. Resumiendo, conceptos de Munier, Velásquez y Ackoff, la planificación es el diagnóstico de las posibilidades, mediante un proceso intelectual y consiste en el análisis integral de los factores

de producción dentro de la empresa, sus limitaciones internas y externas; y todo aquel que guarda relación con la elección de un objetivo a lograrse.

El plan, constituye el resultado de todo proceso de planeamiento. De este modo, los objetivos de la organización, sus políticas, estrategias, presupuestos, procedimientos, reglas y programas, presentan diversas formas de planes.

2.2.2. Minería Subterránea

Se entiende como minería subterránea a la que se realiza por medio de obras y trabajos en el interior de la tierra tales como pozos, galerías, cámaras, túneles, socavones y planos para acceder a la masa de mineral y extraerla, sin tener que mover los estériles o materiales que recubren el yacimiento. Durante muchos años ha sido la imagen popular y poco positiva de la minería, pero ha sido ampliamente superada en cantidad y valor por los otros dos métodos de laboreo, el cielo abierto y los sondeos, dado que el coste de la inversión de capital resulta mucho más elevado y también, en principio, por el coste operativo (1\$/t para el cielo abierto y unos 10 \$/t para el interior).

La pérdida de importancia progresiva y sistemática de la minería subterránea ha sido, en otra parte, compensada por la mayor importancia que las labores subterráneas han ido tomando en las obras públicas, la construcción de las ciudades y las aplicaciones militares e industriales de cámaras, almacenes e incluso por el aprovechamiento de antiguas explotaciones mineras, como se ha citado en el caso de canteras en Illinois y Kansas. La alta intensidad de capital exigido, el descenso en las productividades por el fuerte coste del personal, las dificultades de lograr una mecanización y automatización, la peligrosidad por el desconocimiento de las condiciones geomecánicas, la falta de vocación minera de la mayor parte de las demandas de trabajo, han ido reduciendo la aplicación de

esta metodología a los casos de minerales muy valiosos como el oro, la plata y el platino, las altas leyes en los minerales no férricos o en las condiciones extremadamente fáciles de explotar como las canteras subterráneas o las capas de carbón muy horizontales y con una potencia razonable. Sin embargo es justo reconocer que en los últimos 10 años se ha producido un importante incremento de la productividad en la minería de interior a causa de la eliminación de dos "corsés" o limitaciones, como eran las tradicionales vías férreas para el transporte y la madera para el sostenimiento, que se han sustituido por otros materiales como los neumáticos para el rodaje y el acero de los pernos y las mallas de sostenimiento de techos y paredes de galerías para mejorar el gálibo y tolerar una mejor mecanización, habiéndose llegado a rendimientos del orden de 50 t/hombre/ día, en comparación con los antiguos de 1 t/hombre/ día, si bien se haya perdido, en parte, algo de selectividad o de recuperación del yacimiento, a costa de una mayor seguridad y fiabilidad y un menor coste del proceso de minería subterránea. La minería tiene por objetivo extraer recursos minerales de la tierra. La minería subterránea, por su parte, abarca todas las actividades encaminadas a extraer materias primas depositadas debajo de la tierra y transportarlas hasta la superficie. El acceso a los recursos se efectúa por galerías y pozos que están comunicados con la superficie. Existen unos 70 minerales económicamente útiles, los cuales forman depósitos en la tierra, ya sea solos o en combinación con otros (intercrecimiento). La minería subterránea abarca todas las labores destinadas a explotar materias primas por medios técnicos. Además de la extracción y el transporte, comprende las actividades de prospección y exploración, la dotación de infraestructura (conexión a la red vial, construcción de depósitos e instalaciones exteriores tales como oficinas administrativas,

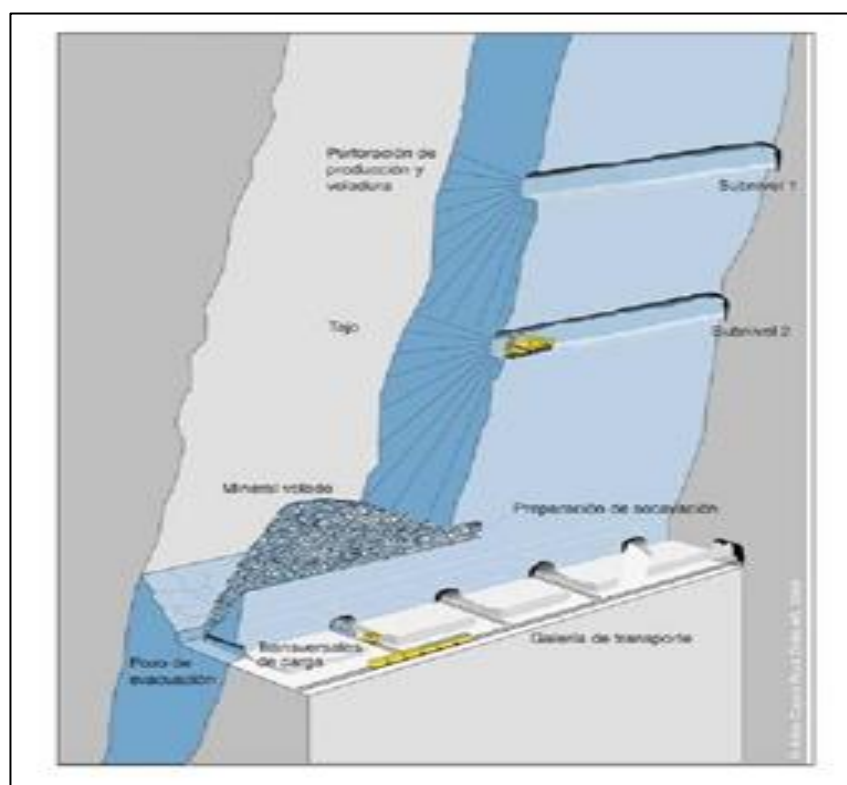
talleres, etc.), así como las medidas destinadas a garantizar la seguridad de los mineros. Las actividades mineras incluyen:

- Perforación y Voladura
- Extracción
- Ventilación
- Desagüe
- Sostenimiento

Las excavaciones de cateo de escasa profundidad son comunes en muchos países y constituyen una técnica intermedia entre la minería subterránea y la minería a cielo abierto. En casos especiales, la materia prima puede ser extraída y preparada para el transporte en su entorno natural, sin necesidad de realizar trabajos preliminares (por ejemplo, explotación de salinas, lixiviación in situ y gasificación de carbón in situ). La minería subterránea crea espacios bajo tierra en los cuales trabajan seres humanos. Las condiciones de trabajo -incluidas la humedad ambiental, la temperatura del aire, la presencia de radiaciones nocivas o de gases explosivos, la presencia de agua, la formación de polvo y la emisión de ruido- dependen tanto del mineral como de la roca encajante, de la profundidad de la mina y del uso de maquinaria. La ubicación de las explotaciones subterráneas depende siempre de la presencia de yacimientos de materias primas. La explotación subterránea se realiza en todas las zonas climáticas, tanto en lugares remotos como bajo grandes ciudades, en el fondo oceánico y en regiones montañosas. El volumen de extracción diario puede ser inferior a 1 tonelada o superar las 15.000 toneladas. La profundidad de extracción va desde unos cuantos metros hasta más de 4 kilómetros. La minería subterránea produce efectos ambientales en tres ámbitos distintos: en el depósito y las rocas adyacentes, en

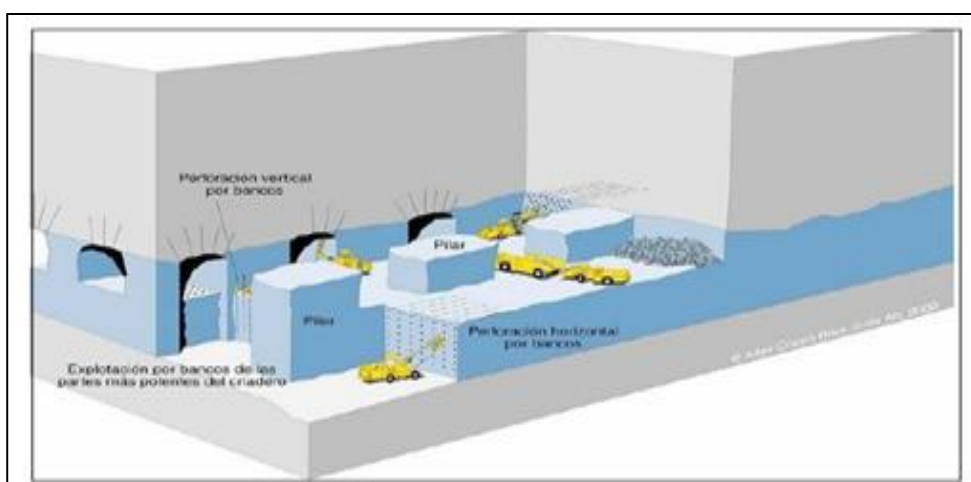
los espacios abiertos bajo tierra y en la superficie del terreno. La planificación detallada de las operaciones y la selección acertada de los métodos y técnicas de extracción son un requisito indispensable para el aprovechamiento óptimo de los recursos y contribuyen a limitar los efectos ambientales.

Ilustración 3. Cámaras y pilares



Fuente: Mina Cotonga

Ilustración 4. Subniveles



Fuente: Mina Cotonga

2.2.3. Método de Ampliación de Minas

Marco Legal

El ministerio de Energías y Minas (MINEM) es la autoridad competente para la actividad minera-metalúrgica, y está facultado por ley para aprobar los estudios de Impacto Ambiental (EIA), a través de la Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros. La estructura de desarrollo del EIA, contempla el marco legal ambiental, dado por normas generales y específicas del medio ambiente referidas a las actividades del sector minero.

Organismos Reguladores.

- Ministerio de Ambiente
- Ministerio de Energía y Minas: Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros (DGAAM) • Ministerio de Agricultura.
- Ministerio de Transporte y Comunicación • Ministerio del Interior • Ministerio de Cultura.
- Ministerio del Trabajo y Promoción del Empleo • Ministerio de Salud: Dirección General de Salud Ambiental (DIGESA)
- Ministerio de Cultura
- Gobiernos Regionales: Dirección Regional de Energía y Minas de Ayacucho.

Gobiernos Locales

- D.S.N° 010-2005-PCM: Aprueban los Estándares de Calidad Ambiental (ECAs) para Radiaciones No ionizantes Legislación del Sector Minero Aplicable al Proyecto.
- D.S.N° 014-92-EM: Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería
- D.S.N° 03-94-em: Reglamento de Diversos Títulos del Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería

- D.S.N° 016-93-EM, modificado por Decretos Supremos N° 059-93- EM,N° 029-99-EM, N° 058-99-EM, N° 022-2002-EM y N° 078-2009-EM: Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero Metalúrgico.
- D.S.N° 078-2009-EM: Implementan medidas de remediación ambiental a cargo del titular minero que haya realizado actividades y/o ejecutado Proyectos relacionados con actividades mineras previstas en la Ley General de Minería.
- D.S.N° 055-2010-EM y su modificatoria (D.S.N° 060-2010-EM): Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional y otras medidas complementarias en minería.
- D.S.N° 010-2010-MINAM: Aprueban Límites Máximos Permisibles para la descarga de efluentes líquidos de Actividades Minero-Metalúrgicas.
- R.M. N° 315-96-EM/VMM: Aprueban Niveles Máximos Permisibles de elementos y compuestos presentes en emisiones gaseosas provenientes de las Unidades Minero –Metalúrgicas
- Ley N°28090: Ley que regula el cierre de Minas
- Ley N° 28271: Ley que regula los Pasivos Ambientales de la Actividad minera
- D.S.N° 059-2005-EM: Reglamento de pasivos Ambientales de la actividad minera.
- Resolución Directoral N° 134-2000 EM/DGM: Lineamientos para elaborar planes de contingencia que se deben emplear en las actividades Minero-Metalúrgicas.

- R.M. N° 209-2010-MEM-DM: Disponen la presentación de Declaración Jurada Anual de coordenadas UTM (PSAD 56) con la presentación de la declaración anual consolidada 2009 y modifican formulario aprobado por RM. N°184-2005-MEM/DM.
- R.M. N° 304-2008-MEM/DM, Modificada por RM N° 009-2010- MEM/DM Proceso de Participación Ciudadana en el Subsector Minero. • D.S.N° 028-2008-EM: Reglamento del Proceso de Participación Ciudadana en el Subsector Minero.
- D.S.N° 042-2003-EM: Establece Compromiso Previo como requisito para el Desarrollo de Actividades Mineras Normal Complementarias. Modificado mediante D.S.N° 052-2010-EM
- Reglamento de plan de cierre (D.S.N° 033-2005-EM) Otras Leyes Ambientales de Importancia Nacional.

Otras Leyes Ambientales de Importancia Nacional

- Ley N° 26821: Ley Orgánica para el Aprovechamiento Sostenible de los Recursos Naturales.
- Ley N° 26839: Ley sobre la Conservación y Aprovechamiento sostenible de la Diversidad Biológica.
- D.L. N° 1090 y D.S. N° 014-2001-AG: La Ley Forestal y de Fauna Silvestre y su reglamento.
- Ley N° 28256: Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos.
- D.S. N° 021-2008-MTC: Reglamento Nacional de Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos. • D.S. N° 021-2008-MTC y sus modificaciones (D.S. N° 030-2008-MTC, D.S. N°043-2008-MTC) y normas

relacionadas (R.D. N° 040-2008-MTC14): Reglamento Nacional de Transportes Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos.

- Ley N° 28551: Ley que establece la obligación de elaborar y presentar planes de contingencia.
- Ley N°28296: Ley General del Patrimonio Cultural de la Nación
- Resolución Suprema N° 004-2000-ED: Reglamento de investigadores Arqueológicas • Ley N°27314, modificada por D.L. N° 1065: Ley General de Residuos Sólidos
- D.S. N° 057-2004-PCM: Reglamento de la Ley General de Residuos Sólidos.
- D.S. N° 034-2004-AG: Aprueban la categorización de especies amenazadas de fauna silvestre y prohibición de su caza, captura, tenencia, transporte o exportación con fines comerciales.
- D.S. N° 043-2006-AG: Categorización de especies amenazadas de flora silvestre.

2.3. Definición de términos básicos

- **Buzamiento:** Es el Angulo de la veta, estrato o manto que forma con respecto a la horizontal y se mide en un plano vertical.
- **Caballo:** Es la zona estéril de considerable tamaño que se presenta dentro de la veta generalmente del mismo material de las rocas encajonantes.
- **Caja Piso:** Es la roca que se encuentra debajo de la veta.
- **Caja Techo:** Es la roca sobre el lado superior de una veta inclinada.
- **Confiable:** Probabilidad de buen funcionamiento de algo.
- **Constituyentes esenciales de los criaderos son:** la mena, la ganga y el estéril.

- **Contactos litológicos:** Que comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.
- **Criadero, Yacimiento o Depósito Mineral:** Parte o fracción de la corteza terrestre donde por procesos geológicos se formaron o forman sustancias minerales útiles, que pueden ser explotadas con beneficio económico, con los medios técnicos disponibles.
- **Cuerpo (ORE BODY):** Son depósitos de minerales, grandes e irregulares sin forma, ni tamaño definido.
- **Depósitos primarios y secundarios.** Los primeros son los que están asociados al proceso de formación original de las rocas. Los segundos se forman por alteración de los primeros y en general suelen dar lugar a la formación de nuevos minerales.
- **Desmonte:** Es todo material estéril que no posee valor económico.
- **Diaclasas:** También denominadas juntas, son fracturas que no han tenido desplazamiento y las que comúnmente se presentan en la masa rocosa.
- **Diseminaciones:** Son yacimientos mineralizados donde los granos de mineral están dispersos dentro de la masa rocosa.
- **Dimensionamiento:** Implica la determinación del tamaño y capacidad de un yacimiento, así como sus sistemas necesarios para llevar a cabo la producción de manera óptima.
- **Espaciado:** Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.

- **Estratificación:** Es una superficie característica de rocas sedimentarias que separa capas de igual o diferente litología. Estas rocas también pueden estar presentes en rocas que hayan originado por metamorfismo de rocas sedimentarios.
- **Explotación.** Es un proceso de minado para extraer el mineral económico utilizando los diversos métodos de explotación para posteriormente ser beneficiado en la planta concentradora.
- **Fallas:** Son fracturas que han tenido desplazamiento. Estas son fracturas menores que representan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.
- **Ganga.** Zona no valiosa del mineral que está asociada a la parte con buena ley. Este concepto es relativo puesto que varía de acuerdo con el tiempo, las cotizaciones y la ley del mineral.
- **Hilos.** Vetillas de mineral muy delgadas que se cruzan entre sí.
- **Investigaciones Geotécnicas.** Es un programa de investigaciones geotécnicas por medio de perforaciones diamantinas, a fin de obtener parámetros y características hidrogeológicas de los materiales presentes en la zona de estudio.
- **Lentes.** Es el yacimiento de forma lenticular cuya potencia disminuye hacia su contorno. El largo de los lentes es de decenas de metros.
- **Mantos.** Cuerpo mineralizado en forma tabular, generalmente se encuentran en posición horizontal o ligeramente inclinado menor de 30°, relativamente de considerable potencia.
- **Masa Rocosa:** Es el medio in situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales.

- **Matriz rocosa.** Material rocoso sin discontinuidades o bloques de roca intacta entre discontinuidades (muestra de mano o mayor). A pesar de considerarse continua es heterogénea y anisótropa, ligada a la fábrica, textura y estructura, mineral.
- **Mena.** Parte más valiosa del mineral a partir del cual se puede obtener económicamente uno o más metales.
- **Mineral.** Materia inorgánica de origen natural que compone la corteza terrestre, posee un valor económico y constituido por 2 elementos: La mena y la ganga. También es una materia inorgánica.
- **Minería.** Parte de la industria que se ocupa de la búsqueda, extracción, beneficio y venta de los minerales y rocas de rendimiento económico.
- **Orientación:** Es la posición de la discontinuidad en el espacio y es descrito por su rumbo y buzamiento. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación son aproximadamente paralelas, se dice que éstas forman un “sistema” o una “familia” de discontinuidades.
- **Perfil geotectónico:** Es el conjunto de actividades que comprende la investigación del subsuelo los análisis y recomendaciones para el diseño y construcción en el subsuelo.
- **Perfil litológico:** Es la parte de la geología que estudia la composición y estructura de las rocas, como su tamaño de grano, características físicas y químicas, estructuras metamórficas, etc. Incluye también su composición, su textura, tipo de transporte, así como su composición mineralógica, distribución espacial y material cementante.

- **Perforación:** es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.
- **Persistencia:** Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea esta, será menos estable.
- **Pliegues:** Son estructuras en las cuales los estratos se presentan curvados., son intrusiones de roca ígnea de forma tabular, que se presentan generalmente empinadas o verticales.
- **Potencia.** Espesor o ancho de un yacimiento mineralizado que se mide perpendicular a las cajas.
- **Productividad.** - Es la relación entre la cantidad de bienes y servicios producidos y la cantidad de recursos utilizados.
- **Relleno:** Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando éstos son más duros, ésta es más competente.
- **Roca intacta:** Es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio.
- **Roca meteorizada:** Es la descomposición de minerales y rocas que ocurre sobre o cerca de la superficie terrestre cuando estos materiales entran en contacto con la atmósfera, hidrósfera y la biósfera.
- **Rugosidad:** Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa

rocosa será menos competente y cuanto mayor sea ésta, la masa rocosa será más competente.

- **Rumbo (STRIKE).** Es la orientación de la veta, estrato o manto inclinado con relación al norte magnético y se mide en un plano horizontal.
- **Veta o Filon.** Son pequeñas ranuras de la corteza terrestre rellena con mineral, generalmente inclinada mayor a 30° con desarrollo regular en longitud, ancho y profundidad
- **Yacimiento de Mineral.** Compuesto de uno o más minerales que contiene sustancias metálicas aprovechables cualquiera que sea su tamaño o la forma que presenta el conjunto.
- **Zonas de corte:** Son bandas de material que pueden ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca.
- **Zonificación geomecánica.** Proceso de delimitación de zonas en donde la masa rocosa tiene condiciones geomecánicas similares y por lo tanto también comportamiento similar.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Con la realización del Dimensionamiento de Taladros Largos se Obtendrán los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.

2.4.2. Hipótesis específicos

- a) Con el modelo geomecánico se obtendrá los parámetros de la masa rocosa de la Mina Contonga.
- b) Con el dimensionamiento de los taladros largo se realizara la orientación y diseño de la Mina Contonga.

2.5. Identificación de las Variables

2.5.1. Variable Independiente:

X: Dimensionamiento de Taladros Largos de la Mina Contonga.

2.5.2. Variable Dependiente:

Y: Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.

2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores

Tabla 1. Operacionalización de Variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Dimensionamiento de Taladros Largos de la Mina Contonga.	La Mina Contonga realiza la explotación por el método de Taladros largos, para lo cual fue necesario realizar pruebas de Overcoring y registrar los esfuerzos tectónicos in-situ, de tal manera se tenga parámetros confiables durante la orientación y diseño de las aberturas mineras.	Metodo de Explotacion Produccion Plan de Minado	Parametros Geomecanicos Orientacion Diseño
VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.	El Modelo Geomecánica de la masa rocosa de la Mina Contonga, se obtiene los parámetros que permitirán el dimensionamiento máximo de las aberturas mineras de tal manera que se mantengan estables sin sostenimiento de acuerdo al método gráfico de estabilidad, y los modelamientos numéricos, con el propósito de encontrar un método de mayor producción a un menor costo, siempre y cuando el riesgo hacia el personal expuesto sea nulo. Los alcances relacionados con el objetivo planteado fueron, desarrollar el modelo Geomecánico.	Minera Contonga	Zonificacion Geomecanica Levantamiento Estructural Clasificacion Geomecanica

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

- Basado en la evaluación geomecánica realizada y la aplicación en el Dimensionamiento de los Taladros Largos, se determina que tenemos una investigación del tipo Cuantitativa.
- Aplicada: En el proceso de explotación y desarrollo de la Mina. Contonga teniendo como objetivo fundamental Incrementar la Producción y la seguridad.
- Experimental: Por el análisis realizado a la información obtenida durante el proceso recolección de datos.
- Documental: En base a la obtenido, a los análisis, la interpretación y comparación de la información encontrada con la información obtenida de la Mina. Contonga.
- De campo y de laboratorio: Por los resultados obtenidos durante el proceso de investigación.

3.2. Nivel de investigación

Aplicada

3.3. Métodos de la Investigación.

El método que se siguió para la realización de la presente investigación fueron como sigue:

Método deductivo: Analisis de los datos generales para llegar a una conclusión determinativa.

Método inductivo: Obtener las conclusión general a partir de los dato obtenidos y los antecedentes de la Mina. Contonga, corroborando con los datos obtenidos en el trabajo de campo.

3.4. Diseño de la Investigación

El diseño corresponde a la investigación cuantitativa, descriptiva y correlacional, por el método de explotación aplicada y a la investigación efectuada con respecto al aporte para la orientación y diseño de la Mina. Contonga.

3.5. Población y muestras

3.5.1. Población

La población hace referencia a todos los Niveles de la Mina Contonga.

3.5.2. Muestra

La información obtenida en base a al diseño de la zona alta de la Mina. Contonga, que permitirá tener un adecuado método de explotación con los parámetros geomecanicos bien definidos.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas

Descripción de las técnicas empleadas

- Recopilación y análisis de datos

Se recolecta la información histórica de la Mina. Contonga, para su respectivo análisis.

- Observación directa y toma de datos

Se realiza observaciones directas de todo el proceso de la mina, y la evaluación geomecánica realizada, para la información obtenida de la masa rocosa.

- Búsqueda de Información Bibliográfica

Se analizo la información proporcionada por la compañía y la información por internet que sirvieron como antecedentes para el diseño del Minado.

3.6.2. Instrumentos de recolección de datos

Materiales

- Planos topográficos.
- Métodos de Explotación.
- Informes y Antecedentes de la Mina.
- Reporte de los Ciclos de Minado
- Informe de los parámetros y detalles geomecánicos.
- Equipos Tipográficos.
- Libreta de Campo.

3.7. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.

El proceso de datos se efectuó en la mina detallando el tipo de roca y la zonificación geomecánica por niveles, al levantamiento estructural y a la

clasificación geomecánica y las consideraciones determinadas con respecto a los parámetros de la masa rocosa de acuerdo a la caracterización geomecánica, de la Mina Contonga.

Es importante precisar que el Modelo Geomecánico, considerado para el análisis de la estabilidad varia segundo los parámetros geomecánicas y los niveles en explotación, en cumplimiento al modelamiento numérico en la Mina Contonga.

3.8. Tratamiento estadístico de datos.

Las acciones que se aplicaron sobre las unidades experimentales y que son objeto de comparación para mejorar el ciclo de minado. Permittiéndonos obtener una estadística dentro de todos los procesos efectuados con anterioridad y en la actualidad, admitiendo obtener un modelo estadístico que refleja los resultados obtenidos.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

Al efectuar el presente trabajo de investigación se desarrolló dentro de los principios de la ética profesional, el trabajo es de dedicación propia, teniendo en cuenta los valores y principios de la realización de una investigación. Ocasión para resaltar que la investigación efectuada en la Mina. Contonga, en base a la experiencia adquirida en otras minas.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

4.1.1. Dimensionamiento de Taladros Largos

La Mina Contonga realiza la explotación por el método de Taladros largos, para lo cual fue necesario realizar pruebas de Overcoring y registrar los esfuerzos tectónicos in-situ, de tal manera se tenga parámetros confiables durante la orientación y diseño de las aberturas mineras.

4.1.2. Objetivos

El objetivo principal, de acuerdo a la evaluación Geomecánica de la masa rocosa de la Mina Contonga, fue el dimensionamiento máximo de las aberturas mineras tal que se mantengan estables sin sostenimiento de acuerdo al método gráfico de estabilidad, y los modelamientos numéricos, con el propósito de encontrar un método de mayor producción a un menor costo, siempre y cuando el riesgo hacia el personal expuesto sea nulo, partiremos de los alcances con el que cuenta el departamento de Geomecánica.

Los alcances relacionados con el objetivo planteado fueron, desarrollar el modelo Geomecánico de las áreas previstas para explotación por el método de taladros largos, teniendo como alcance lo siguiente:

- Resultados de laboratorio 2015 (laboratorio de rocas UNMSM).
- Medición de esfuerzos Over Coring 2017 (laboratorio de rocas UNI-laboratorio de rocas Geomecánica Latina).
- Levantamientos de campo.
 - Resultados con el esclerómetro.
 - Zonificación Geomecánica por niveles.
 - Levantamiento estructural por niveles.
 - Clasificación Geomecánica.

4.1.3. Enfoque de la evaluación

El trabajo está orientado al dimensionamiento, Spam de minado, Secuencia de Minado y orientaciones de laboreo, con el fin de obtener los resultados de diseño que mejor resulte para la seguridad en la operación.

4.1.4. Resultado de las mediciones de esfuerzos en stock Contonga

Se encargó a Geomecánica Latina el proyecto de 02 mediciones de esfuerzos en la zona de profundización, las indicaciones de Geomecánica Latina, para los buenos resultados, fueron estrictamente realizadas por el área de Planeamiento y operación.

Tabla 2. Magnitud y Dirección de esfuerzos Insitu del Over 1

	Mpa	Rumbo (°)	Inclinación(°)
S1	28	247	6
S3	5	160	-22
S2	8	324	-67

Fuente: Geomecánica Latina, 2017

Los resultados obtenidos del Over 01 se muestran en el cuadro 01, para los intereses Geomecánicos obviaremos los resultados del Over 02 con S1 de 145 Mpa, por considerarse una anomalía sin explicación por parte de los encargados del proyecto.

4.1.5. Ensayos de laboratorio

a. Ensayo de Propiedades Físicas

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D2216-98 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Methods for Determining Water Content, Porosity, Density, Absorption and Related Properties). Los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 3. Propiedades Físicas del Macizo Rocoso.

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	D. Seca (gr/cm3)	D. Húmeda (gr/cm3)	Absorción (%)	P.A. (%)	P.E.A. (KN/m3)
Intrusivo	6.32	2.9	2.547	2.568	0.820	2.088	24.959
Caliza	6.31	2.89	2.670	2.679	0.352	0.941	26.164
Mineral	6.33	2.91	2.759	2.778	0.685	1.889	27.035

Fuente: Laboratorio de rocas UNMSM.

b. Ensayo de Compresión Simple Uniaxial

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D2938 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Method for Determination of the Uniaxial Compressive Strength of Rock Materials).

Los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 4. Compresión Simple Uniaxial.

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (Kg)	Resistencia (Kg/cm ²)	Resistencia (MPa)
Intrusivo	6.34	13.17	45020	1432.72	140.41
Caliza	6.32	12.88	34980	1117.65	109.53
Mineral	6.35	12.98	22480	711.76	69.75

Fuente: Laboratorio de rocas UNMSM.

c. Ensayos de Compresión Triaxial

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D 2664-86 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Methods for Determining the Strength of Rock Materials in Triaxial Compresión).

Los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 5. Compresión Triaxial

Código	MI	Ang. Fricción (°)	Cohesión (MPa)
Intrusivo	15.83	50.86	26.56
Caliza	11.78	45.69	18.86
Mineral	13.48	46.59	12.76

Fuente: Laboratorio de rocas UNMSM

d. Ensayo de Constantes Elásticas

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D 3148-86 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Method for Determining Deformability of Rock Materials in Uniaxial Compression).

Los resultados obtenidos son los siguientes:

Tabla 6. Constantes Elásticas

Muestra	Profundidad (mt)	Módulo Young (GPa)	R. Poisson
Intrusivo	6.35-13.02	13.28	0.30
Caliza	6.32-13.02	12.85	0.31
Mineral	6.34-12.88	8.36	0.31

4.1.6. Resultado de las mediciones de esfuerzos en stock Contonga

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D7012-04, dando los siguientes resultados:

Tabla 7. Ensayos de constantes elásticas en roca Intrusivo

Estación / Muestra	Orientación	Profundidad (m)	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	Módulo de Young "E" (GPa)	Relación de Poisson "ν"
E-2 / MI2 Izquierdo	Vertical	2.80	5.49	10.79	94.5	23.36	0.24
E-2 / MI2 Izquierdo	Horizontal	2.80	5.49	10.74	120.3	27.21	0.23
E-2 / MC2 Centro	Vertical	4.30	5.48	10.76	96.9	27.63	0.21
E-2 / MC2 Centro	Horizontal	4.30	5.48	10.70	84.5	24.18	0.22
E-2 / MD2 Derecho	Vertical	3.70	5.48	10.87	87.0	21.26	0.24
E-2 / MD2 Derecho	Horizontal	3.70	5.48	10.79	70.1	22.86	0.23

Fuente: Laboratorio de rocas UNMSM.

Tabla 8. Ensayos de constantes elásticas en roca Caliza (zona transición del intrusivo hacia la caliza)

Estación / Muestra	Orientación	Profundidad (m)	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	Módulo de Young "E" (GPa)	Relación de Poisson "ν"
E-2 / MI2 Izquierdo	Vertical	2.80	5.49	10.79	94.5	23.36	0.24
E-2 / MI2 Izquierdo	Horizontal	2.80	5.49	10.74	120.3	27.21	0.23
E-2 / MC2 Centro	Vertical	4.30	5.48	10.76	96.9	27.63	0.21
E-2 / MC2 Centro	Horizontal	4.30	5.48	10.70	84.5	24.18	0.22
E-2 / MD2 Derecho	Vertical	3.70	5.48	10.87	87.0	21.26	0.24
E-2 / MD2 Derecho	Horizontal	3.70	5.48	10.79	70.1	22.86	0.23

Fuente: Laboratorio de rocas UNMSM.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Geología estructural

El Stock Contonga presenta fallas principales con Rumbo Andino NW-SE y fallas con rumbo anti Andino NE-SW.

4.2.2. Clasificación de la Masa Rocosa.

Para la clasificación Geomecánica de la masa rocosa se utilizó el criterio de Bieniawski, 1989 (RMR – Rock Mass Rating). Los valores del RQD (designación de la calidad de la roca) se determinó por un lado mediante el registro lineal de discontinuidades, Priest & Hudson (1986) puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de longitud (m), también se disponía de los testigos de perforación diamantina en la zona de profundización, cuyos parámetros también fueron usados en diferentes corridas para la comparación de los resultados.

El stock Contonga en general carece de presencia de agua de gran consideración en interior de mina, en algunas labores se puede observar afluencia de agua de manera puntual con $Q < 5\text{L/min}$.

El criterio de Bieniawski (1989) modificado que se ha utilizado para esta evaluación a fin de clasificar a la masa rocosa, se presenta en el siguiente cuadro:

Tabla 9. Criterio para la clasificación

CRITERIO PARA LA CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA			
Tipo de Roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad Según RMR
I	RMR > 81	> 61	MUY BUENA
II	61-80	6.61-61	BUENA
III A	51-60	2.18-5.92	REGULAR A
III B	41-50	0.72-1.95	REGULAR B
IV A	31-40	0.24-0.64	MALA A
IV B	21-30	0.08-0.21	MALA B
V	21<	Q< 0.08	MUY MALA

Fuente propia: (Bieniawski , 1989)

Tabla 10. Calidad de la masa rocosa por Litología NV_-310

Litología	Zona	Rango de RMR	Calidad de la masa rocosa	Tipo de Roca
Intrusivo	Este, Norte, Sur	$51 < \text{RMR} < 90$	Regular A-Buena	IIIA, II,I
Mineral	Este, Norte, Sur	$45 < \text{RMR} < 65$	Regular B- Buena	IIIB, IIIA
Skarn	Este, Norte, Sur	$51 < \text{RMR} < 70$	Regular A- Buena	IIIA,II
Caliza	Este, Norte, Sur	$51 < \text{RMR} < 65$	Regular A- Buena	IIIA

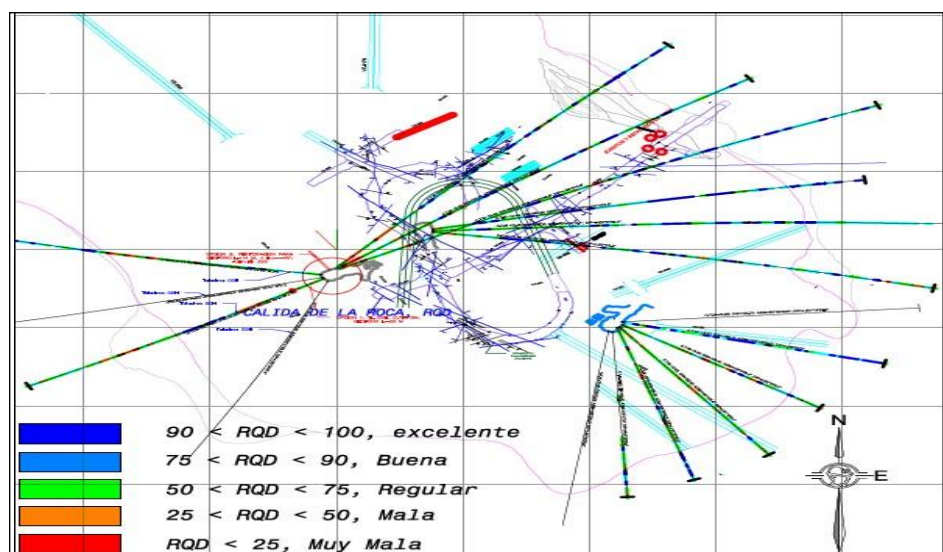
Fuente propia: (Bieniawski , 1989)

4.2.3. RQD de taladros de exploración en profundización

El stock Contonga en la zona de profundización se ha dividido en 2 sectores de acuerdo al criterio de clasificación de la masa rocosa:

- La zona Este, Norte y Sur con un $\text{RMR} > 51$ y $Q > 2.18$, en este sector la roca presenta un $\text{RQD} > 65\%$, presenta pequeñas afluencias de agua, de manera puntual en forma de goteo.
- La zona Oeste con un $\text{RMR} < 50$, en los sectores del W y parte del SW, la roca es de calidad Regular a regular B con presencia de pequeñas afluencias de agua, en forma de goteo $Q < 5 \text{ L/min}$, $\text{RQD} < 55 \%$, Fallas principales con limos y brecha.

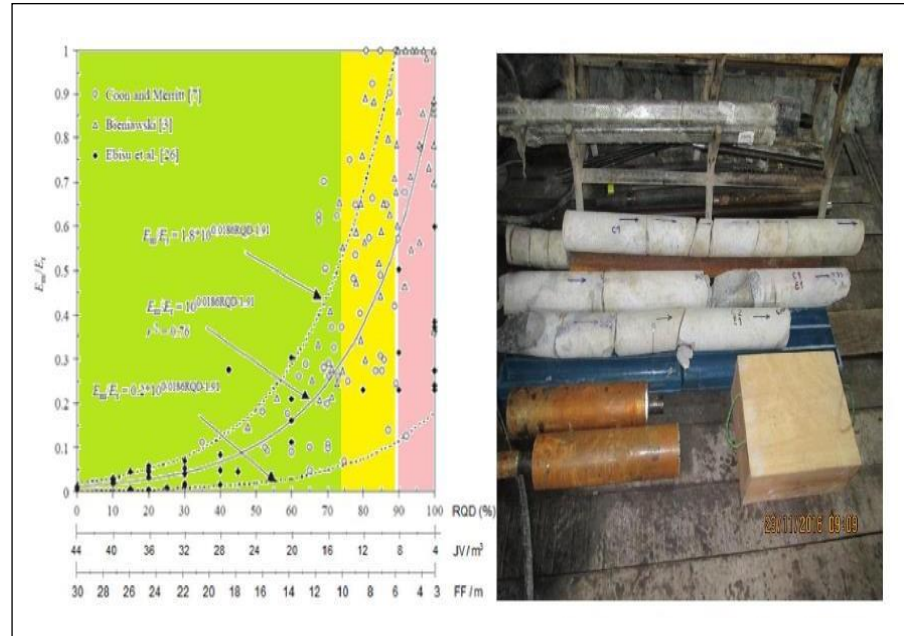
Ilustración 5. RQD en la zona de profundización



Fuente Propia:

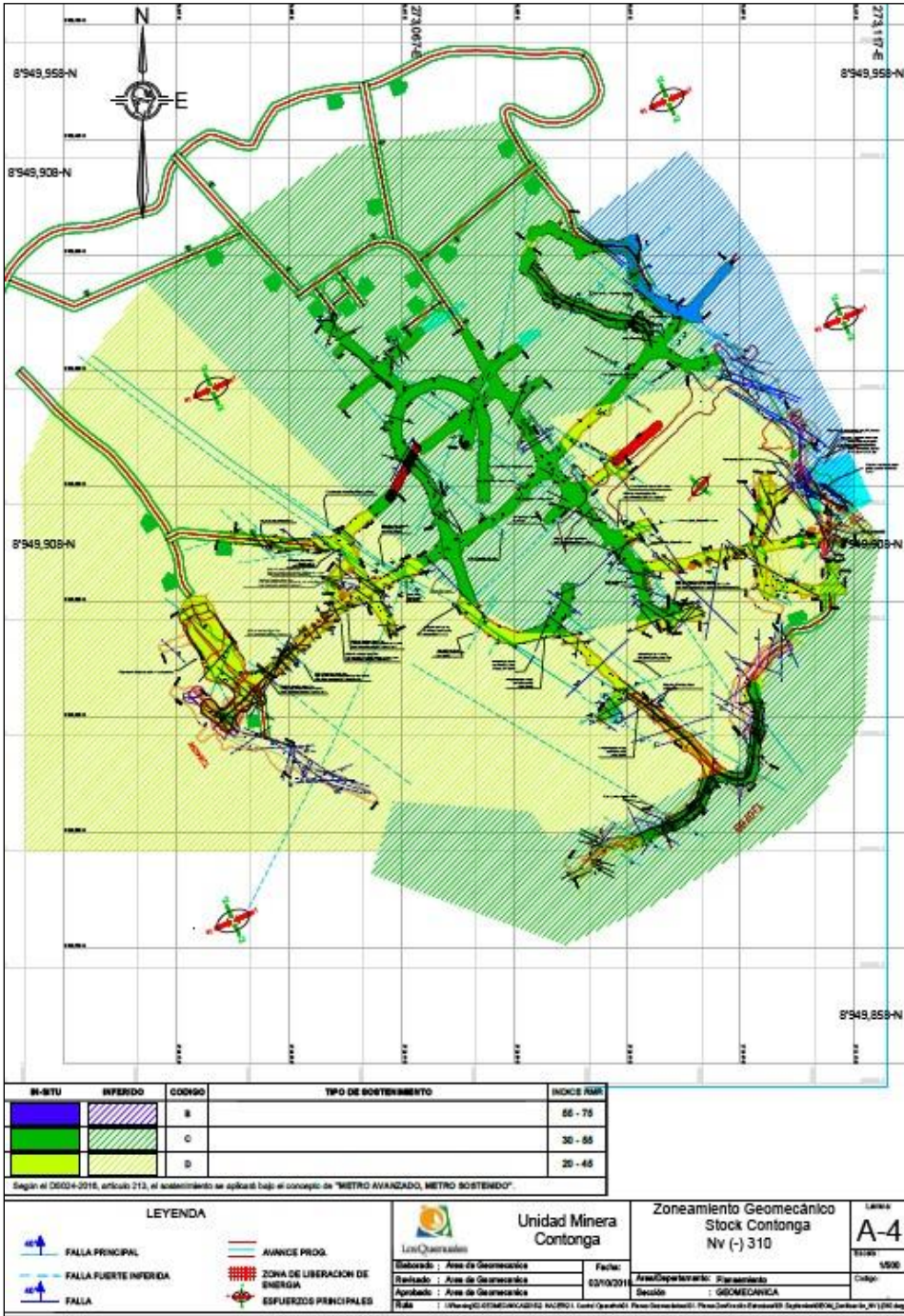
De la imagen se puede apreciar un RQD alto en los sectores Norte, Este y Sur.

Ilustración 6. Testigos del Over 01, de la zona Norte CAM 918 NV_-310.



Fuente Propia.

Ilustración 7. Plano de Zonificación del NV_-310 con las direcciones de los esfuerzos principales S1 del Over 01, rumbo N 247° y S1 del Over 02 Rumbo N 221°



Fuente: Geomecánica – Contonga.

4.3. Prueba de Hipótesis

Para comenzar un estudio, es esencial identificar y definir las variables clave: la variable independiente y la variable dependiente. La variable independiente es aquella que se manipula o controla para observar sus efectos en

la variable dependiente, que es la que se mide para evaluar el impacto de las modificaciones realizadas.

Una vez que se han establecido estas variables, se lleva a cabo una prueba de hipótesis. Esta prueba es un procedimiento estadístico que permite determinar si hay suficiente evidencia en los datos recopilados para apoyar o rechazar una afirmación específica sobre la investigación. En esencia, la prueba de hipótesis establece una norma para decidir si los resultados observados son compatibles con la hipótesis propuesta o si, por el contrario, indican que la hipótesis debe ser rechazada.

El proceso de prueba de hipótesis implica comparar los datos obtenidos con lo que se esperaría si la hipótesis nula (la afirmación de que no hay efecto o relación) fuera verdadera. Basado en este análisis, se determina si los resultados son estadísticamente significativos. Es decir, si las diferencias observadas en los datos son lo suficientemente grandes como para no haber ocurrido por azar.

Como resultado, la hipótesis planteada puede ser aceptada o rechazada, dependiendo de si los datos proporcionan evidencia suficiente para apoyar la afirmación o no. Este procedimiento no solo ayuda a validar o refutar teorías, sino que también garantiza que las conclusiones sean basadas en una evaluación rigurosa y objetiva de la evidencia empírica disponible. Además, permite establecer un marco claro para interpretar los resultados y contribuir al avance del conocimiento en el campo de estudio. Por lo que se tiene la Hipótesis: Con la realización del Dimensionamiento de Taladros Largos se Obtendrán los Parámetros Confiabiles en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.

➤ **H0:** Dimensionamiento de Taladros Largos de la Mina Contonga.

- **H1:** Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.

4.4. Discusión de Resultados

4.4.1. Diseño de tajos de explotación (POTVIN – LAUBSHER)

Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981), desarrollaron el Método Gráfico de Estabilidad para el diseño de cablebolts. La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajos abiertos. Información sobre la resistencia y estructura de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, el tamaño, la forma y la orientación de la excavación es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. El método también sugiere rangos de densidad de cablebolt, cuando el diseño está en el rango de “estable con sostenimiento”.

4.4.2. Método Gráfico de Estabilidad

El procedimiento de diseño está basado en el cálculo de dos factores, N' , que es el número de estabilidad modificada, que representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado, y S , que es el factor de forma o radio hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

4.4.3. El número de estabilidad, N'

El número de estabilidad, N' , se define como:

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

Donde:

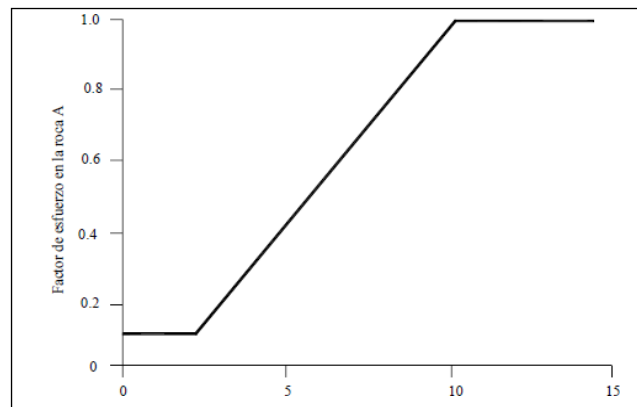
Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A es el factor de esfuerzo en la roca

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas

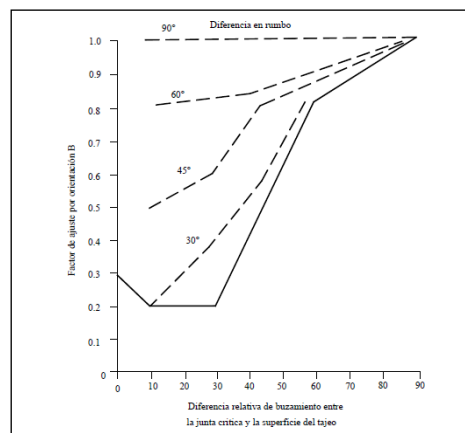
C es el factor de ajuste gravitacional

Ilustración 8. Factor de Esfuerzo en la roca A



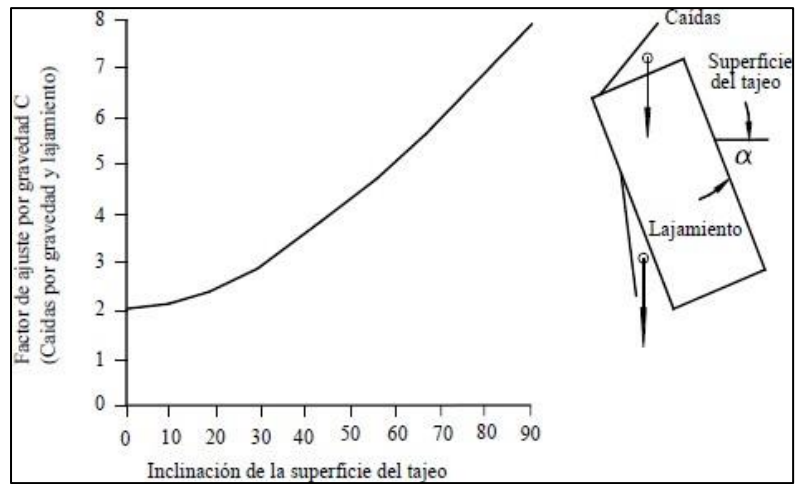
Fuente: Potvin, 1981.

Ilustración 9. Factor de Ajuste B .



Fuente: Potvin, 1981.

Ilustración 10. Factor de Ajuste por Gravedad C , para caídas por gravedad y lajamientos



Fuente: Potvin, 1981.

Ilustración 11. Factor de Ajuste por Gravedad C , para modo de falla por deslizamiento

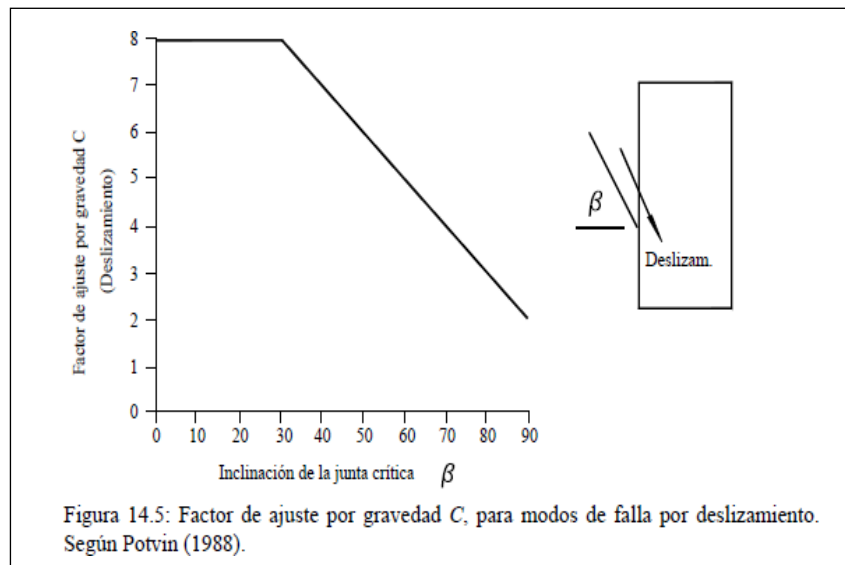
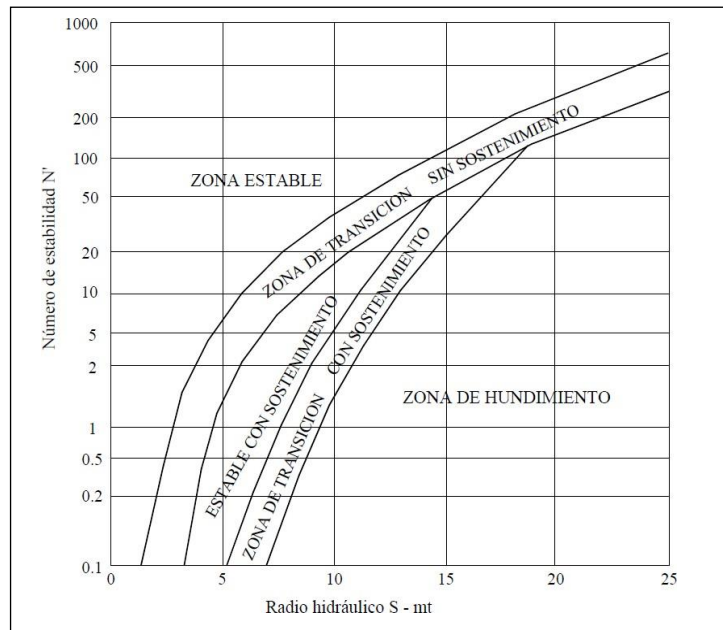


Figura 14.5: Factor de ajuste por gravedad C , para modos de falla por deslizamiento. Según Potvin (1988).

Fuente: Potvin, 1981.

Ilustración 12. Gráfico de Estabilidad

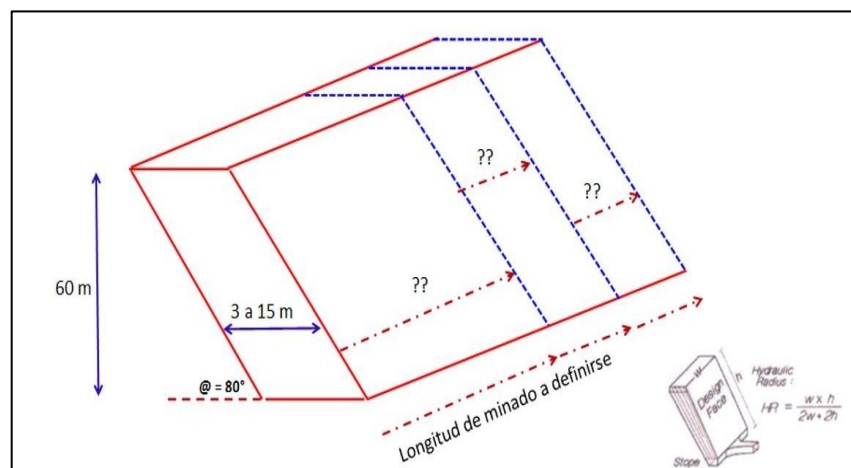


Fuente: Potvin, 1981.

4.4.4. Método de Laubscher

Es un método que analiza diferentes aberturas geométricas en función a Radio hidráulicos para labores estables.

Ilustración 13. Método Laubscher.



4.4.5. Radio Hidráulico, S

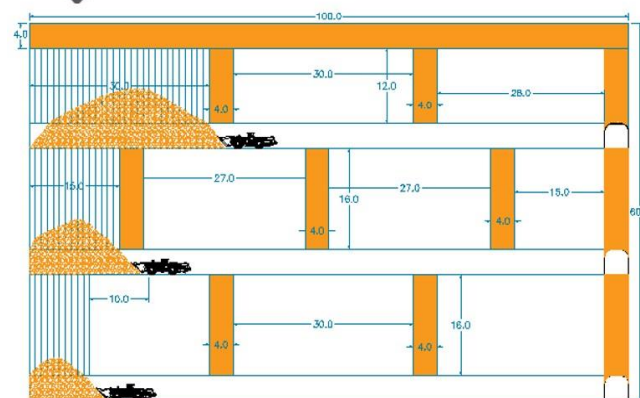
El radio hidráulico o factor de forma, para la superficie del tajeo bajo consideración, es calculado de la siguiente forma:

$$S = \frac{\text{Área de la sección transversal de la superficie analizada}}{\text{Perímetro de la superficie analizada}}$$

4.4.6. Secuencia de explotación



Restricciones geomecánicas Potencia de veta = 3.0 m



Tonelaje de panel	Tonelaje de pilar	Tonelaje de puente	tonelaje recuperado	% recuperación	Pilares 12	Pilares 16	Pot (m)
57600	5683.2	3840	48076.8	83%	3	7	3

Método de explotación: Top Down

- ✓ Dimensiones de Panel; Altura 60m, Longitud 100m, Buzamiento 80°
- ✓ Potencia de: 3.0 m
- Determinación de longitudes estables a minar (secuencia):
- ✓ 1er Banco (12 m): Minar hasta una longitud de 30 m
- ✓ 2do banco (28 m): Minar 15 m // Pilar 4m pot. // minar 27 m
- ✓ 3er Banco (44 m): Minar hasta 30 m (secuenciado cada 10 m)
- ✓ Spam máximo entre banco y banco (vertical) debe ser 10 m
- ✓ Sustento: Ver tabla matriz de cavidades estables:

Método de explotación: Top Down

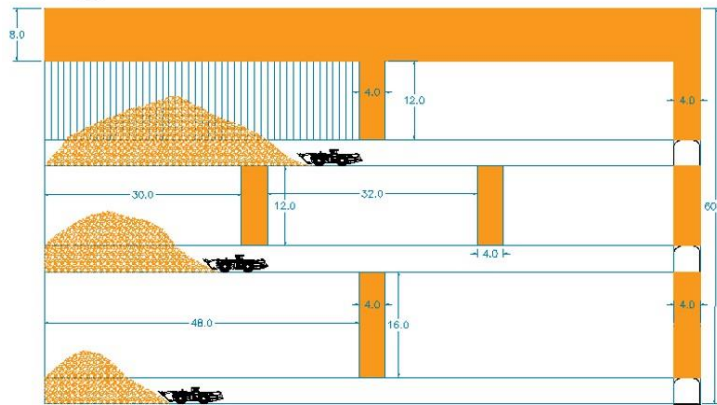
- ✓ Dimensiones de Panel; Altura 60m, Longitud 100m, Buzamiento 80°
- ✓ Potencia de: 3.0 m
- Determinación de longitudes estables a minar (secuencia):
- ✓ 1er Banco (12 m): Minar hasta una longitud de 30 m
- ✓ 2do banco (28 m): Minar 15 m // Pilar 4m pot. // minar 27 m
- ✓ 3er Banco (44 m): Minar hasta 30 m (secuenciado cada 10 m)
- ✓ Spam máximo entre banco y banco (vertical) debe ser 10 m
- ✓ Sustento: Ver tabla matriz de cavidades estables:

Buzamiento	Potencia	Radio hidráulico					
	3 m	1.5	2.0	2.3	2.7	3.0	

	H de Banco	Longitudes minables estables					Inicia colapso
80°	12	7.25	18.34	45.61	-	-	> 80
	28	4.82	8.06	10.94	16.89	24.58	> 30
	44	4.16	6.37	8.04	10.48	13.57	> 16

Restricciones geomecánicas

Potencia de veta = 8.0 m



Tonelaje de panel	Tonelaje de pilar	Tonelaje de puente	tonelaje recuperado	% recuperacion	Pilares 12	Pilares 16	Pot (m)
153600	3532.8	20480	129587.2	84%	5	2	8

Método de explotación: Top Down

✓ Dimensiones de Panel; Altura 60m, Longitud 100m, Buzamiento 80°

✓ Potencia de: 8.0 m

Determinación de longitudes estables a minar (secuencia):

✓ 1er Banco (12 m): Minar hasta una longitud de 50 m

✓ 2do banco (28 m): Minar hasta los 28 m, luego debe ir un pilar de 4m pot, minar hasta los 32 m, luego debe ir un pilar de 4.0 m de pot.

✓ 3er Banco (44 m): Minar hasta 50 m (secuenciado cada 18 m)

✓ Spam máximo entre banco y banco debe ser 18 m

✓ Sustento: Ver tabla matriz de cavidades estables:

Método de explotación: Top Down

✓ Dimensiones de Panel; Altura 60m, Longitud 100m, Buzamiento 80°

✓ Potencia de: 8.0 m

Determinación de longitudes estables a minar (secuencia):

✓ 1er Banco (12 m): Minar hasta una longitud de 50 m

✓ 2do banco (28 m): Minar hasta los 28 m, luego debe ir un pilar de 4m pot.

✓ 3er Banco (44 m): Minar hasta 50 m (secuenciado cada 18 m)

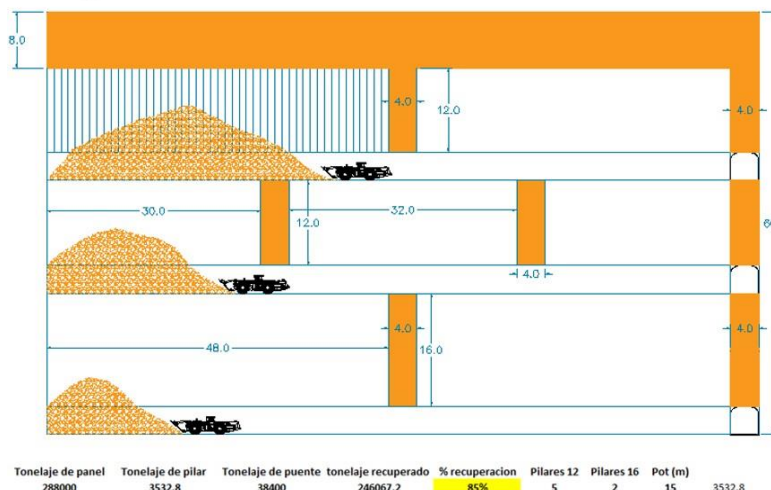
✓ Spam máximo entre banco y banco debe ser 18 m

✓ Sustento: Ver tabla matriz de cavidades estables:

Buzamiento	Potencia	Radio hidráulico					
	8 m	3.0	4.0	4.25	4.5	4.8	
80°	H de Banco	Longitudes minables estables					Inicia colapso
	12	14.75	38.25	53.21	81.59	-	> 100
	28	11.19	20.96	24.78	29.57	35.76	> 50
	44	9.69	16.25	18.45	20.99	23.92	> 30

Restricciones geomecánicas

Potencia de veta = 15 m



Método de explotación: Top Down

- ✓ Dimensiones de Panel; Altura 60m, Longitud 100m, Buzamiento 80°
- ✓ Potencia de: 15 m

Determinación de longitudes estables a minar (secuencia):

- ✓ 1er Banco (12 m): Minar hasta una longitud de 50 m
- ✓ 2do banco (28 m): Minar hasta los 28 m, luego debe ir un pilar de 4m pot, minar hasta los 32.0 m, luego debe ir un pilar de 4.0 m de pot.
- ✓ 3er Banco (44 m): Minar hasta 50 m (secuenciado cada 18 m)
- ✓ Spam máximo entre banco y banco debe ser 18 m
- ✓ Sustento: Ver tabla matriz de cavidades estables:

Restricciones geomecánicas

Potencia de veta = 15 m

Método de explotación: Top Down

- ✓ Dimensiones de Panel; Altura 60m, Longitud 100m, Buzamiento 80°
- ✓ Potencia de: 15 m

Determinación de longitudes estables a minar (secuencia):

- ✓ 1er Banco (12 m): Minar hasta una longitud de 50 m
- ✓ 2do banco (28 m): Minar hasta los 28 m, luego debe ir un pilar de 4m pot.
- ✓ 3er Banco (44 m): Minar hasta 50 m (secuenciado cada 18 m)
- ✓ Spam máximo entre banco y banco debe ser 18 m
- ✓ Sustento: Ver tabla matriz de cavidades estables:

Buzamiento	Potencia	Radio hidráulico				
	15 m	3.0	4.0	5.00	6.0	7.0

80°	H de Banco	Longitudes minables estables					Inicia colapso
	12	9.24	15.02	24.05	40.15	76.90	> 110
	28	8.58	13.36	20.06	30.14	47.01	> 60
	44	8.15	12.34	17.84	25.38	36.38	> 45

4.4.7. Procesamiento de datos

Tabla 11. Levantamiento de datos de acuerdo al mapeo Geomecánico

Fecha	Zona	Sector	Nivel	Labor	Estruct.	Litología	N° Estación	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q (RQD/Jn)*(Jr/Ja) (Jw/SRF)	Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja))	RMR (prom.)
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	Min	Mineral	E1	55	36	1	8	1	2.5	0.1	0.2	45
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	Min	Mineral	E2	40	15	1	8	1	2.5	0.1	0.3	45
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	Min	Mineral	E3	84	9	1	2	0.66	2.5	1.2	4.7	45
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	C/T	Caliza	E4	73	18	1	5	1	2.5	0.3	0.8	34
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	C/T	Caliza	E5	40	9	3	8	1	2.5	0.7	1.7	40
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	C/T	Caliza	E6	40	3	1	8	1	2.5	0.7	1.7	40
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	C/T	Caliza	E7	84	6	1	8	1	2.5	0.7	1.8	41
jul-15	Alta	ESTE	150	TJ 017 E	C/T	Caliza	E8	80	6	1.5	2	1	2.5	4.0	10.0	56
jul-15	Baja	ESTE	-180	TJ 076 E	C/T	Intrusivo	E1	85	6	3	2	1	2.5	8.5	21.3	63
jul-15	Baja	ESTE	-180	TJ 076 E	C/T	Intrusivo	E2	91	6	3	2	1	2.5	9.1	22.8	64
jul-15	Baja	ESTE	-180	TJ 076 E	C/T	Intrusivo	E3	91	9	2	0.75	1	2.5	10.8	27.0	65
jul-15	Baja	ESTE	-180	TJ 076 E	Min	Mineral	E4	87	12	2	1	1	5	2.9	14.5	54
jul-15	Baja	ESTE	-180	TJ 076 E	Min	Mineral	E5	93	6	2	2	1	2.5	6.2	15.5	60
jul-15	Baja	ESTE	-180	TJ 076 E	Min	Mineral	E6	81	6	2	1	1	5	5.4	27.0	59
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	Min	Mineral	E1	88	3	3	2	1	1.5	29.3	44.0	63
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	C/T	Intrusivo	E2	88	3	1.5	2	1	2	11.0	22.0	55
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	C/T	Intrusivo	E3	66	2	2.5	0.75	1	1.5	73.3	110.0	61
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	C/T	Intrusivo	E4	74	4	1.5	0.75	1	1.5	24.7	37.0	73
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	C/T	Intrusivo	E5	81	3	1.5	0.75	1	1.5	36.0	54.0	59
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	C/T	Intrusivo	E6	94	4	1.5	0.75	1	1.5	31.3	47.0	67
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	C/P	Caliza	E7	70	3	3	0.75	1	1.5	62.2	93.3	57
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	C/P	Caliza	E8	91	4	3	0.75	1	1.5	60.7	91.0	72
dic-16	Baja	ESTE	-160	TJ 084	Min	Mineral	E9	88	6	3	0.75	1	1.5	39.1	58.7	63
dic-16	Baja	ESTE	-310	GA 088S	C/P	Skarn	E1	46	4	1.5	1	1	5	3.5	17.3	58
dic-16	Baja	ESTE	-310	GA 088S	C/T	Skarn	E2	59	4	1.5	1	1	5	4.4	22.1	60
dic-16	Baja	ESTE	-310	VE 024	C/P	Intrusivo	E1	59	4	3	1	1	2	22.1	44.3	70
dic-16	Baja	ESTE	-310	VE 024	C/T	Intrusivo	E2	56	4	1.5	3	1	2	3.5	7.0	58
dic-16	Baja	ESTE	-310	GA 087S	C/P	Skarn	E1	56	6	1.5	2	1	2	3.5	7.0	58
dic-16	Baja	ESTE	-310	GA 087S	C/T	Skarn	E2	49	6	3	2	1	2	6.1	12.3	62
dic-16	Baja	ESTE	-310	GA 087S	Min	Mineral	E3	46	6	3	2	1	2	5.8	11.5	61

Los diferentes factores de ajuste se estima el número de estabilidad

Tabla 12. Cálculo del Número de Estabilidad (N').

ZONA DE DISEÑO		Q' (RQD/Jn)*(Jr/Ja)	σ_{ci}	σ_{max}	A	B	C	N' A*B*C
LABOR	DOMINIO							
Tajos en Profundización	MINERAL	51.3	150	18	0.77	0.80	3.00	94.5
	C / TECHO	54.0	200	15	1.02	0.30	2.50	41.5
	C / PISO	92.2	90	15	0.58	0.30	8.00	128.0

El gráfico de estabilidad modificado de Mathews se estima el Radio Hidráulico (S) para mantener una zona estable sin sostenimiento, se calcula las aberturas máximas para cada caso. Se muestra en las siguientes tablas.

Tabla 13. Cálculo de Radio Hidráulico (S) para una zona estable SIN SOSTENIMIENTO manteniendo potencia de 15m.

ZONA DE DISEÑO		RM R	NÚMERO DE ESTABILIDAD (N')	DIMENSIONES MÁXIMAS (zona estable sin sostenimiento)			
LABOR	DOMINIO			RADIO HIDRAULICO (S)	ALTURA	ANCHO	LONGITUD
Tajos en Profundización	MINERAL	63	94.5	13.00	69		42
	C / TECHO	63	41.5	9.60	69	15.0	

DIMENSIONAMIENTO DE TAJOS			
ZONA	ANCHO (m)	ALTURA (m)	LONGITUD (m)
Profundización	15.0	69	42

La entrega y capacitación fue por parte de la empresa Draguer.

Tabla 14. Cálculo de Radio Hidráulico (S) para una zona estable SIN SOSTENIMIENTO y EN TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO

ZONA DE DISEÑO		RMR	NÚMERO DE ESTABILIDAD (N')	RADIO HIDRAULICO (S)	
LABOR	DOMINIO			ZONA ESTABLE SIN SOSTENIMIENTO	ZONA ESTABLE - TRANSICIÓN SIN SOSTENIMIENTO
Profundización	MINERAL	63	94.5	13.00	16.20
	C / TECHO	63	41.5	9.60	12.80

Ilustración 14. Radio Hidráulico (S)

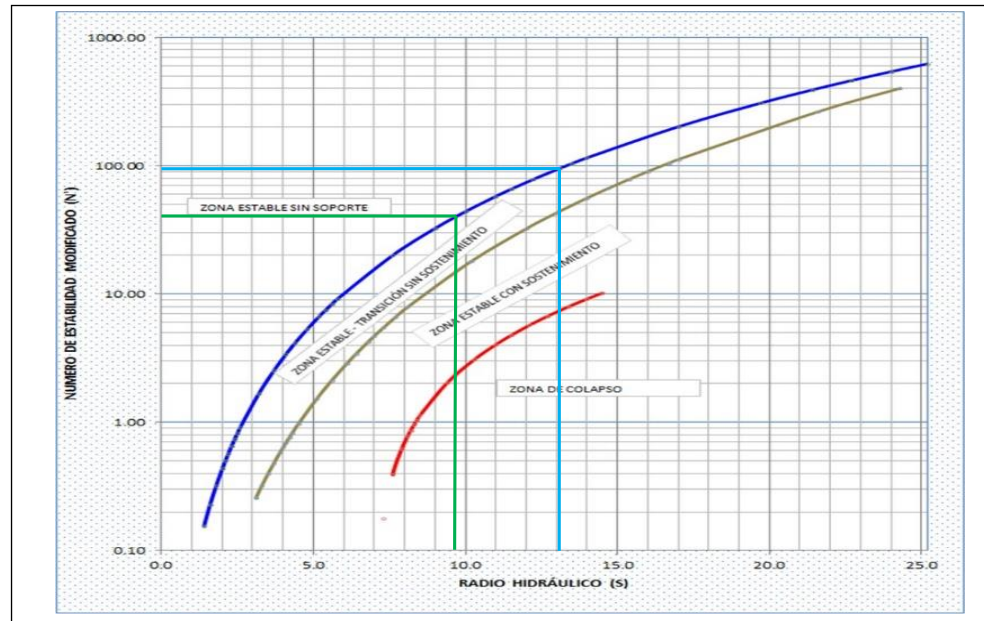


Tabla 15. Longitud máxima (altura constante) para Zona Estable, sin sostenimiento

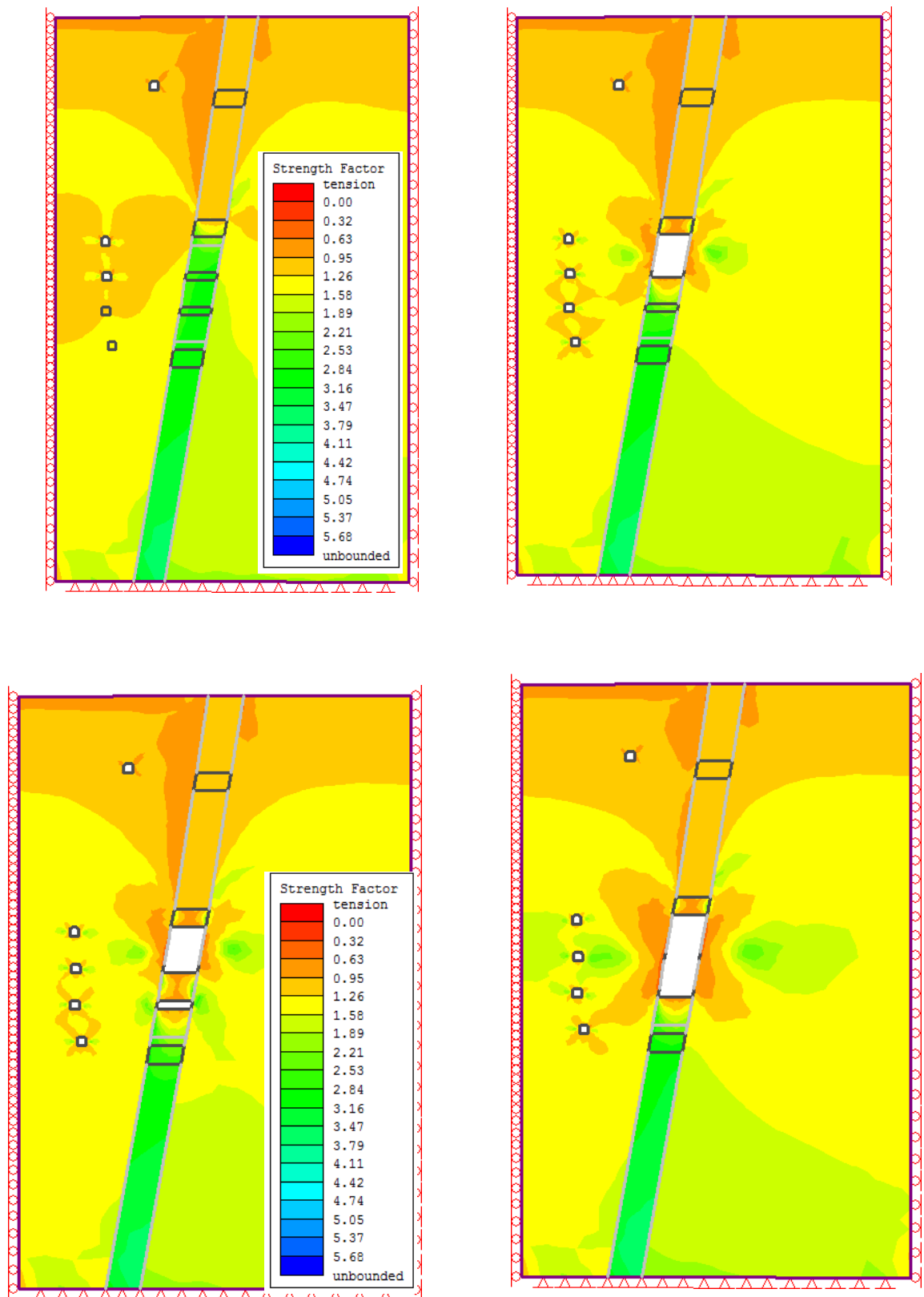
CAJA TECHO, $S < 9.60$

Longitud	Altura	Radio Hidraulico (S)
10	16	3.1
20	28	5.8
30	44	8.9
35	44	9.7
40	44	10.5

Tabla 16. Longitud máxima (altura constante) para Zona Estable EN TRANSICIÓN sin sostenimiento

Longitud	Altura	Radio Hidraulico (S)
10	16	3.1
20	28	5.8
30	28	7.2
40	44	10.5
50	44	11.7
60	60	15.0
100	60	18.8

Ilustración 15. Aberturas máximas, manteniendo Radios hidráulicos para zonas estables sin sostenimiento.



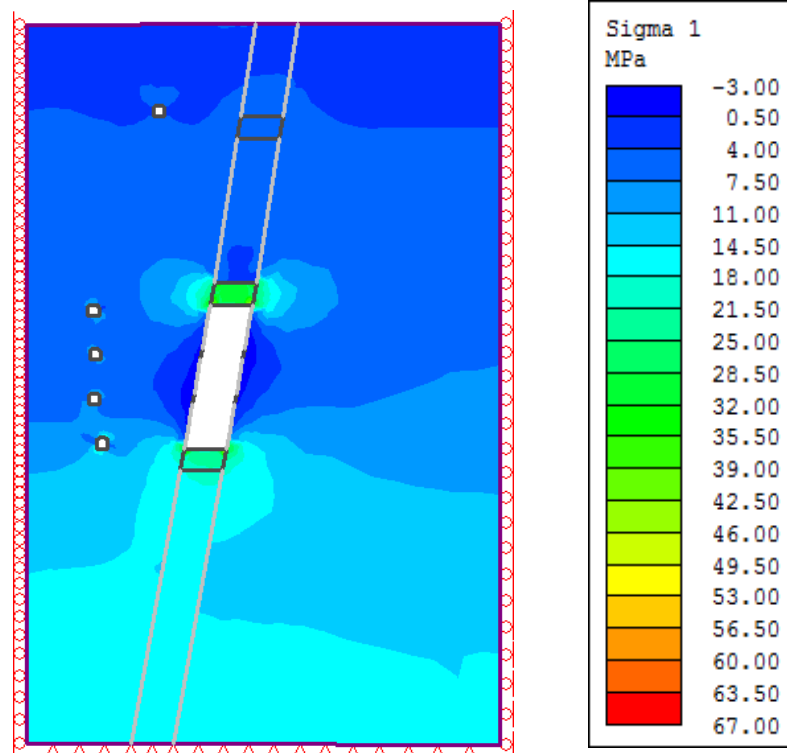
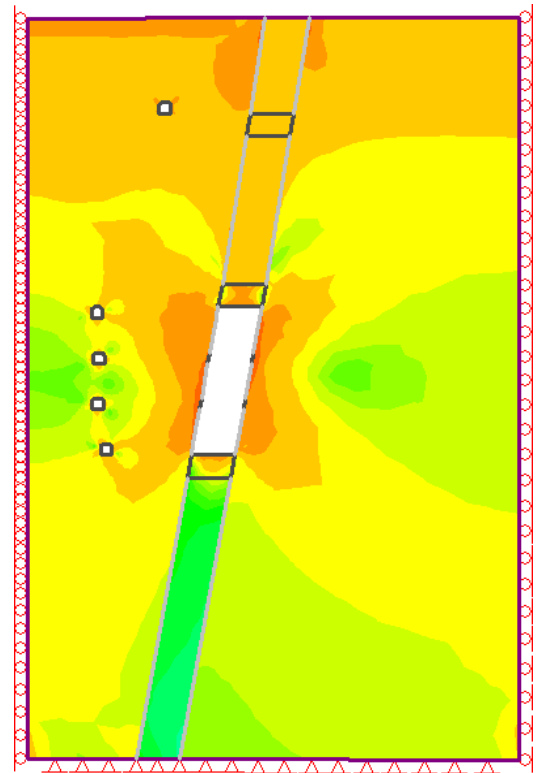
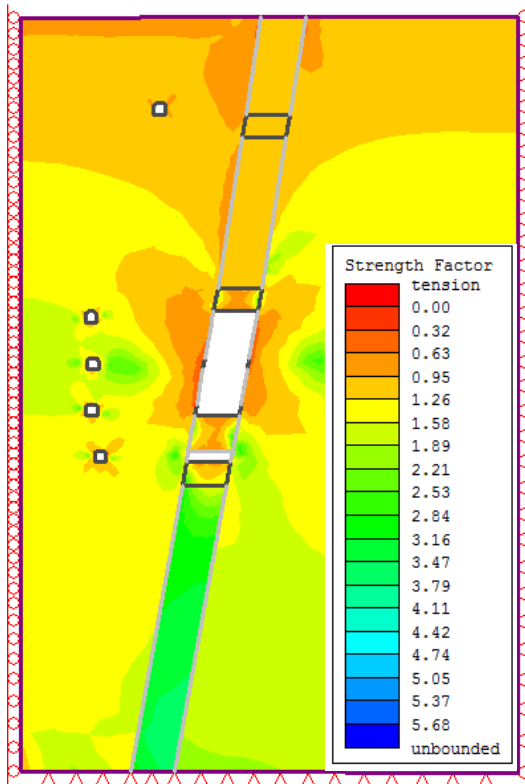
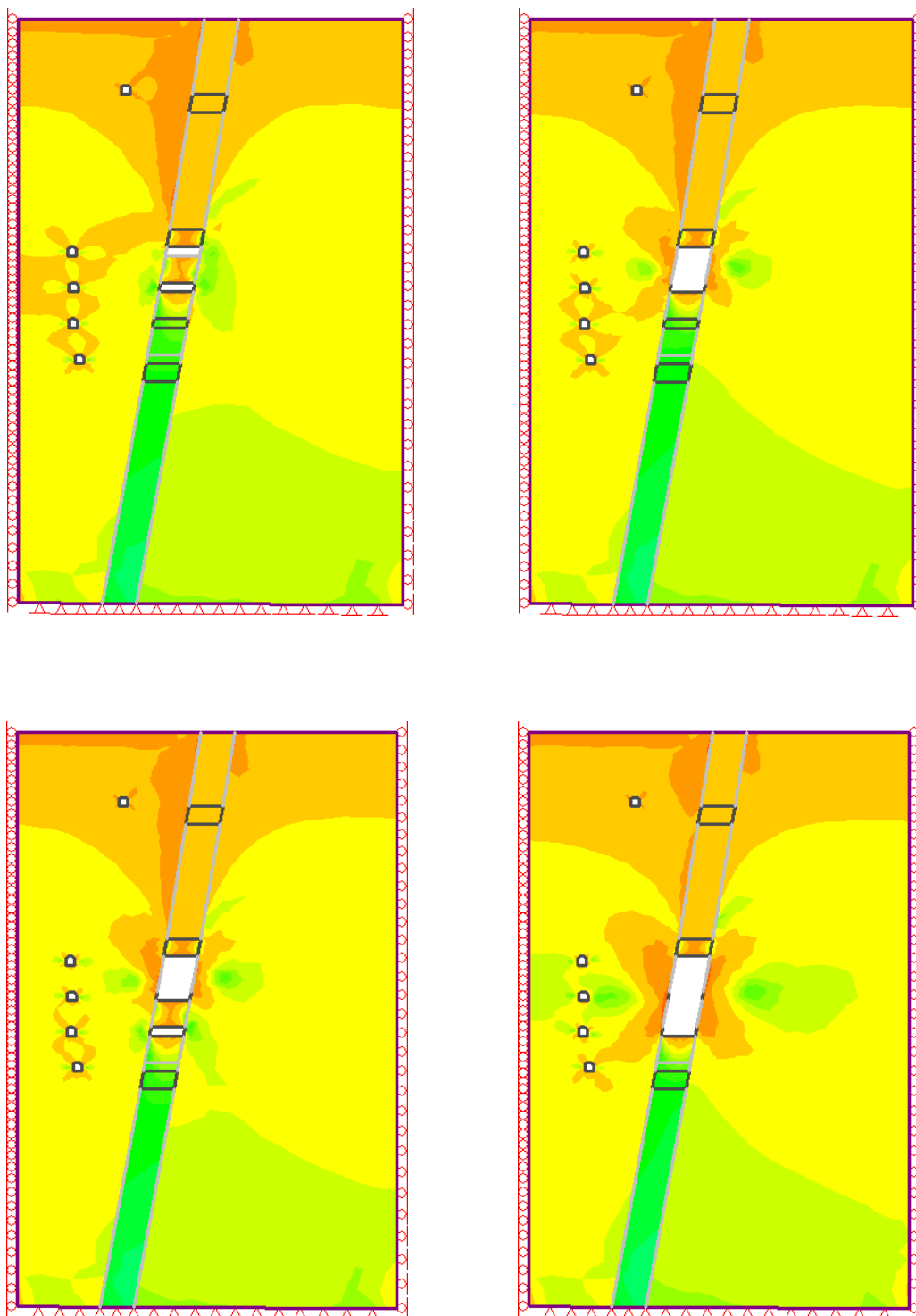
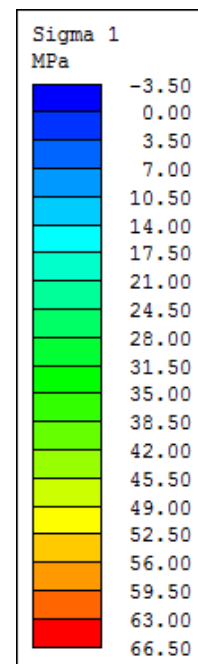
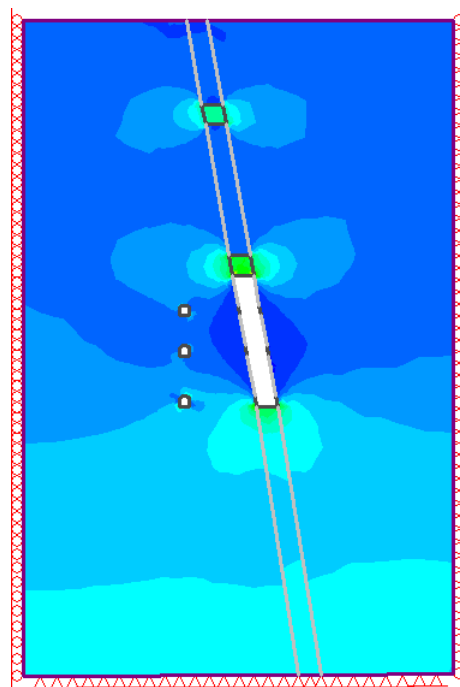
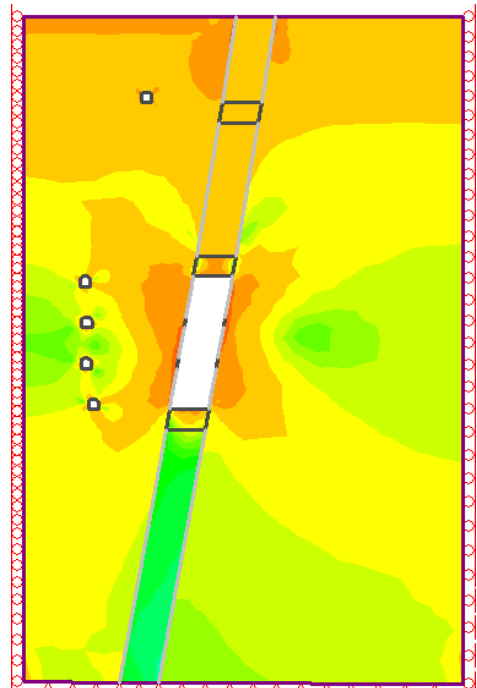
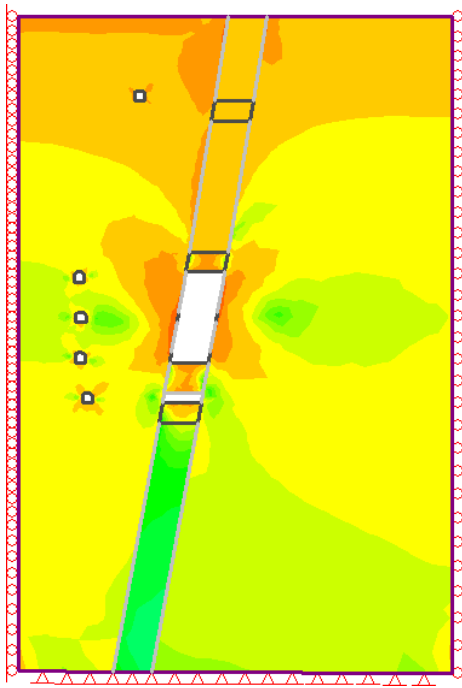


Ilustración 16. Simulaciones de secuencia miento para NV (-)310 hasta NV (-)250 (Pot 15.0 m Top Down)





**Tabla 17. Simulaciones de secuencia miento para NV (-)310 hasta NV (-)250
(Pot 8.0 m Top Down)**

Material Name	Color	Initial Element Loading	Unit Weight (MN/m3)	Elastic Type	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	Material Type	Tensile Strength (MPa)	Tensile Strength (residual) (MPa)	Dilation Angle (deg)	Friction Angle (peak) (deg)	Friction Angle (residual) (deg)	Cohesion (peak) (MPa)	Cohesion (residual) (MPa)	Intact Compressive Strength (MPa)	mb (peak)	s (peak)	a (peak)	Piezo Line	Ru
INTRUSIVO IIIA		Field Stress and Body Force	0.027	Isotropic	13280	0.3	Generalized Hoek-Brown	Elastic								140	1.84925	0.002333	0.502841	None	0
MINERAL		Field Stress and Body Force	0.032	Isotropic	8360	0.31	Generalized Hoek-Brown	Elastic								100	2.0046	0.006738	0.504048	None	0
CALIZA IIIA		Field Stress and Body Force	0.028	Isotropic	12850	0.31	Generalized Hoek-Brown	Elastic								100	1.67677	0.003866	0.505734	None	0
RELLENO DETRITICO		Body Force Only	0.024	Isotropic	2000	0.025	Mohr Coulomb	Plastic	1	0	1.5	35	6	0	1					None	0

Fuente: Propia.

Estas Investigacion deberían servir como base para Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la mina, para mejorar la eficiencia y la seguridad en la explotación de la Mina Contonga, manteniendo un equilibrio entre la producción y la estabilidad.

CONCLUSIONES

- La hipótesis planteada sugiere que el dimensionamiento de taladros largos permitirá obtener parámetros confiables en el diseño de la mina. Los resultados de los estudios y pruebas apoyan la viabilidad del diseño propuesto para mantener la estabilidad en las condiciones mineras específicas de Contonga.
- El proceso incluye el análisis detallado de la estabilidad geomecánica y el diseño de tajos basado en pruebas y modelos numéricos, con el objetivo de optimizar la producción minera de manera segura y eficiente.

RECOMENDACIONES

- Continuar utilizando modelos gráficos de estabilidad y modelamientos numéricos para ajustar el diseño de las aberturas mineras, adaptándolo a las condiciones geológicas específicas de cada zona. Considerar la variabilidad en la calidad de la roca para asegurar la estabilidad a lo largo de toda la mina.
- Implementar un programa de monitoreo continuo para registrar cambios en los esfuerzos tectónicos y la calidad de la roca. Esto permitirá ajustar los diseños de los tajos de manera proactiva y prevenir problemas antes de que afecten la producción o la seguridad.
- Dada la menor calidad de roca y RQD en la zona Oeste, se recomienda realizar una evaluación más detallada para entender mejor los riesgos asociados. Considerar la posibilidad de aplicar un diseño de sostenimiento más conservador en esta área si es necesario.
- Revisar y, si es necesario, actualizar la clasificación geomecánica utilizando criterios adicionales que puedan proporcionar una visión más precisa de la calidad de la roca y su comportamiento bajo las condiciones mineras actuales.
- Asegurar que el personal esté bien capacitado en la interpretación de los datos geomecánicos y en la aplicación de los métodos de diseño. La seguridad del personal debe ser una prioridad, con protocolos adecuados para manejar cualquier cambio inesperado en las condiciones de la roca.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barton, N. (1992- 1993). Predicting the behavior of underground openings in rock. New Delhi.
- Bath, C., y S. Duda.1968. Secular Seismic Energy release in the circum pacific belt.
- Bernal, I., y H. Tavera. 2005. Evaluación de la sismicidad y distribución de la energía sísmica en Perú. IGP Boletín de la Sec. Geológica del Perú V 98 p 54-86
- Compañía Minera Buenaventura S.A.A. – UP. Uchucchacua: Departamento de Geología/Geomecánica – 2018
- CORDOVA R. David. “Asesoramiento Geomecánico Mina San Cristóbal”, Informe visita 12 - 13 de Diciembre 2016.
- Exsa (2010). “Manual Práctico de Voladura” ultima Edición. Lima – Perú
- GAVILANES J., Hernan & ANDRADE H., Byron; INTRODUCCION A LA INGENIERIA DE TUNELES – CARACTERIZACION, CLASIFICACION Y ANALISIS GEOMECANICO DEL MACIZO ROCOSO. A.I.M.R. Quito-Ecuador, 2004.
- GONZALES DE VALLEJO L., INGENIERÍA GEOLÓGICA, Pearson – Prentice Hall, Madrid.
- GOODMAN Richard E. “INTRODUCTION TO ROCK MECHANICS”. Second Edition. University of California at Berkeley, 1989.
- Hoek, E. (1999). Strength of rocks and rock masses. ISRM New Journal 5 (2), pg 12-26.
- Jungen Hofler y Jurg Schlump, “Concreto proyectado en la construcción de tuneles” “Introducción a la tecnología básica de Concreto Proyectado, Putzmeister (09/04)”
- KARZULOVIC A. “Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice GSI”.

KARZULOVIC, Antonio; SISTEMAS DE CALIFICACION Y CLASIFICACION
GEOTÉCNICA DE MACIZOS ROCOSOS.

Ryan, T. “Concreto Lanzado” Nueva Serie IMCY/10 Instituto Mexicano de cemento.

Uchucchacua” Informe Técnico BISA – Enero 1998.

Universidad Nacional de Ingeniería, Pruebas de Laboratorio de Mecánica de Rocas.
Noviembre 2018.

Weiss F. y Córdova D. “Influencia de las condiciones naturales en la selección del
método de explotación en minería subterránea”, Informe INGEMMET – 1991.

Z. T. Bieniawski; ENGINEERING ROCK MASS CLASSIFICATIONS, A Wiley-
Interscience Publication, 1989-1990, Canada.

ANEXOS

Anexo 1. Cartilla Geomecánica

 UNIDAD MINERA CONTONGA - GEOMECAICA					
A Sin sostenimiento o pemo ocasional B Pemo sistemático espaciados de 1.40 - 1.8 m C Malla + Pemo Sist. esp. a 1.40 m (Shotcrete 2" opcional) D Shotcrete 2" + Pemo Sist. a 1.40 m (cimbres ligeras opcionales) E Cimbres espaciadas de 0.8 m a 1.50 m  Labor Temporal  Labor Permanente Labor temporal seccion desde 2.80 a 4.00 m. Labor permanente seccion desde 4.00 a 4.50 m.		CONDICION SUPERFICIAL BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RASGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LUGAR ABIERTA (N. 50 a 250 MPa) (SE PUEDE CON VALORES DE PIEDRA) REGULAR (RESISTENTE Y MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LIGERAS MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (N. 50 a 100 MPa) (SE PUEDE CON VALORES DE PIEDRA) POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE Y MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRATIFICACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO CON FRAGMENTOS DE ROCA (FC 25 a 50 MPa) - (SE INVENTA, APPROPRIATE) MUY POBRE/BLANDA (MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIBADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ANILLAS BLANDAS (N. < 25 MPa) (SE DESMORA O INERTA PROFUNDAMENTE)			
CONDICION ESTRUCTURAL  LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 81 - 100) RQD = 1 + 5 - 2.5 Jm 2 A 8 PRACT., POR METRO CUADRADO		LF/B	LF/R	NA	NA
 FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES RQD 61 - 80 8 A 14 PRACT., POR METRO CUADRADO		F/B	F/R	NA	NA
 MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES RQD 41 - 60 14 A 20 PRACT., POR METRO CUADRADO		NA	MF/R	MF/P	NA
 INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. RQD 21 - 40 20 A 28 PRACT., POR METRO CUADRADO		NA	IF/R	IF/P	IF/MF
 TRITURADA O BRECHADA (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISORDENABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. RQD < 21		NA	NA	T/P	T/MF

7. Cartilla oficina Geomecánica: 217/0070 grupo 5557 a 5561

 SAFEWORK METODOLOGIA DE APLICACION UNIDAD CONTONGA SOSTENIMIENTO DE LABORES SEGUN GSI ESTANDARIZADO 2018			
INDICE G.S.I.	RMR	SOSTENIMIENTO	TIPO DE SOPORTE
Levemente fracturada / Buena (LF/B)	75 - 90	Temporal Permanente	A
Levemente fracturada / Regular (LF/R)	65 - 75	Temporal Permanente	A
Fracturada / Buena (F/B)	65 - 75	Temporal Permanente	A
Fracturada / Regular (F/R)	55 - 65	Temporal Permanente	B
Muy fracturada / Regular (MF/R)	45 - 55	Temporal Permanente	B
Muy fracturada / Pobre (MF/P)	30 - 45	Temporal Permanente	B
Intensamente fracturada / Regular (IF/R)	30 - 45	Temporal Permanente	C
Intensamente fracturada / Pobre (IF/P)	20 - 30	Temporal Permanente	D
Intensamente fracturada / Muy pobre (IFMP)	< 20	Temporal Permanente	E
Triturada / Pobre (T/P)	< 20	Temporal Permanente	E
Triturada / Muy Pobre (TMP)	< 20	Temporal Permanente	F

1.- Para utilizar la tabla GSI, se determina en campo (in-situ) lo siguiente:
 a.- El parámetro "CONDICION ESTRUCTURAL", se medirá contando la cantidad de fracturas por metro cuadrado.
 b.- El parámetro "CONDICION SUPERFICIAL", se determinará según la resistencia de la roca mediante las cantidad de golpes a ser rota, la facilidad a ser rayada o descosturada con la navaja o si se indenta superficial o profundamente.
 El área a evaluar con el GSI, deberá lavarse previamente para su fácil visualización de las fracturas, la condición de relleno de las fracturas y cualquier otra característica que debilite el macizo rocoso.
 2.- El término "pemo" es utilizado para la descripción de los pemos helicoidales, Pyhton y Split-set. El uso de estos elementos de sostenimiento dependerá del tiempo de apertura de labor (permanente o temporal).
 3.- Durante la instalación de la malla se debe asegurar con los pemos en forma sistemática, teniendo que emplear mini split set en tramos de malla colgada y en el traslape de la malla que será de 30 cm.
 4.- Se ejecutará el estándar ECO-PLA-08 "Sostenimiento en apoyos a bajos" el cual indica que todo laboreo cual sea el tipo de roca se sostendrá con pemos mas malla electrosoldada o Shotcrete 2" desde 15 m antes de la comunicación a la zona mineralizada.
 5.- Para el sostenimiento de cuñas, se deberá evaluar las dimensiones y tonelaje de éstas versus la capacidad portante y longitud de los pemos, de no ser posible sostener las cuñas con pemos, se deberá colocar cable bolting o sostenimiento pasivo (Cimbres).
 6.- En presencia de factores influyentes (ej. agua, voladura deficiente, tajeros cercanos, interseccion de labores, relajamiento o altos esfuerzos) se recomienda bajar la condición superficial hacia el lado derecho, dando como resultado un sostenimiento de refuerzo inmediato inferior al sostenimiento obtenido con la tabla geomecánica (ej. Malla electrosoldada o shotcrete).
 7.- En excavaciones realizadas en litología de tipo intrusivo, propensa a relajamiento o estallidos por altos esfuerzos de campo o por influencia de espacios abiertos, el sostenimiento, será reforzado con Malla a seccion completa.
 8.- El Cable Bolting será empleado en la caja techo de los tajeros previa evaluación Geomecánica y en caso de cuñas mayores.
 9.- Según el DSG24-2016, Artículo 213, se aplicará el concepto de "METRO AVANZADO, METRO SOSTENIDO".
 NOTA: La cartilla geomecánica es una guía para las operaciones mineras y puede sufrir modificaciones según el comportamiento del macizo rocoso, NO SE APLICA EN LOS SIGUIENTES CASOS:
 Falla o Cuñas mayores, en zonas de altos esfuerzos, estallidos de roca, rehabilitación de labores antiguos (evaluación de Geomecánica).
 En casos especiales se modificará el sostenimiento. El Geomecánico previa evaluación y estudio, sustentará mediante un informe oficial. Ejm en caso de secciones convergentes de siama.

TIPO DE ROCA	GEI	DESCRIPCION	Indice RMR	CONDICION I. FAVORABLE	CONDICION II. INTERMEDIA
II	F/B - F/R	ROCA BUENA (se rompe con varios golpes de picota), muy resistente - levemente alterada - fracturada	61 - 80		
III - A	MF/B - MF/R	ROCA REGULAR (se rompe con 1 a 2 golpes de picota), resistente - levemente alterada - muy fracturada (de 12 a 20 fracturas por metro)	51 - 60		
III - B	IF/B - IF/R	ROCA REGULAR (se rompe con 1 a 3 golpes de picota), moderadamente resistente - alterada - intensamente fracturada (mas de 20 fracturas por metro)	41 - 50		

OBSERVACION: Para zonas intensamente fracturadas con filtración de agua, zona de fallas potentes y zonas con resquebrajamiento, la supervisión de geomecánica evaluará el tipo de sostenimiento.

LEYENDA		Contonga PERU		Zoneamiento Geomecánico		Lámina	
	FALLA PRINCIPAL		AVANCE PROG.	Nv (- 310)		A-3	
	FALLA FUERTE INFERIA		ZONA DE LIBERACION DE ENERGIA	Escala: 1:500		Código:	
	FALLA		ESFUERZOS PRINCIPALES	Elaborado : Area de Geomecánica		Fecha: 10/12/2017	
				Revisado : Area de Geomecánica		Area/Departamento : Planeamiento	
				Aprobado : Area de Geomecánica		Sección : GEOMECAINICA	
				Autorizado : J. Pinedo/CD GEOMECANICA/INIG INCORP - Centro Operativo		Prensa Geomecánica/II. Prensa Geomecánica/Resolución/II. Geomecánica/Tratamiento/II. (10/12/2017)	

Anexo 3 Análisis de Laboratorio.

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D2216-98 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Methods for Determining Water Content, Porosity, Density, Absorption and Related Properties)

Los resultados obtenidos son los siguientes:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	D. Seca (gr/cm ³)	D. Húmeda (gr/cm ³)	Absorción (%)	P.A. (%)	P.E.A. (KN/m ³)
Intrusivo	6.32	2.9	2.547	2.568	0.820	2.088	24.959
Caliza	6.31	2.89	2.670	2.679	0.352	0.941	26.164
Mineral	6.33	2.91	2.759	2.778	0.685	1.889	27.035

ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE UNIAxIAL

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D2938 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Method for Determination of the Uniaxial Compressive Strength of Rock Materials).

Los resultados obtenidos son los siguientes:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (Kg)	Resistencia (Kg/cm ²)	Resistencia (MPa)
Intrusivo	6.34	13.17	45020	1432.72	140.41
Caliza	6.32	12.88	34980	1117.65	109.53
Mineral	6.35	12.98	22480	711.76	69.75

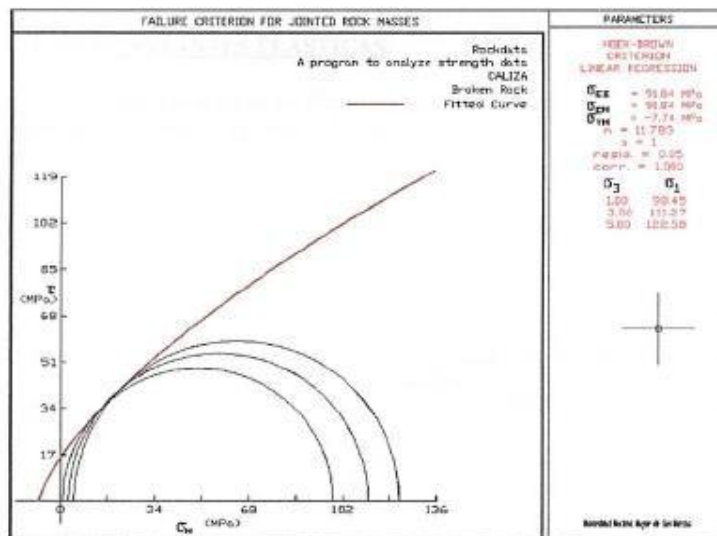
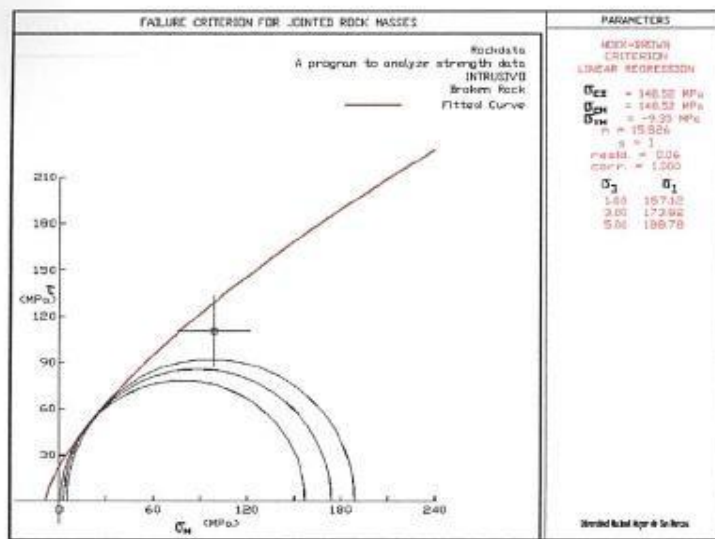
*Según relación de esbeltez de Protodyakonov ($L/D=2$)

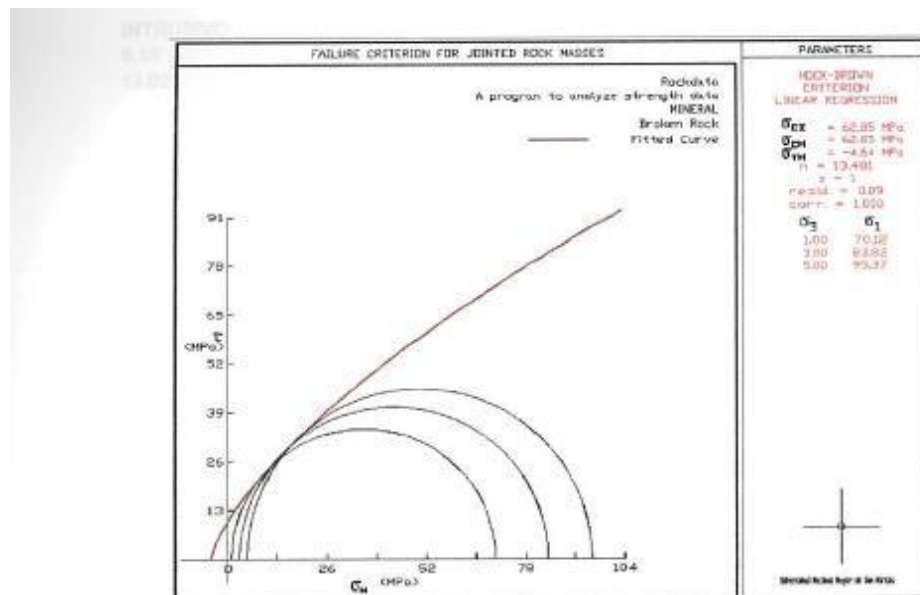
ENSAYO DE COMPRESIÓN TRIAXIAL

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D 2664-86 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Methods for Determining the Strength of Rock Materials in Triaxial Compresión)

Los resultados obtenidos son los siguientes:

Código	MI	Ang. Fricción (°)	Cohesión (MPa)
Intrusivo	15.83	50.86	26.56
Caliza	11.78	45.69	18.86
Mineral	13.48	46.59	12.76





ENSAYO DE CONSTANTES ELASTICAS

Estos ensayos se realizaron según las directivas de la norma ASTM D 3148-86 y según las sugerencias del ISRM (Suggested Method for Determining Deformability of Rock Materials in Uniaxial Compression).

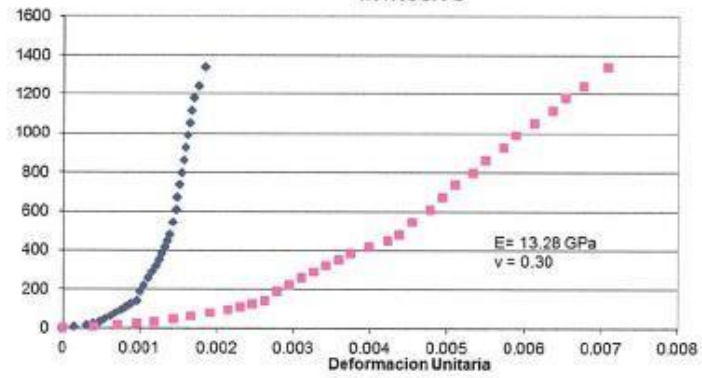
Los resultados obtenidos son los siguientes:

CONSTANTES ELÁSTICAS

Muestra	Profundidad (mt)	Módulo Young (GPa)	R. Poisson
Intrusivo	6.35-13.02	13.28	0.30
Caliza	6.32-13.02	12.85	0.31
Mineral	6.34-12.88	8.36	0.31

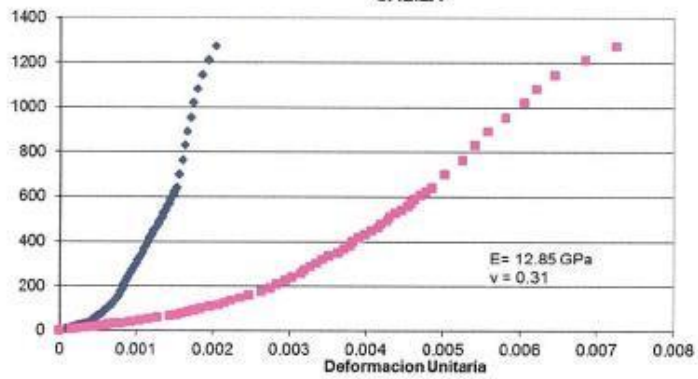
INTRUSIVO
6.35
13.02

CONSTANTES ELASTICAS INTRUSIVO



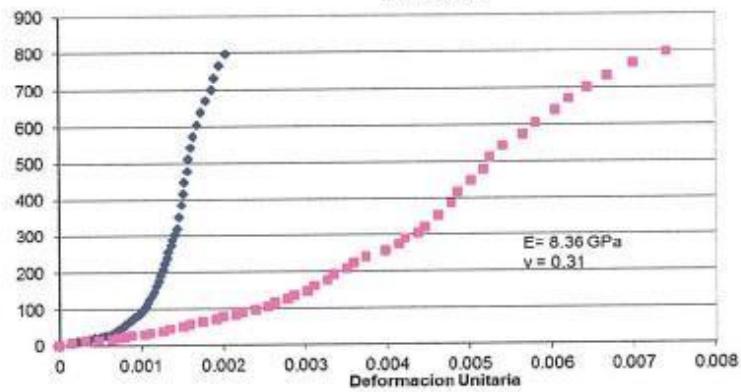
CALIZA
6.32
12.88

CONSTANTES ELASTICAS CALIZA



MINERAL
6.34
12.88

CONSTANTES ELASTICAS MINERAL



La identificación y codificación de las muestras son de estricta responsabilidad del cliente.


Mg. Ing. Enrique Guadalupe Gómez
Responsable del Laboratorio de Mecánica de Rocas
Universidad Nacional Mayor de San Marcos



Anexo 4 Matriz de Consistencia

TÍTULO: Dimensionamiento de Taladros Largos para Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.						
Tesista: Bach.						
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	TIPO Y NIVEL DE INVEST
GENERAL: ¿Es posible realizar el Dimensionamiento de Taladros Largos para Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga? Problemas Específicos A. ¿Con la realización del modelo geomecánico se obtendrá los parámetros de la masa rocosa de la Mina Contonga? B. ¿Con la ejecución del dimensionamiento de los taladros largo se realizara la orientación y diseño de la Mina Contonga?	GENERAL: Realizar el Dimensionamiento de Taladros Largos para Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga. Objetivos Específicos A. Realizar el modelo geomecánico para obtener los parámetros de la masa rocosa de la Mina Contonga. B. Ejecutar el dimensionamiento de los taladros largo para realizar la orientación y diseño de la Mina Contonga.	GENERAL Con la realización del Dimensionamiento de Taladros Largos se Obtendrán los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga. Hipótesis Específicas A. Con el modelo geomecánico se obtendrá los parámetros de la masa rocosa de la Mina Contonga. B. ¿Con el dimensionamiento de los taladros largo se realizara la orientación y diseño de la Mina Contonga.	INDEPENDIENT E X: Dimensionamiento de Taladros Largos de la Mina Contonga. DEPENDIENTE: Obtener los Parámetros Confiables en la Orientación y Diseño de la Mina Contonga.	Metodo de Explotacion Produccion Plan de Minado Minera Contonga	Parametros Geomecanicos Orientacion Diseño Zonificacion Geomecanica Levantamiento Estructural Clasificacion Geomecanica	TIPO: Aplicada. NIVEL: Evaluativa.